

AKADEMIA GÓRNICZO – HUTNICZA

IM. STANISŁAWA STASZICA

W KRAKOWIE

MONOGRAFIA

NOWOCZESNE TECHNOLOGIE I BEZPIECZEŃSTWO W GÓRNICTWIE

Kraków 2017

Redakcja naukowa

Dr hab. inż. Krzysztof Kotwica, prof. AGH

Redakcja techniczna

Dr inż. Piotr Kasza

NOWOCZESNE TECHNOLOGIE I BEZPIECZEŃSTWO W GÓRNICTWIE

Kraków 2017

© Copyright 2017, Department of Mining, Dressing and Transporting Machines
Faculty of Mechanical Engineering and Robotics
UNIVERSITY of SCIENCE and TECHNOLOGY AGH
POLAND, 30-059 Kraków, al. Mickiewicza 30/B2

Kopiowanie, przetwarzanie i rozpowszechnianie w jakiegokolwiek postaci bez pisemnej zgody autorów i wydawcy jest zabronione (Dz.U. nr 24 z 1994r.)

**Materiały zawarte w monografii zostały zakwalifikowane do druku
po uzyskaniu dwóch pozytywnych recenzji**

Recenzenci:

Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Prof. dr hab.inż. Antoni Kalukiewicz
Prof. Ph. D. Eng. Greg Galecki
Dr hab. inż. Janusz Reś, prof. AGH

Rozdziały opracowano na podstawie materiałów
dostarczonych przez Autorów

ISBN 978-83-930353-3-5

Druk i oprawa
Zakład Poligraficzny A. Kozień
32-082 Bolechowice, ul. Jurajska 137

SPIS TREŚCI

1	Anye CAO Linming Dou Zhigang LIU Guangan ZHU Changbin Wang	NUMERICAL SIMULATION FOR OPTIMAL PARAMETERS OF DEEP-HOLE BLASTING IN SIDEWALLS OF ROADWAY.....	9
2	Bansah Kenneth Joseph Galecki Grzegorz	OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY PRACTICES IN THE ARTISANAL AND SMALL-SCALE GOLD MINING SECTOR IN GHANA.....	17
3	Karol Bartodziej	ZDALNIE STEROWANY CIĄG TECHNOLOGICZNY WYDOBYCIA WĘGLA.....	25
4	Dhara Sharma Gourab	AN ASSESSMENT OF PHYSIOLOGICAL DEMANDS OF UNDERGROUND COAL MINER'S OF INDIA.....	27
5	Piotr Dudziński Robert Czabanowski Adam Konieczny Andrzej Kosiara Aleksander Skurjat Damian Stefanow Piotr Dudziński	INNOWACYJNA METODA IDENTYFIKACJI OBCIĄŻEŃ EKSPLOATACYJNYCH NARZĘDZI ROBOCZYCH KOPARKI JEDNONACZYNIOWEJ.....	35
6	Robert Czabanowski Adam Konieczny Andrzej Kosiara Aleksander Skurjat Damian Stefanow	NOWEJ GENERACJI STANOWISKO DO BADANIA PROCESU ŁADOWANIA ŁYŻKĄ ŁADOWARKI JEDNONACZYNIOWEJ.....	43
7	Eichentopf B. Wendel Tobias Baltes R. Nienhaus Karl	USE CASES OF THERMAL IMAGING IN THE MINING INDUSTRY.....	51
8	Galecki Greg Summers David	CONCEPTUAL STUDY OF DRILLING DEEP AND LARGE DIAMETER HOLES IN HARD ROCKS.....	57
9	Gładysiewicz Adam Maier Klaus	DRIVE UPGRADE SAVING COSTS FOR BELT CONVEYORS - A CONTRADICTION?.....	59
10	Jacek Godziek	OFERTA INNOWACYJNYCH PRODUKTÓW SPÓŁKI MARAT DLA GÓRNICTWA.....	67
11	Siyuan Gong Linming Dou Guifeng Wang Anye Cao Wu Cai	SPATIO-TEMPORAL ASSESSMENTS OF ROCKBURST HAZARD COMBINING B- VALUES AND SEISMIC TOMOGRAPHY.....	73

12	Jiang He Linming Dou Songwei Wang Changhao Shan	NUMERICAL SIMULATION STUDY OF HARD-THICK ROOF INDUCING ROCK BURST IN COAL MINE.....	83
13	Janusz Juraszek	ZASTOSOWANIE SYSTEMÓW OPTYCZNYCH W ZAGADNIENIACH BEZPIECZEŃSTWAW GÓRNICTWIE.....	91
14	Klich Jiri Riha Zdenek Klichova Dagmar Foldyna Vladimir	FINISHING OF GRANITE AND BASALT SURFACES WITH HYDRODYNAMIC WATER JET TECHNOLOGY.....	99
15	Klichová Dagmar Foldyna Vladimír	THE RESEARCH ON THE QUALITY OF DIFFERENT KINDS GRANITE SURFACES CREATED BY ABRASIVE WATER JET CUTTING TECHNOLOGY.....	107
16	Koczvara Józef Wilczok Bohdan Skrzydło Andrzej	GŁĘBIENIE ORAZ POGŁĘBIANIE SZYBÓW W POLSKIM GÓRNICTWIE W LATACH 2000 - 2017.....	115
17	Koczvara Józef	WYBUCH METANU ZAISTNIAŁY W DNIU 27.07.2016 R. W KHW S.A. KWK „MURCKI – STASZIC” W KATOWICACH. WYPADEK ŚMIERTELNY I KATASTROFA BUDOWLANA.....	129
18	Korski Jacek	FREZOWANIE W GÓRNICTWIE ODKRYWKOWYM – UJĘCIE PROCESOWE.....	131
19	Kotwica Krzysztof Gospodarczyk Piotr Lewicki Mirosław	TENDENCJE W MECHANICZNYM URABIANIU SKAŁ ZWIĘZŁYCH.....	141
20	Kotwica Krzysztof Lewicki Mirosław	MOŻLIWOŚCI MECHANICZNEGO URABIANIA RUD MIEDZI W WARUNKACH KGHM.....	151
21	Artur Kozłowski Tomasz Gąsior Andrzej Czajkowski Lesław Ostapow Krzysztof Kotwica	MOŻLIWOŚĆ STOSOWANIA NAPĘDÓW ZASILANYCH Z UKŁADÓW BATERYJNYCH NOWYCH GENERACJI W MASZYNACH GÓRNICZYCH.....	161
22	Kozubek Adam Ledwoń Adam Szczyrkowski Marcin Wojtas Marek	AUTOMATYZACJA KOMPLEKSU ŚCIANOWEGO PRZY WYKORZYSTANIU SYTEMU STEROWANIA OBUDOWĄ ZMECHANIZOWANĄ RUFUS 3G NA PODSTAWIE PRÓB RUCHOWYCH PRZEPROWADZONYCH W POLSKIEJ GRUPIE GÓRNICZEJ SP. Z O.O. ODDZIAŁ KWK ROW RUCH MARCEL.....	169

23	Dariusz Kubiak	AUTOMATYZACJA PUNKTÓW PRZEŁADUNKOWYCH W KOPALNIACH KGHM POLSKA MIEDŹ S.A. NA PRZYKŁADZIE URB/ZS-3 WG PROJEKTU CUBRII/1.....	171
24	Kwaśniewski Jerzy Molski Szymon Mazurek Paweł Witoś Mirosław	DIAGNOSTYKA LIN KOMPAKTOWANYCH.....	173
25	Xuwei Li Jan Nemicik Naj Aziz	STUDY ON THE SHEAR BEHAVIOUR OF A FULLY GROUTED CABLE BOLT SUBJECTED TO SHEARING.....	175
26	Paweł Mendyka Krzysztof Kotwica Stopka Grzegorz Andrzej Czajkowski Lesław Ostapów Jacek Karliński	MOŻLIWOŚCI I BARIERY W IMPLEMENTACJI ZDALNEGO STEROWANIA WOZAMI WIERCĄCYMI.....	183
27	Paweł Mendyka	ZASTOSOWANIE METODY ELEMENTÓW DYSKRETNYCH.....	191
28	Okrent Krzysztof	SYSTEMY I ROZWIĄZANIA TECHNICZNE DLA POPRAWY BEZPIECZEŃSTWA PRACY W SAMOJEZDNYCH MASZYNACH GÓRNICZYCH PRODUKCJI KGHM ZANAM S.A.	199
29	Lesław Ostapów	KIERUNKI ROZWOJU I AUTOMATYZACJI MASZYN WIERCĄCYCH I KOTWIĄCYCH FIRMY MINE MASTER.....	201
30	Mukhopadhyay Partha Netai Chandra Dey	OBSERVATION INTO PHYSIOLOGICAL RESPONSES OF SELECTIVE OXY- CUTTERS OF INDIAN RAILWAY MECHANICAL WORKSHOPS.....	203
31	Penkała Krystian Rożenek Zenon	NISKOEMISYJNE PALIWO WĘGLOWE.....	211
32	Günther Philipp Markus Schütz Nienhaus Karl	OKREŚLENIE SIŁ WYSTĘPUJĄCYCH W ŁAŃCUCHU PRZENOŚNIKA ŚCIANOWEGO PRZY POMOCY ZMINIATURYZOWANEGO UKŁADU POMIAROWEGO.....	217
33	Philipp Matthias Bartnitzki Thomas	ACOUSTIC FINGERPRINT OF ROCK CUTTING MACHINES AND THEIR MEANING FOR EXCAVATION.....	235
34	Pieczora Edward Suffner Hubert	CZY NADCHODZI KRES STOSOWANIA KOLEJEK PODWIESZONYCH Z NAPĘDEM SPALINOWYM W GÓRNICTWIE?.....	241

35	Romanyshyn Lyubomyr Romanyshyn Taras Mosora Yurii	THE POSSIBILITIES OF USING MAGNETIC TOOLS FOR REPAIR WORKS IN MINING WORKINGS.....	253
36	Rutkowski Sławomir	ZASTOSOWANIE SPECJALISTYNYCH TECHNOLOGII SPAWALNICZYCH W REGENERACJI CZĘŚCI MASZYN I URZĄDZEŃ.....	264
37	Zajícová Vendula Staš Lubomír Sitek Libor Hlaváček Petr Souček Kamil Klichová Dagmar Młynarczuk Mariusz	CUT SURFACE INSPECTION OF GRANITIC STRUCTURES BY X-RAY CT....	269
38	Krzysztof Władzielczyk Piotr Kipczak Rafał Dudek	METODY STEROWANIA WYDAJNOŚCIĄ POMP GŁÓWNYCH WSPÓŁCZESNYCH KOPAREK JEDNONACZYNIOWYCH.....	279
39	Szubert Agnieszka Ziętkowski Leszek Młynarczyk Janusz Jakubowicz Jan Kire Mariusz Nagy Stanisław	ALTERNATYWNA METODA EKSPLOATACJI RUD MIEDZI Z WYKORZYSTANIEM TECHNOLOGII <i>SOLUTION MINING</i>	289
40	Banerjee Sumit	INVESTIGATION ON EFFECTS OF DIFFERENT VARIABLES, EQUIPMENT DOWN TIME AND RELIABILITY OF SYSTEM COMPONENTS TO AUGMENT THE PERFORMANCE OF CM BASED MINING SYSTEM IN INDIA.....	291

Anye CAO , Linming Dou, Zhigang LIU , Guangan ZHU , Changbin Wang
Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education of China;
School of Mines; China University of Mining & Technology, Xuzhou, 221116, China

NUMERICAL SIMULATION FOR OPTIMAL PARAMETERS OF DEEP-HOLE BLASTING IN SIDEWALLS OF ROADWAY

ABSTRACT

Based on orthogonal experiment, six main influencing factors of coal blasting effect were considered, and main inspected indexes were selected. This paper also studied on the effect of deep-hole stress relief blasting in sidewalls of roadway by numerical simulation. The results show that the optimal combination of factors is 3# coal, 8kg in charge weight, 90mm in hole diameter, 15m in hole depth, 3m in spacing between holes, non-coupling coefficient $K=4$. Then the optimal combination to stress relief was applied in sidewalls of roadway in the deep coal and the effectiveness of stress relief blasting was validated.

1. Introduction

Rock burst is a kind of the most devastating rock dynamic disasters. In recent years, many coal-producing countries have happened rock burst, which caused certain casualties and property loss^[1]. The domestic and foreign engineering technical scholars had carried out a lot of researches on preventing rock burst. Many feasible methods are proposed, in which the stress relief blasting technology is comparatively efficient.

The coal stress relief blasting technology, which is proposed for stress concentration in roadway sidewalls, due to its simple construction, convenient operation, flexible location and time of implementation, becomes one of the most popular methods for preventing rock burst. Also scholars have made a series of researches and explorations on relevant technologies for preventing rock burst by blasting, which mainly focus on following aspects: mechanism of preventing rock burst by stress relief blasting, design of blasting parameter and blasting effect validation, etc.

For example, in the aspect of mechanism for preventing rock burst by stress relief blasting, Dou^[2] put forward the intensity weakening theory for rock burst. Thus we presented an analysis on preventing rock burst mechanism by stress relief blasting. Qi^[3] analyzed the mechanism of preventing rock burst by stress relief blasting from perspectives of dynamic load and static load. Moreover in the study of blasting parameters design, Wei^[4] analyzed the stress relief blasting parameters and effect under different conditions by using numerical simulation and electromagnetic radiation monitoring technology. Dong^[5] proposed blasting parameters calculation formula based on the blasting damage theory. In terms of blasting effect validation, Ouyang^[6] analyzed the mechanism and effect of preventing rock burst by multistage stress relief blasting technology.

Scholars at home and abroad have carried out a lot of researches on preventing rock burst by stress relief blasting. But there are many influencing factors for the stress relief blasting effect. It can't be realized to study systematically on main controlling factors of stress relief blasting by means of the fewer field industrial experiments and some other methods, while the cost and risk of experiments are both high.

By selecting influencing factors and examining indexes of stress relief blasting based on numerical simulation, this paper carried out the orthogonal experiment to obtain the optimal combination of blasting parameters, which was then applied to field practice, verifying the effect of stress relief blast by field observation and numerical simulation methods.

2. Numerical simulation design of stress relief blasting in sidewalls of roadway

2.1. Analysis on influencing effect factors of stress relief blasting in sidewalls of roadway

Deep-hole blasting in sidewalls of roadway mainly solves the problem of stress concentration. There are many factors influencing the blasting effect. Main controlling factors of blasting effect are studied generally by theoretical calculations or site experiments. But their timeliness, economy, applicability couldn't meet the demands of practice. So this paper uses numerical simulation of orthogonal experiment to identify main controlling factors and the optimal combination.

This paper selects influencing factors of deep-hole blasting effect as follows: ①coal property, mainly refers to the physico-mechanical parameters of coal including the density, bulk modulus, cohesion, shear modulus, internal friction angle, tensile strength and Poisson ratio; ②charge structure, majorly divided into coupling and non-coupling charging structure, which affects transformation and consumption paths of blasting energy, and the non-coupling coefficient represents the ratio of blasthole diameter and explosive diameter; ③charge weight, directly influences the stress value of coal and the crack area; ④blasthole diameter; ⑤blasthole depth; ⑥blastholes spacing.

Primary examining indexes of experiments: ①the stress transfer degree of surrounding rock; ②stress near roadway; ③roadway displacement.

2.2. Orthogonal experimental design

The orthogonal experiment chooses the following variable factors: coal properties (A), non-coupling coefficient (B), charge weight (C), blasthole diameter (D), blasthole depth (E), blastholes spacing (F). The stress transfer degree of surrounding rock and stress values near roadway and roadway displacement are chosen as the main examining indexes. Table 1 is the determined factors level. Usually, six factors and three levels orthogonal experiment requires tests no less than 12 times. Considering that numerical simulation experiment is convenient with competitive price, this experiment adopts L18 (3⁶) orthogonal experiment design table, as shown in table 2.

Table 1. Orthogonal factor level table

Level	Factors					
	A	B	C	D	E	F
1	1#	0	2 kg	50 mm	5 m	1 m
2	2#	2	4 kg	70 mm	10 m	3 m
3	3#	4	8 kg	90 mm	15 m	5 m

Table 2. Orthogonal experiment design L18(3⁶)

Testing program	Factors					
	A	B	C	D	E	F
1	1#	0	2	50	5	1
2	1#	2	4	70	10	3
3	1#	4	8	90	15	5
4	2#	0	2	70	10	5
5	2#	2	4	90	15	1
6	2#	4	8	50	5	3
7	3#	0	4	50	15	5
8	3#	2	8	70	5	1
9	3#	4	2	90	10	3
10	1#	0	8	90	10	1
11	1#	2	2	50	15	3
12	1#	4	4	70	5	5
13	2#	0	4	90	5	3
14	2#	2	8	50	10	5
15	2#	4	2	70	15	1
16	3#	0	8	70	15	3
17	3#	2	2	90	5	5
18	3#	4	4	50	10	1

2.3. Establishment of the numerical model

As shown in Fig.2, the numerical model of stress relief blasting in the sidewall of roadway is established by using FLAC3D numerical simulation software. This model dimension is 30×50×30m (X×Y×Z). And a roadway is excavated in the center of model with size of 3×3m. Blastholes are arranged perpendicularly into a single-row to the sidewall along the roadway, with 1.5m from the bottom to drilling holes. Reasonable sealed blasthole length can prevent coal in the sidewall from being destroyed so as to ensure blasting effect and reduce deformation of roadway caused by blasting. Due to the engineering experiences and related researches, sealed blasthole length is generally chosen as 25%-30% of hole depth. In order to ensure the sealing quality, the sealed blasthole length is chosen uniformly 30% of the hole depth in this paper.



Fig.2. Blasthole model on the sidewall of roadway

Model sides restrict the horizontal displacement and velocity, while model bottom boundaries restrict the vertical part. And 21.78MPa vertical load is applied for the model coboundary. The simulative buried depth of roadway is about 900m. Physico-mechanical parameters of simulative surrounding rock as table 3 shows.

Table 3. Physico-mechanical parameters of the surrounding rock

Lithology	Density / Kg.m ⁻³	Bulk modulus /GPa	Cohesion /MPa	Shear modulus /GPa	Internal friction angle /°	Tensile strength /MPa	Poisson ratio
Gritstone	2700	4.7	4.1	4	37	11.5	0.22
1# coal	1300	0.73	0.54	0.245	28	0.4	0.63
2# coal	1500	1.0	1.3	0.46	30	0.6	0.3
3# coal	1800	1.05	1.88	0.956	42	1.77	0.15
Packsand	2200	2	1.5	1.6	32	8.2	0.32

In blastholes, blasting waveforms, mainly contains two parameters: the amplitude (peak stress Pdm) and duration (action time tdm). Peak stress Pdm can be calculated according to the explosive properties, coal properties, blasthole sizes, charge structures, etc. In order to simplify the simulation parameters, the peak stress Pdm are 80MPa, 120Mpa and 200MPa respectively when the prepared charge are 2 kg, 4 kg and 8kg.

3. Analysis of experiment results

3.1. Visual analysis of orthogonal experiment data

After blasting, the indexes, such as stress transfer of surrounding rock, stress and displacement near roadway, are significant to test the validity and rationality of stress relief blasting. A very important impact of deep-hole blasting in sidewalls of roadway is to make the peak stress of near field transfer to the deep area^[16], which can achieve the purpose of protecting roadway safely. But when the peak stress transfer to deep area, if stress of near roadway is still great, it will continue to be adverse to the roadway safety^[18]. And if the deformation is too large which caused by blasting, it will also directly affect the practicality and safety of roadway.

By the numerical simulation of the orthogonal experiment, locations of every peak stress ,stress value in the 2m of the sidewall surrounding rock and the maximum displacement value of roadway are all obtained in the paper. The visual analysis of orthogonal experiment data are conducted, as shown in table 4.

In the table, Ki(i=1,2,3) represents the average level of results referred to i level. The curve in table is index-factor graphs under three different indexes, which intuitively shows the different influences of the factors for each index.

Due to analysis of experimental results and range in table 4, we could draw a conclusion that, the effective order of factors on the peak stress position (the degree of peak stress transferring) is A-C-D-B-E-F; the optimal combination is A1C3D3B2E3F3, namely, 1# coal, 8kg charge, 90mm hole diameter, non-coupling coefficient K=2, 15m hole depth, 5m distance between holes. The effective factors' order on stress of near field is F-A-B-E-D-C. The smaller the stress, the safer the roadway. So we choose

F1A3B1E3D3C3 as the optimal combination, which means spacing between holes is 1m, 3# coal, coupling blasting, 15m hole depth, 90mm hole diameter, 8kg charge.

The effective factors' order on roadway deformation is A-E-F-C-D-B. The smaller the deformation, the safer the roadway. So we choose A3E3F2C2D1B3 as the optimal combination, which means 3# coal, 2kg charge, 3m spacing between holes, 50mm hole diameter, 15m hole depth, non-coupling coefficient K=4.

Table 4. Analysis of orthogonal array test results

Testing program	Factors						The peak stress position /m	The stress of near field /MPa	The roadway deformation /mm
	A	B	C	D	E	F			
1	1#	0	2	50	5	1	3.0	9.02	6.08
2	1#	2	4	70	10	3	6.0	23.71	7.95
3	1#	4	8	90	15	5	7.0	25.26	9.95
4	2#	0	2	70	10	5	3.0	29.42	16.66
5	2#	2	4	90	15	1	3.5	9.39	13.2
6	2#	4	8	50	5	3	3.5	24.54	13.7
7	3#	0	4	50	15	5	2.0	24.12	4.85
8	3#	2	8	70	5	1	3.5	9.39	13.2
9	3#	4	2	90	10	3	2.5	19.75	6.91
10	1#	0	8	90	10	1	7.0	6.59	17.7
11	1#	2	2	50	15	3	6.0	23.90	7.93
12	1#	4	4	70	5	5	6.0	25.30	10.1
13	2#	0	4	90	5	3	3.0	23.53	11.6
14	2#	2	8	50	10	5	3.5	29.04	12.9
15	2#	4	2	70	15	1	3.0	8.94	11.3
16	3#	0	8	70	15	3	3.0	14.29	4.88
17	3#	2	2	90	5	5	2.5	24.52	7.6
18	3#	4	4	50	10	1	2.0	8.79	8.61

3.2. Choice of optimal combination

According to the orthogonal experiment above, it is clear that the optimal combination is A3C3D3E3(3# coal, 8kg charge, 90mm hole diameter, 15m hole depth), which has a good effect on the three indexes. But non-coupling coefficient and blastholes spacing are still unable to be determined the optimal combination. So, an experiment was conducted for analyzing it, as shown in table 5 (The meanings of parameters are same as in table 4).

According to the analysis of experimental results and range above, it can be concluded that the optimal combination of two factors for three indexes are F2B3, F1B3, and F2B3. Combined with the field experience, F2B3 is chosen as the optimal combination finally. Above all, we get the optimal combination A3C3D3E3F2B3 of blasting parameters, which means 3# coal, 8kg charge, 90mm hole diameter, 15m hole depth, 3m distance between holes, non-coupling coefficient K=4.

3.3. Numerical simulation analysis of the optimal combination

Table 5. Design and analysis of complete planning

Testing program	Factors		The peak stress position /m	The stress of near field /MPa	The roadway deformation /mm
	B	F			
1	0	3	6	19.71	12.9
2	4	1	6.5	10.62	17.2
3	2	3	6.5	20.62	10.3
4	2	5	3	23.52	9.8
5	0	5	3.5	21.36	10.2
6	2	1	4	10.35	17.8
7	0	1	4.5	12.3	16.2
8	4	3	5.5	18.32	8.3
9	4	5	5	22.51	11.6

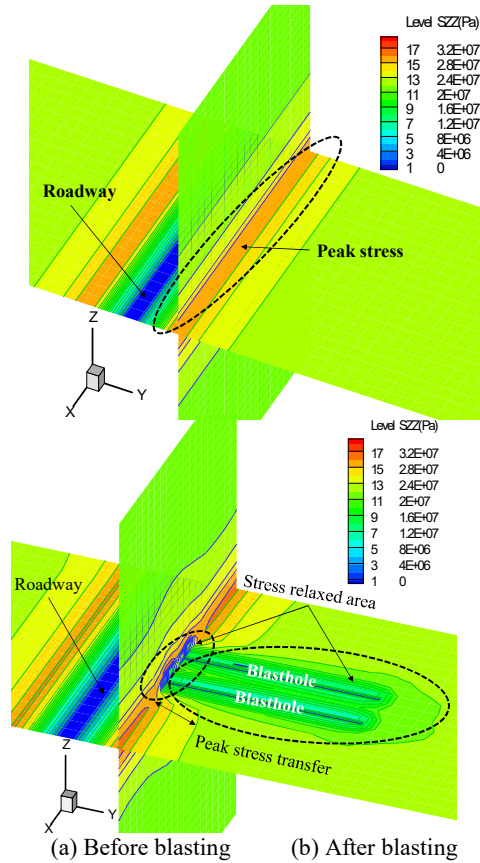


Fig.4. Distribution of vertical stress before and after blasting

Then numerical calculation model was rebuilt to assign parameters of the optimal combination for model, and simulate the effect of reducing the stress concentration and improving stress distribution near field of the surrounding rock in sidewall of roadway.

(1) Reducing scope and stress transfer condition of the surrounding rock of roadway are concluded by numerical simulation, as shown in Fig.4. It is obvious that stress peak transfer to the deep near the blasthole. And the near field stress of the roadway reduces. Both ahead mean stress relief blasting has played an important role.

(2) After that we do the Y-Z section along with the two drillings center to take the surrounding rock vertical stress of roadway on the section, then the curves is drawn as shown in Fig.5.

From curves above, we could find that the surrounding rock vertical stress of roadway distribute regularly, meanwhile peak stress transfer to the deep area. The maximum stress reduces to 7.54MPa, while the reducing range is up to 34.2%.

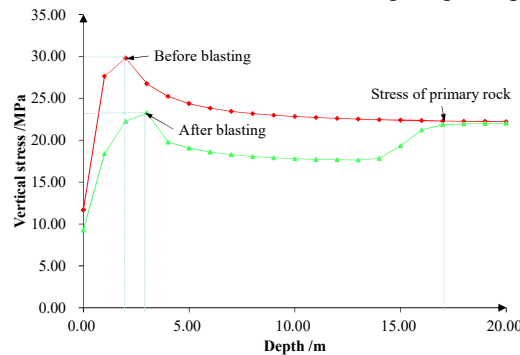


Fig.5. Vertical stress distribution in sidewall coal of roadway

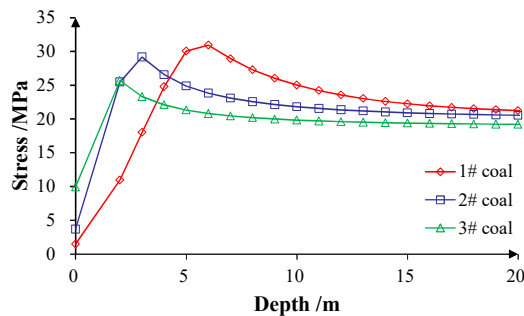


Fig.6. Stress distribution of different

3.4. Analysis on experimental results with different parameters

In above experiments, coal properties are both factor and object bearing blasting. Also we could find: stress distribution of different coal is different although with the same blasting parameters. As shown in Fig.6, in the same given stress, the softer the coal, the greater the stress transfer to the internal coal part, and the bigger the pressure pass down through the roof.

Through experiments, it can be also seen that under the same coal condition, three main inspected indexes, charge weight, spacing between holes and hole depth, are the main controlling factors. Therein, charge weight mainly controls the peak stress transfer

to the deep. Blastholes spacing mainly determines the influence of near field stress. Blasthole depth mainly controls the deformation influence of sidewalls.

4. Conclusion

From all above, we could come to conclusions as follows:

1. From experiments, the optimal combination “A3C3D3E3F2B3” of blasting parameters is obtained, which includes 3# in coal, 8kg in charge weight, 90mm in hole diameter, 15m in hole depth, 3m in spacing between holes, non-coupling coefficient $K=4$. Through rebuilding numerical calculation model with the optimal combination, the stress relief effect changes obviously; stress distribution in sidewalls of roadway optimizes; peak stress reduces; the range is about 34.2%.
2. The orthogonal experiment based on numerical simulation shows that physico-mechanical properties of coal is the major controlling factor which influences the blasting effect, followed by charge weight, blastholes spacing and blasthole depth. Among them, charge weight mainly determines the displacement degree of the stress peak value depth. The blastholes spacing determines the degree of sidewalls near field stress, and the blasthole depth determines the deformation degree.
3. Stress distribution of different coal is different although with the same blasting parameters. It is obvious that in the same given stress condition, the softer the coal, the greater the stress transfer to the internal coal, and the bigger the pressure pass down through the roof.
4. The optimal combination obtained by the experiment was applied to the field practice and the effectiveness of blasting parameters by numerical simulation method was validated. The results show the redistribution stress of blasting region, and the stress peak value.

References

1. Y. D. Jiang, Y. S. Pan, F. X. Jiang, L. M. Dou, and Y. Ju. (2014) State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China, *Journal of the China Coal Society* 39.2:205-213(9) (in Chinese).
2. L. M. Dou, P. C. Lu, Z. L. Mu, and G. Ms. (2009) Prevention and forecasting of rock burst hazards in coal mines, *Mining Science & Technology*, 19(5), 585-591(in Chinese).
3. Mark, et al. (2016) Evaluating the risk of coal bursts in underground coal mines, *International Journal of Mining Science & Technology* 26.1:47-52.
4. M. Y. Wei, et al. (2011) Numerical simulation of rockburst prevention effect by blasting pressure relief in deep coal seam, *Rock & Soil Mechanics* 32.8:2539-2522(in Chinese).
5. D. Qian, X. Li, and H. Zhao. (2015) Study on Damage Characteristic of Underground Cavern Blasting Excavation Based on Dynamic Damage Constitutive Model, *International Conference on Advances in Energy, Environment and Chemical Engineering*.
6. Z. H. Ouyang, et al. (2015) The Mechanism and Application of Deep-Hole Pre-cracking Blasting on Rockburst Prevention. *Shock & Vibration* 2015:1-7.
7. Z. Q. Yang, et al. (2016) Application of high-pressure water jet technology and the theory of rock burst control in roadway, *International Journal of Mining Science & Technology*.
8. S. K. Zhao, et al. (2013) Theory and application of prevention of rock burst by advanced deep hole roof blasting, *Chinese Journal of Rock Mechanics & Engineering* 32:3768-3775(in Chinese).
9. X. Sun, et al. (2010) Deep Crossing-Hole Controlled Hydraulic Blasting and Its Application in Outburst Prevention, *Journal of Mining & Safety Engineering* 27.1:82-86(in Chinese).
10. Mazaira, P. Konicek. (2015) Intense rockburst impacts in deep underground construction and their prevention, *Canadian Geotechnical Journal*, 52(10): 1426-1439

Bansah Kenneth Joseph, Galecki Grzegorz,
Missouri University of Science and Technology, Rolla, Missouri, USA
Quaicoe Ishmael, Dumakor-Dupey Nelson Kofi
University of Mines and Technology, Tarkwa, Ghana

OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY PRACTICES IN THE ARTISANAL AND SMALL-SCALE GOLD MINING SECTOR IN GHANA

ABSTRACT

Artisanal and small-scale gold mining (ASGM) has been practiced in Ghana for many years. However, occupational health and safety (OHS) in the ASGM sector is largely undeveloped. This study assessed the OHS practices in the ASGM sector in Ghana. A multi-stage sampling technique was used for the study. It was observed that the ASGM sector in Ghana is inundated with poor OHS practices that have resulted in fatalities and many injuries. Leadership and commitment by Ghanaian authorities and ASGM management would be required to develop an effective OHS management system to improve the health and safety of the ASGM workforce.

1. Introduction

The artisanal and small-scale gold mining (ASGM) sector is increasingly becoming one of the key drivers of socio-economic development in gold-mineralized countries, especially in sub-Saharan Africa. It is estimated that the ASGM sector contributes about 20% - 30% of the world's gold output and generally accounts for about 2% - 20% of gross domestic products (GDP) for some countries (Basu et al., 2015; UNEP, 2006; Rupprecht, 2005;). The ASGM sector also serves as a major source of livelihood, providing employment for many poor rural people. The sector serves as a major poverty alleviation medium for rural mining communities.

The ASGM sector is still largely informal, labor-intensive and utilizes little or no machinery. Despite the informal nature of the ASGM mining activities, the sector, in some places is structured with certain site/locality-dependent management structure and extraction activities. The typical management structure is often organized through teams of diggers (miners) who cooperate at a particular mining area and are generally accompanied by supporting crews (such as transporters, rock crushers, mineral washers, and waste disposal crews) (Rupprecht, 2015).

In spite of the economic benefits of ASGM, the mining sector continues to face challenges such as environmental pollution, poor technology, and lack of attention to occupational health and safety. Environmental pollution and lack of technology have received extensive coverage in the literature (Bansah et al., 2016a). The environmental issues of ASGM include siltation of rivers, heavy metal pollution, mercury contamination, contaminated effluents discharge, and degradation of vegetation and arable lands (Dumakor-Dupey and Bansah, 2017; Bansah et al., 2016a; Gibb and

O’Leary, 2014; Agyarko et al., 2014). Many of the challenges could be attributed to the lack of skilled workforce in the sector.

Occupational health and safety in ASGM has not received much attention compared to environmental issues. Not many research have been conducted in occupational health and safety in the ASGM sector in Ghana. To date, the ASGM sector still operates under very hazardous conditions (Bansah et al., 2016a; Bansah et al., 2016b). Government regulations enacted in 1970 to regulate occupational health and safety of workers (The Factories, Offices and Shops Act 1970 (Acts 328) have failed to address occupational health and safety issues in the ASGM sector in Ghana. As a result, the ASGM sector is vulnerable to frequent occupational health and safety incidents. In order to protect worker health and safety in ASGM, proper and adequate regulations and enforcement are inevitable. Enacting effective regulations requires adequate understanding of the nature of activities and the hazards posed by those activities, and such understanding can be achieved through extensive participant observations and field studies. Therefore, this study assesses occupational health and safety practices in the ASGM sector in Ghana. Findings in the study can guide authorities in deciding appropriate occupational health and safety policies to safeguard the health and safety of the ASGM workforce in Ghana.

2. Study Location and Mining Method

Artisanal and small-scale gold mining occurs in many rural areas in eight out of ten regions in Ghana, and can be located within the Western, Eastern, Ashanti, Brong-Ahafo, Central, Northern, Upper East, and Upper West regions. This study was conducted in Tarkwa located in the Western region of Ghana. Tarkwa hosts five ASGM sites that mainly use underground mining techniques for the exploitation of gold.

The mining methods adopted in Tarkwa for extracting gold and subsequent processing techniques are similar to methods employed in other regions. Those mining and processing methods are described by Bansah et al. (2016a). The mining methods involve three fundamental techniques similar to what pertains in large-scale gold mining operations. The methods include digging, transportation, and processing as shown in Fig. 1.

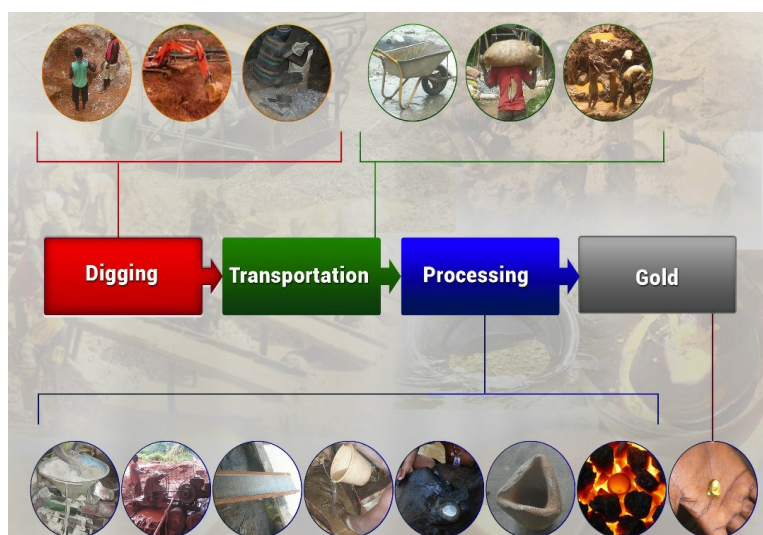


Fig. 1. Typical ASGM process in Ghana.

Digging is usually done with handheld tools such as picks, shovels, and hammers. In hard-to-dig materials, explosives are used to fragment the materials. For deeply buried alluvium, mechanized excavators are used to remove overburden to expose the gravel layer. Transportation of excavated materials is typically done by men and women who usually carry headloads of the materials in pans or sacks from the digging location to the processing area. In semi-mechanized ASGM sites, wheelbarrows are sometimes used to cart excavated materials. In processing, hard rocks are crushed, ground, and sluiced. The concentrates from the sluicing activity is processed through amalgamation with mercury and then roasted to obtain the gold. In some instances (free digging), the excavated materials are directly sluiced without crushing and further processed through the amalgamation process and roasting. The gold is usually sold on the local market or given to financiers who provide the money and equipment for the mining activities.

3. Research Methods

A combination of interviews, questionnaires, and participant observations was used to acquire OHS data. A multi-stage sampling procedure that involved purposive, proportional, and simple random sampling techniques was used to select the participants. Purposive sampling was used to select four ASGM sites in the vicinity of Tarkwa. Each of the four selected ASGM sites had number of workforce different from the others, thus, proportional sampling technique was adopted to guide the number of study participants from each mine.

A summary of the number of workforce for each ASGM site and corresponding number of study participants selected by proportional sampling is presented in Table 1. Simple random sampling technique was employed to select study participants from each of the ASGM sites. In total, 295 study participants from the ASGM workforce were involved in the study.

Table 1. Study participants from ASGM sites

ASGM Site	Work force	Study Participants
1	400	150
2	200	75
3	150	50
4	50	20
Total	800	295

Before the main study, key informant interviews and unstructured questionnaires were used to obtain information about OHS practices in ASGM in Ghana. The information from the key informant interviews and unstructured questionnaires were used to develop a semi-structured questionnaire which was later tested by administering to 10 randomly selected ASGM workers. The responses were used to refine the questionnaires, and those refined questionnaires were used for the main study. The responses also enabled the researchers to fine-tune the questions that were used for the preliminary interview. Participant observations were used to understand the work routine of the ASGM workforce. Among other important questions, study participants were to provide the following key information:

- a. Length of participation/involvement in ASGM or ASGM issues
- b. Understanding of occupational health and safety

- c. Length or frequency of training in occupational health and safety
- d. Occupational health and safety management systems employed in ASGM
- e. Number/frequency/type of incidents that occur in ASGM
- f. Causes of incidents in ASGM
- g. Incident reporting scheme or structure in ASGM

4. Characteristics of Study Participants

Study participants included interviewees and questionnaire respondents. The characteristics of the participants (Table 2) show male-dominated labor force. Males accounted for 96% of the ASGM workforce while females constituted approximately 4%. In previous studies, Bansah et al. (2017) estimated more than 40% female participation in the ASGM sector within the Tarkwa Mining District of Ghana. The low number of females in this present study could be attributed to the fact that the four ASGM operations used for the study were all underground mining operations which typically have fewer females, whose jobs mainly consist of carrying headloads of broken ore and water on the surface.

About 40% of the study participants were between age 21 and 30 years, while 38% were between 31 and 40 years. About 13% were between 41 and 50 years, while 9% were older than 50 years. The ASGM sector typically involves less-educated workforce. In this study, a significant number (86%) of the workforce had some form of formal education (primary, junior high, middle school, and senior high education), while 14% had no form of formal education. Among the formally educated workforce, none had any form of tertiary education.

On the length of engagement in ASGM, 20% of the study participants had worked in the ASGM sector for less than one year, 35% had spent between 1 to 5 years, while 29% had ASGM experience spanning 6 to 10 years. The various job specifications of the ASGM participants included: supervisor (11%), loader/load carrier (16%), changfa operator (9%), mill operator (5%), chiseler (43%), and others (15%). Supervisors performed supervisory roles of mining activities, loader is responsible for shoveling broken ore into sacks or pans for the load carriers to convey the materials to the processing location, changfa operator uses a rock crusher powered by a motor called 'changfa' to crush broken ores into sizes for mill operators to further grind the ore into fines for gold recovery. Chiselers usually use a conventional handheld chisel to manually break gold-bearing rocks in the underground operations of the ASGM.

5. OHS Practices/Issues

The occupational health and safety practices or issues which were observed from the study have been categorized under two main thematic areas: OHS awareness and training and OHS incidents. A summary analysis of the questionnaires and interviews on OHS practices is contained in Table 3. Statistics that appear in the following subsections (OHS awareness and training and OHS incidents) are contained in Table 3.

5.1. OHS Awareness and Training

Clearly, there is a serious lack of training and awareness of occupational health and safety in the ASGM sector in Ghana. A significant proportion (60%) of the study participants believed that OHS concerns the wellbeing of their employers, 22% believed that OHS is about both the workforce and their employers, while as low as 9% were of the view that OHS is about the wellbeing of the employees.

Table 2. Characteristics of study participants

Gender	%	Working Experience	%
Male	96.36	<1	20.00
Female	3.640	1-5	34.55
		6-10	29.09
Age		11-15	14.55
<20	0.00	16-20	1.820
21-30	40.00	>20	
31-40	38.18		
41-50	12.73	Job Title	
>51	9.090	Supervisor	10.91
		Loader/ Load Carrier	16.36
Education		Changfa Operator	9.090
Primary	7.270	Mill Operator	5.450
Junior High School	50.91	Chiseler	43.64
Middle School	5.450	Others	14.55
Senior High School	21.82		
Tertiary	0.000		
No formal Education	14.55		

More than 60% of the study participants never participated in OHS induction. About 38% had undergone OHS induction, but such induction was not comprehensive. At least 45% of the study participants were of the view that the ASGM workers are responsible for their own safety on the mine. Usage of basic personal protective equipment (PPE) such as helmets, steel-toed boots, and dust masks was very poor, given that at least 72% of the study participants had never used such PPE.

In large-scale gold mining operations, mine workers undergo routine OHS training while on the job. That is not the case in the ASGM sector in Ghana, as 80% of the study participants had never been involved in routine OHS training as of the time this study was conducted. Many (55%) of the study participants were unaware of OHS policies of their workplaces. The 45% study participants who knew about OHS policies had basic knowledge of basic OHS policies at the mining premises. Some of those policies which include use of PPE continued to be ignored by the ASGM workers and their employers. There were limited or no sanctions when a worker fails to use PPE. Sometimes, the mine management even fails to provide the required PPE. In some circumstances, the ASGM workers are required to purchase their own PPE. One study participant retorted:

“Why should I spend my own money to buy those items [PPE] and use them to work for someone else? Moreover, those items [PPE] cannot prevent death when there is ground failure”.

Similar concerns were shared by other ASGM workers. Given that a majority of the ASGM workforce lack education on the use of PPE, requiring ASGM workers to

provide for their own PPE is a near impossible task and many are discouraged from pursuing PPE.

5.2. OHS Incidents

Occupational health and safety incidents are often common in ASGM in Ghana. Among the study participants, 76% had witnessed OHS incidents at their various workplaces. Those incidents mainly included cuts (60%), trip and fall (35%), falling objects (5%), and fatality (2%). The main causes of incidents were attributed to negligence (47%), lack of PPE (33%), ignorance of OHS (20%), and complacency (16%). About 18% of the study participants did not know about the causes of incidents they ever witnessed.

Generally, there is lack of data on OHS at the offices of the government established mining regulator in Ghana. This lack of data has been attributed to lack of reporting or poor reporting of OHS incidents (Bansah et al., 2016a). In this study, about 67% of study participants indicated that OHS incidents that occurred at the ASGM sites were reported to their supervisors. Of significant concern is the number of OHS incidents occurring every month. About 44% of the study participants report that more than 10 OHS incidents occur every month at the ASGM sites. Interestingly, though, ASGM owners/officials generally do not observe OHS, 71% of the study participants indicated that their employer pays for their health bills. A safer working environment will, however, mitigate OHS incidents, improve worker health, safety, and productivity.

6. Summary

This study provides the basis for Ghanaian authorities to pay critical attention to occupational health and safety (OHS) in the artisanal and small-scale gold mining (ASGM) sector in Ghana. It appears that because the environmental devastation caused by the ASGM affects a wider population, more attention has been given to the environmental issues related to the mining activities by the general Ghanaian public and authorities. Many of the ASGM workforce engage in the mining for income to support themselves and their dependents. As a result, their health and safety must be of concern to the mine management and Ghanaian authorities.

The poor OHS practices in the ASGM sector in Ghana can be attributed to lack of OHS management systems that could also be attributed to lack of capacity and awareness of ASGM management, lack of adequate and effective OHS regulations, and poor enforcement of existing obsolete OHS policies. The ASGM sector in Ghana, therefore, requires the attention of Ghanaian authorities to help develop effective OHS management systems and build capacity of ASGM supervisors or owners in order to improve the health and safety of the Ghanaian artisanal and small-scale gold miner.

7. Acknowledgment

The authors acknowledge the funding support from Mining & Community Research (a non-profit organization) for the data collection. Akwasi Manu, a graduate mining engineer from the University of Mines and Technology (UMaT), Ghana, played an instrumental role in the field data acquisition.

Table 3. OHS practices/Issues

Understanding of OHS	%	Incident Types	%
Employee's wellbeing	9.090	Trip & fall	34.55
Employers wellbeing	60.00	Cuts	60.00
Employer's and employee's wellbeing	21.82	Fatality	1.820
Employers, employees and third-party wellbeing	3.640	Falling objects	5.450
Others	5.450	Others	7.280
OHS Induction			
Yes	38.18	Causes of Incidents	
No	61.82	Lack of OHS training	5.450
		Negligence	47.27
Routine OHS Training		Complacency	16.36
Yes	20.00	Ignorance of OHS	20.00
No	80.00	Lack of PPE	32.73
		Not sure	18.18
PPE Usage			
Yes	27.27		
No	72.73	Incident Reporting	
		Yes	67.27
OHS Policy Awareness		No	30.91
Yes	45.45		
No	54.55	Frequency of Incidents	
		1 per month	9.09
OHS Responsibility		2-5 per month	3.64
Owner	18.18	6 - 10 per month	1.82
Supervisor	29.09	>10 per month	43.64
Employee	45.45	1 per year	5.45
Mining Regulator	1.820	2 - 5 per year	3.64
Others	9.090	Not often	20.00
Not sure	5.45		
		Employer Pays Health Bills	
Witnessed OHS Incident		Yes	70.91
Yes	76.12	No	27.27
No	23.88		

The authors also appreciate the mine officials who allowed access to their mine premises to conduct the study. Mr. Peter Eshun, a member of Ghana Institute of Safety and Environmental Professionals provided the researchers with useful comments. Mr. Joseph KojoAidoo, a graduate computer scientist and engineer from UMaT helped to design the infographic for the ASGM process.

8. Literature

1. Agyarko, K., Dartey, E., Kuffour, R. A. &Sarkodie, P. A. (2014). Assessment of trace elements levels in sediment and water in some artisanal and small-scale mining (ASGM) localities in Ghana. *Current World Environment*, 9(1), 7.
2. Bansah, K. J., Yalley, A. B. &Dumakor-Dupey, N. (2016a). The hazardous nature of small scale underground mining in Ghana, *Journal of Sustainable of Mining*,
3. Bansah, J. K., Yalley, A. B., Duamkor-Dupey, N. K. &Sakyi-Addo, G. B. (2016b). Small scale mining in Ghana: improving operations by utilizing professional engineers, *4th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference*, CSR 24-34.
4. Bansah, K. J., Dumakor-Dupey, N. K. &Sakyi-Addo, G. B. (2017). Digging for survival: female participation in artisanal and small-scale mining in the Tarkwa mining district of Ghana, *SME Annual Meeting* — Feb. 19 - 22, 2017, Denver, CO, Preprint 17-042.
5. Basu, N., Clarke, E., Green, A., Calys-Tagoe, B., Chan, L., Dzodzomenyo, M., Fobil, J., Long, R. N., Neitzel, R. L., Obiri, S. &Odei, E. (2015). Integrated assessment of artisanal and small-scale gold mining in Ghana—Part 1: Human health review. *International Journal of Environmental Research and Public Health*, 12(5), 5143-5176.
6. Dumakor-Dupey, N. K. & Bansah, K. J. (2016). Environmental issues of artisanal and small-scale mining in the Tarkwa mining area of Ghana, *SME Annual Meeting*, Feb. 19 - 22, 2017, Denver, CO, Preprint 17-058.
7. Elenge, M., Leveque, A. &Brouwer, C. (2013). Occupational accidents in artisanal mining in Katanga, DRC. *International Journal of Occupational Medicine and Environmental Health*, 26(2), 265-274.

Karol Bartodziej
FAMUR S.A.

ZDALNIE STEROWANY CIĄG TECHNOLOGICZNY WYDOBYCIA WĘGLA

REMOTELY CONTROLLED TECHNOLOGICAL PROCESS OF COAL EXTRACTION

STRESZCZENIE

W ramach referatu zostanie zaprezentowany sposób budowy w pełni zautomatyzowanego ciągu wydobywczego w oparciu o urządzenia stosowane dotychczas na krajowym rynku. Celem prezentacji jest pokazanie, że traktowanie wydobywania węgla jako ciągu technologicznego w pełni kontrolowanego i zautomatyzowanego prowadzi do optymalizacji kosztów wydobywania poprzez jednoznaczne identyfikowanie i eliminowanie wąskich gardeł procesu. Zaprezentowane informacje mają na celu pokazanie, że polskie kopalnie dość dobrze przygotowane są do tego typu ewolucji.

ABSTRACT

The speech treats on method of building a fully automated extractive production line based on devices already used on the Polish market. The purpose of the presentation is to show that treating coal extraction as a fully controlled and automated process leads to optimization of mining costs by unambiguously identifying and eliminating bottlenecks of the process. The presented information is intended to show that Polish mines are quite well prepared for this type of evolution.

THIELE
Fabryka łańcuchów Przewodnikowych
i Technicznych Krynica Matycowa

TUR
2012
3. Międzynarodowa Konferencja
TECHNOLOGICZNA
Krynica - Krynica, 26 IX - 28 IX 2012

KRYNICA

Zapraszamy na prezentację
oraz degustację naszych
nowych produktów:
**Złoty i srebrny miedziowy
& Pył szlifierski**

www.thiele.de

Dhara Sharma Gourab
Indian Institute of Engineering Science and Technology, Shibpur, West Bengal, India

AN ASSESSMENT OF PHYSIOLOGICAL DEMANDS OF UNDERGROUND COAL MINER'S OF INDIA

ABSTRACT

Occupational disorders invite absenteeism amongst the miners. Though rapid technological advancement has happened, yet assessment of cardiac workload was largely ignored in underground coal mines in India. This study examines the physical strain experienced by coal miners and the applicability of heart rate indices for measuring physiological and cardiovascular strain of underground miners in India. It further evaluates the effect on the workers' productivity. Heart rate is measured during their course of work by heart rate monitor at the coal face. A comparative statement is made on working heart rates (WHR), relative cardiac cost (RCC), net cardiac cost (NCC) and energy expenditure (EE) of miners. Recovery heart rates and environmental heat load are also assessed. The job seems to be 'heavy' to 'extremely heavy' in accordance with job heaviness scales. Existing heat stress in terms of effective temperature (ET) and wet bulb globe temperature (WBGT) are above the recommended limits proposed by World Health Organization (WHO). High physiological demand of the job with towering heat stress is found to hinder the recovery process and may cause deleterious impacts on the workers. Ergonomic interventions are highly felt towards job organization and up gradation of environmental conditions.

Key words: Ergonomic intervention, absenteeism, workload, heat stress.

1. Introduction:

A prime objective of ergonomics is to improve efficiency at work. The primary focus of ergonomic investigations is therefore on the interaction between the 'Man and machine/task' (Grandjean, 1986) [6]. Any incompatibility between these two key components, within the work environment, will result in the worker experiencing physical and/or mental strain, with poor performance and diminished productivity.

Most of the work-domains in mining are very hardy and almost heavy in nature. But the exact nature of heaviness both in underground and opencast mines is still unknown. Hostile and dangerous environment is ineluctable in underground mines and hard manual labours are still very much predominant in Indian coal mines. In addition, miners have to encroach excessive heat, high humidity, vibration, dust etc which makes them prone to a variety of associated health risks. All of these are likely to pose occupational disorders which invites absenteeism. This is a very common occurrence too in Indian mining industry enhancing early sensation of fatigue and deterioration of the workers performances. Basically fatigue is experienced when the cardiovascular system cannot furnish sufficient oxygen to the muscles involved in coping with the imposed workload (NIOSH, 1986) [10].

Such adverse working conditions have made the underground mining operation as a suitable base for conducting the study. Work physiological studies on coal miners, especially on dressers the key person engaged to produce safety in India is very scanty therefore an attempt is made to investigate the cardiac strain and heat exposure during the activity period and compare the observed values with the existing recommended limits.

2. Subjects and methods:

Subject selection:

The study is conducted amongst 17 underground coal dressers in the mine of Karanpura coal belt of Central Coalfields, Jharkhand, India. Before initiating the study extensive interactions are carried out with the workers during which they assured to cooperate as a prerequisite to the design of the study. While selecting the subjects special care has been taken to provide the group relatively homogenous to avoid unexplained variation in the results of tests.

Task description:

The most important and mandatory unit operation in coal mines is the dressing. The dressing operation is performed by designated dresser just after blasting. The operation is done with a rod of 5 ft. approx length and it makes the place of work safe prior to setting of supports and other unit operation.

Selection of parameters:

The physical parameters of the subjects are recorded first to see their BMI (body mass index) and BSA (body surface area) [5]. Physiological and environmental information of the subjects are also recorded as stated below:

Resting heart rate (RHR) and Working heart rate (WHR):

The subjects are allowed to sit comfortably in a reclining position for at least 30 min at the surface, and during this time heart rates are measured by stethoscope. The minimum heart rate recorded during this period is considered as the RHR and expressed in beats min^{-1} .

Working heart rate [WHR (beats/min)] is recorded continuously for five seconds intervals with a portable heart rate monitor (Sports Tester Polar Electro CS 400, Finland).

Maximum heart rate (HR max):

HR max is obtained using a formula $(220 - \text{Age})$ given by American Heart Association (AHA, 1972) [1].

Heart rate reserve (HRR):

HRR is obtained as the difference of maximum heart rate and RHR of the subject and expressed in beats min^{-1} .

Net cardiac cost (NCC):

NCC is obtained at the difference of working and RHR of the subjects and expressed in beats min^{-1} . The recommended limits of the subject as proposed by Lablanche-Combier and Lay (1984) is $30 \text{ beats min}^{-1}$ [7].

Relative cardiac cost (RCC):

RCC is calculated as $\text{RCC} = \text{NCC} / \text{HRR} \times 100$. The recommended limit of RCC is 30% HRR as proposed by Lablanche-Combier and Lay (1984) [7] and the maximum heart rates of the subjects are estimated by using the formula of American Heart Association (AHA, 1972) [1].

Energy expenditure (EE):

Energy expenditure is calculated as $(0.045 \times \text{Peak heart rate}) - 1.42$ as proposed by **Ramanathan** and expressed in Kcal/min [4].

Environmental parameters:

All environmental parameters are measured at the different faces of the underground coal mines after the blasting is over. Dry bulb (DB) temperature and wet bulb temperature (WB) are noted down by using Assman hygrometer. Natural wet bulb (NWB) temperature is measured by exposing a wet sensor, such as a wet cotton wick fitted over the bulb of a thermometer, to the effects of evaporation and convection. Globe temperature (GT) is the temperature recorded by the Vernon Globe thermometer that remains inside a blackened, hollow, thin copper globe. Relative humidity in percentage (RH %) is calculated from dry bulb and wet bulb temperature using the psychrometric chart. Cooling time is monitored by KATA thermometer from which velocity of air is computed. Calculation of effective temperature (ET) is done (using basic scale) by taking into consideration the temperature values of DB and WB with respect to corresponding air velocities of different working places. WBGT measurements are made based on the formula of Yaglogou and Minard (1957) [13].

3. Result and observation:

Physical and physiological characteristics of the subjects exhibits that the mean age of dressers has been nearly 45.65 ± 8.31 years with a body weight ranging from 55 to 66 kg (Table 1). The BMI (22.97 ± 2.75) and BSA (1.67 ± 0.12) of the workers shows that the subjects are typical of the average populations from eastern India [9].

Table 1: Physical characteristics of dresser

n=17	Age (yr)	Exposure (Yr)	Height (cm)	Weight (kg)	BMI (kg/m^2)	BSA (m^2)
Mean	45.65	14.57	165.7	60.27	22.97	1.67
SD	8.31	7.62	5.41	6.32	2.75	0.12
Range	30-58	6-30	158-170	55-66	19.5-24.75	1.65-1.71

A variation in the dresser's heart rate activities is presented in Table 2. The mean working heart rate is found to be 134.14 bpm ranging from 116.5 to 176.1. Mean NCC is found to be 56.49 bpm whereas the mean RCC is seen to be 59.26 % amongst all the

workers. Energy expenditure of dresser is seen to be 5.12 kcal/min ranges from 4.16 to 7.36.

Table 2: Cardiac strain of the dressers during work along with their age, resting and maximum heart rate values (n = 17)

Parameters	Mean	Std. Deviation	Minimum	Maximum	SE of mean
Age (Year)	45.65	8.31	30.00	58.00	2.01
RHR (bpm)	77.65	8.15	62.00	92.00	1.98
HRs (bpm)	91.78	8.91	78.50	111.00	2.16
Peak HR (bpm)	145.18	19.14	124.00	195.00	4.64
WHR (bpm)	134.14	15.59	116.50	176.10	3.78
HRmax (bpm)	174.35	8.31	162.00	190.00	2.01
HRR (bpm)	96.71	11.55	74.00	122.00	2.80
NCC (bpm)	56.49	14.95	36.80	85.20	3.63
RCC (%)	59.26	17.64	37.17	101.33	4.28
EE (Kcal/min)	5.12	0.86	4.16	7.36	0.21

SE: standard error

The recommended limits of WHR, NCC and EE for individual subjects are shown in Table 3. According to Astrand classification based on WHR values dressers are under very heavy workload category [2]. The subjects are in extremely heavy category according to their NCC values while dressers are under heavy category according to Ramanathan classification based on EE values [3, 4].

Table 3: Physiological workload classification

Parameters	Reference	Accepted limit value				
		Light	Moderate	Heavy	Very heavy	Extremely heavy
WHR	Astrand	<90	90-110	111-130	131-150	>150
NCC	Chamoux	<20	20-30	31-40	41-50	>50
EE	Ramanathan	1-2.5	2.6-4.0	4.1-6.0	6.1-8.0	>8

The mean DB and WB temperatures are found to be 31.96 and 31.07°C respectively, which is reflected in the form of high humidity (93.7%) in the working sites (Table 4). The mean ET (31.27°C) and mean WBGT (30.99°C) values are also reported along with the very sluggish air movement (0.11 m/sec) as observed during the study.

Dressers performed three spells of work per shift which is shown in Table 5. Maximum time is spent in dressing roofs and side walls of a coal face and walking with dressing rod respectively while roof and face checking is contributed little in a single spell. Rest time or pause time has been observed between spells are due to some mandatory mining activities like “blasting” and “removal of fumes” etc and “loading”, which are performed by other group of workers. Beside the time spent in three spells of work including the pause time in between, a major portion of total shift time is spent in other activities like giving attendance and collecting equipments at the beginning of the

work shift prior to their entry into the mine. Time is also spent for walking to and from journeys to the actual site of coal extraction. It is seen through repeated studies that on an average 120 minutes are spent in these tasks. So in this research study effective working time has been considered to be 6 hours per shift.

Table 4: Prevailing environmental conditions in the working sites

Type of job	Recommended values by		Observed values							
	WHO	ACGIH								
n = 12	ET	WBGT	ET (°C)	WBGT (°C)	DB (°C)	WB (°C)	NWB (°C)	GT (°C)	Air vel. (m/sec)	Humidity (%)
Light Moderate Heavy	32 30 28.5	30 26.7 25	31.27	30.99	31.96	31.07	30.71	31.52	0.11	93.70.25

Table 5: Calculation of actual working time

Calculation of working time	Time (min)
Time spent by different job elements in an activity of a prolonged spell	
Walking with dressing rod (A)	15.52
Roof & face checking (B)	4.32
Dressing work (C)	18.25
Spell duration per shift (A+B+C)	39.21 ± 1.91(38-40.5)*
Spells per shift (X)	3
Work duration per shift (A+B+C) × X	118.03 ± 2.21(114-121.5)*

*Mean ± SD (Range)

According to the permissible threshold limit value given by ACGIH based on WBGT (°C) values of underground mine, dresser should do at 25% work and 75% rest scheduling means 15 min work and 45 min rest per hour. The actual working time of dresser is found to be 19.67 min per hour (Table 6).

Table 6: permissible threshold limit value given by ACGIH

Work rest Regimen (per hour)	Light	Moderate	Heavy	Observed WBGT value(°C)	Actual work (per hour)	Recommended work (per hour)
Continuous work	30.0	26.7	25.0	30.99	19.67 min	15 min
75% of work & 25% of rest	30.6	28.0	25.9			
50% of work & 50% of rest	31.4	29.4	27.9			
25% of work & 75% of rest	32.2	31.1	30.0			

The relationship between working heart rate of dresser and WBGT of working site is established using pair sample t-test as available in IBM SPSS 23 Statistical package. The result of Paired Samples 2 tailed t-test shows a highly positive correlation between working heart rate (WHR) and WBGT values ($r = 0.809$ and $p = 0.001$) (Fig 1). The curve describing the relationship is straight line equation with the highest R Square of 0.655 which gives the relationship as: $y = 29.36 + 0.01 * x$. So, this result clearly depicts that cardiac strain of dresser more specifically WHR elevated highly coupled with environmental heat stress.

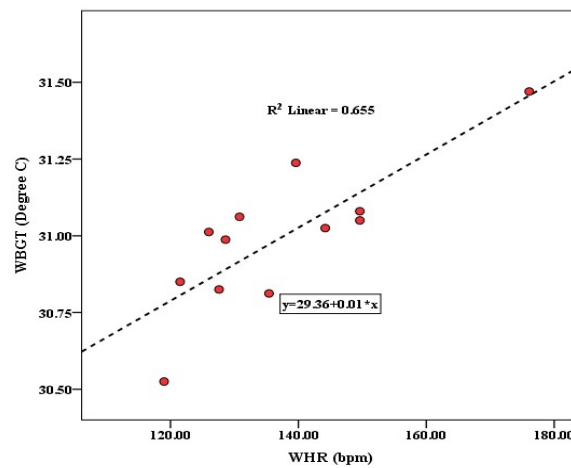


Fig 1: Statistical relationship between WBGT and WHR of dresser

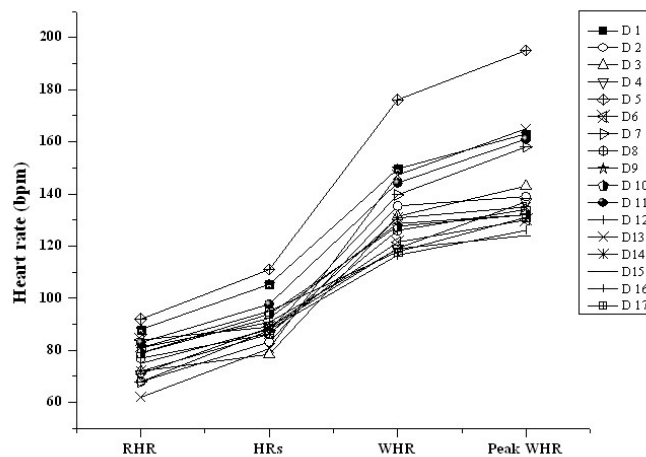


Fig 2: A glimpse of heart rates of dresser at different working status

At an average 18% of elevation is noticed over resting heart rate in dresser during reaching the worksite (HRs) where the elevation is about 73% at the time of work (Fig

2). Elevation of peak heart rate is 87% higher than the RHR which reflects the heaviness of dressing work.

4. Discussion

The height and weight of the subjects are quite similar to the average populations from eastern India and from BMI values it appears that the subjects are not energy deficient [9]. The work load entailed by the dressers in the shift is evaluated in accordance with the heaviness scales based on different parameters like working heart rate, RCC and NCC [7]. According to the workload classification based on working heart rate and NCC criteria the workload appears to be “very heavy” in nature. The dressing activity as observed in the work place involve a significant amount of static muscular effort since they have to hold the dressing rod maximally above and at the shoulder level to dress coal face; more often than not beside dressing the blasted area adequate amount of pushing force is also required to break the large layers of coal from the roof side as well as the walls. Furthermore, at the time of work workers experience a great difficulty with their foot due to the chances of slippage and thereby facing a challenge of postural disequilibria.

The existing ET in the worksites remains not only above the recommended value (30.99 °C) for heavy type of work as suggested by WHO but also remains within hot zone according to the classification of Mookherjee and Sharma [8] based on the environmental conditions for Indians [12]. The mean WBGT also reflects that permissible limits for continuous work is well encroached as proposed by ACGIH [11].

The knowledge of acceptable workload is of vast importance in the perspective of rationalizing a job globally in every industry; the workload of a particular task is often so heavy that it imposes excessive physiological strain resulting in fatigue and gradual decrement of work capacity. According to the permissible threshold limit value given by ACGIH based on WBGT (°C) values of underground mine (Table 6), the workers can perform more job just because of better environment. The actual vs recommended job stretch of dressers shows that a good environment can improve the productive working hour by decreasing the cardiac strain, job heaviness and fatigue of miners and ultimately increase productivity.

5. Conclusions

The investigation reflects that the dressing task in Indian underground coal mines is heavy to extremely heavy in nature in terms of WHR, NCC and EE. The cardiac cost of the workers is found to be above their acceptable limits as proposed by different investigators. The environmental scenario in the working sites is hostile as per the norms outlined by WHO and ACGIH. All these findings demand the rescheduling of the task matched with the capacity of the worker’s performance along with the up gradation of the working environment. Moreover, in India since the workers are very much unaware of the balance between their abilities of work and the physical load they have been handling, additional research is needed to assess the physical demands of other tasks and make them to be fitted for the jobs within their acceptable limits which will assist labour and management to reduce the demands and physical fatigue amongst the workers. It is worthy to mention that similar study can be undertaken in other globally competitive mines.

6. Summary:

This study reflects the physical strain experienced by underground coal dresser and the applicability of physiological strain indices for measuring environmental and cardiovascular strain of underground dressers in India. Proper ergonomic intervention is required to focus on workload estimation and to provide adequate remedial measures for the effective utilization. The study also enables to understand the specific requirement of work and rest pause scheduling which is very important for all industry personnel globally.

7. Reference:

1. American Heart Association Committee of exercise; Exercise, Testing and Training of Apparently Healthy Individual: A Handbook of Physician, American Heart Association, New York, 1972.
2. Åstrand, P. O., et al. "Physical training." Textbook of Work Physiology. McGraw-Hill: Singapore (1986): 412-476.
3. Chamoux A, Borel AM, Catilina P. Pour la standardization d' unefrequence cardiaque de repos. Arch Mal Prof. (1985); 46: 241-50.
4. Datta, S. R., Ramanathan, N. L., ROY, B., DUTTA, R., Chatterjee, A., MALLICK, L., & SIRCAR, A. (1969). Energy expenditure in work predicted from heart rate and pulmonary ventilation. Journal of applied physiology, 26, 297-302.
5. Du Bois, D., and E. F. Du Bois. "A formula to estimate the approximate surface area if height and weight be known. 1916." Nutrition (Burbank, Los Angeles County, Calif.) 5.5 (1989): 303.
6. GRANDJEAN, PHILIPPE, and ELSA BACH. "Indirect exposures: the significance of bystanders at work and at home." The American Industrial Hygiene Association Journal 47.12 (1986): 819-824.
7. Lablache-Combiere, B., and F. X. Ley. "Utilisation de l'enregistrement électrocardiographique continu dans l'évaluation de la charge de travail des chantiers miniers chauds." Archives des maladies professionnelles de médecine du travail et de sécurité sociale 45.5 (1984): 323-332.
8. Mookherjee, G. C., and R. N. Sharma. "A report on environmental 'comfort zone' in tropics." J Sci Ind Res 6 (1953): 283-287.
9. Naidu, A. N., and N. P. Rao. "Body mass index: a measure of the nutritional status in Indian populations." European journal of clinical nutrition 48 (1994): S131-40.
10. White, Frank. "National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH) Prevention through Design (PtD) Workshop Closing Remarks." Journal of safety research 39.2 (2008): 203-204.
11. American Conference of Governmental Industrial Hygienists. "Threshold limit values for chemical substances and physical agents and biological exposure indices." American Conference of Governmental Industrial Hygienists, 1995.
12. World Health Organization. "Health factors involved in working under conditions of heat stress: report of a WHO scientific group [meeting held in Geneva from 29 August to 4 September 1967]." (1969).
13. Yaglogou. C.P., Minard. D., "Control of the heat causalities at military centers, AMA Archives of Industrial Health", (1957); 16, 302-310.

Piotr Dudziński, Robert Czabanowski, Adam Konieczny, Andrzej Kosiara, Aleksander Skurjat, Damian Stefanow
Politechnika Wroclawska, Wydział Mechaniczny, Katedra Inżynierii Maszyn Roboczych i Pojazdów Przemysłowych

INNOWACYJNA METODA IDENTYFIKACJI OBCIĄŻEŃ EKSPLOATACYJNYCH NARZĘDZI ROBOCZYCH KOPARKI JEDNONACZYNIOWEJ

NEW METHOD OF IDENTIFICATION OF LOADS ACTING ON THE WORK TOOLS OF A SINGLE BUCKET EXCAVATOR

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono koncepcję systemu umożliwiającego permanentną kontrolę obciążeń różnorodnych narzędzi roboczych koparek jednonaczyniowych. Umożliwia to zabezpieczenie narzędzi i maszyny przed przeciążeniami, ocenę wydajności maszyny a także zabezpieczenie maszyny przed utratą stateczności.

ABSTRACT

The article presents a concept of a system allowing permanent control of the loads acting on the work tools of an excavator. This allows safe operation of the machine, estimation of it's efficiency and protects it from tipping over.

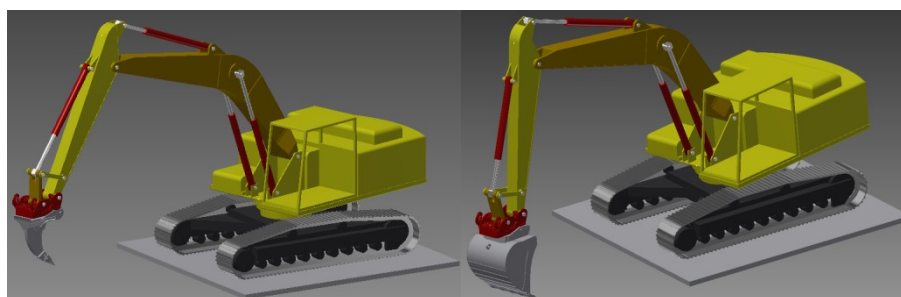
1. Wprowadzenie

Współczesne maszyny robocze są często przeznaczone do wykonywania różnorodnych prac. Poprzez wymianę narzędzia roboczego łatwo można zmienić koparkę jednonaczyniową w zrywarkę (rys. 1) lub realizować prace związane z przemieszczaniem typowych jednostek ładunkowych. Wymaga to oczywiście przezbrajania maszyny w różne narzędzia w sposób szybki i pewny, najlepiej bez wychodzenia z kabiny i wykonywania dodatkowych czynności. Taki system wymiany narzędzi jest możliwy przy użyciu sterowanych z kabiny szybkozłączy hydromechanicznych.

Używanie różnych narzędzi roboczych stawia szersze wymagania odnośnie układu roboczego maszyny i jej układu sterowania. Warto wspomnieć tutaj o potrzebie np.: ograniczenia dyspozycyjnej siły na ostrzu narzędzia w zależności od rodzaju i wielkości tego narzędzia. Opracowany w ramach projektu PROSYMA Komisji UE projekt systemu wspomaganie operatora umożliwia m. in.: monitorowanie obciążeń działających na narzędzie, ważenie urobionego materiału, identyfikację aktualnej

stateczności koparki, monitorowanie poprawności zamontowania narzędzia w szybkozłączu, pozycjonowanie narzędzia koparki itp. Należy tutaj podkreślić, że identyfikacja obciążeń narzędzi roboczych jest, w kontekście potrzeb takiego systemu najistotniejsza. Permanentna kontrola obciążeń pozwala na: ochronę narzędzia i osprzętu roboczego przed przeciążeniem lub zniszczeniem, pomiar masy urobku w narzędziach typu łyżka lub czerpak i ocenę wydajności, kontrolę stateczności maszyny, ocenę wyczerpania i prognozowanie trwałości narzędzia.

Dlatego też, w ramach grantu europejskiego PROSYMA (we współpracy z następującymi partnerami: Cologne University of Applied Sciences, LehnhoffHartstahl GmbH & Co.KG, Gunderson&Løken AS oraz Sensors and Synergy S.A.) opracowano system do identyfikacji obciążeń narzędzi roboczych jako podsystem kompleksowego systemu wspomagania operatora [1, 2].



Rys. 1. Modele geometryczne koparki jednonaczyniowej z szybkozłączem hydraulicznym i różnymi narzędziami: łyżką i zrywakiem

2. Koncepcja innowacyjnego przetwornika obciążeń narzędzia roboczego

Przedstawione powyżej wymagania odnośnie identyfikacji obciążeń były podstawowym powodem opracowania koncepcji i budowy prototypu przetwornika sił i momentów działających na narzędzie robocze. Z uwagi na potrzeby odnośnie współpracy z różnymi narzędziami roboczymi (rys. 1) zdecydowano się na wykorzystanie seryjnie produkowanego szybkozłącza (VL210 firmy LehnhoffHartstahl), które na potrzeby zabudowy przetwornika zostało tak zmodyfikowane, aby, przy możliwie niewielkiej zmianie wymiarów, uzyskać dość miejsca na aplikację elementów pomiarowych. W ramach realizowanego projektu opracowano i zrealizowano własną koncepcję przetwornika sił i momentów gdyż dostępne na rynku produkty nie pozwalały, głównie z powodu zbyt dużych wymiarów, na montaż w standardowym szybkozłączu. Modyfikacja szybkozłącza polegała na uzyskaniu przestrzeni na montaż czterech segmentów pomiarowych tworzących układ, który, w przewidziany w wyniku analiz numerycznych MES (rys. 2) sposób, pozwolił na aplikację układów tensometrów zapewniających zakładaną czułość układu.

Przetwornik sił i momentów zrealizowano jako układ 12 galwanicznie odseparowanych pełnych tensometrycznych mostków Wheastone'a. Zostały one zainstalowane na specjalnie ukształtowanych 4 segmentach pomiarowych wykonanych z wysokowytrzymałej stali. Taki materiał był niezbędny aby pogodzić konieczność przenoszenia dużych obciążeń (np.: 2 składowe siły powyżej 200 kN – szybkozłącze VL210 jest dedykowane do maszyn roboczych o masie eksploatacyjnej 20 t) z pożądaną możliwie dużą czułością układu pomiarowego. Z uwagi na to, że na każdym z segmentów pomiarowych znajdowały się tensometry dedykowane do identyfikacji

poszczególnych składowych obciążenia, niezbędne było opracowanie charakterystyki przetwornika, która umożliwiła uwzględnienie interakcji pomiędzy poszczególnymi składowymi. Biorąc pod uwagę zdobyte wcześniej doświadczenia w budowie i eksploatacji wielowymiarowych przetworników pomiarowych [3, 4] przyjęto macierzową postać charakterystyki (równ. 1 i 2):

$$\begin{bmatrix} F_x \\ F_y \\ F_z \\ M_x \\ M_y \\ M_z \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} a_{11} & a_{12} & a_{13} & a_{14} & a_{15} & a_{16} \\ a_{21} & a_{22} & a_{23} & a_{24} & a_{25} & a_{26} \\ a_{31} & a_{32} & a_{33} & a_{34} & a_{35} & a_{36} \\ a_{41} & a_{42} & a_{43} & a_{44} & a_{45} & a_{46} \\ a_{51} & a_{52} & a_{53} & a_{54} & a_{55} & a_{56} \\ a_{61} & a_{62} & a_{63} & a_{64} & a_{65} & a_{66} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} U_{F_x} \\ U_{F_y} \\ U_{F_z} \\ U_{M_x} \\ U_{M_y} \\ U_{M_z} \end{bmatrix} \quad (1)$$

lub:

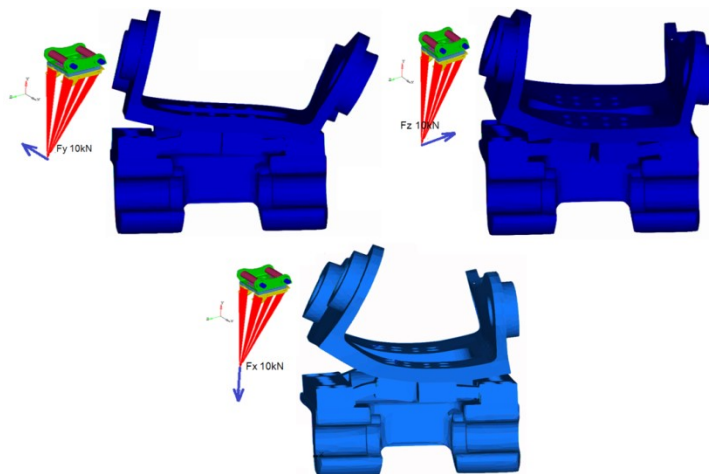
$$[\bar{O}] = [\bar{C}][\bar{U}] \quad (2)$$

gdzie:

$[F_x..M_z] = [\bar{O}]$ – wektor obciążeń,

$[a_{11}..a_{66}] = [\bar{C}]$ – macierz współczynników czułości,

$[U_{F_x}..U_{M_z}] = [\bar{U}]$ – wektor sygnałów pomiarowych.



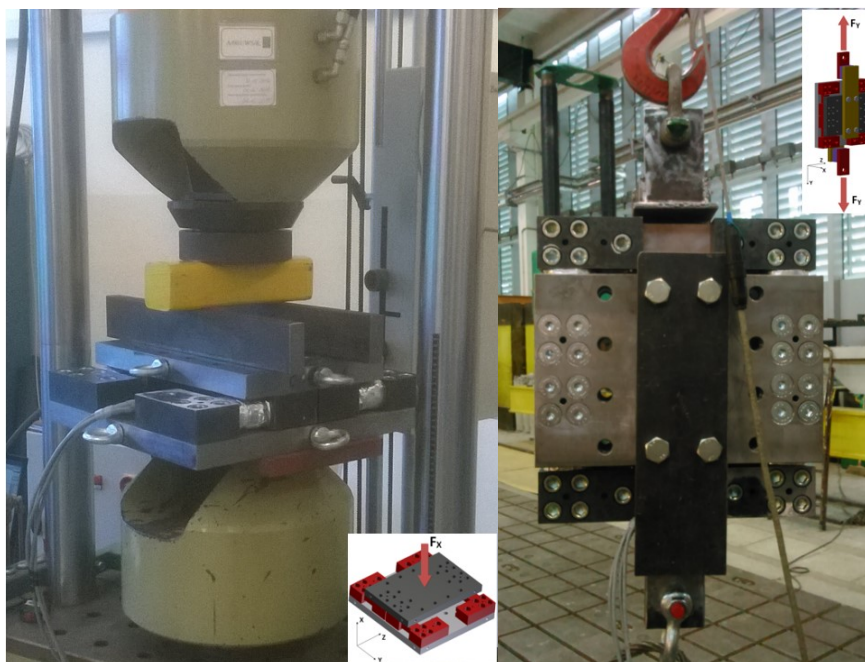
Rys. 2. Przykładowe wyniki (postaci odkształceń) obliczeń numerycznych MES zmodyfikowanego szybkozłącza z segmentami pomiarowymi

3. Badania eksperymentalne

Poprawne wyznaczenie charakterystyki (równ. 1-2) wymaga przeprowadzenia eksperymentalnego skalowania układu z taką ilością niezależnych przypadków obciążenia aby uzyskana macierz współczynników czułości nie była osobliwa. Eksperymenty na potrzeby skalowania wykonano w dwóch etapach. Faza wstępna, która miała na celu sprawdzenie prognozowanej (na bazie obliczeń numerycznych MES) czułości poszczególnych układów tensometrów oraz poprawności działania

wszystkich torów pomiarowych, została przeprowadzona z wykorzystaniem maszyn wytrzymałościowych w laboratorium. Na tym etapie segmenty pomiarowe zostały zamocowane do specjalnie zamontowanych uchwytów umożliwiających aplikację wymaganych stanów obciążenia przy użyciu maszyny wytrzymałościowej. Na rysunku 3 przedstawiono przetwornik sił i momentów przy wybranych stanach obciążenia zrealizowanych podczas badań laboratoryjnych.

Wyniki badań wstępnych potwierdziły założenie konstrukcyjne co do wymaganych zakresów pomiarowych i czułości poszczególnych torów pomiarowych.



Rys. 3. Laboracyjne skalowanie przetwornika sił i momentów obciążonego siłami F_x oraz F_y


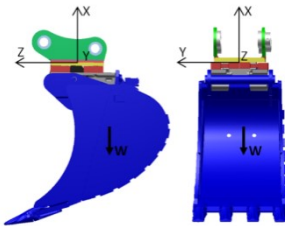

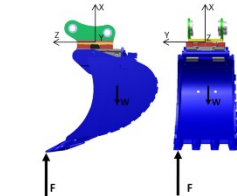

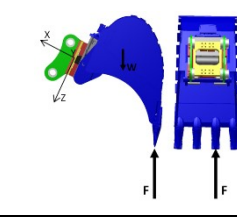

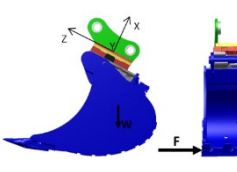
Z uwagi na specyfikę montażu segmentów pomiarowych (położenie segmentów pomiarowych w zmodyfikowanym szybkozłączu, wymagane siły zacisku) ostateczne skalowanie przetwornika sił i momentów zrealizowano podczas testów in-situ z wykorzystaniem koparki z zamontowaną łyżką (rys. 4). Podobnie jak w laboratorium, badania przeprowadzono w sposób umożliwiający uzyskanie wymaganej liczby niezależnych stanów obciążenia (tabela 1).

Uzyskane wyniki pomiarów pozwoliły, po obróbce statystycznej dużego zbioru wyników, na uzyskanie wartości 36 współczynników macierzy czułości (vide równ. 1):

$$[\bar{C}] = \begin{bmatrix} 32,845 & -140,187 & -7,020 & 76,015 & 10,092 & 10,429 \\ 1,626 & 317,297 & 0,538 & 156,789 & -8,246 & -13,245 \\ -5,388 & 25,936 & -6,712 & -63,851 & 18,714 & -14,175 \\ 2,182 & -62,398 & 3,246 & -18,024 & -6,218 & 9,463 \\ 8,812 & 12,338 & -0,871 & 134,629 & 41,229 & -21,936 \\ -3,489 & 235,199 & 24,029 & -615,501 & 2,322 & 112,450 \end{bmatrix} \quad (3)$$

Wartości współczynników wpływu (a_{ij} , dla $i \neq j$) są różne co do rzędów, jest to spowodowane głównie różną sztywnością segmentów pomiarowych w poszczególnych kierunkach. Uzyskane podczas prób in-situ wyniki pomiarów (rys. 5) pokazują poprawność działania przetwornika sił i momentów i możliwość jego aplikacji w szybkozłączu. Na przedstawionym diagramie (rys. 5) duże wahania wskazań obciążeń (tutaj składowe F_x oraz F_y) są podczas opróżniania łyżki do przewiedzenia, natomiast wyliczana na podstawie uzyskanej charakterystyki przetwornika sił i momentów masa zmienia istotnie swoje wartości gdyż wartości pokazane na wykresie nie uwzględniają poprawek obliczanych przez system na podstawie zmierzonych przyspieszeń.

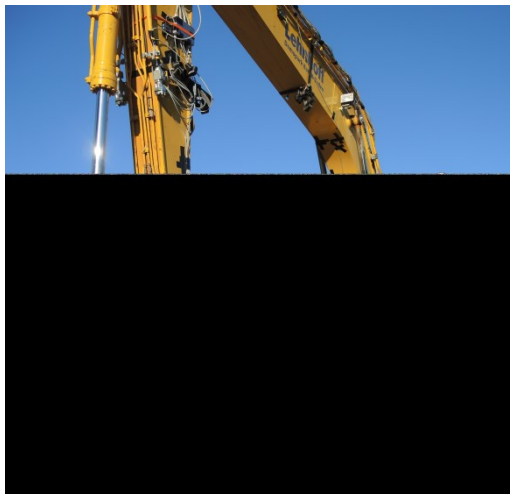
Tabela 1. Wybrane przypadki obciążenia podczas badań in-situ

p.	Schemat obciążenia	Obciążenia w układzie lokalnym szybkozłącza
		 <p> $F_x = -6,73 \text{ kN}$ $F_y = 0 \text{ kN}$ $F_z = -0,176 \text{ kN}$ $M_x = 0 \text{ Nm}$ $M_y = -0,749 \text{ kNm}$ $M_z = 0,004 \text{ kNm}$ </p>
		<p> $F_x = 42,158 \text{ kN}$ $F_y = 0 \text{ kN}$ $F_z = 0,309 \text{ kN}$ $M_x = 0,129 \text{ kNm}$ $M_y = 30,835 \text{ kNm}$ $M_z = -17,565 \text{ kNm}$ </p>
		<p> $F_x = 13,541 \text{ kN}$ $F_y = 0 \text{ kN}$ $F_z = -35,332 \text{ kN}$ $M_x = 15,266 \text{ kNm}$ $M_y = -43,184 \text{ kNm}$ $M_z = 5,852 \text{ kNm}$ </p>
		<p> $F_x = -5,856 \text{ kN}$ $F_y = 9,176 \text{ kN}$ $F_z = -3,395 \text{ kN}$ $M_x = -0,261 \text{ kNm}$ $M_y = -2,985 \text{ kNm}$ $M_z = 10,901 \text{ kNm}$ </p>

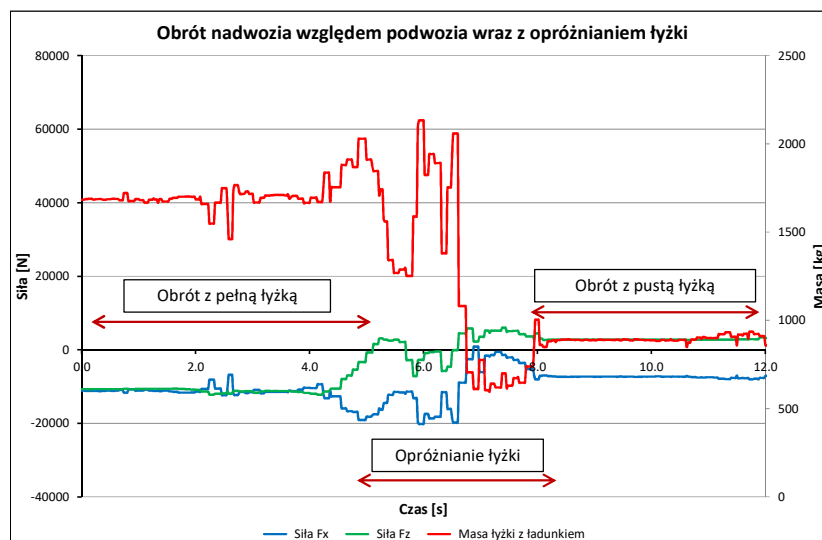
Uzyskane wyniki pomiarów pozwoliły, po obróbce statystycznej dużego zbioru danych, na uzyskanie wartości 36 współczynników macierzy czułości (vide równ. 1):

$$[\bar{C}] = \begin{bmatrix} 32,845 & -140,187 & -7,020 & 76,015 & 10,092 & 10,429 \\ 1,626 & 317,297 & 0,538 & 156,789 & -8,246 & -13,245 \\ -5,388 & 25,936 & -6,712 & -63,851 & 18,714 & -14,175 \\ 2,182 & -62,398 & 3,246 & -18,024 & -6,218 & 9,463 \\ 8,812 & 12,338 & -0,871 & 134,629 & 41,229 & -21,936 \\ -3,489 & 235,199 & 24,029 & -615,501 & 2,322 & 112,450 \end{bmatrix} \quad (3)$$

Wartości współczynników wpływu (a_{ij} , dla $i \neq j$) są różne co do rzędów, jest to spowodowane głównie różną sztywnością segmentów pomiarowych w poszczególnych kierunkach.



Rys. 4. Koparka Komatsu PC210 wyposażona w zmodyfikowane szybkozłącze VL210z przetwornikiem sił i momentów oraz łyżką podczas badań in-situ



Rys. 5. Przykładowy wynik badań obciążeń działających na łyżkę koparki jednozaczyniowej zarejestrowane podczas testów in-situ prototypu przetwornika sił i momentów

Uzyskane podczas prób in-situ wyniki pomiarów (rys. 5) pokazują poprawność działania przetwornika sił i momentów i możliwość jego aplikacji w szybkozłączu. Na przedstawionym diagramie (rys. 5) duże wahania wskazań obciążeń (tutaj składowe F_x oraz F_y) są podczas opróżniania łyżki do przewidzenia, natomiast wyliczana na podstawie uzyskanej charakterystyki przetwornika sił i momentów masa zmienia istotnie swoje wartości gdyż wartości pokazywane na wykresie nie uwzględniają poprawek obliczanych przez system na podstawie zmierzonych przyspieszeń.

4. Podsumowanie

Przedstawiony innowacyjny sposób identyfikacji obciążeń narzędzi roboczych jest odpowiedzią na potrzeby nowoczesnych systemów wspomagania pracy operatora. Zaproponowane rozwiązanie może być implementowane w maszynach wykorzystujących różne narzędzia robocze dzięki zastosowaniu szybkozłączy. Zastosowanie tego rozwiązania pozwala na zabezpieczenie maszyny i narzędzia przed przeciążeniami, ocenić wydajność maszyny oraz zabezpieczyć maszynę przed utratą stateczności.

5. Literatura

1. Dudziński P., Czabanowski R., Kosiara A., Konieczny A., Skurjat A., Stefanow D., Koncepcja i prototyp innowacyjnego kompleksowego systemu wspomagania operatora koparki jednonaczyniowej, IV Międzynarodowa Konferencja nt: „Mechanizacja, Automatyizacja i Robotyzacja w Górnictwie”, Wisła, 2017 r.
2. Bürkel M., Busterud B. E., Sendrowicz S., Ulrich A., Lommatsch J., Heuckeroth M., Diefenbach M., Dudziński P., Czabanowski R., Konieczny A., Kosiara A., Skurjat A., Stefanow D., Entwicklung eines modularen Informations- und Assistenzsystems für Bagger, Fachtagung Baumaschinentechnik 2015: Maschinen, Prozesse, Vernetzung: Tagungsband, Forschungsvereinigung Bau- und Baustoffmaschinen, pp. 241-252, Frankfurt 2015.
3. Dudziński P., Niekonwencjonalny przetwornik do pomiaru sił i momentów w parach obrotowych maszyn, II Konferencja Naukowa Metody Doświadczalne w Budowie i Eksploatacji Maszyn, Wrocław-Szklarska Poręba 1995.
4. Konieczny A., Ruda J., Dudziński P. Urządzenie do eksperymentalnej identyfikacji składowych sił i momentów, Zgłoszenie Patentowe P406911.

KAZ Serwis sp. z o.o.



ul. Jasna 31b, 44-122 Gliwice
tel.: 32 239 44 40, fax.: 32 239 44 45

Zakres działania spółki obejmuje :

- prace projektowe,
- dostawa materiałów i urządzeń,
- prace montażowe elektryczne,
- remonty urządzeń
- produkcja urządzeń elektrycznych
- Serwis gwarancyjny i pogwarancyjny montowanych urządzeń.



Głównymi tematami w jakich się spółka specjalizuje to:

- instalacje elektro-energetyczne w sieciach zasilających średnie i niskie napięcia,
- budowa nowych lub modernizacja istniejących pól rozdzielczych,
- montaż instalacji oświetleniowych, teletechnicznych, światłowodowych,
- inwestycje; zaprojektuj i wykonaj

e-mail: biuro@kaz-serwis.pl

www.kaz-serwis.pl

Piotr Dudziński, Robert Czabanowski, Adam Konieczny, Andrzej Kosiara, Aleksander Skurjat, Damian Stefanow
Politechnika Wrocławska, Wydział Mechaniczny, Katedra Inżynierii Maszyn Roboczych i Pojazdów Przemysłowych

NOWEJ GENERACJI STANOWISKO DO BADANIA PROCESU ŁADOWANIA ŁYŻKĄ ŁADOWARKI JEDNONACZYNIOWEJ

NEW GENERATION STAND FOR TESTING SINGLE BUCKET LOADING PROCESS

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono możliwości nowatorskiego stanowiska badawczego umożliwiającego wieloparametryczne badanie procesu ładowania łyżką ładowarki jednonaczyniowej oraz testowanie algorytmów implementowanych w systemach automatycznego sterowania procesem ładowania.

ABSTRACT

The article presents the capabilities of a new stand for examination of the loading process as well as testing of the algorithms applied in automatic control systems of the loading process.

1. Wprowadzenie

Proces ładowania łyżką ładowarki jednonaczyniowej to zagadnienie złożone, którego przeprowadzenie w sposób optymalny wymaga uwzględnienia całego szeregu zjawisk związanych z: własnościami i ukształtowaniem materiału urabianego, parametrami trakcyjnymi i możliwościami osprzętu roboczego maszyny roboczej oraz także umiejętności operatora. Na potrzeby testowania algorytmów optymalnej realizacji procesu urabiania łyżką ładowarki jednonaczyniowej w Laboratorium Katedry Inżynierii Maszyn Roboczych i Pojazdów Przemysłowych Politechniki Wrocławskiej zbudowano, wykorzystując doświadczenia zdobyte w czasie realizacji wcześniejszych prac badawczych [np.: 1, 2, 3, 4], stanowisko badawcze umożliwiające badanie procesu ładowania w szerokim zakresie parametrów eksploatacyjnych maszyny. Z uwagi na dużą ilość wielkości mierzonych stanowisko zostało wyposażone w komputerowy system pomiarowy.

2. Ładowania łyżką – istotne aspekty procesu roboczego

Ładowanie przy użyciu ładowarki jednonaczyniowej jest procesem, w analizie którego należy uwzględnić:

1. Interakcje układu jezdnego maszyny z podłożem – optymalna współpraca układu jezdnego z podłożem, bez względu na rodzaj podwozia (najbardziej popularne są kołowe i gąsienicowe), powinna umożliwiać wygenerowanie wymaganej siły naporu bez dopuszczania do występowania zbyt dużych poślizgów, gdyż skutkuje to zwiększonym zużyciem energii, niszczeniem podłoża oraz elementów podwozia (opon lub gąsienic);
2. Interakcje osprzętu roboczego z ośrodkiem urabianym – współpraca narzędzia roboczego (łyżki) z urobkiem, najczęściej ukształtowanym w pryzmę wiąże się z jednej strony z naruszaniem struktury urabianego materiału (poprzez ruch translacyjny krawędzi tnących łyżki oraz jej obrót po odpowiednim zagłębieniu w materiał urabiany) oraz tarcieniem materiału urabianego na powierzchniach łyżki. Oddziaływania te skutkują powstawaniem oporów urabiania oraz zużyciem narzędzia (przede wszystkim zębów łyżki);
3. Umiejętności operatora – ładowanie łyżką stawia wysokie wymagania co do kwalifikacji operatora. To od jego umiejętności zależy takie zsynchronizowanie pracy układów jazdy i roboczych, aby uzyskać zadowalającą wydajność procesu ładowania, przy ograniczeniu niekorzystnych skutków współpracy podwozia z podłożem i narzędzia roboczego z materiałem urabianym.

Złożoność procesu wymaga, z jednej strony, identyfikacji całego szeregu parametrów, które mają wpływ na proces roboczy, z drugiej natomiast, opracowania i przetestowania systemów automatyki wspierających operatora w celu: zmniejszenia wymagań co do kwalifikacji, ograniczenia zużycia energii, zwiększenia wydajności, zmniejszenia degradacji elementów maszyny roboczej. Odpowiedzią na te potrzeby jest powstanie przedstawianego stanowiska.

3. Budowa stanowiska laboratoryjnego

Zbudowane w Laboratorium Inżynierii Maszyn Roboczych i Pojazdów Przemysłowych stanowisko pomiarowe [5], z uwagi na swoją budowę, ma duży potencjał badawczy i umożliwia przeprowadzanie szeregu testów, nie tylko tych związanych z procesem ładowania łyżką, ale również wszystkich takich, które podczas badania pojazdu wymagają identyfikacji reakcji normalnych i stycznych na jego kołach.

Przedstawione na rysunku 1 stanowisko badawcze ma budowę modułową. Składa się ono z:

1. Ładowarki Avant 218 - maszyna kołowa, przegubowa, wyposażona standardowo w hydrostatyczne układy napędowe: jazdy i osprzętu roboczego. Do celów badawczych została wyposażona w szereg przetworników pomiarowych;
2. Segmentowego podłoża umożliwiającego identyfikację oddziaływań pomiędzy układem jezdnym a podłożem; każdy z czterech segmentów jest „podłogą” dla jednego z kół pojazdu przemysłowego;
3. Otwartego naczynia umożliwiającego spiętrzanie materiału urabianego w pryzmę o pożądanym kształcie (wymiary naczynia: szerokość – 2,5 m, głębokość – 1,8 m, wysokość – 1,5 m);
4. Komputerowego systemu pomiarowego, który umożliwia integrację podukładów pomiarowych z wszystkich modułów, konfigurację torów pomiarowych, wizualizację i archiwizację wielkości mierzonych.



Rys. 1. Modułowe stanowisko do badania procesu ładowania z ładowarką łyżkową Avant 218 [6]

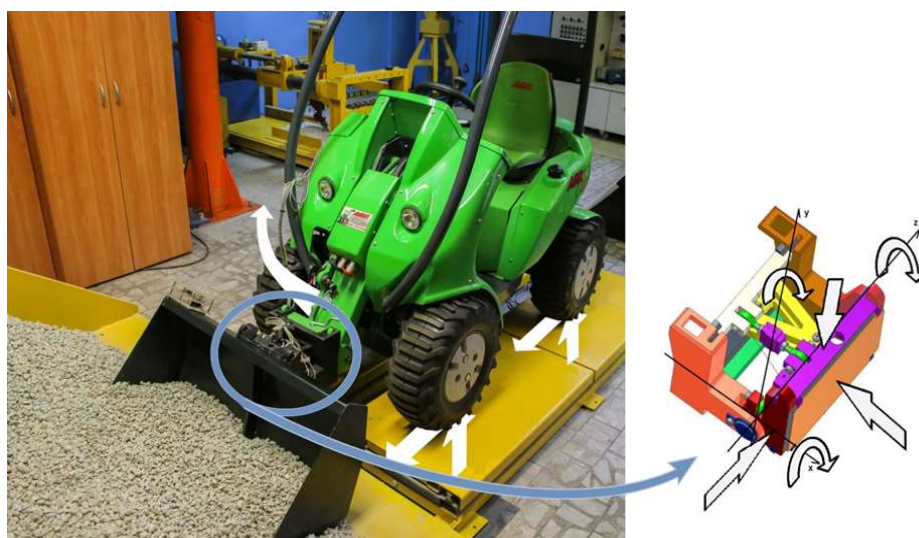
4. System pomiarowy stanowiska badawczego

Poszczególne tory pomiarowe tego układu pomiarowego są zabudowane w modułach: segmentowym podłożu oraz na ładowarce Avant 218. Na rysunku 2 przedstawiono graficznie wielkości mierzone przy użyciu poszczególnych komponentów układu pomiarowego:

1. Każdy z czterech segmentów podłoża, dzięki zabudowanym przetwornikom tensometrycznym jest swojego rodzaju jezdnią i umożliwia pomiar reakcji normalnej i stycznej (w kierunku równoległym do osi podłużnej ładowarki) podłoża. Zastosowano tutaj typowy układ do ważenia, złożony z układu czujników tensometrycznych połączonych przy pomocy sumatora, a przeprowadzona kalibracja sumatora umożliwia pomiar obciążeń normalnych segmentu przyłożonych w dowolnym miejscu. W układzie pomiarowym przewidziano również możliwość użycia sumatora do zebrania w jednym torze pomiarowym wskazań siły stycznej ze wszystkich 4 segmentów modułowego podłoża;
2. Układ roboczy wyposażono w przetworniki przemieszczeń umożliwiające identyfikację położenia wysięgnika i orientacji łyżki. Zastosowano tutaj potencjometryczne przetworniki linkowe – kompaktowa struktura wysięgnika ładowarki Avant 218 bardzo utrudnia użycie innych przetworników, np.: enkoderów absolutnych w poszczególnych parach obrotowych, równie problematyczne byłoby zastosowanie siłowników z zabudowanymi przetwornikami do pomiaru położenia tłoka;
3. Zespół do mocowania narzędzi roboczych wykorzystano do zbudowania innowacyjnego przetwornika tensometrycznego umożliwiającego pomiar wszystkich składowych obciążenia (3 sił i 3 momentów) działających na narzędzie robocze [7].

Przedstawiony na rysunku 2 element pomiarowy, ze względu na swoją złożoną budowę, wymagał zastosowania charakterystyki w postaci macierzowej o wymiarze 6x6, tak aby można było uwzględnić interakcje pomiędzy poszczególnymi składowymi

mierzonego obciążenia narzędzia roboczego. Przyjęta postać charakterystyki wymusiła taką realizację procesu skalowania, aby można było wyznaczyć 36 współczynników macierzy ujmujących, oprócz współczynników głównych (a_{ij} , dla $i=j$), również współczynniki wpływu (a_{ij} , dla $i \neq j$) [9] opisujące interakcje pomiędzy poszczególnymi składowymi obciążeniami (równ. 1).



Rys. 2. Nowej generacji stanowisko badawcze z pomiarem online niezbędnych wielkości fizycznych w układzie wysięgnika i łyżki oraz jazdy ładowarki i skrętu, wymaganych do identyfikacji optymalnej strategii napełniania łyżki [8]

$$\begin{bmatrix} F_x \\ F_y \\ F_z \\ M_x \\ M_y \\ M_z \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} a_{11} & a_{12} & a_{13} & a_{14} & a_{15} & a_{16} \\ a_{21} & a_{22} & a_{23} & a_{24} & a_{25} & a_{26} \\ a_{31} & a_{32} & a_{33} & a_{34} & a_{35} & a_{36} \\ a_{41} & a_{42} & a_{43} & a_{44} & a_{45} & a_{46} \\ a_{51} & a_{52} & a_{53} & a_{54} & a_{55} & a_{56} \\ a_{61} & a_{62} & a_{63} & a_{64} & a_{65} & a_{66} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} U_{F_x} \\ U_{F_y} \\ U_{F_z} \\ U_{M_x} \\ U_{M_y} \\ U_{M_z} \end{bmatrix} \quad (1)$$

gdzie:

- $[F_x..M_z]$ – wektor obciążeń,
- $[a_{11}..a_{66}]$ – macierz współczynników,
- $[U_{F_x}..U_{M_z}]$ – wektor sygnałów pomiarowych.

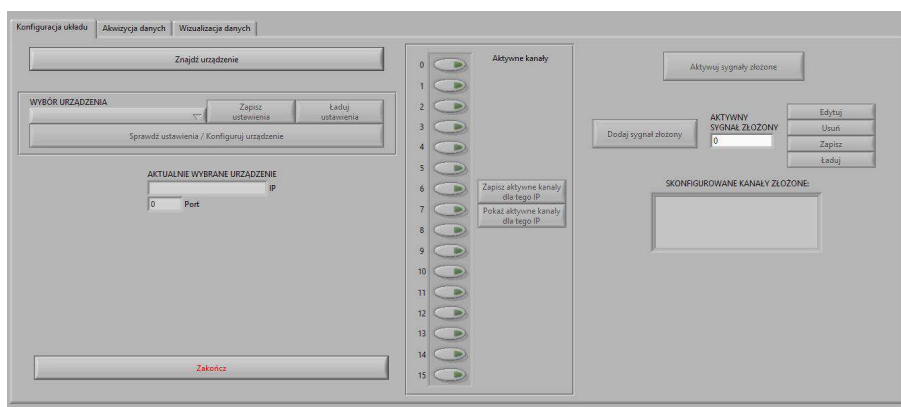
Wykorzystywane obecnie w stanowisku wzmacniacze pomiarowe QuantumX (modele: MX840B oraz MX1615) firmy Hottinger Baldwin Messtechnik [10] wymagają zastosowania programu komputerowego do akwizycji sygnałów pomiarowych. Odpowiednie programy pomiarowe stworzono wykorzystując program Catman [10] (również produkt firmy Hottinger Baldwin Messtechnik) oraz, jako alternatywę, środowisko LabVIEW [11] firmy National Instruments. Ta druga opcja została opracowana z myślą o poszerzeniu możliwości stanowiska o:

- akwizycję kolejnych wielkości mierzonych, np.: poślizg kół, parametry cieczy roboczej układu napędowego jazdy i osprzętu roboczego (ciśnienie, natężenie przepływu),
- możliwość sterowania efektorami maszyny z poziomu programu w sposób ręczny, automatyczny lub półautomatyczny, w zależności od przyjętej strategii/algorytmu wspomagania pracy operatora.

Środowisko LabVIEW [11] ma zdecydowanie większy potencjał, zwłaszcza z uwagi na: przewidywane funkcje związane ze sterowaniem efektorami ładowarki (wzmacniacze pomiarowe QuantumX są przeznaczone tylko do akwizycji sygnałów pomiarowych) oraz potrzebę obsługi innych urządzeń pomiarowych lub sterujących (program pomiarowy Catman [10] w bardzo ograniczonym zakresie obsługuje sprzęt pomiarowy innych producentów).

4.1 Program pomiarowy

Na potrzeby realizacji zadań pomiarowych przygotowano w środowisku LabVIEW program umożliwiający realizację wszystkich wykonywanych dotąd zadań pomiarowych. Program, jak wiele aplikacji dla środowiska MS Windows, ma strukturę tzw. „zakładek”, tworzących panele do realizacji poszczególnych etapów procesu pomiarowego. Na rysunkach 3-5 przedstawiono przykładowe widoki panelu operatorskiego w zależności od realizowanego etapu prac.

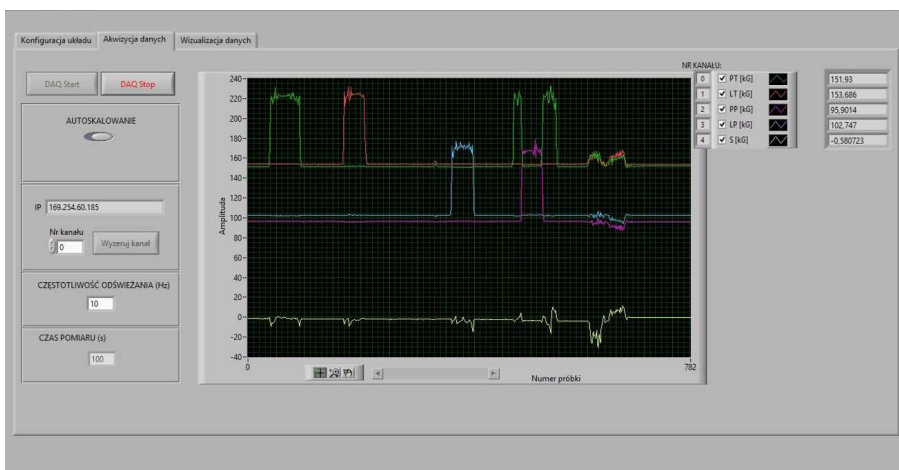


Rys. 3. Panel do konfiguracji urządzeń i poszczególnych torów pomiarowych [6]

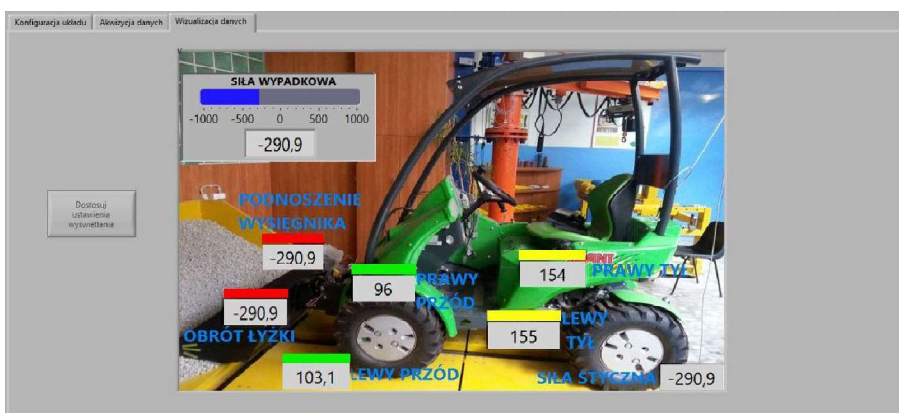
Opracowana graficzna aplikacja pomiarowa pozwala na kompleksową realizację zadań pomiarowych:

- 1) definiowanie interaktywne aktywnych kanałów pomiarowych, a tym samym aktywnych wielkości mierzonych,
- 2) możliwość skalowania i zerowania torów pomiarowych,
- 3) możliwość wprowadzenia charakterystyk przetworników pomiarowych w celu rejestracji i wizualizacji wartości mierzonych wprost w jednostkach wielkości mierzonych,
- 4) wybór zakresu pomiarowego i częstotliwości próbkowania niezależnie dla każdego kanału pomiarowego,
- 5) możliwość tworzenia, wizualizacji i archiwizacji) kanałów wirtualnych umożliwiających w trybie online uzyskiwanie wyników jako efektów obliczeń

- dokonywanych na wartościach uzyskiwanych z kanałów pomiarowych fizycznie istniejących,
- 6) wizualizację wielkości mierzonych na różne sposoby,
 - 7) zapis nastaw parametrów konfiguracyjnych podłączonych urządzeń pomiarowych oraz wybranych opcji programu do pliku konfiguracyjnego z możliwością późniejszego wykorzystania bez potrzeby ponownego „ręcznego” konfigurowania,
 - 8) zapis dowolnie wybranych wielkości mierzonych do pliku.



Rys. 4. Panel do akwizycji wybranych wielkości mierzonych podczas badań [6]



Rys. 5. Panel z przykładową wizualizacją graficzną do akwizycji wybranych wielkości mierzonych [6]

Przeprowadzone dotąd badania pozwoliły pozytywnie przetestować możliwości stanowiska i opracowany program pomiarowy. W celu poszerzenia możliwości stanowiska przewidywana jest dalsza rozbudowa układu pomiarowego o czujniki poślizgu kół ładowarki, czujniki ciśnienia i parametrów przepływu w układzie hydraulicznym (układy napędowe jazdy, osprzętu roboczego, układ skrętu). Dalszym krokiem będzie implementacja w układzie hydraulicznym ładowarki układu zaworów proporcjonalnych umożliwiających, obok manualnego, również automatyczne sterowanie efektorami. Pozwoli to na realizację, w powtarzalny sposób, procesu

ładowania łyżką oraz testowanie algorytmów wspomagających lub automatyzujących proces, np.: strategii automatycznego ładowania z generowaniem optymalnej trajektorii narzędzia w zwale z uwagi na efektywność energetyczną lub wydajność procesu. W tym celu stanowisko zostanie wyposażone w komputer pomiarowy NI PXI 1050 [11] umożliwiający realizację zarówno funkcji pomiarowych jak i sterujących.

5. Podsumowanie

Przedstawione stanowisko laboratoryjne ma duży potencjał badawczy do identyfikacji szerokiego spektrum zjawisk zachodzących podczas procesu ładowania łyżką. Otwarta struktura umożliwia łatwe powiększanie funkcjonalności stanowiska badawczego poprzez rozbudowę o kolejne elementy, np.: do automatycznego sterowania elementami wykonawczymi osprzętu roboczego i oczywiście zaimplementowanie algorytmów sterowania poprzez rozbudowę przedstawionej aplikacji pomiarowej.

6. Literatura

1. Lasmanowicz A., Pieczonka K., Über Ladeprobleme von hochfestigen schwierigen Materialien mit Schaufelladern, Internationale Fachtagung Baumaschinen, TU Magdeburg 1987.
2. Pieczonka K., Wysłouch Z., Probleme der Automatisierung des Schaufelfüllvorganges am Radlader, XIII. Internationale Konferenz „Mechanisierung im Erdbau”, Dresden 1988.
3. Dudziński P., Pieczonka K., Wysłouch Z., Automatic systems for steering and controlling bucket loaders, searching for solutions, Proceedings of the 1st International Conference Off - Road Machines and Vehicles in Theory and Practice, Wrocław 1996.
4. Pieczonka K., Dudziński P., Bucket loader research in Technical University of Wrocław, Proceedings of the 1st International Conference Off - Road Machines and Vehicles in Theory and Practice, Wrocław 1996.
5. Dudziński P., Leśniak Ł., Automatyzacja ładowania i odstawy urobku niezbędnym czynnikiem poprawy bezpieczeństwa i efektywności eksploatacji w podziemnych kopalniach, III Międzynarodowa Konferencja „Mechanizacja, automatyzacja i robotyzacja w górnictwie”, 15-17 czerwca 2016 r., Wisła 2016.
6. Czabanowski R., Leśniak Ł., Łabuda A., Komputerowy system pomiarowy stanowiska do badań procesu ładowania łyżką ładowarki jednonaczyniowej, Autobusy, nr 12/2016.
7. Konieczny A., Ruda J., Dudziński P. Urządzenie do eksperymentalnej identyfikacji składowych sił i momentów, Zgłoszenie Patentowe P406911.
8. Dudziński P., Leśniak Ł., Autonomiczna ładowarka łyżkowa wyzwaniem dla podziemnych kopalń rud miedzi – stan wiedzy, Transport Przemysłowy i maszyny robocze, nr 4/2016.
9. Dudziński P., Niekonwencjonalny przetwornik do pomiaru sił i momentów w parach obrotowych maszyn, II Konferencja Naukowa Metody Doświadczalne w Budowie i Eksploatacji Maszyn, Wrocław-Szklarska Poręba 1995.
10. Materiały informacyjne firmy Hottinger Baldwin Messtechnik.
11. Materiały informacyjne firmy National Instruments.

FAMUR od ponad 100 lat zwiększa efektywność i bezpieczeństwo pracy. Tworzymy sprawdzone rozwiązania dla górnictwa podziemnego, odkrywkowego, transportu, przeładunku i energetyki, które umożliwiają realizację najbardziej skomplikowanych projektów.

Konsekwentne łączenie doświadczeń i potencjałów największych polskich marek branży wydobywczej pozwoliło Grupie FAMUR zbudować kompleksowe portfolio. Dzięki integracji z Kopeksem staliśmy się krajowym liderem i wychodzimy naprzeciw globalnym wyzwaniom silniejszy niż kiedykolwiek.

FAMUR

SOLID AS ALWAYS STRONGER THAN EVER



www.famur.com

FAMUR
FAMAK

KOPEX
GROUP

Elgór + Hansen
HANSEN
GROUP

Jesteśmy
częścią

TDJ

USE CASES OF THERMAL IMAGING IN THE MINING INDUSTRY

ABSTRACT

To ensure work safety of miners and equipment, rock scaling is applied in mines as a step of the drill and blast cycle. For mine aftercare, the roof has to be checked for potential rock falls. To speed this checking procedure up, thermal imaging can be applied for crack detection in roof and side walls. Due to the diverging angles of emission in the crack zones, cracks can be made visible from a safe distance. Using advanced image processing algorithms even small variances in emissivity can be identified and thus be used for differentiation purposes.

Thermal imaging is based on infrared emissions, which can be detected and recorded with infrared cameras. The thermal imaging technology can be used as an imaging method in rough mining conditions. Due to its wavelength it is less sensitive towards aerosols like dust or moisture in the air and independent of additional illumination or ambient light. Therefore, the Institute for Advanced Mining Technologies (AMT) at RWTH Aachen University has been working on utilizing thermal imaging for mining applications for more than a decade now. Thermal imaging has already successfully been applied in the area of material flow analysis and belt positioning. The first results of the new safety relevant research topics “crack detection in roof and side walls” will be presented here.

1. Introduction

The safety aspect in mines is becoming increasingly important. To protect personnel and equipment, rock scaling is one part of the drill and blast cycle. Alone in in South African gold and platinum mines, rockfalls are responsible for more than 30 percent of the recorded accidents. Before employees are allowed to enter a blasted area there has to be a roof control and therewith a roof crack detection has to be executed. This roof crack detection needs to be done by an experienced employee who has to enter the blasted area. To increase the employee’s safety, roof crack detection can be supported by an infrared camera for detecting potential roof falls from a safer distance. [14]

2. Principles of Thermal Imaging

The rapid development of thermal imaging has been accelerated by the progress in the fields of microsystems, infrared detectors and computer technology over the past few years. Thermal imaging visualizes the infrared radiation, which is invisible for the human eyes. Hence, it provides additional information that can be used for process monitoring or control as well as for automation applications. [15]

Each body with a temperature above absolute zero emits energy in the form of electromagnetic radiation. Infrared radiation is allocated in the electromagnetic spectrum and is located between the visible light and microwaves. The emitted infrared radiation depends on the temperature of the object, its material, its surface characteristics and the direction of radiation. [12] [8]

Infrared cameras detect infrared radiation and visualize this radiation in an image. They often work in the so-called atmospheric windows in the mid wavelength or long-wavelength spectrum. Within the atmospheric window, e.g. H₂O or CO₂ molecules in the atmosphere absorb less of the infrared radiation. Comparing thermal imaging with visual cameras, thermal imaging has two main advantages:

1. Thermal imaging is less affected by aerosols like moisture or dust in the air. As depicted in Fig. 1, radiation with a wavelength $\lambda_1 < d$ is reflected by the particle d , while radiation with a wavelength $\lambda_2 > d$ passes through. [1] [8]

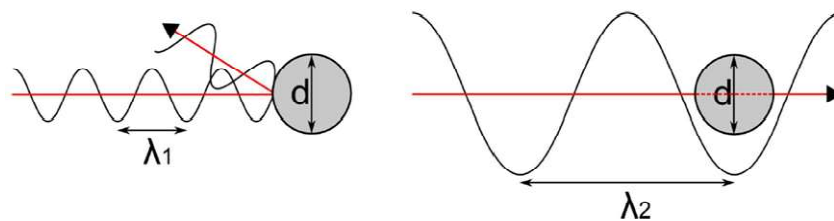


Fig. 1. Shortwave radiation is reflected by the particle (left), longwave radiation goes through (right). [3]

2. Thermal imaging is a passive measuring method and is therefore independent of any illumination. This means that it can work at complete darkness, e.g. during the night or in a non-illuminated environment, such as in underground mines. [7]

Amongst others, these advantages cause thermal imaging to be well-suited for various automation solutions in the mining industry. A person detection system based on thermal cameras in underground mines as well as a monitoring system for belt conveyors to detect failures and belt skewing have already been realized successfully. [5] [11]

3. Current developments in roof crack detection

3.1 Real-Time-Mining

The overall aim of the H2020 funded project Real-Time-Mining (<https://www.realtime-mining.eu/>) is a change from intermitted, discontinuous control and monitoring of a mining process to a continuous process management system. This includes an “automated sensor-based material characterization”, an “online machine performance measurement”, an “underground navigation and positioning” system, an “underground mining system simulation and optimization of planning decisions” and “updating techniques for resource/reserve models”. [2] The task “automated sensor-based material characterization” is one main aspect in achieving these ambitious project aims. [2] The combination of different suitable sensor technologies enables the characterization of the mine face and provides information about texture and material. One of the utilized sensor technologies is thermal imaging, whose feasibility for the required application is investigated by the Institute for Advanced Mining Technologies (AMT) at RWTH Aachen University. While investigating its feasibility for material characterization at the face, thermal imaging has been emerged to be suitable for the

detection of cracks in the face and at the roof as well. Two main aspects cause this: Firstly, the diverging angles of emission in the crack zones lead to a varied radiation intensity at the image. Secondly, the interrupted heat flow between rock strata and loosened rocks causes divergent radiation intensity. This way, cracks and loosened rocks can be made visible in thermal images from a safe distance. This allows avoiding personnel to be located in hazardous areas. Therefore, this paper will focus on roof crack detection using thermal imaging although Real-Time-Mining project focuses on the material characterization. Figure 2 shows a two-dimensional intensity function of the infrared radiation of a crack. [7] [4]

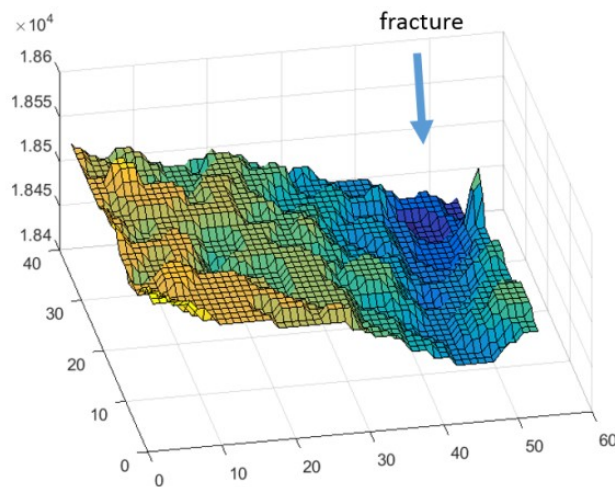


Figure 2: Two-dimensional radiation intensity function of a rock fracture

After the above-mentioned observations had been made in the Real-Time-Mining project, a literature research has been started. To summarize the outcome of this: Literature supports the findings of the Real-Time-Mining project. The following paragraphs outline some examples.

In the past years, several studies have been conducted to characterize rock faces with different imaging techniques. All studies consider the images as two-dimensional, continuous light intensity functions ($f(x,y)$). Dickens undertook tests of detecting potential roof falls with a thermal camera in a simulated test slope in South Africa in 2013. He tested to detect an artificial, loosened, protruded area with a thermal camera. Based on the assumption that the cold ventilation air cools down the loosened rocks, these rocks should become detectable in the recorded thermal image. [4]

Maerz and Dony used a line-detection algorithm to detect traces in optical images of exposed rock faces. Lemy conducted an image analysis of drill cores with gray scale images. Hence, crack detection based on thermal imaging as well as on optical imaging is possible. Compared to optical imaging thermal imaging has the advantages listed in chapter 2. Therefore, thermal imaging seems to be most appropriate for applications in underground mines. [6] [10] To validate the mentioned findings and develop them to a roof crack detection system further developing steps are necessary. This developing work will be part of the SIMS (Sustainable Intelligent Mining Systems) project.

3.2 SIMS

The results Dickens presented are based on test measurements conducted in a simulated test slope. Within the H2020-funded SIMS project (<http://www.simsmining.eu/>) the AMT will pursue its results obtained in the project Real-Time-Mining as well as the results of Dickens. The SIMS project started in May 2017 and aspires the development, testing and demonstration of new innovative technologies and solutions for the mining industry. The objectives the project focuses on are “to increase resource efficiency and competitiveness”, “to minimize environmental impact of mining operations”, to increase safety by reducing “the risk of rock falls and exposure of workers to hazardous situations” as well as “to increase public trust, awareness and acceptance for mining”. The overall aim of the tasks dealing with mine safety is to improve the safety and stability of entries through improved ground control methods as well as having a fully integrated and automated ground support process. [13] As part of this, AMT will advance the roof crack detection method of using thermal imaging to a demonstrator.

For achieving the ambitious aim of realizing the roof crack detection with thermal imaging to a demonstrator, the task of a pre-development concept has been established within the first two months (see figure 3).

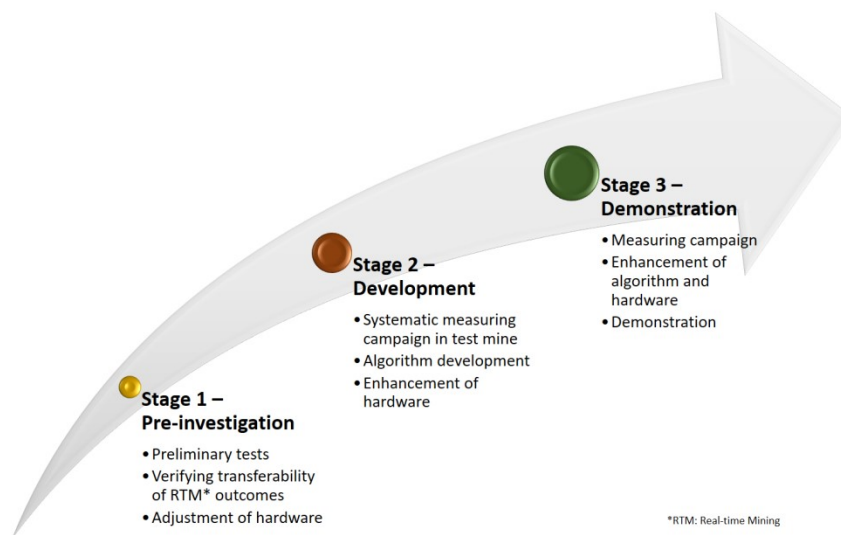


Figure 3: Predevelopment concept for roof crack detection

AMT will start the predevelopment of the roof crack detection system with “Stage 1 – Pre-investigation”. The first step will be to conduct preliminary tests in an operating German potash mine. The recorded data serve to figure out how the results of the Real-Time-Mining project can be adapted to the use case in SIMS. The hardware (housing, circuit board, mounting, etc.) of the camera already existing at AMT will be enhanced and adapted to the challenging conditions in an underground potash mine.

“Stage 2 – Development” will start with a systematic measuring campaign at the test mine by applying the improved hardware. In this measurement campaign infrared images of roof face cracks are recorded as a necessary data base for further development of existing evaluation algorithms. For conducting the test measurements in the potash mine, several

influencing parameters need to be considered. Therefore, the following variables are part of the systematic measurements:

- Different crack widths
- Different materials
- Different camera types
- Different number of cameras
- Different angles between the cameras
- Different angles between camera and rock
- Different activating methods (e.g. halogenic lamps)

The recorded thermal images from the measuring campaign will be used for the development of the evaluation algorithms. Probable requirements for the algorithms are the detection of relevant cracks at roof and face in an early stage, the detections of these cracks in different angles and distances between face/roof and infrared camera as well as its functionality from a moving platform. The current crack detection algorithm – implemented for the acquired images of the Real-Time-Mining project – contains a series of image enhancement algorithms as well as the edge detection itself. All of them were developed and implemented in MATLAB©. The image enhancement includes a noise reduction and an adaptation of the image histogram. This is followed by the line detection. To identify sharp contrasts in the images different edge/line detection algorithms have been investigated. Both, Sobel edge detector and Canny edge detector showed promising results for different images depending on the settings. Sobel and Canny edge detectors utilize filters computing the image's first derivative. The output of both edge detectors is a black and white image in which the white pixels correspond to a detected line. [9] Future work in algorithm development within SIMS project will consider probably further edge detectors such as Laplacian of Gaussian or Prewitt to improve the edge detection output. Besides others, additional investigations might deal with developing and implementing an algorithm to fill in the line within the identified edges. Moreover, the impact of a moving camera on the edge detections has to be identified and taken into account.

After finishing the evaluation algorithm development a further measuring campaign as part of “Stage 3 – Demonstration” the hardware and software developments of Stage 2 will be validated. Enhancement of algorithms and hardware can be conducted before the demonstration actions will start. The final test measurement is to test the running system on a driving car in an operating test mine. After the final test the new roof crack detection system is planned to be available at a demonstrator level.

5. Summary

The safety aspect in the mining industry is becoming increasingly important. Within the two H2020 projects SIMS and Real-Time-Mining, the development of new technologies increase safety during the extraction of valuable materials in underground mines. Based on the findings in Real-Time-Mining project in SIMS project a roof crack detection system will be developed. This system shall enable to support roof control precisely to detect potential roof falls at freshly blasted areas.

6. Acknowledgment

The Real-Time-Mining project has received funding from the European Union's Horizon 2020 research and innovation programme under grant agreement No 641989.

The SIMS project has received funding from the European Union's Horizon 2020 research and innovation programme under grant agreement No 730302.

7. Literature

1. Bartnitzki, T.: Forschung für den Bergbau 4.0. Bergbau, Energie und Rohstoffe 2015 S. 234 – 240
2. Benndorf, J.; Buxton, M.W.N., Nienhaus, K.; Rattmann, L.; Korre, A.; Soares, A.; deJong, A.; Jeanne, N.; Graham, P.; Buttgereit, D.; Gehlen, S.; Eijkelkamp, F.; Mischo, H.; Sandtke, M.; Wilsnack, T.: Real-Time-Mining – Moving Towards Continuous Process Management in Mineral Resource Extraction. 3rd International Future Mining Conference, Sydney, 2015
3. Berg, J. Baltes R.: Einsatzmöglichkeiten von langwelligen Infrarotkameras in rauen Umgebungen. Thermographie-Kolloquium, Stuttgart, 2015
4. Dickens, J.; Teleka, R.: Mine safety sensors: Test results in a simulated test stope. Robotics and Mechatronics Conference (RobMech), Durban, 2013
5. Dickens, J.S.; vanWyk, M.A.; Green, J.J.: Pedestrian detection for underground mine vehicles using thermal imaging. AFRICON, Livingstone, 2011
6. Dony, R. D.: Line detection on rock face images. M.A.Sc. thesis, Waterloo, 1988
7. Eichentopf, B; Niestroj, C.; Baltes, R.; Nienhaus, K.: Automation of Resource Extraction using Thermal Imaging. MiningForum, Berlin, 2017
8. Fouad, N. A.; Richter, T.: Leitfaden Thermographie im Bauwesen. Theorie, Anwendungsgebiete, praktische Umsetzung. Fraunhofer, Stuttgart, 2008
9. Lemy, F.; Hadjigeorgiou, J.; Côté, P.; Maldague, X.: Image Analysis of drill core. Mining Technology, Volume 110, p. 172-177, 2013
10. Maerz, N.: Photoanalysis of rock fabric. Ph.D. thesis, Waterloo, 1990
11. Nienhaus, K.; Warcholik, M.; Büschgens, C.; Müller, D.: Belt Positioning and Skewing Revention in Lignite Mining Using Long-Wavelength Infrared Cameras. 12th International Symposium on Continuous Surface Mining (ISCSM), Aachen, 2014
12. Nienhaus, K.; Pretz, T.; Wotruba, H.: Sensor Technologies: Impulses for the Raw Materials Industry. Shaker, Aachen, 2014
13. Grant Agreement number 730302-SIMS-H2020, Sweden, 2017
14. Vogt D.; Brink V.; Brink S.; Price M.; Kagezi B.: New technology for improving entry examination, thereby managing the rockfall risk in South African gold and platinum mines. Science real and relevant conference 2010 (CSIR), Auckland Park, 2006
15. Vollmer, M.; Möllmann, K.: Infrared Thermal Imaging. Fundamentals, Research and Applications. Wiley-VCH, Weinheim, 2013

Galecki Greg, Summers David
Missouri University of Science and Technology – Waterjet Laboratory, Rolla, MO, USA

CONCEPTUAL STUDY OF DRILLING DEEP AND LARGE DIAMETER HOLES IN HARD ROCKS

ABSTRACT

Existing methods for the tunneling and deep drilling of hard rock rely to a high degree on blasting techniques. As a result of this process, microcracks are introduced into the surface of the rock material. However, for special applications, high quality large diameter holes are required that are free from such microcracking. Since high pressure abrasive waterjet cutting was introduced, the presence of abrasives in the jet ensures that stubborn pieces of aggregate in the parent rock can also be cut away. This technique can be successfully applied in the drilling of large and deep diameter holes.

Test results for the cutting of granite samples by abrasive waterjet, over the pressure range of 70 to 280 MPa, are presented in this paper. Simulation of jet pattern in the proposed trepanate method of microcrack free drilling in hard rocks is also given.



JAK MOŻNA ZWIĘKSZYĆ BEZPIECZEŃSTWO ORAZ PRODUKTYWNOŚĆ?

THIS WAY!

Każdy pracujący w branży górniczej wie, jak ważne jest bezpieczeństwo i jak wiele znaczy ono dla firmy i samych pracowników.

Dlatego aspekt bezpieczeństwa jest obecny we wszystkich naszych działaniach - od badań i pracy nad produktami po serwis w kopalni i u klienta.

Dołącz do programu The Future of Mining.
It's This Way: sandvik.com/thisway



Gładysiewicz Adam, Maier Klaus
Voith Turbo GmbH & Co. KG

DRIVE UPGRADE SAVING COSTS FOR BELT CONVEYORS - A CONTRADICTION?

ABSTRACT

The demands on the handling of material by means of belt conveyors are increasing. Tonnages of more than 10,000 t/h shall be conveyed over long distances at ever lower costs. Availability and reliability are a precondition for increased productivity as well as for the increasing automation of conveyor systems. For decades, the 'carrying belt-drive belt' drive system is known in Germany to be very reliable. Today, under the designation 'Voith TurboBelt TT Linear Booster Drive, this system is being optimized in a complex engineering process to meet the customers' targets'. The lecture provides information on how such an auxiliary drive can be integrated into the drive system of a belt conveyor, thus contributing to the increase of performance, extension of lifetime and reduction of costs. Technical and commercial aspects as well as a reference report on the installation of an interesting TurboBelt TT Linear Booster Drive at Prosper-Haniel will be presented.

1. Introduction

Already for decades, Voith Turbo GmbH & Co. KG has gathered experience with drive components for mining machines and bulk material conveyors. This experience, combined with the service and sales organization established all over the world, is expanded more and more to turn into a competence center for drive solutions and optimizations of belt conveyor systems. Among others, the product portfolio for belt conveyors comprises conveyor pulleys and transfer stations such as the Voith Turbo TT Linear Booster Drive (Figure 1).

Against this background, Voith was well prepared when RAG turned to Voith in 2015 to work out an overall solution for the upcoming replacement of a 16-year-old steel cord belt.

2. Drive Upgrade with the Voith TurboBelt TT Linear Booster Drive

The Voith TurboBelt TT Linear Booster Drive (TT drive) is a high-performance intermediate drive for belt conveyors. It extends the time of use of belts in existing systems and influences the requirement to the belt rating considerably which results in a significant cost saving. Compared to the conventional intermediate drive technology, the TT drive does not need belt transfer points. This reduces the strain on the belt and increases its lifetime.

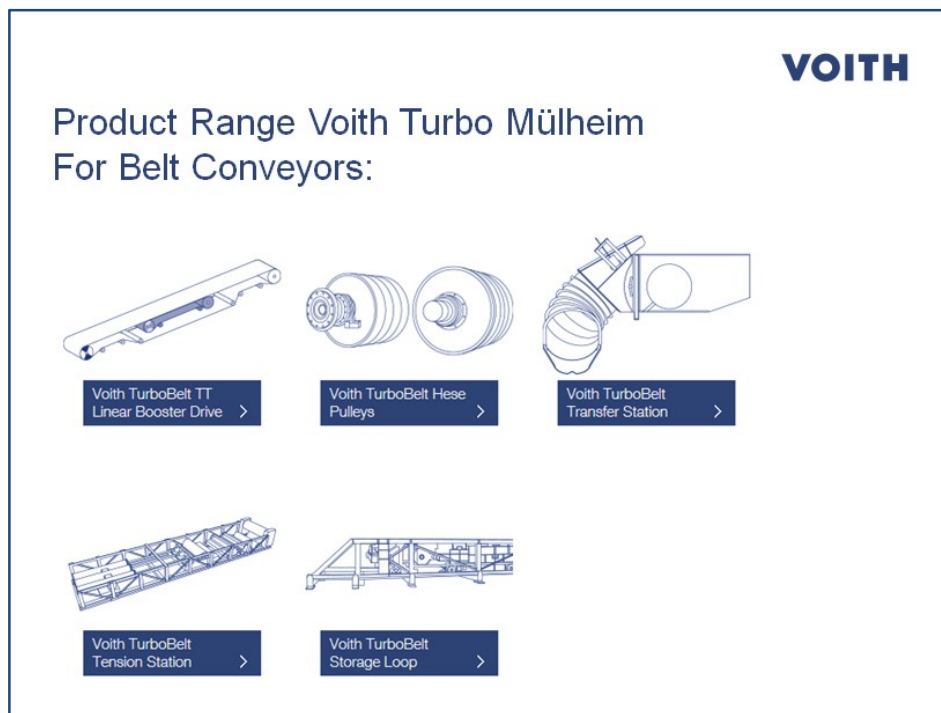


Figure 1: Extract from the Product Portfolio of Voith Turbo GmbH & Co. KG for Belt Conveyors

Eliminating belt transfer points leads to considerable lower dust formation. Moreover, systems with TT drive require less space than conventional systems which is an important aspect in underground mining. In long conveyor systems, the TT drive reduces the belt tensile forces so that a belt of lower rating can be used saving enormous costs, for example by using textile belts instead of steel cord belts. Smaller drive components (motor, gearbox, pulleys, etc.) can be used too. Therefore, there is also less space required for the head drive. In existing belt conveyor systems, the TT drive increases the conveyor capacity while keeping the same belt. In addition, the existing drives can be retained.

2.1. VOITH TURBOBELT TT LINEAR BOOSTER DRIVE – FUNCTIONAL PRINCIPLE

Equipped with a head and tail station, the TT drive is integrated into the actual belt conveyor so that the top run of the carrying belt rests on the top belt of the drive belt. Power is transmitted linearly by means of friction between the drive belt and carrying belt whereas the belt tensile forces are reduced through the length of the TT drive, also resulting in a reduction of the maximum belt tensile force (Figure 2).

2.2. VOITH TURBOBELT TT LINEAR BOOSTER DRIVE – EXISTING CONVEYOR SYSTEMS

In case an increase of conveying capacity is intended, an increase of the drive performance becomes necessary given that the conveying cross section is sufficient.

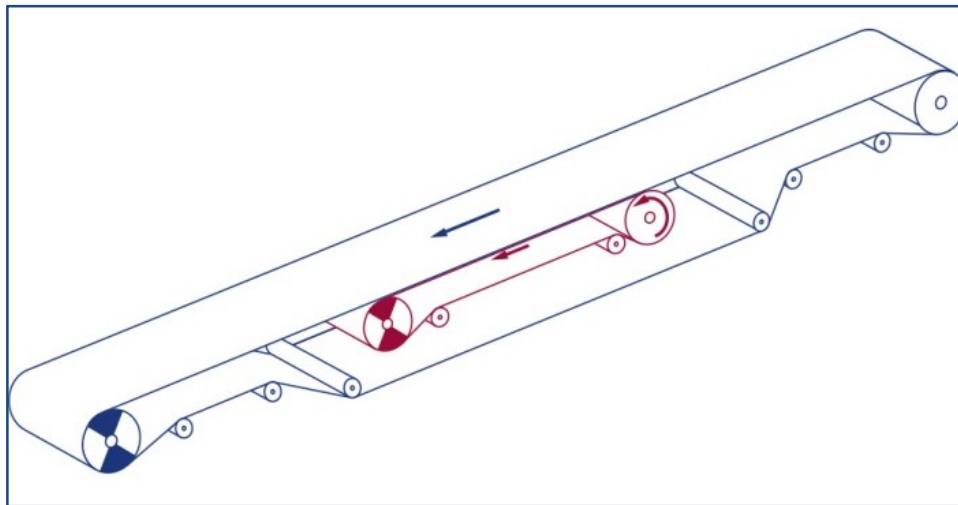


Figure2: Voith TurboBelt TT Linear Booster Drive – Functional Principle

For a conventional drive solution this means that the existing belt needs to be replaced by a new one with adequate strength. In addition, higher forces on the steel construction and on the pulleys at the drive require further modifications. This problem can be solved economically by implementing TT drives. The existing head drive and the belt remain unchanged, while TT drives can be installed and commissioned during a short stop period.

Increase of conveying capacity and/or extension of belt lifetime in existing large conveyor systems by means of TT drives:

- Longer lifetime of belt compared to conventional intermediate drive technology
- Increase of conveying capacity in existing conveyor systems
- No need to replace the conveyor belt
- No need to convert the existing drive system

2.3. VOITH TURBOBELT TT LINEAR BOOSTER DRIVE – NEW CONVEYOR SYSTEMS

For high lifting heights and conveying capacities, steel cord belts of high strength and large drive units are required in conventional systems. Moreover, bigger mine excavation with corresponding foundations or support structures needs to be prepared for the head drive. For the equipment with TT drives, the use of significantly smaller units and lower belt strengths is possible. Long belt conveyors with high conveying capacity in new conveyor systems with TT drives:

- Lower belt strength needed
- Smaller drive units
- Less space required for the main drive
- Optimized multi-motor drive

3. Case Study - Retrofit Project H2 Conveyor System at Prosper-Haniel

The underground coal mine Prosper-Haniel in Bottrop belongs to RAG Deutsche Steinkohle and conveys 3,000,000 tons of hard coal per annum. The route network comprises 141 km in a depth of up to 1,150 m.

The whole axis (H conveyor line) is designed for a conveying capacity of 2,000 t/h. The conveyor speed for conveyor systems H3 and H2 is 3.2 m/s. The material velocity is increased to 4.2 m/s by means of the acceleration conveyor in order to have a smooth forwarding of the raised and weighed tonnage to conveyor system H1 which runs with a speed of 6 m/s.

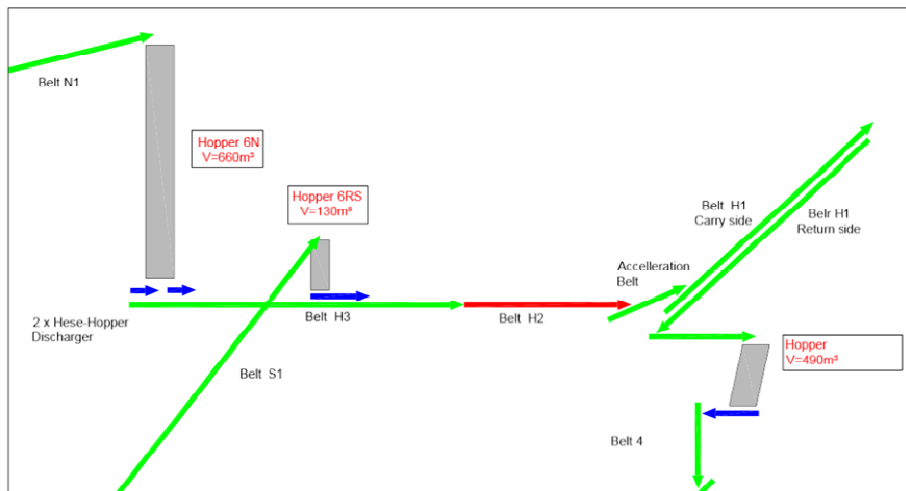


Figure3 shows the schematic view of conveying.

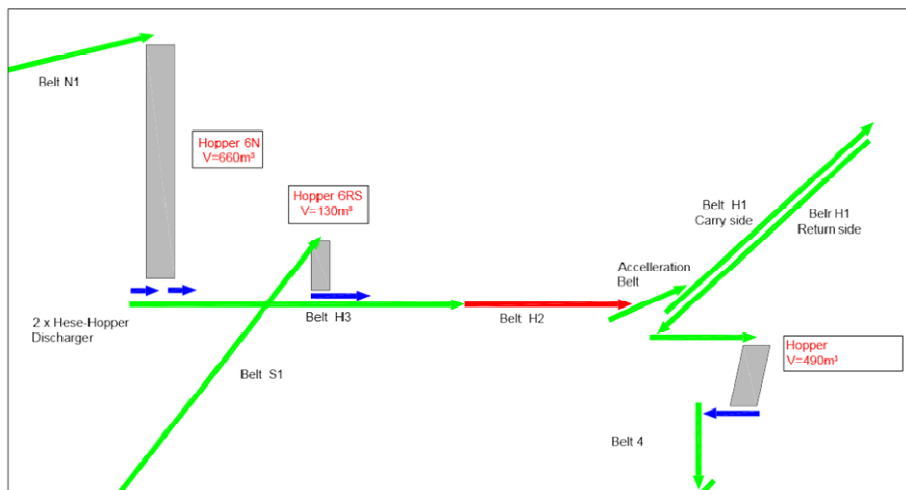


Figure3: Schematic conveying on H conveyor lines

The H2 belt conveyor transports all the hard coal extracted from the longwall and drift excavation over a length of 1,270 m and covers a height of 186 m.

As conveying belt, a steel cord belt ST 5000 12/10 is put on. In 1999, the last replacement of the belt on the H2 conveyor system was performed. In addition, the repair and maintenance expenditure on the steel cord belt has increased considerably in the past years.

On account of the very bad condition of the steel cord belt and as reliability could no longer be guaranteed, another belt replacement on H2 conveyor system came up in winter 2015. Premise for the belt replacement was to refrain from the expensive steel cord belt ST 5000 and to use a textile conveyor belt of PVG 2000/1 rating. In order to be able to technically implement this measure with the significantly reduced belt strength (2,000 instead of 5,000 N/mm), the use of two TT drives is required.

3.1. DESIGN AND PLANNING OF DRIVE UPGRADE AND BELT REPLACEMENT ON H2 CONVEYOR

The customer's key requirement was to be able to replace the ST 5000 steel cord belt with a considerably cheaper PVG 2000 textile belt. The use of two Voith TurboBelt TT Linear Booster Drives makes this possible by reducing the belt tensile force, thus reducing the required belt strength from 5,000 to 2,000 N/mm. A comparison of the calculation results with the most important parameters is depicted in Table 1.

As it can be gathered from the comparison of the conveyor calculations with and without TT drives, the maximum belt tension forces in the area of the discharge pulley are reduced from 646 kN to 240 kN through the use of TT drives (Figure 4). This reduction of the maximum belt tension forces allows the use of a textile conveyor belt of PVG 2000/1 rating while complying with any safety requirements. Moreover, it is of benefit to the 30-year-old drive and conveyor constructions which were strengthened and repaired again and again owing to corrosion damages.

Table 1: Results of H2 Conveyor Calculation (old - new)

		H2 Conveyor System	
		ST 5000 12/10	PVG 2000/1 and 2 Voith TT Linear Booster Drives
Center Distance		1,270 m	1,270 m
Belt Width		1,200 mm	1,200 mm
Height of Lift		186 m	186 m
Mass Flow		2,000 t/h	2,000 t/h
Belt Rating		ST 5000	PVG 2000
Input Power Required		1,547 kW	1,468 kW
Splitting of the Input Power			
Head Drive	Drive Pulley	2 x 400 kW	1 x 300 kW
	Drive Pulley	2 x 400 kW	1 x 300 kW
TT1	Drive Pulley	-	1 x 250 kW
	Drive Pulley	-	1 x 250 kW
TT2	Drive Pulley	-	1 x 250 kW
	Drive Pulley	-	1 x 250 kW

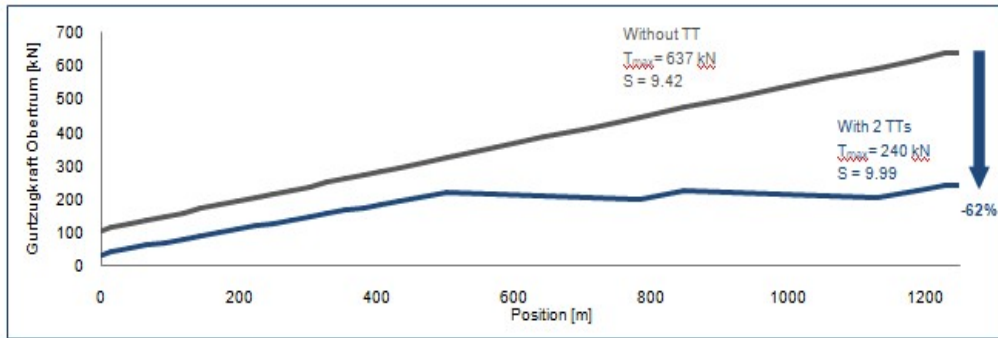


Figure 4: Belt tensile forces diagram

According to the results of the analysis, Voith worked out the following solution for the H2 conveyor system:

1. The first Voith TT drive reduces the belt strain so that the lifetime extends until the next scheduled standstill
2. The second Voith TT drive further reduces the belt strain
3. Replacement of conveyor belt; replacement of the ST 5000 with a PVG 2000

3.2. COST SAVING - RETROFIT PROJECT H2 CONVEYOR SYSTEM

The installation of two 280 m long DTT systems reduces the belt tensile forces and thus makes it possible to use a less expensive PVG 2000/1 textile belt instead of a ST 5000 steel cord belt. In spite of the additionally required PVG 1600/1 belts for the intermediate drive systems, there is a significant saving regarding belt costs. However, for the ascertainment of the total costs the procurement of the two DTT systems still needs to be regarded. As it can be seen in

, this results in a total saving of approx. 10%.

Table 2. : Comparison of Costs

	Drive upgrade
Belt	PVG 2000 instead of ST 5000
Belt costs	60% saving
Belt connection	55% saving
Total costs including TT	approx. 10% saving

4. Conclusion

Without additional downtime, Voith installed a TT drive in the H2 belt conveyor of the Prosper-Haniel coal mine and with the later installation of another TT drive, submitted an overall solution by means of which the mining company achieved a sustained cost reduction.

With the installation of the first TT drive, Voith enabled the Prosper-Haniel mine to continue using a severely damaged steel cord belt (ST5000) until the next scheduled standstill, and thus to avoid an unplanned downtime and corresponding loss of production. During the next scheduled standstill, Voith installed a second TT drive into

the H2 belt conveyor. With that, the belt tensile forces could further be reduced and since then, Prosper-Haniel is able to operate the belt conveyor with a less expensive textile belt (PVG 2000/1). The project managers Ralf Dohle and Wolfgang Kosiuk from RAG Deutsche Steinkohle are fully satisfied with the Voith Project Management and the intermediate drives: "We have a double benefit of the solution offered by Voith. On the one hand, we could avoid unscheduled downtime caused by the damaged belt, and on the other hand, we now can use a textile belt on the system instead of an expensive steel cord belt. We would opt again for Voith's solution at any time."



Producent maszyn i urządzeń dla górnictwa podziemnego



www.minemaster.eu

Jacek Godziek
MARAT Sp. z o.o.

OFERTA INNOWACYJNYCH PRODUKTÓW SPÓŁKI MARAT DLA GÓRNICICTWA

OFFER INNOVATIVE PRODUCTS THE COMPANY MARAT FOR MINIG

STRESZCZENIE

MARAT Sp. z.o.o. jest polską firmą z siedzibą w Rybniku. Jest innowacyjnym przedsiębiorstwem o wieloprofilowym zakresie działalności, dzięki czemu jest w stanie zapewnić kompleksowe dostawy najwyższej jakości produktów do utrzymania ruchu jak i na pierwszy montaż w wielu gałęziach przemysłu. Spółka realizuje dostawy dla największych zakładów górniczych oraz produkcyjnych i usługowych w Polsce i poza jej granice.

ABSTRACT

MARAT SP. z.o.o. is a Polish company based in Rybnik. Is an innovative company of activities, sothatitisable to provide a comprehensive supply of top quality products for maintenance and the first installation in many industries. The company supplies for leading mining and production and service facilities in Poland and beyondits borders.

MARAT Sp. z.o.o. jest polską firmą, której główna siedziba znajduje się w Rybniku. Jest to, nowoczesne innowacyjne przedsiębiorstwem nastawione na stały rozwój zarówno swoich pracowników jak i swojego zaplecza. Spółka prowadzi wieloprofilową działalność, dzięki czemu jest w stanie zapewnić kompleksowe dostawy najwyższej jakości produktów i towarów. Na bazie podpisanych umów współpracuje od wielu już lat z najbardziej znanymi światowymi producentami części maszyn i kompleksowych rozwiązań dla przemysłu jak: SKF, NTN SNR KUMERA, NORD, ABBczy SHELL. MARAT jest dostawcą części i rozwiązań do utrzymania ruchu jak i na pierwszy montaż w wielu gałęziach przemysłu. Spółka realizuje dostawy dla największych zakładów górniczych, produkcyjnych i usługowych w Polsce oraz poza jej granicami.

Wieloprofilowa działalność Spółkimożna zapisać w trzech głównych obszarach: dystrybucyjny, produkcyjny jak i usługowy.

Obecnie na prawach Autoryzowanego Dystrybutora współpracujemy z takimi producentami jak: SKF, NTN SNR, PTI, PBF, KAYDON COOPER, IKO, HIWIN, IGUS, TAS Schäfer, SHELL, LOTOS, LOCTITE, Rocol, OPTIBELT, STAHLWILLE, ROSSI, ABB, TENTEC.

Zapewniamy profesjonalne doradztwo mające na celu optymalizację kosztów zakupu oraz magazynowania.

Posiadamy jeden z największych w Polsce stanów magazynowych łożysk tocznych, który uzupełniamy pod kątem potrzeb naszych klientów. Sprawny system zaopatrzenia i dystrybucji stanowi gwarancję terminowych dostaw oraz umożliwia realizację zamówień nawet do kilku godzin od zgłoszenia. W szczególnych przypadkach, gdy termin dostaw ma kluczowe znaczenie oferujemy naszym Klientom możliwość umieszczenia na terenie ich firmy części zasobów, które mają dla nich strategiczne znaczenie w formie magazynu zewnętrznego.

Do głównych odbiorców MARAT należą firmy z przemysłu: energetycznego, górniczego, maszynowego, metalurgicznego, produkcyjnego, spożywczego, kolejowego oraz lotniczego. Najważniejsi nasi klienci to: EDF, ENEA WYTWARZANIE, GRUPA PGE, GRUPA TAURON, POLSKA GRUPA GÓRNICZA, JASTRZĘBSKA SPÓŁKA WĘGLOWA, GRUPA AZOTY.

W ofercie MARAT znajduje się pełny asortyment towarów dostarczanych przez światowych producentów z poniższego zakresu:

- ✓ łożyska toczne,
- ✓ uszczelnienia techniczne,
- ✓ przyrządy diagnostyczne,
- ✓ narzędzia do obsługi łożysk,
- ✓ technika liniowa,
- ✓ pierścienie zaciskowo-rozprężne,
- ✓ produkty do przenoszenia napędu
- ✓ środki smarne,
- ✓ chemia przemysłowa,
- ✓ chłodziwa,
- ✓ pneumatyka i hydraulika,
- ✓ narzędzia,
- ✓ produkty BHP,
- ✓ przenośniki i urządzenia transportowe
- ✓ przekładnie zębate
- ✓ kompletne napędy przenośników wraz ze sterowaniem,
- ✓ suwnice
- ✓ wózki widłowe

Kolejną, ważną propozycją współpracy z zakładami produkcyjnymi, z działami utrzymania ruchu są usługi z zakresu:

- ✓ diagnostyki maszyn i urządzeń,
- ✓ osiowania wałów maszyn,
- ✓ analizy łożyskowej,
- ✓ ekspertyz węzłów łożyskowych,
- ✓ nadzoru nad montażem lub demontażem łożysk,
- ✓ serwisu motoreduktorów i przekładni ABB,

- ✓ serwisu mechanicznego silników elektrycznych ABB
- ✓ produkcji przekładni górniczych MARAT,
- ✓ serwisu przekładni KUMERA,
- ✓ remontów przekładni zębatych w tym z branż górniczej i energetycznej
- ✓ regeneracji łożysk, śrub kulowych, wrzecion,
- ✓ usługi biura konstrukcyjnego,
- ✓ usługi elektromontażowe urządzeń i sieci zasilających

Spółka MARAT od wielu lat jest również właścicielem własnego zakładu produkcyjnego. W strukturach tego zakładu znajduje biuro konstrukcyjne oraz własna stacja prób przekładni zębatych. Stacja prób pozwala na badanie, testowanie i prowadzeni ekspertyz obiektów przy użyciu specjalistycznych narzędzi jak: kamera termowizyjna czy system diagnostyczny powstały we współpracy ze specjalistami SKF. Własne zaplecze produkcyjne pozwala na zaprojektowanie i wyprodukowanie prawie każdego oprzyrządowania niezbędnego do prowadzenia badań.

Główne obszary produkcji to maszyny i urządzenia dla przemysłu przetwarzania surowców mineralnych w górnictwo. Jesteśmy producentem maszyn i urządzeń wg dokumentacji własnej lub powierzonej jak i remontów rozwiązań już pracujących:

- ✓ przenośniki taśmowe, kubelkowe, śrubowe oraz urządzenia współpracujące
- ✓ przekładnie zębate MARAT
- ✓ zespoły i części uzębione, części zamienne do przekładni zębatych
- ✓ suwnice
- ✓ granulator mułów węglowych
maszyna powstała we współpracy z Akademią Górniczo – Hutniczą w Krakowie, Katedry Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych na Wydziale Inżynierii Mechanicznej i Robotyki
- ✓ wentylator lutniowy WLE-MARAT-900 dedykowany dla górnictwa węgla kamiennego
- ✓ konstrukcje spawane zarówno w pojedynczych elementach jak i kompletnych urządzeniach i maszynach dla zakładów produkcyjnych

MARAT rozwija produkcję własnych produktów oraz usług, które pozwalają realizować dostawy gotowych urządzeń. Produkcja ich jest oparta o dokumentację powierzoną przez klienta lub wykonaną we własnym biurze projektowym. Należy podkreślić, że w ostatnich latach znacząco wzrosła produkcja wyrobów własnych.

Produktem inżynierów konstruktorów MARAT jest wysokowydajny wentylator osiowy o parametrach wydajności: $\sim 1200 \text{ m}^3/\text{min}$ i spiętrzenia $\sim 4000 \text{ Pa}$.

Kolejnym produktem, który zostały opracowany i wyprodukowany przez MARAT to typoszereg przekładni zębatych 'M' przeznaczonych do napędów przenośników taśmowych i zgrzeblowych zabudowanych w kopalniach węgla kamiennego. Są to przekładnie zębate typu MKPL / MPL w wielkościach 15, 25, 35. Ponadto wykonujemy remonty przekładni zębatych produkcji zachodniej i krajowej.

Jak wspomniano powyżej, we współpracy z grupą naukowców z Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie zostało opracowane prototypowe rozwiązanie technologiczne do przetwarzania materiałów z postaci mulistej w postaci granulatu. Granulator mułów węglowych jako kompletne urządzenie zostało uruchomione w zakładzie przetwarzania mialu węglowego jednej z kopalń węgla kamiennego zdobywając pozytywną opinię użytkownika.

Zakład produkcyjny dysponuje nowoczesnym parkiem maszyn, który Spółka nabyła ze środków pomocowych oferowanych przez Unię Europejską.

Spółka MARAT w ofercie również prowadzenia szkoleń w następujących tematach:

- ✓ przegląd łożysk oraz ich charakterystyki i oznaczenia
- ✓ montaż i demontaż łożysk, zespołów łożyskowych i opraw
- ✓ uszczelnienia węzłów łożyskowych
- ✓ diagnostyka łożysk i maszyn – stopień I i stopień II zaawansowania
- ✓ osiowanie maszyn za pomocą przyrządów laserowych
- ✓ technika i obsługa łożysk tocznych
- ✓ łożyska precyzyjne i wyroby do realizacji przemieszczeń liniowych
- ✓ kurs o tematyce specjalnej (zakres ustalany z Klientem)
- ✓ świadomość istnienia podróbek łożysk

REALIZACJE GRUPY MARAT

- ☑ Dla elektrowni wykonano modernizację układu napędowego przenośnika taśmowego wraz z układem sterowania i zasilania.
 - montaż kompletnego napędu mechanicznego i elektrycznego, bębna z wału napędowego przenośnika,
 - modernizacja elektrycznego układu zasilania i sterowania,
 - nadzór nad modernizacją systemu załadunku popiołu.

- ☑ Dla kopalni węgla kamiennego wykonano modernizację urządzenia wyciągowego szybu:
 - rozdzielni 6 kV, 500V, 400V
 - układ napędowy maszyny wyciągowej
 - urządzenie sterowniczo – sygnałowe
 - załadunek do skipu
 - układanie kabli energetycznych w szybie
 - montaż mechaniczny i elektryczny, rozruch i testy eksploatacyjne

- ☑ Dla zakładów świadczących usługi remontowe dla energetyki dostarczono kompletne systemy transportowe z wyposażeniem:
 - kompletne podajniki ślimakowe
 - remont zespołów układu nawęglania,
 - remonty zespołów młynów węglowych
 - konstrukcja spawana pod zespoły elektrofiltrów (waga: 60 ton)

- ☑ Dla kopalni węgla kamiennego zrealizowano kompleksową modernizację stacji wentylatorów głównych:
 - wymiana rozdzielni 6 kV, układu zasilania, sterowania wraz z kompletnym okablowaniem stacji
 - ułożenie nowej linii kablowej 6kV

- dostawa i wymiana silników napędzających wentylatorów – nowatorskie rozwiązanie polegające na zastosowaniu silników asynchronicznych klatkowych z magnesami stałymi
- montaż mechaniczny i elektryczny, konsultacje projektu silnika napędowego, rozruch i testy eksploatacyjne
- ☑ Granulator mułów węglowych:
 - projekt, produkcja i dostawa węzła głównego, łożyskowania bębna granulatora wraz z układem automatycznego smarowania,
 - modernizacja łożyskowania bębna miksera granulatora.
 - współdziałal z AGH w Krakowie w pracach projektowych kompletnego urządzenia
 - produkcja i dostawa kompletnych zespołów
- ☑ Diagnostyka i monitorowanie stanu technicznego węzłów łożyskowych maszyny wyciągowej szybu górniczego:
 - określenie stanu technicznego elementów w węzłach łożyskowych maszyny wyciągowej
 - dostawa i montaż łożysk wału napędowego koła linowego
 - stały monitoring stanu technicznego węzłów łożyskowych po modernizacji
- ☑ Dla elektrowni zrealizowano modernizację podajników obrotowo – celkowych pyłu węglowego:
 - modernizacja rozwiązania istniejącego
 - produkcja, montaż i uruchomienie
- ☑ Dla zakładów przetwórstwa tworzy sztucznych zrealizowano produkcję i kompleksową dostawę:
 - podajników ślimakowych dla linii recyklingu tworzyw sztucznych
 - przenośników ślimakowych pracujący w ciągu technologicznym przetwarzania odpadów komunalnych
 - konstrukcji spawanych wg dokumentacji klienta
- ☑ Dla znaczącego dostawcy środków chemicznych wykonano modernizację stacji wentylatorów wraz układem zasilania
 - dostawy 5 kompletnych elementów systemu:
 - wentylatory z silnikami napędowymi
 - transformatory
 - falowniki
 - budowa kompletnej sieci zasilającej: trasy i koryta kablowe wraz z wyłożeniem wymaganego okablowania
 - prace odbiorowe, pomiary sieci kablowej i zainstalowanych urządzeń
 - wykonanie dokumentacji: jakościowej i odbiorowej

Oprócz kompletnych urządzeń w ostatnim czasie MARAT, pod własną marką GM Seal[®], uruchomił produkcję i sprzedaż uszczelnień. Obejmuje ona pełną gamę wymiarową rozwiązań standardowych, zaawansowanych oraz produkowanych na zamówienie klienta.

Wychodząc naprzeciw oczekiwaniom klientów nawiązaliśmy współpracę z firmą NORD, KUMERA i ROSSI, w zakresie montowania jak i serwisowania przekładni

zębatach ogólnego zastosowania, co umożliwi nam realizację zamówień w czasie do 24 godzin od zamówienia.

Jesteśmy również autoryzowanym partnerem serwisowym firmy ABB w zakresie serwisu motoreduktorów i przekładni. W ostatnim czasie obszar współpracy został powiększony o serwis i obsługę mechaniczną silników elektrycznych produkcji ABB.

Jak wspomniano powyżej ogromnym atutem Spółki MARAT jest posiadanie własnej, nowoczesnej stacji prób umożliwiającej badanie przekładni zębatach o mocy do 400 kW w zakresie pomiaru temperatury pracy węzłów łożyskowych, poziomu drgań, mocy przenoszonej, roboczego śladu współpracy ząbów, głośności pracy oraz prędkości wałów przekładni.

Posiadamy oddzielny dział serwisowy, wyposażony w profesjonalny sprzęt pomiarowy i diagnostyczny, pozwalający na szybką analizę stanu technicznego badanego obiektu.

Udokumentowaniem należytej jakości procesów remontowych jest pozytywna opinia techniczna wystawiona przez jednostki certyfikujące OBAC, KOMAG.

Naszym stałym odbiorcom proponujemy kompleksową obsługę logistyczną. Gwarantujemy możliwość stworzenia magazynu buforowego, który zapewni nieprzerwaną dostępność asortymentu:

- ✓ utworzenie składu w miejsce obecnego magazynu odbiorcy
- ✓ stałe utrzymywanie i uzupełnianie stanów magazynowych
- ✓ polityka cenowa oparta na porozumieniu trójstronnym (Odbiorca-Marat-Producent), gwarantująca stały poziom cen (znacząco niższy od rynkowego)
- ✓ serwis logistyczny 24 godz. na dobę
- ✓ dostępność stanów magazynowych 24 godziny na dobę

GRUPA MARAT może zaoferować ponadto doświadczenie w zakresie kompleksowego zaopatrzenia przedsiębiorstw, zapewniając bezawaryjną pracę urządzeń i linii technologicznych. Nasze doświadczenie poparte jest potencjałem koncernu SKF zaczynając od fazy projektowania poprzez pomoc w postaci rysunków, obliczeń, aż do finalnego montażu, uruchomienia oraz doradztwa podczas eksploatacji. Ważną dziedziną naszych prac jest technika smarowania głównych węzłów maszyn w całym okresie ich pracy.

Podsumowanie

Celem działalności firmy MARAT jest kompleksowe dostarczanie rozwiązań dla zakładów produkcyjnych klientów na rynkach: polskim jak i poza jej granicami. Ważnym aspektem oferty jest stałe podnoszenie wiedzy technicznej klientów zarówno w zakresie pojawiających się nowości technologicznych jak i modernizacji rozwiązań już istniejących. Realizowane to jest poprzez świadczenie usług doradczych i szkoleniowych na najwyższym poziomie.

Potwierdzeniem jakości dostarczanych usług jest zgodne z najwyższymi światowymi standardami poprzez Zintegrowany System Zarządzania zgodny z normami ISO PN EN 9001:2008, PN-N-18001:2004 oraz ISO 14001:2004 obowiązujący w Spółkach Grupy MARAT oraz spełnienie wymagających norm z zakresu produkcji konstrukcji stalowych: PN-EN ISO 3834-2:2007 oraz EN 1090-1:2009+A1:2011.

Ze szczegółową ofertą, możliwościami technicznymi jak i zrealizowanymi projektami Spółki MARAT można zapoznać się na naszej stronie internetowej www.grupamarat.pl.

Siyuan Gong, Linming Dou, Guifeng Wang, Anye Cao, Wu Cai
China University of Mining and Technology, China

SPATIO-TEMPORAL ASSESSMENTS OF ROCKBURST HAZARD COMBINING B-VALUES AND SEISMIC TOMOGRAPHY

ABSTRACT

A better understanding of rockburst precursors and high stress distribution characteristics can allow for higher extraction efficiency with reduced safety concerns. Taking the rockburst that occurred on 30 January, 2015 in the Sanhejian Coal Mine, Jiangsu Province, China as an example, the mechanism of rockburst development in a roadway was analysed, and a combined method involving b -values and seismic velocity tomography was used to assess the rockburst in both time and space, respectively. The results indicate that, before the rockburst, b -values dropped significantly from 0.829 to 0.373. Moreover, a good agreement between a significant decrease in b -values and the increase of the number of strong tremors was found. By using seismic tomography, two rockburst risk areas were determined where the maximum velocity was 6km/s. The high-velocity regions corresponded well with the rockburst zone and large seismic event distributions. The combination of b -values and seismic tomography is proven to have been a promising tool for use in evaluating rockburst risk during underground coal mining.

1. INTRODUCTION

Underground coal mining activities lead to disturbances in the natural stress field in the surrounding coal-rock mass and subsequent stress releases through seismic events. Rockbursts are particular cases of mining-induced seismic events, usually of a magnitude ranging from M_L 1.5 to 4.5, which result in roadway destruction due to elastic strain energy being emitted in a sudden, *rapid*, and violent way from a coal-rock mass, and in the worst case, they can cause casualties^[1-3]. Many countries suffer rockburst hazards. For example, a rockburst occurred in Springhill coal mine in Nova Scotia, Canada claiming 75 lives^[4]. A rockburst accident induced by a large thrust fault caused 10 deaths and trapped 75 people at Yima Qianqiu coal mine, Henan Province, China^[5]. As the average mining depth and intensity increases continuously, rockbursts pose a persistent threat to mine safety.

The b -value, a frequency-magnitude relationship defined by Gutenberg-Richter^[6], is one of the basic seismological parameters used to reflect the characteristics of seismogenic structures and *stress* distributions in specific regions^[7]. The decreases in b -values with time normally imply the occurrence of high-energy events^[8-10]. A similar conclusion can also be reached during the risk evaluation of seismic events induced by underground coal mining, which shows that if the b -value is large, small seismic events

are relatively common, whereas when the b -value is small, there is a possibility of a strong tremor or rockburst^[11-14]. Thus the temporal variations in b -value can be used as a precursor to forecast rockburst hazards.

Recently, passive seismic velocity tomography, widely used for inferring stress redistribution in coal-rock masses, has been proven as a powerful tool for the evaluation of dynamic hazards in underground coal mining. Lurka^[15] and Cao^[16] conducted passivetomographic imaging to locate zones of high seismic activity and to assess rockburst risk. The results indicate that the high velocity and velocity gradient regions correlated wellwith seismic activities. Luxbacher^[17] evaluated three-dimensional time-lapse velocity tomograms using mining-induced microseismic events as sources, and some high-velocity regions were observed to redistribute as the longwall face retreated. Cai^[5] and Wang^[18] adopted seismic tomography to assess the rockburst risk in longwall panels, and revealed that seismic tomography can be applied to identifying stress redistribution and evaluating rockburst risk. Dou^[3] established rockburst predication parameters based on the relationship between stress and wave velocity, and discovered that velocity tomography is an ideal tool for pre-warning of rockbursts.

As mentioned above, b -values and passive seismic tomography are both powerful methods when used to infer rockburst hazards with respect to time and space. The spatial distribution of b -values can also be used for inferring the stress state with a large number of long-term earthquake data points^[7,19]. However, in the short-term, the spatial imaging of b -values in mine-scale regions cannot meet the accuracy requirements due to the paucity of seismic event data. The deficiency of b -value imaging in mines can be overcome by seismic tomography. The incentive of the study stems from the ability to explore a mixed method of assessing rockburst risk, which uses temporal variations of b -values as the precursor to a rockburst, and then delineates areas of rockburst risk in space using seismic tomography.

2. METHODOLOGIES

2.1 B-VALUE THEORY

The b -value is the power law frequency-magnitude relationship defined by Gutenberg and Richter as:

$$\log N = a - bM, \quad (1)$$

Where N is the cumulative number of earthquakes with magnitude larger than M , and parameter a denotes the level of seismic activity, while parameter b , or the b -value, is the slope of the log-linear relationship which indicates the seismotectonic level of activity in the region: both a and b are constants.

Low-magnitude earthquakes in mines, namely mining-induced seismic events, make the temporal analysis of b -value feasible. The relationship between the number of seismic events N and their energy size represented by the quantity of the released seismic energy E being given in joules, can be approximated in log-log scale by the following equation in the form of:

$$\text{Log}N = a - b \log E \quad (2)$$

Seismic events occurring in a defined region during a certain time interval can be used to set-up recurrence curves similar to those used in the Gutenberg-Richter concept. The parameter b in Eq. (2) generally characterises the ratio of weak and strong seismic events, alternatively, b -values are often estimated using one of two methods: a least

squares method (LSQ), or a maximum likelihood method (MLM). The MLM, which is based on theoretical considerations with fewer uncertainties, is claimed to be a better, more stable, method. In this method, the b -value is defined as:

$$b = \frac{\log e}{M_{\text{mean}} - M_{\text{min}}}. \quad (3)$$

Where M_{mean} is the *average* magnitude and M_{min} is the minimum magnitude in the data set.

2.2 SEISMIC VELOCITY TOMOGRAPHY

Mechanical properties of rocks such as: rock type, stress, angle of fracture plane, anisotropy, porosity, and modulus of elasticity are correlated with wave velocity, so it is possible to analyse stress *distribution* in a rock mass by measuring wave velocity variations therein. Research on the relationship between stress and wave velocity has been carried out to good effect: for instance, Nur *et al.* (1969)^[20] discovered that both P-wave and S-wave velocities increase with increasing stress, and their increased amplitude was related to the directions of stress and P-wave propagation. Yale (1985)^[21] found that the increase of wave velocity with stress was attributed to the closure of cracks and pore spaces. Gong *et al.* (2012)^[22] found that a power function governed the relationship between stress and P-wave velocity obtained from laboratory experiments. The research findings above indicate that velocity tomography offers the possibility of assessing the state of stress in coal-rock masses during mining operations.

According to the types of wave sources, velocity tomography can be classified as “active” or “passive”. The sources of active tomography are normally produced by controlled explosives, hammer strikes, or cutting equipment at a known position; however, the practical limitations of active tomography are obvious including its *infeasibility* for long time-lapse investigations and relatively small study area (less than 200 m × 200 m, in general). Those limitations can be overcome by passive tomography, which uses seismic events as sources, as this method can enlarge the investigation area to 2000 m × 2000 m and shows the stress variations arising during mining.

In this study, passive tomographic imaging was used to infer high stress distribution in a coal-rock mass, and evaluate rockburst hazard zones. The travel time T from source position (mine tremors) to receiver position (geophones) represents a line integral of wave slowness P (inverse of velocity v), which can be expressed by Eq. (4):

$$T = \int_S^R \frac{dL}{v(x,y,z)} = \int_S^R p dL \quad (4)$$

To solve Eq. (4), the *inversion* region is divided into M voxels and travel time T_i in the i th voxel can be described as:

$$T_i = \sum_{j=1}^M d_{ij} p \quad (i = 1, \dots, N), \quad (5)$$

Where d_{ij} is the *distance* of the i th ray travelling in the voxel j , and N is the total number of rays. For the entire set of rays, Eq. (5) can be written in matrix form as shown in Eq. (6):

$$\mathbf{T} = \mathbf{D}\mathbf{P}, \quad (6)$$

Where \mathbf{T} are the column vectors of travel time per ray matrix, \mathbf{P} is the slowness per grid cell matrix, and \mathbf{D} is a *rectangular* matrix of distance per ray per voxel matrix ($N \times M$). The essence of tomography is solving for the slowness vector \mathbf{P} , and the damped least squares method is regarded as an appropriate method to solve for \mathbf{P} :

$$\mathbf{P} = (\mathbf{D}\mathbf{T}\mathbf{D} + \lambda \mathbf{I})^{-1} \mathbf{D}^T \mathbf{T} \quad (7)$$

Where λ is a damping parameter and \mathbf{I} is the identity matrix.

The method described above requires a substantial amount of time for the matrix inversion, and the most *effective* way to solve this problem is through an iterative process such as an Algebraic Reconstructive Technique (ART) or Simultaneous Iterative Reconstructive Technique (SIRT).

2.3 ROCKBURST RISK ASSESSMENT

The key to rockburst risk prediction is to determine the stress state and degree of stress concentration in a coal-rock mass. According to the experimental study on the coupling correlation between load and P-wave velocity for coal-rock samples conducted by Gong (2010)^[22], there is a positive anomaly in the P-wave velocity in high stress concentration regions, and a negative velocity anomaly in pressure-relief areas. The positive velocity anomaly is expressed as (Gong 2010)^[22]:

$$A_n = \frac{v_p - v_p^a}{v_p^a}, \quad (8)$$

where V_p is the P-wave velocity at a certain point in the inversion region, and V_p^a is the average velocity of the *model*. Table 1 shows the relationship between the positive anomaly in the P-wave velocity and stress concentration, which can be used as the criterion determining potential rockburst risk.

Table 1 Relationship between positive anomaly in wave velocity and stress concentration.

Rockburst risk index	Stress concentration	Positive velocity anomaly, $A_n/\%$
0	None	<5
1	Weak	5~15
2	Middle	15~25
3	Strong	> 25

3. A CASE STUDY

3.1 SITE DESCRIPTION

Sanhejian Coal Mine, owned by the Xuzhou Coal Group, is situated in the north of Jiangsu Province, China. The study area, South No. 2 District, includes 7# and 9# coal seams, and the vertical distance between the two coal seams normally ranges from 20 m to 30 m. The accompanying surface subsidence was observed in the mining operations of panels in 7# coal seam, and irregular coal pillars with different widths (240 m, 500 m, and 680 m) between gobs were left to protect these main roadways, as shown in Fig. 1. Under the 7# coal seam is the 9# coal seam with a thickness ranging from 0.32 m to 4.7 m (about 2.2 m on average). The average angle of inclination of the 9# seam is 12°. The roof of the 9# coal seam consists of 12.4 m of medium sandstone, 17.78 m of

mudstone, 3.61 m of the 7# seam coal, and below the 9# coal seam there are 1.2 m of clay rock, 4.8 m of siltstone, and 5.2 m of fine sandstone. There are three panels (LW92201, LW92202, and LW92204) with mining depths of about 1010 m underground in the 9# coal seam. Panel LW92204 is being mined adjacent to the LW92202 gob, and its position is 45 m from the beginning line (the rate of advance is about 1.5 m per day). Panel LW92201 is extracted after LW92204, now its headentry and tailentry are under preparation as shown in Fig. 1.

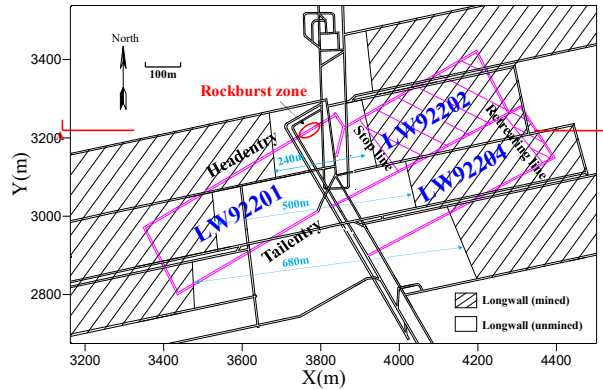


Fig.1. Layout of panels in South No. 2 District and the rockburst occurring on 30 January, 2015 (panels in the 9# coal seam represented by pink lines lie above panels in the 7# coal seam represented by black lines).

At 3:47:04, on 30 January, 2015, a strong tremor with an energy of 1.48×10^4 J occurred near the 240-metre pillar and triggered a dynamic failure in the headentry of panel LW92201 (Fig.1), which resulted in serious deformation of the roadway and damage to the communication system (Fig. 2). Five miners were seriously injured due to the strong shock wave released from rockburst. The event indicated that high stress concentration zones seen as the main threat to nearby panels were existed in the South No. 2 District, so it was necessary to find the precursor to intensive seismic activities or rockbursts, and further implement destressing measures to prevent their recurrence.



Fig. 2. Deformation of the roadway caused by a rockburst.

3.2 B-VALUE CALCULATION

A microseismic monitoring system (“SOS”, developed by the Central Mining Institute (GIG) of Poland) was installed in the study area to record seismic events for b -value calculation. From 1 January to 31 January, 2015, three strong tremors occurred with energies of over 10^4 J in the study area. The frequency-energy distribution method was used to calculate the threshold energy Me , and the minimum energy for completeness of seismic events in the region of the investigation was found to be $Me = 340$ J. Then 93 seismic events in January, 2015 with an energy $Me > 340$ J are used for b -value calculations with a successive time-window length of five days and a time shift of one day. The b -value in each window is calculated by MLM.

3.3 P-WAVE VELOCITY INVERSION

In this study, velocity tomography was conducted using mining-induced seismic events in January, 2015. To improve the inversion accuracy, the seismic events recorded by over four stations were adopted to avoid artificial anomalies affecting the tomograms. After data selection, 95 seismic events located in the study area were analysed using the MINESOSTOMO program developed by Gong (2010)^[22] to generate tomographic images. SIRT was chosen as the inversion algorithm because the solution tends to be slowly convergent or divergent. Here, $70 \times 80 \times 3$ voxel points were created and each voxel measured $45 \text{ m} \times 40 \text{ m} \times 620 \text{ m}$ in the X -, Y -, and Z -directions, respectively. To reduce indeterminacy therein, the maximum velocity was restricted to 6.0 km/s. The calculated velocity images were derived and sliced at the 9# coal seam level.

4. RESULTS AND DISCUSSION

4.1 TEMPORAL FORECASTING OF ROCKBURSTS

Fig.3 shows the variations in b -values, event counts, and daily total tremor energy from 1 January to 31 January, 2015 in the study area. It can be seen that the b -values fluctuated from 0.298 to 0.777 between 1 and 22 January, but maintained a relatively high level as a whole, which indicated that seismic activities in this period were normal. However, after 22 January, b -values dropped significantly from 0.829 to 0.235. Before the rockburst (from 27 January to 29 January), the b -value suddenly decreased to an abnormally low level, and reached 0.373 on 29 January, which demonstrated that the danger level of rockburst at this stage was very high. Ultimately, the rockburst was triggered on 30 January and therefore, it can be verified that the continuous decrease, and abnormally low, b -values may be regarded as an effective precursor to a rockburst.

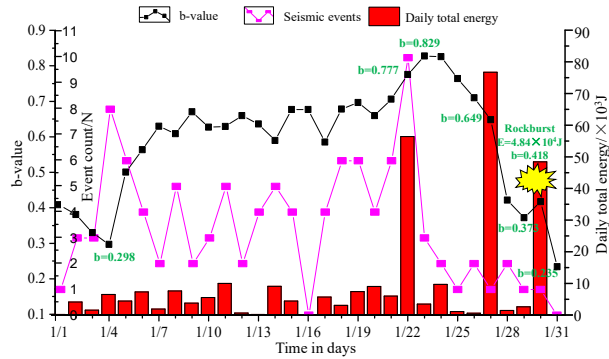


Fig. 3. *b*-values, seismic event counts, and daily total energy released: January, 2015

The variations in event counts and daily total tremor energy support the accuracy of the *b*-value analysis. According to Fig.3, before 21 January, the daily total energy was generally lower and basically remained stable, while the event count underwent fluctuations during mining operations, which indicated that coal-rock fracturing intensity, and the corresponding amount of energy released, gradually increased and a large number of micro-fissures formed. This corresponded to *b*-value variations in this period. However, after 21 January, sharp increases in daily tremor total energy appeared on 22 January, 27 January and 29 January, and simultaneously, event counts dropped significantly from 22 January to 25 January, then remained at a lower level until the end of the period, which demonstrated that micro-fissures inside the coal-rock mass have propagated, converged, and interconnected to form macro-fracture. At this stage, a downward trend was seen in the *b*-values.

The *b*-value variation reflected the level of rockburst risk in the study area, which was basically consistent with appearance of tremors with different energy levels. The deficiency of the variation in *b*-values means that the engineer cannot obtain the risk distribution in the danger zones, thus seismic tomography was further used for rockburst pre-warning in the study area.

4.2 DETERMINING ROCKBURST RISK AREAS IN SPATIAL TERMS

Calculated tomographic images at the 9# coal seam level, $Z = -1010$ m, are shown in Fig. 4. High velocity was observed in the 240-metre and 500-metre coal pillar areas and in the vicinity of the panel LW92202 stop line. The maximum P-wave velocity value reached 6 km/s, which indicated that the aforementioned areas were in their rockburst risk potential stage (Tables 1). Moreover, the rockburst which occurred on 30 January, 2015 was also discovered to have been in a high velocity, proving the accuracy of the seismic tomography with regard to its inferring the presence and location of such a high-stress zone and indeed in forecasting rockburst risk.

During the study period, 10 mine tremors with energies of over 0.5×10^4 J were recorded between 1 January and 31 January in the area under investigation: most of them were located within the high velocity, and velocity anomaly, zones. In particular, a strong tremor with an energy release of 1.48×10^4 J occurred about 100 m from the panel LW92201 headentry in its north side, inducing a serious rockburst hazard.

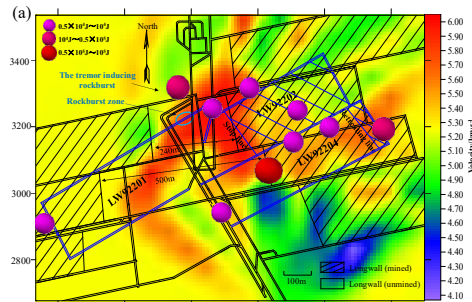


Fig. 10. Tomography results at the 9# coal seam obtained using seismic events in January, 2015(circles show the positions of large seismic tremors with energies $E > 0.5 \times 10^4$ J)

5. CONCLUSIONS

A rockburst assessment method combining b -values and velocity tomography was applied to longwall panels in Sanhejian Coal Mine, Jiangsu Province, China. The case study in panels LW92201, LW92202, and LW92204 indicated that a significant decrease of seismic b -values from 0.829 to 0.373 was detected before a rockburst occurred on 30 January, 2015. Simultaneously, seismic event counts declined markedly in this period while the daily tremor total energy increased significantly on 22 January and 27 January. Besides, there was good agreement between the significant decrease in b -values and the appearance of strong tremors.

Based on the seismic tomography, two rockburst risk areas with high velocity was observed within irregular coal pillars and panel LW92204. The rockburst zone was located in the rockburst risk area mentioned above, where the maximum velocity was 6 km/s. There was also a good correlation between the areas of high velocity and areas of high seismic activity. The application of the proposed method gave the engineers the opportunity to temporally forecast strong tremors or rockbursts, and spatially depict high-stress regions, which was shown to be a promising rockburst assessment method. Acknowledgements. We acknowledge the financial support, provided for this work, byThe National Natural Science Foundation of China (51404269).

6. Literature

1. Young, R.P., S.C. Maxwell, T. I. Urbancic., and B. Feignier (1992), Mining-induced microseismicity: monitoring and applications of imaging and source mechanism techniques, *Pur appl. geophys.* 139, 3, 697-719,DOI:10.1007/BF00879959.
2. He, M.C., and Q.H. Qian (2010), The Basis of Deep Rock Mechanics, *Science Press,Beijing (in Chinese)*.
3. Dou, L.M., T.J. Chen, S.Y. Gong, H. He, and S.B. Zhang (2012), Rockburst hazard determination by usingcomputed tomography technology in deep workface, *Saf. Sci.*5, 4, 736-740, DOI:10.1016/j.ssci.2011.08.043.
4. Ge, M. (2005). Efficient mine microseismic monitoring, *International Journal of Coal Geology.* 64, 44-56.DOI:10.1016/j.coal.2005.03.004.
5. Cai, W., L.M. Dou, A.Y. Cao, S.Y. Gong, and Z.L Li (2014), Application of seismic velocity tomography in underground coal mines: A case study of Yima mining area, Henan, China, *J. Appl. Geophys.* 109, 140-149,DOI:10.1016/j.jappgeo.2014.07.021.
6. Gutenberg, B., and C. Richter (1944), Frequency of earthquakes in California, *Bull.*

- Seismol. Soc. Am.*34, 4, 185-188.
7. Wiemer, S., S.R. McNutt, and M. Wyss (1998), Temporal and three-dimensional spatial analyses of the frequency-magnitude distribution near Long Valley Caldera, California, *Geophys. J. Int.* 134, 2, 409-421, DOI:10.1046/j.1365-246x.1998.00561.x.
 8. Main, I.G., P.G. Meredith, and P.R. Sammonds (1992), Temporal variations in seismic event rate and *b*-values from stress corrosion constitutive laws, *Tectonophysics.*211, 1-4, 233-246, DOI:10.1016/0040-1951(92)90061-A.
 9. Amtrano, D.(2003), Brittle-ductile transition and associated seismicity: experimental and numerical studies and relationship with the *b* value, *J Geophys Res.*108, B1, 2044, DOI:10.1029/2001JB000680.
 10. Schorlemmer, D., S. Weimer, and M. Wyss (2005), Variations in earthquake-size distribution across different stress regimes, *Nature.*437, 539-542, DOI:10.1038/nature04094.
 11. Urbancic, T.I, C-I. Trifu, J.M. Long, and R.P. Young (1992), Space-time correlation of *b* values with stress release, *PAGEOPH.* 139, 3/4, 449-462. DOI:10.1007/BF00879946.
 12. Holub, K. (1996), Space-time variations of the frequency-energy relation for mining-induced seismicity in the Ostrava-Karvina mining district, *PAGEOPH.* 146,2, 265-280, DOI: 10.1007/BF00876493.
 13. Melnikov, N.N., A.A. Kozyrev, and V.I. Panin (1996), Induced seismicity in large-scale mining in the Kola Peninsula and monitoring to reveal informative precursors, *PAGEOPH.*147, 2, 263-276, DOI:10.1007/BF00877482.
 14. Mutke, G., D. Józef, and A. Lurka (2015), New criteria to assess seismic and rock burst hazard in coal mines, *Arch. Min. Sci.*60, 3, 743–760, DOI:10.1515/amsc-2015-0049.
 15. Lurka, A. (2008), Location of high seismic activity zones and seismic hazard assessment in Zabrze Bielszowice coal mine using passive tomography, *J China Univ Min Technol.* 18, 2, 177-81, DOI:10.1016/S1006-1266(08)60038-3.
 16. Cao, A.Y., L.M. Dou, W. Cai, S.Y. Gong, S. Liu, and G.C. Jing (2015), Case study of Seismic Hazard Assessment in Underground Coal Mining Using Passive Tomography, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 78, 1-9, DOI:10.1016/j.ijrmms.2015.05.001.
 17. Luxbacher, K., E. Westman, P. Swanson, and M. Karfakis (2008), Three-dimensional time-lapse velocity tomography of an underground longwall panel, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*45, 4, 478-485, DOI:10.1016/j.ijrmms.2007.07.015.
 18. Wang, G.F., S.Y. Gong, Z.L. Li, L.M. Dou, C. Wu and Y. Mao (2015), Evolution of Stress Concentration and Energy Release Before Rock Bursts: Two Case Studies from Xingan Coal mine, Hegang, China, *Rock Mech Rock Eng.*11, 1-9, DOI:10.1007/s00603-015-0892-x.
 19. Wiemer, S., and M. Wyss (1997), Mapping the frequency-magnitude distribution in asperities: an improved technique to calculate recurrence times, *J Geophys Res.*102, 15115–15128, DOI:10.1029/97JB00726.
 20. Nur, A., G. Simmons (1969), Stress-induced velocity anisotropy in rock: an experimental study, *Journal of Geophysical Research.*74, 27, 6667-6674, DOI:10.1029/JB074i027p06667.
 21. Yale, D. (1985), Recent advances in rock physics, *Geophysics.* 50, 12, 2480-2491, DOI: 10.1190/1.1441879.
 22. Gong, S.Y. (2010), Research and application of using mine tremor velocity tomography to forecast rockburst danger in coal mine [D], *China University of Mining and Technology, Xuzhou, China.*



ZAUTOMATYZOWANE SYSTEMY STRUGOWE CAT

MASZyny GóRNICZE
STWORZONE DLA NAJBARDZIEJ
WYMAGAJĄCYCH KLIENTÓW.

ZAUTOMATYZOWANE SYSTEMY STRUGOWE CAT.®

Zaprojektowane do urabiania węgla o każdej twardości
w niskich i średnich pokładach.

www.b-m.pl

BUILT FOR IT.

© 2011 Caterpillar. All Rights Reserved. CAT, CATERPILLAR, BUILT FOR IT, their respective logos, "Caterpillar Yellow", the "Power Edge" trade dress as well as corporate and product identity used herein, are trademarks of Caterpillar and may not be used without permission.

Bergerat
Monnoyeur



Jiang He, Linming Dou, Songwei Wang, Changhao Shan
China University of Mining and Technology, China

NUMERICAL SIMULATION STUDY OF HARD-THICK ROOF INDUCING ROCK BURST IN COAL MINE

ABSTRACT

The numerical simulation study results show that, the mining induced seismic events occurring in the roof breaking act on the mining surrounding rocks. Horizontal vibration of roadway surrounding particles will cause instant changes of horizontal stress of roadway surrounding rocks; the horizontal displacement is directly related to the horizontal stress but is not significantly correlated with the vertical stress; the increase of horizontal stress of roadway near surface surrounding rocks and the release of elastic deformation energy of deep surrounding coal and rock mass are immanent causes that lead to the impact instability of roadway surrounding rocks.

1. Introduction

Rock burst has currently become one of the major dynamic disasters in coal mining. Actually, rock bursts induced by hard-thick roof are very common. There are now 142 rock-burst coal mines in China[1], and a majority of them are affected by the hard-thick roof. Especially, rockburststruck mining areas like Yima, Huating, Datong, Xuzhou, Yanzhou and Hegang are generally affected by the hard and thick roof

Hard-thick roof induced rock burst is mainly reflected in stress concentration formed by stress transfer resulting from hanging roof as well as in destruction of mining surrounding rock induced by instantaneous dynamic load caused by roof movement. This destruction can directly lead to the emergence of rock bursts and other secondary disasters, such as water inrush [2], coal and gas outburst [3], gas explosion and roof fall. In order to reveal the changes in stress of mining surrounding rock under the effect of hard-thick roof as well as the deformation and destruction processes and characteristics of great significance to the revelation of mechanism of hard-thick roof induced rock burst and the development of reasonable monitoring and control schemes.

2. Mechanism of hard-thick roof inducing rock burst

Hanging roof structure easily forms around the goaf under the hard-thick roof due to the large thickness and fine mechanical performance. The adverse effects of hard-thick roof are in two major aspects: firstly, the load carried by the hard-thick roof hanging transfers to the coal and rock mass around goaf areas, which then generates high stress concentration in coal and rock mass; secondly, when the hard-thick roof reaches to the hanging limit or suffers mining disturbance, breaking will occur and mining-induced seismic events will come into being, causing dynamic load disturbances on mining surrounding rock where high stress concentrates. As long as the static and dynamic combined load meets the rock burst criterion[4,5], namely Eq. (1), rock burst will be induced.

$$\sigma_j + \sigma_d = [\sigma_c] \quad (1)$$

Where σ_j is the static load carried by mining surrounding rock; σ_d is the dynamic load triggered by roof vibration, and $[\sigma_c]$ is the critical load for rock burst.

3. Numerical simulation model establishment

The numerical model is established based on the geological conditions of 93y3 longwall face in Taoshan Coal Mine. Considering the representativeness of the model, the coal seam thickness and the mining depth are taken as 3m and 600m, respectively. The dynamic response of integrated coal beside the roadway around mining-out area under the effects of broken roof induced dynamic load is studied to meet the research goals. The right side of the model presents the mining-out area (goaf) of 93y2 working face, while the left side shows the 93y3 working face. The roadway is 4m in width and 3m in height, while the coal pillar is 4m in width. The model geometry is shown in Fig.1.

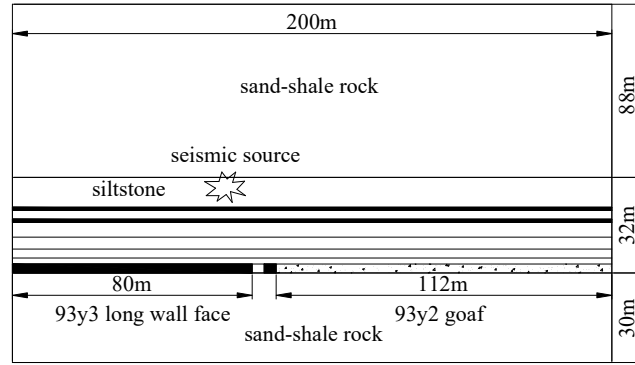


Fig.1. Model geometry

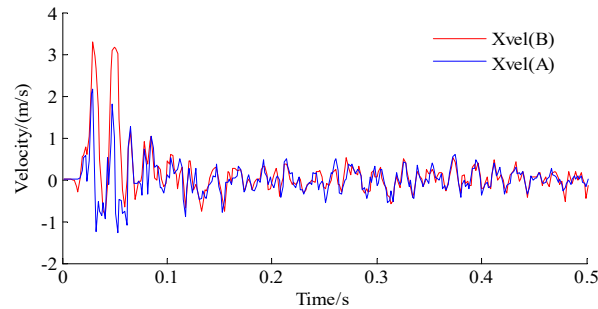
Simulation procedures: Establish the model → Solve the stress equilibrium of origin → Excavate the mining-out area of 93y2 working face → Solve the stress equilibrium → Excavate the roadway → Solve the stress equilibrium → Set broken roof induced dynamic load → Study the effects of dynamic load on integrated coal beside the roadway.

According to the energy of mining induced seismic events and the vibration velocity of particle at the hypocenter, the particle at the hypocenter for a mining induced seismic event with a 10^6 J energy level has a vibration velocity of 8~12m/s or so. Based on the formula of dynamic load of seismic wave, the dynamic load at the hypocenter is about 60MPa. Therefore, the dynamic load in the simulation process is taken as 60MPa; in the meantime, horizontal and vertical dynamic load components are applied. The dynamic load is applied to the roof siltstones 20m above the integrated coal wall beside the roadway. The line hypocenter with a horizontal length of 10m is used to simulate the actual surface hypocenter of the mining seismic. The dynamic load lasts for 2 cycles in the form of sine wave with a frequency of 50Hz.

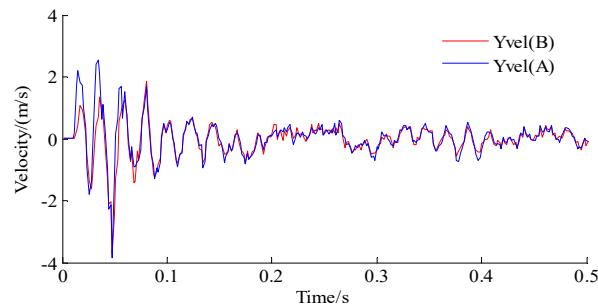
Two monitoring stations are set up at the depths of 0.5m and 5m of integrated coal beside the roadway side to monitor the roadway and show the changes in displacement, particle velocity, and horizontal & vertical stress of the nearby and deep of coal wall.

4. Analyses of simulation results

Wave reflection will occur when the seismic wave spreads to the free surface. The superposition of incident and reflected waves will increase the vibration amplitude of particles; when the peaks meet, the amplitude can be increased to 2 times of the incident wave. Fig.2 presents the time-history curve of horizontal & vertical vibration velocities of monitoring stations A and B in which the horizontal vibration amplitude of Station B is 1.52 times of that of Station A, while the vertical vibration amplitude of Station B is 0.73 times of that of Station A, showing a smaller value. If there is no influence of roadway, these two stations will have the same distance with the hypocenter; there is little difference in the relative positions; the difference between the amplitudes of horizontal and vertical vibration velocities would be small. The above results indicate that, significant reflection of the particle can be observed on the roadway free surface when it moves horizontally, while the roadway has a small impact on vertical vibration and the vertical seismic wave does not show any significant reflection phenomenon. As the roadway surface is in the plastic zone, high attenuation exists in seismic wave. Therefore, the amplitude of vertical velocity of Station B is smaller than that of Station A; after the superposition of horizontal incident and transmitted waves, the amplitude of Station A is also less than 2 times of that of Station A and the simulation results are consistent with the theoretical analyses. Due to the reflection of seismic wave, horizontal tensile stress occurs on the roadway free surface; in the meantime, due to the superposition of dynamic and static load, there is also a tensile stress in the vertical direction. The horizontal and vertical tensile stresses reach 1.0MPa and 1.1MPa, respectively.



(a) Comparisons of horizontal velocities



(b) Comparisons of vertical velocities

Fig.2. Comparison of time-history curves of velocities of monitoring stations

Roof fracturing induced vibrations spread in the form of stress wave. When they spread near the roadway, surrounding rocks will vibrate and dynamic load will be generated. The superposition of this dynamic and static load of surrounding rocks will cause deformation, destruction or even instability. Fig.3 presents the relationship between horizontal vibration velocity and horizontal stress monitored at Station B. It can be seen from this figure that when stress wave spreads to Station B, a strong horizontal vibration of the particle is generated, which then causes the change in horizontal stress of surrounding rocks; the phase difference between the horizontal stress and the vibration velocity suggests that the change in horizontal stress is a result of particle vibration. After about two cycles of strong vibration, the vibration velocity of particle decreases. However, intense adjustment still exists in horizontal stress of surrounding rocks. This indicates dynamic load can induce the coal and rock in a state of high static load to generate stress and energy release, which then lead to deformation and instability of coal and rock and even the emergence of rock burst.

Fig.4 shows that the instantaneous horizontal displacement on the surface of roadway increases to 140mm from 72mm when the dynamic load acts. This process only takes 90ms. Later, under the disturbance of residual dynamic load, the horizontal displacement does not increase significantly, which suggests that vibration waves play a major role in deformation and instability of coal and rock. The roadway surface instantaneously moves 68mm. If the roadway does not use reasonable and effective supporting, rock burst will be easily induced. Fig. 4(a) indicates that the horizontal displacement of roadway is not directly correlated with the change in vertical stress of surrounding rocks. Fig.4(b) suggests a significant correlation between the displacement of roadway and the change in horizontal stress of surrounding rocks. The horizontal stress experiences significant vibrations in four cycles: in the first and second cycles, horizontal stress changes from compression stress to tensile stress, and roadway displacement increases abruptly for two times; in the third and fourth cycles, although horizontal stress still changes intensely, roadway displacement does not increase obviously.

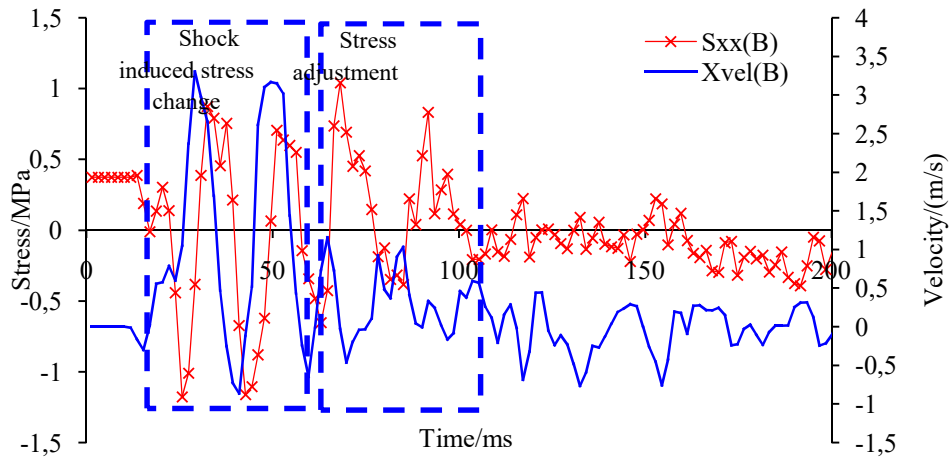
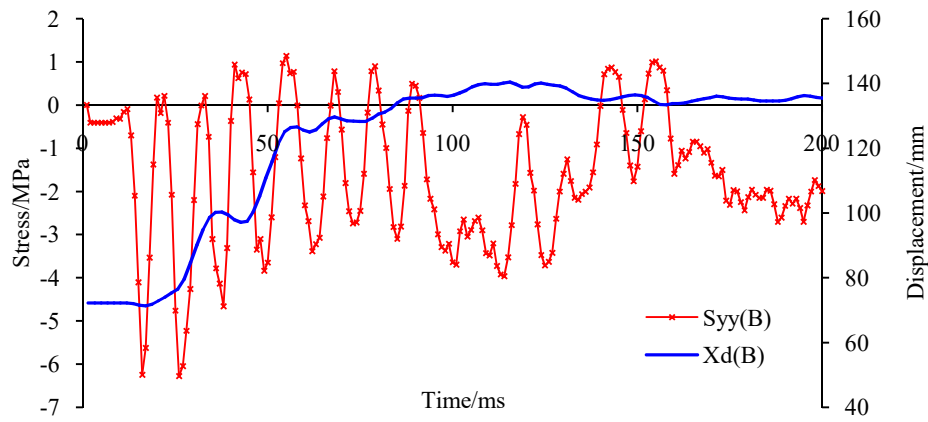
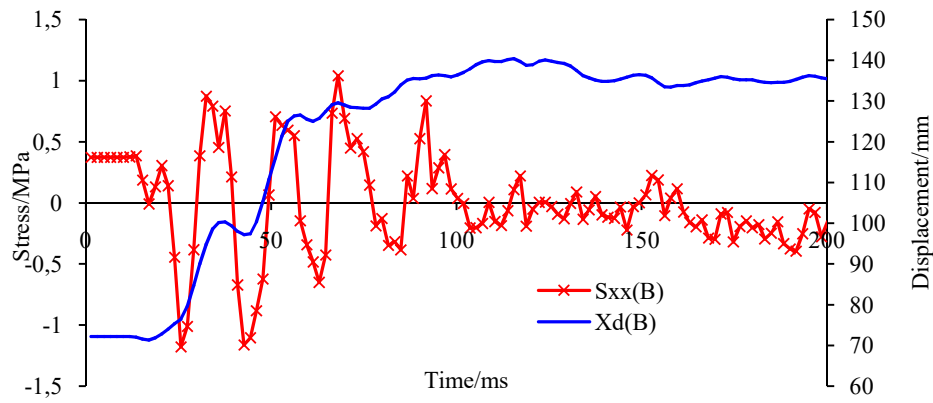


Fig.3. Relationship between horizontal stress and horizontal vibration velocity of particles at station B



(a) Relationship between horizontal displacement and vertical stress at Station B



(b) Relationship between displacement and horizontal stress at Station B

Fig.4. Relationship between horizontal displacement and stress of surrounding rocks

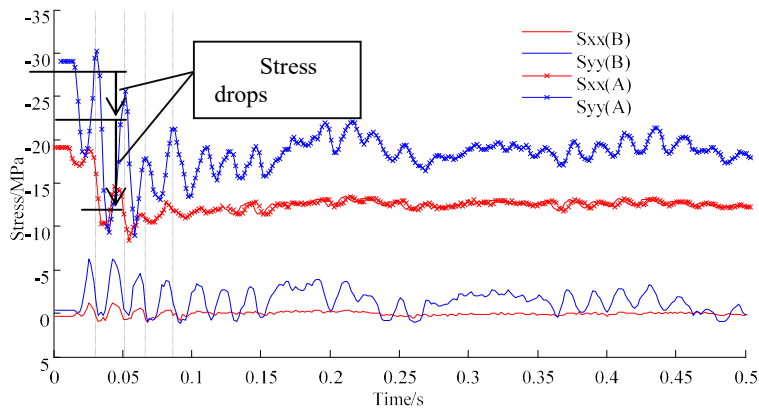


Fig.5. Comparisons of stresses at Station A and B

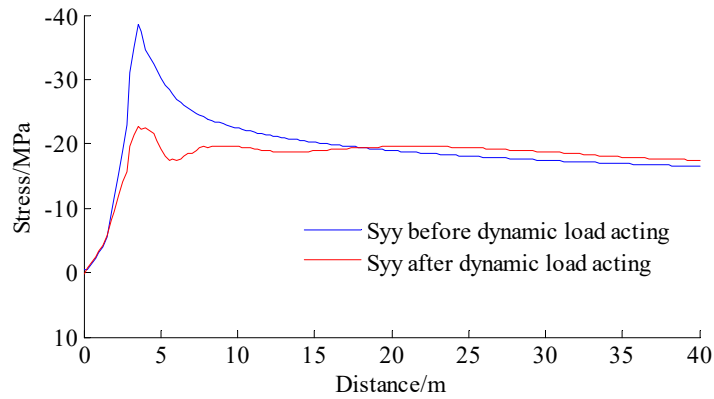


Fig.6. Comparisons of vertical stress before and after the action of seismic waves

Fig.5 presents the four stress fluctuations at Station A corresponding to the four horizontal stress fluctuations at Station B. As stress fluctuates, the residual stress at Station A in the first two cycles declines significantly, which basically reach the residual stress state. This suggests that the displacement of roadway corresponds to the release of stress and energy in the deep coal and rock. The above studies indicate that the combination of mining induced dynamic and static loads lead to the elastic deformation energy stored in the deep coal and rock under static loading, thereby inducing the horizontal displacement of coal and rock around roadway. Fig.6 presents the distribution of stress of surrounding rocks of roadway before and after mining induced dynamic loading, which indicates that after mining induced dynamic loading, coal stress reduces sharply and nearly all the elastic deformation energy stored in the concentrated stress is released.

5. Conclusions

The seismic events occurring with roof breaking act on the mining surrounding rock in the form of stress wave that has a reflection on the free surface of roadway and the tensile stress will be generated around the free surface. The horizontal and vertical tensile stresses reach 1.0MPa and 1.1MPa respectively.

When the dynamic load acts, the instantaneous horizontal displacement on the surface of roadway increases to 140mm from 72mm in 90ms time. Later, under the disturbance of residual dynamic load, the horizontal displacement does not increase significantly, which suggests that vibration waves of dynamic load play a major role in deformation and instability of coal and rock.

Horizontal vibration of roadway surrounding particles will cause instant changes in horizontal stress; the horizontal displacement of roadway surrounding rocks is directly related to the horizontal stress but is not significantly correlated with the vertical stress; the increase in horizontal stress of roadway surrounding rocks near surface and the release of elastic deformation energy of deep surrounding coal and rock mass are immanent causes that lead to the impact instability of surrounding rocks of roadway.

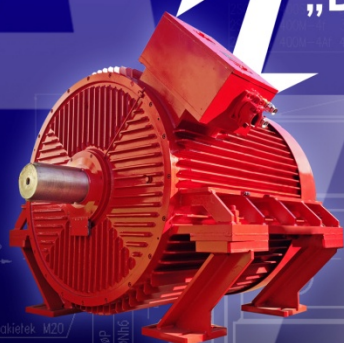
6. Literature

1. JIANG Yao-dong, PAN Yi-shan, JIANG Fu-xing, DOU Lin-ming, JU Yang. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205–213.

2. DOU Lin-ming, HE Jiang, GONG Si-yuan, SONG Yun-fei, LIU Hui. Case study on microseismic monitoring of goaf water inrush dynamic hazards[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2012,41(1):20-25.
3. LUCai-ping, DOULin-ming, LIUHui, LIUHai-shun, LIUBiao, DUBin-bin. Case study on microseismic effect of coal and gas outburst process[J]. International Journal of Rock Mechanics andMining Sciences, 2012,53:101–110.
4. LI Zhen-lei, DOU Lin-ming, CAI Wu, WANG Gui-feng, HE Jiang. Investigation and analysis of the rock burst mechanism induced within fault-pillars[J]. International Journal of Rock Mechanics andMining Sciences, 2014,70:192-200.
5. HE Jiang, DOU Lin-ming,CAI Wu,LI Zhen-lei,DING Yan-lu. Mechanism of dynamic and static combined load inducing rock burst in thin coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(11): 2177-2182.

DAMEL®

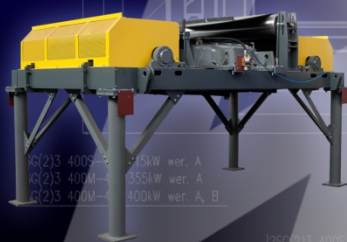
Dąbrowska Fabryka
Maszyn Elektrycznych
„DAMEL” Spółka Akcyjna



Silniki synchroniczne
z wirnikiem z magnesami trwałymi.

Wysoka sprawność silników z magnesami trwałymi oraz bardzo wysoki, w całym zakresie obciążenia, współczynnik mocy wpływają na efektywność eksploatacyjną silników oraz szybki zwrot nakładów inwestycyjnych poniesionych na ich zakup.

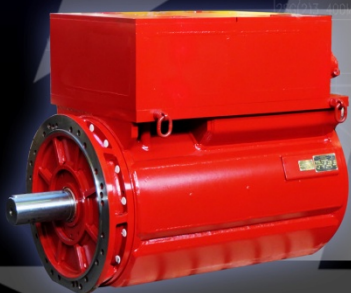
Pierwsza instalacja - KWK Sośnica-Makoszowy



Separatory elektromagnetyczne
do pracy w podziemiach kopalń.

Separatory elektromagnetyczne przeznaczone są do wychwytywania zanieczyszczeń ferromagnetycznych ze strugi urobku. Dzięki temu chronią taśmę przenośnika oraz inne urządzenia obecne w procesie transportu, zwiększając ich żywotność.

Pierwsza instalacja - KWK Marcel



Silniki zintegrowane
z przemiennikiem częstotliwości.

Łagodny rozruch, regulacja prędkości obrotowej, uzyskanie maksymalnego momentu obrotowego przy niewielkich obrotach, niewielki prąd rozruchowy - to podstawowe zalety silników zintegrowanych z przemiennikiem częstotliwości, wpływające na optymalizację procesu wydobywania.

Pierwsza instalacja - KWK Jas-Mos

ZMIENIAMY POLSKIE GÓRNICTWO

Janusz Juraszek
Akademia Techniczno-Humanistyczna
w Bielsku-Białej

ZASTOSOWANIE SYSTEMÓW OPTYCZNYCH W ZAGADNIENIACH BEZPIECZEŃSTWA W GÓRNICTWIE

THE APPLICATION OF OPTICAL SYSTEMS IN SAFETY PROBLEMS IN MINING

STRESZCZENIE

Celem pracy była implementacja innowacyjnych metod optycznych do pomiaru odkształceń siatek geosyntetycznych i betonowych próbek z obudowy szybu. W ramach pracy zbudowano specjalne terenowe stanowiska badawcze. Pierwsze z nich umożliwiło pomiar odkształceń w geosiatce, w sytuacji symulującej zapadanie się terenu pod siatką. Drugie umożliwiło analizę pracy siatki na podłożu betonowym (płyta betonowa) i podłożu gruntowym. Przeprowadzono również liczne badania laboratoryjne mające na celu wyznaczenie charakterystyki odkształceniowej próbek betonowych stosowanych na obudowę szybu. Przeprowadzone badania w pełni wykazały przydatność systemów optycznych do pomiaru odkształceń w warunkach terenowych i laboratoryjnych.

ABSTRACT

The aim of the thesis is to implement the innovative optical method to measure deformations of the geosynthetic grid and concrete sample from shaft casing. As a part of investigation two field research stands were built. First of them measure strain of the geosynthetic grid during simulated collapsing of the ground beyond the grid. The second stand helped to analyze the work of the grid on the concrete (concrete slab) and on the soil ground. As well many laboratory investigation were made in order to mark the characteristics of the strain of the concrete by Aramis system. The investigations that were carried on, thoroughly proved the usefulness of the optic systems (FBG and Aramis) in measuring the strain in the field trip and laboratory conditions.

1. Wprowadzenie

Monitorowanie poziomu bezpieczeństwa pracy urządzeń czy konstrukcji o różnym zastosowaniu w tym również stosowanych w górnictwie wymusza zastosowanie nowych technologii, które umożliwiają budowę dokładnych systemów służących pomiarom wielu istotnych ich parametrów [1]. Do istotnych parametrów można zaliczyć rzeczywisty poziom wyężenia i odkształcenia konstrukcji. Przedstawiono

wybrane dwa systemy optyczne. System do trójwymiarowych bezdotykowych pomiarów odkształceń i przemieszczeń płaskich i przestrzennych elementów konstrukcji [2,3] oraz system optoelektroniczny oparty na światłowodowych czujnikach Bragga [6,7]. Sensory optyczne są odpowiednie w przypadku badań nieniszczących dla wszystkich obiektów geotechnicznych i inżynierskich. Nie mogą być one zniszczone przez wyładowanie atmosferyczne są odporne na zakłócenia elektromagnetyczne, iskrobezpieczne gdyż medium roboczym jest światło białe lub laserowe. Stosowanie ich w chemicznie agresywnych środowiskach nie stanowi dla nich zagrożenia. Kolejną z ich cech jest możliwość zainstalowania w małych elementach konstrukcji takich jak pręty kotwiące, liny czy w warstwowych elementach betonowych. Czujniki te mogą być wykorzystywane zarówno do badań okresowych jak i stałego monitorowania stanu konstrukcji

2. Nowoczesne systemy optyczne

System do trójwymiarowych bezdotykowych pomiarów odkształceń i przemieszczeń płaskich i przestrzennych elementów konstrukcji jest doświadczalną techniką optyczno-numeryczną umożliwiającą wyznaczanie pól deformacji analizowanych konstrukcji. Zaletami tej metody jest możliwość wykonania pomiarów odkształceń na rzeczywistych konstrukcjach podczas ich eksploatacji. Istotną metodą polega na porównaniu obrazu próbki przed oraz po odkształceniu poprzez wykonanie serii zdjęć badanego obiektu, podczas przyłożenia obciążenia. Dokładność wykonanych pomiarów wynika głównie z rozdzielczości matrycy kamery cyfrowej. Można wyróżnić dwa rodzaje pomiarów. Pierwszy umożliwiający rejestrowanie przemieszczenia wybranych istotnych punktów w przestrzeni badanego obiektu. Drugi polegający na pomiarze całego wybranego obszaru konstrukcji. Oprogramowanie pozwala na wizualizację pomieszczeń, pomiar prędkości przemieszczeń, zmianę kątów odkształcenia między znacznikami, pomiar obiektów wielkogabarytowych, a także deformacje po przeprowadzeniu pomiarów. Badanie bezdotykowe pozwala na pomiary w niedostępnych miejscach, a także nie ma wpływu na geometrię czy też właściwości materiałowe. Na pierwszym zdjęciu, wykonanym przed przyłożeniem obciążenia, przyjmuje się stan zerowych odkształceń, czyli innymi słowami nie występuje żadna deformacja próbki. Kolejne zdjęcia przedstawiają proces obciążania danego elementu, aż do momentu jego zniszczenia. Przemieszczenia punktów bazowych wyznacza się za pomocą metody cyfrowej korelacji obrazu. Zestawiając ze sobą współrzędne 3D punktów elementu obserwuje się odkształcenia 3D, a także rzeczywiste przesunięcia. Naprężenia oblicza się uwzględniając kształt geometryczny próbki, wykorzystując zasady teorii sprężystości i plastyczności. Analiza współrzędnych punktów bazowych umożliwia uzyskanie obrazu zachowania się elementu konstrukcji. Wszystkie wyniki otrzymane na różnych etapach obciążenia można przedstawić w formie animacji. Dla wybranych określonych punktów (Stage Point) można prowadzić analizy porównawcze. Przedstawiony system może być zastosowany do pomiarów szerokości rys, pęknięć, analizy prędkości propagacji pęknięcia w obciążonych strukturach geotechnicznych w tym górniczych. Drugim prezentowanym systemem jest system optoelektroniczny oparty na światłowodach z czujnikami Bragga. Czujnik FBG wytwarza się w czasie formowania jednomodowego światłowodu. Uzyskuje się go poprzez oddziaływanie okresowym wzorcem intensywnego światła ultrafioletowego na rdzeń jednomodowego światłowodu. Długość fali to ok. 300 nm. Specjalnie dobrana siła promieniowania o takiej właśnie długości fali powoduje lekkie „zniszczenie” światłowodu – rozerwanie części wiązań krzemowo-tlenowych w łańcuchu polimerów. Wynikiem takiego

działania jest nieznaczny wzrost współczynnika załamania światła w obszarze, na który padało światło UV. Okresowa struktura powstaje poprzez naświetlenie rdzenia światłowodu dwiema wiązkami światła, ustawionymi względem siebie pod odpowiednim kątem. Powoduje to ich nakładanie się, a więc zmianę intensywności światła w obszarze, który narażony jest na działanie tych właśnie wiązek światła. Kiedy nacięcia zostaną naniesione na włókno, jest ono powlekane, aby następnie przejść do etapu utwardzania powłoki. Typowa długość czujnika Bragg'a wynosi ok. 8 mm. Przy każdej periodycznej zmianie kierunku rozchodzenia się fali, niewielka ilość światła jest odbijana. Odbite od nacięć promienie świetlne nałożą się na siebie wówczas, kiedy różnica dróg odbitych promieni, od dwóch równoległych do siebie płaszczyzn, będzie równa wielokrotności długości padającej fali. Definiuje to warunek Bragg'a, a długość fali przy której następuje takie właśnie odbicie nazywa się falą Bragga. Sygnały świetlne o długości fal innych niż długość fali Bragga są przejrzyste. Szerokość pasma odbijanej przez siatkę wiązki światła wynosi 0,2 nm, a długość fali Bragg'a zależy od wytworzonego w światłowodzie okresu siatki. Odształcenia światłowodu wpływają bezpośrednio na okres siatki dla danej temperatury, a w konsekwencji na długość odbitej fali światła.

System ten posiada wiele zalet, które odróżniają je od klasycznych tensometrów. Przy zastosowaniu odpowiedniej konfiguracji sprzętu badawczego jest możliwość analizowania odształceń nawet w 1200 punktach pomiarowych, przy zastosowaniu jednego włókna światłowodowego i zestawu pomiarowego. W skład oprzyrządowania czujnika światłowodowego wchodzi interrogator optoelektryczny oraz oprogramowanie, dzięki czemu system pomiarowy dopasowany jest do potrzeb danej aplikacji, uzyskując dokładność pomiarową na poziomie $\Delta\varepsilon = 10^{-6}$ (mikrostrain). Innymi zaletami czujników FBG jest ich długa żywotność (>20 lat), stabilność w czasie wynikająca z braku wymogu kalibracji systemu. Innymi zaletami czujników FBG są ich odporność na wysokie napięcie elektryczne i zakłócenia elektromagnetyczne oraz iskrobezpieczność.

3. Badania za pomocą systemu do bezdotykowych pomiarów odształceń ARAMIS

Do pomiarów zastosowano system optyczno-pomiarowy ARAMIS firmy GOM, który umożliwia bezdotkowy pomiar przemieszczeń i odształceń elementów konstrukcji. Badaniom poddano próbki betonowe, z betonu stosowanego do elementów obudów górniczej. Do badań zastosowano specjalnie przygotowaną konfigurację ARAMIS 4M. Jest to układ złożony z dwóch kamer rozdzielczości 2358 x 1728 pikseli ułożonych pod różnym kątem i ogniskowej obiektywu 20 mm, oddalonych od badanej próbki o 670 mm, odpowiedniego oprogramowania w urządzeniu sterującym – analizującym, statywu, a także z diod LED. Na powierzchnię badanych próbek betonowych w postaci kostek sześciennych została naniesiona warstwa z białej farby, maskująca przebarwienia. Następnie wykonano scholastyczny wzór w postaci drobnych punktów czarnym sprayem (Rys. 1.). Naniesione czarne punkty utworzyły siatkę, a środki tych punktów to fasetki (środki mniejszych obszarów). Fasetkę przyjmuje się podczas określania istotnych parametrów przed rozpoczęciem wykonywania pomiarów w rozmiarze 15 x 15 pikseli, a odległość pomiędzy nimi równą 13 pikseli.

Początkowa i istotna część pomiaru opiera się na wykonaniu kalibracji systemu pomiarowego. Umożliwia osiągnięcie dokładności pomiaru przemieszczeń na poziomie 0,01%. W zależności od wielkości analizowanych elementów oraz zastosowania

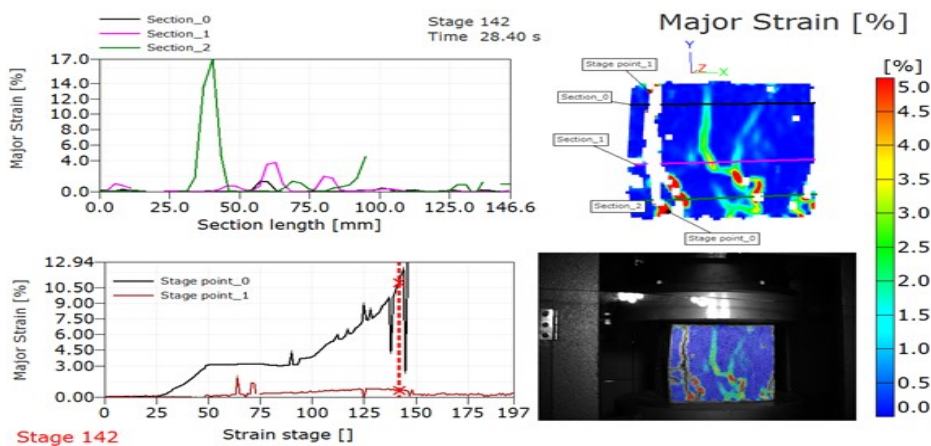
adekwatnych obiektywów dobierane są płyty kalibracyjne. Do wykonania pomiarów wykorzystano płytę kalibracyjną w rozmiarze 350 x 280 mm o przestrzeni pomiarowej 510x380mm [7].

Tak przygotowane próbki poddano normatywnej próbie ściskania, którą przeprowadzono za pomocą maszyny wytrzymałościowej Tecnotest. Przyprowadzono proces synchronizacji jej z systemem ARAMIS.



Rys.1. Próbkę do badań w maszynie wytrzymałościowej. Źródło własne

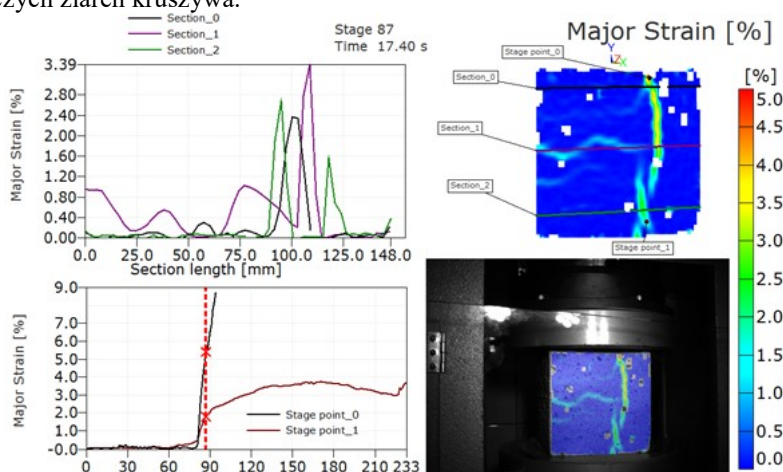
System dla każdej próbki betonowej wykonał 280 zdjęć. Pierwsze zdjęcie wykonane przez system podczas pomiarów, zostało określone jako zdjęcie referencyjne, czyli odniesienia. Kolejną czynnością było ustalenie maski obliczeniowej, dzięki której wyznaczono zakres pola obliczenia przemieszczeń właściwych fasetek [7],[12]. Wyniki badań przedstawiono w postaci kolorowych map przemieszczeń punktów bazowych. Przykładowe wyniki badań dla próbek z betonu klasy C28/25 i C przedstawiono na rys.2 i 3.



Rys.2. Raport z badań ściskania dla próbki nr 1 wykonanej z betonu C20/25 dla $t=28s$

Z raportu rys.2 można zaobserwować, że rysa jest zaokrąglona, a także rozchodzi się dwukierunkowo w sposób zaokrąglony. Można zauważyć przekształcenie mezopęknięć w pęknięcia skrzydełkowe, a także zaobserwować wielokrotne rysy.

Pomiary próbki z betonu C25/30 wskazały, że do chwili zarodkowania pęknięcia na całej analizowanej powierzchni wartość odkształceń minimalnie się waha, nie przyczyniając się do powstania zmian destrukcyjnych. Niektóre miejsca, które wykazują większą wartość odkształceń mogą być powodem przemieszczania się pojedynczych ziaren kruszywa.



Rys.3. Raport z badań ściskania dla próbki wykonanej z betonu C25/30 dla $t=17s$

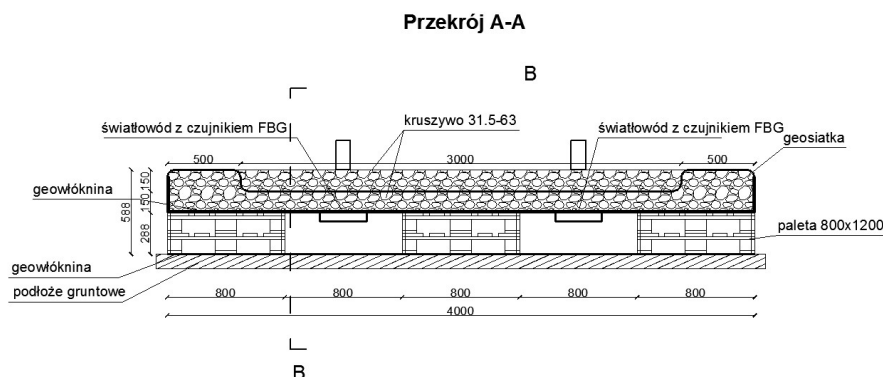
Moment zapoczątkowania rysy został zaobserwowany w 15 sekundzie badania, a wartość siły wyniosła 275,0 kN. Moment zapoczątkowania rysy jest spowodowany nagłym wzrostem odkształceń mikrostrukturze betonu i objawia się wzrostem rys, mikrorys oraz licznych submikrorys. Wartość odkształceń w momencie i polu inicjacji wyniosła około 1,84% . Poprzez dalszą propagację rys wzrasta wartość odkształceń wewnątrz miejsca pęknięcia, a także w pobliżu wierzchołka pęknięcia. Może to być przyczyną utraty nośności badanego elementu. Miejsca spękań znajdujące się poza wierzchołkiem wykazywały odkształcenia rzędu 0,01-0,47%.

4. Badania odkształceń geosiatek za pomocą światłowodów z czujnikami Bragga

Celem badań geosiatek[4] zastosowanych do materaca wypełnionego kruszywem była analiza odkształceń dla symulacji zapadliska pod materacem. Zastosowanie geosiatek umożliwia zwiększenie wytrzymałości warstwy lub zmniejszenie niezbędnej wysokości kruszywa. W zaproponowanym rozwiązaniu zmniejszono grubość warstwy kruszywa z 600mm do 300mm. Takie zmniejszenie kubatury kruszywa umożliwia zmniejszenie zarazem kosztów kruszywa. W odniesieniu do tradycyjnych rozwiązań zawiera materac z odpowiednio dobranych geosiatek. Stanowisko badawcze składa się z kolejno ułożonych warstw: geowłóknina, palety drewniane 800x1200, „materac” nośny wypełnieniem z kruszywa 31,5-63mm, z zamontowanym czujnikiem FBG, kruszywo 31,5-63 mm. Koncepcję stanowiska przedstawiono na rysunku 4.

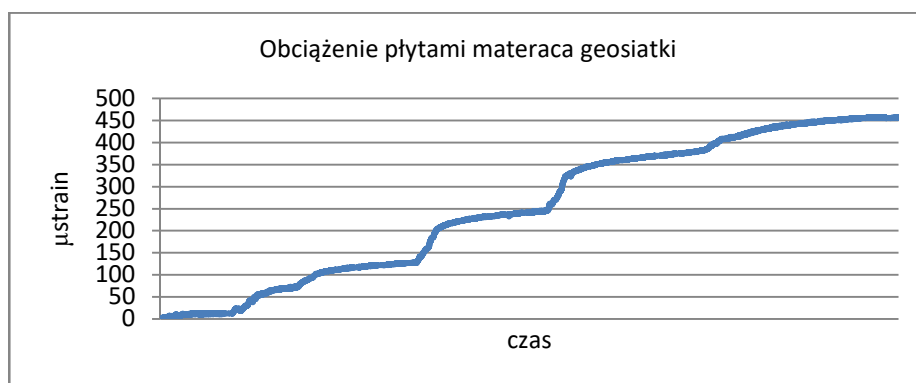
Eksperymentem badawczy polegał na przeprowadzeniu statyczna próba obciążania konstrukcji materaca geosiatek za pomocą płyt w miejscu symulowanego zapadliska. Jako obciążenie wykorzystano standardowe płyty chodnikowe 50 x 50 x 7 cm, z których każda waży 35 kg. Obciążenie właściwe przykładano warstwami, na które składały się z 4 płyty. Ciężar każdej z warstw wyniósł 1,4 kN. Obciążenie właściwe przykładano w miejscu, gdzie zamontowano czujnik FBG. Ponadto, w miejscach, pod którymi

znajdowała się warstwa palet, układano obciążenie dodatkowe, dociążające palety, które miało za zadanie sprawić, że siły od obciążenia właściwego przejmie głównie geosiatka. Tego obciążenia nie wliczono do ciężaru warstw obciążenia właściwego.



Rys.4 Schemat stanowiska badawczego do geosiatek

Doświadczenie przeprowadzono etapami, w których na stanowisko układano kolejne warstwy płyt. W końcowym etapie badania na stanowisku ułożonych było 5 warstw płyt, ciężar całkowity obciążenia wyniósł wtedy 7,0 kN. Wyniki statycznej próby obciążeniowej materaca geosiatkowego przedstawiono na rys. 5.

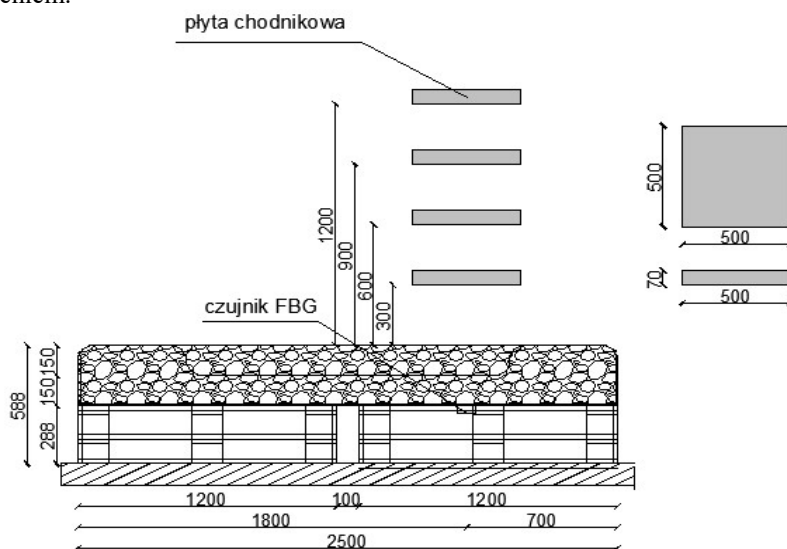


Rys.5. Odształcenie geosiatki materaca z kruszywem

Największa zarejestrowana wartość odkształceń dla obciążenia 7kN wyniosła 450 μ strain. Przyłożenie ciężaru 7,0 kN spowodowało, że geosiatka rozciągana była siłą 96 N/m, co jest wartość bardzo małą w porównaniu z nośnością geosiatki wynoszącą 2300N/m. Dalszym eksperymentem, który przeprowadzono były badania dynamiczne geomateraca. Obciążenie w postaci impulsu Heaviside'a powodował swobodny spadek płyt wcześniej wymienionych z wysokości: 30, 60, 90. 120cm. Schemat badania przedstawiono na rys. 6.

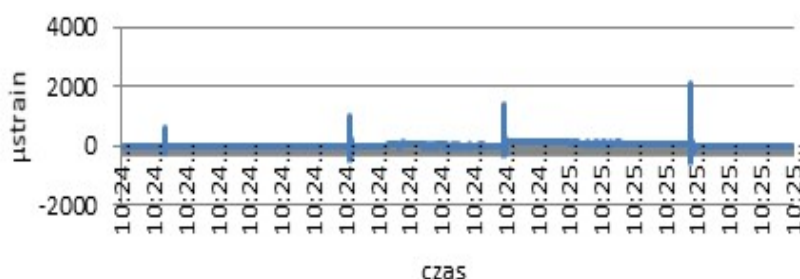
Spadek swobodny płyty z różnych wysokości wywołało odpowiednio różne „skoki” odkształcenia. Przy spadku swobodnym z wysokości 30cm płyta spowodowała skok odkształceń do 600 μ strain, a przy wysokości 60cm do 1000 μ strain. Upadek płyty z 90 cm spowodował skok odkształceń geosiatki do 1400 μ strain a z 120cm do 2050 μ strain.

Spadająca płyta wywołuje naprężenia ścinające, które są bardzo niebezpieczne dla geosiatki, gdyż jest ona materiałem przenoszącym naprężenia rozciągające. Uderzenia, nawet z niewielkich wysokości, mogą spowodować rozerwanie się warstwy zbrojeniowej materaca, a w konsekwencji jego trwałym uszkodzeniem czy całkowitym zniszczeniem.



Rys. 6. Schemat badań dynamicznych geomateraca

Wyniki badań dynamicznych odkształceń geomateraca przedstawiono na rys.7.



Rys. 7. Odkształcenia geomateraca podczas badań dynamicznych

Pomimo tego, że masa płyty była stosunkowo niewielka, 35kg, to jej upadek z wysokości 1,2m spowodował skok odkształcenia geosiatki do ponad 2000 µstrain i powstanie odkształcenia trwałe około 100 µstrain. Precyzyjne pomiary za pomocą czujników FBG umożliwiły sprawdzenie czy materiał nie został uszkodzony i czy obciążenia nie wywołały trwałych odkształceń.

5. Podsumowanie

W pracy wyznaczono siłę odpowiadającą pojawieniu się pierwszego zarysowania w próbce betonowej w odniesieniu do największej wartości siły ściskającej

jaką jest w stanie przenieść próbka ściskana. Dla poszczególnych klas betonu procentowy udział wartości siły pojawienia się rys do największej siły wynosi:

- 50,11% dla klasy wytrzymałościowej C20/25,
- 38,64% dla klasy wytrzymałościowej C25/30

Wyznaczone wartości sił są znacznie mniejsze od wytrzymałości dla danej klasy betonu. Znajomość ich może przyczynić się do poprawy bezpieczeństwa pracy elementów betonowych. Zastosowany w pracy optyczny system ARAMIS jest nowoczesnym narzędziem umożliwiającym prowadzenie precyzyjnych analiz odkształceń próbek betonowych oraz propagacji ich pęknięć.

Przedstawione wyniki badań z zastosowaniem czujników światłowodowych zarówno terenowych jak i laboratoryjnych, świadczą o wysokiej dokładności czujników FBG w pomiarze odkształceń. Zastosowanie czujnikom FBG do monitorowania geosiatek umiejscowionych nad zapadliskiem umożliwia ciągły pomiar odkształceń geosiatki i podjęcie z odpowiednim wyprzedzeniem stosownych decyzji. Może się to przyczynić w istotny sposób do zwiększenia poziomu bezpieczeństwa eksploatacyjnego. Prezentowane systemu optyczne mogą być stosowane do monitorowania urządzeń górniczych.

6. Literatura

1. J. Juraszek, „Ciągłe pomiary odkształceń konstrukcji inżynierskich. Monografia”, CEIT, a.s., 2013.
2. Gałkiewicz J., Dzioba I.: *Analiza pola odkształceń elementów konstrukcyjnych za pomocą systemu ARAMIS*. Zeszyty Naukowe, Mechanika, Politechnika Opolska, z. 99, str. 82-83, ISSN: 1429 – 6055
3. Golewski G.L.: *Procesy pęknięcia w betonie z dodatkiem krzemionkowych popiołów lotnych*. Monografie Politechnika Lubelska, Lublin, 2015, str. 1 - 314
4. Ajdukiewicz C., Gajewski M., Mossakowski P.: *Zastosowanie systemu optycznej korelacji obrazu „ARAMIS” do identyfikacji rys w elementach betonowych*. Logistyka, nr 6, 2010, str. 27 - 34
5. L. Maro, „Geosyntetyki do powierzchniowego wzmocnienia gruntu”, Wydawnictwo LEMAR, Łódź 2010.
6. W. Lienhart, F. Moser, H. Schuller, T. Schachinger, „Reinforced Earth Structures at Semmering Base Tunnel – Construction and Monitoring using Fiber Optic Strain Measurements”, 10th International Conference on Geosynthetics, Berlin, 2014.
7. L.Alwis, T.Sun, K.T.V. Grattan, „Developments in optical fibre sensors for industrial applications”, Optics & Laser Technology 78, 62-66, 2016.

Klich Jiri¹, Riha Zdenek¹, Klichova Dagmar¹, Foldyna Vladimir^{1,2}

¹Institute of Geonics of the CAS

²VSB – Technical University of Ostrava

FINISHING OF GRANITE AND BASALT SURFACES WITH HYDRODYNAMIC WATER JET TECHNOLOGY

WYKOŃCZENIE POWIERZCHNI GRANITOWYCH I BASALNYCH Z WYKORZYSTANIEM TECHNOLOGII HYDRODYNAMICZNYCH STRUMIENI WODNYCH

ABSTRACT

This article is dealing with granite and basalt surfaces processing and finishing by pulsating water jet technologies. Research was oriented at the evaluation of possibility to use new type of self-excited pulsating water jet for ornamental stones surface treatment. Characteristics of granite and basalt surfaces created by acting of self-excited pulsating water jet was compared by various methods including bush hammering, flaming, polishing, continuous and pulsating water jetting. Results obtained up to now indicate that the application of pulsating water jets in surface treatment of granite and basalt can reduce disadvantages of traditional techniques because it creates surface with required roughness but preserves its aesthetical appearance.

STRESZCZENIE

W artykule omówiono obróbkę i wykańczanie granitów i bazaltu za pomocą pulsujących strumienia wody. Badanie było zorientowane na ocenę możliwości zastosowania nowego typu samonapędzającego się strumienia pulsacyjnego wody do obróbki kamieni ozdobnych. Charakterystyka powierzchni granitowych i bazaltowych uzyskanych przez działanie samoczynnie pobudzanego pulsującego strumienia wody porównywano z innymi technologiami wykańczania, w tym uderzeniem młotkiem, płomieniem, polerowaniem, ciągłym i pulsacyjnym strumieniem wody. Dotychczasowe wyniki wskazują, że zastosowanie pulsacyjnych strumieni wody w obróbce powierzchniowej granitu i bazaltu może zmniejszyć niekorzystne efekty tradycyjnych technik, ponieważ tworzy powierzchnię o wymaganej chropowatości, ale zachowuje estetyczny wygląd.

1. Introduction

Stone surface processing and finishing includes different kinds of treatment applied to improve the aesthetic appearance of the surface and/or to increase its roughness (and thus reduce its slipperiness) [1]. Traditional methods of stone surface treatment are based on the action of mechanical tools (chiseling, bush hammering, hammering, scratching), abrasive tools and abrasives (sand blasting, grinding, honing, polishing), heat (flaming) and continuous water jet.

Water jetting is a relatively new process of stone surface treatment based on the action of very high velocity water jets generated at constant pressure [2, 3]. Considering the surface roughness, the results of water jetting are comparable to the bush hammering or flaming processes, however, water jet treated stone surfaces provide higher level of aesthetical appearance.

All of the described technologies exhibit different disadvantages which reduce for each of them the interest of the market. In case of surface finishing treatments based on the action of mechanical tools, sand blasting and flaming, the technological limits are due to changes of the surface characteristics of the treated material. The changes are produced by mechanical alterations as a consequence of impingement or of heat shock actions, or by chromatic modifications as an effect of production of micro-cracks. Crystals melting generates a decrease of colors brightness and some chromatic differences with an opaque effect on the material that is not desired by possible end users. In the case of polishing, for which the chromatic and aesthetic aspects are preserved, the surface has slippery characteristics which represent a significant disadvantage, especially in case of pavement applications. Ornamental stone surface treatment by water jet technology overcomes some of the above mentioned disadvantages, but with a low productivity and high costs. The pressure used for stone surface treatment ranges between 200 and 400 MPa. The problems related to the technology are linked with the very high pressures and correspondingly low flow rates used that generate a small jet impact area. As a result, the technology provides low productivity of surface treatment. Pulsating water jets can partially eliminated the disadvantage of low productivity. As previously reported [4], pulsating water jets generates a roughened surface with less energy input in shorter time.

The application of pulsating water jets in stone surface treatment has the potential to improve the productivity and reduce costs of the treatment. Therefore, presented study is focused on the evaluation of possibility to use new type of self-excited pulsating water jet for ornamental stone surface treatment. Results obtained during tests of surface treatment of basalt and granite samples using new self-excited pulsating water jet are presented in the paper.

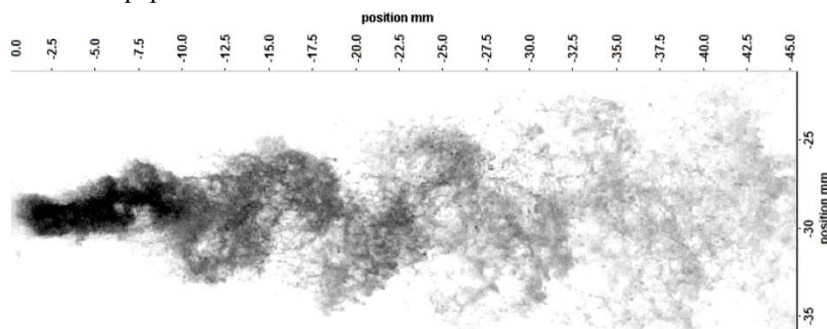


Fig. 1. Self-excited pulsating water jet at hydrodynamic nozzle outlet, input pressure 8 MPa, carrier frequency 9.5 kHz.

2. Hydrodynamic water jet

The hydrodynamic water nozzle is one of the tools that generate a so-called modulated high-speed water jet. The effluent of the liquid breaks down into a kind of fluid bunches due to self-excited pulsations inside the tool (Fig. 1). The self-excited

modulated jet also has the feature that its shape does not change with the increase in the inlet pressure.

The magnitude of the carrier frequency of the self-excited oscillation also increases with the rising output velocity of the modulated liquid jet. The flowing fluid and the shape of the oscillatory chamber cause self-excited pulsations of pressure and velocity in the oscillatory chamber. From the tool (respectively its output part) then flows the pulsating jet of liquid. Due to these pulses (respectively periodic movement of the output jet to the sides) breaks down to some bunches of liquid which subsequently affects the surface of the body (Fig. 1).

There is intense fatigue stress and the disintegration of the surface layer of the body due to the impact pressure, which depends on the rate of fluid impact, the physical properties of the liquid and also on the physical properties of the body to which the liquid falls. The impact pressure p_i is significantly greater than the stagnation pressure p_s and has a very short duration. Influence of impact pressure at axis of impact can be expressed (1):

$$p_i = \frac{v\rho_1c_1\rho_2c_2}{\rho_1c_1+\rho_2c_2} \quad (1)$$

Where v is the velocity of the fluid, ρ_1 and ρ_2 are the densities of the liquid and the body to which the liquid falls, c_1 and c_2 are the rates of propagation of the shockwave in water and in the body [5]. The magnitude of the stagnation pressure in the impact axis follows from the Bernoulli equation [5]. The kinetic energy of the falling water is transformed into a pressure energy:

$$p_s = \frac{1}{2}\rho_1v^2 \quad (2)$$

The stagnation pressure depends only on the rate of impact and the physical properties of the incident liquid (2). The modulated high-speed liquid jet then causes very rapid pressure changes (tens of kHz) on the body surface due to falling bunches of liquid. The said intense fatigue stress on the surface of the body by the falling liquid results in a very effective disintegration of its surface. The hydrodynamic nozzle is based on the so-called Fluidic Oscillator [6]. There is also a self-excited oscillation of the flowing fluid in the oscillating chamber.

Hydrodynamic nozzle can work in a very wide range of input pressures (0-200 MPa). The removal of the material can be up to three times higher compared to the continuous jet while using the right shape of the hydrodynamic nozzle. The higher removal of the material was achieved at the same input hydraulic power and under the same cutting conditions (tool traversing velocity, machined body material) [7].

3. Experimental setup

To enable to expose the sample surface to the effect of the self-excited pulsating water jet, the following testing procedure was developed. A robotic arm ensured the nozzle movement with an exactly programmed trajectory. During experiments, the traversing speed of the nozzle was set to 200 and 400 mm·s⁻¹ for granite samples, 400 and 800 mm·s⁻¹ for basalt samples. The stand-off distance was set to 15 mm. This stand-off distance was determined as optimal for experimental conditions based on previous tests. The angle of incidence was set to 90°. Shape of the nozzle outlet was square cross section with edge 1 mm x 1 mm and spraying angle was 30°. The tests were performed at the operating pressure of 100 MPa. Testing samples were prepared from 300 mm wide and 20 mm thick slabs made from granite and basalt. Physical and mechanical properties of the rock are reported in Table 1 [8,

9]. Each sample was exposed to the action of the self-excited pulsating water jet with 4 mm pitch between two traces.

Subsequently, microscope Keyence VHX-5000 was used to obtain visual information and 3D surface characteristics. The optical profilometer MicroProf FRT was used to obtain 2D profiles of surface samples. Measured data were processed using the SPIP software. Areas measured on tested surfaces were set to 40 mm x 40 mm.

Surfaces created by the self-excited pulsating water jet (SPWJ) were evaluated in terms of preserving of the aesthetic appearance of the stone and compared to those created by polishing (POL), bush hammering (BH), flaming (FLA), high-speed continuous water jetting (WJ) and pulsating water jetting (PWJ) for granite samples and POL, soft bush hammering (SBH), hard bush hammering (HBH), WJ and PWJ for basalt samples.

Table 1. Physical and mechanical properties of tested samples.

Characteristics	Basalt	Granite
Volumic mass [$\text{kg}\cdot\text{m}^{-3}$]	2.718	2.622
Absorption coefficient [%]	0.69	0.33
Knoop hardness [MPa]	5.115	6.128
standard deviation [MPa]	1.258	1.620
Compressive strength [MPa]	257	165
Flexural strength [MPa]	40.2	15.6
Impact test [cm]	89	58
Abrasion resistance [$\text{mm}\cdot\text{km}^{-1}$]	1.19	2.32

4. Results

As previously mentioned, the results of the studied process are represented by 2D surface texture parameters (i.e. the surface roughness).

On the picture (Fig. 2), we can see a comparison of the R_a and R_z values for each granite technology used. The smallest roughness values R_a and R_z are at the polished surface and the highest values are obtained from SPWJ technology. The classic BH technology is somewhere in the middle along with PWJ technology. FLA and WJ have similar R_a and R_z values and are lower than BH and higher than POL.

The next picture (Fig. 3) compares the roughness values R_a and R_z on basalt. Again, the lowest roughness values are at the polished surface. Highest values of R_a and R_z are achieved with PWJ technology. SPWJ technology creates a surface with a roughness higher than HBH. WJ is between SBH and HBH.

5. Discussion

As previously mentioned, the results of the studied process are represented by 2D surface texture parameters (i.e. the surface roughness) and aesthetic appearance obtained from the surface images were chosen to be examined. It is to be outlined that the flexibility of the pulsating water jet technology, due to the number of operative parameters that can be differently adjusted, can lead to a modulation of the surface roughness obtainable to fulfil the end users requirements.

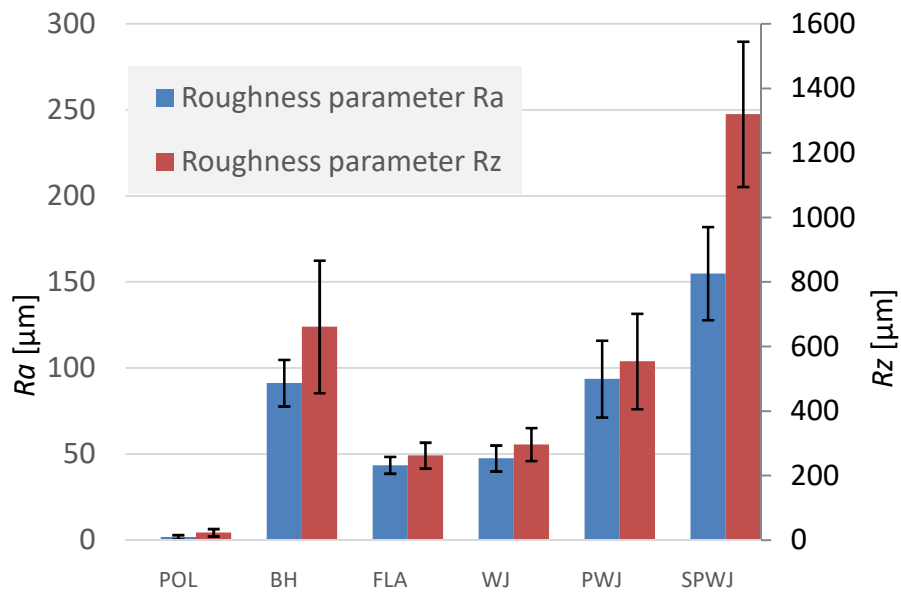


Fig. 2. Results of surface roughness analysis of granite surfaces.

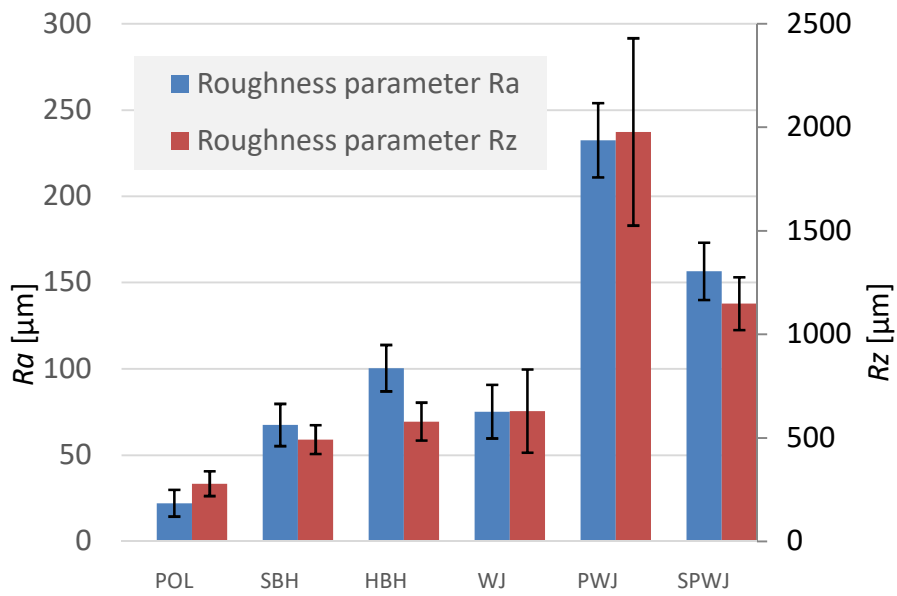


Fig. 3. Results of surface roughness analysis of basalt surfaces.

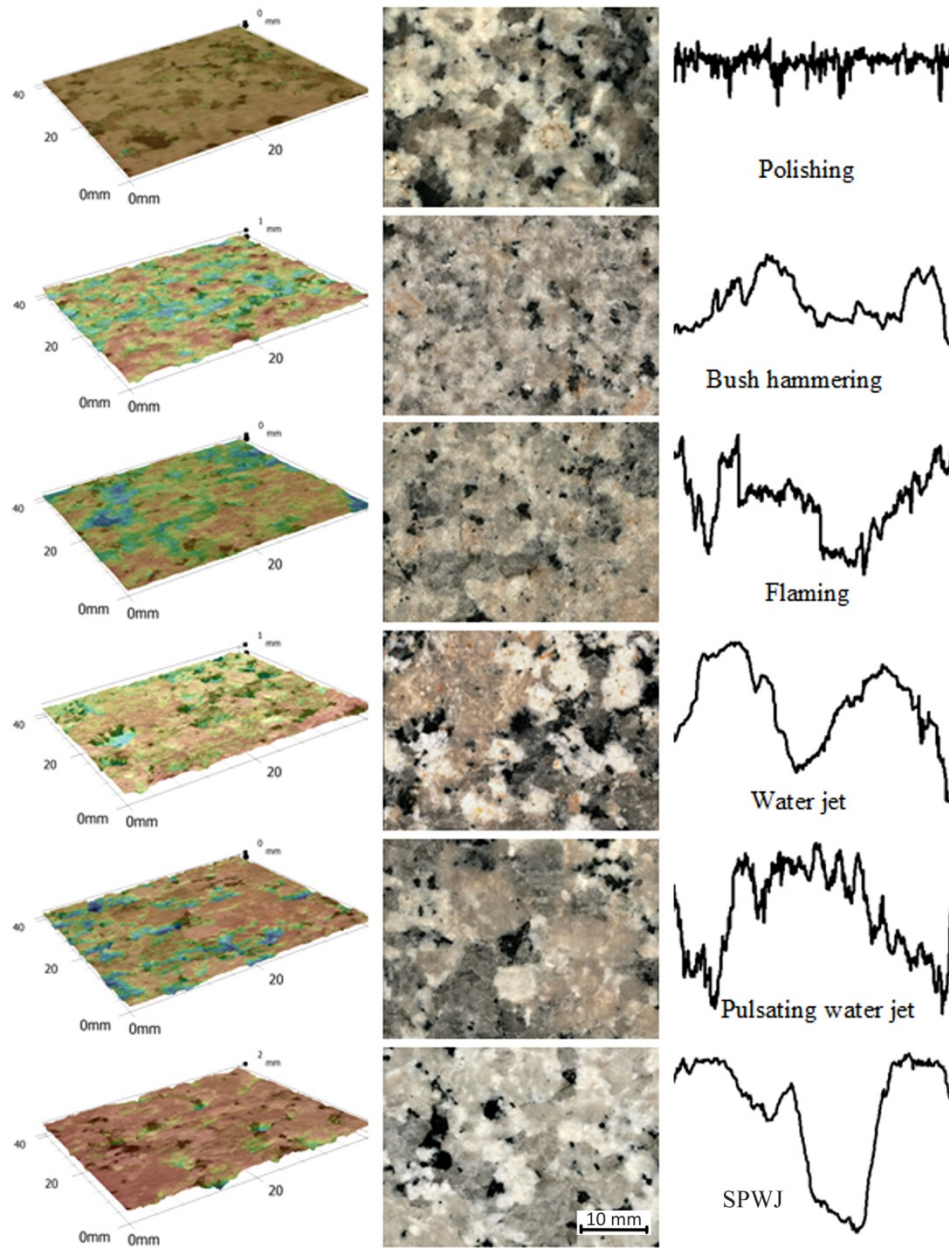


Fig. 4. 3D surface and macro photographs of treated granite surfaces and their typical profiles.

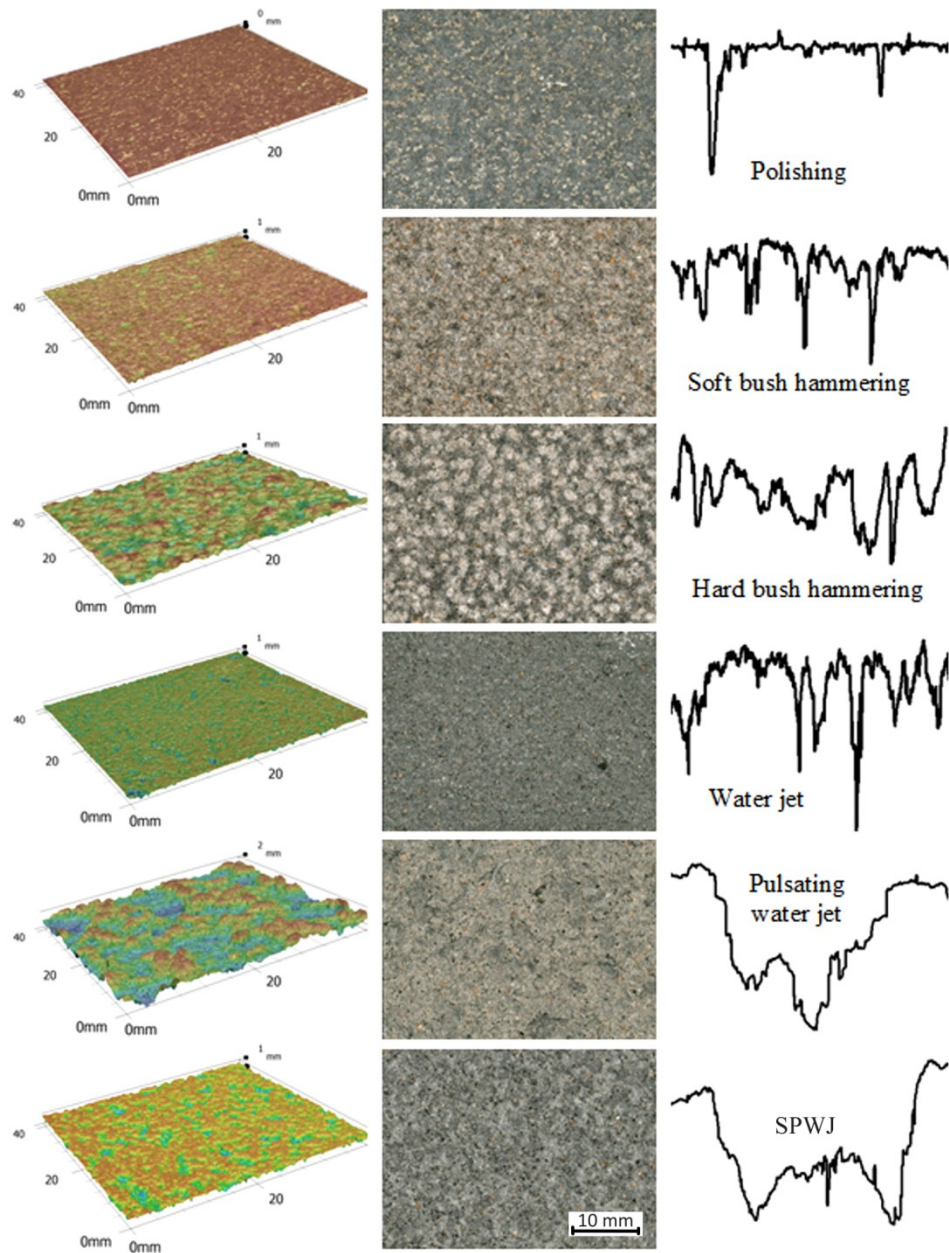


Fig. 5. 3D surface and macro photographs of treated basalt surfaces and their typical profiles.

The feature represents a substantial advantage considering that the production rate can be consequently modified and kept at the requested industrial level. Figure 4 and 5 illustrates 3D topography and the chromatic appearance of surfaces of granite and basalt treated by various methods of stone surface processing, supplemented with typical profile of the surfaces. The experimental results have shown that the self-excited pulsating water jet technology is competitive even when the productive and cost aspects are considered. In fact the production rate obtained during the tests is comparable to that obtained in the industrial application of traditional technologies.

6. Conclusion

Surface of basalt and granite samples were exposed to self-excited pulsating water jet during the tests. Characteristics of rock surfaces created by acting of self-excited pulsating water jet were compared to those created by traditional methods. Results obtained up to now indicate that the application of pulsating water jets in surface treatment of ornamental stones can reduce (or even eliminate) disadvantages of traditional techniques because it creates surface with required roughness but preserves its aesthetical appearance. The great advantage of the technology represented by the use of relatively low operating pressures is confirmed.

Acknowledgement

Presented work has been supported by the ASCR project No. AV0Z30860518 and by the Ministry of Industry and Trade of the Czech Republic project No. FV 10446 and the project Institute of Clean Technologies for Mining and the Utilization of Raw Materials for Energy Use – Sustainability program, reg. no. LO1406 financed by the Ministry of Education, Youth and Sports of the Czech Republic and CAS Mobility Project PAN 17-2.

7. Literature

1. Primavori P.: I trattamenti superficiali delle pietre ornamentali. Rivista tecnica "Marmomacchine classic", n. 143 e n. 144, Settembre 1998
2. Careddu N., Ciccu R., Costa G., Medda R., Naitza S., Primavori P.: Working the surfaces of non-flammable ornamental rocks with water-jets technology (Part one). Rivista tecnica "Marmomacchine classic" n. 196, 4° Bim. 2007
3. Careddu N., Ciccu R., Costa G., Medda R., Naitza S., Primavori P.: Working the surfaces of non-flammable ornamental rocks with water-jets technology (Part two). Rivista tecnica "Marmomacchine classic" n. 197, 5° Bim. 2007
4. Klich, J., Hlaváček, P., Ščučka, J. et al.: Processing and finishing of granite surfaces. Nowoczesne metody eksploatacji węgla skal zwiezlych. Krakow: Adademia Górniczo Hutnicza Jm. Stanisława Staszica w Krakowie, 2013, pp. 36-43. ISBN 978-83-930353-1-1
5. Fodyna J.: Rozvoj technologie pulzujících vodních paprsků, Sborník konference Water Jet 2009, str. 48-62, Ostrava, Listopad 2009
6. Stouffer R.D.: Fluidic washer systems for vehicles, United States Patent 5,749,525, April 1996
7. Fodyna J.: Comparison of various types of nozzles, internal report of IGN, Ostrava, January 2016
8. Massidda L., Meloni P., Argiolas S., Floris D.; Vernier A., Carcangiu G.: Caratteristiche fisico-meccaniche e durabilità di alcune piroclastiti sarde, 2006.
9. Agus M., Bortolussi A., Ciccu R., Vargiu A.: Abrasive-Rock interaction in AWJ cutting. BHR Group 1996 Jetting Technology, 1996

Klichová Dagmar¹, Foldyna Vladimír^{1,2}

¹Institute of Geonics of the CAS, Czech republic

²VŠB – Technical University of Ostrava, Czech republic

THE RESEARCH ON THE QUALITY OF DIFFERENT KINDS GRANITE SURFACES CREATED BY ABRASIVE WATER JET CUTTING TECHNOLOGY

BADANIA JAKOŚCI RÓŻNYCH POWIERZCHNI GRANITOWYCH GENEROWANYCH PRZEZ WYSOKOCIŚNIENIOWE STRUMIENIE WODNOŚCIERNE

ABSTRACT

In recent years, abrasive water jet cutting technology has been used more and more often, in various domains of human activity. Its numerous applications include cutting different materials – among them, rock materials. The article focuses on the normalized method of measurement and evaluation of a surface texture created using the abrasive waterjet. It detects selected amplitude parameters of a roughness profile providing a form of a quantified description of properties of a surface topography. It studies the change in quality of machined surfaces created by the abrasive waterjet in selected materials of granite when changing the traversing velocity. Studied samples were measured by an optical profilometer MicroProf FRT and further analyzed with the Scanning Probe Image Processor software (SPIP). The results of experiments show that the observed amplitude parameters of roughness are influenced by the increasing traversing velocity.

STRESZCZENIE

W ostatnich latach technologia cięcia strumieniem wody ścierniej była coraz częściej stosowana w różnych dziedzinach działalności człowieka. Jego liczne zastosowania obejmują cięcie różnych materiałów - między innymi materiałów skalnych. Artykuł skupia się na znormalizowanej metodzie pomiaru i oceny tekstury powierzchni utworzonej przy użyciu strumienia wodnościernej. Wykrywa wybrane parametry amplitudy profilu chropowatości, dostarczając ilościowy opis właściwości topografii powierzchniowej. W trakcie zmiany prędkości przemieszczania dokonuje się oceny zmian jakości obrabianej powierzchni powstałej w wyniku działania ściernego strumienia wody w wybranych próbkach granitu. Badane próbki mierzono za pomocą profilometru optycznego MicroProf FRT i dalej analizowano za pomocą oprogramowania Scanning Probe Image Processor (SPIP). Wyniki eksperymentów wskazują, że na obserwowane parametry amplitudy chropowatości wpływa rosnąca prędkość przemieszczania.

1. Introduction

The demand for natural stones has been increasing, as they are commonly used as urban and interior decorations, as well as in product design. Due to that, there is a need for technological improvement in the field of stone exploitation and processing, so that the higher demand for stones of better quality can be satisfied. However, the traditional methods of stone quarrying and processing are often not sufficient. For instance, the granite sector is still characterized by the extensive use of explosive splitting, flame slotting and wedge shearing, which leads to considerable inaccuracy of block faces and damages the integrity of a stone to significant depth. Therefore, it is necessary to develop new technological processes and methods of stone quarrying, as well as of the final processing of stone products, in order to combine technological advantages with economic profit and, finally, to satisfy stricter requirements concerning the minimization of the impact of this technology on the natural environment.

The technology of the abrasive water jet (AWJ) is a progressive one, as it makes it possible to cut shapes and ornaments in rocks without any thermal or mechanical impact on the material in the area of the cut. With appropriate setting of technological parameters (water pressure, the diameter of the water nozzle, cutting rate, the number and type of abrasives, size of grains of the abrasive, etc.), this technology can produce cut surfaces of a very high quality.

As far as cutting of decorative stones is concerned, one very important aspect is the quality of their surfaces. The focus of the paper is how the parameters applied in water jet cutting influence the quality of the obtained rock surface. A quality was evaluated according to Swiss standard SN 214001: Contact-free cutting – Water jet cutting – Geometrical product specification and quality [1]. ISO/TC 44 N 1770 [2] suggest a standard, which should be a valid ISO standard in the coming years. Standard SN 214001 quantifies the level of quality from Q1 (cut-trough) to Q5 (highest surface quality) for water jet cutting using the roughness parameter Ra [μm] and other geometric parameters of the cutting wall for various materials with a thickness from 0 to 300 mm. Evaluation of the Ra parameter is performed according to CSN EN ISO 4287 [3], at least 1 mm from the bottom edge, at the bottom of the cutting surface (10% of material thickness).

2. Abrasive water jet

AWJ technology consists in generating high-pressure liquid, which gains very high kinetic energy, when passing through a small diameter nozzle. The abrasive particles are added to the high-speed water stream, which increases its effect several times. The areas of the process of forming and shaping the tool are illustrated schematically in Fig. 1. A high-velocity fluid flow (typically three times the velocity of the sound) represents a huge kinetic energy that is converted to pressure energy on the material upon impact. Under pressure stress on the cut area, the particles of the cut material are gradually removed and destroyed. The abrasive water jet penetrating into the machined material gradually loses its kinetic energy and its curvature occurs when the nozzle is moving over the material. The working pressure depends on the type of material being cut; it ranges from 60 to 600 MPa. The efficiency of the abrasive water jet decreases depending on the thickness and hardness of the cut material. In the literature are abundantly described the individual stages of generation, formation and action of AWJ on the material [4], [5].

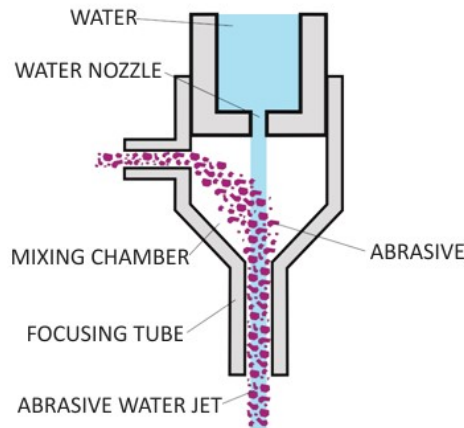


Fig. 1. Schematic drawing of the generation of the abrasive water jet [6].

3. Research on the quality of the cut surface

The quality of cutting surface can be characterised by its roughness. The roughness of the cutting surface is influenced mainly by the cutting speed, the type and thickness of the material and to a lesser extent, the other cutting conditions. To define the surface quality in the AWJ cutting of materials, standard SN 214001 [1] is commonly used. It uses the Ra parameter as a measure of the surface quality. This parameter is defined by the standard CSN EN ISO 4287 [3]. According to SN 214001, measurements of Ra are made at the centre of the cutting surface for thicknesses below 2 mm. For a material thickness of 2 mm or more, the measuring point is located 10% of the lower section (but not less than 1 mm above the lower surface), see Fig. 2.

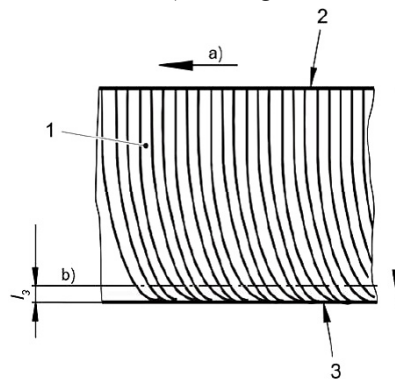


Fig. 2. Illustration of the location of the measured line on the specimen cutting surface (1 - Work piece, 2 - Upper surface, 3 - Bottom surface, l_3 - Zone with greatest roughness, a) Advance direction, b) Line of roughness measurements). [1]

4. Tested materials

In our paper, we attempted to prove that abrasive water jet produces different quality of surfaces when cutting various types of granites. The granites used in the research were chosen specifically for their large variety of structure compositions, as

well as for their frequent use in architecture. The samples used in experiments were prepared from commercial stone decorative plates 30 mm thick. The rock surface was polished to have the same surface quality on all samples. Their commercial designation is indicated by the seller. Following types of granite were used in the experiments:

- **Multicolor red (Fig. 3a).** Texture: massive, with non-distinctive orientation of mica flakes. Structure: allotriomorphic granular, granitic with lepidogranoblastic regions, unevenly porphyric, unevenly coarsely grainy. Composition: Quartz: 28% of vol., Orthoclase + Microcline 51% of vol., Plagioclase: 12% of vol., Biotite: 9% of vol. Name of the rock: granite biotic, coarse-grained, porphyric
- **Bianco cristal (Fig. 3b).** Texture: omnidirectional, massive. Structure: hypidiomorphic grainy granite. Composition: Quartz: 19% of vol., Orthoclase: 21% of vol., Plagioclases: 39% of vol., Biotite: 18% of vol. Name of the rock: Granodiorite, biotic
- **Balmoral red (Fig. 3c)** Texture: solid, granular, porphyric. Structure: hypautomorphic to allotomorphic granular, coarse-grained, porphyric, without predetermined orientation. Composition: Quartz 34% of vol., Orthoclases + Microcline: 44% of vol., Plagioclase 19% of vol., Biotite 3% of vol. Name of the rock: Biotic, granular, porphyric granite.
- **Rosa beta (Fig. 3d).** Texture: granite, porphyric. Structure: grainy, hypidiomorphic, porphyric, fine grain. Composition: Quartz 25.1% vol., Orthoclase 35.8% of vol., Plagioclase 33.6% of vol., Biotite 20.5% of vol. Name of the rock: granodiorite biotic, small-grained, porphyric.

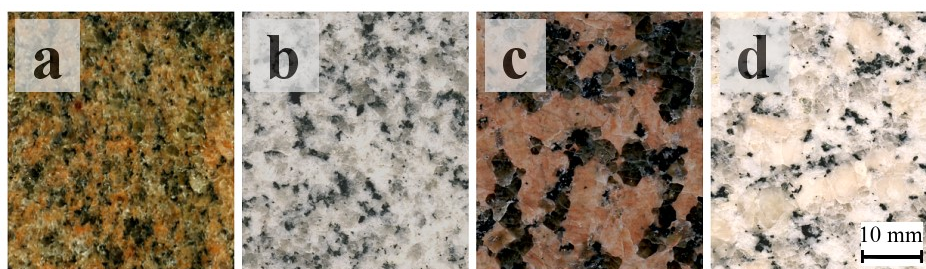


Fig. 3. Examples of rocks used in research (a) Multicolor red, (b) Bianco cristal, (c) Balmoral red, (d) Rosa beta.

5. The experimental facility

The measured samples were created according to the requirements of standard CSN EN ISO 4288 [7] in order to ensure the evaluation of surface structure parameters according to CSN EN ISO 4287 [3]. Cutting speeds were set at 50, 100, 200, 300, 400 and 500 $\text{mm}\cdot\text{min}^{-1}$. The abrasive mass flow rate was set at 400 $\text{g}\cdot\text{min}^{-1}$. The commercially available Australian garnet GMA MESH 80 was used as an abrasive. The water pressure was set to 400 MPa and standard diamond cutting head PTV 301022-X with a 0.33 mm water nozzle diameter and 76 mm long focusing tube with diameter of 1.02 mm were used to generate the abrasive water jet. The stand-off distance was kept constant at 4 mm during the experiments.

All cutting surfaces were scanned after cutting using the MicroProf FRT optical profilometer. The profiles of surfaces were measured in 10 distances from the top edge of the jet impingement into the material. The distances were: 2, 6, 9, 12, 15, 18, 21, 24, 27 and 28 mm. The length of the profile was 42 mm. 28,000 measurement points spaced 1.5 μm apart were taken for each profile.

6. Results and discussion

The surface structure is evaluated by the surface profile that occurs as the intersection of the actual surface and the selected plane that is perpendicular to a plane parallel to the actual surface in a suitable direction. The height parameter Ra is the most commonly used roughness parameter that evaluates the surface of the machined material. This parameter is the mean arithmetic deviation of the profile.

As the cutting depth increases the strain stress decreases and, as a result, values of the roughness parameters increases. The working ability of the tool is significantly affected not only by the traversing velocity but also by the physical and mechanical properties of the machined material, see Fig. 4. The material surface machined by the abrasive water jet technology always achieves a Ra parameter $> 2 \mu\text{m}$ (Fig. 4). The evaluation should take into account the specific structure of the newly created surface (see Fig. 5), which is structured into components according to the dimension of the respective inequalities, which vary considerably with the line. As shown in Fig. 4, the values of the Ra parameter are significantly different for the studied materials in the same setting of the input technological conditions. Ra depends on the traversing velocity and the angle of cut.

Figure 5 shows a comparison of the cutting walls of the 30 mm thick investigated materials at a traversing velocity of 50, 100, 200, 300, 400 and 500 $\text{mm}\cdot\text{min}^{-1}$. Samples of different quality are obtained at the same traversing velocity and thickness of the investigated material. The resulting surface quality is significantly influenced by the properties of the machined material.

The abrasive water jet still causes a sufficiently high deformation stress at the traversing velocity of 50 and 100 $\text{mm}\cdot\text{min}^{-1}$, thus creating a relatively smooth cut through the entire thickness of the material, see Fig. 5 and 6. With increasing traversing velocity the deformation stress in material decreases. At the bottom of the cut, grooves are formed after the action of abrasive water jet and the surface roughness increases. The influence of different physical and mechanical properties of the investigated materials on the surface roughness can be observed at traversing velocities 200 $\text{mm}\cdot\text{min}^{-1}$ and higher. As the traversing velocity increases the influence of machinability of the material on the surface roughness increases, see Figure 6. From the measured results it is obvious that the best machinable material was Bianco crystal. Balmoral red granite was determined to be the worst machinable material.

7. Summary

The aim of this research was to quantitatively describe changes in the surface topography of the cutting surface in relation to the traversing velocity and the depth of the cut. It has been shown that the impact of these changes on the resulting surface quality can be minimized by decreasing the traversing velocity of the cutting head. Traversing velocity above 200 $\text{mm}\cdot\text{min}^{-1}$ significantly affect the properties of machined material and the resulting quality of the investigated surface under the given testing conditions.

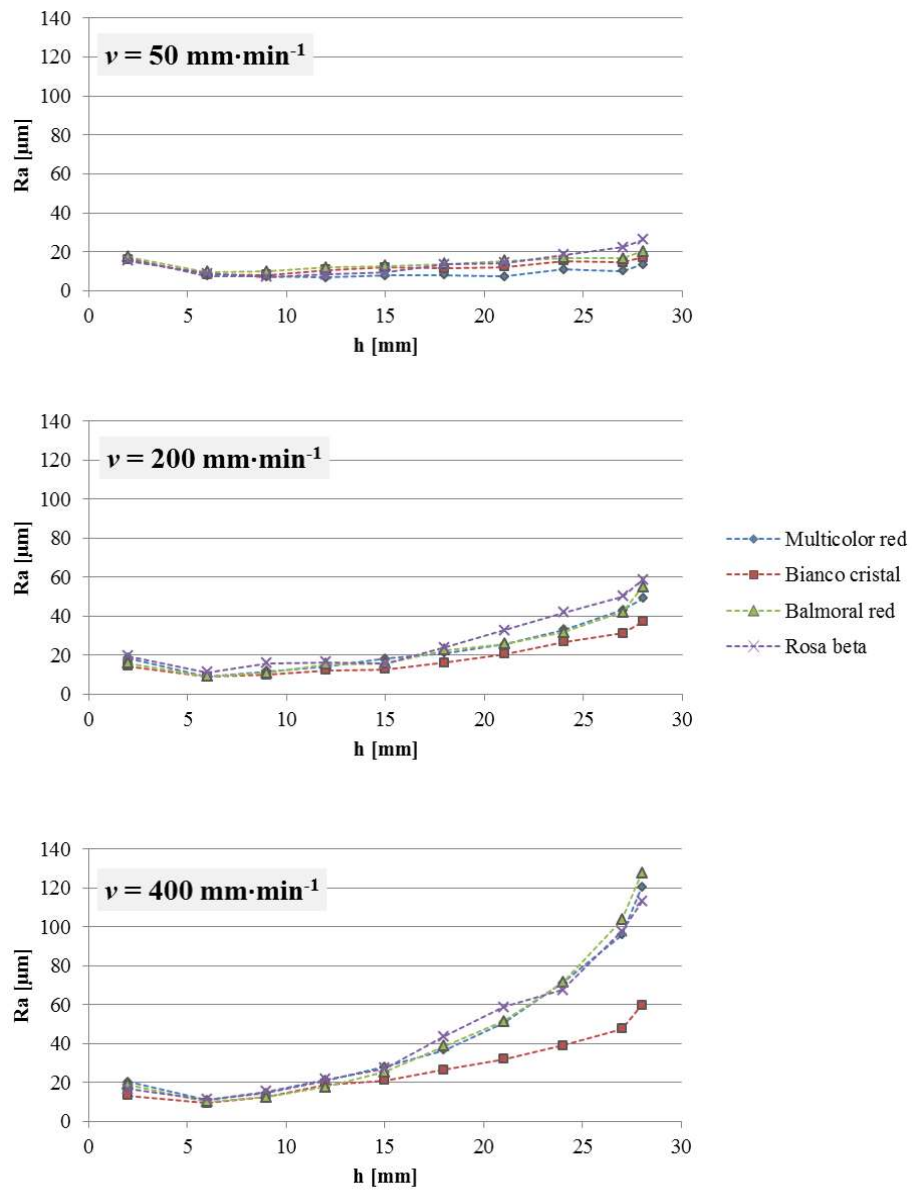


Fig. 4. Influence of traversing velocity on the value of the parameter Ra .

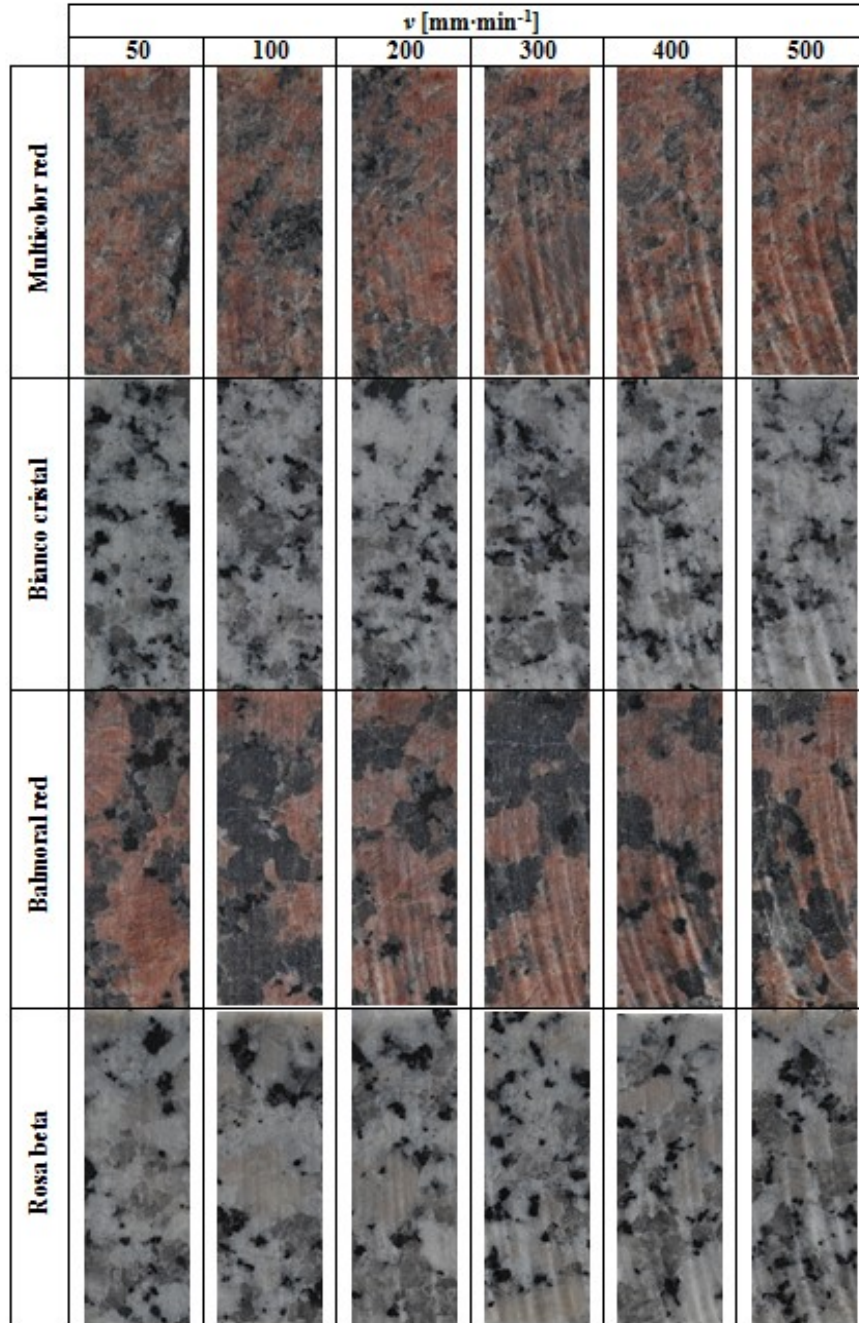


Fig. 5. Photographs of the cutting walls of the studied materials, crop 10 x 30 mm.

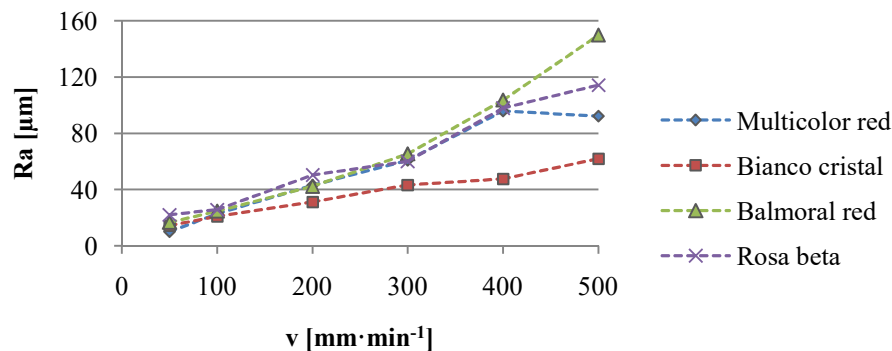


Fig. 6. Influence of traversing velocity on the value of the parameter Ra at the cutting depth $h = 27$ mm.

The influence of the grain size of tested granite materials on the surface quality was negligible under optimal cutting conditions. From this knowledge it will be possible to gain information to increase the productivity of AWJ technology and to ensure the required topographic properties of the cutting surface.

8. Acknowledgements

This article was written in connection with the project of the Institute of Clean Technologies for Mining and the Utilization of Raw Materials for Energy Use – Sustainability program, reg. no. LO1406 financed by the Ministry of Education, Youth and Sports of the Czech Republic, and with support for the long-term conceptual development of the research institution RVO: 68145535.

9. Literature

1. SN 214001: “Contact-free cutting – Water jet cutting” – Geometrical product specification and quality. Schweizerische Normen-Vereinigung, 2010.
2. ISO/TC 44 N 1770: “Contact-free cutting – Water jet cutting – Geometrical product specification and quality“, 2010.
3. CSN EN ISO 4287: “Geometrical product specification (GPS) – Surface texture: Profile method – Terms, definitions and surface texture parameters“. Prague: Czech normalization institute, 1999.
4. Summers, D.A. “Waterjetting Technology“. CRC Press, 642 p., ISBN 0-419-19660-9, 2003.
5. Momber, W.A., Kovacevic, R. Principles of Abrasive Water Jet Machining. In: Springer Science & Business Media. Technology & Engineering, 394 p. ISBN 978-1-4471-1574-8, 2012.
6. Sitek, L., Foldyna, J., Svehla, B. Water jet in mechanical engineering. “Strojarnstvo – strojirenstvi“. vol. 8, no. 5, 2004, pp. 100-101, ISSN 1335-2938 (in Czech).
7. CSN EN ISO 4288: 1999. Geometrical product specification (GPS) – Surface texture: Profile method – Rules and procedures for the assessment of surface texture.

Koczwara Józef, Wilczok Bohdan, Skrzydło Andrzej
Specjalistyczny Urząd Górniczy w Katowicach

GŁĘBIENIE ORAZ POGŁĘBIANIE SZYBÓW W POLSKIM GÓRNICTWIE W LATACH 2000 - 2017

SHAFT SINKING AND DEEPENING IN POLISH MINING IN THE YEARS 2000 – 2017

STRESZCZENIE

Artykuł dotyczy głębenia i pogłębiania szybów w Polsce w latach 2000 - 2017. Przedstawiono w nim przedsięwzięcia organizacyjne oraz innowacyjne rozwiązania techniczne, które zastosowano przy głębeniu i pogłębianiu szybów.

ABSTRACT

The article concerns sinking and deepening of shafts in Poland in the years 2000 – 2017. It presents organizational endeavours and innovative technical solutions that were used in shaft mining and deepening.

1. Wprowadzenie

Głównym celem głębenia i pogłębiania szybów jest udostępnienie nowych partii złóż, eliminowanie eksploatacji podziemowej i uciążliwych długich dróg dojściowych a co się z tym łączy - obniżanie kosztów eksploatacji.

Największą ilość inwestycji głębenia szybów, w górnictwie węglowym – 157, wykonano do roku 1970. W kolejnych latach nastąpił spadek robót związanych z głębeniem szybów i szybików.

Tabela 1. Dane dotyczące głębenia szybów w okresie 1970 – 2000r.

Lata	do 1970	1970 - 1975	1975- 1980	1980- 1985	1985- 1990	1990-1995	1995- 2000
Ilość inwestycji	157	28	14	13	17	7	3

Największą ilość inwestycji pogłębiania szybów, w górnictwie węglowym – 36, wykonano do roku 1970. W kolejnych latach nastąpił spadek robót związanych z pogłębianiem szybów.

Tabela 2. Dane dotyczące pogłębiania szybów w okresie 1970 – 2000r.

Lata	do 1970	1970-1975	1975-1980	1980-1985	1985-1990	1990-1995	1995-2000
Ilość inwestycji	36	5	14	8	7	8	6

Tabela 3. Głębianie szybów w górnictwie węglowym w okresie 2000 – 2017r.

L.p.	Przedsiębiorca	Kopalnia	Szyb, głębokość	Lata
1.	JSW	Borynia-Zofiówka-Jastrzębie	#1 Bzie, śred. 8 m, z powierzchni do głęb. 1164 m	2010 – 2016

Tabela 4. Pogłębianie szybów w górnictwie węglowym w okresie 2000 – 2017r.

L.p.	Przedsiębiorca	Kopalnia	Szyb, głębokość	Lata
1.	PGG	KWK Rydułtowy – Anna	# Leon IV, śred. 8,5m od gł. 1076,2 m do 1210,7 m	2013 – 2017
2.	PGG	KWK Jankowice	# 8, śred. 8,5m od gł. 731,8 do 1103,7 m,	2013 – 2020
3.	TAURON Wydobycie	ZG Janina	# Janina VI, śred.7,5 m od gł. 522,5m do gł.822,5m.	2013 – 2017
4.	JSW	Budryk	# VI, śred. 9 m, od gł. 1034,3 m do gł. 1320 m	2011 – 2015
5.	JSW	Borynia-Zofiówka-Jastrzębie R. Borynia	# II, śred. 7,2 m, od głęb. 868,5m do głęb. 980 m	2000 – 2001
6.	JSW	Borynia-Zofiówka-Jastrzębie R. Zofiówka	# II z, śred. 7,2 m, od głęb. 929,5m do głęb. 1104,68 m	2017 – 2019
7.	Lubelski Węgiel	Bogdanka	# 1.4, śred. 7,5 m, od głęb. 963,6 m do głęb. 995,82 m	2003 – 2004
8.	Lubelski Węgiel	Bogdanka	# 2.1, śred. 7,5 m, od głęb. 991 m do głęb. 1097,74 m	2007 – 2008

Tabela 5. Głębinie szybów w górnictwie rudnym w okresie 2000 – 2017r.

L.p.	Przedsiębiorca	Kopalnia	Szyb	Lata
1.	KGHM	ZG Rudna	# R-XI, śred. 7,5 m, głębokość 1241,7m	2000–2005
2.	KGHM	ZG Polkowice-Sieroszowice	# SW-4, śred. 7,5 m, głębokość 1216,0m	2005–2013
3.	KGHM	ZG Polkowice-Sieroszowice	# GG-1, śred. 7,5 m, głębokość 1340,7m	2013–2017

2. Problemy i innowacyjne rozwiązania technologiczne przy głębinie i pogłębianiu szybów w górnictwie węglowym.

2.1. JSW S.A. KWK „Budryk”

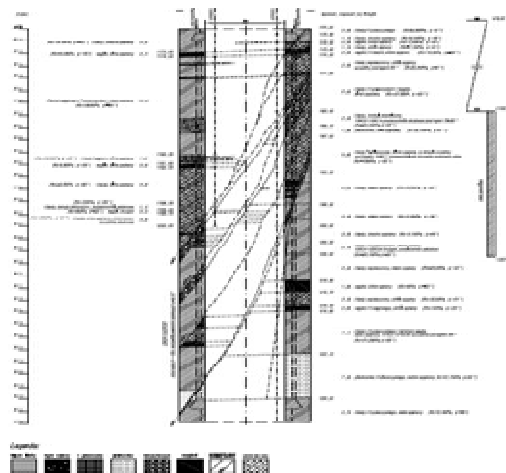
W KWK „Budryk”, został wybudowany szyb VI, najgłębszy w Polsce, o głębokości 1320m i średnicy 9m, jeden z najgłębszych w Europie (w Niemczech najgłębszy szyb „Nord” w Ibbenburen ma 1465m). Udostępnia on najniżej położony poziom eksploatacyjny w naszym górnictwie węglowym – poziom 1290m. Szyb VI, na odcinku od 1034,3m do 1320 m pogłębiono w latach 2011-2015. Znaczącym utrudnieniem podczas pogłębiania był fakt, iż szyb w przedziale „N” był eksploatowany przez kopalnię w pełnym ciągu technologicznym, obejmującym: jazdę ludzi, transport materiałów i wydobywanie, rewizje i kontrole oraz naprawy i remonty, natomiast przedział „S” był udostępniony dla wykonawcy robót - PPG „ROW-JAS” z Jastrzębia Zdroju w celu pogłębiania szybu. Dużym utrudnieniem dla wykonawcy było prowadzenie robót wymagających wykonania pełnego cyklu technologicznego jak np. roboty strzałowe, czy wykonywanie ostatecznej obudowy betonowej.



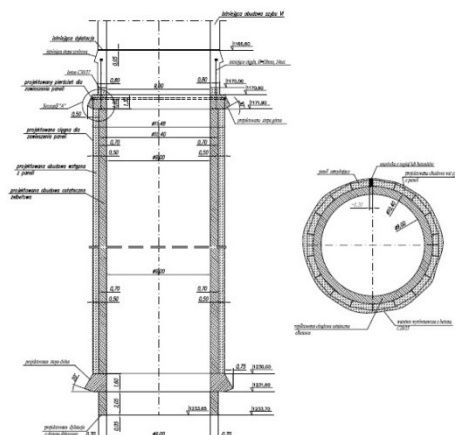
Rys.1. Widok wieży wyciągowej szybu VI adaptowanej do celów pogłębiania szybu [1]

Wyzwaniem dla wykonawcy robót w trakcie pogłębiania szybu było wykonanie obudowy szybowej w strefie uskoku Chudeckiego na odcinku od głębokości 1175,5m do głębokości 1230,0m. Szerokość szczeliny uskokowej dochodziła do około 10m, z kolei zrzut uskoku w rozpatrywanym rejonie wynosił około 15m. Skały występujące w strefie uskokowej były bardzo silnie spękane i pokruszone, o niskich parametrach wytrzymałościowych tj. łupki ilaste silnie spękane, bardzo słabe skały zdruzgotane, zmiażdżone, rozłusowane i spojone gliną. Bardzo stromy kąt nachylenia powierzchni i szczelin uskokowych, wynoszący około 70° w kierunku SWW, stwarzał duże

prawdopodobieństwo opadu materiału skalnego z ociosu i przemieszczania się do zabierki szybowej.



Rys. 2. Przekrój przez uskok Chudecki [1]



Rys. 3. Przekrój pionowy i poziomy przez obudowę szybu VI, w strefie uskokowej[1].

Dla wykonania tego odcinka szybu zaprojektowano obudowę szybu jako zespoloną (dwuwarstwową) z żelbetu (warstwa wewnętrzna) oraz z elementów prefabrykowanych paneli (warstwa zewnętrzna), z zewnętrznym płaszczem z betonu o grubości minimum 10 cm, stanowiącym warstwę wyrównawczą pomiędzy górotworem a panelami.

W celu wykonania obudowy zespolonej zaprojektowano dwie stopy szybowe. Stopa szybowa górna została wykonana dla osadzenia w niej konstrukcji nośnej dla zabudowy cięgła obudowy panelowej. Dla jej podwieszenia wykorzystano cięgła stalowe prowadzone w obudowie do głębokości 1170,0 m, do których zamocowano cięgła, zabudowane i przeprowadzone przez całą wysokość stopy. Z kolei w spągu stopy zabudowano dwa rzędy cięgła technologicznych dla zawieszenia dwóch pierwszych rzędów prętów obwodowych, zbrojenia obudowy ostatecznej. Stopy

szybowe (górną i dolną) zaprojektowano z betonu, zbrojonego konstrukcyjnie prętami żebrowanymi (pręty obwodowe – poziome) oraz gładkimi (strzemiona).

2.2. JSW S.A. KWK „Borynia–Zofiówka–Jastrzębie”

W KWK „Borynia–Zofiówka–Jastrzębie”, KOPEX - PBSz S.A. z Bytomia zgłębił szyb 1-Bzie o średnicy 8m, z powierzchni do głębokości 1164m.



Rys.4 .Widok wieży tymczasowej do głębinienia szybu[2]



Rys. 5. Budowa „ścianki szczelinowej”[2]

Prace przy głębinieniu szybu trwały od 2010 do 2016r. W trakcie głębinienia szybu, w dniu 1 września 2011r. decyzją Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” roboty zostały wstrzymane na głębokości 290m. Powodem wstrzymania głębinienia było pogorszenie warunków geologiczno-górnicych oraz zmian parametrów fizykomechanicznych skał górotworu powstałych na skutek niespodziewanego dopływu wody z horyzontów wodonośnych na głębokości około 236m, które nie zostały stwierdzone otworem badawczym.

Woda dopływająca z niestwierdzonych otworem badawczym horyzontów wodonośnych powodowała rozmakanie ociosów zabierki szybowej odsłoniętych poprzez urabianie i wybieranie urobku oraz czoła przodka zabierki głębinionego szybu. Taka sytuacja stwarzała określone trudności w utrzymaniu ociosów zabierki szybowej podczas zabudowy obudowy wstępnej pierścieni złożonych z paneli betonowych, pogarszała

warunki bezpieczeństwa pracy załogi zatrudnionej w przodku głębiego szybu oraz niekorzystnie wpływała na stateczność wykonanej do tej pory obudowy szybowej – powstały pęknięcia. Zwiększenie konsolidacji górotworu w rejonie głębiego szybu oraz poprawa współpracy obudowy szybowej z górotworem uzyskana została poprzez wykonanie szeregu iniekcji za obudową ostateczną szybu środkami poliuretanowymi i mineralnymi. Do wykonania tych iniekcji zużyto ogółem około 144 ton poliuretanowych środków iniekcyjnych oraz około 214 ton mineralnych środków iniekcyjnych.

Stabilizacja wykonanej obudowy szybowej polegała na wzmocnieniu posadowienia wykonanych wcześniej czterech stóp szybowych stalowymi pierścieniami, zabudowanymi we wnękach wykutych w stopach, a następnie pierścienie zamocowano (zakotwiono) w caliznie górotworu za pomocą żerdzi gruntowych. Każda stopa szybowa została wzmocniona 10 kotwami samowiercącymi o długości do 14m, zabudowanymi pod kątem 45° w caliznie.

Wykonano 3 otwory odwadniające przez obudowę szybu. Wykonano otwór badawczy o głębokości 51,5m. Na pęknięciach i szczelinach obudowy założono plomby kontrolne. Dla zmniejszenia oddziaływania wody na obudowę szybową zaprojektowano i wykonano kilka układów drenażu obwodowego i promieniowego, dzięki czemu woda dopływająca do szybu została w sposób kontrolowany uchwycona i odprowadzona na powierzchnię poprzez system odwadniania szybu.

Po wznowieniu głębiego, szyb wykonywano w obudowie zespolonej dwuwarstwowej – stosując jako obudowę wstępną panele żelbetowe, a na obudowę ostateczną beton lany o grubości od 0,75 do 1,10m o podwyższonej wytrzymałości.

Po pełniejszym rozeznaniu warunków geologicznych i hydrogeologicznych, na kolejnych odcinkach głębiego wprowadzono obudowę o większej stabilności i wytrzymałości. W celu poprawy stabilności i współpracy pomiędzy kolumną obudowy betonowej a kolumną obudowy wstępnej (panelowej) wprowadzono panele stalowe (przestrzenne) w miejsce paneli żelbetowych i konieczność zabudowy na każdym odcinku technologicznym 18 cięgien z prętów stalowych żebrowanych. W trakcie dalszego głębiego szybu kontrolowano plomby kontrolne i nie stwierdzono na nich uszkodzeń oraz monitorowano dopływy wody na dno szybu.

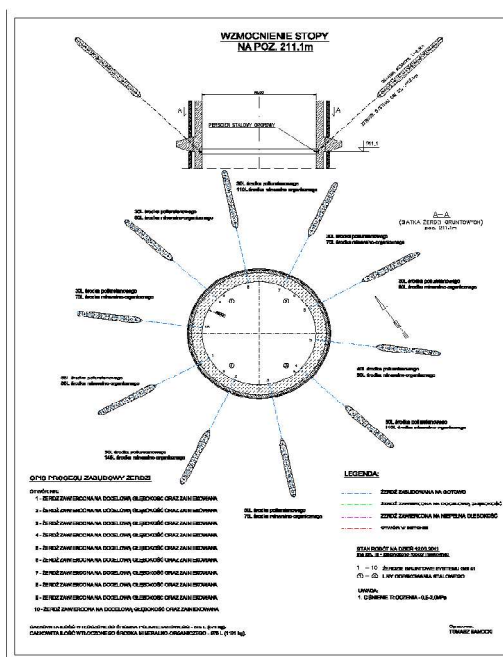
2.3. PGG Sp. z o.o. KWK „Rydułtowy-Anna”

W kopalni „Rydułtowy - Anna”, w okresie od 2013 – 2017r., został pogłębiony szyb „Leon IV” od głębokości 1076,2m do 1210,7m. Na czas wykonywania robót, odcinek pogłębiany szybu został zabezpieczony i oddzielony od wyżej pracującego górniczego wyciągu szybowego innowacyjną konstrukcją sztucznego dna szybu. Pomiędzy poziomami 1010,24m i 1027,04m zabudowano urządzenia, stanowiące oryginalną ruchomą konstrukcję, przesuwaną się ok. 10m w dół pod wpływem spadającej masy z siłami oporu tzw. ruchomych płyt zaciskowych.

Nad tą konstrukcją wykonano odpowiednią warstwę – strefę zgniotu. Dla zabezpieczenia wyciągu pomocniczego zabudowano pod poz. 1076m konstrukcję sztywną, nieruchomą, ze strefą zgniotu. Obie konstrukcje zabezpieczające połączono pionową przegrodą, oddzielającą od siebie oba wyciągi.

Innowacyjna konstrukcja zabezpieczająca wyciąg klatkowy została tak zaprojektowana, aby wyhamować energię spadającego z wysokości 960m przedmiotu o masie do 20 ton. W tym celu zdecydowano o budowie konstrukcji, w której zabudowano płyty zaciskowe. Część konstrukcji, która wychwytywałaby spadający obiekt jest umieszczona na odpowiednio dobranym układzie płyt zaciskowych, które mogą wykonywać ruch względem zamocowanych do obudowy szybu listew.

Wychwyty spadającego obiektu składa się z dwóch faz. W pierwszej nastąpi wychwyty obiektu poprzez podkład zamocowany na płytach i składający się z konstrukcji nośnej w postaci kratownicy oraz umieszczonej na niej strefie zgniotu, która w wyniku odkształceń wyhamuje spadający obiekt rozpraszając część jego energii. W tej strefie nastąpi również rozłożenie obciążeń spadającego obiektu prawie równomiernie na część nośną.



Rys. 6 Wzmocnienie posadowienia stopy szybowe [2]



Rys. 7. Panele żelbetowe [2]



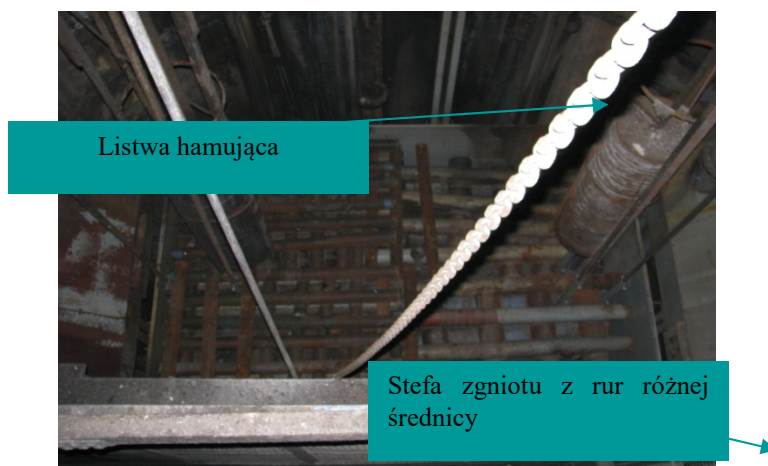
Rys. 8. Panele stalowe [2]

Druga część fazy rozpocznie się, gdy spadający obiekt i część ruchoma konstrukcji osiągną taką samą prędkość poruszając się aż do chwili zatrzymania układu i całkowitego rozproszenia energii.

2.4. Lubelski Węgiel „BOGDANKA” S.A.

W Lubelskim Węglu „BOGDANKA” w Polu Nadrybie w latach 2003 – 2004

pogłębiono szyb 1.4. o średnicy 7,5m, od głębokości 963,6m do głębokości 995,82m. Po rozpoczęciu pogłębiania szybu przystąpiono w pierwszej kolejności do wykonania wlotu dwustronnego na poz. 960m. Korzystając z doświadczeń wykonywania wlotów na poz. 960 w szybie 1.2 oraz na poz. 864 w szybie 1.4, gdzie wskutek dużych ciśnień górotworu oraz dobranej konstrukcji obudowy znacznym uszkodzeniom uległy żelbetowe wloty szybowe, wykonano projekt wlotu dwustronnego w obudowie stalowej w oparciu o dokumentacje wykonane przez Ośrodek Badawczo – Rozwojowy Budownictwa Górniczego „BUDOKOP” w Mysłowicach.

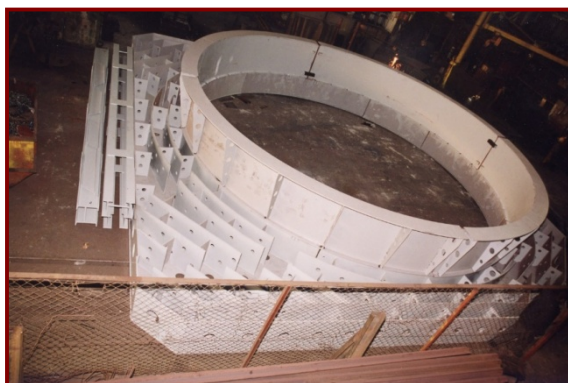


Rys. 9. Konstrukcja zabezpieczająca z widoczną strefą zgniotu i listwami hamującymi[2]

W części szybowej wlotu jako strukturę nośną zastosowano konstrukcję szkieletową, a w części poziomej wlotów podatną obudowę łukową. Konstrukcja szkieletowa wykonana jest z blach stalowych o grubościach 16, 20 i 28mm i składa się: z dwóch pierścieni stalowo-żelbetowych o dużej sztywności (górnego i dolnego), z dwóch stalowych ram wlotowych usytuowanych w płaszczyźnie przenikania szybu z wyrobiskami poziomymi i stalowych żeber ociosowych.

Po zmontowaniu całej konstrukcji szkieletowej obudowy wlotu do zewnętrznych jej części przyspawano blachy stalowe o gr. 3 – 5mm, które spełniały rolę blach szalunkowych, a następnie przestrzeń między ociosem a blachami wypełniono betonem. Całość konstrukcji szkieletu nośnego obudowy wlotów jest dylatowana w poziomie od rury szybowej wkładkami upodatniającymi, powyżej górnego i poniżej dolnego pierścienia stalowo – żelbetowego.

Obudowę kołową podatną poziomych odcinków wlotów zaprojektowano z podwójnych łuków V36 w rozstawie naprzemiennym co 60 cm powiązanych za pomocą strzemion z poziomymi podciągami z kształtowników V29 usytuowanymi stycznie do wewnętrznych i zewnętrznych łuków V-36.



Rys.10. Stalowy górny pierścień dwustronnego wlotu szybowego na poz. 960 w szybie 1.4 – próbny montaż [3]



Rys.11. Stalowy dolny pierścień z częściowo zmontowanymi żebrami ociosowymi dwustronnego wlotu szybowego na poz. 960 w szybie 1.4 – próbny montaż [3]

Do łączenia elementów łukowych zastosowano typowe zamki SD-36. Na zewnątrz łuków założono blachę o grubości 3-5 mm za którą wolną przestrzeń pomiędzy obudową podatną a ociosem wypełniono betonem.

3. Problemy i nowoczesne rozwiązania technologiczne przy głębieniu szybów w górnictwie rudnym.

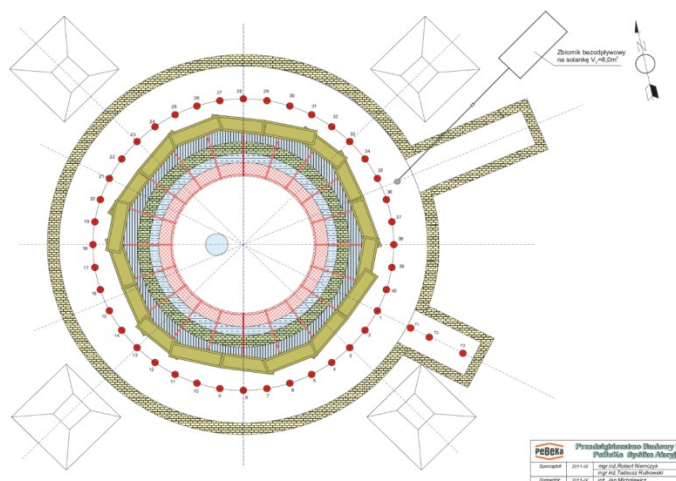
W KGHM S.A. Oddział ZG Polkowice – Sierszowice w okresie od 2005 – 2013r. wykonano szyb SW-4 o średnicy 7,5m do głębokości 1216m. Zastosowane przy budowie szybu SW-4 technologie głębienia były technologiami dostosowanymi do specyficznych dla złoża miedziowego warunków geologiczno-hydrogeologicznych.

W trakcie głębienia szybu SW-4 wykorzystano agregaty mrożeniowe do wykonania otworów mrożeniowych o głębokości 655m. Zamrażanie górotworu zrealizowano przy zastosowaniu zróżnicowanej głębokości otworów mrożeniowych, odwierconych do głębokości 430m (otwory krótkie) oraz do 655m (otwory długie). Otwory mrożeniowe zlokalizowano na kręgu o średnicy 16m, zaś otwory kontrolno-pomiarowe

zlokalizowano poza kręgiem mroźeniowym. Proces mrożenia rozpoczęto dnia 10.10.2007r. i trwał 30,3 miesiąca.

Zastosowane przy głąbieniu szybu SW-4 technologie uzależnione były od uwarunkowań związanych z przygotowaniem górotworu do głąbienia, rodzajem i stopniem zawodnienia górotworu oraz typem stosowanej obudowy. W górotworze zawodnionym, poddanym mrożeniu (utwory kenozoiczne oraz środkowy pstry piaskowiec) jako obudowę szybu zastosowano obudowę tubingową z koszulką betonową, zaś poniżej (dolny pstry piaskowiec, cechsztyń oraz czerwony spągowiec) beton monolityczny, żelbet lub beton z drenażem wód na odcinkach zawodnionych. Tam gdzie w profilu występuje warstwa soli kamiennej zastosowano nowatorską obudowę powłokową, wzmocnioną stalową kołową obudowę podatną.

Jako powłokę zabezpieczającą ocios solny przed oddziaływaniem atmosfery panującej w funkcjonującym szybie wybrano aplikowany natryskowo system składający się z poliuretanowego podkładu (warstwa o grubości ~2 mm), siatki opinkowej (opinki zabezpieczającej) z tworzywa sztucznego oraz właściwej membrany zabezpieczającej ocios (warstwa o grubości ~5 mm).



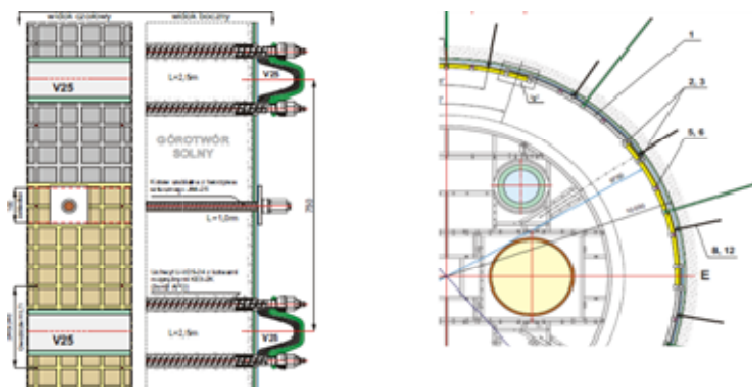
Rys.12. Krąg otworów mroźeniowych[4]

Siatkę do systemu wprowadzono z konieczności wzmocnienia systemu, na wypadek powstawania na ociosie solnym luźnych nawisów solnych spowodowanych np. plastyczną deformacją masywu solnego. Siatka o szerokości 1,6m i długości 32m (cały obwód szybu dla średnicy 10m), stabilizowana na ociosie szybu gwoździami, zapewniając tym samym jej dobre przyleganie do ociosu. Ze względu na to, że system membrany jest dociśnięty łukami obudowy stalowej podatnej (co 0,75m) do mocowania systemu w ociosie szybu zastosowano wklejane kotwie urabialne, w liczbie 16 szt. co 2m na obwodzie szybu w podziałce pionowej 1,5m, z tworzywa sztucznego i z racji niekorzystnych warunków ich pracy w masywie solnym, wynikających z procesów deformacyjnych tam zachodzących zminimalizowano ich długość do 1,0m. Z uwagi na spodziewane, deformacje plastyczne ociosu solnego, których konsekwencją może być osłabienie strukturalne masywu solnego, jak również wysoce prawdopodobne zjawisko odspajania się skał w strefach przerostów anhydrytowych oraz anhydrytowo-łlastych wprowadzono zabezpieczenia ociosów solnych szybu obudową wspomagającą pracę obudowy powłokowej, której zadaniem jest przejmowanie procesu reologicznego

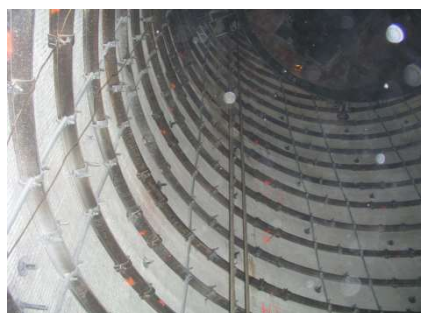
pełzania masywu solnego, gwarantując jednocześnie w całym zakresie założonej podatności określoną podporność. Dzięki temu obudowa ta, poddając się procesowi reologii masywu solnego zachowuje założoną podporność, chroniąc tym samym wyrobisko szybowe przed skutkami plastycznych odkształceń ociosu solnego.

Jako obudowę podatną wybrano obudowę stalową kołową, wykonaną z kształtownika V. Pojedyncze odrzwia stalowej obudowy kołowej, podatnej, dostosowane do nominalnej średnicy wyłomu wynoszącej około 10m składa się z następujących elementów: 10-ciu łuków z kształtownika V, 10-ciu strzemion dwujarzmowych górnych, 10-ciu strzemion dwujarzmowych dolnych, 20-tu rozpór rurowych, 10-ciu uchwytów do zakotwienia łuków V, 20 kotew rozprężnych.

W procesie głębienia szybu SW-4 zastosowano oprócz urabiania górotworu za pomocą materiału wybuchowego technologii – urabianie górotworu za pomocą kombajnu szybowego KDS-2, przeznaczonego do drażenia pionowych szybów górniczych o średnicy w świetle obudowy 7,5m, wykonywanych w zamrożonym górotworze o twardości skał do 35MPa. Zamrożony górotwór urabiano pojedynczym organem frezującym (bęben) przemieszczanym w płaszczyznach poziomej i pionowej przy pomocy mechanizmów hydraulicznych.



Rys.13. Schemat obudowy powłokowej w warstwie soli kamiennej[4].



Rys. 14. Widok obudowy szybowej w warstwie soli kamiennej[4]

W okresie głębienia szybu w obudowie tubingowej pierścień nośny kombajnu podwieszano na linach nośnych, rozpięto o ociosy szybu siłownikami hydraulicznymi, w okresach urabiania był przykręcony śrubami do segmentów poprzednio zabudowanego pierścienia tubingowego.



Rys.15 Kombajn szybowy KDS-2[4]

4. Podsumowanie.

Podstawowym celem głębenia i pogłębiania szybów w Polsce w latach 2000 – 2017 jest udostępnienie nowych partii złóż oraz eliminowanie eksploatacji podziemnej, która wiąże się z wieloma zagrożeniami naturalnymi. W Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. w KWK „Budryk”, ukończono pogłębianie szybu „VI”, który udostępnia najgłębszy poziom wydobywczy w Polsce – 1290m. W KWK „Borynia – Zofiówka - Jastrzębie” ukończono głębenie szybu „1 Bzie” do głębokości 1164,0m, trwa pogłębianie do głębokości 1104,68m szybu „II z”.

W Polskiej Grupie Górniczej Sp. z o.o. KWK ROW Ruch Rydułtowy pogłębeno szyb „Leon IV” do głębokości 1210,7m. Pogłębiany jest szyb „8” w KWK ROW Ruch Jankowice do głębokości 1103,7m. W „TAURON Wydobywie” w ZG „Janina” pogłębeno szyb „Janina VI” do głębokości 822,5m. W KWK Bogdanka – Lubelski Węgiel pogłębeno szyb „1.4” do głębokości 995,82m i szyb „2.1” do głębokości 1097,74m.

W tym samym okresie w KGHM Polska Miedź S.A. zrealizowano 2 inwestycje: w ZG Rudna wykonano szyb „R-XI” o głębokości 1241,7m, w ZG „Polkowice-Sieroszowice” szyb „SW-4” o głębokości 1216m. Aktualnie prowadzone są prace przy trzeciej inwestycji - głębeniu szybu GG-1 do głębokości 1340,7m. Wykonanie ściany szczelinowej przy głębeniu szybu „1 Bzie” na odcinku pierwszych 30 metrów szybu pozwoliło na szybkie i bezpieczne przejście przez luźne i zawodnione warstwy górotworu bez wykonywania wykopu pod głowicę szybową. Niedostateczne rozpoznanie warunków hydrogeologicznych spowodowało, że w trakcie głębenia zastosowano jako obudowę wstępną panele betonowe o wyjątkowej wytrzymałości oraz innowacyjne opatentowane spawane panele stalowe. Wykonanie około 700 metrowego odcinka obudowy szybowej z zastosowaniem tego typu obudowy wstępnej stanowi pierwszy przykład zastosowania takiej technologii na tak długim odcinku w polskim górnictwie. Dla potrzeb pogłębiania szybu „Leon IV” zastosowano nowatorskie rozwiązanie sztucznego dna podnoszące poziom bezpieczeństwa przy realizacji inwestycji.

Obudowa zespolona zastosowana przy przechodzeniu uskoku Chudeckiego w szybie VI KWK Budryk pozwoli utrzymywać wyrobisko w stanie zapewniającym bezpieczeństwo ruchu zakładu górniczego i jego pracowników.

Konstrukcja wlotu dwustronnego w obudowie stalowej szybu „1.4” w KWK Bogdanka – jest przykładem systemowego podejścia do projektowania

niestandardowych rozwiązań w budownictwie szybowym w oparciu o doświadczenia przy wykonywaniu wlotów w innych szybach zakładu.

W szybie SW-4 na odcinku gdzie występuje warstwa soli kamiennej, z uwagi na spodziewane, deformacje plastyczne ociosu solnego, których konsekwencją może być osłabienie strukturalne masywu solnego, zaprojektowano obudowę powłokową, wzmocnioną stalową, kołową, obudową podatną. Obudowa taka, poddając się procesowi reologii masywu solnego zachowuje założoną podporność, chroniąc tym samym wyrobisko szybowe przed skutkami plastycznych odkształceń ociosu solnego. Przytoczone powyżej przykłady zastosowanych rozwiązań pokazują jak całe zadanie inwestycyjne, głębenia lub pogłębiania szybu, jest niezwykle szerokie i obejmuje zarówno etap projektowania i przygotowania niezbędnej dokumentacji, jak również wykonawstwo robót w szybie oraz koordynację i nadzór nad prowadzonymi robotami.

5. Literatura:

1. Dokumentacja archiwalna z SUG w Katowicach.
2. Dokumentacja archiwalna z PPG „ROW – JAS” Sp. z o.o. w Jastrzębiu Zdroju.
3. Dokumentacja archiwalna z KOPEX – PBSz S.A. w Bytomiu.
4. Dokumentacja archiwalna z LW S.A. KWK „Bogdanka” w Bogdance.
5. Dokumentacja archiwalna z Przedsiębiorstwa Budowy Kopalń PeBeKa S.A. Grupa KGHM.

ZAKŁAD WYROBÓW METALOWYCH



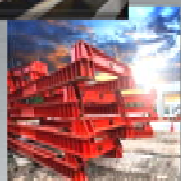
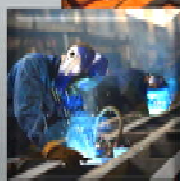
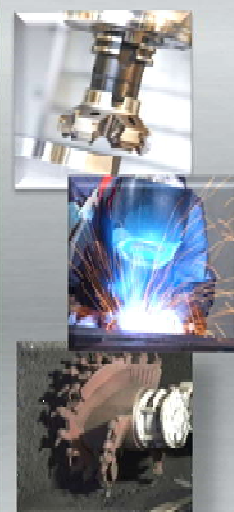
WWW.ZWMCARBONEX.PL

SIEDZIBA FIRMY

Zakład Wyrobów Metalowych **CARBONEX** jest polskim producentem i dostawcą górniczych narzędzi urabiających od 1994 roku. Nasz asortyment skierowany jest głównie do kopalń węgla kamiennego, brunatnego oraz rudy miedzi.

Szeroki zakres oferowanych wyrobów obejmuje między innymi: *noże hambajnowe, tuleje nożowe, uchwyty nożowe, łożyska wiertnicze, raczki wiertnicze, koronki, łączniki, osprzęt pomocniczy, narzędzia indywidualne.*

44-336 Jastrzębie-Zdrój
ul. Poczesńska 420
tel.: +48 32 471 89 92
+48 32 478 10 00
fax.: +48 32 417 26 49
sekretariat@zwmcarbonex.pl



KONSTRUKCJE STALOWE

Wydział Konstrukcji Stalowych powstał w roku 2007. Specjalizuje się on przede wszystkim w wytwarzaniu elementów konstrukcji i wyposażenia platform wiertniczych, w tym dźwignów.

Ponadto wykonuje elementy, podzespoły oraz wyroby finalne ze stali czarnej dla różnych gałęzi przemysłu. Oddział świadczy wszelkiego rodzaju usługi spawalnicze, począwszy od drobnych usług, aż do dużych projektów spawalniczych dla klientów krajowych i zagranicznych.

46-040 Ozimek
ul. Dworcowa 10e
tel.: +48 77 402 63 02
fax.: +48 77 465 22 19
ozimek@zwmcarbonex.pl

Koczwara Józef
Okręgowy Urząd Górniczy, Specjalistyczny Urząd Górniczy w Katowicach

WYBUCH METANU ZAISTNIAŁY W DNIU 27.07.2016 R. W KHW S.A. KWK „MURCKI – STASZIC” W KATOWICACH. WYPADEK ŚMIERTELNY I KATASTROFA BUDOWLANA

STRESZCZENIE

Szyb wentylacyjny „Zygmunt”, KWK „Murcki – Staszic” w Katowicach posiada średnicę 7,5 m, głębokość 617 m oraz podszybia na poziomach 326 m, 411 m i 562 m, służył do odprowadzania powietrza w ilości 8000 m³/min., między innymi z wyrobisk w polu „S” KWK „Murcki-Staszic” i wyrobisk w partii „F” SRK S.A. Oddział w Katowicach KWK „Boże Dary”. Wyrobiska odprowadzające powietrze z partii „F” do szybu „Zygmunt” oraz ten szyb objęte były granicami pola IV kategorii zagrożenia metanowego, zaliczone zostały do klasy A zagrożenia wybuchem pyłu węglowego oraz pomieszczeń ze stopniem „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu. W wyrobiskach tych nie było zabudowanych czujników metanometrii automatycznej, natomiast pomiar zawartości metanu w szybie „Zygmunt” prowadzono dwoma rejestrująco-wyłączającymi czujnikami metanometrii automatycznej typu MM o pomiarze ciągłym i progach alarmowych: 0,75% - zabudowanym poniżej kanału wentylatora głównego, 1% - zabudowanym co najmniej 10 m poniżej poziomu 411 m oraz metanomierzem rejestrującym typu MM o progu alarmowym 0,75% zabudowanym w objęździe szybu Zygmunt na poziomie 326m. Ponadto prowadzono obserwacje stężenia tlenu węgla za pomocą: czujnika typu MCO o progu alarmowym 26 ppm, zabudowanym w objęździe szybu Zygmunt na poziomie 326m, czujnika typu DCO o progu alarmowym 26 ppm, zabudowanym na podszybiu szybu Zygmunt na poz. 411 m oraz obserwację prędkości przepływu powietrza anemometrem rejestrującym zabudowanym w objęździe szybu Zygmunt na poziomie 326 m.

W latach 2012÷2015 w partii „F”, pokład 364/1-2 wyeksploatowano cztery ściany o nr: 62, 62a, 64 i 65. Eksploatację ściany 64 zakończono w IV kw. 2013 r., zaś ściany 65 w III kw. 2015 r. i następnie ściany te zostały otamowane. Rejon ścian 64 i 65 przewietrzany był prądem powietrza z KWK „Murcki-Staszic”. W pochylni T-03 zabudowana była śluza wentylacyjna, której otwarcie tam powodowało znaczące obniżenie możliwości skutecznego przewietrzania chodnika F-1103, w rejonie którego zabudowane były tamy izolujące ściany 65 i 64. Od dnia 1.10.2015 r. rejon tych ścian, w związku z likwidacją oznaczonej części KWK „Murcki-Staszic”, został przekazany do SRK S.A. w Bytomiu Oddział w Katowicach KWK „Boże Dary”.

W dniu 27.07.2016 r. o godz. 10⁵⁶ w szybie „Zygmunt” stężenie metanu osiągnęło wartość 0,7% (próg ostrzegawczy), a minutę później przekroczyło próg alarmowy o wartości 0,75%, co spowodowało wyłączenie pól rozdzielni R-3, zasilającej kable

w tym szybie. W ciągu następnych kilku minut nastąpił dalszy wzrost stężenia metanu, a o godzinie godz. 11⁰¹ doszło do jego wybuchu. W chwili wybuchu stężenie metanu osiągnęło wartość 4,8%. Nastąpiła awaria górniczego wyciągu szybowego w wyniku gwałtownego przemieszczenia i unieruchomienie naczyń wyciągowych w wieży szybowej i w rzepiu szybu oraz awaryjne wyłączenie wentylatora nr 2 stacji wentylatorów głównych a ponadto wystąpiła katastrofa budowlana w wyniku której została zerwana część dachu budynku nadszybia oraz wystąpiły uszkodzenia: wieży wyciągowej, budynku maszyny wyciągowej szybu i obiektów budowlanych stacji wentylatorów głównych.

W związku z zaistniałym wybuchem i brakiem kontaktu z jednym pracownikiem oddziału szybowego, zatrudnionym na stanowisku sygnalisty szybowego na poziomie 411 m szybu „Zygmunt”, o godzinie 11⁴⁹, kierownik ruchu zakładu górniczego KWK „Murcki-Staszic” rozpoczął prowadzenie akcji ratowniczej, polegającej na penetracji wyrobisk na poz. 411 m oraz poszukiwaniu zaginionego pracownika. Około godziny 18³⁰ zastęp ratowniczy odnalazł zaginionego pracownika, w rejonie podszybia szybu „Zygmunt” na poz. 411 m. a lekarz o godz. 19¹⁵ stwierdził jego zgon.

Nadzór nad prowadzeniem akcji ratowniczej prowadził Okręgowy Urząd w Katowicach przy współdziałaniu Specjalistycznego Urzędu Górniczego i Wyższego Urzędu Górniczego.

Dyrektor Specjalistycznego Urzędu Górniczego powołał komisję dla zbadania przyczyn i okoliczności katastrofy budowlanej, w wyniku której zniszczeniu i uszkodzeniu uległy elementy konstrukcyjne budynku nadszybia (m. in. zerwanie części dachu) oraz uszkodzenia: wieży wyciągowej, budynku maszyny wyciągowej szybu i obiektów budowlanych stacji wentylatorów głównych szybu „Zygmunt”.

Ustalono, że metan o niebezpiecznych stężeniach wybuchowych powodujących powstanie wybuchowej mieszaniny metanowo-powietrznej, w wyrobiskach odprowadzających powietrze do szybu „Zygmunt” na poziomie 411 m i w tym szybie, pochodził z nieszczelnie otamowanych zrobów ścian 65 i 64. **Przyczyną wypadku śmiertelnego** było dynamiczne oddziaływanie fali uderzeniowej wybuchu metanu oraz jego skutków na pracownika zatrudnionego w rejonie podszybia szybu „Zygmunt” na poz. 411 m.

Korski Jacek
FAMUR S.A. Katowice

FREZOWANIE W GÓRNICTWIE ODKRYWKOWYM – UJĘCIE PROCESOWE.

SURFACE MINERS IN SURFACE MINING – PROCESS ANALYSIS

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono porównanie operacji procesowych w odkrywkowych kopalniach kopalnin miękkich (w tym węgla kamiennego) z zastosowaniem maszyn frezujących spąg z uważanymi z klasyczne odkrywkowymi systemami wydobycia metodą odkrywkową.

ABSTRACT

In article is described comparison between conventional surface mining (with drilling and blasting) and floor milling cutter machine in operational area. This comparison is showing advantages and disadvantages of Surface Miner is existing restriction.

1. Wprowadzenie

Frezowanie powierzchniowe maszynami urabiającymi jako metoda urabiania miękkich, poziomo zalegających kopalnin zapoczątkowana została prawdopodobnie w procesie urabiania torfu w byłym ZSRR.

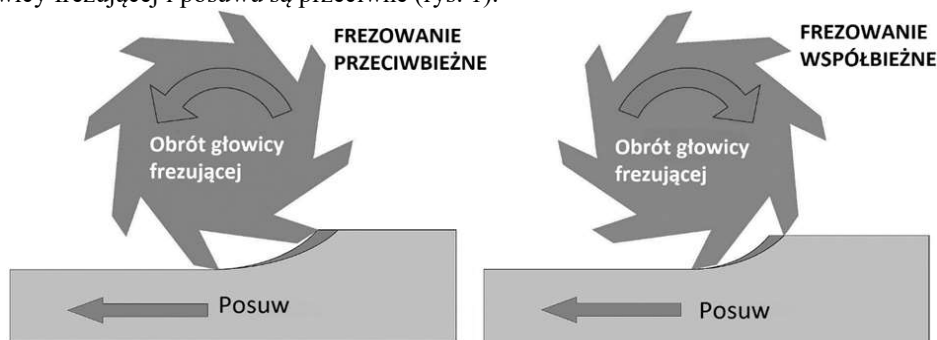
W górnictwie technologia frezowania jako metoda mechanicznego urabiania skał czyli odrywania skały od calizny jest stosowana od dawna [11]. W odróżnieniu od procesów produkcyjnych w procesach wybierkowych celem frezowania nie jest nadanie kształtu i wymiarów obrabianemu przedmiotowi, ale pozyskiwanie „wiórów” czyli urobku. Pierwszą maszyną urabiającą węgiel kamienny metodą frezowania zastosowano w USA podziemnej kopalni węgla kamiennego w 1940. W systemach ścianowych do urabiania węgla kamiennego zastosowano krótko po II Wojnie światowej pierwsze frezujące kombajny ścianowe. W górnictwie odkrywkowym wcześniej pojawiły się koparki wieloczerpakowe (z kołem czerpakowym lub łańcuchem wieloczerpakowym). Maszyną frezującą spąg zastosowano krótko po II Wojnie Światowej także w byłym ZSRR do eksploatacji torfu. W 1983 roku zastosowano w RPA maszyną frezującą spąg w odkrywkowej kopalni wapienia. Dedykowaną do wydobywania kopaliny metodą frezowania powierzchniowego maszyną nazwano *Surface Miner* i nazwa ta stała się jednocześnie nazwą tej metody wybierania [5]. Od lat 90-tych XX wieku rozpoczęło się szerokie stosowanie maszyn frezujących w odkrywkowym górnictwie Indii [3,6]. Współcześnie w odkrywkowych kopalniach poziomo zalegających złóż osadowych

(węgiel kamienny, wapień, rudy żelaza itp.) całego świata stosuje się setki tego typu maszyn (wskazuje się, że tylko w indyjskich kopalniach węgla kamiennego stosuje się ponad 100 maszyn typu *Surface Miner*).

Znacznie później rozpoczęto stosowanie maszyn frezujących powierzchniowo do wydobycia węgla kamiennego, wapieni, kredy oraz niektórych rud metali [1,14,]. Podejmowano też próby stosowania takich maszyn do eksploatacji łupków bitumicznych w Estonii

Frezowanie to jedna z metod obróbki ubytkowej, a ściślej obróbki skrawaniem[9,10,]. W procesach produkcyjnych obróbka ubytkowa polega na usunięciu nadmiaru materiału w postaci wiórów, a podstawowym celem tego działania jest nadanie obrabianemu przedmiotowi założonego kształtu. Powstające wióry są niepożądanymi odpadami procesu. Frezowanie jest jedną z metod obróbki skrawaniem polegającą na oddzieleniu warstwy materiału obracającym się narzędziem frezem lub głowicą frezarską z wieloma ostrzami. Ostrza frezu obracając się zagłębiają się w materiał powodując odcinanie wiórów w czasie przesuwania się obrabianego materiału lub głowicy frezarskiej wzdłuż obrabianego materiału.

W zależności od kierunku obrotu frezu lub głowicy frezującej i kierunku przesuwania się głowicy lub materiału rozróżnia się frezowanie współbieżne (kierunek obrotu głowicy frezującej i posuwu są zgodne) i przeciwbieżne (kierunek obrotu głowicy frezującej i posuwu są przeciwne (rys. 1).



Rys. 1. Frezowanie przeciwbieżne i współbieżne..

Rozpowszechnienie technologii *Surface Miner* w indyjskim górnictwie, nie tylko węglowym, wynikało pierwotnie z dążenia do wyeliminowania urabiania materiałami wybuchowymi w kopalniach odkrywkowych. Stosowanie coraz większych ilości materiałów wybuchowych w jednym cyklu urabiania (nawet do 48Mg) powodowało liczne protesty ludności mieszkającej w pobliżu kopalń wskutek występujących wstrząsów i dużych obłoków gazów postrzałowych [7]. Stosowanie konwencjonalnych odkrywkowych metod wybierania węgla kamiennego z zastosowaniem materiałów wybuchowych nadal jest postrzegane w Indiach jako jedna z przyczyn występowania pożarów w pokładzie.

Konsekwentne wdrażanie maszyn typu *Surface Miner* w indyjskich kopalniach odkrywkowych pozwoliło na doskonalenie tej technologii wybierania [1, 14] oraz spowodowało podjęcie produkcji tego typu maszyn w Indiach. Rozpowszechnienie technologii spowodowało rozwój maszyn typu *Surface Miner* i stopniowe rozszerzanie zakresu stosowania do coraz trudniej urabialnych skał. W miarę rozwoju technologii ujawniały się także nowe zalety *Surface Minera* skutkujące ograniczeniem lub wyeliminowaniem różnych czynności lub operacji niezbędnych w dotychczasowych

metodach konwencjonalnego górnictwa odkrywkowego (z użyciem materiałów wybuchowych).

Możliwość regulacji głębokości urabiania – frezowania powierzchniowego pozwala także na selektywne wybieranie zanieczyszczonych przerostami innego materiału poziomo zalegających złóż osadowych i w pewnych przypadkach wyeliminowanie procesów wzbogacania [6] (rys.2).

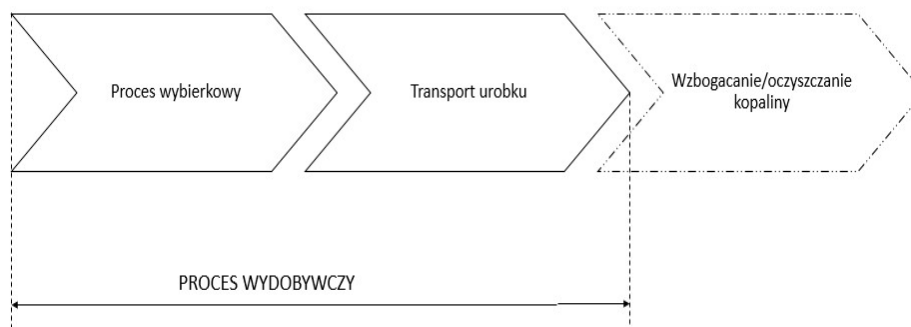


Rys. 2. Idea urabiania selektywnego urabiania niejednorodnego pokładu maszyną typu *Surface Miner*.

Pewnego rodzaju miarą efektywności technologii *Surface Miner* jest fakt, że na koniec 2011 roku w światowym górnictwie odkrywkowym pracowało co najmniej 379 maszyn frezujących wydobywających zarówno kopaliny łatwo- i trudno-urabialne (od gipsu i soli przez węgiel kamienny po granit czy kimberlit).

2. Procesy operacyjne w kopalni odkrywkowej

Pojęcie procesu i podejście procesowe w organizacjach przemysłowych jest coraz bardziej powszechne. Upowszechnianie się takiego podejścia jest konsekwencją rosnącej konkurencji i poszukiwania sposobów poprawy efektywności w działalności gospodarczej.

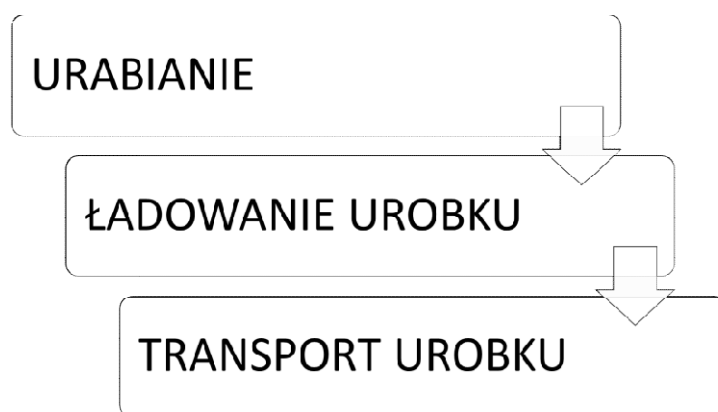


Rys. 3. Proces podstawowy w zakładzie górniczym (operacje wzbogacania/oczyszczania kopaliny mogą nie być realizowane).

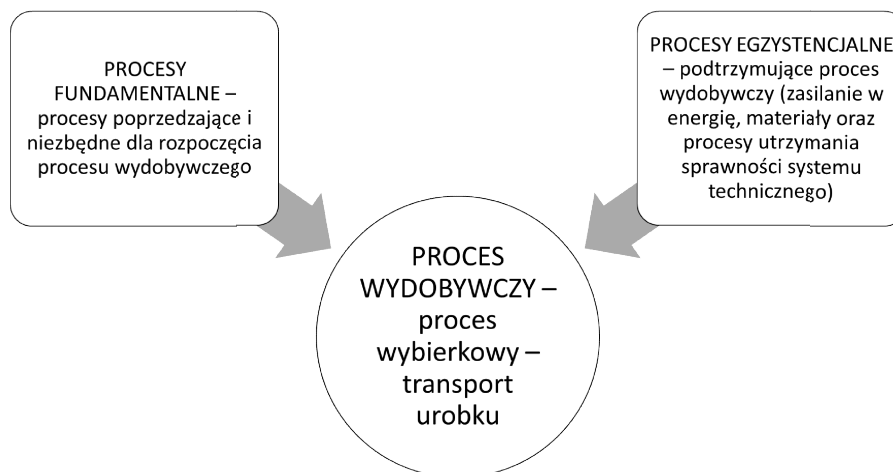
Proces jest definiowany w sposób ogólny jako przebieg następujących po sobie, powiązanych przyczynowo, określonych zmian stanowiących kolejne stadia, fazy, etapy rozwoju czegoś; przebieg, rozwijanie się, przeobrażanie czegoś[13]. Na potrzeby

procesów w przedsiębiorstwie jedna z wielu definicji mówi, że: **Proces** jest ciągiem logicznie powiązanych działań mających na celu wytworzenie pewnego wyniku lub zmianę stanu pewnego obiektu ze stanu zastanego na pożądaną stan końcowy [4]. Choć bardzo często utożsamia się procesy wydobywcze z procesami produkcyjnymi to należy zwrócić uwagę, że proces wydobywczy nie obejmuje procesu wytwarzania oraz procesu badań i rozwoju wyniku (produktu) procesu wydobywczego [8]. W swojej istocie proces wydobywczy jako proces podstawowy (dostarczający przedsiębiorstwu wartości dodanej) dostarcza klientowi – odbiorcy wyniku użyteczności miejsca i czasu zamiast użyteczności kształtu (postaci) powstającego w procesach produkcyjnych.

Proces wybierkowy obejmuje zawsze trzy podstawowe operacje pokazane na rys. 4.



Rys. 4. System procesów w kopalni w ujęciu ogólnym wg podstawowych grup funkcjonalnych.



Rys. 5. System procesów w kopalni w ujęciu ogólnym wg podstawowych grup funkcjonalnych.

Niezależnie od metody i systemu wydobycia kopaliny w każdej kopalni realizowany jest złożony system procesów – obok podstawowego procesu wydobywczego realizowana jest sieć procesów umożliwiających i warunkujących rozpoczęcie lub obsługujących realizację tego procesu wydobywczego.

Procesy fundamentalne to procesy i operacje poprzedzające rozpoczęcie procesu podstawowego – wydobycia kopaliny i obejmują działania od rozpoznania przez projektowanie eksploatacji, a następnie udostępnienie złoża do eksploatacji i jego przygotowanie do wydobycia w wybranym systemie.

Procesy egzystencjalne warunkują realizację procesu wydobywczego z oczekiwaną wydajnością przez zapewnienie sprawnego zasilania w media, energię, materiały i informacje oraz procesy utrzymania gotowości technicznej systemu technicznego (maintenance).

3. Geneza i rodzaje maszyn frezujących powierzchniowo typu *Surface Miner*

Występują trzy podstawowe grupy rozwiązań maszyn typu *Surface Miner*, z których tylko jedna gałąź była od początku konstrukcyjnie dedykowana jako maszyna górnicza. Inne rozwiązania są adaptacją maszyn stosowanych wcześniej w budownictwie drogowym lub maszyn przeznaczonych do wykonywania wykopów. Te ostatnie wywodzą się z wojskowych maszyn inżynieryjnych przeznaczonych do szybkiego wykonywania okopów (rys.3).



Rys. 6. Maszyna inżynieryjna do kopania okopów z tylnym kołem wieloczerpakowym typu MDK-2 jako protoplasta jednej z odmian *Surface Miner*.

Istnienie jakiegoś urządzenia jest często przesłanką do rozszerzenia obszaru jego zastosowań. Bardzo podobne urządzenia zastosowano w inżynierii lądowej do wykonywania wykopów dla układania rurociągów i kabli, z których wywodzą się maszyny typu *Surface Miner* z tylnym organem frezującym (m.in. firm Tesmec, Trencor i Vermeer). Podstawowe różnice między maszynami tych producentów polegają na sposobie frezowania (współbieżne Trencor i Tesmec, przeciwbieżnie

Vermeer). Inną różnicę stanowi sposób przeniesienia mocy na frezujący organ urabiający- stosuje się przeniesienie mocy za pomocą przekładni mechanicznej lub za pomocą wielorzędowego łańcucha wrębowego (rys. 4).

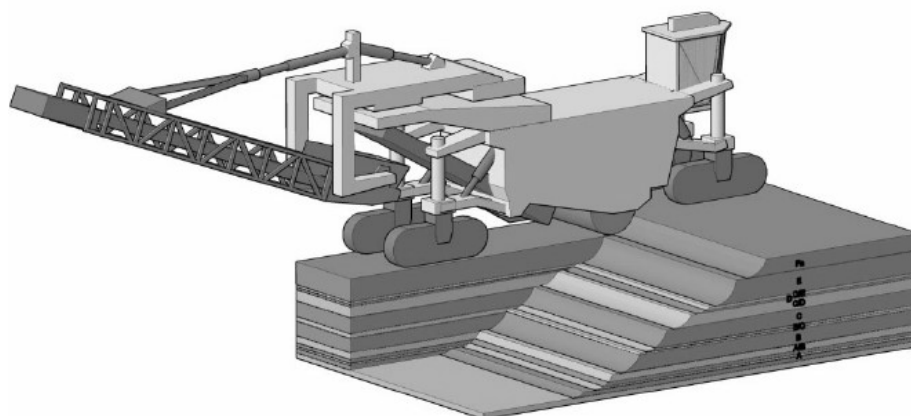


Rys. 7. Maszyny typu *Surface Miner* z tylnym organem frezującym i przeniesieniem mocy za pomocą łańcucha wrębowego (a) i przekładni mechanicznej (b).

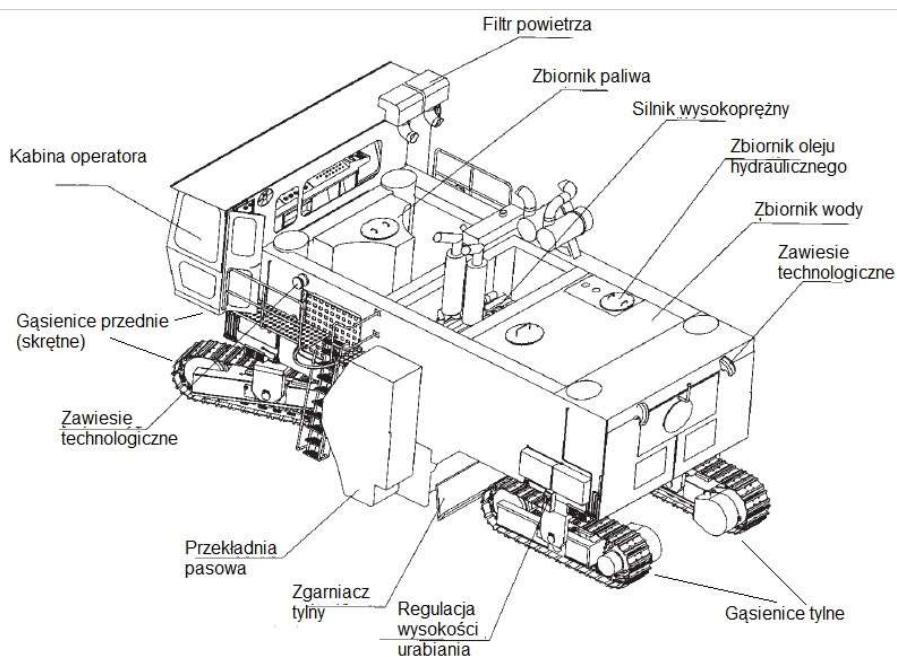
Jednym z najpoważniejszych problemów w górnictwie odkrywkowym jest emisja pyłów w czasie wszystkich realizowanych w kopalniach operacji. Częściowym rozwiązaniem problemu jest budowanie obwałowań ze zdejmowanego humusu lub nadkładu, lecz nie eliminuje to uciążliwości zapylenia w samej odkrywce. Zastosowanie maszyn typu *Surface Miner*, zwłaszcza opisanych poniżej pozwala na skuteczną kontrolę zapylenia.

Najbardziej rozpowszechnione, zwłaszcza w górnictwie kopalni miękkich są maszyny typu *Surface Miner* z frezującym umieszczonym centralnie pomiędzy przednim i tylnym podwoziem maszyny. Ta grupa maszyn górniczych wywodzi się ze stosowanych w budownictwie drogowym frezarek do nawierzchni dróg. Pierwsze maszyny były prostą adaptacją maszyn drogowych, a zachowaną do dziś zaletą była

możliwość odtransportowywania urobionego materiału na zewnątrz maszyny lub bezpośredni załadunek na pojazdy transportowe.



Rys. 8. Surface Miner z centralnie umieszczonym organem frezującym oraz wyposażony w integralny przenośnik taśmowy. Istnieje możliwość regulacji głębokości urabiania (urabianie selektywne) przez regulację wysokości podwozia.



Rys. 9. Podstawowe elementy maszyny urabiającej typu Surface Miner z centralnym organem urabiającym (opracowano w oparciu o maszynę KSM 304 firmy Larsen & Toubro bez systemu ładowania i odstawy urobku).

Maszyny tego typu cechują się wysoką autonomicznością działania i możliwością kontroli zapylenia przy niewielkim zapotrzebowaniu na wodę. Na rys. pokazano podstawowe elementy maszyny centralnie umieszczonym organem urabiającym.

Testowe zastosowanie maszyny do selektywnego urabiania łupka bitumicznego w Estonii wykazało jednak ograniczenia Surface Minera z centralnym, frezującym organem urabiającym i integralnym układem ładowania i transportu urobku – odnotowano wspinanie się maszyny na nieurobioną warstwę materiału i bardzo szybkie zużywanie się taśmy przenośnikowej integralnego przenośnika. Odstąpiono od zastosowania tej metody wybierania.

Ostatnią grupą maszyn typu Surface Miner są maszyny z frezującym organem urabiającym umieszczonym z przodu maszyny. Maszyny tej grupy umożliwiają realizację w sposób ciągły pełnego cyklu wybierkowego (urabianie-ładowanie urobku – transport bliski urobku) na co pozwala konstrukcja maszyny (przeciwbieżne frezowanie, zgarniak ładujący i integralny oraz dodatkowy, mostowy przenośnik podający).



Rys. 10. Surface Miner SM 2500 firmy TakrafTenova z przednim organem frezującym.

Maszyny tego typu są stosowane głównie do wybierania miękkich kopalin, zwłaszcza węgla brunatnego, dolomitów i wapieni.

4. Porównanie konwencjonalnych metod wybierania w kopalniach odkrywkowych z eksploatacją maszynami typu *Surface Miner* ujęciu procesowym.

Przeprowadzona analiza procesów i operacji w warunkach odkrywkowej kopalni umożliwiającej zastosowanie maszyn typu Surface Miner, a więc poziomego lub niemal poziomego złoża o dużej powierzchni (lub dużym przynajmniej jednym z poziomych wymiarów liniowych). W związku z występowaniem w technologii Surface Miner maszyn realizujących tylko proces urabiania i maszyn wielofunkcyjnych (urabianie, ładowanie i bliski transport urobku) w porównaniu uwzględniono obydwa rozwiązania.

Konwencjonalne rozwiązania z zastosowaniem urabiania materiałami wybuchowym wymagają kolejnego, szeregowego wykonywania poszczególnych operacji technologicznych w ramach jednego cyklu. Tym samym wydłuża się czas trwania tego cyklu. W najbardziej zaawansowanym procesie wybierkowym z zastosowaniem Surface Minera obejmującym urabianie, ładowanie urobku i bliski transport urobku na środek transportu dalekiego (wozidło, rzadziej taśmociąg) operacje

te wykonywane są sposób ciągły. W takiej sytuacji koniec elementarnego cyklu wybierkowego determinowany jest rozmiarami odkrywki lub technicznym zasięgiem maszyny wyznaczanym przewożonym zapasem paliwa lub wody technologicznej.



Rys. 11. Porównanie operacji w kopalni odkrywkowej z zastosowaniem konwencjonalnych technologii wybierania i z zastosowaniem maszyn typu *Surface Miner*.

W maszynach typu *Surface Miner* realizujących tylko jedną operację - urabianie powstały urobek jest najczęściej przyzwoany (zwałowany) za pomocą spycharek gąsienicowych i następnie ładowany na wozidła za pomocą ładowarek czołowych (rzadziej koparek). Urabianie jest niezależne od pozostałych operacji, a cykl urabiania jest ograniczony rozmiarami odkrywki i/lub technicznym zasięgiem *Surface Minera* (posiadany zapas paliwa).

Współcześnie coraz częściej stosuje się przenośniki taśmowe do, nawet bardzo dalekiego, transportu urobku do wzbogacania lub odbiorcy. W konwencjonalnych kopalniach odkrywkowych, gdzie do urabiania wykorzystuje się materiały wybuchowe, powstaje urobek o bardzo niejednorodnej granulacji – częste są duże bryły urobku nienadające się do transportu przenośnikami taśmowymi. Z tego powodu upowszechniła się technologia wstępnego kruszenia (wymiarowania) urobku w odkrywce (*In Pit Crushing*). Powstały w wyniku frezowania spągu maszynami typu *Surface Miner* urobek ma drobną, stosunkowo jednorodną granulację umożliwiającą jego transport przenośnikami taśmowymi bez operacji wstępnego kruszenia, pozwala wyeliminować kosztowne urządzenia i bardzo energochłonną operację. Zastosowanie kruszenia wstępnego powoduje kolejnego, choć punktowego, miejsca emisji pyłu – jest to także przesłanka do stosowania maszyn typu *Surface Miner*.

5. Podsumowanie

Zastosowanie maszyn typu Surface Miner w górnictwie odkrywkowym różnych kopalni pozwoliło na wyeliminowanie z wielu kopalni tego typu urabiania materiałami wybuchowymi. Zmniejszyło to uciążliwość środowiskową tych kopalni oraz, co jest bardzo istotne, ograniczyło dostęp do materiałów wybuchowych. Maszyny typu Surface Miner pozwalają także na urabianie w sposób ciągły z jednoczesną kontrolą zapylenia w miejscu jego powstawania. Autonomiczny napęd silnikami wysokoprężnymi eliminuje potrzebę rozbudowanej infrastruktury zasilania w energię elektryczną. Zastosowanie w całym procesie wydobywczym wyłącznie maszyn autonomicznych zasadniczo upraszcza strukturę techniczną kopalni odkrywkowej w stosunku do kopalni gdzie stosowane są koparki wieloczerpakowe lub jednoczerpakowe koparki z napędem elektrycznym. Potwierdzeniem zalet tej technologii jest rosnąca populacja maszyn typu Surface Miner w światowym górnictwie odkrywkowym.

6. Literatura

1. Dey K, Ghose A.K. (2008): *Predicting "Cuttability" with Surface Miners – A Rockmass Classification Approach*. Journal Mines Metals Fuels 56(5 -6): 85 - 92.
2. Dey K., Sen P. (2001): *Selection of optimum mode of continuous surface miner operation- A methodology*. The Indian Mining Eng. J. May/June: 21-24.
3. Dey K., Bhattacharya, J. [2012]: *Operation of Surface Miner: Retrospect of a Decade Journey in India*. Procedia Engineering, 2012, Vol. 46, pp. 97 – 104. [2] .
4. Griese J., Sieber P. (2001): *Betriebliche Geschäftsprozesse; Grundlagen, Beispiele, Konzepte*. Verlag P. Haupt, Bern Stuttgart Vienn 2001.
5. Korski J. (2008): *Przegląd współczesnych zmechanizowanych systemów wydobywania węgla kamiennego*. W: *Nowoczesne, niezawodne i bezpieczne systemy mechanizacyjne dla górnictwa*. Red.: Klich A., Meder A. Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice. s. 35-48
6. Korski J.(2006): *Selektywne wybieranie odkrywkowe zanieczyszczonego pokładu węgla maszynami frezującymi jako przykład upraszczania procesu logistycznego i kosztów*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej nr 1736, seria: Górnictwo z. 273, Gliwice. s. 261-270.
7. Korski J.(2012): *Ekologiczne bariery wzrostu indyjskiego górnictwa węglowego*. Górnictwo i Geologia T.7. z. 1. Gliwice.
8. Korski J., Korski W.(2015): *Underground mine as a system of processes*. „Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering” Number 02 (electronic edition).
9. Kosmol J. (2002) : *Techniki Wytwarzania. Obróbka Wiórowa i Ściera*. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice.
10. Kubiński W. (2017): *Inżynieria i technologie produkcji*. Wydawnictwo AGH, Kraków.
11. Lesiecki W., Regulski W.(1957): *Urabianie złóż. Część 3. Urabianie kombajnami*. Seria: Górnictwo Tom 5. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice.
12. Palei K., Karmakar N.C., Paliwal P., B. Schimm B. (2013): *Optimization of productivity with surface miner using conveyor loading and truck dispatch system*. International Journal of Research in Engineering and Technology Vol. 02 Issue: 09, August 2013.
13. Praca zbiorowa [Szymczak M. – red.] (1978): *Słownik języka polskiego*. PWN, Warszawa.
14. Schimm B. (1996): *Economic mining of thin seams in flat deposits with surface miners*. Mining Technology, nr 78(895), pp.89-92.

Kotwica Krzysztof, Gospodarczyk Piotr
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
Lewicki Mirosław
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

TENDENCJE W MECHANICZNYM URABIANIU SKAŁ ZWIĘZŁYCH

TENDENCIES OF MECHANICAL EXTRACTING OF COHESIVE ROCKS

STRESZCZENIE

W artykule scharakteryzowano stosowane metody mechanicznego urabiania skał zwięzłych. Uwypuklono logikę oddziaływania narzędzia na caliznę przy równoczesnym wpływie na konstrukcję kombajnu, wykorzystującego zadaną technikę odpajania urobku. Zostało to odniesione zarówno do rodzaju narzędzia, jego zamocowania jak również do trybu oddziaływania z wyróżnieniem nacisku statycznego, wprowadzenia dodatkowej oscylacji obciążenia oraz udaru. Scharakteryzowano również wpływ na konstrukcję nośną kombajnu powiązaną z technologią prowadzenia prac górniczych. Działania dotyczące modyfikacji układu narzędzie – mocowanie – konstrukcja wysięgnika – układ przemieszczania kombajnu przedstawiono na tle rozwiązań światowych dedykowanych konkretnym zastosowaniom. Rozgraniczono tendencje rozwojowe mechanicznego urabiania odnoszące się do technologii pozyskiwania kopalin oraz prowadzenia wyrobisk chodnikowych jako tunele transportowe. Sprecyzowano ten zakres zastosowań, który w sposób najbardziej efektywny można adoptować do warunków podziemnej kopalni miedzi.

ABSTRACT

The article describes the methods used for the mechanical processing of cohesive rocks. The logic of the impact of the tool on the undisturbed soil was emphasized, while simultaneously influencing the construction of the combined cutter loader, using the required loosening technique of the spoil. This has to do with the type of tool, its attachment, and the mode of interaction with the emphasis of static pressure, the introduction of additional load oscillation and stroke. The impact on the load-bearing structure of combined cutter loader associated with the technology of mining operations has also been characterized. Modifications to the tool arrangement - attachment - boom construction - shearer moving system are presented against the background of world solutions dedicated to specific applications. The development tendencies of mechanical excavation related to mineral mining technology and pavement excavation as transport tunnels were delineated. This range of applications has been clarified, which can most effectively be adapted to the conditions of an underground copper mine.

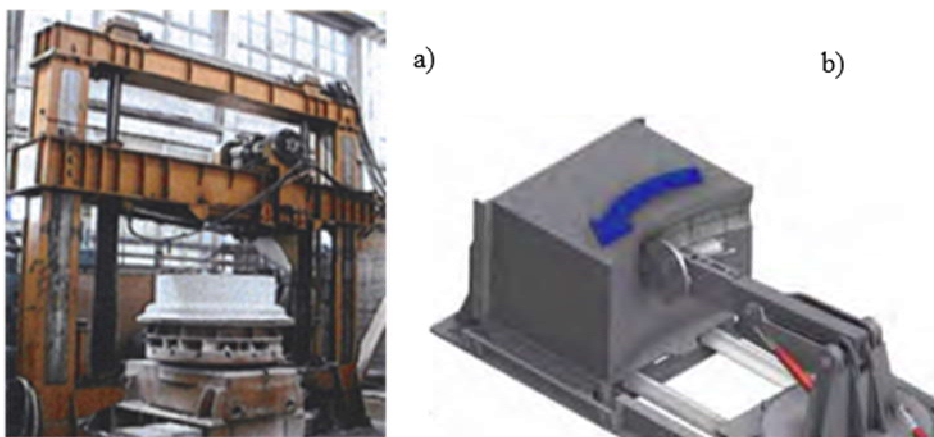
1. Wprowadzenie

Urabianie skał zwięzłych metodami mechanicznymi stanowi jedno z kluczowych zagadnień współczesnego górnictwa. Dotyczy to zarówno skał spotykanych w kopalniach miedzi jak również w kopalniach węgla kamiennego. W kombajnach wyposażonych w noże styczno-obrotowe głównym problemem staje się ich stosunkowo niska trwałość zwłaszcza w przypadku urabiania skał ściernych. Oznacza to ukierunkowanie się na technologię materiałową zmierzającą do coraz doskonalszych materiałów wykorzystywanych do produkcji oraz na skuteczne metody obniżania temperatury tych noży w trakcie pracy.

W kombajnach wyposażonych w narzędzia dyskowe główne zagadnienia sprowadzają się do odpowiedniego rozwiązania węzła łożyskowego narzędzia dyskowego oraz osiągnięcie skutecznego przełożenia pomiędzy wywieraną siłą docisku a efektywnością procesu urabiania. Zapewnienie odpowiedniego łożyskowania narzędzia dyskowego oznacza bezawaryjną pracę w zadanym okresie pracy produkcyjnej bez przestojów. Natomiast działania konstrukcyjne zmierzające w kierunku zmniejszenia sił bezpośredniego nacisku na narzędzie oznacza skuteczne wykorzystywanie geometrii ostrza dedykowane dla określonych warunków środowiskowych oraz budowę konstrukcji kombajnów wykorzystujących w różnym zakresie efekt mniejszej wytrzymałości urabianej skały na rozciąganie w stosunku do wytrzymałości na ściskanie. Kierunkiem działań dodatkowych jest poszukiwanie skutecznych działań wspomagających proces urabiania w postaci wysokociśnieniowej strugi wody względnie wprowadzenie obciążeń dynamicznych.

2. Badanie stanowiskowe urabiania skał zwięzłych

Badania prowadzone na specjalnych stanowiskach badawczych przedstawionych na rys. 1 przez Akademię Górniczo-Hutniczą w Krakowie pozwoliły na określenie wpływu geometrii narzędzi dyskowych na obciążenia generowane w trakcie urabiania [1,2]. W oparciu o uzyskane wyniki badań ukierunkowano się na wytyczone wstępnie parametry geometryczne narzędzi dyskowych bazując na średnicy \varnothing 140 mm i kącie ostrza 90° .



Rys. 1. Stanowisko badawcze w Katedrze MGPiT Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie do urabiania narzędziem pojedynczym (a) oraz stanowisko do urabiania głowicą frezującą (b) [3]

Badania potwierdziły generowanie największej siły podłużnej na modelu organu roboczego kombajnu z dyskami symetrycznymi i zmniejszenie tej siły po przezbrowieniu w dyski niesymetryczne. Sugestie wysuwane w kierunku łożysk tocznych wskazują na konieczność stosowania łożysk specjalnych o wysokiej nośności. Elementy wykorzystywane na zabudowę w łożyskach ślizgowych winne wykazywać wysoką odporność na zatarcie połączoną z wysoką wytrzymałością.

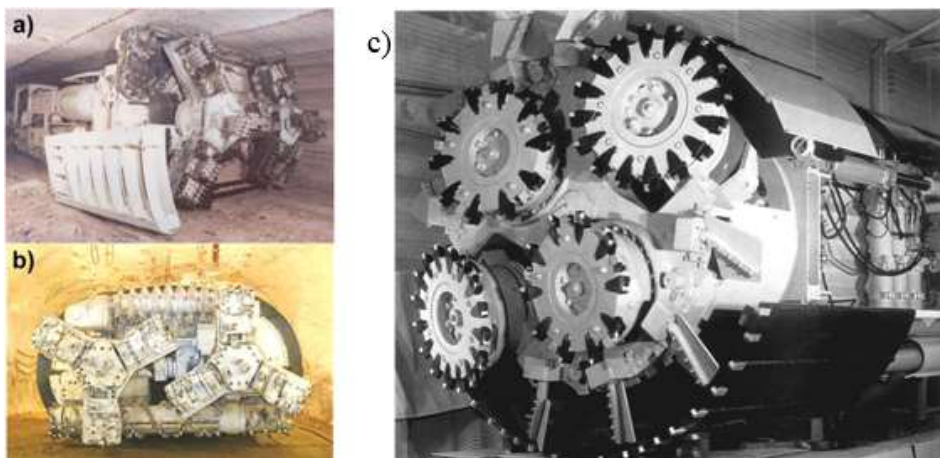
Stanowiska doświadczalne zbudowano z myślą o wszechstronnych badaniach narzędzi dyskowych. Stanowisko do badania pojedynczych narzędzi urabiających zbudowane na bazie mocnej konstrukcji z układem docisku zbliżonym do prasy pozwala zapewnić skutecznie sztywność układu. Ponadto pozwala badać wszystkie rodzaje narzędzi urabiających również ze wspomaganie wysokociśnieniowym strumieniem wody. Natomiast stanowisko do badania elementów organów dyskowych pozwala dokładnie odwzorować pracę układu frezującego głowicy kombajnu wyposażonego w narzędzia dyskowe niesymetryczne. Ponadto umożliwia analizę zjawisk towarzyszących procesowi urabiania bazującego na tylnym podcinaniu.

3. Kombajny chodnikowe wieloorganowe

Kombajn wieloorganowy Marietta firmy Sandvik typu MB1012 został wyposażony w organy frezujące przedstawione na rys. 2(a). Maszyna o masie 240 Mg zabudowana na szerokim podwoziu gąsienicowym ograniczającym nacisk jednostkowy na spąg przystosowana została do urabiania pokładów soli potasowej w systemie filarowo-komorowym. Jest to układ zbliżony do trybu urabiania kombajnami ramionowymi urabiającymi liniowo. Podwójna głowica urabiająca trójrąmionowa realizuje przesuw wzdłużny oraz obrót. Natomiast dwa organy bębnowe dolny i górny realizują docinanie warstwy spągowej i stropowej wyrobiska. Kombajn przedstawiony na rys. 2(b) ma mniejszą masę – około 145 Mg i sumaryczną zainstalowaną moc – około 1000 kW, co skutkuje mniejszą wydajnością. Kombajny te zostały przystosowane do urabiania soli potasowej w Kanadzie i Rosji. Na rys. 2(c) przedstawiono kombajn firmy Atlas Copco wykorzystujący metodę skrawania polegającą na wykorzystaniu powierzchni odsłonięcia w oparciu o tzw. zasadę Wohlmeyera. Narzędzia skrawające pracują stycznie do urabianej calizny skalnej. Kombajn ten posiada planetarnie wirujące tarcze urabiające, przy czym płaszczyzny działania tarcz urabiających są zwichrowane w stosunku do osi wyrobiska, natomiast noże zataczają tory cykloidalne. Kombajny te nie znalazły dużego zastosowania w procesie wykonywania wyrobisk chodnikowych w skałach zwięzłych głównie ze względu na intensywne zużycie narzędzi skrawających. Zapoczątkowały one rozwój kombajnów pełoprzekrojowych wyposażonych w narzędzia dyskowe [5,6].

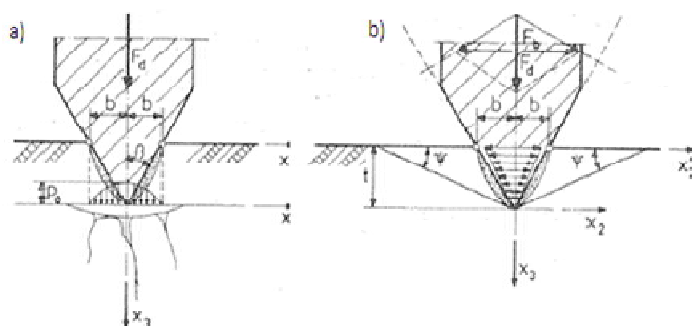
1. Charakterystyka pracy narzędzia dyskowego

Praca narzędzia dyskowego podczas urabiania skały zwięzłej poprzez wgniatanie i obtaczanie pozwala istotnie zmniejszyć siły tarcia i ograniczyć wynikające z tego procesu straty energii. Obrót narzędzia dyskowego pozwala na skuteczne odprowadzenie wydzielającego się na krawędzi styku ze skałą ciepła i wpływa skutecznie na proces stępienia ostrza.



Rys. 2. Widok kombajnu wieloorganowego Marietta firmy Sandvik typ MB1012 z łańcuchowym przybieraniem (a), kombajnu MF320 (b) [] oraz widok kombajnu Fullfacer firmy Atlas Copco (c) [5,6]

Wg modelu Korzenia – Lewickiego [7,8] zobrazowanego na rys. 3. wyznaczone formuły matematyczne opisujące zjawiska towarzyszące procesowi wgniatania narzędzia dyskowego w calinę skalną pozwalają na wnioskowanie o kształcie narzędzia w fazie projektowania. Przedstawiono wpływ parametrów geometrycznych na generowane obciążenia.



Rys. 3. Interpretacja graficzna warunków obciążenia narzędzia dyskowego urabiającego ośrodek skalny a) rozkład obciążeń pionowych, b) rozkład obciążeń rozklinowujących [8].

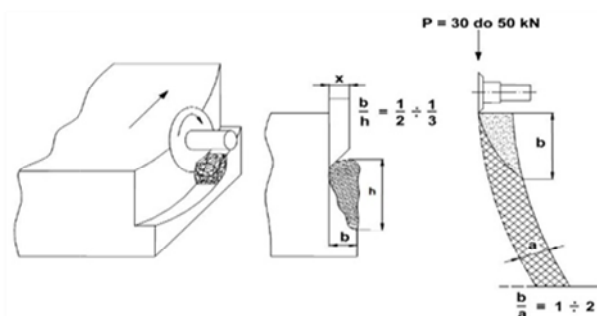
Analiza zjawisk zachodzących w procesie urabiania mechanicznego wg modelu Korzenia-Lewickiego rozgranicza trzy fazy towarzyszące procesowi urabiania skał zwięzłych narzędziem dyskowym – wg rys. 3.

- Faza powstawania w bezpośrednim otoczeniu zagłębionej części narzędzia strefy stanowiącej zagęszczony produkt zgniatania. W wyniku koncentracji punktowych naprężeń występuje cykliczny rozwój strefy zagęszczonej

powiązany z powstawaniem mikropęknięć, które powstają w wierzchołku strefy zagęszczonej bądź w jego bezpośrednim otoczeniu.

- Faza propagacji mikropęknięć w głąb urabianej calizny skalnej. Główne pęknięcia powstają w bezpośrednim otoczeniu wgniatanego ostrza i rozchodzą się promieniście od wierzchołka strefy zagęszczonej.
- Faza ścinania bocznych odłamów skalnych po obu stronach ostrza dyskowego. Ścinanie zachodzi wzdłuż płaszczyzn najmniejszego oporu pod określonym kątem ψ do swobodnej powierzchni skały. Kąt ten zachowuje stałą wartość dla określonych rodzajów skał.

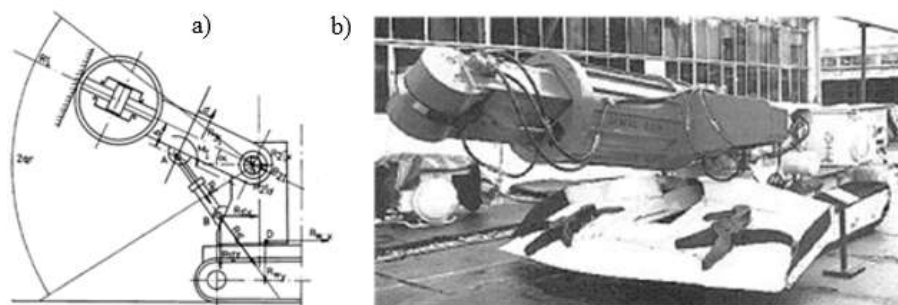
Wykorzystanie charakterystycznej dla skał kilkunastokrotnie mniejszej wytrzymałości na rozciąganie w stosunku do wytrzymałości na ściskanie ukierunkowało pracę narzędzia dyskowego jako narzędzia odłupującego, co przedstawiono na rys 4. Wykorzystanie zasady podcinania pozwoliło wyeliminować skutecznie tarcie ślizgowe na rzecz tarcia tocznego. Obniżenie zużycia energii a także zmniejszenie sił docisku narzędzia do skały pozwala konstruować kombajny urabiające ze zmniejszonymi parametrami energetycznymi w porównaniu do tradycyjnych TBM, gdzie narzędzia dyskowe miażdżą caliznę w kierunku prostopadłym do powierzchni urabianej.



Rys. 4. Schemat zasady urabiania metodą tylnego podcinania[5].

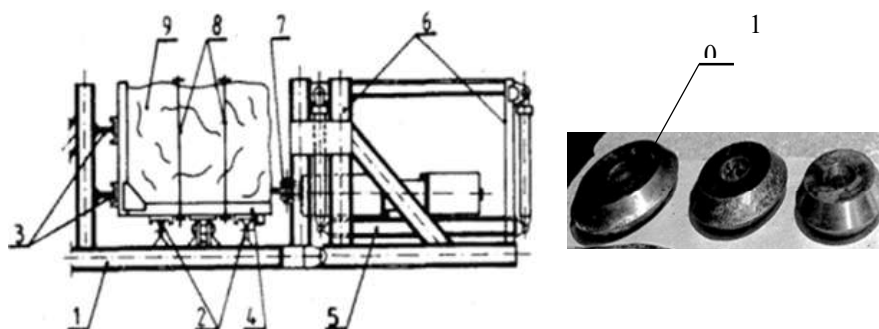
2. Wprowadzenie narzędzi dyskowych aktywnych

Rozwiązanie głowicy specjalnej konstrukcji z aktywnym narzędziem dyskowym stanowi korzystną alternatywę w odniesieniu do metody statycznej. W katedrze Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych w Akademii Górniczo Hutniczej w Krakowie powstała koncepcja głowicy specjalnej konstrukcji z zabudowanym aktywnym narzędziem dyskowym. Na rys. 5 (a) przedstawiono model układu ramienia kombajnu z zabudowaną prototypową głowicą z zabudowanym aktywnym narzędziem dyskowym. Konstrukcję kombajnu ramionowego produkcji firmy REMAG stanowiącego prototyp maszyny wyposażonej w innowacyjną głowicę zbudowaną wg tego modelu przedstawiono na rys. 5 (b). Na wychylnym ramieniu kombajnu chodnikowego RO-100K zamontowany został młot hydrauliczny, który przekazuje energię uderzenia na pojedyncze narzędzie dyskowe [4]. Próby eksploatacyjne prowadzone na poligonie doświadczalnym wykazały niewystarczającą wydajność oraz duże problemy z uzyskaniem zadanego profilu wyrobiska. Stwierdzono możliwość zastosowania tego kombajnu w technologii mikrotunelowania.



Rys. 5. Model ramienia z głowicą aktywną (a) oraz prototyp kombajnu RDA-1 z aktywnym narzędziem dyskowym bazujący na modelu (b) [4]

Badania prowadzone na Politechnice Wrocławskiej w zakresie urabiania ośrodka skalnego narzędziem dyskowym symetrycznym wspomaganym mechanizmem uderzenia prowadzono na stanowisku przedstawionym na rys. 5. [7,8]. Zwiększenie efektywności mechanicznego urabiania uzyskano poprzez wprowadzenie dodatkowego czynnika jakim jest uderzenie. Wprowadzono go na stanowisku wykorzystując mechanizm uderzenia wiertarki hydraulicznej zabudowanej na specjalnej prowadnicy.



Rys. 6. Stanowisko do badania procesu urabiania ośrodków silnie związanych narzędziami dyskowymi [7]. 1- rama wsporcza, 2 – szyny poprzecznego przesuwu wózka, 3 – szyny odbojowe, 4 – wózek do mocowania bloku skalnego, 5 – rama prowadnicza korpusu głowicy dyskowej, 6 – wsporniki ustalające ramy prowadniczej, 7 – głowica dyskowa, 8 – sprzęgi ustalające, 9 – blok skalny, 10 – narzędzia dyskowe użyte w badaniach,

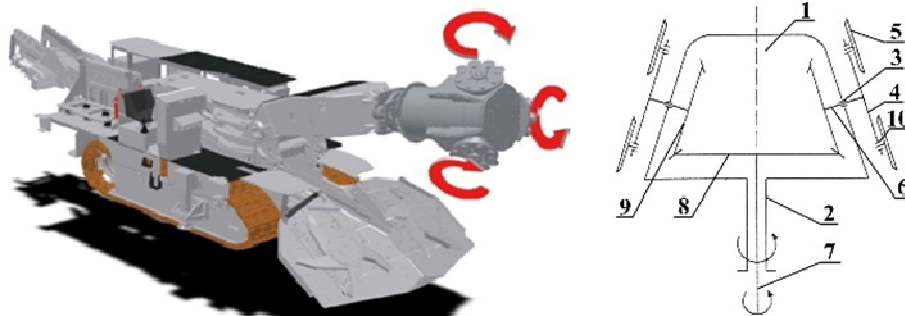
Badania prowadzone na stanowisku badawczym wykazały zasadność rozwoju tego kierunku badań. Dużą zaletą tej metody wspomaganie narzędzia dyskowego jest możliwość wprowadzenia regulowanej siły docisku wstępnego. Osiągnięto zadowalającą skuteczność urabiania w stosunku do urabiania statycznego. Należy wnioskować, że ten kierunek działań badawczo-rozwojowych może prowadzić w najbliższej przyszłości do powstania zróżnicowanych konstrukcyjnie kombajnów wykorzystujących coraz skuteczniej narzędzia dyskowe o działaniu uderowym.

3. Wprowadzenie mininarzędzi dyskowych z wymuszoną trajektorią ruchu.

W Katedrze Maszyn Górniczych Przeróbczych i Transportowych powstała koncepcja organu urabiającego z zabudowanymi narzędziami dyskowymi o wymuszonym ruchu przedstawiona na rys. 7. Korpus organu 1 napędzany jest poprzez wał zewnętrzny 2. Narzędzia dyskowe 5 zamocowane zostały w łożyskowanych gniazdach 10. Gniazda te poprzez tarcze 4 i wały napędowe 6 połączone są z głównym napędem 2. Rozwiązanie to pozwoliło na uzyskanie złożonej trajektorii ruchu mininarzędzi dyskowych czyli dysków niesymetrycznych o średnicy do 160 mm. W trakcie pracy korpus organu wykonuje główny ruch obrotowy wokół własnej osi. Jednocześnie tarcze boczne obracają się przekazując moment obrotowy na narzędzia dyskowe kontaktujące się z urabianą skałą. Przedstawiony na rys. 7. kombajn powstał we współpracy z firmą REMAG S.A. poprzez zabudowę opisanej powyżej głowicy na kombajnie chodnikowym KR 150 [5,6].

Widok głowicy kombajnu KR 150 przedstawiono na rys 8. Przy obrotach tarcz na poziomie 60 1/min oraz przy obrotach głowicy ok. 20 1/min uzyskano najkorzystniejsze parametry pracy minimalizujące drgania i pozwalające uzyskać duże uziarnienie urobku. Podobne wyniki przyniosły próby przedmiotowej głowicy zabudowanej na kombajnie FR 250. Były to jednak tylko próby poligonowe i do zweryfikowania skuteczności tego rozwiązania wydają się konieczne próby dołowe.

Innowacyjna, studyjna koncepcja maszyny zespołowej realizującej mechaniczne urabianie (rys. 9). Opracowana w Katedrze MGPI, przewiduje konstrukcję kombajnu wyposażoną w dwa mimośrodowe organy urabiające. Dodatkowo zastosowano kasztową budowę kadłuba kombajnu w celu uzyskania stabilizacji konstrukcji poprzez znoszenie reakcji od dwóch głowic.

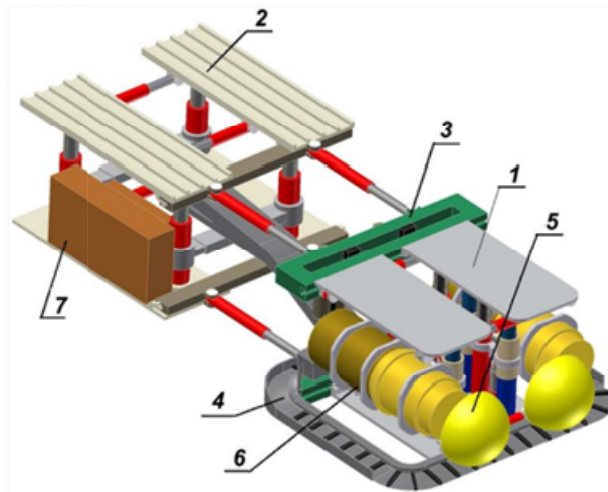


Rys. 7. Kombajn chodnikowy KR 150 oraz schemat kinematyczny głowicy z zabudowanymi narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu [5]

1 - korpus organu, 2 - wał zewnętrzny, 3 - gniazda łożyskowe, 4 – tarcze, 5 – narzędzia urabiające, 6 – wały napędowe, 7 – wewnętrzny wał napędowy, 8, 9 – zespoły przekładni stożkowych, 10 - gniazda łożyskowe



Rys. 8. Widok głowicy z narzędziami dyskowymi na ramieniu kombajnu KR 150 oraz w trakcie prób poligonowych [4]



Rys. 9. Model przestrzenny maszyny zespołowej realizującej urabianie mechaniczne skał zwięzłych wyposażonej w dwa mimośrodowe organy urabiające [5]:

1 – kaszt rozporowy I, 2 – kaszt rozporowy II, 3 – układ przesuwny, 4 – przenośnik odstawczy, 5 – organy urabiające, 6 – mimośrodowe układy napędowe, 7 – agregat zasilający

4. Wnioski

Podstawowa zaleta kombajnów chodnikowych pełnoprzekrojowych sprowadza się do możliwości skutecznego urabiania bardzo zwięzłych skał przy równoczesnym osiągnięciu dużych prędkości urabiania całej powierzchni przodka w połączeniu z równoczesną realizacją zabudowy wyrobiska. Wiąże się to z generowaniem przez maszynę bardzo dużej siły nacisku rzędu 300 kN na dysk. W konsekwencji przekłada się to na duże gabaryty maszyn i powiązane koszty montażu, transportu do miejsca pracy oraz demontażu po wykonaniu zadanej pracy. Dodatkowo obecne konstrukcje wymagają sztolni startowej co w połączeniu z małą mobilnością tych obiektów przekłada się na ograniczone zastosowanie do prac wymagających dużego wybiegu w charakterze tuneli transportowych. W podstawowej wersji kombajny TBM drążą wyrobiska o przekroju kołowym zapewniającym dopasowanie wykonywanego wcięcia

do naprężeń górotworu.. Głównym ograniczeniem tych maszyn staje się ich stosunkowo niska mobilność połączona z niekorzystnymi wymuszeniami od strony urabianego górotworu. Górotwór ten powinien zapewnić skuteczną wytrzymałość skał po wykonaniu wcięcia i zapewnić stabilności kombajnu w trakcie ciągłego wywierania nacisku głowicy na urabianą caliznę. Budowanie dodatkowych rozpór bocznych względnie dodatkowych płaszczy pośredniczących w przenoszeniu nacisków na górotwór zwiększa ciężar maszyny i zmniejsza jej mobilność. Natomiast wprowadzanie narzędzi dyskowych aktywnych wiąże się z obsługą drgań przenoszonych na konstrukcję kombajnu co przy niekorzystnych amplitudach i częstotliwościach przesuwają te rozwiązania w stronę obecnie nieakceptowalnych. Dużą skutecznością cechuje się kierunek działań badawczych wykorzystujących w konstrukcjach kombajnów narzędzia dyskowe niesymetryczne odcinające wióry skalne na zasadzie tylnego podcinania poprzez złożoną trajektorię ruchu. Kombajny te zbliżają się konstrukcyjnie do możliwości wycinania pełnego przekroju wyrobiska oraz wykazują się coraz większą mobilnością.

Literatura

1. Krauze K., Bołoz Ł., Czechowski M., Lubryka J. – Badania stanowiskowe urabiania skał abrazywnych dyskowym organem frezującym, Monografia Mechanizacja, Automatyzacja i Robotyzacja w Górnictwie, Tom 1, Łędziny, Kraków 2016.
2. Krauze K., Bołoz Ł., Wydro T. – Projekt stanowiska do badania procesu frezowania i wiercenia., Monografia Mechanizacja, Automatyzacja i Robotyzacja w Górnictwie, Tom 1, Łędziny, Kraków 2016.
3. Kotwica K, Gospodarczyk P., Stopka G, Mendyka P.– Zmodernizowane stanowiska laboratoryjne do badania narzędzi dyskowych - Monografia: Nowoczesne Metody Eksploatacji Węgla i Skał Zwięzłych, AGH w Krakowie, Kraków 2015.
4. Kotwica K, Gospodarczyk P. i inni - Wyniki prób poligonowych głowicy urabiającej nowej generacji z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu, Przegląd Górniczy, Nr 11 (1068) listopad 2011, Tom 66(CVII).
5. Kotwica K, Klich A. – Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych, Monografia, Gliwice 2012
6. Krauze K., Kotwica K. - Wybrane problemy urabiania, transportu i przeróbki skał trudnourabialnych, Monografia, Kraków 2016
7. Lewicki M.: Kombajn urabiający skały zwięzłe narzędziem dyskowym o działaniu dynamicznym, Monografia: Nowoczesne Metody Eksploatacji Węgla i Skał Zwięzłych, AGH w Krakowie, Kraków 2007.
8. Lewicki M.: Urabianie skał zwięzłych w sposób mechaniczny. I Konferencja naukowa Nauki techniczne i praktyka przemysłowa w Zagłębiu Miedziowym, Polkowice 2015.

POLREMACO

„Polremaco” Spółka z o.o.

30-709 Kraków ul. Stoczniovców 3

Biuro Zarządu: tel. +48 12 656 02 12, fax. +48 12 656 22 76

polremaco@polremaco.com.pl www.polremaco.pl

Zaplecze Produkcyjno-Remontowe i Sprzętowe w Jaworznie

43-602 Jaworzno, ul. Kolejarzy 16, tel. +48 12 262 91 82

Punkt Serwisowy w Polkowicach

59-101 Polkowice, ul. Jana Wyżykowskiego 6, tel. +48 76 724 95 25, fax. +48 76 724 95 35

Projektowanie, produkcja, sprzedaż na rynek krajowy i zagraniczny oraz serwis gwarancyjny i pogwarancyjny maszyn dla kopalń rud metali nieżelaznych, górnictwa odkrywkowego i budownictwa podziemnego.

Przeznaczone do pracy w niskich wyrobiskach spycharki z napędem hydrostatycznym TD18NPH1E i TD18NPH2E o wysokości 1400 do 2000 mm.



Produkcja głowic hydraulicznych GP-15H do zabudowy w różnego rodzaju osprzętach przesuwających przenośniki taśmowe.



Roboty hydrotechniczne i inżynierskie o dużej skali trudności, budowa dróg, autostrad, ciągów komunikacyjnych, wałów przeciwpowodziowych i nasypów kolejowych.



5 zbiorników retencyjno-osadowych i laguna w ramach systemu odwadniania odkrywki w PGE GIEK S.A. Oddział KWB Turów



*Nowoczesne metody stabilizacji nasypów kolejowych
Likwidacja ograniczenia w pobliżu przystanku osobowego Lipki na odcinku Opole-Wrocław*

Naprawy i obsługa serwisowa maszyn budowlanych i górniczych.

Sprzedaż podzespołów i części do maszyn budowlanych i górniczych.

Autoryzowana sprzedaż filtrów Fleetguard Cummins Filtration.

Autoryzowany partner Firmy Plant Parts Ltd. (przekładnie główne do maszyn KOMATSU, CATERPILLAR)

Autoryzowany Dystrybutor podwozi gaśnicowych typu ITM do wszystkich typów maszyn budowlanych i górniczych.

Kotwica Krzysztof
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
Lewicki Mirosław
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze Lubin

MOŻLIWOŚCI MECHANICZNEGO URABIANIA RUD MIEDZI W WARUNKACH KGHM

POSSIBILITIES OF COPPER ORE MECHANICAL EXTRACTING IN CONDITIONS OF KGHM

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono problematykę związaną z możliwością zastosowania mechanicznego urabiania w warunkach KGHM Polska Miedź S.A. Budowa geologiczna złoża determinuje możliwości zastosowania wybranych metod urabiania, w tym metod mechanicznych. Wykorzystywana obecnie metoda urabiania materiałem wybuchowym pozwalająca uzyskać korzystne wskaźniki wydajnościowe powiązane z efektywnością ekonomiczną jest skuteczna w zakresie tradycyjnego zalegania pokładów miedzi. W przypadku eksploatacji złóż zalegających głębiej i w trudniejszych warunkach górniczo-geologicznych, metody mechaniczne pozwalają uzyskać wysoki stopień automatyzacji procesów technologicznych. Omówienie różnych metod mechanicznych, z uwypukleniem głównych światowych tendencji, pozwala ustosunkować się do efektywnego wprowadzenia urabiania mechanicznego przy eksploatacji rud miedzi. Działanie takie oznacza zgodność ze strategią KGHM Polska Miedź S.A. na lata 2017-2021 w zakresie wprowadzania rozwiązań innowacyjnych gwarantujących skuteczność zastosowanych technologii prowadzenia prac górniczych.

ABSTRACT

The paper presents the problems related to the possibility of using mechanical excavation in the conditions of KGHM Polska Miedź S.A. The geological structure of the deposit determines the possibilities of using selected methods of mining, including mechanical methods. The currently used explosion-making method, which yields good performance indicators linked to economic efficiency, is effective in the traditional deposition of copper decks. In the case of exploitation of deposits deposited deeper and in more difficult mining and geological conditions, mechanical methods allow for a high degree of automation of technological processes. An overview of the various mechanical methods, with the main world trends highlighted, allows us to address the effective introduction of mechanical mining in the operation of copper ores. This action means compliance with the strategy of KGHM Polska Miedź S.A. for the years 2017-2021 in the scope of introducing innovative solutions guaranteeing the effectiveness of applied mining technology.

1. Wprowadzenie

Badania urabialności skał miedziowych prowadzone przez Akademię Górniczo-Hutniczą w Krakowie w 2012 r. pozwoliły na ustosunkowanie się do określenia urabialności mechanicznej tych skał [1,3,4]. Określenie oporów urabiania oraz trwałości dolomitu i piaskowca prowadzono w oparciu o badania laboratoryjne oraz kontynuowano później w warunkach rzeczywistych. Obszar zainteresowania dotyczył skał o wytrzymałości na ściskanie powyżej 100 MPa. Właściwy dobór parametrów konstrukcyjnych i materiałowych narzędzi urabiających oraz ich kinematyki pracy rzutuje na efektywność i zasadność zastosowanej metody mechanicznego urabiania. Badania laboratoryjne prowadzono pojedynczym narzędziem, skrawającym próbki skalne formowane z bloków skalnych dolomitu i piaskowca wiązane cementem. Wykorzystano noże styczo-obrotowe o korpusie hartowanym uzbrojone wkładkami z węgla spiekane. Przy badaniu narzędzi dyskowych badano wpływ asymetrii dla różnych średnic z zadanego zakresu wymiarów od \varnothing 140 do \varnothing 200 mm oraz kątów ostrza od 35° do 110° . Zastosowanie łożyskowania ślizgowego i tocznego pozwalało na ustosunkowanie się do korzyści i wad poszczególnych rozwiązań. W przypadku urabiania narzędziami dyskowymi zaobserwowano korzystną redukcję zapylenia i wzrost granulacji urobku w porównaniu do urabiania nożami styczo-obrotowymi. Stwierdzono istotny wpływ średnicy narzędzia dyskowego oraz głębokości wykonywanego skrawu na wielkość siły stycznej i podłużnej na narzędziu. Badania rekomendowały rozwiązania systemowe w oparciu o narzędzia dyskowe o średnicach w zakresie \varnothing 140 mm oraz kątach ostrza w zakresie 90° oraz 45° . Oba rozwiązania łożyskowania tzn. toczne i ślizgowe zachowywały się poprawnie. Należy dodatkowo zwrócić uwagę na zawartość w skałach minerałów i wtrąceń wspomagających proces ścierania i zarazem zużywania narzędzi urabiających [2]. Technika drążenia wyrobisk determinowana jest:

- warunkami naturalnymi występującymi w otoczeniu wyrobiska, w tym warunków środowiskowych oraz głębokością prowadzonych prac górniczych,
- funkcjonalnością rozumiana jako wykorzystanie w chwili drążenia jak również perspektywa wykorzystania w przyszłości,
- gabarytami wyrobiska oraz zastosowaną obudową,
- nachyleniem wyrobiska,
- czasem wykonania.

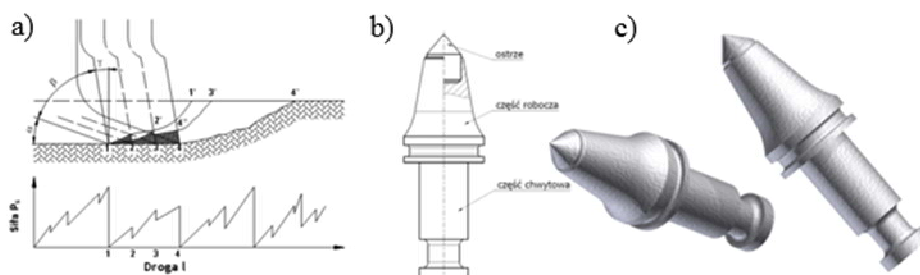
Do głównych zalet mechanicznego urabiania należy zaliczyć fakt połączenia czynności urabiania, ładowania i odstawy przez jeden kombajn z napędem elektrycznym i możliwością uzyskania wysokiej automatyzacji poszczególnych procesów technologicznych. Dodatkowo uzyskuje się dokładny obrys wyrobiska połączony z małym osłabieniem skał w bezpośrednim otoczeniu oraz eliminuje się obsługę nieistniejących gazów postrzałowych.

Istotnym ograniczeniem dla stosowania metod mechanicznego urabiania jest stopień zwięzłości skał urabianych przekładający się na nadmierne obciążenie narzędzi urabiających, ich zużycie powiązane ze ściernością skał oraz zapylenie połączone z koniecznością stosowania intensywnego zraszania. Skutkuje to znaczącym spadkiem prędkości postępu prac górniczych.

2. Charakterystyka metod mechanicznych urabiania skał

Podstawowy proces skrawania skały przedstawiono na rys. 1 [2,8]. Noże promieniowe i styczne wykorzystywane są głównie do skał łatwo urabialnych. Noże promieniowe wyróżniają się prostopadłym kierunkiem atakowania calizny w stosunku do swojej osi podłużnej natomiast noże styczne atakują caliznę pod kątem ostrym. Noże

styczne obrotowe wykorzystuje się w przypadku urabiania skał o znacznej wytrzymałości i znajdują powszechne zastosowanie w kombajnach chodnikowych. Wykazują one zróżnicowanie w zakresie kształtu trzonu noża, średnicy główki noża oraz średnicy i kształtu słupka z węglika spiekane. Przebieg ich zużycia jest złożony. Występują uszkodzenia mechaniczne, zmęczeniowe oraz asymetryczne zużycie ściernie po zaklinowaniu w uchwycie. Działania rozwojowe prowadzone w kierunku wydłużenia czasu pracy noży stycznych obrotowych wykazały znaczące zmniejszenie zużycia przy wprowadzeniu parabolicznego zakończenia słupka z węglika spiekane [3].



Rys. 1. Proces skrawania nożem promieniowym ośrodka skalnego z przebiegiem sił (a), budowa noża styczno-obrotowego (b), widok noży styczno – obrotowych (c) [2,3]

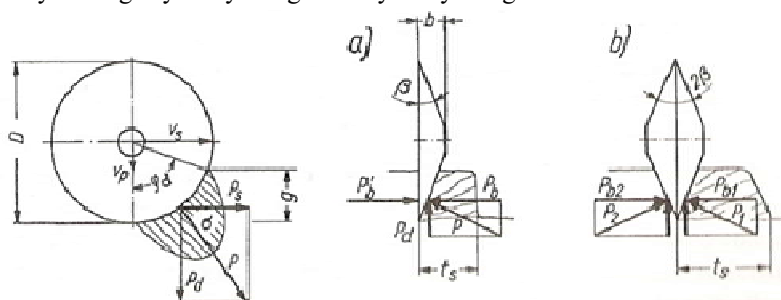
Uzyskano większe skupienie masy węgla w okolicach wierzchołka ostrza. Wpływ smukłości noża na ubytek słupka z węgla przedstawiono na rys. 2 (a). Znaczny spadek ubytku w przypadku noża baryłkowatego pociąga za sobą większą energochłonność procesu urabiania [2]. Obserwuje się szeregi rodzajów i kształtów słupków z węglików spiekanych. Od zakończeń półkolistych, balistycznych, parabolicznych dochodzimy do grzybkowych i kapeluszowych. Producenci kierunkują się tu głównie na zwiększenie średnicy górnej części węgla chroniąc jego osadzenie w głowicy noża i zabezpieczając maksymalnie przed wyłamaniem. Natomiast działania firmy SANDVIK skierowano na budowę noży z wkładkami z węgla spiekane nowej generacji typ DP-717 o warstwowej strukturze przedstawionej na rys. 2 (c). Pozwoliło to połączyć różne własności poszczególnych warstw węgla z najkorzystniejszym kształtem.



Rys. 2. Noże styczne obrotowe: wpływ wymiarów słupka z węgla spiekane na procentowy ubytek jego masy (a), widok kolejnych etapów nierównomiernego zużycia noży styczno-obrotowych (b), wkładka z węgla spiekane nowej generacji typ DP-717, o warstwowej strukturze, firmy Sandvik (c) [2,3]

W przypadku urabiania skał zwięzłych wykorzystuje się noże styczne obrotowe charakteryzujące się stożkowym kształtem oraz możliwością obrotu w uchwycie. Postać ostrza jako bryły walcowo-stożkowej pozwala na swobodny obrót co w konsekwencji przekłada się na równomierne zużycie. Towarzyszy temu proces samoostrzenia ostrza.

Narzędzia dyskowe urabiające skały zwięzłe poprzez statyczne zgniatanie i następnie obtaczanie pozwalają natomiast na istotne zmniejszenie sił tarcia i ograniczenia przez to strat energii [11]. Obrót narzędzia dyskowego przekłada się na krótki kontakt pracującej części ostrza ze skałą pozwalając na skuteczne odprowadzenie wydzielającego się na krawędzi styku ciepła. Na rys. 3. przedstawiono zasadę pracy narzędzia dyskowego symetrycznego i niesymetrycznego.



Rys. 3. Zasada pracy pojedynczego dysku: a) niesymetrycznego, b) symetrycznego [2]

3. Kombajn chodnikowy ramionowy z organem frezującym.

Kombajn ramionowy drążący wyrobisko chodnikowe w Zakładach Górniczych Lubin wykonał ok. 2500 m wyrobisk chodnikowych w czerwonym spągowcu [10,12]. Wyposażony w dwa organy urabiające uzbrojone w noże styczno-obrotowe kombajn firmy VOEST ALPINE BERGTECHNIK – Alpine Miner AM-75 przedstawiony na rys. 4 (a), potwierdził możliwość wykorzystania metod mechanicznego urabiania w podziemnej kopalni miedzi. Należy zauważyć, że wprowadzenie kombajnu chodnikowego AM-75 do wykonania wyrobisk chodnikowych było alternatywnym rozwiązaniem w stosunku do tradycyjnego sposobu prowadzenia prac górniczych. Działania te stanowiły poligon doświadczalny i pozwalały na skuteczne pogłębianie wiedzy na płaszczyźnie technicznej, organizacyjnej i ekonomicznej dotyczącej procesu urabiania mechanicznego skał lubińskich. Późniejsze wprowadzenie kombajnu chodnikowego MH – 620 firmy Sandvik przedstawionego na rys. 4(b) do wykonania wiązek wyrobisk równoległych stanowi kontynuację tych prac.

Kombajny chodnikowe wykazują korzystne cechy mobilności. Wykorzystanie noży styczno-obrotowych pozwala obecnie efektywnie urabiać skały o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie dochodzące do 160 MPa. Stosowane są wtedy noże wykonane ze stali wysokostopowych uzbrojone w ostrza ze słupków z węglików spiekanych odpornych na uderzenie i ścieranie. Przykładowo noże firmy Sandvik z węglnikami trójfazowymi typ S-Grade zostały uzbrojone w ostrza wykonane z węglików w kształcie słupkowym, grzybkowym względnie kapeluszowym. Dobór budowy kombajnu, jego mocy oraz zabudowanych narzędzi dokonywany jest bardzo starannie w fazie projektu dedykowanego do konkretnych warunków pracy występujących przy drążeniu wyrobisk chodnikowych w danej kopalni. Wprowadzanie tych kombajnów w obszary skał o coraz wyższej wytrzymałości na ściskanie oznacza wzrost mocy głowicy urabiającej przekładający się wprost na znaczne wzmacnianie konstrukcji kombajnu z równoczesnym wzrostem jego ciężaru.



Rys. 4. Kombajn firmy VOEST ALPINE BERGTECHNIK – Alpine Miner AM-75 (a) oraz kombajn produkcji firmy SANDVIK MH620 (b) [14]

4. Kombajn chodnikowy na podwoziu gąsienicowym z zabudowanym na ramieniu młotem hydraulicznym

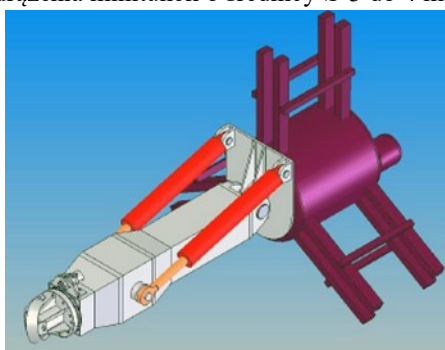
Wykorzystanie kombajnu chodnikowego wyposażonego w młot udarowy znalazło ograniczone zastosowanie przy drążeniu chodników i tuneli w oparciu o metody mechaniczne. Kombajn firmy Salzgitler przedstawiono na rys. 5. Uzyskiwana mała wydajność przesunęła zakres stosowalności tej metody w obszar procesów pomocniczych. Ciężkie młoty hydrauliczne pozwalają na urabianie skały narzędziem aktywnym [2]. Określony kształt bijaka o zadanej masie uderza cyklicznie z dużą prędkością w skałę przekazując jej energię kinetyczną i powodując jej urabianie. Nietypowe systemy wykorzystania młotów hydraulicznych w pracach tunelowych prowadzą do realizacji urabiania poprzez młoty hydrauliczne osadzone na ramieniu manipulatora, który z kolei jest przemieszczany na podwieszanej platformie. Rozwiązanie te pokazują na możliwości skutecznego urabiania zwięzłych skał poprzez aktywne oddziaływanie narzędziem. Głównym problemem jest zapewnienie systematycznej ciągłości procesu urabiania połączonego z pełną automatyzacją oraz zapewnienie wystarczającej wydajności. Dodatkowym problemem są drgania przenoszone na konstrukcję wsporczą.



Rys. 5. Widok kombajnu chodnikowego na podwoziu gąsienicowym firmy Salzgitler typ SK-HR, z zabudowanym na ramieniu hydraulicznym młotem udarowym podczas urabiania przodka chodnikowego [13]

5. Kombajn opracowany w AGH wyposażony w organ uderowy

Koncepcja modułowej maszyny zespołowej do drążenia minituneli w ośrodku skalnym o zróżnicowanych właściwościach fizykomechanicznych opracowana w katedrze Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych w Akademii Górniczo Hutniczej w Krakowie została przedstawiona na rys. 6. Rozwiązanie głowicy z aktywnym narzędziem dyskowym pozwala na urabianie skał zwięzłych [5,7]. Narzędzie dyskowe osadzone jest na głowicy o specjalnej konstrukcji. Bijak uderza w wewnętrzną powierzchnię pierścienia dysku. Osadzenie głowiczki umożliwia jej obrót realizowany przez silnik hydrauliczny oraz przesuw w obudowie młota hydraulicznego. Dwa siłowniki hydrauliczne powodują wysuw młota i zarazem zapewniają skuteczny docisk dysku do urabianej calizny. Rozwiązanie opracowano jako propozycję modułowej maszyny zespołowej do drążenia minituneli o średnicy \varnothing 3 do 4 m.



Rys. 6. Model modułu urabiającego głowicą z zabudowanym aktywnym narzędziem dyskowym i obrotnicy [5]

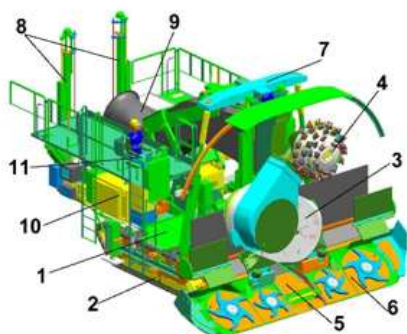


Rys. 7. Prototyp kombajnu RDA-1 z aktywnym narzędziem dyskowym oraz widok głowicy [6]

Rozwój opracowanej koncepcji zaowocował konstrukcją kombajnu ramionowego na podwoziu gąsienicowym RDA-1 opracowanego we współpracy z firmą REMAG Katowice z dyskiem aktywnym przedstawionym na rys 7 [6]. Kombajn ten przeszedł pomyślnie próby poligonowe lecz nie został dalej przebadany w warunkach dołowych.

6. Kombajny chodnikowe specjalne

Korzyści wynikające z uniwersalności głowic frezujących spowodowały poszukiwania w kierunku rozwiązań odbiegających od tradycyjnego urabiania punktowego. Określanych jako. Rozwiązanie kombajnu kwalifikujące się jako urabiająco-rozpierające firmy Sandvik przedstawiono na rys. 8. Zamocowanie w przedniej części obrotowego i przegubowego ramienia 3, na którym zabudowany jest frezujący organ urabiający 4 pozwala na uzyskanie złożonej trajektorii ruchu narzędzi skrawających [2,14]. Uzyskano dzięki temu skrawanie ale także wylupywanie urabianej skały w wyniku nakładania się poszczególnych skrawów. Rozwiązanie to pozwoliło na automatyzację procesu urabiania ukierunkowaną na programowanie profilu urabiania. Standardowe wykorzystanie tego kombajnu sprowadza się do drażnienia wyrobisk korytarzowych w skałach zwięzłych z możliwością kotwienia stropu. Zainstalowana moc kombajnu rzędu 270 kW pozwala drażnić wyrobiska korytarzowe w skałach trudno urabialnych o szerokości do 7,5 m oraz wysokości 5,7 m. Główną zaletą jest możliwość jednoczesnego urabiania, załadunku i odstawy urobku oraz kotwienia. Technologia urabiania składa się z kroku pierwszego, w którym następuje zawrębienie połączone z urabianiem i kotwieniem, kroku drugiego powtarzającego cykl pierwszy w celu uzyskania następnego zawrębienia oraz kroku trzeciego zamykającego cykl. Krok ten związany jest z podniesieniem stołu załadowniczego i stóp podporowych, wykonaniem ruchu na gąsienicach w celu przemieszczenia maszyny, ponownym jej podparciu na stole załadowniczym oraz końcowym rozparciu stropnicy. Instalacja odpylająca 10 w połączeniu z możliwością zastosowania kurtyn wodnych pozwala dodatkowo na skuteczną poprawę warunków pracy obsługi kombajnu.



Rys. 8. Budowa i widok kombajnu urabiająco-rozpierającego firmy Sandvik typ AVSA [14]

1 – rama kombajnu, 2 – podwozie gąsienicowe, 3 – obrotowe ramię zabudowane na przegubie, 4 – frezujący organ urabiający 5 – podawarka zgrzeblowa 6 - stół załadownczy 7 – zespół stropnicy aktywnej, 8 – zespół czterech kotwiarek, 9 – instalacja odpylająca, 10 – agregat hydrauliczny, 11 – pulpit operatora.

W kopalni Zakłady Górnicze Polkowice-Sieroszowice wykorzystano w 2004r. do prowadzenia prac górniczych związanych z urabianiem niskiego pokładu rudy miedzi kombajn ARM 1100 firmy Voest Alpine, przedstawiony na rys. 9 [9,12]. Próby eksploatacyjne przeprowadzono w złożu rudy o miąższości poniżej 1,5 m. Prace górnicze prowadzono w oparciu o technologię ubierkowo-zabierkową z furą o szerokości ok 4 m i wysokości 1,1 m. Głowica kombajnu została wyposażona została w asymetryczne dyski tnące. Dla osiągnięcia stabilizacji procesu zastosowano stopy podporowe oraz rozpory stropowe i spągowe. Podczas prac górniczych nie stwierdzono zagrożenia zawalami. Strop nie wykazywał tendencji do łuszczenia i odpajania. Narzędzia dyskowe asymetryczne zabudowane na obwodzie tarczy głowicy oprócz swobodnego obtaczania się wokół własnej osi wykonywały obrót wraz z głowicą. Osiągnięto wydajność urabiania rzędu 16 Mg/h. Ocena kosztowa przedsięwzięcia wykazała celowość podjętych działań w zakresie urabiania mechanicznego rudy miedzi.

7. Kombajny firmy WIRTH urabiające metodą tylnego podcinania

Wprowadzenie korzystnej z punktu widzenia energetycznego metody urabiania opartej o technologię tzw. tylnego podcinania zw. Hinterschneiden skutkowało powstaniem konstrukcji kombajnu firmy Wirth przedstawionego na rys. 10 (a).

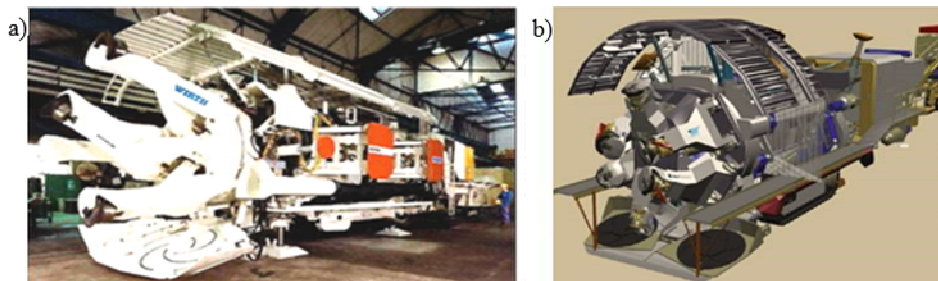


Rys. 9. Kombajn ARM 1100 firmy Voest Alpine wyposażony w głowicę uzbrojoną w asymetryczne narzędzia dyskowe [15].

Technologia ta wykorzystuje mniejszą wytrzymałość skały na rozciąganie. Firma Wirth po przeprowadzeniu prób poligonowych, w których występowała konieczność wykonania wielkośrednicowego otworu wyprzedzającego uzyskała poprzez odpowiedni dobór geometrii układu ramion możliwość atakowania calizny od obwodu wyrobiska w kierunku osi i wyeliminowała potrzebę wykonywania otworu wyprzedzającego [2].

Wspomagając się komputerowym układem sterowania trajektoriami ruchów ramion wprowadzono do funkcjonalności możliwość wykonania różnych kształtów przekroju wyrobiska. Podczas prób wykonanych w kopalni doświadczalnej Herdecke prowadzonych w piaskowcu o wytrzymałości na jednoosiowe ścisnienie rzędu $R_c = 140$ MPa zastosowano narzędzia dyskowe o średnicy $\varnothing 450$ mm. Uzyskano korzystne bardzo duże uziarnienie urobku wskazujące na niewielką energochłonność procesu urabiania przy wydajności rzędu 3 m³/h. Przekrój prowadzonego wyrobiska zbliżony był do kwadratu z zaokrąglonymi narożami. Kombajn chodnikowy MTM 6 z głowicą 6-cio ramionową opracowany przez Firmę Aker Wirth i wykonany dla Rio

Tinto Company w ramach projektu „Mine of the Future” przedstawiono na rys. 10 (b). Stanowi on kontynuację rozwiązania technologii urabiania mechanicznego skał zwięzłych poprzez niskoenergetyczne tylne podcinanie.



Rys. 10. Widok kombajnu firmy Wirth urabiającego metodą tylnego podcinania (a) oraz kombajn MTM 6 firmy Aker Wirth (b) [2,16].

8. Wnioski

Prowadzenie działań górniczych na głębokościach powyżej 1200 m oznacza wzrost temperatury górotworu. Oznacza to z jednej strony konieczność instalowania dodatkowych urządzeń obniżających temperaturę z równoczesnym pojawieniem się nowych kosztów o znaczących wartościach. Z drugiej strony otwarta zostaje kwestia ograniczenia w istotny sposób udziału człowieka w pracach w bezpośrednim obszarze prowadzenia robót górniczych. Wiąże się to bezpośrednio z wprowadzenia kombajnów urabiających mechanicznie w sposób ciągły oraz z automatyzacją procesów technologicznych. Skutkuje to zmianami w strukturze wykorzystywanych maszyn towarzyszących procesowi wydobywania kopaliny jak również wprowadzeniem na dużą skalę trybu zdalnej obsługi obiektów. Przyjęcie rozwiązania opartego o technologię urabiania pełnym przekrojem w kategoriach TBM pozwala na spełnienie tego kryterium. Jednakże specyfika prowadzenia robót górniczych z podstawowym ukierunkowaniem na pozyskiwanie kopaliny przesuwają zakres TBM w obszar, gdzie zakres prac głównych dotyczy urabiania skał silnie zwięzłych, natomiast zabezpieczenie wyrobisk chodnikowych dedykowane jest jako ochrona dróg wentylacyjnych i transportu urobku. Nie jest wymagana typowa infrastruktura dostosowana do tuneli transportowych.

Działania rozwojowe wprowadzające rozwiązania innowacyjne w zakresie technologii prowadzenia prac górniczych w rozpoznanych złożach miedzi oznaczają zgodność ze strategią KGHM Polska Miedź S.A. na lata 2017-2021.

Literatura

1. Krauze K., Bołoz Ł., Wydro T., Tomach P. – Ocena urabialności piaskowca i dolomitu na podstawie badań laboratoryjnych i dołowych. Mechanizacja, automatyzacja i robotyzacja w górnictwie. Monografia pod redakcją Krauze K., Łędziny, Kraków 2014.
2. Kotwica K, Klich A. – Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych, Monografia, Gliwice 2012

3. Krauze K., Kotwica K. - Wybrane problemy urabiania, transportu i przeróbki skał trudnourabialnych, Monografia, Kraków 2016
4. Gospodarczyk P., Kalukiewicz A., Kotwica K, Stopka G. - Wyniki badań stanowiskowych urabiania skał zwięzłych narzędziami dyskowymi, Przegląd Górniczy, Nr 11 (1068) listopad 2011, Tom 66(CVII).
5. Kotwica K. – Koncepcja maszyny zespołowej do drążenia minituneli o średnicy do 2500 mm w ośrodku skalnym o zróżnicowanych własnościach fizykomechanicznych, Górnictwo i Geoinżynieria, Rok 33, Zeszyt 3/1, 2009.
6. Kotwica K., Gospodarczyk P. - Konstruktion von Microtunnelingmaschine bis DN 2500 mit Anwendung aktiver Diskwerkzeuge, Lehrstuhl für Bergbau-, Aufbereitungs- und Transportmaschinen TU Berg- und Hüttenakademie Kraków, Polen.
7. Kotwica K, Gospodarczyk P. i inni - Wyniki prób poligonowych głowicy urabiającej nowej generacji z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu, Przegląd Górniczy, Nr 11 (1068) listopad 2011, Tom 66(CVII).
8. Krauze K., Bołoz Ł., Stopka G., Wydro T. - Wykorzystanie nowych narzędzi skrawających do urabiania skał trudnourabialnych. Mechanizacja, Automatyzacja i robotyzacja w Górnictwie. Monografia pod redakcją Krauze K., Łędziny, Kraków 2014.
9. Lewicki M. - Kombajn urabiający skały zwięzłe narzędziem dyskowym o działaniu dynamicznym, Monografia: Nowoczesne Metody Eksploatacji Węgla i Skał Zwięzłych, Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie, Kraków 2007.
10. Lewicki M. - Urabianie skał zwięzłych w sposób mechaniczny. I Konferencja naukowa Nauki techniczne i praktyka przemysłowa w Zagłębiu Miedziowym, Polkowice 2015.
11. Lewicki M. - Ocena możliwości wykorzystania narzędzia dyskowego o działaniu statycznym w warunkach KGHM „Polska Miedź” S.A. Materiały Konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej, 2006.
12. Ziętkowski L., Młynarczyk J. - Mechaniczne urabianie skał zwięzłych kombajnami w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A. , Inżynieria Maszyn, R. 19, z. 2, 2014.
13. Prospekty i materiały informacyjne firmy Saltzgiter.
14. Prospekty i materiały informacyjne firmy Sandvik.
15. Prospekty i materiały informacyjne firmy Voest Alpine.
16. Prospekty i materiały informacyjne firmy Wirth.

Artur Kozłowski, Tomasz Gąsior
Instytut Technik Innowacyjnych EMAG
Andrzej Czajkowski, Lesław Ostapow
Mine Master sp. z o.o.
Krzysztof Kotwica
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

MOŻLIWOŚĆ STOSOWANIA NAPĘDÓW ZASILANYCH Z UKŁADÓW BATERYJNYCH NOWYCH GENERACJI W MASZYNACH GÓRNICZYCH

USE OF NEW GENERATION BATTERY-SUPPLIED DRIVES IN MINING MACHINES

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono problematykę napędów elektrycznych stosowanych w górnictwie zasilanych z baterii akumulatorów. Opisano wymagania związane z eksploatacją w środowisku górniczym oraz nowe generacje ogniw wraz z algorytmem ich doboru. W podsumowaniu zawarto aktualne rozwiązania stosowane w przemyśle oraz podkreślono korzyści wynikające ze stosowania napędów elektrycznych zasilanych z baterii akumulatorów

ABSTRACT

The article presents the issues of battery-supplied electric drives used in the mining industry. The requirements related to mining exploitation were described, along with new generations of cells with their selection algorithm. The conclusions feature current solutions applied in industry and stress the benefits resulting from the use of battery-supplied electric drives.

1. Wprowadzenie

W procesach technologicznych związanych z wydobywaniem rud miedzi odstawienie urobku stanowi bardzo istotny element. Związane jest to przede wszystkim z efektywnością wydobywania. Obecnie stosowane napędy z silnikami spalinowymi oprócz wielu swoich zalet posiadają zasadniczą wadę w postaci negatywnego wpływu na środowisko. Emisja spalin, znaczne zużycie powietrza do spalania oraz oddziaływanie termiczne na otoczenie, spowodowały, że zaczęto wprowadzać do eksploatacji rozwiązania z napędem elektrycznym, który mogą być zasilane z baterii akumulatorów. Dlatego też zagadnienie związane z wprowadzaniem do eksploatacji maszyn wykorzystujących na napędy elektryczne jest bardzo ważne, gdyż powoduje m.in. wymierne korzyści w postaci: eliminacji szkodliwych gazów oraz zmniejszenie ilości ciepła wydzielanego do atmosfery kopalnianej, a w konsekwencji zmniejszenie kosztów związanych z wentylacją [1].

W artykule przedstawiono rozważania związane z realizacją projektu dofinansowanego przez NCBiR pn., „Nowa generacja modułowych maszyn, wiercącej i kotwiącej, z napędami bateryjnymi, przeznaczonych do pracy w podziemnych kopalniach rud miedzi i surowców mineralnych”. W ramach realizacji projektu planowane jest opracowanie i wdrożenie do eksploatacji nowej generacji maszyn z napędem bateryjnym. Rozwiązanie to spowoduje eliminację zanieczyszczeń wynikających ze spalania materiałów pędnych, obniżenie poziomu hałasu, a tym samym poprawę warunków pracy obsługi maszyn. Zmniejszona zostanie emisja ciepła do atmosfery kopalnianej, co w warunkach podziemnych ma szczególne znaczenie, gdyż wpłynie na obniżenie energochłonności procesu urabiania, traktowanego kompleksowo, a w szczególności obniżenie kosztów przewietrzania kopalń (ilość dostarczanego do wyrobiska powietrza) w związku z brakiem emisji spalin oraz obniżeniem emisji ciepła (znacznie wyższa sprawność elektrycznego układu napędowego).

2. Samojezdne maszyny górnicze

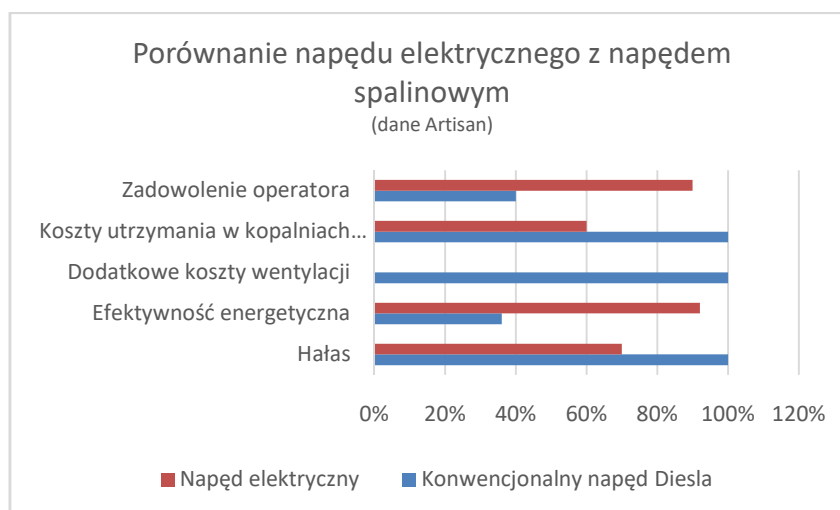
Aktualnie na świecie przeważająca ilość samojezdnych maszyn górniczych stosowanych w górnictwie wyposażona jest w napęd spalinowy. Powodem tej sytuacji jest duża mobilność maszyn przy realizacji procesu odstawy urobku, jak również przy oczyszczaniu i wyrównywaniu dróg, w transporcie materiałów czy wreszcie odwiercaniu metryk strzałowych i kotwieniu stropów.

Silniki spalinowe nowej generacji są jednostkami napędowymi przystosowanymi do pracy w górnictwie podziemnym. Elektroniczne systemy kontrolne stosowane w tych maszynach są rozwijającą się dziedziną w konstrukcji silników spalinowych. Rezultatem prowadzonych prac jest zwiększenie niezawodności tych maszyn, a co za tym idzie zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych przy obniżeniu emisji szkodliwych substancji. Pomimo tego, silniki Diesla, jak wspomniano we wprowadzeniu, wciąż emitują znaczne ilości gazów spalinowych i generują duże ilości ciepła. Przeciętny silnik wysokoprężny pracujący w kopalni wydziela przy średnim obciążeniu około 1300 m³/h spalin, w których zawarte jest około: 0,25 kg/h tlenków węgla, 0,60 kg/h tlenków azotu, 0,02 kg/h sadzy. Emisja spalin i ciepła pogarsza środowisko pracy i wymaga odpowiedniej wentylacji. Wpływa to na wysoki koszt przewietrzania, szczególnie jeśli powietrze wentylacyjne musi być dodatkowo chłodzone. Samojezdne maszyny górnicze z napędem elektrycznym nie są nowością, ponieważ pierwsze małe ładowarki z napędem elektrycznym wprowadzono już na początku lat 70-tych. Od tego czasu prace rozwojowe nad maszynami z napędem elektrycznym są wciąż kontynuowane. Rewolucją w tej dziedzinie może okazać się wdrożenie napędów bateryjnych, wykorzystujących nowoczesne ogniwa, o znacznie lepszych parametrach eksploatacyjnych w porównaniu do klasycznych napędów akumulatorowych. Za stosowaniem napędów elektrycznych przemawiają:

- w przeciwieństwie do maszyn z napędem spalinowym, nie wydzielają one gazów wydechowych, co jest bardzo korzystne, ponieważ nie generuje konieczności ciągłego ponoszenia kosztów zabudowy coraz bardziej skomplikowanych systemów wentylacji,
- poprawa jakości powietrza, w którym pracują ludzie, zmniejszenie poziomu hałasu,
- korzystniejsze parametry pracy napędu: silniki elektryczne zapewniają stały moment obrotowy i wyższą skuteczność reakcji na zmianę obciążenia, co zapewnia krótsze czasy operacyjne (w przypadku ładowarki czas ładowania i rozładowywania łyżki),
- uproszczony układ napędowy,
- niższe koszty utrzymania,

- dłuższa żywotność silników elektrycznych w porównaniu do silników spalinowych,
- brak kosztów związanych z dostarczaniem, wymianą i przechowywaniem paliwa, filtrów i olejów.

Na rys.1 pokazano porównanie napędów elektrycznych oraz spalinowych z uwzględnieniem różnych aspektów takich jak koszty związane z eksploatacją, koszty dodatkowej wentylacji, hałas itd [4].



Rys. 1. Porównanie różnych aspektów stosowania napędów elektrycznych i spalinowych

Należy jednak pamiętać, że maszyny zasilane za pomocą energii elektrycznej posiadają obecnie również pewnieniedoskonałości. Na przykładzie maszyn zasilanych z baterii akumulatorów w górnictwie węglowym wymienić możemy przykładowo: niskie moce (spowodowane małą gęstością energii), małe prędkości ruchu, mniejsze ładowności transportowe maszyn odstawczych, duże i ciężkie akumulatory. Natomiast można jednoznacznie stwierdzić, że maszyny te charakteryzują dwie podstawowe zalety (poza wymienionymi wcześniej obowiązującymi dla wszystkich maszyn elektrycznych):

- mobilność zbliżona do maszyn spalinowych,
- małe wysokości maszyn, co umożliwia pracę w niskich wyrobiskach.

Prowadzone w ramach projektu prace związane z zastosowaniem nowoczesnych napędów bateryjnych pozwolą ograniczyć w dużej mierze wymienione wady, łącząc zalety napędów elektrycznych z napędami spalinowymi.

2. Dobór baterii

Prawidłowy dobór baterii dla pojazdu jest niezwykle istotny i może rzutować na eksploatację w czasie całego cyklu życia maszyny. Aplikacja bateryjnego układu zasilania maszyny wiertącej ze względu na ciężkie warunki pracy nie ma odniesienia do rozwiązań komercyjnych (np. autobus elektryczny). Trasy pokonywane przez maszyny w kopalni są praktycznie nieporównywalne, każdego dnia mogą być różne. Dlatego przy doborze baterii należy zwrócić szczególną uwagę na następujące parametry:

- pojemność nominalną,

- gęstość energii,
- moc chwilowa
- moc ciągła,
- ilość cykli ładowania rozładowania
- zakres temperatur pracy oraz zakres temperatur ładowania

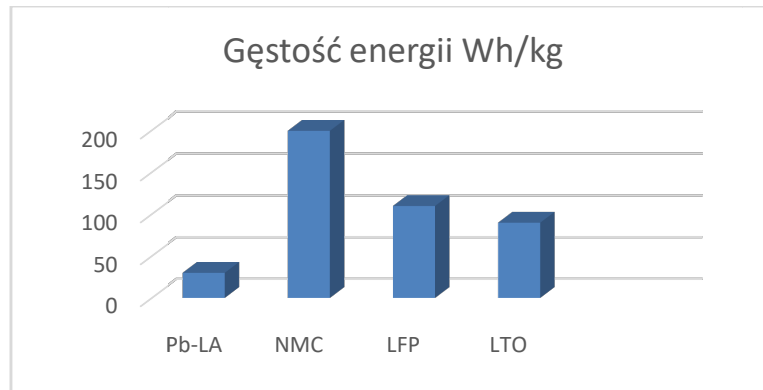
Gęstość energii jest jednym z charakterystycznych parametrów dla technologii wykonania baterii. Parametr ten w praktyce przekłada się na rozmiar i masę baterii. Moc chwilowa oraz moc ciągła są parametrami, które charakteryzują zdolność baterii do ciągłego oraz chwilowego obciążenia. Ilość cykli ładowania i rozładowania jest parametrem określającym trwałość baterii. Producenci ogniw podają katalogowe ilości cykli dla określonych warunków pracy. Najczęściej jest to temperatura otoczenia 25 °C oraz głębokość rozładowania (DOD) 80% (lub rzadziej 100%). W warunkach nominalnych podawanych przez producentów ogniw czas eksploatacji baterii może przekroczyć 10 lat. Ponieważ w kopalniach głębokich temperatura otoczenia znacznie przekracza 25 °C, dlatego należy brać pod uwagę skrócenie czasu życia baterii (w stosunku do danych nominalnych podawanych przez producenta). W zależności od technologii wykonania ogniw odporność na wysoką temperaturę jest różna (LTO to technologia najbardziej odporna na wysokie temperatury). Kolejnym czynnikiem negatywnie wpływającym na czas życia baterii jest głębokie rozładowanie, powyżej podawanej przez producenta wartości DOD. Wymienione powyżej parametry zależą głównie od konstrukcji ogniw (rodzaju zastosowanej technologii) oraz technologii wykonania.

Przy doborze baterii dla konkretnego rozwiązania maszyny należy wszystkie powyższe czynniki brać pod uwagę. Ważnym i niezwykle istotnym parametrem jest pojemność baterii. Dobór tego parametru jest złożonym zagadnieniem wynikającym z faktu że maszyny górnicze nie poruszają się według z góry precyzyjnie określonego harmonogramu (w przeciwieństwie do np. autobusów poruszających się po zaplanowanych trasach w określonym czasie i warunkach drogowych). W przypadku maszyn górniczych konieczne jest określenie pojemności baterii na podstawie analiz typowych warunków ich eksploatacji. Można tego dokonać analizując przebiegi i warunki pracy aktualnie pracujących maszyn (z silnikami spalinowymi) danego typu (tzn. ładowarki, wiertnice, kotwiarki). Zebrane dane mogą posłużyć jako podstawa do analiz i symulacji komputerowych maszyn górniczych z ekwiwalentnym napędem elektrycznym. Dobór baterii o zbyt małej pojemności spowoduje że maszyna może nie gwarantować założonych zasięgów jazdy lub wymusi zbyt częste postoje na ładowanie baterii. Maksymalna pojemność baterii musi być ograniczona ze względu na jej masę oraz gabaryty. Ze względu na wysoką cenę ogniw zastosowanie zbyt dużej pojemności baterii może okazać się nieuzasadnione ze względów ekonomicznych.

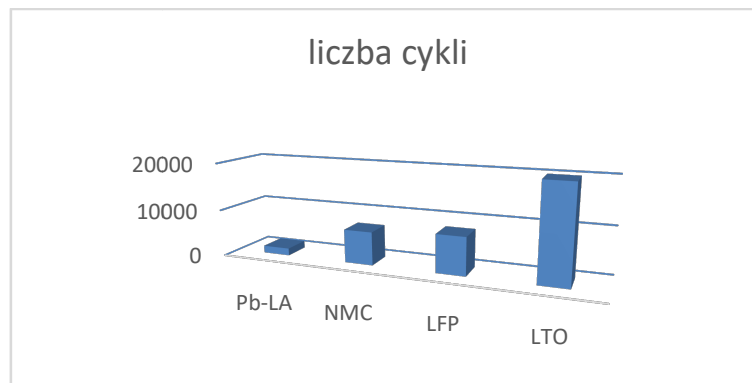
- Obecnie na rynku szeroko stosowane są ogniwa o następujących konstrukcjach [1],[2]:
- NMC - elektroda dodatnia $\text{LiNi}_x\text{Mn}_y\text{Co}_z\text{O}_2$, elektroda ujemna: grafit. Technologia o zdecydowanie najwyższej gęstości energii i najatrakcyjniejszej cenie. Czas życia większy od LFP, gęstość mocy mniejsza;
 - LFP - elektroda dodatnia LiFePO_4 , elektroda ujemna: grafit. Gęstość energii jest przeciętna, czas życia dobry, gęstość mocy bardzo dobra. Wysoki poziom bezpieczeństwa. Zaletą jest możliwość ładowania w ujemnych temperaturach;
 - LTO - elektroda dodatnia wykonana z węgla, elektroda ujemna: $\text{Li}_4\text{Ti}_5\text{O}_{12}$. Technologia o największej gęstości mocy i czasie życia, niestety bardzo droga i o niskiej gęstości energii. Możliwość ładowania w ujemnych temperaturach.

- SoNiCk - NaAlCl₄ elektroda dodatnia niklowa, elektroda ujemna sodowa. Gęstość energii podobna do technologii LTO, czas życia dobry.

Na rys.1 przedstawiono gęstości energii, natomiast na rys.2 liczbę cykli ładowania przykładowych ogniw.



Rys. 2. Gęstość energii przykładowych ogniw kwasowo ołowiowych oraz litowych



Rys. 3. Liczba pełnych cykli ładowania i rozładowania dla ogniw kwasowo-ołowiowych oraz litowych

Najczęściej obecnie stosowane ogniwa litowo-jonowe posiadają następujące zalety:

- duża gęstość energii,
- możliwość ładowania i rozładowania dużymi prądami,
- szeroki zakres temp. pracy,
- brak gazowania,
- brak korekcji temperaturowej napięcia ładowania,
- brak spadku pojemności (w temp. znamionowej),
- minimalne samorozładowanie,
- możliwość określenia SoC oraz SoH,
- dane z baterii są monitorowane on-line przez BMS (układ zarządzania baterią)

Posiadają też kilka wad, z których najważniejszymi są:

- cena,
- konieczny nadzór baterii BMS,

- wrażliwość na przeładowanie

W procesie doboru odpowiedniej baterii należy pamiętać o zaostrzonych warunkach stosowania występujących w podziemiach kopalń. W tabeli 1 zestawiono przykładowe wymagania środowiskowe oraz geologiczno-górnice które muszą być spełnione przez pojazdy eksploatowane w kopalniach rud miedzi [1].

3. Podsumowanie

Wprowadzenie nowoczesnych rozwiązań samojezdnych maszyn górniczych (SMG) zasilanych z baterii akumulatorowych wydaje się być nieuniknione.

Tab. 1. Warunki środowiskowe charakterystyczne dla kopalń rud miedzi

Warunki środowiskowe		
1.	Temperatura w przodku w trakcie pracy maszyny	max. 55 °C
2.	Wilgotność względna	max. 98 %
3.	Stężenie tlenku węgla [CO] w miejscu pracy maszyn	max. 150 ppm
4.	Stężenie dwutlenku azotu [NO ₂] w miejscu pracy maszyn	max. 5,2 ppm
5.	Stężenie dwutlenku siarki [SO ₂]	max. 1,9 ppm
6.	Siarkowodór [H ₂ S] w miejscu pracy maszyn	max. 14 ppm
7.	Zapylenie inne niż pyłem węglowym	max. 20 mg/m ³

Tab. 2. Warunki geologiczno-górnice charakterystyczne dla kopalń rud miedzi

Warunki geologiczno-górnice		
1.	Wytrzymałość skał na ściskanie	max. 200 MPa
2.	Erozyjność skał, w aspekcie wpływu na zużycie opon i elementów konstrukcyjnych, m.in. lemiesza, pługa, noży	Wysoka
3.	Wysokość wyrobiska służącego do transportu do Oddziału docelowego maszyny górniczej po jej opuszczeniu szybem P-VII O/ZG „Polkowice-Sieroszowice”	>2100 mm
4.	Szerokość wyrobiska przy spągu	min. 4600 mm
5.	Pochylenie wzdłużne	max. 15°, (pojazdy transportowe 8°)
6.	Pochylenie poprzeczne	max. 8°, (pojazdy transportowe 5°)

Podstawową zaletą nowoczesnych SMG z układem baterijnym jest ograniczenie emisji ciepła oraz eliminacja substancji powstających podczas spalania materiałów pędnych podczas pracy maszyny jak również zmniejszenie kosztów wentylacji.

Opracowanie SMG z napędem elektrycznym nie jest zagadnieniem prostym do rozwiązania. Projekt musi uwzględniać bardzo trudne warunki środowiskowe typowe dla kopalń głębokich oraz warunki techniczne wymuszone przez różnych odbiorców na rynkach światowych. Jednak dzisiejszy stan techniki oraz wiedza i doświadczenia realizatorów projektu pozwolą na osiągnięcie zamierzonego celu.



Fundusze Europejskie
Inteligentny Rozwój

Unia Europejska
Europejski Fundusz
Rozwoju Regionalnego



**Projekt współfinansowany z Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego
zgodnie z Umową nr POIR.01.01.01-00-D011/16**

4. Literatura

1. International Mining, June 2016, Availability with attitude, str.22-38
2. Świątek J., Biczek P. „Baterie litowo-jonowe, do zastosowania w energetyce, górnictwie, motoryzacji” Materiały konferencyjne EMTECH 7-8 kwietnia 2016r
3. <http://quantum.gridedge.com.au/comparisons.html> Materiały promocyjne FIAMM (dostęp lipiec 2017)
4. <http://artisanvs.com/> Materiały promocyjne ArtisanVehicle System
5. Załącznik nr 1. Wymagania prawne i dokumentacyjne. KGHM



TSA Sp. J. M.Górski, S.Rutkowski
 Przemysłowa 41, 37-450 Stalowa Wola
 Tel: 668 176 383, e-mail: mgorski@pwtsa.pl, www.pwtsa.pl



O nas

Jesteśmy obecni na rynku od 1995 roku. Od początku swojego istnienia jesteśmy ściśle związani z branżą spawalniczą.

W prawie 20-letnim okresie funkcjonowania firmy zdobyliśmy bogate doświadczenie, które pozwoliło nam wyspecjalizować się w świadczeniu takich usług jak:

- spawanie
- napawanie
- zabezpieczanie powierzchni metodami spawalniczymi, przeciwdziałając nadmiernemu zużyciu, tarciu, temperaturze, kawitacji, korozji oraz erozji
- regeneracja części maszyn o szerokim przekroju wykonawstwa
- regeneracja i dorabianie części do maszyn i urządzeń nietypowych
- naprawa maszyn.

Obsługiwane branże

- Przemysł stalowy
- Przemysł energetyczny
- Przemysł kolejowy
- Przemysł górniczy
- Przemysł rolniczy
- Przemysł kuzniczy
- Przemysł materiałów ogniotrwałych

Możliwości

Obsługujemy zarówno małe jak i duże firmy na terenie całej Polski, a także za granicą. Jesteśmy znani ze swojej rzetelności oraz wysokiej jakości usług, które wykonujemy z dużą dbałością o terminowość realizowanych zleceń oraz konkurencyjność cenową. Dzięki ścisłej współpracy z Zakładami Obróbki Plastycznej (tłoczenia, kucia, przerobu stali), odlewniami i obróbki mechanicznej możemy zaoferować ponadprzeciętną szybkość realizacji podjętych przedsięwzięć.

Jesteśmy w stanie zrealizować zamówienia na nietypowe części czy urządzenia, zapotrzebowanie na dostawy ciągle lub pojedyncze prace. Pomożemy w doborze odpowiednich technologii napraw, dzięki którym zwiększymy żywotność części i urządzeń oraz zapewnimy Państwu maksymalną oszczędność związaną z wstrzymaniem produkcji. Współpracujemy z działami głównego mechanika, projektantami, działami utrzymania ruchu w wielu firmach.

Produkty

Jesteśmy wyłącznym przedstawicielem na Polskę niemieckiej firmy Capilla oferującej profesjonalne materiały spawalnicze, m.in. na bazie kobaltu, niklu, żelaza, węglików wolframu oraz specjalnych stopów.

Kozubek Adam, Ledwoń Adam
PGG Sp. z o.o. Oddział KWK ROW Ruch Marcel
Szczyrkowski Marcin, Wojtas Marek
ELSTA ELEKTRONIKA Sp. z o.o. S.K.A.

**AUTOMATYZACJA KOMPLEKSU ŚCIANOWEGO PRZY
WYKORZYSTANIU SYTEMU STEROWANIA OBUDOWĄ
ZMECHANIZOWANĄ RUFUS 3G NA PODSTAWIE PRÓB
RUCHOWYCH PRZEPROWADZONYCH W POLSKIEJ GRUPIE
GÓRNICZEJ SP. Z O.O. ODDZIAŁ KWK ROW RUCH MARCEL**

**LONGWALL MINING SYSTEM AUTOMATION WITH THE
USE OF THE POWERED ROOF SUPPORT CONTROL SYSTEM
RUFUS 3G, BASED ON THE OPERATION TESTS CARRIED
OUT IN POLSKAGRUPAGÓRNICZA SP. Z O.O., KWK ROW
MINING PLANT, MARCEL SECTION**

STRESZCZENIE

W prezentacji przedstawiono wyniki prób ruchowych najnowszej wersji systemu RUFUS 3G przeznaczonego do elektrohydraulicznego sterowania obudową zmechanizowaną, a także zagadnienia związane z wdrażaniem zautomatyzowanych kombajnowych kompleksów ścianowych w kopalniach węgla kamiennego. Zaprezentowano ogólną strukturę nowoczesnego systemu sterowania obudową zmechanizowaną oraz rozwiązania umożliwiające rozbudowę posiadanych sterowań hydraulicznych do sterowania elektrohydraulicznego. Przedstawiono modułową budowę systemu, umożliwiającą stosowanie automatyzacji procesu urabiania w różnych warunkach geologiczno-górnictwowych. Omówiono automatyzację pracy zarówno obudowy zmechanizowanej, jak i całego kompleksu wydobywczego.

Stosowanie nowoczesnych wydobywczych kompleksów ścianowych z automatyzacją poszczególnych maszyn i urządzeń wchodzących w jego skład ma na celu zwiększenie efektywności pracy, podniesienie niezawodności, minimalizację czasu usuwania niesprawności oraz poprawienie bezpieczeństwa pracy załogi. W osiągnięciu tych celów zdecydowanie pomagają układy sterowania, monitoringu, diagnostyki i wizualizacji, które poprzez monitorowanie wielu parametrów technologicznych rejestrowanych na ścianie i wizualizowanych tak na podziemnych, jak i powierzchniowych stanowiskach operatorsko-dyspozytorskich, pozwalają na prowadzenie ciągłego nadzoru przez personel i autonomiczne diagnozowanie stanów przedalarmowych przez sam system komputerowy.

Ze względu na wymaganą niezawodność pracy całego kompleksu ścianowego w każdych warunkach, istotne jest by układy sterowania i monitoringu oraz sterowane

maszyny i urządzenia stanowiły integralną całość, gdyż, jak mówi oczywista sentencja: cały kompleks będzie tak niezawodny, jak niezawodne będzie najsłabsze jego ogniwo. Stąd wymagane jest by projektowanie poszczególnych maszyn i urządzeń było połączone z kompleksowym podejściem również do systemów sterowania i nadzoru. Również projektowanie i kompletacja wyposażenia ścian winny uwzględniać systemowe podejście wraz z zachowaniem kompatybilności stosowanych systemów..

ABSTRACT

The presentation shows the results of operation tests of the latest version of the RUFUS 3G system intended for the electro-hydraulic control of powered roof supports as well as issues related to the implementation of shearer-based automatic longwall mining systems in hard coal mines. The general structure of a modern powered roof support control system is presented together with solutions allowing the conversion of the current hydraulic control systems to electro-hydraulic control. The modular structure of the system, enabling the automation of the cutting process in various geological and mining conditions is presented. The automation of the operation of both the powered roof supports and the complete mining systems was discussed.

The use of modern longwall complexes with the automation of individual machines and associated equipment has the clear goals: increasing work efficiency, reliability, minimizing repair time and improving staff safety. The control, monitoring, diagnostics and visualization systems are greatly assisted in achieving these goals. Monitoring and visualization (both on-site and at the surface dispatcher stations) of many of the technological process parameters recorded on the wall, allow continuous supervising as well as predictive diagnosis made by the computer system.

Due to the required reliability of the entire longwall complex in all conditions it is important to ensure that the control and monitoring systems and the controlled machinery and equipment work as fully integral system. Just as the well-known quote states: "a chain is only as strong as its weakest link" - the whole system is as reliable as its weakest point. It is therefore imperative that the design of individual machines and equipment be combined with a comprehensive approach also to the control and supervision systems. Also the design and completion of wall should take into account the overall system approach with ensuring the compatibility of the used sub-systems.

Dariusz Kubiak
KGHM ZANAM S.A. w Polkowicach

**AUTOMATYZACJA PUNKTÓW PRZEŁADUNKOWYCH W
KOPALNIACH KGHM POLSKA MIEDŹ S.A. NA
PRZYKŁADZIE URB/ZS-3 WG PROJEKTU CUBRII/1**

**AUTOMATION OF RELOADING POINTS IN KGHM POLSKA
MIEDŹ S.A. MINES ON THE EXAMPLE OF URB/ZS-3
ACCORDING TO PROJECT CUBRII/1**

STRESZCZENIE

Projekt nowego rozwiązania pn. "Automatyczne urządzenia do rozbijania brył typu URB/ZS-3" jest kontynuacją rozwoju zdalnego sterowania URB/ZS-1 produkcji ZANAM (sterowanie zdalne jednocześnie 3-ma punktami). Nowy automatyczny system pracy pozwoli skoncentrować i zmniejszyć obsługę oraz zwiększyć kontrolę nad poszczególnymi urządzeniami. URB/ZS-3 umożliwi całkowite wyeliminowanie obsługi, sprowadzając ich rolę jedynie do czynności kontrolujących i monitorujących efekty pracy i stan techniczny urządzeń. Cele, jakie postawiono w Projekcie to: pełna automatyzacja procesu rozdrabniania i obniżka kosztów odstawy urobku. Dodatkowym celem będzie wyprowadzenie operatorów z obszarów o dużej ekspozycji niekorzystnych czynników środowiskowych (wysoka temperatura, ograniczona wentylacja) do centrów zdalnego i automatycznego sterowania (CZAS) wolnych od tego ryzyka oraz umożliwienie wybierania bogatych pokładów rudy z rejonów, dzisiaj z uwagi na zagrożenia dla obsługi - nieeksploatowanych.

ABSTRACT

The project of the new solution named "Type URB/ZS-3 automatic rock crushing machine" is a continuation of the development of URB/ZS-1 remote control system by ZANAM (remote control of 3 points at the same time). New automatic operating system will allow for concentration and reduction of operators, and will improve control over individual machines. URB/ZS-3 will enable the complete elimination of operators, reducing their activities to controlling and monitoring of the output and technical condition of the equipment. Project objectives are as follows: complete automation of the crushing process and reduction of yield haulage costs. An additional objective will be to relocate the operators from areas of high exposure to unfavourable environmental factors (heat, limited ventilation) to remote and automatic control centres (Pol. "C Z A S"), which are free from these risks, as well as to enable rich ore mining in areas unexploited these days due to the threat to operators' health.

THIELE
Fabryka walcowników Przemysłowych
i Technicznych Krynica Małogoska

TUR
2017
3. Międzynarodowa Konferencja
TECHNOLOGIAMI
Krynica - Krynica, 26 IX - 28 IX 2017

KRYNICA

Zapraszamy na prezentację
oraz degustację naszych
nowych produktów:
**Żyżelnie i Inżynieria
& Pyłozbiorniki**
www.thiele.de

Jerzy Kwaśniewski, Szymon Molski, Paweł Mazurek
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
Mirosław Witoś
Instytut Techniczny Wojsk Lotniczych

DIAGNOSTYKA LIN KOMPAKTOWANYCH

DIAGNOSTICS OF COMPACT WIRE ROPES

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono propozycję rozszerzenia zakresu badań nieniszczących lin kompaktowanych (o powierzchniowym stuku drutów) o metodę magnetycznej pamięci metalu (MPM). Na podstawie badań laboratoryjnych wykazano możliwość wiarygodnej detekcji słabych anomalii magnetycznych i „wad struktury” przy pomocy cyfrowego magnetometru (kompasu). Badania porównawcze aktywnej metody magnetycznej MTR (wymagającej silnego magnesowania fragmentu liny) z metodą MPM wykonano na linie kompaktowanej eksploatowanej w szybie Bzie1. Omawianą tematykę zobrazowano przykładami.

ABSTRACT

The article proposes extending the scope of non-destructive tests of compact corded wire ropes with the method of magnetic metal memory (MMM). Based on laboratory tests, it is possible to reliably detect weak magnetic anomalies and "structure defects" using a digital magnetometer (compass). Comparative studies of the active magnetic method of MTR (requiring strong magnetization of the rope fragment) with the MMM method were performed on a compact line operated in the mining tower Bzie1. The topics is illustrated by examples.



Producent maszyn i urządzeń dla górnictwa podziemnego



www.minemaster.eu

Xuwei Li
China University of Mining and Technology, China
Jan Nemcik, Naj Aziz
University of Wollongong, Australia

STUDY ON THE SHEAR BEHAVIOUR OF A FULLY GROUTED CABLE BOLT SUBJECTED TO SHEARING

ABSTRACT

An analytical model is developed to investigate the shear behaviour of a fully encapsulated cable bolt. Parametrical investigation is performed on four main influencing factors including bolt pretension, joint friction angle, concrete strength and bolt installation angle. This analytical work aims to develop a simple tool for geotechnical engineers to effectively evaluate cable shear behaviour and the influence of fully grouted cable bolts on joint shear resistance.

1. Introduction

The shear behaviour of cable or rebar bolts and their contribution to joint shear strength is heavily influenced by a number of factors, such as the strength of host material[1-5], annulus grout thickness[6], axial pretension load[1, 3, 7], grouted or ungrouted bolt[8], bolt installation angle[7, 9-11], joint roughness coefficient (JRC)[2, 5, 8, 12], loading rate, loading time (creep effect), bolt diameter[2] and cable strength. Some of these factors have been studied in depth, whereas others were rarely analysed. Due to a large number of factors influencing the bolt performance, some of the conclusions in these reported publications contradict each other.

A theoretical model concerning the behaviour of a single grouted cable bolt was developed with consideration of various factors mentioned above. The performance of a cable intersecting a joint was investigated and a theoretical relationship between the axial and lateral load components was mathematically derived. The maximum joint shear resistance and joint shear displacements were determined by combining the cable failure criteria and the loading state derived from structural mechanics analysis.

The effect of all related influencing factors mentioned above were analysed and compared with the existing studies[1, 2].

2. Mechanical model

When a grouted rebar bolt or cable bolt in rock is subjected to shearing, the bolt deforms and two plastic hinges form at both sides of the joint plane. For the slow rate of loading, reaction forces in the host material (grout and rock) are mobilised and all forces are in equilibrium. Both the bolt and the host material experience the elastic stage and the plastic stage successively. During loading, the reinforcement bolt and the host material progress from the elastic stage to the plastic stage. In the elastic stage of the host material, the reaction force is roughly proportional to its elastic compression[13, 14]. According to Ferrero's study[1], the shape of the bolt deflecting section can be approximated with a parabolic equation. Thus it is reasonable to assume the reaction

force distribution exhibits the same shape in the elastic stage. In the plastic stage of the host material, the reaction force remains constant since the bolt crushes into the host material[15]. Thus a constant uniform distribution of the reaction force is assumed for the plastic stage of the host material.

During shear loading, the bolt moduli decrease from the perfectly elastic state to the fully plastic state along the bolt length, and the reaction force varies from a parabolic distribution to a constant distribution.

According to the analysis of plastic hinge formation, the distance from joint to plastic hinge is normally less than 3~ 4 times the bolt diameter for most commonly used bolts. In addition, when a bolt deflects due to shearing the tension and compression loads between bolt and the host material are produced on the top and bottom sides. Since the cohesion between the host material and the bolt is very small, the grout on the tension side can easily detach from the bolt surface. After the grout and rock yields within the compressive zone, the host material is crushed and unable to bear higher compressive load. Based on the above analysis, the frictional effect between the host material and the bolt is negligible as assumed in several previous studies[16, 17].

An assumption is made here that the deflecting section of a bolt between two plastic hinges is statically indeterminate with two fixed ends. Based on this assumed model, the cable contribution to joint shear strength and its shear failure displacement can be derived[18].

3. Parametrical investigation

3.1 BOLT PRETENSION

Based on the derived model, the cable contribution to joint shear strength in different cases are listed in Table 1 to Table 3.

Table 1 Cable bolt contribution to joint shear strength at varied cable pretensions

Pretension effect ($E=2\text{GPa}$ $G=0.8\text{GPa}$)						
Pretension (kN)	0	50	100	150	200	250
θ (radian)	1.54	1.41	1.296	1.184	1.08	0.98
N_o (kN)	587	586	588	587	587	587
Q_o (kN)	35.7	34.8	34.2	33.5	33.0	32.6
R_{N_o} (kN)	595	620	636	641	639	631
R_{Q_o} (kN)	-15	-10	-5	-1	3	6
R (kN)	580	610	631	640	642	638

Table 2 Cable bolt contribution to joint shear strength at varied cable pretensions

Pretension effect ($E_{\text{average}}=4\text{GPa}$ $G_{\text{average}}=1.6\text{GPa}$)						
Pretension (kN)	0	50	100	150	200	250
θ (radian)	0.929	0.873	0.818	0.760	0.705	0.646
N_o (kN)	587	584	585	582	586	586
Q_o (kN)	39.3	39.0	38.7	38.5	38.5	38.5
R_{N_o} (kN)	625	613	603	587	576	559
R_{Q_o} (kN)	10	12	14	16	18	21
R (kN)	634	625	617	603	594	579

Table 3 Cable bolt contribution to joint shear strength at varied cable pretensions

Pretension effect (E=10GPa G=4GPa)						
Pretension (kN)	0	50	100	150	200	250
θ (radian)	0.544	0.516	0.486	0.456	0.424	0.389
No (kN)	581	584	582	583	583	581
Qo (kN)	49.0	49.3	49.5	49.9	50.3	50.8
R _{No} (kN)	519	512	498	487	474	457
R _{Qo} (kN)	31	32	34	35	37	39
R (kN)	550	544	532	522	510	495

Theoretically, when cable bolt failure occurs at the bolt-joint intersection, the entire cable deflecting section between the plastic hinges should be plastic. Thus the cable plastic stage moduli should be used in the calculation. During the cable strain hardening, cable moduli vary from the maximum to a minimum. Fig. 7 shows a typical stress-strain relationship of a single straight smooth cable wire loaded in tension. From the laboratory tensile tests carried out on cable wires[19], the averages of cable wire's plastic moduli are $E = 4GPa$, $G = 1.6GPa$. In these analyses, a range of cable's plastic moduli are used in Tables 1, 2 and 3.

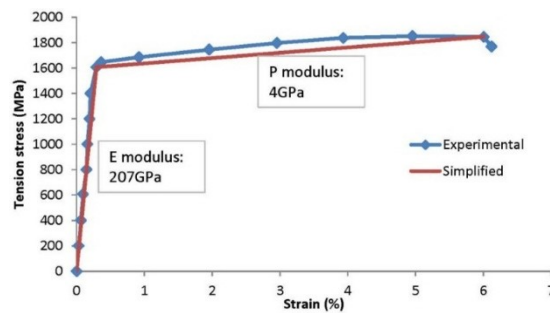


Fig. 7. Stress strain relationship of a single straight smooth cable wire

From Tables 1, 2 and 3 it can be seen that the cable pretension has two different effects on the joint shear strength. For a cable failing at the smaller moduli, the greater the cable pretension, the more contribution the cable makes. In contrast, an exactly opposite trend takes place for a cable failing at the average or higher moduli.

Fig. 8 shows the double shear test results of SUMO cables and the testing apparatus. This figure offers the shear displacement and shear force at failure and the average shear stiffness of the shear system rather than real loading-displacement curves. Details about the testing procedure can be found in existing publications [3, 6, 20, 21]. Compared with the experimental results shown in Fig.8, it is clear that the cable pretension effect in this analysis is consistent with the experimental tests. Specifically, the cable pretension decreased the shear strength of joints reinforced with indented SUMO cables which normally failed at much smaller shear displacements than the plain cable. This corresponds to the cable pretension effect shown in Table 2 and Table 3. However, the cable pretension increased the shear strength of joints strengthened with

plain SUMO cables which normally failed at much larger shear displacements. And thus this corresponds to the cable pretension effect shown in Table 1.

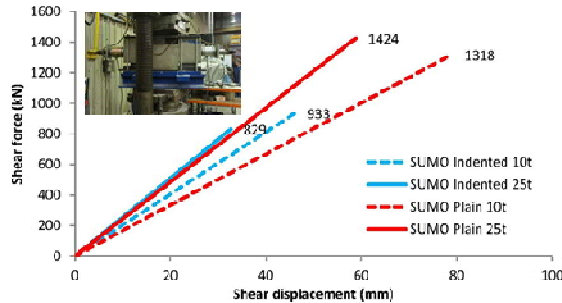


Fig.8.Pretension effect on joint shear resistance capacity

In the above analysis, there are two different cable pretension effects on the bolted joint shear strength. Going back to check the cable contribution to joint shear strength described in Eq. (1), since the bolt installation angle and the joint friction angle are constant the cable contribution was found to be influenced by two parameters, the cable loading state (the axial force and shear force) and the cable deflection angle. Therefore, theoretically the cable pretension affects the joint shear strength by changing these two parameters. Checking data in Tables 1, 2 and 3, it can be clearly seen that both the axial and shear forces obtained at varied cable pretensions do scarcely vary. Thus the joint shear strength variation is mainly due to the cable deflection angle. Since the cable pretension has two different effects, the cable deflection angle should correspondingly have two effects on the joint shear strength as well.

There is a maximum joint shear strength point (turning point) when the cable deflection angle changes. In Tables 1 to 3, the joint shear strength increases with the increase of deflection angle when the cable deflection angle is less than approximately one radian (57°) and decreases when the deflection angle exceeds one radian. Therefore one radian is the turning point of the cable pretension effect on joint shear strength.

Why is it one radian? Is it always one radian for all cases or just a special case? Since the joint shear strength is ultimately determined by the cable loading state and the friction angle (Eq. (1)), the turning point of cable deflection angle (where the maximum shear capacity occurs) should be determined by them as well.

Figs. 9 and 10 show the influences of the axial load and joint friction coefficient respectively on the turning point of cable deflection angle for a perpendicularly reinforced joint.

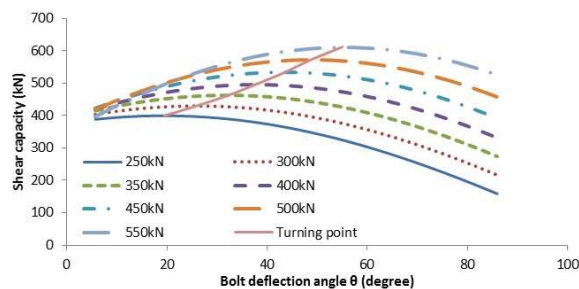


Fig.9. Influence of the axial load at failure on the turning point of joint shear strength with the joint friction coefficient of 0.44.

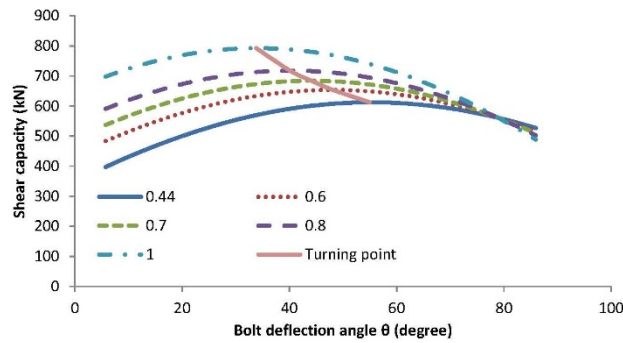


Fig.10. Influence of the joint friction coefficient on the turning point of shear strength with the axial load of 550kN

In Fig.9, the turning point has a very clear increasing trend with the increase in axial load. The turning point increases from 19° to 55° with the axial load ascending from 250kN to 550kN. However, in Fig.10, the turning point decreases with the increase of friction angle. While the turning point is located at 55° with a friction coefficient of 0.44, it drops to only about 34° with a friction coefficient of 1. So the turning point of deflection angle is not fixed and it changes with the variation of the cable loading state and the joint friction angle. The calculated cable deflection turning point of one radian in Tables 1 to 3 is for a specific case ($\tan\theta = 0.44, \alpha = 90^\circ, N_o \approx 580kN$).

3.2 JOINT FRICTION ANGLE

Since the joint friction angle appeared only in the calculation of cable contribution to joint shear strength (Eq. (1)), it only affects the joint shear strength but not the final loading state of cable bolts at failure. The influence of the joint friction angle has been given in Fig.10 and its effect on the turning point of the cable deflection angle has been discussed as well. In addition to this, the joint friction angle effect on joint shear strength weakens with the increase of the deflection angle and there is almost no difference when the deflection angle approaches 80° as shown in Fig.10 and Fig.11. The large deflection angle normally occurs in the case of weak concrete and small pretension. And thus the joint friction angle effect is much more evident in the opposite situation (strong concrete and large pretension) (Fig.11). Also as expected, higher friction angle produces higher joint shear strength.

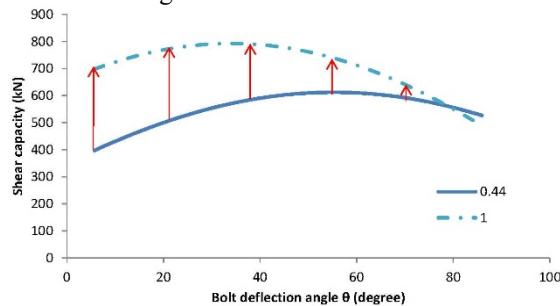


Fig.11. Influence of the joint friction coefficient on the joint shear strength with varied deflection angle for the axial load of 550kN

3.3 CONCRETE STRENGTH

The strength of concrete and grout material has a significant influence on the cable bolt deformation and the reinforced joint shear strength[1-5]. It is reasonable to make an assumption that the shear displacement increases with the decrease of concrete strength. Studies[3, 4] carried out by researchers also support this assumption. Thus it is also credible that the tensile strain of cable bolts anchored in soft concrete progresses further than in hard concrete. Hence, the cable moduli at failure are assumed to increase with the increasing concrete strength (Table 4). The theoretically calculated results of cable bolts installed in concrete of varied strengths are given in Table 4.

Table 4 Variation of the cable loading state at failure with varied concrete strength

Concrete strength (MPa)	Joint shear failure load per joint (kN)	Cable modulus at failure (GPa)	Joint shear displacement(mm)	Axial force component at bolt-joint intersection (kN)	Shear force component at bolt-joint intersection (kN)
20	641	3	119	588	23
40	631	4	73	584	39
60	611	5	53	579	56
80	592	6	42	572	72

Similar to the experimental tests carried out by other researchers[1, 2], the weaker the concrete, the larger the shear strength of cabled joints. The shear displacement is very large when the concrete is very soft, but it cannot further increase since the concrete will collapse prior to cable failure. When the concrete is very strong, the failure will be similar to a guillotine test since the shear force will increase and the axial force will decrease. The calculated values in Table 4 indicate that as the concrete strength increases the cable bolt shear force increases at a greater rate than the decrease in axial force. This is consistent with that more tensile failures of bolts were observed in weak concrete while more tensile-shear combined failures were seen in hard concrete[1].

3.4 BOLT INSTALLATION ANGLE

In practical application, cable bolts may be anchored at any angle to joints and therefore for each case they will behave differently. Experimental conclusions have been drawn in several papers by other researchers[2, 7, 9-11, 22, 23]. In their studies, the bolt installation angle across the joint was found to influence the bolt failure mode, the shear strength and the deformation stiffness of a bolted joint.

The influence of bolt installation angle on the joint shear strength is analysed here based on the proposed method and shown in Fig. 12. The relevant parameters are $E = 4GPa$, $G = 1.6GPa$, $d = 0.022m$, $\sigma_{yield} = 1677MPa$, $\sigma_f = 1885MPa$. Clearly, the bolt installation angle influences joint shear strength magnitudes which are further modified by the joint friction angle as shown in Fig.12. Under above given conditions, for the extreme case of the joint friction coefficient of 0, the joint shear strength continuously decreases with the increase of bolt installation angle, whereas for a friction coefficient of 0.8, the joint shear strength continues to increase. The case of high joint friction angle partly agrees with Spang and Egger's conclusions[2]. For the friction

angle between these two cases, the joint shear strength increases for lower installation angles, reaching maximum and then decreases. This maximum versus the bolt installation angle is described by the “turning point” line shown in Fig. 12. So there is a maximum joint shear strength point for each joint friction angle, and a turning point of bolt installation angle. For practical purposes it can be assumed that in most cases the rock joint coefficient of friction would be higher than approximately 0.4. So we can infer that the maximum joint shear strength will occur mostly within the bolt installation angle of 70°-90° (Fig. 12).

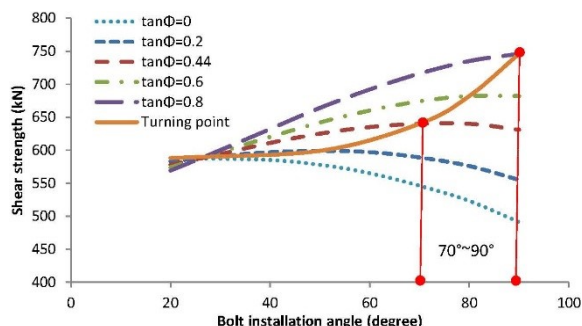


Fig.12. Influence of bolt installation angle on the joint shear strength with varied joint friction coefficients

4. Conclusions

Based on the statically indeterminate beam theory an analytical model that enables realistic predictions of the cable bolted joint shear strength and shear displacement is developed. Parametric investigations were performed about four main influencing factors and conclusions were drawn as follows:

Cable pretension affects the bolted joint shear strength in two different ways. This effect is mainly decided by the plastic moduli of the cable deflecting section at cable failure. The joint friction angle affects the bolted joint shear capacity. This effect diminishes with increase in cable deflection angle and tapers off when the cable deflection angle approaches 80°.

Hard concrete/rock provides lower joint shear strength and smaller joint shear displacements.

The effect of bolt installation angle on joint shear strength is affected by the joint friction angle. The maximum joint shear strength will occur mostly within the bolt installation angle ranging 70°-90° in practical joint conditions.

References

1. Ferrero AM. The shear strength of reinforced rock joints. *Int J Rock Mech Min Sci.* 1995;32:595-605.
2. Spang K, Egger P. Action of fully-grouted bolts in jointed rock and factors of influence. *Rock Mech Rock Eng.* 1990;23:201-29.
3. Jalalifar H, Aziz N, Hadi M. The effect of surface profile, rock strength and pretension load on bending behaviour of fully grouted bolts. *Geotechnical and Geological Engineering.* 2006;24:1203-27.
4. Aziz N, Damian P, Richard W. Double shear testing of bolts. In: Naj A, editor. 4th Coal Operators' Conference. Wollongong, NSW, Australia2003. p. 154-63.

5. Craig P, Aziz N. Shear testing of 28mm hollow strand TG cable bolt. In: Aziz N, editor. 10th Coal Operators' Conference Wollongong, NSW, Australia2010. p. 171-9.
6. Aziz N, Jalalifar H, Hadi M. The effect of resin thickness on bolt-grout-concrete interaction in shear. In: Naj A, editor. Coal 2005: coal operators' conference. Wollongong2005. p. 3-9.
7. Haas CJ. Analysis of rock bolting to prevent shear movement in fractured ground. *Journal of Mining Engineering*. 1981;698-704.
8. Goris JM, Martin LA, Curtin RP. Shear behaviour of cable bolt supports in horizontal bedded deposits. *CIM Bull*. 1996;89:124-8.
9. Bjurström S. Shear strength of hard rock joint reinforced by grouted untensioned bolts. *International Congress of Rock Mechanics*. Denver1974. p. 1194-9.
10. Hibino S, Motojima M. Effects of rock bolting in jointed rocks. *International Symposium of Weak Rock*. Tokyo1981. p. 1052-62.
11. Egger P, Fernandes H. A novel triaxial press - study of anchored jointed models. *International Congress on Rock Mechanics*. Melbourne1983. p. 171-5.
12. Stillborg S. Experimental investigation of steel cables for rock reinforcement in hard rock. Lulea, Sweden: Lulea University of Technology; 1984.
13. Lambe TW, Whitman RV. *Soil mechanics*: John Wiley & Sons; 2008.
14. Terzaghi K. Evaluation of coefficients of subgrade reaction. *Geotechnique*. 1955;5:297-326.
15. Holmberg M, Stille H. The mechanical behaviour of a single grouted bolt. *International Symposium on Rock Support*. Rotterdam1992. p. 473-81.
16. Pellet F, Egger P. Analytical model for the mechanical behaviour of bolted rock joints subjected to shearing. *International Journal of Rock Mechanics and Rock Engineering*. 1996;29:73-97.
17. Jalalifar H. A new approach in determining the load transfer mechanism in fully grouted bolts. Wollongong: University of Wollongong; 2006.
18. Li X, Nemcik J, Mirzaghobanali A, Aziz N, Rasekh H. Analytical model of shear behaviour of a fully grouted cable bolt subjected to shearing. *Int J Rock Mech Min Sci*. 2015;80:31-9.
19. Orica. Mechanical property test report. Orica; 2014.
20. Aziz N, Kay H, Nemcik J, Stefan M. Shear strength properties of Hilti plain and indented strand cable bolts. In: Aziz N, editor. 14th Coal Operators' Conference. Wollongong, NSW, Australia2014. p. 156-62.
21. Jalalifar H, Aziz N. Experimental and 3D numerical simulation of reinforced shear joints. *Rock Mech Rock Eng*. 2010;43:95-103.
22. Azuar JJ. Stabilization de massifs rocheux fissures par barres d'acier scellées. In: LPC Ror, editor. Report of research LPC: LPC; 1977.
23. Grasselli G. 3D behaviour of bolted rock joints: experimental and numerical study. *Int J Rock Mech Min Sci*. 2005;42:13-24.

Paweł Mendiya, Krzysztof Kotwica, Stopka Grzegorz
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
Andrzej Czajkowski, Lesław Ostapów
Mine Master sp. z o.o.
Jacek Karliński
Politechnika Wroclawska

MOŻLIWOŚCI I BARIERY W IMPLEMENTACJI ZDALNEGO STEROWANIA WOZAMI WIERCĄCYMI

POSSIBILITIES AND BARRIERS IN IMPLEMENTATION OF DRILLING RIG REMOTE CONTROL

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono główne założenia, jak również ograniczenia i korzyści związane z zastosowaniem układów zdalnego sterowania do kontroli wozów wiertniczych, pracujących w podziemnych kopalniach rud metali. Zwrócono uwagę na specyfikę warunków panujących w kopalniach podziemnych, przedstawiono główne elementy systemu, poruszono kwestię wpływu opóźnienia sygnału związaną z transmisją na dokładność pozycjonowania układu roboczego oraz opisano korzystne sposoby monitorowania środowiska pracy przy sterowaniu z dużej odległości.

ABSTRACT

The article presents the main assumptions as well as the limitations and benefits of the use of remote control systems for the control of drilling rigs operating in underground metal ore mines. Attention was paid to the specificity of underground mine conditions, the main features of the system were highlighted, the impact of signal delay associated with transmission on the positioning accuracy of the working system and the preferred means of monitoring the operating environment for remote control.

1. Wprowadzenie

W związku z koniecznością udostępniania przez kopalnie rud oraz surowców mineralnych z coraz trudniejszych pod względem geologicznym, zupełnie nowych obszarów górniczych, wyrobiskami na głębokości poniżej 1000 m uwidacznia się konieczność wprowadzenia w te rejon specjalistycznych, dostosowanych maszyn górniczych, w tym szczególnie maszyn do wiercenia oraz kotwienia. Warunki w tych obszarach górniczych charakteryzują się dużymi pochyleniami wzdłużnymi oraz poprzecznymi, a także niską wysokością wyrobisk (od 1,6 m \pm 2,5 m). Występuje również bardzo silne zawodnienie spągów oraz wysoka temperaturą otoczenia pracy

maszyn, wynoszącą powyżej 45°C. Dodatkowo wyrobiska te narażone są na tąpnięcia i niekontrolowane obwały skał.

Jednym ze specjalistycznych systemów poprawiających komfort i bezpieczeństwo pracy górników, jest system zdalnego sterowania, pozwalający na odsunięcie operatora maszyny ze strefy niebezpiecznej do strefy o wyższym poziomie bezpieczeństwa bądź przyjaźniejszych warunkach pracy (np. strefy o lepszym przewietrzaniu czy niższej temperaturze powietrza). W Polsce taki system znajdzie zastosowanie przede wszystkim w kopalniach rud miedzi, które obecnie zaczynają eksploatację złóż zalegających na dużej głębokości, w bardzo niekorzystnych warunkach geologicznych.

2. Założenia i struktura układu sterowania

Zasadniczo wyróżnia się trzy przypadki zastosowania układów zdalnego sterowania maszynami wierzącymi:

- Sterowanie metodą radiową, z bezpośredniego otoczenia maszyny (do 30m.) – z uwagi na problemy z transmisją sygnału radiowego w kopalniach podziemnych, aby zapewnić wymagany poziom niezawodności systemy sterowania radiowego mogą być wykorzystywane jedynie w bezpośredniej bliskości maszyny – w praktyce, zapewniony musi być kontakt wzrokowy operatora z maszyną.
- Sterowanie metodą przewodową, z otoczenia maszyny – ten typ sterowania wykorzystuje przewód sterujący, znacznie poprawiający jakość transmisji i pozwalający sterować maszyną ze znacznie większej odległości niż system radiowy, np. z pomieszczenia sterowni podziemnej,
- Sterowanie metodą przewodową, nadzorująco-awaryjne – podobne w swojej strukturze do sterowania przewodowego z otoczenia maszyny, pozwalające dzięki komunikacji przewodowej dołączonej do kopalnianej sieci transmisji danych na kontrolę i w razie potrzeby interwencję w pracę maszyny z dyspozytorni na powierzchni.

W skład układów zdalnego sterowania maszynami wierzącymi, obok układów wykonawczych zamontowanych na maszynie wchodzi:

- Panele sterujące,
- Moduły nadawczo-odbiorcze montowane na maszynach,
- Medium transmisyjne (w przypadku komunikacji kablowej).

Panele sterujące muszą być zdatne do stosowania w niebezpiecznych zastosowaniach wymagających całkowitej niezawodności. W celu zagwarantowania nieprzerwanej pracy terminale powinny mieć opcję podwójnego akumulatora i umożliwienia użytkownikom wymiany baterii „na gorąco”. Panel powinien umożliwiać komunikację dwukierunkową pomiędzy maszyną a operatorem.

Terminal (panel) sterujący powinien również być wyposażony jest w wyświetlacz, który zapewnia maksymalną widoczność operatora. W zależności od indywidualnych preferencji użytkownika komunikaty alarmowe mogą być śledzone przez alarmy dźwiękowe i wizualne. Przykładowe panele sterujące firmy Gross-Funk przedstawiono na rysunku 1.

Kolejnym elementem systemu jest moduł nadawczo-odbiorczy, montowany na maszynie wierzącej. Moduł ten odpowiada za poprawne kondycjonowanie i przesyłanie sygnałów sterujących.



Rys. 1. Panele sterujące firmy Gross-Funk serii K2.

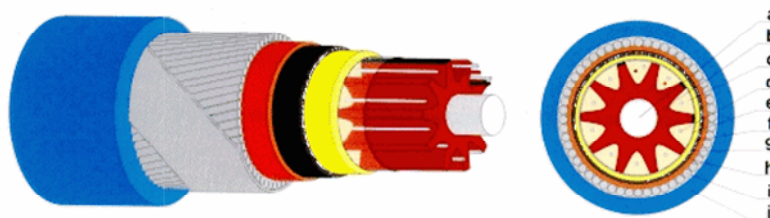
Moduły te muszą zapewniać wysokie normy bezpieczeństwa dzięki nadmiarowej strukturze dekodera i awaryjnego zatrzymania (pracującego w logice negatywnej, tj. uruchomienie awaryjnego zatrzymania maszyny występuje w momencie utraty komunikacji między modułem a terminalem sterującym). Moduły powinny być wyposażone w równoległe wyjścia cyfrowe (bezpociągowe lub bezdotykowe), wyjścia analogowe prądowe lub napięciowe, interfejs szeregowy lub magistralę (CAN, Profibus, Profinet, itp.). Na rys. 2 przedstawiono przykładowy moduł nadawczo odbiorczy firmy Gross-Funk, wyposażony dodatkowo w funkcję poprawy jakości transmisji na podstawie rejestracji sygnałów odbitych oraz możliwość równoległego wykorzystywania kilku częstotliwości transmisyjnych.



Rys. 2. Moduł odbiorczy Gf-R60 firmy Gross-funk z interfejsem CAN

Ze względu na komunikację pomiędzy panelem sterującym a modułem nadawczo odbiorczym metodą przewodową, niezbędne jest zastosowanie specjalnego przewodu, klasycznego bądź światłowodowego. Dwa rodzaje złącz światłowodowych, przeznaczonych do zastosowań górniczych to YOTKGrdFoyN oraz YOTKGrdDFoyN

(wzmacniany włóknami aramidowymi). Ten ostatni zapewnia wytrzymałość przewodu na rozciąganie w czasie eksploatacji sięgającą 3000 N.



Rys. 3. Budowa samonośnego światłowodu ósemkowego w wykonaniu górniczym.

Budowa światłowodu typu YOTKGrdDFoyn to (odpowiednio do rysunku 3): a-element wytrzymałościowy centralny dielektryczny pręt FRP, b-rozeta polipropylenowa 10-cio rowkowa, liczba włókien w rowku: 1, 2 lub 3, c-rowek rozety wypełniony żelazem optycznym, d-włókno optyczne jednomodowe J lub jednomodowe z przesuniętą dyspersją Jp, wielomodowe G/50 lub wielomodowe G/62,5, e-osłona rozety polipropylenowa, f-wzmocnienie włókna aramidowe, g-powłoka wewnętrzna polietylenowa, h-poduszka pod pancerzem, i-pancerz: druty stalowe okrągłe ocynkowane, j-osłona kabla polwinitowa, czarna lub niebieska.

3. Zastosowanie układu w warunkach podziemnej kopalni rud metali

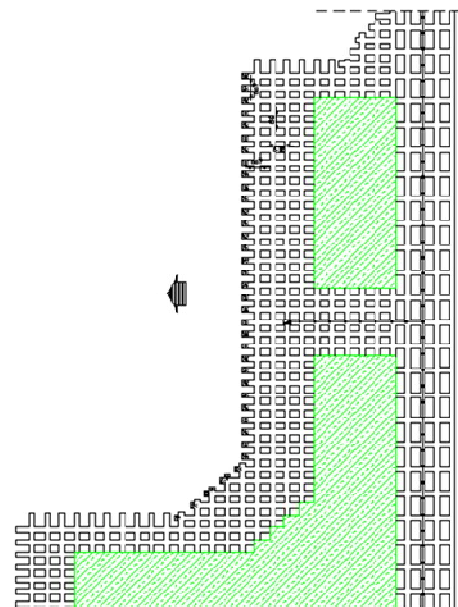
Mając na uwadze bezpieczeństwo operatorów maszyn samojezdnych oraz inne, naturalne i techniczne zagrożenia występujące w kopalniach rud metali można zakładać, wozy wyposażone w systemy zdalnego sterowania mogą być z powodzeniem wykorzystywane w strefach o podwyższonym ryzyku występowania siarkowodoru i jego niekontrolowanego wypływu gazu z górotworu.

Innym obszarem pracy maszyn z tego typu systemem zdalnego sterowania mogą być wyrobiska, w których były prowadzone wcześniej roboty strzałowe i istnieje ryzyko pozostawienia nie odpalonych ładunków strzałowych- niewybuchów. Wprawdzie w pierwszej kolejności w strefie o podwyższonym ryzyku znajdują się ładowniki i wozy odstawcze, po pierwsze – najwyższe ryzyko odpalenia niewybuchu powstaje podczas jego przypadkowego przewiercania, a dodatkowo sprawdzone dla wozów wierzących rozwiązania systemów zdalnego sterowania mogą zostać zaimplementowane również w innych pojazdach.

W przypadku zastosowania systemów zdalnego sterowania w warunkach kopalń KGHM Polska Miedź S.A. należy rozważyć trzy wcześniej opisane możliwe do wykorzystania rozwiązania: system z przesyłaniem sygnałów sterujących drogą radiową, system wykorzystujący do transmisji danych poprzez przewód światłowodowy, rozpięty wzdłuż przewodu zasilającego lub bezpośrednio wykorzystanie żył sterujących w przedmiotowym przewodzie zasilającym maszynę w energię elektryczną.

Każde z tych rozwiązań ma swoje wady i zalety. System z wykorzystaniem fal radiowych nie wymaga rozpięcia pomiędzy maszyną a operatorem przewodów, co ułatwia pracę operatora i nie stwarza ryzyka uszkodzenia takiego przewodu. Jednak zasięg pracy takiego systemu może być ograniczony tylko do kilkudziesięciu metrów (45 do 60 m – doświadczenia ze sterowania radiowego kombajnów Firmy Sandvik) – efektywne

działanie fal radiowych w wyrobiskach podziemnych. Ponadto zastosowanie takiego sterowania w przypadku systemu filarowo-komorowego może wymagać zastosowania dodatkowych elementów transformujących sygnał do wyrobisk wykonanych prostopadłe do rozchodzenia się wiązki fal radiowych np. z przecinki do komory (rys. 4).



Rys. 4. Złożoność systemu eksploatacyjnego utrudnia transmisję danych metodą radiową, ze względu na liczne przeszkody na drodze takiego sygnału.

W przypadku sterowania z wykorzystaniem przewodu światłowodowego lub przewodu zasilającego, zasięg sterowania maszyną jest w zasadzie nieograniczony, jednak w praktyce nie przekracza on 100 – 150 metrów (odległości pokonywane przez wozy wierząco-kotwiące w polach eksploatacyjnych podczas przemieszczania się pomiędzy wierconymi komorami). Przewód energetyczny zasilający maszynę jest zazwyczaj nawinięty na bębnie zabudowanym na wozie, i jego sumaryczna długość nie jest większa niż około 80 metrów. Stąd można założyć, że odległość pomiędzy miejscem zdalnego sterowania a maszyną nie będzie większa niż właśnie 80 metrów.

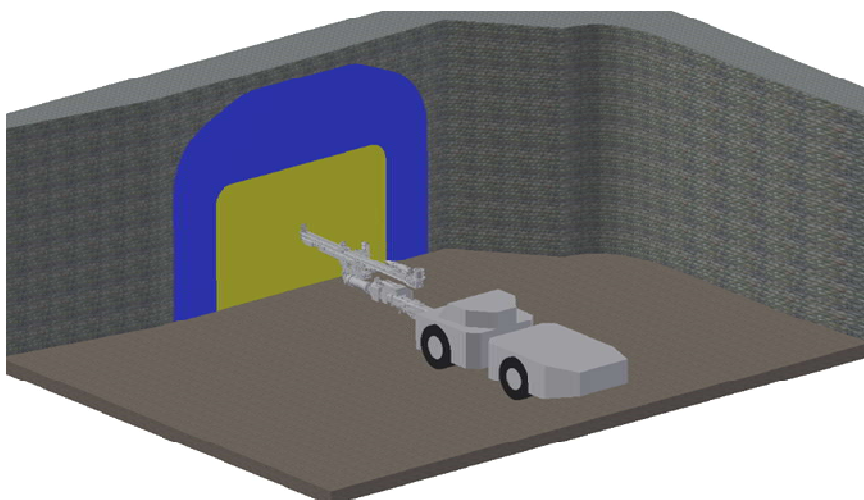
Przewód zasilający może posiadać tzw. żyły sterujące, które można wykorzystać do przesłania sygnałów, jednak w nowoczesnych systemach sygnał przesyłany tego typu przewodami może ulec niewielkim zakłóceniom. Natomiast zaletą takiego przewodu jest jego duża wytrzymałość na zerwanie.

Światłowód posiada o wiele lepsze parametry do transmisji sygnałów sterujących, jednak czynnikiem warunkującym jego zastosowanie jest zachowanie odpowiedniej czystości złącz. Należy w związku z tym przewidzieć dodatkowe zabezpieczenia przed zanieczyszczeniem złącza przewodu.

4. Wpływ opóźnienia sygnału na dokładność pozycjonowania

Jednym z kluczowych czynników rozpatrywanym w przypadku zastosowania układów zdalnego sterowania jest wpływ opóźnienia sygnału (związanego z transmisją) na dokładność pozycjonowania wysięgnika. Testy tego typu przeprowadzono w środowisku symulacyjnym programu AIP (rys.5). Podczas testów symulacyjnych

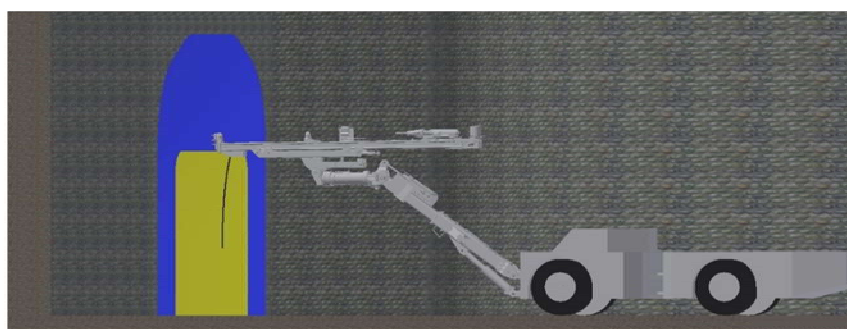
wykonywano normalne cykle pracy, realizowane przez wóz wierzący podczas pracy w kopalni podziemnej. Dla każdego przebiegu testowego przeprowadzono komplementarny test, zakładający opóźnienie sygnału sterującego o wartość 250 ms.



Rys. 5. Model wozu wierzącego i wyrobiska przeznaczony do badań opóźnienia sygnału sterującego.

Podczas testów posługiwano się symulacją brył sztywnych, a więc nie uwzględniano bezwładności układów wykonawczych (np. siłowników hydraulicznych). Przykładowa sekwencja ruchowa realizowana przez model została przedstawiona na rys. 6.

Wyniki przeprowadzonych testów w znacznym stopniu zależały od członu, który w czasie danego testu pozostawał w ruchu, jak również założonej prędkości przemieszczania. W przypadku pracy bez sprzężenia zwrotnego ustalono, że przeciętna niedokładność pozycjonowania wynosi ok 50 mm. Z tego względu konieczne jest przeszkolenie operatora układu zdalnego sterowania, aby był on w stanie korygować powstające niedokładności; bardzo pomocnym będzie w tym przypadku komputerowy system wspomagania wiercenia, jak np. system FGS firmy Mine Master.

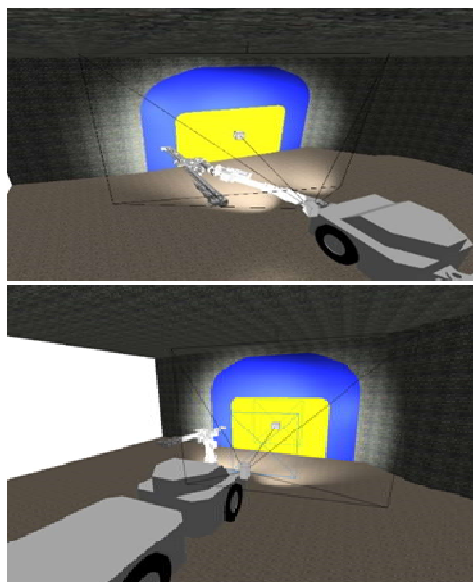


Rys. 6. Sekwencja ruchów roboczych wykonywana w środowisku modelowym.

5. Monitorowanie pracy układu roboczego

System zdalnego sterowania, oprócz funkcjonalności zdalnego wykonywania poleceń operatora przez wóz wierzący, winien również pozwalać na transmisję w kierunku przeciwnym – to jest od maszyny do operatora. Przesyłane w ten sposób muszą być zarówno informacje o aktualnym stanie maszyny, jak również sygnał wizyjny obrazujący jej aktualne zachowanie. Bez transmisji obrazu funkcjonalność systemu zdalnego sterowania jest ograniczona do pracy w warunkach, w których operator na własne oczy jest w stanie kontrolować zachowanie układu roboczego.

Badania symulacyjne wykazały, że dla wystarczająco dobrej wizualizacji pracy maszyny w przodku niezbędna jest instalacja przynajmniej dwóch kamer, ulokowanych stereoskopowo. Biorąc dodatkowo pod uwagę przyzwyczajenia operatorów maszyn, jak również ergonomię użytkownika systemu, wskazane jest zamontowanie nadmiarowej, trzeciej kamery umiejscowionej centralnie, która co prawda pokrywa się obszarem wizualizacji z dwoma poprzednimi, jak również posiada strefy ograniczonej lub wręcz zerowej widoczności układu roboczego, jednak stanowi naturalny obraz dla operatora maszyny, pracującego zwykle z pozycji kabiny.



Rys. 7. Obszary wizualizacji dwóch kamer umiejscowionych w układzie stereoskopowym.

6. Podsumowanie

Jak wiadomo z praktyki przemysłowej, w przypadku podziemnych zakładów górniczych występujące w nich zagrożenia naturalne są w stanie, nawet przy najlepszym wyposażeniu technicznym, spowodować znaczne straty w infrastrukturze kopalni oraz, co ważniejsze, spowodować zagrożenie dla zdrowia a nawet życia pracowników. Zagrożeń tych nie da się monitorować dla uzyskania informacji gdzie i kiedy nastąpi sytuacja niebezpieczna – dlatego też najlepszym rozwiązaniem jest wprowadzenie z obszarów zagrożonych ludzi.

W przypadku kopalń węglowych już istnieją automatyczne systemy sterowania i monitorowania kompleksów ścianowych (strugowych) oraz chodnikowych. Ograniczają one obecność obsługi podczas pracy takiego kompleksu do niezbędnego minimum, zwiększając jej bezpieczeństwo i komfort pracy ale także w wielu przypadkach zwiększając wydajność tak sterowanych kompleksów. W przypadku kopalń rud metali tego typu prace są dopiero w trakcie rozwoju i wydaje się kwestią czasu zastąpienie operatorów maszyn samojezdnych pracujących zwłaszcza na oddziałach wydobywczych, narażonych na zwiększony poziom zagrożeń, przez zdalne systemy do sterowania i monitorowania stanu tych maszyn, natomiast ich operatorzy będą docelowo obsługiwać systemy sterowania z bezpiecznej strefy, przebywając np. w klimatyzowanych pomieszczeniach.

Wybór konkretnego rozwiązania systemu zdalnego sterowania – sterowanie z wykorzystaniem fal radiowych, wykorzystaniem kabla światłowodowego lub energetycznego przewodu zasilającego powinny poprzedzić zarówno badania analityczne oraz badania in situ, najlepiej w podziemiach kopalni będącej docelowym miejscem zastosowania danego rozwiązania. W wyniku tych badań należy uzyskać odpowiedź o wymaganym zakresie poprawnego działania danego systemu oraz niezawodności jego pracy w warunkach dołowych.



Fundusze Europejskie
Inteligentny Rozwój

Unia Europejska
Europejski Fundusz
Rozwoju Regionalnego



**Projekt współfinansowany z Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego
zgodnie z Umową nr POIR.01.01.01-00-D011/16**

6. Literatura

1. Kotwica K. Scenariusze rozwoju technologicznego drażenia wyrobisk korytarzowych w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego — Scenarios of technological development of roadways mining in Polish coal mines conditions, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi = Mineral Resources Management, Poland* iss. 24 No. 1/2, 2008
2. Mendyka P., Kotwica K., Stopka G., Gospodarczyk P., Bołoz Ł., The design and analysis of drilling and bolting rigs for narrow vein exploitation, *International multidisciplinary scientific geoconference : science and technologies in geology, exploration and mining : 30 June–6 July, 2016, Albena, Bulgaria : conference proceedings. Vol. 2, Exploration and mining, mineral processing. — Sofia : STEF92 Technology Ltd., page 881-888*
3. Mine-Master Ltd., website: www.minemaster.eu, Advertisement materials

Paweł Mendyka
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

ZASTOSOWANIE METODY ELEMENTÓW DYSKRETNYCH

APPLICATION OF DISCRETE ELEMENT METHOD

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono zarys i ogólne założenia Metody Elementów Dyskretnych, ang. DEM. Opisano najczęściej wykorzystywane pakiety oprogramowania implementujące tę metodę, wraz ze wskazaniem ich specyfiki i głównych zalet stosowania. Opisano również przemysłowe zastosowania metody DEM do symulacji procesów transportu, ładowania, kruszenia i granulacji materiałów sypkich bądź o strukturze ziarnistej.

ABSTRACT

The article presents the outline and general assumptions of the Discrete Element Method (DEM). The most commonly used software packages implementing this method are described, along with their specificity and main advantages. The industrial uses of the DEM method have also been described for simulation of transport, loading, crushing and granulation processes of loose and granular materials.

1. Wprowadzenie

Metoda Elementów Dyskretnych (ang. Discrete lub Distinct Element Method), zwana w skrócie DEM, pozwala na symulowanie ruchu i wzajemnego oddziaływania wielu elementów (cząstek) o skończonych wymiarach. Zgodnie z definicją z publikacji [1], programy komputerowe wykorzystujące metodę elementów dyskretnych powinny pozwalać na symulację skończonych przemieszczeń i obrotów ciał o charakterze dyskretnym (wraz z możliwością ich całkowitego odrywania się od siebie) oraz automatycznie wykrywać występujące interakcje (kontakty) pomiędzy elementami w procesie symulacji. W niniejszym artykule przedstawiono krótko opis metody oraz przykłady jej zastosowania w analizach inżynierskich. W dalszej treści artykułu przyjęto konwencję określania pojedynczej masy dyskretnej mianem „elementu”, w nawiązaniu do nazwy metody; inne spotykane nazwy to cząstki (ang. particles) lub, ze względu na często stosowaną postać 3D elementów – po prostu kulki (ang. balls).

2. Metoda elementów dyskretnych

W metodzie DEM przyjmuje się, że elementy skończone to sztywne cząstki o określonej masie, mogące w ogólnym przypadku poruszać się niezależnie od siebie, zarówno ruchem postępowym, jak i obrotowym. Elementy oddziałują na siebie za pośrednictwem dwuelementowych modeli kontaktu, opisujących matematycznie zależności dotyczące działających sił i momentów. Zmiana stanu układu w czasie wyliczana jest numeryczną metodą explicit z równań dynamiki Newtona. Siły działające na układ mogą wywoływać stan równowagi statycznej (w którym nie występuje ruch elementów), lub powodować przepływ symulowanego materiału.

Jeśli przyjęty model kontaktowy opisuje fizyczne oddziaływanie pomiędzy elementami, wzajemne zachowanie tych elementów jest modelowane za pomocą tzw. „kontaktu miękkiego”, w którym określona, zadana sztywność elementu na kierunku normalnym opisuje siłę kontaktową połączenia pomiędzy elementami, a same elementy mogą na siebie nachodzić w otoczeniu punktu kontaktowego.

W metodzie DEM interakcja pomiędzy elementami jest traktowana jako proces dynamiczny, którego stan równowagi osiągnąć jest w momencie równowagi sił wewnętrznych i zewnętrznych. Siły kontaktowe i przemieszczenia elementów znajdowane są dzięki śledzeniu ruchu poszczególnych ciał. Ruch ten jest wypadkową działania sił zewnętrznych oraz sił kontaktowych elementu z innymi elementami lub ograniczeniami przestrzeni (ścianami). Można więc zauważyć, że obliczenia wykonują się w sposób cykliczny: najpierw na podstawie aktualnego położenia elementów wyliczane są wartości działających sił kontaktowych, następnie w oparciu o zasady dynamiki Newtona dokonywane jest dyskretne przemieszczenie ciała, co skutkuje zmianą wartości sił kontaktowych, na podstawie których obliczone zostanie kolejne przemieszczenie.

Dynamiczne zachowanie elementów jest reprezentowane numerycznie przez algorytm kroku czasowego, zakładający stałość przyspieszeń i prędkości w danym kroku. Metoda obliczania kolejnych wartości parametrów ruchu jest identyczna jak w przypadku Metody Różnic Skończonych dla ośrodków ciągłych. Metoda DEM oparta jest na założeniu, że dla dostatecznie małego kroku czasowego dane zaburzenie struktury nie będzie propagować dalej niż pomiędzy bezpośrednio sąsiadującymi elementami skończonymi. Ponieważ prędkość propagacji danego zaburzenia jest funkcją parametrów systemu dyskretnego, w oparciu o te parametry możliwy jest dobór takiego kroku czasowego, który zapewni prawdziwość powyższego założenia. Zastosowanie metody explicit, w odróżnieniu od metody implicite pozwala na symulowanie nieliniowych interakcji pomiędzy dużą ilością elementów bez nadmiernego wykorzystania pamięci komputera oraz bez konieczności stosowania obliczeń iteracyjnych.

Możliwe jest też zastosowanie bardziej zaawansowanych modeli kontaktowych, opisujących wzajemną interakcję pomiędzy elementami (np. model Hertza, Burgera, modeli połączenia płaskiego itp.). Przykładowo, w bardziej rozbudowanym modelu kontaktowym można uwzględnić możliwość występowania quasi-stabilnego połączenia pomiędzy elementami, które to połączenie na skutek działania dużych sił zewnętrznych może ulec zerwaniu. Tego typu model pozwala na przenoszenie sił rozciągających pomiędzy elementami, na co nie pozwalał prosty model miękkiego kontaktu oparty jedynie na parametrze sztywności. Rozwijając tę ideę dalej, możliwe staje się modelowanie struktur o budowie ziarnistej, np. skał, z uwzględnieniem niejednorodności ziaren (różne rozmiary elementów dyskretnych) oraz obecnością spękań wewnętrznych (poprzez odpowiedni rozkład parametrów połączeń trwałych).

Metoda DEM została zaproponowana przez Cundalla w publikacji [2] dla analizy problemów mechaniki skał. W późniejszym okresie metoda ta została zaadoptowana do analizy mechaniki gruntów ([3]). Szczegółowy opis metody znajduje się w dwuczęściowej publikacji Cundalla i Harta [3] i [7], jak również m. in. w instrukcji do programu UDEC [8]. W Polsce metodą DEM zajmuje się przede wszystkim Rojek z IPPT PAN (m. in. publikacje [9] i [11]), Jakubowski [12] oraz inni pracownicy AGH ([4],[5] i [10]).

3. Oprogramowanie

Na rynku dostępnych jest kilka programów umożliwiających wykonywanie analiz metodą DEM. Do najważniejszych z nich należą:

- **CFDEM Workbench** – oprogramowanie firmy DCS computing w ramach projektu CFDEM. Umożliwia wykonanie skojarzonych symulacji DEM i CFD, jak również udostępnia (zarówno w wersji darmowej i komercyjnej) bardzo wydajny algorytm obliczeniowy LIGGGHTS.
- **PFC** (zarówno w wersjach 2D jak i 3D) – środowisko symulacyjne firmy Itasca; dostarcza użytkownikowi rozbudowany graficzny post-procesor, umożliwia prowadzenie skojarzonych analiz termicznych i przepływowych, jak również pozwala na programowanie własnych skryptów.
- **Rocky** - oprogramowanie firmy ESSS, nastawione głównie na wykorzystania przemysłowe; umożliwia symulację elementów o kształtach niekulistych
- **EDEM** – rozbudowane i popularne środowisko symulacyjne firmy EDEM, umożliwiające m. in. łatwą współpracę z innymi programami inżynierskimi, takimi jak ANSYS, Simulink czy ADAMS.
- **NEWTON** – oprogramowanie firmy ACTek, posiadające szereg opcji ułatwiających analizy przenośników taśmowych.
- **LS-Dyna** – oprogramowanie firmy LSTC do analizy zjawisk szybkozmiennych, w tym m.in. zderzeń pojazdów czy wybuchów jądrowych; umożliwia również wykrozystanie metody DEM bądź SPH.

Autor niniejszej publikacji w swoich pracach używa zasadniczo dwóch z pośród powyżej wymienionych środowisk symulacyjnych: programu PFC 3D w wersji 5.0 oraz pakietu LS-Dyna. Podobnie jak inne wymienione powyżej programy, pakiet PFC umożliwia symulowanie przepływu elementów dyskretnych przy poniższych założeniach:

1. Elementy traktowane są jako bryły sztywne,
2. Podstawowym kształtem elementu jest koło (w przypadku modelu 2D) lub kula (w przypadku modelu 3D),
3. Zastosowanie tzw. „logiki bryłowej” (clump logic) pozwala na tworzenie na stałe połączonych ze sobą aglomeratów elementów o wypadkowym niekulistym kształcie. Każda powstała w ten sposób bryłka zachowuje się jak bryła sztywna.
4. Elementy oddziałują na siebie za pośrednictwem matematycznych modeli kontaktowych, wymuszających powstawanie sił i momentów kontaktowych. Mechanika takiego kontaktu oparta jest o zbiór reguł (praw) które uaktualniają kolejne wartości parametrów siłowych.
5. Fizyczne zachowanie elementów wykorzystuje model tzw. „kontaktu miękkiego”, pozwalającego elementom zachodzić na siebie, modelując w ten sposób kompresję objętości elementu.

6. Pomiędzy elementami mogą występować połączenia o charakterze trwałym bądź tymczasowym, umożliwiające przenoszenie sił rozciągających.
7. Oddziaływania na dalsze odległości mogą zostać zastosowane w oparciu o zależności energii potencjalnych elementów.

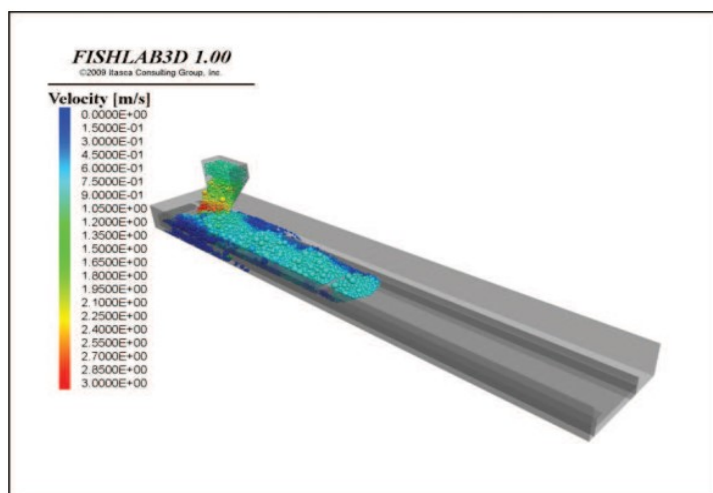
Jak widać z powyższego zestawienia, założenia stosowane podczas modelowania w środowisku PFC bezpośrednio korespondują z założeniami metody DEM.

4. Zastosowania DEM w praktyce inżynierskiej

Metoda DEM znalazła najszersze zastosowanie w analizie zachowania materiałów sypkich bądź drobnoziarnistych, szczególnie w aspekcie ich transportu bądź oddziaływania z maszynami technologicznymi. Powszechnie analizowanymi materiałami są surowce mineralne (piaski, żwiry, rudy metali, kruszywa), granulowane tworzywa sztuczne, produkty spożywcze (ziarna zbóż, cukier, owoce, warzywa), produkty farmaceutyczne (tabletki) czy nawozy sztuczne. Analizowanymi procesami są przede wszystkim transport materiałów sypkich, ich załadunek bądź rozładunek, kruszenie oraz granulacja.

4.1. Transport

Podstawowym zastosowaniem metody elementów dyskretnych jest symulacja transportu materiałów sypkich z wykorzystaniem różnego typu technicznych środków transportu i odstawy. Na rysunku 1 przedstawiono symulację (opisaną w publikacji [6]) transportu węgla przez przenośnik zgrzeblowy. Metoda DEM pozwala symulować zarówno załadunek materiału na przenośnik, jak i sam proces transportu – a w przypadku bardziej zaawansowanych modeli, również rozdrabnianie materiału.

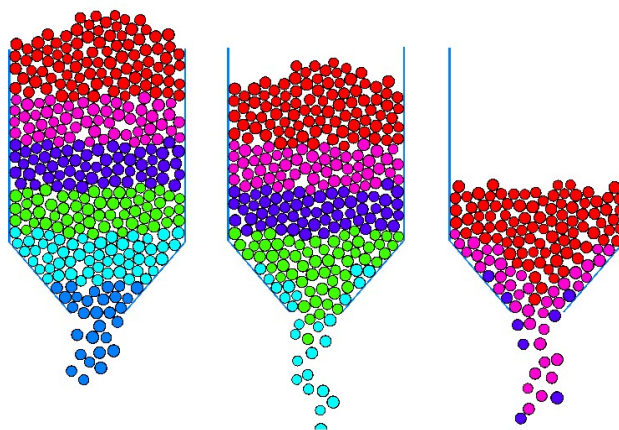


Rys. 1. Symulacja transportu materiału sypkiego z wykorzystaniem przenośnika zgrzeblowego [6].

4.2. Ładowanie i rozładowywanie

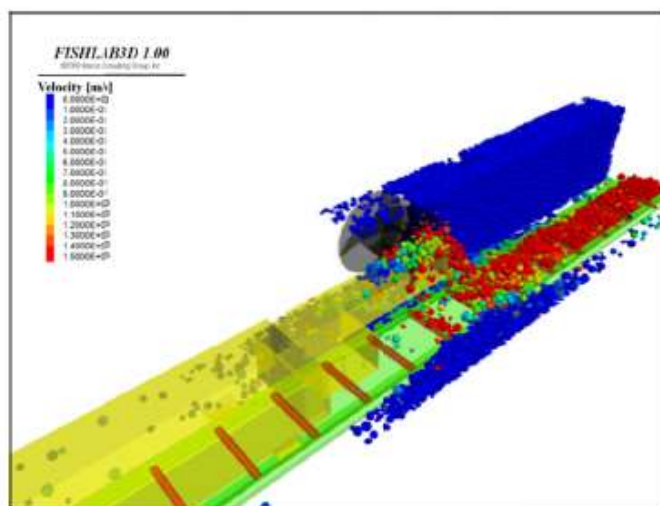
W przypadku ładowania bądź rozładowywania naczyń i zbiorników na materiały sypkie, następuje mieszanie materiału, a jego oddziaływanie na powierzchnie zbiorników jest w ogólnym przypadku nieokreślone. Metoda DEM pozwala symulować

proces załadunku i rozładunku różnego typu zbiorników, co pozwala projektować je w taki sposób, aby uniknąć blokowania się materiału ani powstawania nawisów, zapewniając założoną przez projektanta prędkość rozładunku. Przykład symulacji 2D rozładowywania zbiornika z materiałem sypkim przedstawiono na rys. 2.



Rys. 2. Symulacja 2D rozładowywania zasobnika materiału sypkiego.

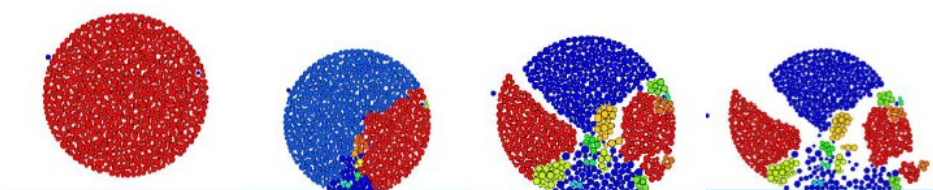
W przypadku mechanizowanych urządzeń ładujących również określenie wydajności ładowania na drodze teoretycznej jest zadaniem nietrywialnym. Symulacja wykorzystująca metodę elementów dyskretnych znalazła zastosowanie m. in. w analizie ładowania organów węglowych kombajnów ścianowych [4].



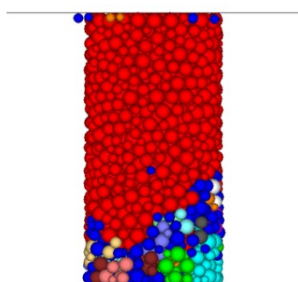
Rys. 3. Symulacja 3D załadunku węgla na przenośnik zgrzeblowy przez organ ślimakowy kombajnu ścianowego ([4]).

4.3. kruszenie materiału

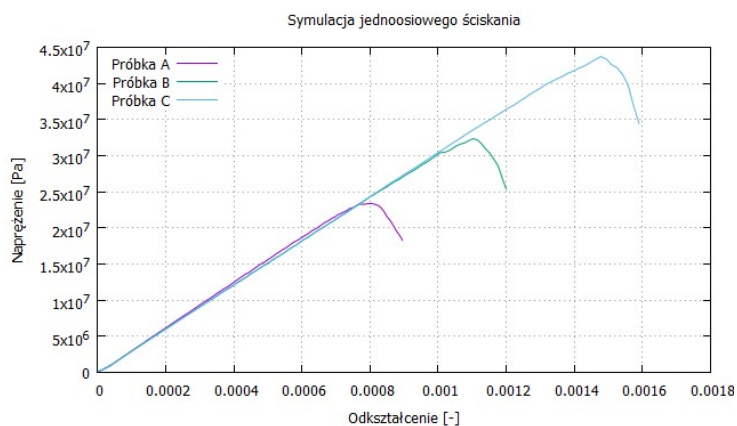
Bardziej zaawansowanym procesem, wymagającym zastosowania złożonych modeli kontaktowych, jest symulacja kruszenia i pęknięcia materiału. Zasadniczo występują dwa podejścia modelowania takiego procesu: poprzez rozpad większych aglomeratów elementów dyskretnych (ang. BPM – bonded particle method) lub przez zastępowanie większego, 'skruszonego' elementu kilkoma mniejszymi (ang. PRM – particle replacement method). Metoda pierwsza daje znacznie lepsze wyniki w porównaniu z rzeczywistym eksperymentem, natomiast druga metoda jest znacznie mniej złożona obliczeniowo. Na rysunku 4 przedstawiono rozpad granulki materiału na skutek upadku z wysokości, natomiast na rysunkach 5 i 6 przedstawiono przebieg symulacyjnej próby jednoosiowego ściskania materiału skalnego.



Rys. 4. Symulacja rozkruszenia granulki na skutek upadku z wysokości na sztywne podłoże.



Rys. 5. Modelowa próbka poddawana jednoosiowemu ściskaniu.

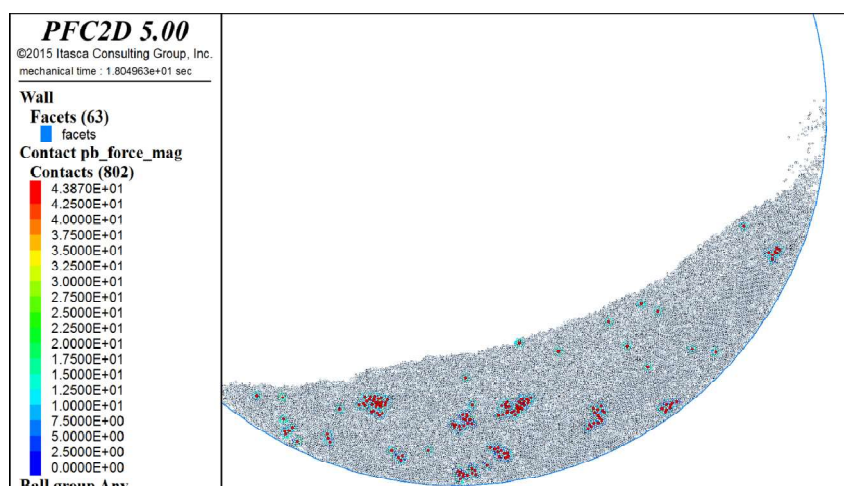


Rys. 6. Wykres maksymalnego naprężenia w funkcji odkształcenia dla kilku przeprowadzonych testów ściskania.

4.4. Granulacja

Najbardziej złożonym zagadnieniem możliwym do badań za pomocą metody DEM jest zagadnienie łączenia się cząstek w większe aglomeraty, jak ma to np. miejsce w procesie granulacji. Zasadnicze trudności koncentrują się na braku dokładnych modeli fizycznych procesu granulacji, gdyż ze względu na wymagania przemysłowe oraz różnorodność materiałów dotychczas wystarczające były jedynie przybliżone modele eksperymentalne; dodatkową trudnością jest również bardzo duża (przekraczająca milion) liczba elementów biorących udział w procesie.

Podczas symulacji procesu granulacji niezbędna jest adaptacja fizycznego modelu łączenia się elementów dla potrzeb metody numerycznej, zwykle z wykorzystaniem dodatkowych cząsteczek lepiszcza (np. wody). Poza tym nie należy zapominać, że równoległe z procesem granulacji przebiega proces kruszenia i rozpadu powstających ziaren. Badania nad symulacją granulacji metodą DEM prowadził P. Kasza z Akademii Górniczo- Hutniczej w Krakowie (prace dotychczas niepublikowane).



Rys. 7. Symulacja procesu granulacji w granulatorze talerzowym (prace pod kierunkiem. Dr P. Kaszy, niepublikowane).

5. Podsumowanie

Metoda elementów dyskretnych stanowi nowatorskie i użyteczne praktycznie narzędzie obliczeniowe, pozwalające symulować i badać zachowanie materiałów sypkich i ziarnistych w kontakcie z różnego typu maszynami przerobczymi i technologicznymi; na dzień dzisiejszy główną przeszkodą jej przemysłowego wdrożenia jest wysoki stopień zaawansowania stosowanych algorytmów, trudność modelowania właściwości rzeczywistych materiałów i duża złożoność obliczeniowa, przekładająca się często na bardzo długi (trwający nawet kilka miesięcy) czas prowadzenia pojedynczej symulacji.

Niniejsza publikacja powstała w ramach Grantu Dziekańskiego nr 15.11.130.409 pt. „Badania procesu urabiania z wykorzystaniem metody elementów dyskretnych”, realizowanego w Akademii Górniczo – Hutniczej im. Stanisława Staszica w Krakowie, Wydział Inżynierii Mechanicznej i Robotyki.

6. Literatura

1. Cundall, P. A., and R. Hart. "Numerical Modeling of Discontinua," *J. Engr. Comp.*, 9, 101-113 (1992).
2. Cundall, P. A. "A Computer Model for Simulating Progressive Large Scale Movements in Blocky Rock Systems," in *Proceedings of the Symposium of the International Society of Rock Mechanics (Nancy, France, 1971)*, Vol. 1, Paper No. II-8 (1971).
3. Cundall, P. A. "Formulation of a Three-Dimensional Distinct Element Model - Part I. A Scheme to Detect and Represent Contacts in a System Composed of Many Polyhedral Blocks," *Int. J. Rock Mech., Min. Sci. & Geomech. Abstr.*, 25(3), 107-116 (1988).
4. P. Gospodarczyk, Modeling and simulation of coal loading by cutting drum in flat seams — Modelowanie i symulacja ładowania węgla przez ślimakowy organ urabiający w niskich pokładach // *Archives of Mining Sciences = Archiwum Górnictwa* ; ISSN 0860-7001. — 2016 vol. 61 no. 2, s. 365–379. — Bibliogr. s. 379. — Publikacja dostępna online od: 2016-07-26.
5. P. Gospodarczyk et al., Wybrane zagadnienia modelowania procesów urabiania, ładowania i odstawy w kompleksach ścianowych — [Selected issues of modeling mining, loading and hauling processes in longwall mining complexes] /— Kraków : Wydawnictwa AGH, 2015. — 88, [1] s., 3 k. złoż.. — (Wydawnictwa Naukowe / Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie ; KU 0604). — Bibliogr. przy rozdz.. — ISBN: 978-83-7464-761-8
6. P. Gospodarczyk, P. Kulinowski, W. Czuba "Zastosowanie Metody Elementów Dyskretnych (DEM) do symulacji odstawy urobku przez ścianowy przenośnik zgrzeblowy." *Symulacja w Badaniach i Rozwoju* 1.3 (2010): 213-221.
7. Hart, R., P. A. Cundall and J. Lemos. "Formulation of a Three-Dimensional Distinct Element Model - Part II. Mechanical Calculations for Motion and Interaction of a System Composed of Many Polyhedral Blocks," *Int. J. Rock Mech., Min. Sci. & Geomech. Abstr.*, 25(3), 117-125 (1988).
8. Itasca Consulting Group Inc. UDEC (Universal Distinct Element Code), Version 5.0. Minneapolis:ICG, 2011.
9. J Jakubowski, Uogólnienia metody elementów skończonych w inżynierskich symulacjach numerycznych ośrodka nieciągłego i dyskretnego — Finite element metod generalizations applied to numerical simulations of discontinuous and discret solid models // *Górnictwo i Geoinżynieria / Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica, Kraków* ; ISSN 1732-6702. — Tytuł poprz.: *Górnictwo (Kraków)*. — 2010 R. 34 z. 2, s. 325–340. — Bibliogr. s. 338–340, Streszcz.,
10. K. Kotwica et al., Wybrane problemy urabiania, transportu i przeróbki skał trudnourabialnych, T. 1 — [Selected problems of mining, transport and dressing of highly cohesive rocks. Pt. 1] Kraków : Wydawnictwa AGH, 2016. — 147 s., [1]. — (Monografia Wydawnictw Akademii Górniczo-Hutniczej im. Stanisława Staszica w Krakowie). — Bibliogr. przy rozdz.. — ISBN: 978-83-7464-895-0
11. C. Labra, J. Rojek, E. Onate, F. Zarate, Advances in discrete element modelling of underground excavations, *Acta Geotechnica*, 3: 317–322, 2008
12. J. Rojek, K. Pietrzak, M. Chmielewski, D. Kaliński, S. Nosewicz, Discrete Element Simulation of Powder Sintering, *Computer Methods in Materials Science*, 11, No. 1: 68–73, 2011

Okrent Krzysztof
KGHM ZANAM S.A.

**SYSTEMY I ROZWIĄZANIA TECHNICZNE DLA POPRAWY
BEZPIECZEŃSTWA PRACY W SAMOJEZDNYCH
MASZYNACH GÓRNICZYCH PRODUKCJI KGHM ZANAM
S.A.**

**SYSTEMS AND TECHNICAL SOLUTIONS FOR HEALTH AND
SAFETY IMPROVEMENT IN MOBILE MINING MACHINERY
MANUFACTURED IN KGHM ZANAM**

STRESZCZENIE

W referacie przedstawiono systemy i rozwiązania konstrukcyjne, które wpływają na poprawę bezpieczeństwa pracy w samojezdnych maszynach górniczych produkowanych przez KGHM ZANAM S.A. Na szczególną uwagę zasługują systemy, które mogą ograniczać ilość wypadków powodowanych przez nieuwagę operatorów pojazdów. Rozwiązania te są w fazie rozwoju, a ich skuteczność zostanie potwierdzona w czasie testów w rzeczywistych warunkach kopalnianych.

ABSTRACT

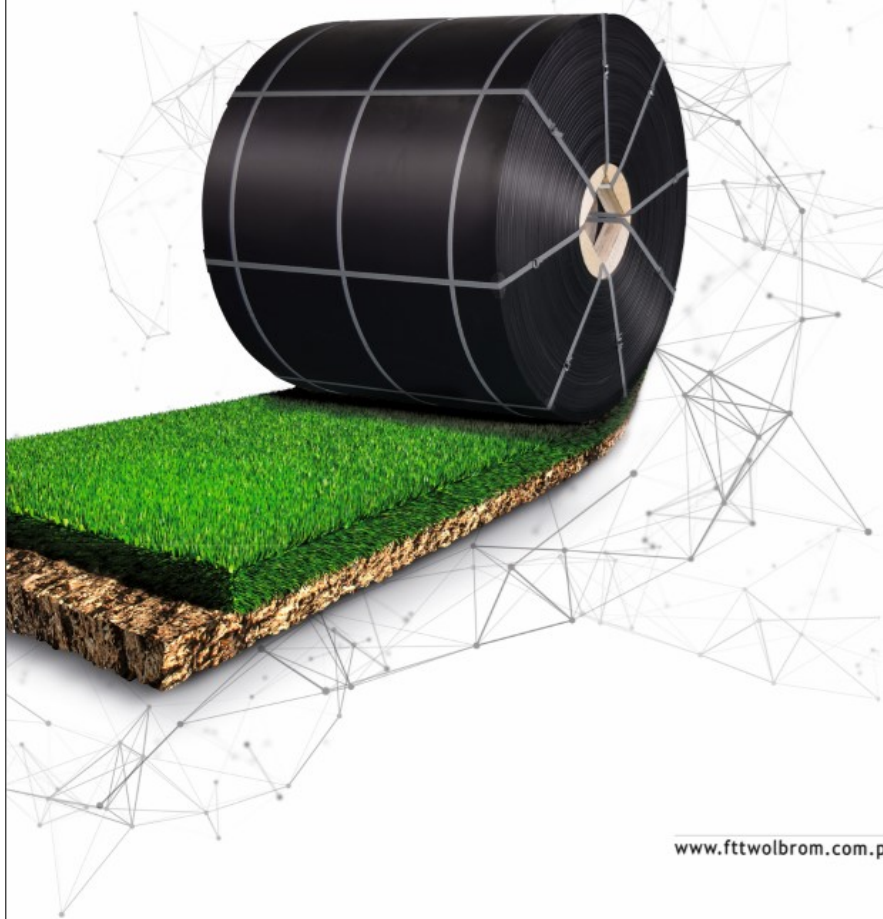
The paper described the systems and construction solutions which improved health and safety in mobile mining machines produced by KGHM ZANAM S.A. Special attention has been put on systems which could reduce the number of accidents caused by operators' oversight. Those solutions are still under development and their effectiveness is going to be proven during tests in real conditions in the mine.



FTT WOLBROM®

Innowacyjna droga rozwoju

Twój wypróbowany partner!



www.fttwolbrom.com.pl

Lesław OSTAPÓW
Mine Master Sp. z o. o. – Złotoryja

KIERUNKI ROZWOJU I AUTOMATYZACJI MASZYN WIERCĄCYCH I KOTWIĄCYCH FIRMY MINE MASTER

DEVELOPMENT TRENDS IN ENGINEERING OF DRILLING AND BOLTING MACHINES

STRESZCZENIE

Zamieszczona prezentacja zawiera krótki rys historyczny rozwoju Firmy Mine Master Sp z o.o. od jej powstania aż do chwili obecnej. Opisano w niej strukturę organizacyjną Firmy oraz przedstawiono profil produkcji i asortyment produkowanych przez Firmę maszyn wiercących i kotwiących przeznaczonych dla krajowego i zagranicznego górnictwa podziemnego. Wskazano na najnowsze kierunki rozwoju i automatyzacji maszyn wiercących i kotwiących uwzględnianych w profilu produkcji Firmy biorąc pod uwagę nowe wymagania i wyzwania rynku.

ABSTRACT

The presentation delivered to the conference comprises a brief historical outline to describe growth of Mine Master Co. Ltd. from its establishing up to present times. The organizational structure of the company is disclosed with specification of the manufacturing profile and the portfolio mix of drilling and bolting machinery offered by the company and dedicated to domestic and foreign customers from mining business. The paper presents latest trends in the development and automation of drilling and anchoring machines included in the company's production profile are highlighted, taking into account new requirements and market challenges.



GRUPA **MARAT**

- ✓ łożyska toczne
- ✓ uszczelnienia
- ✓ środki smarne
- ✓ chemia przemysłowa
- ✓ nakrętki i napinacze hydrauliczne
- ✓ narzędzia do obsługi łożysk
- ✓ pierścienie zaciskowe
- ✓ produkty do przenoszenia napędu
- ✓ przekładnie zębate
- ✓ motoreduktory
- ✓ przenośniki taśmowe i podajniki ślimakowe
- ✓ maszyny i rozwiązania prototypowe
- ✓ usługi serwisowo - diagnostyczne
- ✓ konstrukcje stalowe
- ✓ sprzedaż węgla



www.grupamarat.pl

sklep.grupamarat.pl

1. Mukhopadhyay P. Research scholar. Department of mining engineering, IEST, Shibpur, Howrah, West Bengal, India. Mail id: partha.mukhopadhyay.79@gmail.com.
2. Dey N C, Professor, Department of mining engineering, IEST, Shibpur, Howrah, West Bengal, India. Mail id: netaidey@hotmail.com.

AN OBSERVATION INTO PHYSIOLOGICAL RESPONSES OF SELECTIVE OXY-CUTTERS OF INDIAN RAILWAY MECHANICAL WORKSHOPS

ABSTRACT

Thirty male oxy-cutters, working in the Indian railway workshops for periodic overhauling (P.O.H) of motor coaches of electrical multiple unit (E.M.U), mainline electrical multiple unit (M.E.M.U) and diesel multiple unit (D.M.U), have been studied during their normal working schedule. During overhauling, the oxy-cutters have to cut the corroded parts of coaches and the new one as per desired dimension for fitting with oxy-acetylene torch. Different physiological stress parameters along with different ergonomic stress index reflect the nature of mechanical job, especially who are directly related to heavy corrosion repair, is very heavy to extreme heavy (Astrand[6], Chamoux[7], Ramanathan[2]). Continuous presence in front of a high temperature zone (oxy-acetylene flame) assuming awkward posture cause heat stress and muscular skeletal disorder among them. The hostile environmental situation coupled with sluggish air velocity of 0.1 ms^{-1} reflects non-humanizing nature of work. The effective temperature (E.T) value is above the limit as per recommending value of World Health Organization (WHO). The work rest regimen should also be rectified as recommendation of American Conference of Governmental Industrial Hygienist (ACGIH). An appropriate ergonomical application through mechanical engineering control may be helpful to them which may increase in productivity too.

Keywords: *railway motor coach, oxy-cutters, heat stress, occupational health disorders, hostile working environment.*

Short summary:

Thirty male oxy-cutters of Indian railway mechanical workshops have been studied during their daily work. The work stress due to their heavy working load and hostile environmental condition reflects on different ergonomic indexes. Proper engineering and management control along with seriousness among the workers may be the remedies of this disease.

1. Introduction

The era of automation and rapid industrial development creates competition among different industrialists. The employers' demand of high production from the workers under hostile environment may be the root cause of work stress among workers. Continuous application of such stress causes occupational physical disorders among the

workers which in turn causes absenteeism and finally loss in production. Though this picture is very common in unorganized sector but the Govt. Sector (Railway workshop etc.) are also coming in the same group. Draw backs in the rule and negligence of the workers to maintain health –safety protocol(HSP)during work are common causes of this phenomenon.

The authors after a vivid literatures reviewing in the above subject realize that most of the study in this field is related to job stress and work station design but study on physiological responses of selective oxy-cutters of Indian railway workshops is very inadequate. So authors have no doubt that this study will help the workers as well as the management to form a better safety- health and productive environment.

2. Aims and objectives

The objectives of the present study are to find out the occupational stress of oxy-cutters due to their inappropriate workload and environmental impact and try to find out its possible way out.

3. Methods: a) Subjects and b) Description of works

Thirty male oxy-cutters segregated in two groups > 40 years and ≤ 40 years are selected for this study. They are working in this field for a minimum period of three years. All of them are expected to be free from history of any medical illness (as per Railways' internal medical checkup records). They must independently agree to join this research work. During regular working hours they have been observed and examined and they are requested not to give attention to the experiment but do their work normally.

In suburban area EMU, MEMU and DEMU are the essential part of passenger communicating system of Indian railway. The oxy-cutters are playing a major role during POH of these units. They have to cut the corroded parts from the motor coach and also new part as per marking by the fitters for proper fitting. During fitting if there arise any problem due to any excess material the oxy-cutters have to dress them properly. So they have to remain careful with the oxy-acetylene torch from the very beginning to the final touch of fitting. The melting point of iron is around 3300° c and the oxy-cutters have to work in such a place at 2.5 ft. distance as the length of his torch is 2.5 ft. Throughout the work and during summer especially it becomes very troublesome for them.As they deal with flame generating from the torch they have to monitor constantly about any possible occurrence of fire.

3. c)Important Parameters

- Direct Environmental parameters:

1. Dry bulb temperature, DBT, $^{\circ}$ C. 2. Wet bulb temperature, WBT, $^{\circ}$ C. 3.Natural wet bulb temperature, NWBT, $^{\circ}$ C. 4.Air velocity, AV, m/sec.

- Derived Environmental parameters:

1. Relative humidity, RH, %. 2. Wet bulb globe temperature, WBGT, $^{\circ}$ C.It is derived from the following formula:[5] $WBGT= 0.7T_w + 0.2T_g +0.1T_d...$ (1) [Where, $T_w = NWBT$, $^{\circ}$ C. $T_g =$ Globe thermometer temperature, $^{\circ}$ C. $T_d = DBT$, $^{\circ}$ C.]

Indoors, or when solar radiation is negligible, the following formula is often used:

$$WBGT= 0.7T_w + 0.3T_g.....(2)$$

3. Effective temperature, ET, $^{\circ}$ C.

- Direct Physiological parameters:
 - i) Weight, Kg, ii) Height, m, iii) Resting heart rate (RHR), beats per minute, bpm, iv) Working heart rate (WHR) bpm,
- Derived Physiological parameters :
 - i) Maximum heart rate (HR_{max}) [1] bpm: $HR_{max} = 220 - \text{Age}$, ii) Heart rate reserve (HRR) bpm: $HRR = HR_{max} - HR_{rest}$, iii) Heart rate recovery (HRrecovery) bpm: It is the reduction in heart rate at peak exercise and the rate as measured after a cool-down period of fixed duration. Recovery heart rate is measured in a sitting posture after the completion of work and is obtained by counting the pulse of the subjects for three minutes on each last 30 seconds of a minute hence it is denoted as P1, P2, P3. iv) Net cardiac cost (NCC) bpm, $NCC = WHR - RHR$. v) Relative cardiac cost (RCC) %: It is obtained by expressing the NCC as % of the heart rate reserve (HRR) of the subjects. vi) Energy expenditure (EE) [2] Kcal/min: It can be obtained by the following mathematical equation, $EE = 0.045 \times HR_{peak} - 1.42$.

The major physical features considered for the study are age (years), height (m), weight (kg), body surface area [3] (m^2) and body mass index [4] ($Kg\ m^{-2}$). By measuring pulse rate of individual workers in a resting position before engaging in the work for three consecutive times RHR is measured and the mean value is taken. WHR is measured throughout their work schedule by using the portable telemetric heart rate monitor (Sports Tests PE 3000, Polar Electro, Finland). Directly measured Environmental parameters are DBT, WBT, NWBT, T_g and AV. WBGT measurements are based on the formula given by Yaglogou and Minard [5] while calculation of ET is done (using basic scale) by taking into consideration DBT and WBT with respect to corresponding AV of working place.

Throughout the four months of summer season (April – July) environmental parameters are regularly taken and mean values are used to find thermal load.

4. Results and Discussion

Table: 1. Physical characteristics of the subjects, Mean \pm SD (range)

Subjects	Age(yrs.)	Working exp. (yrs.)	Height(m)	Weight(Kg)	BMI(Kg/m^2)	BSA(M^2)
20-40 years (n=15)	31.73 \pm 3.19 (24-38)	7.86 \pm 4.37 (3-18)	1.67 \pm 0.1 (1.47-1.8)	72.53 \pm 7.35 (63-83)	26.03 \pm 4.18 (21.79-38.24)	1.81 \pm 0.12 (1.57-1.99)
41-50 years (n=15)	51.87 \pm 6.07 (41-59)	25 \pm 6.65 (10-33)	1.71 \pm 0.07 (1.6-1.82)	68.87 \pm 8.11 (58-81)	23.57 \pm 2.43 (18.39-27.62)	1.8 \pm 0.13 (1.6-2.03)

Legend: BMI- body mass index. BSA- body surface area.

Table 1 reflects the physical characteristics of the subjects. The age of the junior oxy-cutters is within range of 24-38 years and in case of senior it is within 41-59 years. The height and weight of every subject is seen to be in normal range. The BMI of senior group is also in normal range [4] (i.e. <25) but it is slightly higher for the other group. The BSA of both the group is in normal zone [3] (i.e. <1.9).

Descriptive statistics comprising means, standard deviation and range are calculated for each subject. Difference between mean values of environmental parameters along with work stress indicating factors of two groups of oxy-cutters are tested by two-tailed, homoscedastic test with level of significance (p value) 0.05 and 0.01 respectively.

Table 2: Direct and Derived Physiological Variables of the Subjects and their Statistical Analysis

Variables	Subject (Oxy-cutter)		p - Value
	Age≤40 (n=15)	Age>40 (n=15)	
RHR, bpm	88±10.88.(73-107)	89±12.(72-113)	NS
HR _s , bpm	95±9.26.(81-113)	99±13.(78-114)	NS
PWHR, bpm	101±9.05.(87-119)	114±14.(81-120)	< 0.01
WHR, bpm	114±8.51.(99-127)	131±17.(97-156)	<0.01
PeakHR, bpm	121±8.56.(108-133)	136±17.(111-173)	<0.01
NCC, bpm	26±11.(19-55)	42±20.58.(5-81)	<0.05
RCC, %	25±9.14.(21.39-49.07)	52±21.03.(9.06-85.21)	<0.01
EE, Kcal/min	4.022±0.39.(4.0-5.15)	4.706±0.75.(3.58- 6.37)	<0.01

Table 2 clearly reflects the direct and derived physiological variables with their statistical inference through two-tailed, homoscedastic t test with level of significance (p value) 0.05 and 0.01 respectively. The workstation and the resting place of the worker are so adjacent that the t test value reflects non significance in case of RHR and HR_s but in all the other cases there are significant variations. Except for NCC in all the cases the level of significance is 0.01.

Table 3: Physiological work load categorization and comparison with observed values

Parameter	Reference	Classification of workload					Oxy-cutter		Remarks	
		Lig ht	Moder ate	Heavy	Very heavy	Extremely heavy	>40yrs (n=15)	≤40 rs (n=15)	>40yrs (n=15)	≤40 rs (n=15)
WHR (beats/min)	Astrand	<90	90-110	111-130	131-150	151-170	*131	*114	Very heavy	Heavy
EE (Kcal/min)	Ramanathan ,et al	1.0-2.5	2.6-4.0	4.1-6.0	6.1-8.0	>8	*4.706	*4.022	Heavy	Heavy
Net Cardiac Cost (beats/min)	Chamoux et al	≤20	20-30	31-40	41-50	51-60	*42.15	*25.79	Very heavy	Moderate

Workload classification of oxy-cutters with respect to various physiological indices i.e. WHR, EE, NCC are shown in Table 3. Workloads are estimated based on WHR, NCC and EE values for both groups according to Astrand[6], Chamoux[7] and Ramanathan[2] et al classification respectively. From the observed mean values it is clearly seen that working heart rate of below 40 years remains in heavy category whereas oxy-cutters having more than 40 years of age are in very heavy group as per workload classification given by Astrand[6]. Mean values of energy expenditure of both groups of oxy-cutters are heavy in nature according to the classification proposed by Ramanathan et al[2], 1967. NCC of the younger group is moderate in nature whereas the senior workers are in the very heavy group which reflects the heaviness of the job and its adverse effect on them.

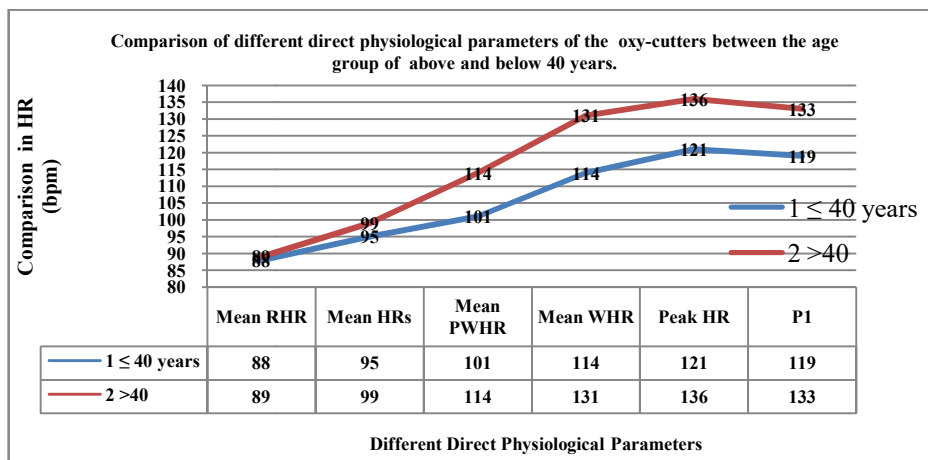


Figure 1. Comparison of different direct physiological parameters of the oxy-cutters between the age group of above & below 40 years.

In Figure 1. the graphical representation clearly shows that though both the group of workers start from more or less same resting heart rate but rapid increase is observed in PWHR, WHR, and Peak WHR in the senior group in comparison with the juniors.

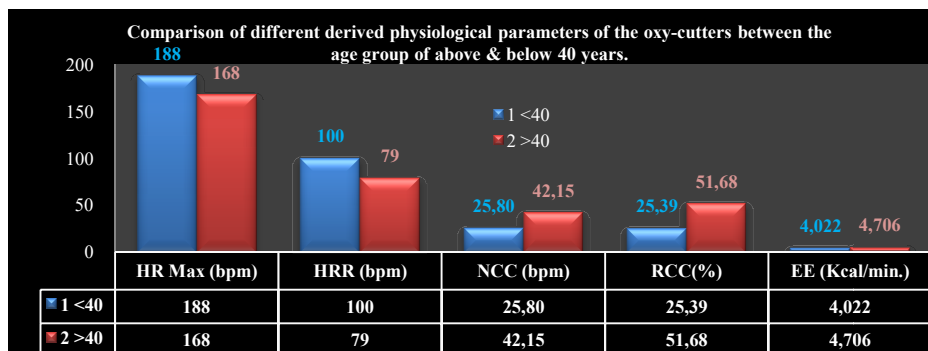


Figure 2. Comparison of different derived physiological parameters of the oxy-cutters between the age group of above & below 40 years.

In figure 2. the graphical representation clearly shows that the NCC and RCC value are quiet higher for the senior workers [7], [8] in comparison to junior workers and as usual it is reflected in EE too. The EE value of junior group is 4.022 kcal/ min. whereas for the oxy-cutters of age greater than forty years it is 4.706 kcal/ min.

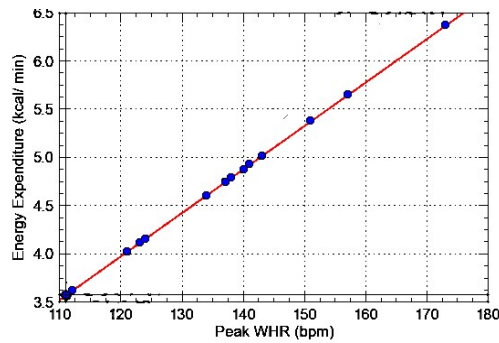


Figure 3. Linear regression curve of oxy-cutters age >40 years.

Figure 3 clearly depicts the curve plotted against Peak Working Heart Rate and Energy Expenditure. The best fit equation for this purpose seems to be linear regression type following the equation $y=a+bx$ with number of independent variables 1. There is negligible standard error, correlation coefficient (r) 0.99999, coefficient of determination (r^2) 0.99999 and degree of freedom 13.

Table 4: Different data regarding the above curve are tabulated in table below

Parameters	Value	Standard error	Range (95 % confidence)
a	-1.422407	0.005341	-1.433945 to -1.410868
b	0.045042	0.000039	0.044958 to 0.045126

From table 4 we can say that the curve satisfies with the relationship having value of $a=-1.422407$ and $b=0.045042$, very negligible standard error and at range of -1.433945 to -1.410868 for a and 0.044958 to 0.045126 for b with 95% confidence level.

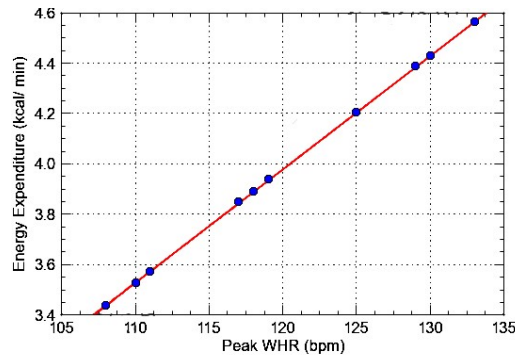


Figure 4. Linear regression curve of fitters age ≤ 40 years.

Figure 4 clearly depicts the curve plotted against Peak Working Heart Rate and Energy Expenditure. The best fit equation for this purpose seems to be linear regression type following the equation $y=a+bx$ with number of independent variables 1. There is negligible standard error, correlation coefficient (r) 0.999982, coefficient of determination (r^2) 0.99996 and degree of freedom 13.

Table 5: Different datas regarding the above curve are tabulated in table below

Parameters	Value	Standard error	Range (95 % confidence)
a	-1.418824	0.008984	-1.438232 to -1.399415
'b	0.045001	0.000074	0.044841 to 0.045161

From table 5 we can say that the curve satisfies with the relationship having value of $a=-1.418824$ and $b=0.045001$, very negligible standard error and at range of -1.438232 to -1.399415 for a and 0.044841 to 0.045161 for b with 95% confidence level.

Table 6: Fundamental environmental settings in the functioning sites

DB (°C)	WB (°C)	GT (°C)	NWB (°C)	WetbulbDep(°C)	RH (%)	WBGT (°C)	A.V(ms ⁻¹)	ET(°C)
33.48±2.42 (28-37)	29.20±1.72 (25-31)	33.52±2.86 (28-37.5)	28.62±1.78 (26-32)	4.36±1.34 (2-6.5)	72.26±7.63 (59-86)	30.09±1.97 (26.6-32.8)	0.10±0 (0.1)	30.31±1.77 (27-32)

Table 6 reflects the fundamental environmental settings of the working site. During experiments the DB value is in the range of (28-37) ° c with mean value of WB 29.2° c. The relative humidity is around (59-86) % with a mean value of 72.26 %. There is almost stagnancy of air flow which reflects through the data of mean air velocity of 0.01m/sec. The ET value is 30.31° c which as per classification of environmental zone is based on ET value [9] (Mookherjee & Sharma) and falls under the very hot zone

The WHR values of both the group of workers are in very heavy and heavy in nature in case of senior and junior group respectively as per classification recommended by Astrand[6]. The EE value is also heavy in nature as per Ramanathan et al[2]. All these data reflects the nature of job is not smooth and the workers need suitable rest break period in their working schedule. This statement is also supported by Brouha's fatigue assessment technique [10] in connection with recovery heart rate pattern.

The hostile working environment coupled with the heavy nature of job profile if assumed by the oxy-cutters continuously with different awkward posture may accounts for job stress. This causes the dual effect of musculo skeletal disorder along with developing heat stress. Specially when they perform their work in a confined space i.e. in the driver cab or engine room the situation becomes traumatic and this statement is well supported by the mean WBGT value (30.09°c) which is far higher than the threshold limit recommended by ACGIH [11] for continuous work and the mean ET value is 30.31°c which is above the limit for heavy workload condition as recommended value given by WHO [12].

5. Conclusion

The persons who are directly involved to the POH of motor coaches of MEMU, DEMU and EMU of Indian railway and especially who are related with heavy corrosion repair have to do strenuous work throughout the work. The oxy- cutters have to stay with the working process continuously with their oxy- acetylene torch i.e. continuously in front of high temperature in a different awkward posture. On the other hand the hostile working atmosphere increase the stresses among the workers which reflect the different physiological data mentioned earlier.

The management must follow proper work rest schedule recommended by ACGIH and apply engineering and management control system for the better physical and mental condition of their worker. This will augment the production of workshop as well as help in maintaining good health of worker under given environment within the shed.

6. Acknowledgement

Authors are thankful to the Chief Works Manager of corresponding railway workshops of India along with Safety Officers, Production engineers and the workers for their kind co-operation and cordial support.

7. References

- [1] American Heart Association Committee of exercise; Exercise, testing and training of apparently healthy individual: A Handbook of Physician, AHA, New York, 1972.
- [2] Ramanathan et al, Energy cost of different muscular exercise tests performed by the Indian subjects, Indian Journal Occupational Health, 1967;10, pp253-61.
- [3] DuBois D, DuBois EF, Clinical Calorimeter X, A formula to estimate the approximate surface area if height and weight be known, Arch. Intern. Med.1916; 17; p 863.
- [4] Naidu AN, Rao NP, Body mass index; A measure of the nutritional status in Indian populations, Eur J Clin Nutr. 1994;48(Supp 1);pp131-40.
- [5] Yaglogou.C P and Minard. D, Control of the heat casualties at military centers, AMA Archives of Industrial Health, 1957: 16,pp302-310.
- [6] Astrand, P.O.and Rodhal, K., Textbook of Work Physiology, McGraw-Hill Publication, New York; 1986.
- [7] Chamoux, A., Borel, A.M., Catilina P, for the standardization of a resting heart rate: heart rate nightly rest, Implications in evaluating the workload, Archives of occupational diseases occupational medicine and social security, Vol. 46, No. 4, 1985, pp.241–250.
- [8] Lablache-Comber, B, Ley, F.X, Using the continuous electrocardiographic recording of hot mine workings, Archives of occupational diseases occupational medicine and social security, Vol. 45, No. 5,1984, pp.323–332.
- [9] Mookherjee G.C. and Sharma, R.N., A report on environment ‘Comfort Zone’ Journal of Science and Industrial Research, Vol. 6, 1953, pp.283–287.
- [10] Brouha L. Evaluation of the physiological requirements of jobs, In : Physiology in industry: evaluation of industrial stress by the physiological reaction of the workers. London, UK; Pergamon Press; 1960, p.82-108.
- [11] TLVs, Threshold Limit Values for chemical substances and physical agents in the work room environment with intended changes (for 1981), Cincinnati, OH,USA; (ACGIH), 1981.
- [12]. WHO, Health factors in working under conditions of heat stress, Geneva 412: WHO Tech.Rep. Series;1969.

Penkała Krystian
„EKO LUFT” Sp. z o.o, Pisarzowice
Rożenek Zenon
„KAZ Serwis” Sp. z o.o , Gliwice

NISKOEMISYJNE PALIWO WĘGLOWE

LOW EMISION CARBON FUEL

STRESZCZENIE

Zanieczyszczenie środowiska naturalnego ma ujemne skutki dla życia na Ziemi, niestety w przeważającej większości to sam człowiek doprowadza do takiej sytuacji. Jednym ze skutków takiego nieprzemysłanego działania człowieka jest zjawisko smogu, którego przyczyną powstawania jest min. spalanie kopalin w działalności przemysłowej czy opalanie gospodarstw domowych wątpliwej jakości materiałem opałowym. W artykule przedstawiono materiał opałowy, którego stosowanie w gospodarstwach domowych czy w przemyśle nie wpłynie negatywnie na środowisko naturalne, a na pewno ograniczy jego dewastację.

ABSTRACT

Environmental pollution has negative consequences for life on Earth. Unfortunately, in the vast majority of cases the man himself is to blame for such situation. One of the consequences of such inconsiderate human activity is the phenomenon of smog, which is caused by, among other things, industrial activities that burn minerals or households that use questionable quality of fuel for heating. The article presents the sorts of fuel, that can be used in households or industry and which will not negatively affect the environment, and can certainly limit its devastation.

1. Smog – zagrożenia dla środowiska

W dobie dynamicznego rozwoju techniki oraz niekontrolowanej podaży konsumpcji dóbr, procesu rozwoju cywilizacji człowiek zaczyna zatracać się w swoich poczynaniach kierując się chęcią zysku, dobrobytu zapominając o skutkach swojej działalności. Efektem czego jest wzrost zapotrzebowania na energię do produkcji, której ze względu na koszty ich pozyskania wykorzystuje się kopalin naturalne tj. węgiel kamienny, brunatny czy produkty ropopochodne. Często przemysł mając za podstawę pieniądź, sprowadza na dalszy plan ochronę środowiska naturalnego. Podobnie jest w przypadku działalności indywidualnego człowieka, także często ponad ochronę przyrody stawia własne interesy. Niestety jest to działanie krótkowzroczne, czego efekty już odczuwamy my i nasze pokolenia; niszczenie gleby czy powietrza nie sprzyja zdrowiu i życiu fauny i flory naszej planety. Jednym z efektów ubocznych tej

działalności człowieka jest smog. Smog jest zjawiskiem atmosferycznym – zanieczyszczeniem powietrza. W skład smogu wchodzi szkodliwe związki chemiczne (tlenek azotu oraz tlenki siarki), które mają możliwość przedostawania przez nasz układ oddechowy do układu krwionośnego do krwiobiegu. Powstawaniu smogu sprzyjają warunki pogodowe (brak wiatru, duża wilgoć, inwersji powietrza) i ukształtowanie terenu (np. w dolinie otoczonej wzgórzami). Zjawisko smogu najbardziej zauważalne jest w terenach mocno zurbanizowanych. Smog może być przyczyną opadów kwaśnego deszczu zawierającego trujące kwasy, które to powodują zniszczenia lasów oraz zakwaszenia gleby i wód [4,5]. W skali mikro/makro za powstawanie smogu odpowiada [8]:

1. używanie paliw niskiej jakości. Im gorszej jakości węgiel, tym mniej trzeba za niego zapłacić. Cena mułu jest dwa razy niższa od ceny ekogroszku. To wystarczy, aby taki opał cieszył się dużym powodzeniem. Tymczasem muł węglowy ma bardzo dużą zawartość popiołu [9, 10], co skutkuje podwyższoną emisją pyłów, a jednocześnie prowadzi do niszczenia instalacji grzewczej. Co gorsza, jest on również źródłem metali ciężkich, przede wszystkim rtęci
2. palenie odpadami - w ten sposób Polacy pozbywają się odpadów. Odpady, trafiające do pieca są bardziej szkodliwe niż jakiegokolwiek paliwo – przy ich spalaniu powstają m.in. toksyczne dioksyny, furany, cyjanowodór

Istotny wpływ na powstawanie kwaśnego smogu ma również transport drogowy. Wbrew powszechnej opinii udział przemysłu w zanieczyszczeniu powietrza jest niewielki i to nawet wtedy, gdy do emisji z procesów produkcyjnych doliczymy zanieczyszczenia wytwarzane przez energetykę zawodową (produkcję energii elektrycznej i ciepłej w elektrowniach i elektrociepłowniach) [8].

Według najnowszych szacunków, smog zabił prawie 3,3 mln ludzi na całym świecie. Najwięcej ofiar zanieczyszczonego powietrza jest w Chinach (1,36 mln). Na kolejnych miejscach znajdują się Indie, Pakistan i Bangladesz. [1]

W Unii Europejskiej najbardziej zanieczyszczone powietrze ma Polska oraz Bułgaria. W dużej mierze to efekt wykorzystywania kopalni w przemyśle, a w szczególności w gospodarstwach indywidualnych; opalanie w piecach węglem, drewnem i odpadami. Nie pozostaje to bez wpływu na stan zdrowia. Szacunki Światowej Organizacji Zdrowia wskazują, że rocznie ok. 45 tys. osób w Polsce umiera przedwcześnie właśnie z powodu zanieczyszczonego powietrza [6,7].

Skala zanieczyszczeń w polskich miastach jest ogromna. Miasta polskie zajmują miejsca w pierwszej dziesiątce najbardziej zanieczyszczonych miast europejskich. Na trzecim miejscu znalazł się Kraków z wysokimi stężeniami cząstek stałych, benzoalfapirenu i tego, co pojawia się wraz z sezonem grzewczym. To jednak tylko wierzchołek góry lodowej. Tak naprawdę większość powierzchni Polski to miejsca, gdzie stężenie benzoalfapirenu przekracza dopuszczalne normy [6]. Jak zabija smog? Przyczyną około trzech czwartych zgonów są udary mózgu i zawały serca. Zanieczyszczenie powietrza zabija więcej osób niż HIV i malaria razem [7].

Mając na uwadze powyższe należy podjąć działanie celem eliminacji zagrożeń środowiska, będącego efektem działalności człowieka kierującego się w swojej działalności tylko priorytetem ekonomicznym. Ponieważ jedną z głównych przyczyn powstawania smogu jest palenie w piecach domowych, proponujemy opał, który jest przyjazny środowisku naturalnemu.

2. Niskoemisyjne paliwo węglowe - charakterystyka produktu

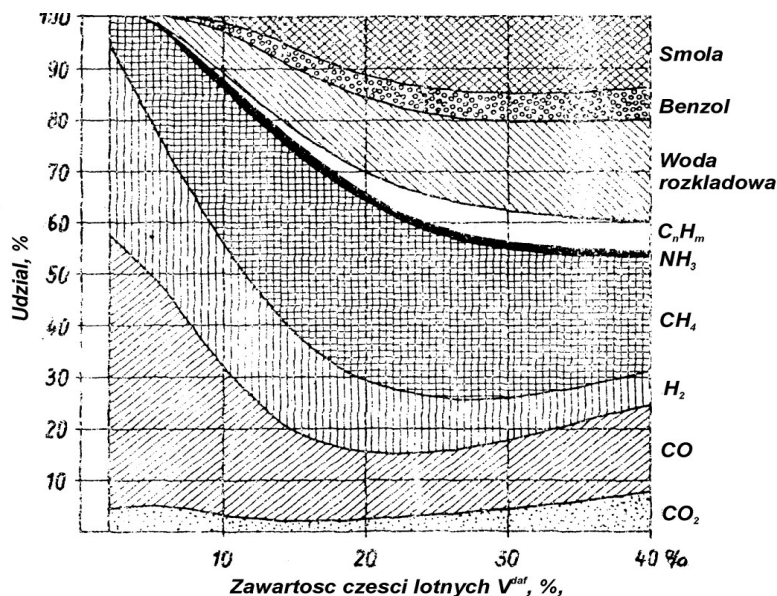
W zależności od potrzeb produkt węglowy można uformować w zależności od potrzeb, na przykład regularną kostkę o dowolnym wymiarze lub w ekogroszek o wymiarach $\varnothing 25 \text{ mm} \times 12 \text{ mm}$ stosując odpowiednie maszyny i urządzenia. Zastosowane dodatki wchodzące w skład proponowanego produktu, są wynikiem poszukiwania najbardziej efektywnych substancji chemicznych tak, aby w końcowym rezultacie uzyskać paliwo, w przystępnej dla odbiorców cenie, emitujące mniej części lotnych. Jednym z dodatków jest substancja chemiczna będąca mieszaniną soli nieorganicznych które w temperaturze powyżej 650°C ulegają rozkładowi na substancje posiadające właściwości katalityczne. Innym z dodatków jest roztwór wodny katalizatora procesów spalania. Ponadto zastosowane lepiszcze do scalania miałów węglowych jest również katalizatorem procesów spalania produktu węglowego.

3. Efekty spalania produktu węglowego "za kominem"

Podstawowym efektem spalania naszego produktu jest obniżenie emisji części lotnych, powstających w wyniku spalania węgla. Mając za podstawę badania przeprowadzone przez AGH obniżamy poziom emisji następujących związków chemicznych [2]:

- CO_2 o 65 %
- CO o 20 %
- C_nH_m o 30 %
- Benzol o 30 %
- Smoła o 20 %

Przedstawiony na rysunku 1 wykres pokazuje zależność pomiędzy ilością części lotnych a ilością związków chemicznych emitowanych do atmosfery w wyniku spalania węgla. W tabeli nr 1 zostały przedstawione procentowe udziały związków chemicznych emitowanych do atmosfery zawartych w częściach lotnych.



Rys. 1. Wpływ zawartości części lotnych na uzyski lotnych produktów koksowania [2]

Tabela 1. Zawartość części lotnych na uzyski lotnych produktów koksowania [2]

Ilość części lotnych	CO ₂ , %	CO, %	H ₂ , %	Metan CH ₄ , %	Amoniak NH ₃ , %	Węglowodory aromatyzowane C _n H _m , %	Woda rozkładowa, %	Benzol, %	Smola, %
40 %	8	16,5	6,3	21,3	1,2	5,9	19,7	6,3	14,2
35 %	5,5	15,0	6,7	25,6	1,2	5,9	18,0	5,5	15,0
30 %	3,9	13,4	8,0	28,3	1,2	5,9	17,3	5,5	15,0
25 %	3,1	12,6	10,2	33,0	1,2	5,1	15,7	4,7	14,1
20 %	2,4	12,6	12,6	33,9	1,2	3,9	13,4	3,9	11,4
15 %	2,0	17,3	19,7	33,8	1,2	2,4	11,8	3,1	5,5
10 %	3,1	28,3	22,8	28,3	1,2	1,6	7,1	1,6	0,8

Dodatkowe korzyści płynące ze spalania naszego wyrobu węglowego to:

- ograniczenie zanieczyszczeń atmosfery sadzą - sadza jest dopalana,
- zmniejszenie ilości masy pyłów
- nie spalone węglowodory w tym benzopiren są dopalane wraz z sadzą
- tlenek węgla utlenia się do dwutlenku węgla
- ograniczenie możliwości zapalania się sadzy w kominie.

4. Efekty spalania produktu węglowego „przed kominem”

W tym podrozdziale przedstawiono efekty dla alternatywnego do poprzednio opisanego sposobu spalania - spalania „przed kominem”. Uzyskane korzyści opisano poniżej.

- obniżenie zużycia paliwa w zależności od jego kaloryczności o 20 do 35 %
- podwyższenie ekonomiczności eksploatacyjnej urządzenia ciepłego
- stabilny i bardziej efektywny proces spalania
- zwiększenie sprawności i mocy kotła na skutek zmniejszenia strat
- nie zachodzi konieczność czyszczenia pieca z sadzy
- zmniejszona zawartość części palnych w popiele.

Obniżenie niskiej emisji części lotnych naszego produktu węglowego zostało potwierdzone wynikami badań w 2015 i 2016 roku przez Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrze oraz przez Pracownię Analiz Paliw [Polcarg International Sp. z o.o.](#)

Dane zawarte w tabeli 2 pokazują, że kostka węgla posiada bardzo wysoką wartość opałową i ciepło spalania, przy cenie sprzedaży równej produktom o słabszych walorach użytkowych. Bardzo istotną cechą tego produktu jest ciepło spalania, które w znaczny sposób wpływa na koszt wytworzenia 1 GJ ciepła co obrazuje tabela 3 zamieszczona poniżej.

Z powyższego zestawienia wynika, że kostka węgla jest również najbardziej efektywne pod względem relacji ceny do wyprodukowanego ciepła.

Tabela 2. Porównanie wybranych paliw kwalifikowanych stosowanych w gospodarstwach domowych [3]

Paliwo / parametr	Pelety drzewne	Węgiel ekogroszek	Pelety VARMO	Ekogroszek i kostkawęglowa wg. P.400894	Paliwo bezdymne ECOCOAL	Półkoks	Koks opałowy
Wartość opałowa, GJ / kg	> 17	> 25	> 25	26 – 29	> 26	> 28	> 28
Części lotne V_{daf}^a , %	> 70,0	> 32,0	32 - 37,0	20 - 25	< 12,0	< 10	< 1,0
Siarka S^a , %	0	< 1,0	< 0,8	0,43 - 0,51	< 0,6	< 0,5	< 0,6
Emisja pyłu	Śr	D/Śr	Śr	M	M	M	M
Zalecany kocioł	A	A	R/A	R/A	R/A	R	R
Cena paliwa, zł	1000	750	800		1200	1000	1000

rodzaj kotła: A – automatyczny zasób paliwa, R – ręczny zasyp paliwa

emisja pyłu: M – mała, Śr – średnia, D – duża

Tabela 3. Koszt 1GJ ciepła wyprodukowanego z różnych paliw spalanych w typowych kotłach c.o. stosowanych w ogrzewnictwie indywidualnym [3]

Lp	Rodzaj paliwa	Cena za wyprodukowanie 1GJ ciepła
1	Pelety drewniane	55 - 65 zł/GJ
2	Ekogroszek workowany	30 - 40 zł/GJ
3	Pelety VARMO	35 - 40 zł/GJ
4	Paliwo ECOCOAL	60 - 65 zł/GJ
5	Kostka węglowa	25 - 30 zł/GJ
6	Półkoks	50 - 55 zł/GJ
7	Koks opałowy	50 - 55 zł/GJ

5. Efekty proekologiczne

Najbardziej pożądanym i oczekiwanym efektem proekologicznym jest obniżenie niskiej emisji, powstającej w wyniku spalania kostki węglowej o około 50%.

W naszym produkcie węglowym zastosowaliśmy lepiszcze mineralne w ilości 8 %/tonę (badanie 1) i 4 %/tonę (badanie 2), które jest niepalne i po spaleniu węgla stanowi popiół, obojętny dla środowiska naturalnego. Posiadamy również lepiszcze, używane do produkcji ekogroszku, które nie zwiększa ilości popiołu.

Produkcja kostki węglowej oraz ekogroszku pozwala na zagospodarowanie miałów węglowych, które są mało użyteczne jako paliwo do pieców domowych.

6. Podsumowanie

Stosowanie przedstawionego w artykule paliwa węglowego w znaczący sposób zmniejsza zanieczyszczenie środowiska naturalnego co potwierdziły badania przeprowadzone przez odpowiednie jednostki naukowo badacze. Różnorodność kształtu produkowanego sortymentu pozwala na zastosowanie tego paliwa tak na skalę przemysłową jak i przez gospodarstwa domowe, które w znaczący sposób przyczyniają się do zanieczyszczania środowiska. Możliwości technologiczne produkcji powodują, iż można wykorzystywać do wytworzenia paliwa szeroką gamę produktów węgl pochodnych.

7. Literatura

1. Tygodnik „Nature”, [Nature Publishing Group](#), nr 11, 2010r.
2. Ćwiczenia Laboratoryjne, Surowce energetyczne i ich przetwarzanie cz. II - paliwa stałe, AGH - Wydział Energetyki i Paliw, Kraków
3. Sobolewski A.: Niskoemisyjne paliwa węglowe – oczekiwania społeczne, możliwości technologiczne i oferta rynkowa. Konferencja z cyklu „Czyste niebo nad Polską”, Katowice 2014r. IChPW w Zabrze
4. <http://www.nature.com/nature/journal/v525/n7569/full/nature15371.html>
5. http://www.biznes.newseria.pl/news/zanieczyszczone_powietrze,p298883381
6. <http://www.nature.com/nature/journal/v525/n7569/full/nature15371.html>
7. http://www.biznes.newseria.pl/news/zanieczyszczone_powietrze,p298883381
8. <http://www.ekogroup.info/15507/skad-sie-bierze-smog-mu-zapobiegac/>
9. <https://www.pgg.pl/>
10. <http://www.khw.pl/>

Dr.-Ing. Günther Philipp
THIELE GmbH & Co.KG, Iserlohn, Germany
Dr.-Ing. Markus Schütz, Univ.-Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus
RWTH Aachen University, Aachen, Germany

OKREŚLENIE SIŁ WYSTĘPUJĄCYCH W ŁAŃCUCHU PRZENOŚNIKA ŚCIANOWEGO PRZY POMOCY ZMINIATURYZOWANEGO UKŁADU POMIAROWEGO

DATA ACQUISITION OF CHAIN FORCES DURING LONGWALL OPERATION BY USING MINIATURIZED MEASUREMENT SYSTEMS

STRESZCZENIE

Siły występujące w łańcuchu podczas eksploatacji przenośnika zgrzeblowego są do dzisiaj generalnie nieznanne. Można je co najwyżej oszacować poprzez pomiar poboru prądów w silnikach. Bezpośredni pomiar sił był dotychczas skomplikowany i możliwy tylko przy wielkim nakładzie środków w ściśle określonych warunkach. Takie pomiary umożliwiały wyłącznie zapis stanów chwilowych i nie odzwierciedlały typowych warunków ruchowych. W ZG Sobieski udało się po raz pierwszy w skali światowej przeprowadzić pomiar i zapis sił w łańcuchach pomiarowych podczas eksploatacji wyrobiska ścianowego. Przeprowadzone próby ruchowe udowodniły, że pełna kontrola i dokumentacja sił występujących w łańcuchach jest możliwa. Pomiary i zapisy sił umożliwiły ponadto wyciągnięcie wniosków dotyczących rozkładu sił na parę łańcuchów, obciążenia łańcuchów podczas rozruchu przenośnika, jak również podczas wstępnego napięcia łańcuchów. Uzyskane wyniki oddają wiernie sytuację podczas eksploatacji. Celem dalszego rozwoju jest połączenie w sieć łańcuchów wyposażonych w czujniki z innymi urządzeniami systemu ścianowego. Dzięki temu możliwa będzie aktywna regulacja poboru mocy, wstępnego napięcia łańcuchów, ocena ich zużycia oraz wytrzymałości zmęczeniowej. Czwarta rewolucja przemysłowa w górnictwie podziemnym będzie możliwa tylko wtedy, gdy centralny element przenośników ścianowych i chodnikowych, czyli łańcuch, będzie „inteligentny”, tzn. wyposażony w czujniki.

ABSTRACT

Little is known even to this day about the chain forces arising in an C armoured face conveyor (AFC) in running mode. These forces can be roughly calculated using mathematical or numerical methods or can be indirectly estimated by measuring the motor current and voltage. Direct estimations of the chain force have to date only been

possible by employing a huge effort to take individual measurements under defined operating conditions, and such an undertaking only provides a snapshot of what's going on. Having data available on the actual chain forces is essential for ensuring reliable and troublefree scraper conveyor operations. For one thing the allows chain pre-tensioning to be carried out on a more individual basis and makes overload situations easier to identify, thereby reducing the number of unpredictable chain failures. It also makes for a sustained increase in the economic efficiency of the coal winning process. And for another, it reduces the potential risk that broken chains pose for the face team and cuts down on the amount of repair work required. This paper presents the measurement results obtained over ten C days from chains operating in an AFC on a longwall coal face. This operation was carried out in July 2016 and was actively supported by Tauron Wydobycie S.A. at their Sobieski colliery. This was the first time that AFC chain forces had been continuously monitored and documented in this way. The project supplied reliable data on the distribution of forces between the chain strands, the high loads generated during the start-up process and the impact and a distribution of the pretension forces in the chains. The information thereby obtained was stored for subsequent analysis.

1 Wprowadzenie

Siły występujące w łańcuchu podczas eksploatacji przenośnika zgrzeblowego są dotychczas dalece nieznane. Stosując metody matematyczne lub numeryczne można je w przybliżeniu obliczyć, względnie oszacować pośrednio poprzez pomiar poboru prądu i napięcia w silnikach. Bezpośredni pomiar sił w łańcuchu wykonywano dotąd jedynie przy wielkim nakładzie środków technicznych podczas pojedynczych pomiarów w ściśle określonych warunkach ruchowych. Ich wyniki były jedynie odzwierciedleniem chwilowego stanu w procesie eksploatacji.

Wiedza o siłach realnie występujących w łańcuchach jest jednak nieodzowna dla bezpiecznej i bezawaryjnej pracy ścianowego przenośnika zgrzeblowego. Po pierwsze zezwala ona na indywidualne dopasowanie napięcia wstępnego. Sytuacje, w których dochodzi do przeciążenia, są łatwiej rozpoznawalne, co redukuje ilość nieprzewidywanych zerwań łańcucha. Efektywność wydobywania zostaje przy tym trwale podwyższona. Po wtóre zmniejsza potencjalne zagrożenia dla pracowników w wyniku zerwań łańcuchów i podczas usuwania tych awarii.

Niniejszy artykuł prezentuje wyniki pomiarów przeprowadzonych w czasie kolejnych dziesięciu dni na łańcuchach przenośnika zgrzeblowego pracującego w ścianie o ruchu ciągłym. Pomiarów przeprowadzono w lipcu 2016 roku przy aktywnym wsparciu koncernu Tauron Wydobycie S.A. w Zakładzie Górniczym „Sobieski”.

Po raz pierwszy udało się techniczna realizacja ciągłego nadzoru i zapisu przebiegu sił w łańcuchach. Istotne informacje o rozkładzie sił w parze łańcuchów, rozmiarach obciążenia w fazie rozruchu oraz rozkład sił wstępnego napięcia łańcuchów zostały niezawodnie zarejestrowane w formie umożliwiającej ich późniejszą analizę.

2 Zakład górniczy i miejsce dokonanych pomiarów

Dzieje Śląska są ściśle związane z rozwojem górnictwa węgla kamiennego. To właśnie stąd wyszły decydujące impulsy dla mechanizacji eksploatacji w systemie ścianowym. Pierwszy ścianowy przenośnik łańcuchowy wdrożony został z powodzeniem w kopalni „Bobrek”, wówczas „Gräfin-Johanna-Grube”, w roku 1942 [1]. Zakład Górniczy „Sobieski” Grupy Tauron kontynuuje tradycje górnicze Jaworzna

liczące 200 lat. Aktualnie zalicza się do grupy najnowocześniejszych kopalń w skali europejskiej stosujących najnowsze rozwiązania technologiczne. Pierwsze zastosowanie zminiaturyzowanego układu pomiarowego w łańcuchach ścianowego przenośnika zgrzeblowego w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym jest ponownie kolejnym decydującym krokiem w rozwoju techniki eksploatacji ścianowej.

Zakład Górniczy „Sobieski” eksploatuje trzy ściany w polu o powierzchni 65 km². Wydobyte dobowe brutto wynosi około 14.500 ton, co oznacza produkcję netto w węgla handlowym rzędu 10.000 ton. Wytypowana do prób ściana 305 była zlokalizowana w pokładzie 209 (Tab. 1). Wybieranie prowadzono po rozciągłości pokładu przy nachyleniu około 5 stopni.

Tabela 1. Dane dotyczące ściany 305 i jej wyposażenia

Parametry ściany	
Średnia miąższość pokładu	3,9 m
Długość ściany	300 m
Nachylenie pokładu	5 stopni
Wyposażenie ściany - dane techniczne	
Typ kombajnu	Joy 7 LS22
Zabior	800 mm
Prędkość posuwu	7- 10 m/min
Przenośnik ścianowy	Nowomag PSZ 950/ 3 x 500
Łączna moc napędów	1000 kW
Napęd główny	500 kW
Napęd pomocniczy	500 kW
Sprzęgło hydrokinetyczne	562 DTPKWL2
Typ łańcucha	łańcuch płaski 42 x 146 mm
Odstęp zgrzebeł	8 ogniw
Prędkość łańcucha	1,31 m/s

3 Rozwój układu pomiarowego przystosowanego do ciągłego pomiaru sił występujących w łańcuchu ścianowym

Układowi pomiarowemu, który dokonywać ma pomiarów sił występujących w łańcuchach przenośnika zgrzeblowego, stawiane są bardzo wysokie wymagania. Dotyczy to po pierwsze wyjątkowo surowych i niekorzystnych warunków otoczenia, takich jak:

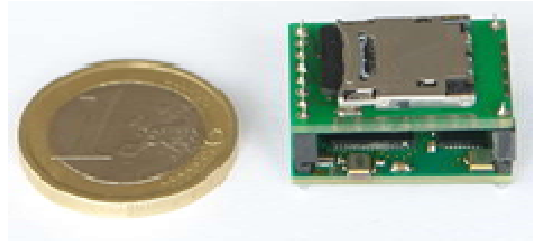
- zabrudzenie i pył,
- wysoka wilgotność i wahania temperatury,
- udary i obciążenia dynamiczne,
- abrazyjne i korozyjne oddziaływanie środowiska, którym należy się przeciwstawić.

Po wtóre należy wymienić specyficzne wymagania stawiane układowi pomiarowemu, który należy zabudować w ogniwowym łańcuchu górniczym, a w szczególności:

- możliwość zintegrowania kompletnego układu pomiarowego w ogniwie łańcucha, co wymaga zminiaturyzowanej i autarkicznej konstrukcji,

- wysoką sprawność energetyczną dla możliwie długiego okresu funkcjonowania, co w najkorzystniejszym przypadku odpowiada kompletnej żywotności łańcucha,
- prosty, a przy tym niezawodny system pomiarowy oraz możliwość indywidualnego dopasowania wybranych parametrów pomiarowych, takich jak wzmocnienie sygnałów, częstotliwość zapisów, automatyczne zerowanie [11].

Przeprowadzona analiza wykazała, iż systemy pomiarowe spełniające te wymagania nie są dostępne na rynku. Znalaziono jedynie wzmianki w literaturze przedmiotowej na temat testowanych prototypów ([2], [3]). Z tego względu podjęto ten temat ponownie w ramach projektu badawczego finansowanego ze środków publicznych i-MASS – integriertes Maschinen Sensor System (Zintegrowany System Czujników dla Maszyn), przy czym w danym przypadku zastosowania systemu w łańcuchach ogniowych wiodące funkcje przejęli partnerzy THIELE GmbH & Co.KG oraz Instytut „Advanced Mining Technologies“ (wcześniej Instytut Maszyn Górniczych w uczelni RWTH Aachen). Po zakończeniu prac projektowych wykonano układ pomiarowy przedstawiony na rysunku 1 kwalifikujący się do zastosowania w warunkach zbliżonych do realiów praktyki ruchowej.



Rys. 1. Układ pomiarowy, porównanie wielkości [4]

W zależności od potrzeb do układu podłączyć można maksymalnie cztery czujniki analogowe. W celu określenia sił występujących w łańcuchach sięgnięto po czujniki tensometryczne w kształcie paska. Cechuje je długa trwałość. Czujniki te reagują na zmiany oporności elektrycznej. Są szeroko rozpowszechnione przy eksperymentalnych pomiarach wydłużenia i naprężenia [5]. Rejestrują zmiany długości próbki poddanej badaniom spowodowane zewnętrznym mechanicznym obciążeniem (w wyniku sił lub momentów). Tensometry połączone są w układ mostka Wheatstone’a i są elementem przetwornika pomiarowego pozwalającego na przekształcenie wielkości odkształcenia ogniwa pomiarowego na wartość napięcia elektrycznego.

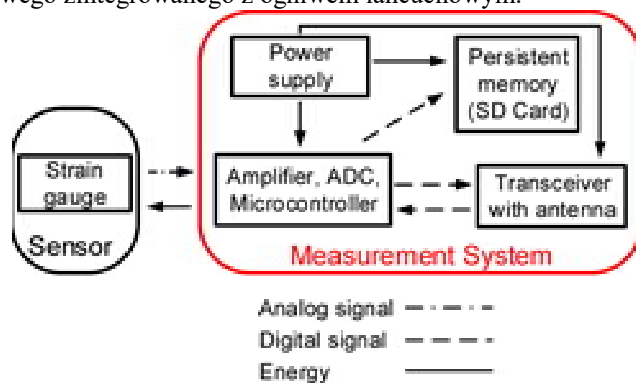
Otrzymany sygnał proporcjonalny do oddziałującej siły zostaje wzmocniony, następnie przekształcony przez 16-bitowy przetwornik analogowo-cyfrowy (ADC) i zapisany w pamięci dla dalszych analiz. Układ pomiarowy zasilany jest za pomocą ogniwa galwanicznego litowego. Aby zredukować zużycie energii, przeanalizowano różne opcje, które w zależności od przyjętego scenariusza poprzez:

- gromadzenie danych jako przebiegu siła-czas w systemie pomiarowym,
- przekazywanie danych w systemie bezprzewodowym (radiowym) do komputera analizującego lub
- wstępne opracowanie danych poprzez ich klasyfikację, a następnie ich gromadzenie lub przekaz radiowy

umożliwiłyby zróżnicowanie czasu dokonywania pomiarów.

Dla bardzo długich czasookresów można uwzględnić opcję wstępnego opracowania danych w formie klasyfikacji Markowa. Wybiórczo - w celu optymalnego

wykorzystania pamięci - gromadzone są tylko informacje o amplitudzie drgań oraz średniej wielkości drgań z przebiegu siła-czas. Na bazie tych danych można oszacować resztkową żywotność łańcucha [6]. Rysunek 2 prezentuje schematyczną strukturę układu pomiarowego zintegrowanego z ogniwo łańcuchowym.



Rys. 2. Schemat zintegrowanego układu pomiarowego według [11]

W celu zintegrowania układu pomiarowego w cięgnie łańcuchowym konieczne jest specjalne ogniwo. Jest to ogniwo z poprzeczką w środku, w której wykonuje się otwór przewidziany do ulokowania układu pomiarowego (rys. 3). Dodatkowy element z tworzywa sztucznego, na zdjęciu w kolorze niebieskim, służy do umocowania i dokładnego pozycjonowania poszczególnych elementów oraz przewodów łączących.



Rys. 3. Ogniwo pomiarowe

Jako ochronę przed niekorzystnym oddziaływaniem środowiska elementy elektroniki pokryto powłoką z żywicy epoksydowej, a całość hermetycznie uszczelniono. W przeciwieństwie do zamkniętej obudowy stalowej metoda ta umożliwia utworzenie połączenia radiowego tak, że parametryzacja układu pomiarowego, jak i transmisje danych po zabudowie, mogą być realizowane bezprzewodowo. Stosowanie elektrycznych urządzeń w pomieszczeniach z zagrożeniem metanowym wymaga przestrzegania specjalnych wytycznych. Z tego powodu układ pomiarowy został wykonany z uwzględnieniem rygorów normy DIN EN 600 79.

4 Przygotowanie pomiarów

Dla prób w polskiej kopalni węgla kamiennego „Sobieski” przygotowano dwa pięcioogniowe odcinki łańcucha o wielkości nominalnej 42x146 (łańcuch płaski). W każdym z tych odcinków znajdowały się dwa ogniwa pomiarowe, które niezależnie od siebie mogły rejestrować siły występujące w łańcuchach. Rysunek 4 przedstawia wymienione łańcuchy pomiarowe, które przy pomocy szybkozłączy połączono z nitkami łańcuchów ścianowego przenośnika zgrzeblowego. Widoczna na rys. 4 numeracja ogniw pomiarowych odnosi się do oznaczenia zabudowanych w tychże ogniwach układów pomiarowych. Zapewnia to ich jednoznaczne przyporządkowanie przy konfiguracji oraz odczycie danych.



Rys. 4. Łańcuchy pomiarowe

Każde ogniwo pomiarowe posiada dwa półmostki pomiarowe Wheatstone'a, które przytwierdza się po wewnętrznej stronie górnego i dolnego odcinka prostego ogniwa. Układ półmostkatworzą dwuczynnietensometry o oporności 350 omów, przy czym jeden z tensometrówprzyklejony został wzdłuż, a drugi w poprzek kierunku działania siły. Przyjęty układ tensometrów umożliwia kompensację ewentualnych zmian temperatury lub naprężeń zginających. Dla obliczeń siły działającej w łańcuchu uwzględnia się wartość średnią z obu półmostków pomiarowych. Zaletą tej metody jest to, że w przypadku „utruty” jednego punktu pomiarowego, korzystać można z drugiego. Układ pomiarowy skonfigurowano według parametrów ujętych w tabeli 2.

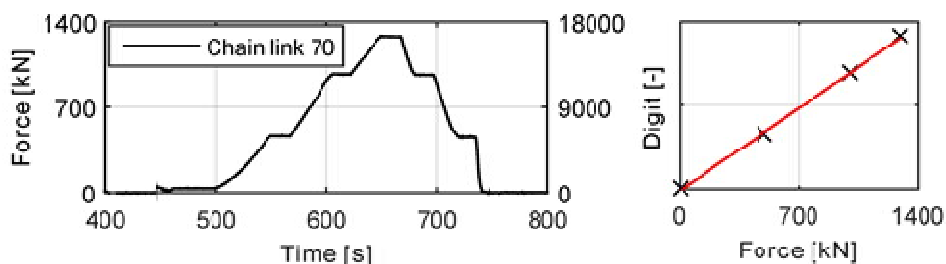
Tabela 2. Parametry konfiguracji systemu pomiarowego

Częstotliwość odczytów	100 Hz
Współczynnik wzmocnienia sygnału	128
Sposób połączenia	różnicowy
ADC Napięcie odniesienia	napięcie stosowanych baterii
Pamięć	karta SD

Z uwagi na zastosowanie dwóch mostków pomiarowych i wybranej konfiguracji możliwe było oszacowanie żywotności zabudowanych baterii typu SAFT LS14500 na 10 dni. Żywotność ta odpowiadała przewidywanemu okresowi prób. Dla dłuższych kampanii pomiarowych konieczne są ze względu na efektywność energetyczną rozwiązania oszczędniejsze. Ponadto można zastosować tylko jeden mostek pomiarowy, ale wtedy z wyższą opornością.

Zanim odcinki pomiarowe połączono z nitkami łańcucha przenośnika zgrzeblowego, przeprowadzono pomiary w trakcie ich kalibrowania. W tym celu odcinki pomiarowe zamocowano - analogicznie do późniejszej zabudowy - w maszynie

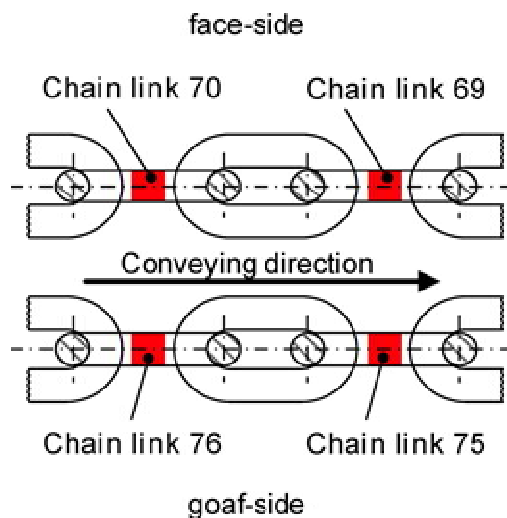
wytrzymałościowej pracującej poziomo i obciążono je określoną siłą. Podwyższenia wielkości siły dokonywano stopniowo w celu uzyskania wystarczającej liczby wartości dla wyskalowania czujników. Na rysunku 5 przedstawiono schematycznie przebiegi czasowe obciążeń i zmierzone reakcje systemu oraz wyliczoną na tej podstawie prostą skalowania na przykładzie jednego ogniwa pomiarowego. Wielkość „Digit” odpowiada wartości liczbowej na wyjściu przetwornika analogowo-cyfrowego. Z powodu ręcznego montażu tensometrów wszystkie ogniwa pomiarowe wykazują nieznaczne odchyłki podczas transmisji danych, których wartości są jednak do siebie zbliżone.



Rys. 5. Skalowanie czujników

5 Pomiary w warunkach dołowych

Ogniwa pomiarowe zabudowano w przenośniku w dniu 13.07.2016 roku podczas zmiany porannej. Podwójna nitka łańcucha została rozpięta w pobliżu napędu pomocniczego, gdzie zamontowano oba odcinki pomiarowe. Na rysunku 6 przedstawiono schematycznie kierunek zabudowy ogniw pomiarowych. Jednocześnie przeprowadzono aktywizację systemu. Sygnał do rozpoczęcia pomiarów przekazano bezprzewodowo poprzez połączenie radiowe. Cała operacja trwała około 30 minut.



Rys. 6. Kierunek zabudowy ogniw pomiarowych w łańcuchu zgrzeblowym

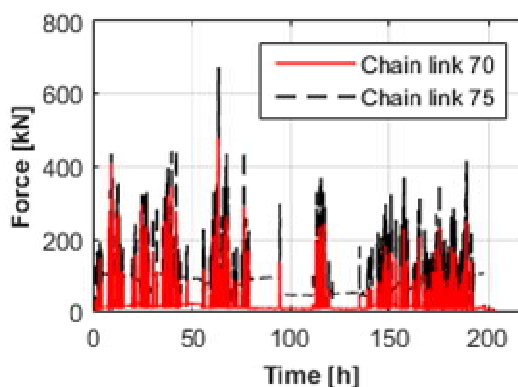
Ze względu na zabudowę odcinków pomiarowych w łańcuchu powiększył się odstęp między zgrzeblami z 8-miu do 14-tu ogniw. Po zakończeniu dziesięciodniowej

kampanii pomiarowej pracownicy kopalni wymontowali odcinki pomiarowe w dniu 22.07.2016 roku - również na zmianie porannej - i odesłali je do Niemiec. Tamże wyjęto z ogniw układy pomiarowe i odczytano zarejestrowane dane. Wszystkie cztery ogniwa pomiarowe przetrwały krótki cykl pomiarów bez uszkodzeń, rejestrując bez przerw siły występujące w łańcuchach. Rysunek 7 przedstawia stan jednego z ogniw pomiarowych po ok. 220 godzinach pracy.



Rys. 7. Stan jednego z ogniw pomiarowych po ok. 220 godzinach pracy

Po odczycie wstępnych danych zarejestrowanych w systemie i uwzględnieniu odpowiednich współczynników skalowania, możliwa była ich ocena. Przegląd całkowitego czasu trwania pomiarów oddają niefiltrowane przebiegi sił na rysunku 8. Widoczna jest korelacja wykresów sił w nitce odociosowej i odzawałowej. Różnice w amplitudzie każdej z nitk wynoszą około +/- 5%. Taka różnica - z uwagi na fakt, że jest to pierwsze zastosowanie w warunkach dołowych - mieści się w granicach tolerancji. W przyszłości wahania wartości pomiarów należałoby ograniczyć. Korekta wyników byłaby możliwa poprzez ponowne wyskalowanie czujników po zakończeniu pomiarów. W opisanym przypadku było to niemożliwe z uwagi na całkowite obudowanie i wyczerpanie baterii.



Rys. 8. Fragment wykresu sił zmierzonych podczas prób

Podczas badań zarejestrowano bez przerw ponad 200 godzin czujników. Po upływie tego czasu czujniki kolejno się wyłączały z powodu zróżnicowanych pojemności

baterii. Najdłużej trwał zapis danych w ogniwie pomiarowym 76 – około 210 godzin. Zakończył się ok. 10 godzin przed wybudowaniem odcinków pomiarowych.

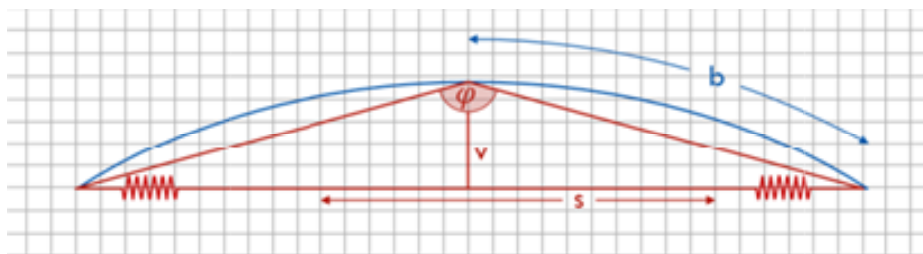
6 Interpretacja wyników pomiarów

Próby prowadzone w warunkach ruchowych z założenia nie powinny zakłócać przebiegu procesów produkcyjnych. Zarówno pracownicy dozoru, jak i ich podwładni muszą niewątpliwie kierować całą swoją uwagę na wydobywanie i bezpieczeństwo w przodku. Stąd zabudowane odcinki pomiarowe poruszały się wraz z łańcuchem roboczym, jakby „nie postrzegane” i „nie obserwowane”. Ich każdorazowe umiejscowienie w określonym punkcie ściany przy wystąpieniu „anomalii” w pomiarach (gwałtowne zatrzymanie, ciężki rozruch, sytuacje przeciążenia itp.) nie mogły być protokolowane. Lokalizacja miejsca, w którym dane zostały uzyskane w czasie pomiaru, pozostaje zadaniem do rozwiązania w przyszłości. Mimo tego na bazie dokonanych zapisów otrzymano interesujące informacje, które pozwalają na stosowne analizy i interpretację wyników.

6.1 Zróżnicowanie sił w łańcuchach

Bezpośrednio po zabudowie odcinków pomiarowych i połączeniu cięgien w łańcuch bez końca stwierdzono, iż nitka odzawałowa obciążona jest siłą większą o ok. 150 kN od obciążenia występującego w nitce odociosowej. Stwierdzone zróżnicowanie sił było obserwowane w czasie całego cyklu pomiarowego, przy czym wielkość różnicy sił ulegała stopniowemu zmniejszeniu. Zjawiska tego nie da się wytłumaczyć ukształtowaniem ściany, względnie usytuowaniem przenośnika zgrzeblowego.

Pomiary działu mierniczego wykazały, iż napęd główny wyprzedza napęd pomocniczy, a środek ściany wyprzedza napędy o około 3,5 m.



Rys. 9. Szkic linii frontu ściany

Łańcuch od strony ociosu opisuje większy łuk koła niż łańcuch nitki odzawałowej. Z tego względu jego obciążenie musiałoby być wyższe. Różnicę sił w zależności od różnicy długości łuków (patrz rys. 9) można wyliczyć z następującego wzoru

$$b = \frac{s \cdot (\pi - \varphi)}{\sin \varphi} \quad (1)$$

gdzie

b:	Długość łuku koła	[m]
s:	Długość ściany	[m]
φ:	Kąt między siecznymi osi symetrii	[rad]

Długości łuków tworzonych przez obie nitki łańcuchów różnią się z powodu odstępów między nimi. Stąd można wyznaczyć wielkość Δb , co z kolei przy zastosowaniu prawa Hooke'a pozwala na wyliczenie różnicy sił w obu nitkach

$$\Delta F = \frac{\Delta b}{s} \cdot E_C \cdot A_C \quad (2)$$

gdzie:

ΔF : Różnica sił	[kN]
Δb : Różnica długości łuków	[m]
E_C : Moduł sprężystości wzdłużnej (moduł Younga)	[kN/mm ²]
A_C : Powierzchnia przekroju poprzecznego ogniwa łańcucha	[mm ²]

Dla łańcuchów przyjmuje się z reguły moduł sprężystości rzędu 50 kN/mm² [7]. Przy danym odstępnie łańcuchów wynoszącym 240 mm i wyprzedzeniu środka ściany w stosunku do jej krańców rzędu 3,5 m wylicza się różnicę sił około 7 kN na korzyść łańcucha odociosowego.

Na podstawie prawa Hooke'a można również wykazać, że średnia różnica długości rzędu 0,11% mogłaby wytłumaczyć zmierzoną wielkość 150 kN. W trakcie wielu pomiarów dołowych przeprowadzonych w przeszłości przez firmę THIELE GmbH & Co.KG stwierdzano częstokroć, że nitki łańcuchów od strony ociosu zużywają się szybciej od nitek odzawałowych i w konsekwencji dochodzi w nich do większego wydłużenia podziałki. Jedną z przyczyn tego zjawiska dostrzega się w często tylko połowicznym załadunku przenośnika od strony ociosu. Tym samym różnica stopnia zużycia obydwu łańcuchów mogłaby być jednym z powodów zróżnicowania sił. Również Ziegler zmierzył w czasie prób prowadzonych podczas eksploatacji przenośnika zgrzeblowego w Zagłębiu Saary wyższe siły w nitce odzawałowej niż po stronie ociosu [8]. Z tych pomiarów nie można zapewne wyprowadzić ogólnej reguły. Pomiar Zieglera są jednak potwierdzeniem poprawności aktualnych wyników. Z uwagi na zmniejszanie się różnic sił w łańcuchach, można przypuszczać, że po zabudowie odcinków pomiarowych i poluzowaniu spiętych cięgien niezdefiniowane przejście z tarcia statycznego do tarcia poślizgowego miało odmienny wpływ na obie nitki łańcucha.

Można nadmienić, że najmniejsza siła zmierzona podczas biegu jałowego przenośnika w ogniwie pomiarowym nr 70 zabudowanym w nitce odociosowej wyniosła 5 kN. Ponieważ w całym okresie pomiarów nie stwierdzono mniejszych wartości, uznano, że była to siła rzeczywistego wstępnego napięcia łańcucha.

6.2 Przebiegi sił podczas pracy przenośnika

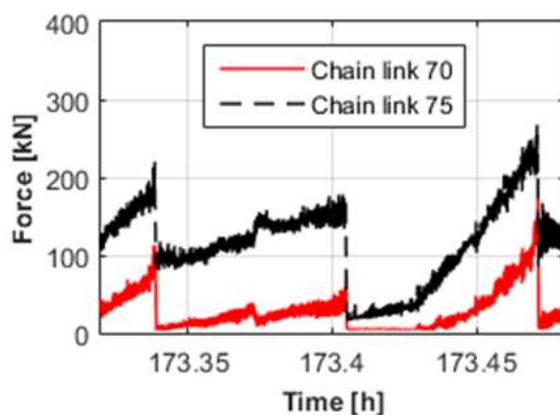
W czasie obiegu łańcuchów uwidaczniają się ich przypuszczane obciążenia. Po przejściu przez koło łańcuchowe napędu pomocniczego (pik siły w środku rysunku) siły występujące w łańcuchu obniżają się do wartości bliskich zeru. W miarę zbliżania się do napędu głównego - wraz ze zwiększającym się załadunkiem przenośnika - obciążenia wyraźnie rosną. Na rysunku 10 widoczny jest przebieg sił drgający wokół rosnącej linii trendu. Drgania są wywołane suchym tarcieniem w przenośniku. Przy napędzie głównym (pik siły w prawej części rysunku 10) siły zmniejszają się po zejściu łańcucha z gwiazdy napędowej, by w kierunku napędu pomocniczego ponownie narastać. Narastanie siły w dolnej nitce łańcucha przenośnikowego jest związane z przyrostem masy wraz ze wzrostem jego długości w kierunku ciągnącego napędu.

Dobór i rozdział mocy na napędy ma zapewniać odpowiedniość mocy w obu przedziałach przenośnika, przy jednoczesnym zachowaniu minimalnego poziomu siły

resztkowej przy zejściu z gwiazdy. Rezygnacja z trzeciego silnika jest w tej sytuacji całkowicie uzasadniona.

6.3 Rozruch przenośnika

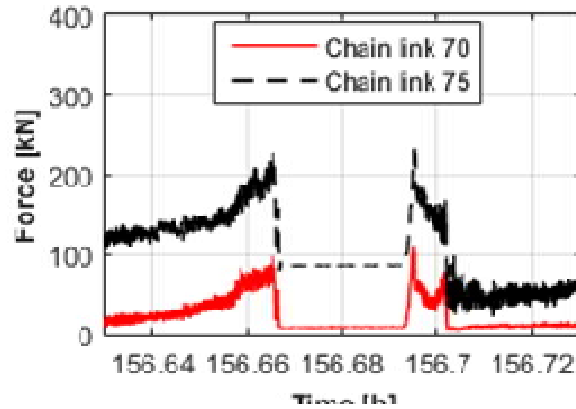
Przenośnik zgrzeblowy w ścianie 305 wyposażony jest w sprzęgło hydrokinetyczne o zmiennym napełnieniu, które umożliwia rozruch jego silników bez obciążenia. Silniki asynchroniczne osiągają swoje obroty nominalne w czasie krótszym niż jedna sekunda. Napełnienie pustego przy starcie sprzęgła hydrokinetycznego trwa około 20 sekund. Sprzęgła są tak zsynchronizowane, że napęd pomocniczy wyprzedza o jedną do dwóch sekund napęd główny napinając łańcuch dolny, co zapobiega powstawaniu zwisów przy napędzie głównym.



Rys.10. Szczegółowy wykres obiegu łańcucha

W wyniku napełniania podwyższa się moment zasprzężenia do wielkości uruchamiającej przenośnik. Maksymalnie osiągalny moment zasprzężenia ustawiany jest fabrycznie na 2,5-3-krotny moment nominalny [9]. Tym samym osiąga się moment maksymalny zastosowanych silników. Otwarte systemy napełniania i opróżniania sprzęgieł tego typu umożliwiają przy trudnym rozruchu wielokrotne – z krótkimi odstępami – ich załączanie. Ciągły dopływ świeżej wody chroni przed przeciążeniem termicznym.

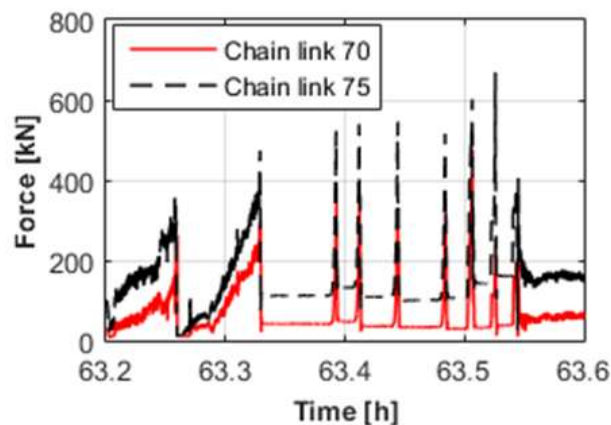
Sytuacja typowego rozruchu wystąpiła po około 156,55 godzinach (rys. 11). Przenośnik nie pracuje przez około 9 minut. Przyczyna postoju jest nieznaną. Rozruch następuje z niewielką nadwyżką siły w stosunku do jej poziomu w momencie unieruchomienia. Następnie przenośnik zostaje opróżniony z urobku w celu uniknięcia ryzyka związanego z nieplanowanym postojem. Do ponownego urabiania przystępuje się dopiero po całkowitym odtransportowaniu urobku z przenośnika ścianowego. Wyraźnie widoczna jest również w tej sytuacji pomiarowej wyższa o ok. 90 kN siła w łańcuchu odzawałowym.



Rys. 11. Przykład zapisu pomiarów w czasie rozruchu

6.4 Przykład „ciężkiego” rozruchu

Przy pojedynczych rozruchach zarejestrowano nadzwyczaj wysokie siły działające w łańcuchach.



Rys. 12. Przykład „ciężkiego” rozruchu

Po około 63 godzinach od rozpoczęcia pomiarów przenośnik zostaje zatrzymany, podczas gdy wartości sił występujących w łańcuchu są wysokie (rys. 12). Przenośnik był w tym momencie przypuszczalnie przeładowany, zaś ogniwa pomiarowe znajdowały się w niewielkiej odległości od napędu głównego. Przenośnik w ciągu 13 minut próbowano sześciokrotnie bezskutecznie uruchomić. Ruszył dopiero przy siódmym załączeniu. Poziom sił odpowiadał w przybliżeniu wartościom podczas unieruchomienia. W trakcie próby rozruchu przenośnika zarejestrowano siły w zakresie od 500 kN do 700 kN. Licząc „od końca” można w przybliżeniu oszacować wielkość zaangażowanej mocy napędu:

$$P_S = \frac{2 \cdot F_S \cdot v_C}{\eta} \quad (3)$$

gdzie

Ps:	Moc napędu podczas rozruchu	[kW]
Fs:	Siła w łańcuchach podczas rozruchu	[kN]
vc:	Prędkość łańcucha	[m/s]
η	Współczynnik sprawności napędu	[bezwymiarowy]

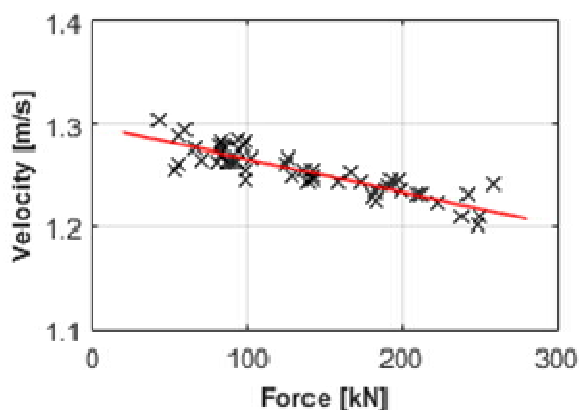
Podstawienie liczb do wzoru prowadzi do wyniku wskazującego na moc sięgającą 2300 kW. Znaczy to, że moc maksymalna silników rzędu 2500 kW wykorzystano w ponad 90%. Sprzęgła hydrokinetyczne o zmiennym stopniu napełnienia umożliwiają rozruchy przy takich mocach, również w krótkich odstępach czasowych.

Na temat przyczyn wyżej wymienionego postoju można po fakcie jedynie snuć przypuszczenia. „Ciężkie” rozruchy nie są niczym nadzwyczajnym. Nieplanowany postój odstawy taśmowej może prowadzić do problemów z rozruchem załadowanego przenośnika ścianowego. Widoczne na rysunku 12 krótkie okresy rozruchu mogą wskazywać na uwalnianie przenośnika z nadmiaru urobku, co przy siódmej próbie umożliwiło skuteczny rozruch. W tej sytuacji przydatny byłby już trzeci silnik o mocy 500 kW, który zainstalowany został po upływie miesiąca.

Dobłą praktyką górniczo-ruchową jest topóźnianie przenośnika z urobku przed planowanym unieruchomieniem. Badania prowadzone w latach sześćdziesiątych przez Sann'a wykazały, że wartość współczynnika tarcia zależna jest od prędkości. Przy rozruchu ($v = 0$ m/s) jest on największy, a wraz z przyrostem prędkości łańcucha zbliża się asymptotycznie do swej właściwej wartości.

6.5 Zależność prędkości łańcucha od stopnia zapełnienia przenośnika

Porównanie poszczególnych cykli pracy łańcucha doprowadziło do ciekawego wniosku. Czasy obiegu wahały się. Wahań tych nie można jednak było wyjaśnić w trakcie pierwszej analizy danych. Dopiero przy korelacji czasów obiegu z maksymalnymi siłami występującymi w łańcuchach w trakcie poszczególnych obiegów widoczna staje się określona bezpośrednia zależność (rys. 13).



Rys. 13. Prędkość odstawy przenośnika zgrzeblowego w zależności od siły występującej w łańcuchach

Im większa jest siła działająca w łańcuchach i tym samym wyższy stopień załadowania przenośnika ścianowego, przy założeniu stałego współczynnika tarcia, tym wolniejszy staje się przenośnik. W zasadzie stwierdzenie to nie jest zaskakujące, nie

zostało jednak dotąd potwierdzone stosownymi pomiarami. Dla opisanego przypadku ruchowego można sformułować następującą zależność

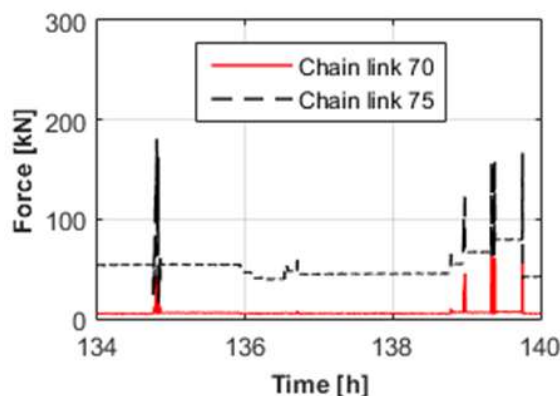
$$v_C = f(F_C) = v_N - (3 \cdot 10^{-4} \frac{m/s}{kN} \cdot F_{max}) \quad (4)$$

gdzie

v_N : Prędkość nominalna [m/s]
 F_{max} : Maksymalna siła występująca w łańcuchach [kN]

6.6 Wymiana rynny

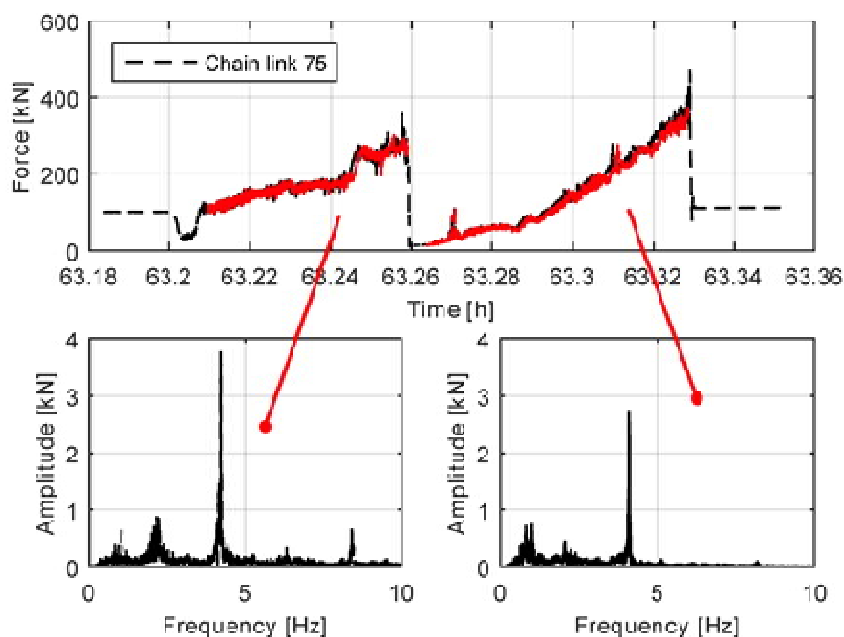
Wydarzeniem szczególnym, którego zapis pokrywa się bardzo dobrze z dokumentacją kopalni, jest wymiana rynny. Operacja ta przeprowadzona została w pobliżu napędu głównego 135 godzin po rozpoczęciu pomiarów. Na rysunku 14 rozpoznawalne jest unieruchomienie i odprężenie łańcuchów. Dokładna pozycja odcinków pomiarowych nie została udokumentowana. Fakt, że napięcie wstępne spada na krótko po ok. 1,5 h tylko w nitce odzawałowej jedynie o kilka kN, świadczy o tym, że odcinki pomiarowe znajdowały się daleko od miejsca rozpięcia łańcuchów (rys. 14).



Rys. 14. Wydarzenie szczególne – wymiana rynny

6.7 Analiza częstotliwości drgań w czasie obiegu

W uzupełnieniu do analizy sił działających w łańcuchach przeanalizowano również zagadnienie występowania drgań w ciągnach łańcuchowych. Dla pojedynczego obiegu zmierzono częstotliwość drgań osobno dla górnego i dolnego ciągnia, gdyż na tych odcinkach prędkość łańcuchów jest co prawda w przybliżeniu stała, ale obciążenia są różne. Na rysunku 15 przedstawiono przykładowo obieg całkowicie załadowanego przenośnika ścianowego. W lewej części pokazano siły w dolnym łańcuchu, po prawej stronie w górnym. Oznaczone czerwonym kolorem zakresy zostały przefiltrowane w filtrze górnoprzepustowym (częstotliwość graniczna 1 Hz), a następnie poddane dyskretnej transformacji Fouriera. Przynależne amplitudy pokazano w dolnej części rysunku 15.



Rys. 15. Analiza częstotliwości drgań w czasie obiegu łańcucha

W czasie analizy zidentyfikowano częstotliwości drgań mniejsze niż 10 Hz, których można było się spodziewać w odniesieniu do systemu tej wielkości. Drgania o największej amplitudzie stwierdzono w dolnym cięgnię przy częstotliwości 4,2 Hz, natomiast w górnym cięgnię przy częstotliwości 4,0 Hz. Przyczynę nieznacznie niższych częstotliwości w górnym cięgnię postrzega się w obciążeniu urobkiem. Urobek powiększa masę, którą należy uwzględnić, co w przybliżeniu - zgodnie z poniższym równaniem dla jednomasowych układów drgających - prowadzi w konsekwencji do obniżenia częstotliwości nietłumionych drgań własnych

$$\omega = \sqrt{\frac{c}{m}} \quad (5)$$

gdzie

c sztywność [N/m]
m masa [kg]

Urobek oddziałuje również jako dodatkowy tłumik, co uwiadcza się w formie niewielkich amplitud. Jednoznaczne przyporządkowanie częstotliwości do określonej przyczyny drgań, np. efektu poligonowego, drgań ciernych itp. nie nastąpiło i jest zagadnieniem dalszych analiz. Można jednak stwierdzić, że przyjęcie skali odczytów rzędu 100 Hz okazało się trafną decyzją, co umożliwia wystarczająco dokładny pomiar drgań występujących w systemie.

7 Znaczenie praktyczne

Po raz pierwszy udało się w przodku ścianowym, będącym w normalnym ruchu, zintegrować w łańcuchach zminiaturyzowane układy pomiarowe i bez zakłócania procesu wydobywczego, w okresie kilku dni, rejestrować dane. Na bazie aktualnej

techniki możliwa jest komunikacja z czujnikami w przenośnikach testowanych na powierzchni. Dzięki temu realne stają się ingerencje w system sterowania przenośnika ścianowego. Szczególne wymagania z zakresu iskrobezpieczności będą zapewne możliwe do spełnienia w przyszłości. Również kwestia zasilania czujników w energię przez dłuższy okres pomiarów da się rozwiązać. Zatem możliwe będzie w przyszłości:

- sterowanie prędkością łańcucha w zależności od aktualnych uwarunkowań,
- dopasowanie napięcia wstępnego łańcucha do aktualnej sytuacji w przodku,
- wczesne rozpoznanie objawów przeciążenia łańcucha,
- trafniejsze prognozowanie żywotności łańcucha,
- formułowanie trafniejszych prognoz w zakresie stopnia zużycia łańcucha.

8 Podsumowanie i spojrzenie w przyszłość

Siły występujące w łańcuchach przenośnika zgrzeblowego stosowanego pod ziemią pozostają dalece nieznane. Wiedza w tym zakresie umożliwiłaby lepszy dobór parametrów ważnych dla przebiegu procesu produkcyjnego lub redukcję ilości awarii.

Próbą znalezienia rozwiązania problemu jest opisany w niniejszym artykule zminiaturyzowany układ pomiarowy dla łańcuchów. System zintegrowany w ciągnie łańcuchowym przenośnika zgrzeblowego może rejestrować siły występujące w łańcuchach i zapisywać w celu późniejszej ich oceny. Próby realizowano w warunkach ruchowych w czasie dziesięciodniowego cyklu pomiarowego w Zakładzie Górniczym „Sobieski”. Zebrane dane wyjaśniają, w jaki sposób siły rozkładają się na nitkę łańcucha odociosowego i odzawałowego i jednocześnie potwierdzają, że zaprezentowany układ pomiarowy może sprostać wymaganiom warunków dołowych.

Na konkretnym przykładzie zainstalowanego przenośnika możliwy był pomiar sił w łańcuchach podczas eksploatacji, przy rozruchu w odniesieniu do napięcia wstępnego lub przy zdarzeniach nieplanowanych.

W przyszłości zakłada się zastosowanie większej liczby układów pomiarowych w jednym ciągnie łańcuchowym w celu pozyskania informacji o większej rozdzielczości zebranej równomiernie na obwodzie całego ciągnia. Poprzez połączenie w sieć wspomnianych układów pomiarowych z systemami czujników zabudowanych w otoczeniu możliwa byłaby automatyzacja ściany. Moce napędowe i napięcia wstępne można byłoby każdorazowo dopasowywać do konkretnych warunków ruchowych w czasie rzeczywistym. W dalszej kolejności możliwa byłaby ocena aktualnego stanu zużycia i resztkowej żywotności łańcuchów, co byłoby przyczynkiem do aktywnej profilaktyki na rzecz utrzymania ruchu.

9. Podziękowanie

Serdecznie dziękujemy Zarządowi Koncernu Tauron Wydobycie S.A. i Dyrekcji Zakładu Górniczego „Sobieski” za umożliwienie naszych badań oraz fachowe i aktywne współdziałanie przy realizacji opisanych pomiarów.

„Artykuł opublikowano w "Wiadomościach Górniczych" 2017, nr 6.”

10. Literatura

1. Dreher, H. (2012): 70 Jahre Panzerförderer, Vortrag bei der THIELE GmbH & Co.KG (70 latprzenośnikapancernego, wykład w firmie THIELE & Co.KG z gośćmi KWK Bobrek, 2012,(praca niepublikowana)
2. PIERBURG, L. (2009): Entwicklung und Anwendung eines neuartigen Konzeptes zur Aufnahme von Bauteilbeanspruchungen für Betriebsfestigkeitsanalysen. Dissertation. RWTH Aachen.
3. Dembeck, R., Flöte, K. &Wölfle, M. (2001): Verbesserung der Arbeitssicherheit durch Vermeidung schwingungsarmer Störfälle an Kettenkratzerförderern und Hobelanlagen. DMT-BerichteausForschung und Entwicklung. Essen.
4. Schütz, M. et al. (2014): Intrinsic Method for Monitoring Industrial Application for Virtual Diagnostic. Conference of Society for Machinery Failure Prevention Technology (MFPT).Virginia Beach, VA, USA.
5. Hofmann, K. (1987): Eine Einführung in die Technik des Messens mit Dehnungsmessstreifen. Hottinger Baldwin Messtechnik GmbH.
6. Haibach, E. (2006): Betriebsfestigkeit – Verfahren und Daten zur Bauteilberechnung. Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg.
7. Philipp, G. & Calik, F. (2014): The future development potential of chain haulage technology in longwall mining and an appraisal of its application limits. Mining Reporter 150, S. 14-33.
8. Ziegler, M. (2006): Die Beanspruchung mechanischer Komponenten endloser Kettentriebe in der Kohlegewinnung durch eigen- und fremderregte Schwingungen. Dissertation. Ruhr-Universität Bochum.
9. http://voith.com/de/376_d_cr112_de_fuellungsgesteuerte-turbokupplungen.pdf (zuletzt eingesehen 14.02.16)
10. Sann, B. (1988): Die Mechanik des Förderers. Westfalia Lünen Verlag. Lünen.
11. Schütz, M. (2016): Konzeptentwurf und Erprobung eines Messsystems zur verbesserten Bestimmung der Ablegereife von Rundstahlgliederketten. Dissertation. RWTH Aachen.



Producent maszyn i urządzeń dla górnictwa podziemnego



www.minemaster.eu

Philipp, Matthias; Bartnitzki, Thomas
Institute for Advanced Mining Technologies, RWTH Aachen University, Germany

ACOUSTIC FINGERPRINT OF ROCK CUTTING MACHINES AND THEIR MEANING FOR EXCAVATION

ABSTRACT

In terms of safety and economic efficiency the automation of underground extraction machinery is one of the most significant goals in mining. One major challenge in rock cutting is to constantly adapt process parameters to variable rock conditions. The guidance of such extraction machines is dependent on an experienced machine operator who particularly listens to rock cracking. Those human perceptible emissions can also be gathered by acoustic sensors and linked to rock properties. Besides others, different characteristic acoustics within cutting coal and cutting host rock allow a clear boundary layer detection in coal mining. The main findings for rotational cutting tests are presented in the following.

1. Introduction

‘Off the pickaxe it is dark.’ This centuries-old miner expression still shows the uncertainty about the upcoming geology in underground extraction processes. Changing rock conditions or cutting too much waste material during a cutting process could lead to high tool wear and frequent maintenance standstills. Therefore, in coal mining the extraction machine should follow the coal seam without cutting too much host rock contemporaneous without leaving a remnant coal layer. Due to the unknown exact path of a coal seam the machine orientation has to be adjusted constantly. Still, an experienced operator is needed to guide the machine who relies on his sense of hearing and his tactile sense. He has to stand on or close to the machine and particularly listen to the fracture behaviour or feel the machine vibrations as a result of the material being cut.

These human graspable emissions can also be recorded by the use of different acoustic sensors. The Institute for Advanced Mining Technologies (AMT) of RWTH Aachen University utilizes a combination of different acoustic sensors for several years now. Thus, these sensors are used to generate acoustic fingerprints for cutting processes. Besides others, different characteristic acoustics within cutting different materials allow a clear differentiation between those rock phases. Hence, the possible use for a real-time boundary detection shall be investigated. AMT has proven the potential of acoustic sensors on different cutting test benches in AMT-own RockCutting Center and also in field tests. The main findings for a rotational cutting test shall be presented. Beforehand the principles of the used sensors are summarized shortly. [7]

2. Introduction into different acoustic sensors

During a cutting process not only human graspable and audible emissions but also inaudible emissions are emitted. To be able to gain a particularly holistic acoustic fingerprint of a cutting process the AMT uses a combination of two different sensor types:

- Vibration sensors (Frequency range 1 Hz – 20 kHz)
- Acoustic emission (AE) sensors (Frequency range 20 kHz – 1 MHz)

Despite the fact, that those sensors are working in different frequency ranges, both, vibrations and AE are acoustic waves propagating through solids. Those waves occur due to the interaction of every tool with the rock. During a cutting process the tool is moved towards the rock and forms tensions within the rock. As soon as the tensions exceed the stress resistance of the rock, cracks are initiated. The ongoing relative movement leads to crack enlargement and finally break out of chips. The measurable vibrations are particularly stimulated due to the change of reaction forces during the beginning of intrusion and release of energy due to chipping. This could lead to vibrations of the whole cutting drum that propagate over the entire machine body. Simply spoken, machine vibrations are the human graspable concussions. It is conceivable that vibrations can be quite high cutting hard rock and relatively low cutting soft or homogeneous rock. [3, 4, 8]

In contrast, AE particularly is generated particularly due to the crack initiation close by the tool. The crack initiation leads to a release of a very small amount of energy. This results in a high frequent wave that propagates over the pick surface to the machine body. The use of appropriate piezoelectric AE sensors allows to gather it. Those waves are often described as ‘Bursts’ or ‘AE events’. Usually, those events have a duration of only a few microseconds (c.f. Figure 1). [1]

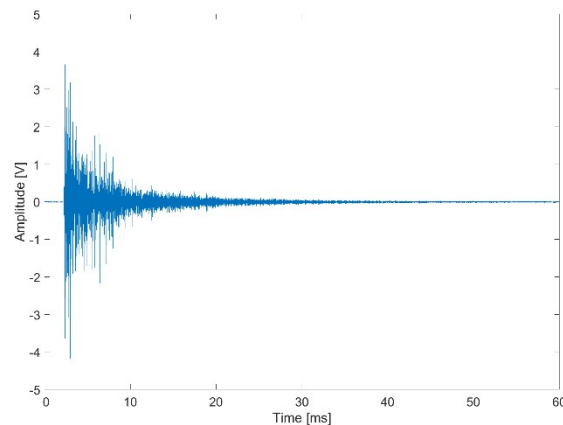


Fig. 1. Single Burst with a typical decay behavior. [7]

Both, the shape as well as the quantity of bursts give an indication of cracking behaviour of the rock. For analysing the measured vibrations and AE data, different data processing tools are available utilizing the time and frequency spectrum.

3. Rock cutting center and cutting tests at RWTH Aachen University

The AMT of RWTH Aachen University holds a linear and a rotary cutting test bench at RockCutting Center of RWTH Aachen University. Both are modular built test benches and can easily be equipped with various types and numbers of cutting tools. Hence, it is possible to depict different cutting scenarios of different cutting machinery. As part of the European Union's funded H2020 research and innovation programme the research project Real-Time-Mining (Grant Agreement No 641989) acoustic sensor signals shall be linked to the energy demand of a cutting machine as well to mechanical rock properties. Therefore, the AMT rotary cutting test bench has been equipped with different acoustic sensors. To determine the energy demand the cutting forces as well as the electrical power consumption is recorded during every cutting test. Test campaigns during the project on the test bench as well in field-tests have shown the relation between the acoustics and the energy demand of cutting and also drilling machinery. Furthermore, especially AE signals contain information about the rock breakage behaviour. [2, 6] This could also be useful for coal excavation with shearer loaders or continuous miners.

In coal extraction the breakage process of cutting host rock clearly differs from the breakage behaviour of coal.[5] Hence, laboratory cutting tests in cutting coal have been performed to show the influence on AE signals by crossing the boundary. During these tests the machine performance has been measured by continuously recording the electrical power consumption of the test bench. For this test campaign the acoustic sensors had been installed directly beneath the cutting tool on the rotating cutting drum. The sensor protecting mountings and the battery powered measurement box can be seen in Figure 1. The measurement system has been self-invented by AMT and can realise a sampling rate of 125 MSamples. The data can be transferred via Wifi or Bluetooth.

Furthermore, the AMT is experienced in casting homogeneous rock blocks with defined mechanical rock properties and a Unified Compressive Strength (UCS) of up to 80 MPa. If necessary, different types of artificial or natural rock can be embedded within these blocks. Hence, for these tests two blocks with a UCS of 30 MPa and a size of 500 mm x 500 mm x 400 mm were fabricated. To be able to prepare a sharp boundary layer coal briquettes have been stacked inside the block. One of these blocks can be seen in Figure 2.



Fig. 2. Rotary cutting test bench on starting position before cutting an artificial boundary of coal and host rock.

The used cutting drum has a diameter of 300 mm and has been equipped with a single radial cutting pick. The basic principle of the test bench is that the cutting drum can be accelerated to a desired cutting velocity before moving the rock sample towards it. The cutting parameters can be summarized as followed:

- Cutting width: 10 mm
- Cutting velocity: 2 m/s
- Advance rate (rock sample): 0.42 m/min

The given parameters lead to a cutting progress that lasts about 35 seconds and can be separated in four different stages. The four different stages can easily be identified by analysing the power consumption of the test bench for an entire cutting process (see Figure 3).

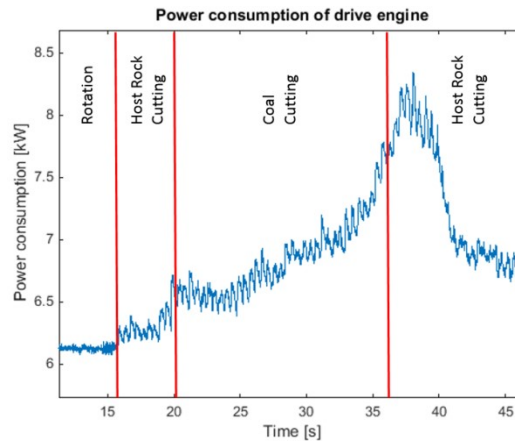


Fig. 3. Power consumption of the cutting drum drive engine during a cut.

Starting outside the rock sample, the cutting drum is accelerated and rotates with a constant velocity. During the constant rotation the power consumption is at an almost steady state of 6.2 kW. Subsequently, after 16 seconds of test duration, the rock sample is moved towards the cutting drum. This leads to short tool intrusions in the beginning, which increase up to a full cut. Generally, with the increasing cutting intrusion the energy demand rises. Cutting the first short part of host rock after reaching the end of the coal block leads to an energy demand of about 7.8 kW. After 36 seconds of test duration the solely cutting of the backside host rock starts and energy demand rises further to a maximum of 8.4 kW. Finally, breaking out on the backside of the block reduces the energy demand again until the cutting drum is fully out of the block and shut down.

It can be concluded that the analysis of the cutting energy does not allow to clearly find the boundary within cutting coal and host rock. Hence, the main target was to use the acoustic sensors to find the boundary between coal and host rock. An extract of the evaluated AE sensor data is shown in Figure 4 (right).

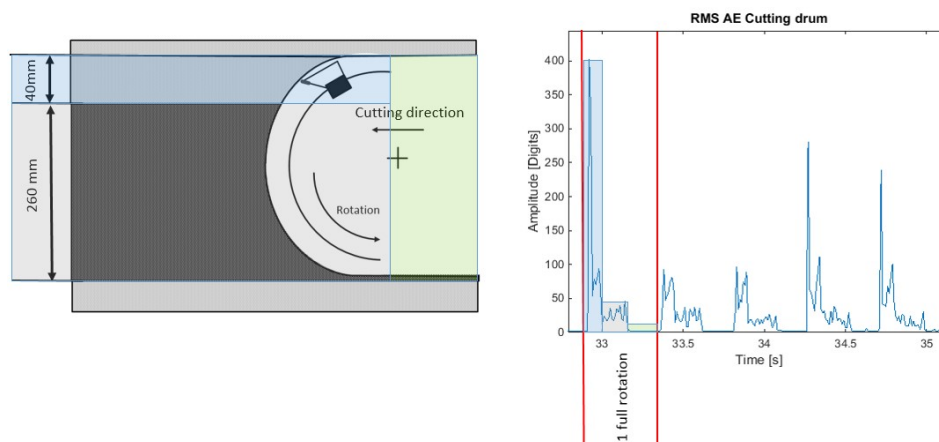


Fig. 4. Left: Schematic of the cutting progress; Right: Evaluation of the AE data recorded beneath the cutting tool on the rotating cutting drum.

The cutting path of the cutting tool cutting within the coal block can be divided into three different stages. First, cutting into the host rock on the top, second cutting coal and third a 180° free rotation of the tool on the backside (c.f. Figure 3, left). For the given cutting velocity an entire rotation of the drum lasts almost 0.45 seconds. Analysing the AE data allows a clear separation of these three phases. (c.f. Figure 4, right) During cutting the host rock the AE activity is comparably high. The reason might be the - compared to coal - high brittleness. Depending on chipping behaviour the RMS amplitude varies within every impact. As the amplitude of the bursts is an indicator for the released amount of energy the height of the amplitude might indicate the chip size of the outbreak. Possibly, breaking out different chip sizes in host rock could lead to different amplitudes.

The AE activity within cutting coal is much lower. The outbreking chips have a finer grain size compared to the host rock. Therefore, it is assumed that this results of the different fissility leading to an easier chipping of the coal blocks. Within the 180° turn of the tool on the back side no Acoustic Emission activity can be recorded. Obviously no cracking process can occur when the cutting tool is without intrusion.

To summarize, measuring the AE activity within a laboratory cutting process allows to clearly distinguish cutting coal and host rock. It is assumed that the different fracture behaviour – mainly brittleness or fissility – could be the main reason for that. As long as the maximum AE activity within cutting coal is known a defined threshold can be used to identify and indicate the crossing of a boundary. As an example, for the presented results in Figure 4, a threshold of 50 digits could be used to exactly determine the boundary during the cutting process.

4. Summary

As part of the European-funded H2020 research project Real-Time-Mining (Grant Agreement No. 641989) different acoustic sensors technologies have been tested to build an acoustic fingerprint of rock cutting processes. Test campaigns in laboratory environment and in field have shown that vibrations and AE could be

linked to the energy demand of cutting machinery. Furthermore, especially the analysis of AE signals allows to depict different rock breakage behaviour within cutting different rock types. Based on these results cutting tests have been performed within cutting over boundaries purposely. Especially, for coal mining the breakage behaviour of cutting coal and host rock is different. It has been shown, that the use of AE sensors could lead to a real-time notification of crossing the boundary. This possibly could support machine operators to adjust machines parameters, e.g. lowering the cutting drum. Further information about the cutting process might also be within the analysis of the vibration signals or analysing. Data evaluation is still ongoing.

4. Literature

- [1] Büschgens, C., Philipp, M., and Nienhaus, K. 2014. Einfluss der Spanzustände auf das Acoustic Emission Signal während des Schneidprozesses. ASRE 83. Zillekens, Stolberg.
- [2] Eichentopf, B., Philipp, M., Fietz, N., and Bartnitzki, T., Eds. 2015. Möglichkeiten zur experimentellen Untersuchung von gewinnungstechnischen Grundlagen und technologischen Innovationen, Freiberg.
- [3] Jan Tichý and Jiřá. 2010. Fundamentals of Piezoelectric Sensorics. Springer Science + Business Media.
- [4] Karl Nienhaus, Hermann Wotruba, Domenic Boos, Simon Klösges, Tobias Vraetz, and Kilian Neubert. 2015. Combining Acoustic Emission and Vibration Technologies Harbors Huge Potential for Material Characterization. Chemical Engineering & Technology 38, 12.
- [5] Nienhaus, K., Büschgens, C., Philipp, M., Boos, F. D., and Baltes, R. 2014. Examination of Boundary Layers in the Cutting Process by Using Acoustic Emission. Zillekens, Stolberg.
- [6] Nolte, H. and Philipp, M. 2017. Real-Time Mining project. <http://www.sonicsampdrill.com/news/real-time-mining-project.htm>. Accessed 19 July 2017.
- [7] Philipp, M. and Vraetz, Tobias, Bartnitzki, Thomas. Underground Mining Acoustic fingerprint on rock cutting machinery. World of Mining - Surface & Underground 02/2017, 2.
- [8] Thuro, K. 2002. Geologisch-felsmechanische Grundlagen der Gebirgslösung im Tunnelbau.

Pieczora Edward, Suffner Hubert
Instytut Techniki Górniczej KOMAG w Gliwicach

CZY NADCHODZI KRES STOSOWANIA KOLEJEK PODWIESZONYCH Z NAPĘDEM SPALINOWYM W GÓRNICTWIE?

IS THERE AN END TO THE USE OF DIESEL SUSPENDED MONORAILS IN THE MINING INDUSTRY?

STRESZCZENIE

W referacie przedstawiono w sposób syntetyczny rozwój dołowych kolei podwieszonych z napędem spalinowym przeznaczonych do kopalń węgla kamiennego, wskazując na liczne zalety w stosunku do transportu linowego. Dokonano analizy wymagań technicznych i eksploatacyjnych napędu spalinowego eksponując luki prawne. Wskazano na ograniczenia stosowania napędów spalinowych, którymi są: emisja spalin i ciepła do atmosfery kopalnianej oraz generowanie hałasu. Przedstawiono, opracowane w Instytucie KOMAG, przykłady innowacyjnych rozwiązań dołowych urządzeń transportowych z napędem akumulatorowym. W konkluzji zadano pytanie jak w tytule: „Czy nadchodzi kres stosowania kolei podwieszonych z napędem spalinowym w górnictwie?”

ABSTRACT

Development of underground diesel suspended monorails to be used in hard coal mines is presented in a compact way indicating for their numerous advantages comparing to rope transportation. Technical and economical requirements for diesel drives were analysed highlighting the legal loopholes. The following disadvantages of using diesel engines were identified: emission of exhaust gases and heat as well as noise. Examples of innovative solutions of battery underground transportation machines developed in KOMAG are given. At the end the question as in the title is put: “*Is there an end to the use of diesel suspended monorails in the mining industry?*”

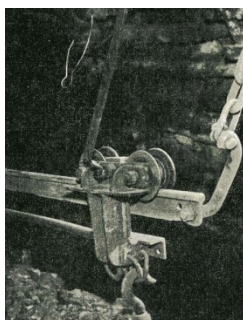
1. Wstęp

Dopiero (w stosunku do transportu po spągu) od połowy XX-go wieku datuje się początek stosowania transportu podwieszonoego w podziemiach kopalń. Opracowanie nowoczesnych kołowrotów linowych przyczyniło się do rozwoju nowego systemu transportu z zastosowaniem zamontowanej pod stropem wyrobiska liny stanowiącej trasę nośną (rys. 1). Podwieszono wózki przemieszczano ręcznie lub za pomocą wciągarek. W pierwszej połowie lat pięćdziesiątych XX wieku w Niemczech firma

Esehweiler – Bergwerks – Vercin wprowadziła jako element nośny typową szynę kolei podziemnej (rys. 2), po główce której poruszały się wózki nośne ciągnięte przez linę, zaś transportowana masa dochodziła do 1000 kg. Podobne rozwiązania wprowadziła na rynek firma Becorit i inne. W 1956 roku niemiecka firma Scharf wdrożyła jako element nośny toru podwieszonoego - dwuteownik, przy zastosowaniu napędu linowego (rys. 3). Zestaw transportowy składał się z wózka ciągnącego, wózków transportowych z wciągnikami ręcznymi, kontenerów i wózka hamulcowego. Taki system od 1958 roku rozpowszechnił się w kopalniach węgla Zagłębia Ruhry (Niemcy), zaś firmy Becorit i Underground Mining Machinery (UMM) wprowadziły go w Wielkiej Brytanii, a firma Macanab we Francji [7].



Rys. 1.
Podwieszona kolej
linowa [9]



Rys. 2. Podwieszona
kolej szynowa [9]



Rys. 3. Podwieszona kolej
szynowa (trasa dwuteownikowa)
z napędem linowym [9]

Rozwój tego typu transportu w Europie Zachodniej był impulsem do podjęcia prac w tym zakresie w KOMAG-u oraz uruchomienia krajowej produkcji kolei podwieszonych z napędem linowym. Z początkiem lat sześćdziesiątych XX w. nawiązana została współpraca KOMAG-u z FMG PIOMA w wyniku której opracowano (w oparciu o licencję firmy Becorit) i wdrożono do produkcji i stosowania w podziemiach kopalń, kolejkę szynową z napędem linowym typu KSP-32 (także do jazdy ludzi) a następnie typu KSP-63. Stały się one bardzo popularnymi dołowymi środkami transportu – przykładowo PIOMA do 1992r. wdrożyła 1200 kolejek typu KSP-32 [8]. W wyniku dłuższego okresu eksploatacji ujawniły się jednak ich ograniczenia:

- możliwość prowadzenia transportu jedynie wzdłuż z góry wyznaczonej trasy,
- brak wizualnego kontaktu pracownika obsługującego napęd z zestawem transportowym,
- możliwość niekontrolowanego zerwania liny ciągnącej i wynikające stąd zagrożenie wypadkowe,
- konieczne stałe nakłady na konserwację liny oraz zespołów jej rolek prowadzących na trasie jezdnej.

Obecnie w polskich kopalniach (stan na 31.12.2006 r.), wg wiedzy autorów, eksploatowanych jest 48 kolejek podwieszonych z napędem linowym.

W Europie Zachodniej rozwój podwieszonoego transportu linowego praktycznie został zakończony już pod koniec lat sześćdziesiątych XX w. W wyniku prac badawczo-rozwojowych napęd linowy zastąpiono przez mobilne urządzenia trakcyjne - podwieszony ciągnik (lokomotywę) z napędem spalinowym (wysokoprężnym). Pierwszy taki ciągnik (lokomotywę) Monorail opracowała firma Qualter Hall z Anglii dla kopalni złota w Republice Południowej Afryki, prezentując ją – obok ciągnika

(lokomotywy) Autorail firmy Scharf na targach górniczych w Londynie, w lipcu 1965 roku [7]. W tym samym czasie ciągnik spalinowy do podziemnej kolei podwieszanej opracowała także angielska firma Bretty – Cowlshaw Walker. Były to jednak wykonania jednostkowe. Epokę eksploatacyjną zapoczątkowała firma Ruhrthaler z Niemiec, wprowadzając w 1967 roku do kopalń niemieckich i francuskich dwukabinowy ciągnik typu HL 32H. Kolejnymi rozwiązaniami, które pojawiły się na rynku były ciągniki (lokomotywy) firmy Scharf z Niemiec oraz Stephanoise z Francji (1970 rok). W 1967 roku prace nad tego typu rozwiązaniem rozpoczęto w Czechosłowacji w Prievidzy (Bansky Vyskumny Ustav). W latach siedemdziesiątych XX wieku prace nad krajowym rozwiązaniem ciągnika (lokomotywy) do kolei podwieszanej rozpoczęto w KOMAG-u [7].

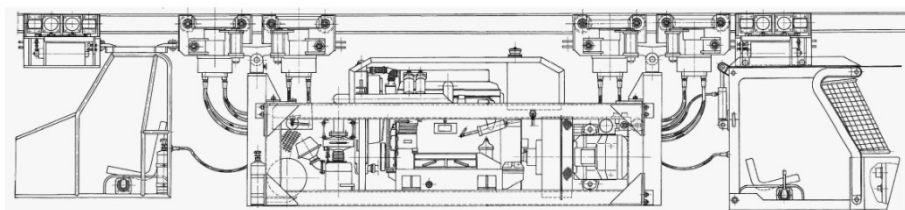
Wraz z rozwojem ciągników (lokomotyw) udoskonalano trasy podwieszane, poprzez zwiększenie nośności oraz poprawę rozwiązań połączeń i zawieszenia. Doszło do przejścia z profilu I 120 na powszechnie stosowany profil I 140 wg DIN (I 155 wg PN), zaś obecnie zaczyna być stosowany także profil I 250 o zwiększonej nośności. Udoskonalono również rozwiązania wózków nośnych i hamulcowych oraz zestawów transportowych, w tym wciągników [7].

2. Kolejki podwieszane z napędem spalinowym

W 1976 roku w KOMAG-u, opracowano dokumentację egzemplarza doświadczalnego lokomotywy spalinowej (ciągnika) Lps-80 do kolei podwieszanej, który w 1979 r. wykonały Zakłady Urządzeń Naftowych i Gazowniczych w Krośnie. W latach 1979÷80 w KWK Ziemowit przeprowadzono próby tej kolei, co pozwoliło na zebranie pierwszych doświadczeń eksploatacyjnych. Do napędu zastosowano silnik SW-400, który musiał być regulowany ze względu na uzyskanie wymaganej jakości (toksyczności) spalin. Silnik napędzał pompę RAUCHA o zmiennej wydajności (0÷10 dm³/min) i ciśnieniu 20 MPa, a ta z kolei silniki hydrauliczne SW-160 produkcji firmy HYDROSTER. Układ oczyszczania i chłodzenia spalin zapewniał utrzymanie temperatury gazów wylotowych poniżej 70°C [13].

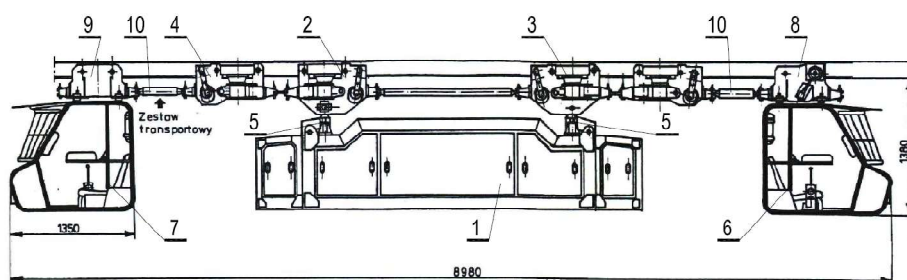
Korzystając z doświadczeń uzyskanych podczas prac nad lokomotywą (ciągnikiem) Lps-80, w 1980 roku opracowano dokumentację prototypu lokomotywy podwieszanej spalinowej (ciągnika) Lps-90D (rys. 4.). Do napędu zastosowano ww. silnik spalinowy oraz sprawdzony w innych rozwiązaniach układ zabezpieczeń, gwarantujący uzyskanie wymaganej toksyczności spalin, a także ich temperatury wylotowej. Zastosowano pompę typu PAG AZP250 z zabudowanym regulatorem stałej mocy oraz zdalnie (hydraulicznie) sterowanym regulatorem zmiany wydajności i kierunku przepływu oraz zespołem dwóch pomp zębatych. Pompa napędzała silniki hydrauliczne typu SOK-160K. W 1982 roku Zakład Naprawczy Taboru Samochodowego i Sprzętu w Brzesku wykonał prototyp, poddany próbom ruchowym w KWK Murcki, a następnie KWK Piast, które wykazały poprawne działanie większości zespołów. Głównym mankamentem była niska trwałość wykładzin ciernych kół napędowych [13].

Zebrane w KOMAG-u doświadczenia wykorzystano podczas realizacji, w latach 1993÷1996, wspólnie z FMG PIOMA S.A. (obecnie FAMUR S.A.) projektu celowego pt. „System transportu dołowego szynowymi kolejami podwieszonymi z napędem spalinowym”, w ramach którego opracowano, wykonano i przebadano w warunkach stanowiskowych i ruchowych lokomotywę (ciągnik spalinowy) o symbolu LPS-90 (rys. 5) do kolei podwieszanej.



Rys. 4. Ciągnik podwieszony typu Lps-90D [13]

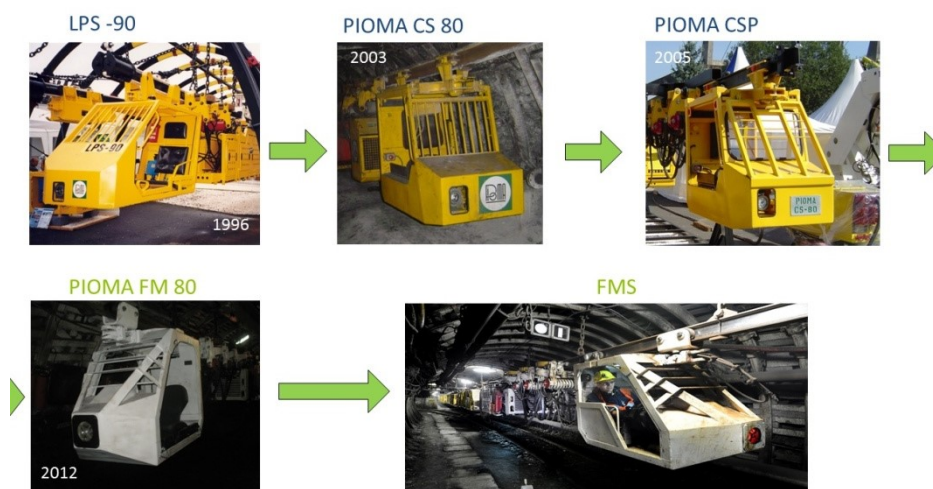
Lokomotywę (ciągnik) przeznaczono do napędu jednoszynowych kolei podwieszanych do transportu materiałów, elementów maszyn i urządzeń oraz do jazdy ludzi w podziemnych korytarzowych wyrobiskach górniczych, w tym w wyrobiskach ze stopniem „a”, „b” i „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu.



Rys 5. Lokomotywa (ciągnik) LPS-90 do jednoszynowej kolei podwieszanej [8].

1 – przedział silnikowy, 2 – wózek napędowo-jezdny I, 3 – wózek napędowo-jezdny II, 4 – wózek napędowo-jezdny III, 5 – zawiesia, 6 – kabina główna, 7 – kabina pomocnicza, 8 – wózek nośny kabiny głównej, 9 – wózek nośny kabiny pomocniczej, 10 – cięgła KSP-63.

Realizacja ww. projektu stała się podstawą późniejszego rozwoju kolejek podwieszanych z napędem spalinowym w FMG PIOMA S.A. (FAMUR S.A.) – rys. 6.



Rys. 6. Rozwój kolei z napędem spalinowym w FMG PIOMA S.A. (FAMUR S.A.) [8].

W polskich kopalniach węgla kamiennego początek stosowania kolei podwieszonych datuje się na pierwszą połowę lat dziewięćdziesiątych XX w. Na koniec 1995 r., wg wiedzy autorów, w eksploatacji znajdowało się 35 szt. tego typu urządzeń (KWK Ziemowit, KWK Piast, KWK Bogdanka - po 6 szt., KWK Mysłowice - 4 szt., KWK Wesoła, KWK Staszic - 3 szt., KWK Murcki, Czczott - po 2 szt., KWK Brzeszcze, Janina, Andaluzja po 1 szt.). Były to kolejki firm Ruhrthaler, Scharf, BVU Priedviza i ORTAS Pribram. W kolejnych latach nastąpił dynamiczny rozwój stosowania kolejek podwieszonych z napędem spalinowym. Obecnie w polskich kopalniach (stan na 31.12.2006 r.), wg wiedzy autorów, eksploatowanych jest 566 kolejek (ciągników) podwieszonych z napędem spalinowym, a ich wiodącymi dostawcami są: BECKER-WARKOP Sp. z o.o., SCHARF, FAMUR S.A., BEVEX i FERRIT. Przyczyniły się do tego liczne ich zalety takie jak [6]:

- możliwość transportu po nieograniczonej długości i rozgałęzionej trasie,
- możliwość ciągłej obserwacji trasy przez maszynistę ,
- łatwe i szybkie wydłużanie lub skracanie trasy,
- łatwy załadunek i wyładunek,
- łatwość podwieszania różnych nośników,
- zwiększenie efektywności transportu (przewożenie maszyn i urządzeń górniczych w całości) dzięki dużej sile uciągu,
- bezstopniowa zmiana prędkości jazdy lokomotywy,
- możliwość dojazdu bezpośrednio do przodka (w tym załogi),
- poprawa bezpieczeństwa pracy dzięki zastosowaniu elektronicznego systemu kontroli i blokad oraz przeciwwybuchowej instalacji elektrycznej.

Niestety ich dłuższa eksploatacja ujawniła zasadnicze ograniczenia stosowania napędów spalinowych w podziemnych wyrobiskach kopalń węgla kamiennego [10]:

- **emisja spalin i ciepła do otaczającej atmosfery kopalnianej,**
- **generowanie hałasu.**

3. Wymagania

Zgodnie z art. 5 Ustawy z dnia 15 kwietnia 2016 r. o systemach oceny zgodności i nadzoru rynku [16], „wyroby wprowadzane do użytku muszą spełniać wymagania”. Co do zasady „domniemywa się, że wyrób spełnia określone wymagania, jeżeli jest zgodny z postanowieniami norm zharmonizowanych lub ich częściami”. Najważniejszym dokumentem jest deklaracja zgodności, w której producent stwierdza, że „wykazano spełnienie wymagań określonych w aktach unijnego prawodawstwa harmonizacyjnego mających zastosowanie do wyrobu” [16].

Do górniczych kolei podwieszonych, w tym z napędem spalinowym, zastosowanie mają:

- DYREKTYWA 2006/42/WE PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie **maszyn**, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE - tzw. dyrektywa maszynowa [2].
- DYREKTYWA PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY 2014/34/UE z dnia 26 lutego 2014 r. w sprawie harmonizacji ustawodawstw państw członkowskich odnoszących się do **urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w atmosferze potencjalnie wybuchowej** – tzw. dyrektywa ATEX [3].
- DYREKTYWA 97/68/WE PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY z dnia 16 grudnia 1997 r. w sprawie zbliżenia ustawodawstw Państw Członkowskich odnoszących się do środków dotyczących **ograniczenia emisji zanieczyszczeń**

gazowych i pyłowych z silników spalinowych montowanych w maszynach samojezdnych **nieporuszających się po drogach** – tzw. dyrektywa spalinowa [4].

- DYREKTYWA PARLAMENTU EUROPEJSKIEGO I RADY 2014/30/UE z dnia 26 lutego 2014 r. w sprawie harmonizacji ustawodawstw państw członkowskich odnoszących się do **kompatybilności elektromagnetycznej** [5].

Silniki zastosowane do górniczych napędów spalinowych, przeznaczonych do eksploatacji w wyrobiskach potencjalnie zagrożonych wybuchem muszą spełniać wymagania PN-EN 1834-2:2002 [14] (norma zharmonizowana z dyrektywą ATEX).

Dopuszczalne wartości emisji substancji toksycznych w spalinach dotyczących górniczych napędów spalinowych, podane w tabeli 1, zawarto w PN-EN 1679-1+A1:2011 [15] (norma zharmonizowana z dyrektywą maszynową). Zapis ten dotyczy silników spalinowych o mocy od 37 do 560 kW. Dla silników poniżej 37 kW nie podano wartości granicznych, ponieważ zagrożenia pochodzące od nich uznano za nieistotne.

Tabela 1. Dopuszczalne wartości emisji substancji toksycznych wg normy [1]

Moc P	Tlenek węgla CO	Węglowodory HC	Tlenki azotu NO _x	Cząstki stałe PM
[kW]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]
37 ≤ P < 75	6,5	1,3	9,2	0,85
75 ≤ P < 130	5,0	1,3	9,2	0,7
130 ≤ P < 560	5,0	1,3	9,2	0,54

Zgodnie z dyrektywą spalinową górnicze napędy spalinowe zakwalifikować można do „niedrogowych maszyn ruchomych”. W tabeli 2 podano dopuszczalne wartości emisji substancji toksycznych przytoczone za dyrektywą spalinową [4], znacznie różniące się (zwłaszcza co do tlenków azotu i cząstek stałych) od podanych w ww. normie.

Tabela 2. Dopuszczalne wartości emisji substancji toksycznych wg dyrektywy spalinowej [1,4]

Moc	Data wprowadzenia	Tlenek węgla CO	Węglowodory HC	Tlenki azotu NO _x	Cząstki stałe PM
[kW]		[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]
Stage 3A					
19 ÷ 37	01.2007	5,5	NO _x +HC – 7,5		0,6
37 ÷ 75	01.2008	5,0	NO _x +HC – 4,7		0,4
75 ÷ 130	01.2007	5,0	NO _x +HC – 4,0		0,3
130 ÷ 560	01.2006	3,5	NO _x +HC – 4,0		0,2
Stage 3B					
37 ÷ 56	01.2013	5,0	NO _x +HC – 4,7		0,025
56 ÷ 75	01.2012	5,0	0,19	3,3	0,025
75 ÷ 130	01.2012	5,0	0,19	3,3	0,025
130 ÷ 560	01.2011	3,5	0,19	2,0	0,025
Stage IV					
56 ÷ 130	10.2014	3,5	0,19	0,4	0,025
130 ÷ 560	01.2014	5,0	0,19	0,4	0,025

Powyżej przetoczono jedynie unijne wymagania dotyczące emisji substancji toksycznych w spalinach. Można zauważyć, że (w przeciwieństwie do lokomotyw do kopalnianych kolei podziemnych czy wozów oponowych) w prawodawstwie europejskim nie istnieją normy zharmonizowane określające wymagania dla górniczych kolei podwieszonych, a zwłaszcza dla wózków hamulcowych (wymienionych w zał. IV dyrektywy maszynowej, wymagających obowiązkowo udziału strony trzeciej w procesie certyfikacji). Nie należy zapominać, że w wykazie Polskich Norm znajdują się:

- PN-G-46865:2002 - Lokomotywy kopalniane podziemne – Lokomotywy podwieszane spalinowe – Wymagania.
- PN-G-36000:1997 - Napędy spalinowe dla podziemnych pojazdów górniczych – Wymagania.
- PN-G-36001:1999 - Napędy spalinowe dla podziemnych pojazdów górniczych – Badania.
- PN-G-02150:1997 - Kopalniane koleje szynowe – Podział i terminologia.
- PN-G-46860:2011 - Kopalniane koleje szynowe – Wózki hamulcowe i urządzenia hamowania awaryjnego – Wymagania.

Należy mieć na uwadze, że zgodnie z Ustawą z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze [17] „oddanie do ruchu w zakładzie górniczym obiektów, maszyn, urządzeń i ścian, jak również dokonywanie ich istotnych zmian konstrukcyjnych lub istotnych zmian warunków eksploatacji, **wymaga zezwolenia kierownika ruchu zakładu górniczego**”. Zezwolenia KRZG i zatwierdzenia stosownej dokumentacji, zgodnie z obowiązującym od 1 lipca 2017 r. Rozporządzeniem Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych [19] wymaga także każdy układ transportu, w tym kolejka podwieszona.

Zgodnie z § 635 tego rozporządzenia [19] w pojazdach i w maszynach z napędem spalinowym stosuje się silniki z zapłonem samoczynnym, a zawartość tlenu węgla w spalinach wyrzucanych przez układ wydechowy silnika, w każdym jego ustalonym stanie pracy, wynosi nie więcej niż:

- 500 ppm – w kopalniach niezagrażonych wybuchem metanu;
- 500 ppm – w kopalniach zagrożonych wybuchem metanu, w przypadku gdy stężenie metanu w powietrzu zasysanym wynosi 0,0%;
- 1200 ppm – w kopalniach zagrożonych wybuchem metanu, w przypadku gdy stężenie metanu w powietrzu zasysanym wynosi 1,0%;
- 1800 ppm – w kopalniach zagrożonych wybuchem metanu, w przypadku gdy stężenie metanu w powietrzu zasysanym wynosi 1,5%.

Liczbę pojazdów i maszyn z napędem spalinowym pracujących równocześnie w wyrobisku ustala się w sposób zapewniający nieprzekroczenie dopuszczalnych wartości stężenia szkodliwych gazów w powietrzu, o których mowa w § 142, zgodnie z którym wszystkie dostępne wyrobiska i pomieszczenia przewietrza się w taki sposób, aby zawartość tlenu w powietrzu była nie mniejsza niż 19% objętościowo, a stężenie gazów w powietrzu było nie większe niż: dla dwutlenku węgla 1%, tlenu węgla 0,0026%, tlenu azotu 0,00026%, dwutlenku siarki 0,000075%, siarkowodoru 0,0007%. W zakładach górniczych stosujących maszyny z napędem spalinowym, zawartość tlenków azotu określa się na podstawie stężenia dwutlenku azotu. Dopuszcza się występowanie przekroczeń ww. stężeń gazów w wyniku m.in. pracy maszyn z napędem spalinowym, na zasadach określonych przez kierownika ruchu zakładu

górnictwo. Ww. rozporządzenie [19] w dziale VI rozdział 5 pt. „Transport w wyrobiskach poziomych oraz pochyłych o nachyleniu nie większym niż 45°”, a także w załączniku 4 p.4 pt. „Szczegółowe zasady prowadzenia ruchu układów transportu w wyrobiskach poziomych i pochyłych o nachyleniu nie większym niż 45°”, podaje szereg istotnych wymagań (zwłaszcza ruchowych) dotyczących m.in. kolejek podwieszonych.

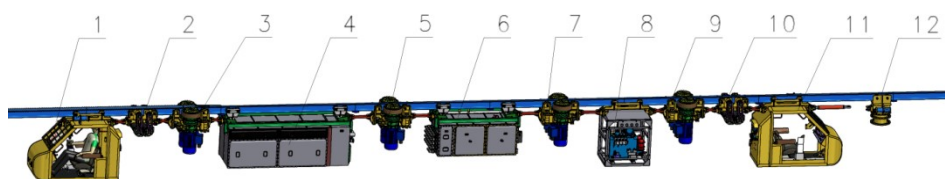
Jednocześnie nadal obowiązuje Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych [18], zgodnie z którym, wymienione w załączniku 1, kolejki podwieszane i ich podzespoły wymagają wydania dopuszczenia przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego. Załącznik 2 tego rozporządzenia zawiera wybrane wymagania techniczne dotyczące m. in. kolejek podwieszonych.

4. Nowe rozwiązania górniczych urządzeń transportowych z napędem akumulatorowym

Mając na uwadze ograniczenia stosowania napędów spalinowych w podziemnych wyrobiskach kopalń węgla kamiennego, w ostatnich latach specjaliści Instytutu KOMAG, przy współpracy z innymi jednostkami oraz partnerami przemysłowymi, opracowali innowacyjne rozwiązania podwieszonych urządzeń transportowych zasilanych z baterii akumulatorowych przeznaczonych do eksploatacji w podziemnych wyrobiskach górniczych potencjalnie zagrożonych wybuchem. Są to: „Ciągnik akumulatorowy GAD-1” i „Podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1” [11].

4.1. Ciągnik akumulatorowy GAD-1

Ciągnik akumulatorowy GAD-1 (rys. 7) przeznaczony do kolejek podwieszonych, jest efektem realizacji, projektu celowego dofinansowanego przez NOT, którego beneficjentem była firma NAFRA Polska Sp. z o.o. (producent). Rozwiązanie powstało przy współpracy z Instytutem Napędów i Maszyn Elektrycznych KOMEL oraz firmami IMPACT S.C., VACAT Sp. z o.o., SOMAR S.A. i ENEL-PC Sp. z o.o. Poszczególne podzespoły ciągnika są indywidualnie zawieszane na przynależnych im wózkach jezdnych i są połączone pomiędzy sobą łącznikami. Niezależnie od liczby stosowanych wózków napędowych dwóch, trzech lub czterech (poz.3, 5, 7 lub 9) urządzenie hamowania awaryjnego ciągnika zawsze składa się z dwóch zespołów hamulcowych (poz. 2 i 10). Cała konstrukcja jest umieszczona na trasie podwieszanej, po której przemieszcza się ciągnik, ciągnąc lub pchając podwieszane ładunki.



- | | | |
|---------------------------------|---|--|
| 1. Kabina operatora nr 1 | 5. Zespół napędowy nr 2 | 9. Zespół napędowy nr 4 |
| 2. Zespół hamulcowy nr 1 | 6. Wózek MZS-1 z falownikami i układem sterowania | 10. Zespół hamulcowy nr 2 |
| 3. Zespół napędowy nr 1 | 7. Zespół napędowy nr 3 | 11. Kabina operatora nr 2 |
| 4. Wózek MB-1 z modulem baterii | 8. Agregat hydrauliczny | 12. Wózek obserwacyjny z kamerą – wyposażenie opcjonalne |

Rys. 7 Budowa ciągnika GAD-1 [11]

Do zasilania napędu ciągnika podwieszono GAD-1 zastosowano ogniwa litowo-polimerowe, o dużej gęstości energii, które do tej pory nie były stosowane w górnictwie. Ogniwa te z powodzeniem znalazły zastosowanie w przemyśle motoryzacyjnym. Źródłem zasilania ciągnika GAD-1 są cztery zespoły baterii, składające się z grupy szeregowo połączonych ze sobą 72 ogniw, tworzących baterie o napięciu 265VDC. Zespoły baterii o łącznej energii 160 kWh umieszczono w osłonie ognioszczelnej. Każdy z czterech zestawów bateryjnych stanowi niezależne źródło zasilania dla jednego wózka napędowego. Dodatkowo, jeden z zespołów baterii służy do zasilania silnika indukcyjnego pompy hydraulicznej oraz obwodów kontrolno-pomiarowych ciągnika. Energia każdego z zespołów baterii, poprzez złącza ognioszczelne, dostarczana jest przewodami do skrzyni aparatury elektrycznej (moduł zasilania), w której, za pośrednictwem ośmiu falowników, uzyskuje się prąd trójfazowy o regulowanej częstotliwości i amplitudzie dla każdego z ośmiu silników napędowych.

W wózkach napędowych zastosowano bezszczotkowe silniki synchroniczne z magnesami trwałymi. Moment obrotowy z silników jest przenoszony na trasę jezdnią w sposób cierny, a przy nachyleniach powyżej 10^0 poprzez przełożenie zębate (po trasie zębatej). Sekwencyjna zmiana trybu napędowego z ciernego na zębate i odwrotnie, kolejno, przez poszczególne wózki napędowe realizowana jest automatycznie. Wymienione silniki cechuje wysoka sprawność (w porównaniu z silnikami indukcyjnymi) i bardzo precyzyjne sterowanie wektorem momentu. Zespół aparatury energoelektronicznej wyposażono w dodatkowy (dziewiąty) falownik służący do zasilania silnika indukcyjnego pompy hydraulicznej. Zadaniem układu energoelektronicznego jest sterowanie obciążeniem silników elektrycznych i automatyczne dostosowywanie ich prędkości obrotowej. Cały proces sterowania odbywa się z pulpitu sterowniczego umieszczonego w jednej z kabin. Nadrzędny system sterowania ciągnikiem GAD-1 zbudowano w oparciu o strukturę rozproszoną, łączącą ze sobą wszystkie elementy układu sterowania za pośrednictwem magistrali CAN, która cechuje się wysoką odpornością na zakłócenia docierające z urządzeń peryferyjnych. Uniwersalność zastosowanego protokołu CanOpen pozwala na komunikowanie się podzespołów różnych producentów oraz umożliwia przełączanie pomiędzy aplikacjami w celu diagnozowania i konfiguracji magistrali CAN. Inteligentne sterowanie, dzięki zastosowaniu wektorowego sterowania układem wielosilnikowym, umożliwia zarządzanie rozpięciem mocy w zależności od aktualnego stanu pracy maszyny.

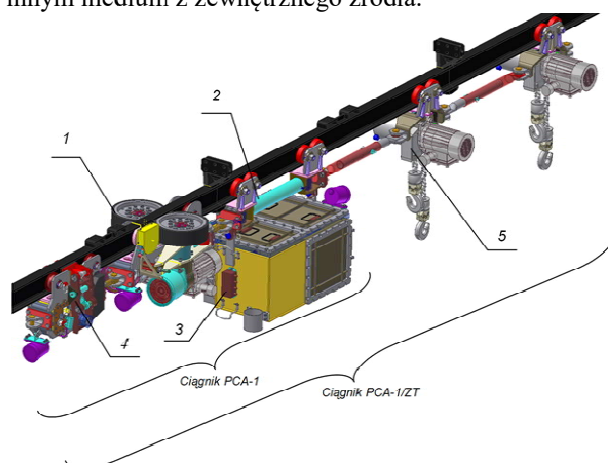
Dużym atutem podwieszono ciągnika GAD-1 jest możliwość rekuperacji energii podczas hamowania elektrycznego. Za poprawność działania tego procesu odpowiada inteligentny system nadzoru zespołem baterii – BMS, który służy do ciągłego monitoringu parametrów tak całego zespołu baterii, jak i każdego ogniwa indywidualnie i decyduje o równomiernym rozpięciu energii pomiędzy poszczególnymi ogniwami. Dodatkowo pełni rolę zabezpieczenia, zarówno programowego jak i sprzętowego, przed niepożądanymi zdarzeniami takimi jak przeładowanie, czy nadmierne rozładowanie baterii akumulatorów. Odpowiedni dobór parametrów komponentów współpracujących z zespołem baterii oraz opracowane algorytmy bezpieczeństwa pozwoliły na wytworzenie maszyny przeznaczonej do pracy w warunkach zagrożeń skojarzonych (zagrożenie wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego, pożarowe, wodne).

Spełnienie wymagań unijnych w zakresie dyrektyw: maszynowej (MD), bezpieczeństwa przeciwybuchowego (ATEX) i kompatybilności elektromagnetycznej

(EMC) potwierdzono wydaniem przez Jednostkę Notyfikowaną certyfikatów badania typu WE, dających podstawę producentowi do oznakowania ciągnika GAD-1 znakiem CE. Odrębne certyfikaty, obejmujące podstawowe moduły ciągnika tj. baterii akumulatorów MB-1, moduł zasilająco-sterujący MZS-1 i ładujący MŁ-1 pozwalają na ich niezależną implementację w innych urządzeniach przeznaczonych do eksploatacji w atmosferach potencjalnie wybuchowych.

4.2. Podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1

Mając na uwadze potrzebę mechanizacji prac związanych z przemieszczaniem ładunków lub elementów maszyn na stosunkowo krótkich odległościach (do 100 m) np. w drążonych przodkach chodnikowych, opracowano „Powieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1” (rys. 9). Może on być opcjonalnie wyposażony w zestaw transportowy z wciągnikami z napędem elektrycznym (rys. 9 poz. 5). Istnieje również możliwość zastosowania, w zestawie transportowym, wciągników z napędem ręcznym lub zasilanych innym medium z zewnętrznego źródła.



Rys.9 Budowa podwieszonoego ciągnika akumulatorowego PCA-1 [11] (PCA-1 – wersja standardowa, PCA-1/ZT – wersja z zestawem transportowym) 1-wózek napędowy, 2-wózek aparaturowy, 3-moduł zasilający, 4-wózek hamujący, 5-zestaw transportowy

Do przemieszczania zestawu transportowego po jezdni podwieszonoj służy wózek napędowy (poz. 1), wyposażony w dwa zespoły napędu ciego z silnikami elektrycznymi. Zabudowane w nich tarczowe hamulce elektromagnetyczne pełnią funkcję hamulca postojowego i awaryjnego. Źródłem zasilania jest bateria o napięciu 48VDC i pojemności 100Ah, składająca się z połączonych szeregowo 15 wysoko-wydajnych ogniw litowo-żelazowo-fosfatowych (LiFePO4). Bateria ta pracuje pod nadzorem dedykowanego systemu BMS oraz kontrolera stanu naładowania baterii UMA-1. Zamiana prądu stałego na prąd przemienny, o regulowanej częstotliwości, realizowana jest poprzez dedykowany falownik wykonywany przez firmę ENEL Sp. z o.o. Wszystkie elementy wyposażenia elektrycznego wraz z baterią akumulatorów i falownikiem zabudowano w module zasilającym MZ-1, który składa się z trzech komór: aparaturowej, akumulatorowej i przyłączeniowej. Kompaktowa jego konstrukcja pozwoliła na ograniczenie liczby elementów aparatury elektrycznej (zwłaszcza zabezpieczającej), a tym samym ograniczenie gabarytów modułu oraz jego masy. Przewidziano możliwość sterowania przewodowego, z kasety połączonej z modułem MZ-1 lub bezprzewodowego (radiowego). Mikroprocesorowe sterowanie

wektorem momentu w czterech ćwiartkach układu moment-prędkość, umożliwia pracę z rekuperacją energii w czasie hamowania elektrycznego, a także podczas opuszczania mas wciągnikami elektrycznymi. Kolejną innowacyjną cechą rozwiązania jest możliwość doładowywania baterii w miejscu eksploatacji, z ogólnodostępnych zespołów transformatorowych, co eliminuje potrzebę przemieszczania ciągnika do zajezdni. Producentem ciągnika PCA-1 jest firma HELLFEIER Sp. z o.o.

5. Podsumowanie

Początek stosowania transportu powieszono w podziemnych wyrobiskach górniczych datuje się na połowę XX w. Eksploatowano kolejki z napędem linowym, w których lina była również trasą jezdnią. W pierwszej połowie lat pięćdziesiątych XX wieku wprowadzono kolejki szynowe z napędem linowym (początkowo trasą była szyna kopalnianej kolei podziemnej; w 1956 r. firma Scharf wdrożyła trasę dwuteownikową). Stwierdzone ograniczenia tych urządzeń stały się przyczyną opracowania lokomotyw (ciągników) spalinowych do dołowych kolejek podwieszonych. Początek ich stosowania w polskich kopalniach datuje się na pierwszą połowę lat dziewięćdziesiątych XX w. Na koniec 2016 r. eksploatowano 566 podwieszonych kolejek z napędem spalinowym. Pomimo wielu zalet ich stosowanie wiąże się z poważnymi ograniczeniami, którymi są emisja spalin i ciepła do otaczającej atmosfery kopalnianej oraz generowanie hałasu. Mając na uwadze te ograniczenia, potęgujące się wraz z eksploatacją coraz głębiej zalegających pokładów, naukowcy Instytutu KOMAG przy współpracy ze specjalistami partnerskich jednostek badawczych i przemysłowych opracowali innowacyjne rozwiązania kolejek podwieszonych zasilanych z baterii jonowych. Można zatem zadać pytanie: czy nadchodzi kres stosowania kolejek podwieszonych z napędem spalinowym w górnictwie?

6. Literatura

1. Brzeżański M., Pieczora E., Kaczmarczyk K.: Rozwiązania napędów spalinowych do zastosowań w wyrobiskach podziemnych węgla kamiennego. Solutions of diesel drives for use in underground workings of hard coal mine. Siln. Spalin. 2010 nr 3
2. Dyrektywa 2006/42/We Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie zmiany dyrektywy 95/16/WE (przekształcenie) - <http://eur-lex.europa.eu/legal-content/PL/TXT/PDF/?uri=LEX:32006L0042&from=PL>.
3. Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2014/34/UE z dnia 26 lutego 2014 r. w sprawie harmonizacji ustawodawstw państw członkowskich odnoszących się do urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w atmosferze potencjalnie wybuchowej (wersja przekształcona) – <http://eur-lex.europa.eu/legal-content/PL/TXT/PDF/?uri=CELEX:32014L0034&qid=1500531205252&from=PL>.
4. Dyrektywa 97/68/We Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 16 grudnia 1997 r. w sprawie zbliżenia ustawodawstw Państw Członkowskich odnoszących się do środków dotyczących ograniczenia emisji zanieczyszczeń gazowych i pyłowych z silników spalinowych montowanych w maszynach samojezdnych nieporuszających się po drogach - <http://eur-lex.europa.eu/legal-content/PL/TXT/PDF/?uri=CELEX:31997L0068&qid=1500531559984&from=PL> (uwaga: ukazały się dodatkowe akty prawne).
5. Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2014/30/UE z dnia 26 lutego 2014 r. w sprawie harmonizacji ustawodawstw państw członkowskich odnoszących się do kompatybilności elektromagnetycznej (wersja przekształcona)
6. Fuksa D., Kęsek M., Ślósarz M., Bator A.: Koncepcja zintegrowanego systemu transportu poziomego w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 2015 nr 8.

7. Kovalik M.: Vykonnejsia viacdielna zavesna lokomotiva LZH-50. D.3. Spravidaj **1988** nr 1.
8. Materiały udostępnione przez FAMUR S.A.
9. Mitrega J. [red]: Rozwój mechanizacji robót podziemnych w kopalniach węgla kamiennego w PRL. Wyd. Śląsk, Katowice 1967 r.
10. Pieczora E.: Prognoza rozwoju szynowych systemów transportowych stosowanych w podziemiach kopalń węgla kamiennego. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, 2008 Tom 24 Zeszyt ½.
11. Pieczora E., Polnik B.: Nowe rozwiązania napędów elektrycznych do górniczych maszyn transportowych. Cuprum 2015 nr 3.
12. Pieczora E., Dobrzaniecki P., Kaczmarczyk K., Suffner H.: Rozwój dołowych maszyn transportowych z napędem spalinowym. Maszyny Górnicze 2016 nr 2.
13. Pieczora E.: Prace prowadzone przez CMG KOMAG w zakresie dołowych i powierzchniowych wąskotorowych lokomotyw spalinowych. Materiały na sympozjum. Dołowe i powierzchniowe wąskotorowe lokomotywy spalinowe w kopalniach PW. CMG KOMAG Gliwice, grudzień 1990 r.
14. PN-EN 1834-2:2002 Silniki spalinowe tłokowe -- Wymagania bezpieczeństwa dotyczące projektowania i budowy silników przeznaczonych do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem -- Część 2: Silniki grupy I przeznaczone do stosowania w pracach podziemnych zagrożonych występowaniem metanu i/lub palnego pyłu.
15. PN-EN 1679-1+A1:2011 –Silniki spalinowe tłokowe -- Bezpieczeństwo -- Część 1: Silniki o zapłonie samoczynnym.
16. Ustawa z dnia 15 kwietnia 2016 r. o systemach oceny zgodności i nadzoru rynku (Dz. U. 2016 poz. 542 z późn. zm.) - <http://dziennikustaw.gov.pl/du/2016/542/1>
17. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze (Dz.U. 2011 Nr 163 poz. 981 – z późn. zm.) - <http://isap.sejm.gov.pl/DetailsServlet?id=WDU20111630981>.
18. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych (Dz.U. 2004 nr 99 poz. 1003 – z późn. zm.) - <http://dziennikustaw.gov.pl/DU/2004/s/99/1003/1>.
19. Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych (Dz. U. 2017 poz. 1118) - <http://www.dziennikustaw.gov.pl/du/2017/1118/1>.

Romanyshyn Lyubomyr, Romanyshyn Taras, Mosora Yurii
Ivano-Frankivsk National Technical University of Oil and Gas, Ukraine

THE POSSIBILITIES OF USING MAGNETIC TOOLS FOR REPAIR WORKS IN MINING WORKINGS

ABSTRACT

Within the scope of the present thesis, an issue of drilling multi-purpose shafts during mine construction has been considered. The analysis of accident risks arising from the metal objects remaining on the well bottoms has been carried out.

Based on critical analysis of the designs of large-diameter magnetic tools, recommendations for increasing their operating efficiency have been made. The design of a multipolar magnetic system characterized by no scattering streams on the working surface has been developed. Feasibility of using rare-earth neodymium permanent magnets in the systems of fishing tools has been confirmed. Rational geometric dimensions of the system elements have been obtained by means of the three-dimensional computer modeling using the finite-element method.

A large-diameter magnetic fishing tool for removing ferromagnetic objects from the wells has been developed and industrial tests have been conducted.

Due to the growth of the world's shortage of high-quality raw materials, economic attractiveness of developing deep-lying mineral deposits is currently increasing. Thus, a considerable increase is expected in mine building activities [1].

Traditional technology used for the construction of mine shafts by drilling and blasting operations does not allow for simultaneous high-speed construction, cost efficiency and operational safety. Thus, it is necessary to introduce more effective technologies for the construction of vertical shafts and wells of large diameter:

- full-hole noncore drilling with a diameter of up to 8 m and 1500 m deep;
- drilling of a pilot-borehole with a diameter of 269-295 mm and about 1200 m deep followed by the ascending reaming of up to 6 m;
- drilling with sinking machines.

When drilling vertical shafts and large-diameter wells, there usually arise emergency situations caused by mining, technological and geological factors. In terms of their manifestation, they are rather conventionally divided into accidents and complications.

Accidents are usually defined as the situations resulting in a prolonged stoppage of drilling operations. The conducted analysis of any possible accident risks [2] allowed us to determine, which of them have the most significant affect on the technical and economic performance of mine shaft drilling. Accidents include:

- drill pipe break-off along its stem;
- destruction or unscrewing of drill pipe joints;
- rock destruction tool breakage resulted from the destruction of joining elements;
- foreign objects fall onto the shaft bottom.

Due to such a variety of accidents, the junk iron of different mass and shape is left on the borehole bottom. To remove all the debris remaining after the accident a fishing tool is applied, which according to its construction and principle of action is divided into mechanical, hydraulic, magnetic and any combinations of them [3].

The performed analysis made it possible to identify advantages and disadvantages of each tool. Magnetic fishing tools are deemed to be the most effective for performing accident recovery operations, since they are able to capture metal objects of various shape, size and mass regardless of their position on the borehole. No prior destruction of metal objects with the tools of magnetic action is required, which thus considerably reduces the time needed for fishing operations.

Magnetic fishing tools are used to remove undamaged and broken drill bits, roller cones, legs with the mounted roller cones, bit blades, rolling elements, lost drill bit cutting structures, including hard-alloy, as well as reamer bits, auxiliary tools and foreign objects. In addition, the borehole bottom should be periodically cleaned from any small metal objects in order to eliminate accident risks and increase technical and economic performance of drilling.

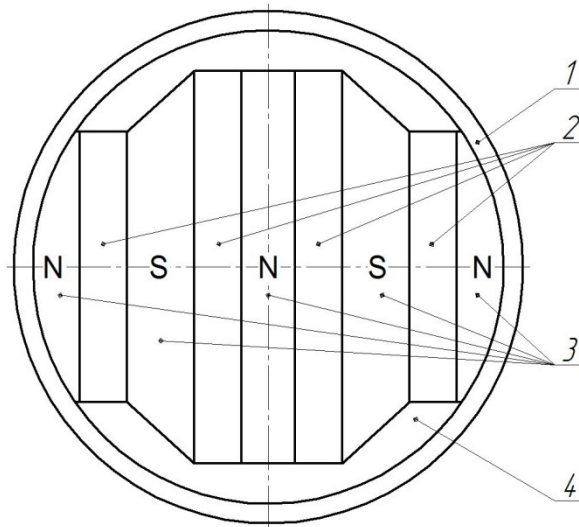
The large-diameter magnetic tools (currently in use in Ukraine and abroad) are characterized by low hoisting capacity due to the application of cast or ceramic magnets and scattering of magnetic fluxes on the non-working surfaces of the magnetic system [3]. Thus, disadvantages of the cast magnet tools involve significant magnetic field scattering and loss of magnet properties while operating and storing.

IFNTUOG (Ivano-Frankivsk National Technical University of Oil and Gas) has developed tools for cleaning borehole bottoms based on permanent ferrite magnets. Large-diameter tools are featured by armored structures of magnetic systems equipped with a pentagonal and hexagonal central magnetic core. Their drawbacks include complex saturation of the central magnetic core and short serviceable life of the magnetic system due to the rapid wear-out of the working surface.

Obviously, increase in the number of edges of the central magnetic core prevents from obtaining the most optimal design of the system. Therefore, a more realistic way to increase efficiency of the large-diameter magnetic systems is to increase the number of magnetic cores. In other words, multipolar systems should be created. This construction will be able to ensure maximum magnitudes of magnetic flux density on the magnetic cores' working surface.

The authors [4] have developed a magnetic system (Figure 1), in which permanent magnets with their similar poles facing each other are fixed on the lateral surfaces of the magnetic poles. Excessive scattering of the magnetic fluxes in the gaps between the housing and lateral surfaces of the opposite-polarity magnetic cores is regarded as one of the identified disadvantages. The system's working surface is used inefficiently, since most of it consists of non-magnetic filler.

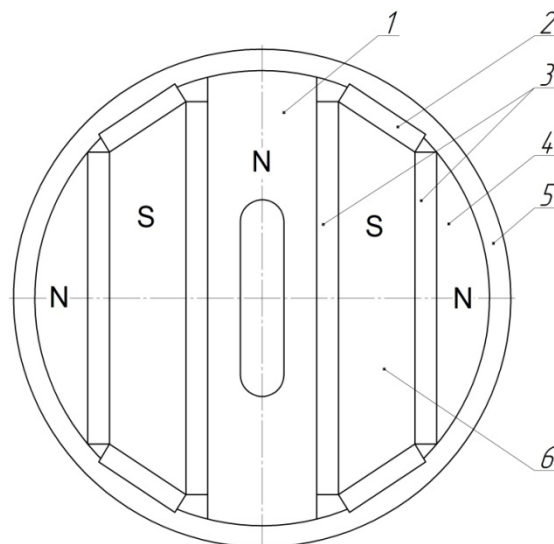
One of the methods for reducing energy losses in the magnetic systems is to put small magnets in the way of leakage fluxes, thus generating a counter magnetic flux and thereby preventing loss of the magnetic energy. Using this principle, we have developed a multipolar magnetic system (Figure 2) [5], which consists of the central, intermediate and segmental magnetic cores of heteronymous polarity with the permanent magnets placed in-between. In the central magnetic core there is an opening for supplying flush liquid while carrying out fishing jobs. Auxiliary permanent magnets, installed between the lateral surfaces of the intermediate magnetic cores and the housing, prevent magnetic flux leakage and contribute to the efficient use of the magnetic energy



1 – housing; 2 – permanent magnets; 3 – poles; 4 – non-magnetic filler

Fig. 1. Magnetic system of a fishing tool

. They serve as a magnetic field screen and make it possible to achieve more even distribution of magnetic flux density in the magnetic cores. The housing is equipped with special slots to ensure secure fixation of the auxiliary magnets. It is made of mild (low carbon) steel and operates as an additional magnetic core. All air gaps between the housing, lid, magnetic cores and magnets are filled with the high temperature epoxy resin, which provides necessary rigidity of the magnetic system, thus preventing corrosion and erosion of the system components.



1 – central magnetic core; 2 – auxiliary magnet; 3 – permanent magnets; 4 – segmental magnetic core; 5 – housing; 6 – intermediate magnetic core

Fig. 2. A multipolar magnetic system completed with auxiliary magnets

At the stage of the magnetic system construction, choosing the right materials for the permanent magnets is of particular importance. To ensure the maximum strength of the magnetic field along with the minimum size of the system proves to be a centerpiece for selection of a hard-magnetic material. So far, sintered rare-earth neodymium magnets ($\text{Nd}_2\text{Fe}_{14}\text{B}$) enjoy the highest magnetic parameters. The residual magnetic flux density of these materials reaches $B_r = 1.47 \text{ T}$ with the high energy product $(\text{BH})_{\text{max}} = 420 \text{ kJ/m}^3$ [6].

The magnetic fishing tool is designed to be used at intervals of the wells, which are characterized by rather small depth (up to 2000 m). Taking into account that an average temperature on the bottom of such wells does not exceed $80 \text{ }^\circ\text{C}$ or is close to it, it is feasible to apply permanent magnets with the operating temperature of $80 \text{ }^\circ\text{C}$ and high energy product in the developed tool. Thus, for the magnetic system of the fishing tool we have chosen N42 permanent magnets made from an alloy of neodymium, iron and boron.

In order to determine the rational geometric ratio of permanent magnets and magnetic cores, which, on the one hand, will be able to provide high power characteristics of the tools and, on the other, will reduce consumption of materials and cut expenditures, theoretical research has been carried out. For these purposes, a 3D model of the magnetic system was built in SolidWorks. Magnetic field was calculated using the finite-element method in the ANSYS Maxwell 16.0 software package.

To determine the rational height of the system, allowing the permanent-magnet energy to be used to the fullest extent, the hoisting capacity with the height of the system amounting to 50 - 150 mm has been studied. The findings (Figure 3) demonstrate that hoisting capacity increases along with the increased height of the system. At the certain height, however, magnetic cores get saturated, which accordingly results in the increased magnetic resistance of the area, through which magnetic flux passes. Thus, after the system reaches the height of 100 mm, the further power gain is only 1-2%. Consequently, the high power characteristics of the system with a diameter of 225 mm can be obtained if its height ranges from 90 mm to 110 mm. Any further increase in the system height leads to the unreasonable consumption of materials.

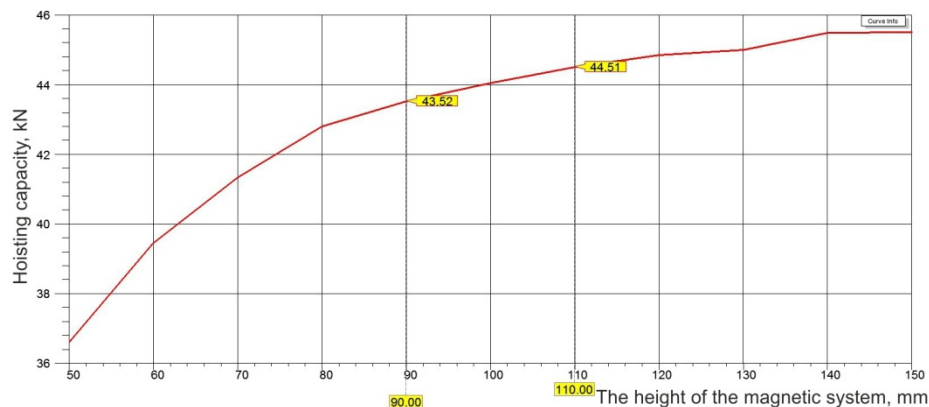


Fig.3. Dependence of hoisting capacity on the height of the magnetic system with a diameter of 225 mm

At the next stage, dependence of the hoisting capacity applied to the ferromagnetic plate on the value of the working gap is investigated. Based on calculation of the 100-

mm-high magnetic system, a traction characteristic was constructed (Figure 4). The maximum hoisting capacity value is 44.26 kN. With the increased working gap, the hoisting capacity sharply reduces, which can be explained by small length of the magnets used in the system. However, high values of hoisting capacity are true for gaps up to 4 mm in size. This will make possible to fish large and heavy objects remaining after the accident from the slime layer.

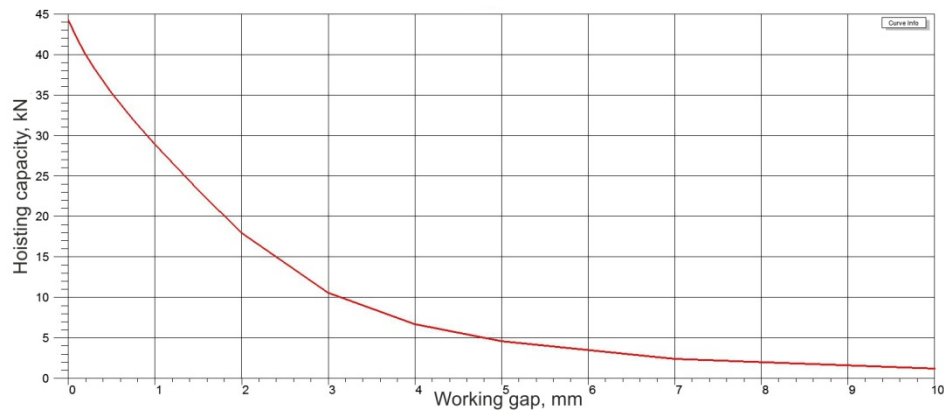
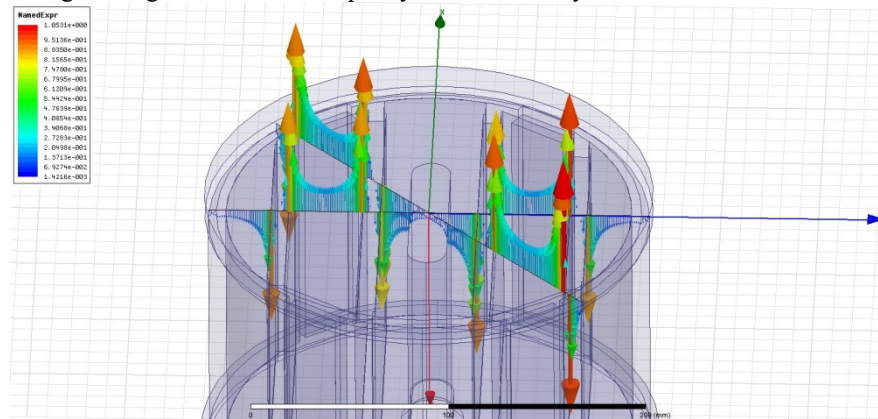


Fig. 4. Calculated traction characteristic of the magnetic system with a diameter of 225 mm

According to the Maxwell's equations, it is possible to get the highest hoisting capacity, if the magnetic cores are saturated to the maximum possible values of the magnetic flux density. Figure 5 shows the results of distribution of the normal component of the magnetic flux density along the axial and diagonal lines. Analyzing these results it can be said that peak values of the magnetic flux density are observed on the edges and vertices of the magnetic cores. This happens due to the highest density of power lines in these areas. The fished objects will be thus located in these areas leaving a washout hole open. In addition, there are some discontinuities observed in the magnetic flux density values around the washout hole, which can be explained by rather divergent magnetic inductive capacity at the boundary of the steel and air media.



a

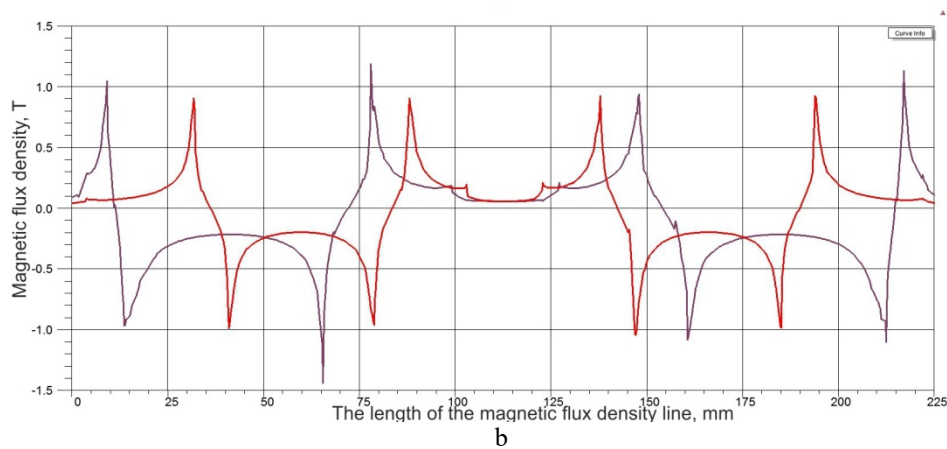


Fig. 5. The vector (a) and scalar (b) graphs showing distribution of the normal component of the magnetic flux density

The developed magnetic system is classified as armored, so it is characterized by redistribution of the magnetic field in the magnetic cores. As a result, the magnetic flux density on the working surface of the system reaches the value of 2.0 T (Figure 6), meaning that the magnetic cores located in the lower part are nearly saturated. And it is to be recalled that the maximum possible magnetic flux density on the entire area of the system's poles is one of the requirements for magnetic systems, which contributes to the high hoisting capacity of the fishing tool.

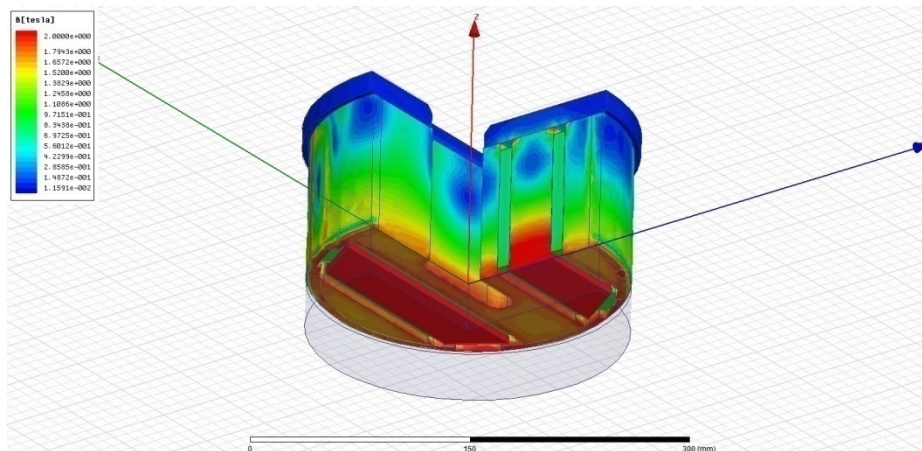


Fig. 6. Distribution of the magnetic flux density on the surface and in the section of the system

The presented multipolar magnetic system based on the rare-earth permanent magnets became the centerpiece for the development of the fishing tool with a diameter of 270 mm. The magnetic fishing tool (Fig. 7) consists of a housing with an integrated magnetic system, an adapter intended to be attached to the drill pipe string, and a crown. The magnetic system contains rare-earth permanent magnets made from an alloy of neodymium, iron and boron. Rational geometric dimensions of the magnets and

magnetic cores have been determined by means of computer simulation. A crown is intended to destroy metal objects and slum layers on the borehole bottom in order to ensure contact between the magnetic system and the metal objects to be fished. To increase wear resistance, the crown's teeth are coated with the hard-facing alloy.

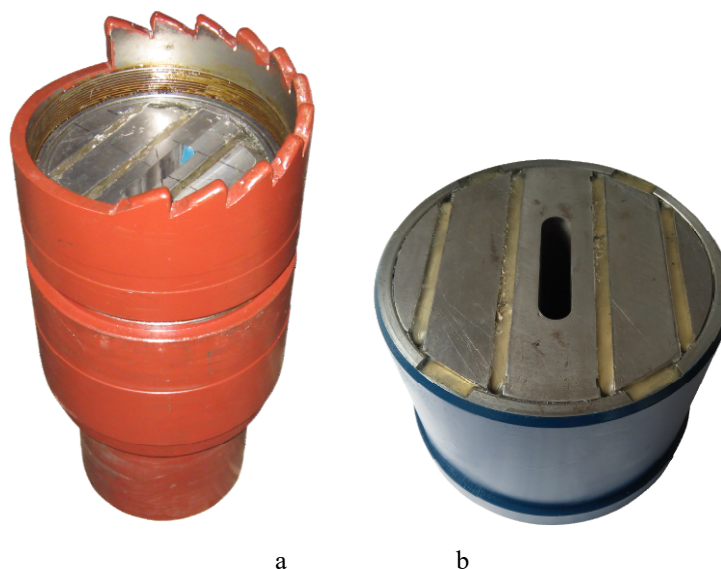


Fig. 7. Magnetic fishing tool MFT-270 (a), magnetic system (b)

Experimental studies of the power and magnetic characteristics of the developed magnetic system have confirmed findings of theoretical studies and correctness of the proposed method of calculation [7]. Industrial tests, in their turn, have demonstrated the tool's effectiveness, when cleaning wells from the ferromagnetic objects. Thus, while drilling a well No. 53 (Svyrydisvska area), as a result of the broken drill bit III-295, 3 REED R15A, a roller cone and a rolling element of the support were left on the well bottom at a depth of 4123 m. The MFT -270 tool managed to clean the well from all the metal objects in a single step. Moreover, the magnetic system attracted and grasped the very tip of the roller cone, which was reinforced with carbide teeth. The total weight of the extracted metal amounted to 9.2 kg [8].

To conclude, the design of the armored magnetic system based on the high-coercive neodymium permanent magnets has been developed. According to the results of the 3D modeling, rational dimensions of the magnetic system elements have been determined, thus enabling to obtain high power parameters. The magnetic fishing tool, offering 1.5-6 times higher hoisting capacity as compared to the conventional analogues, has been proposed for the wells with a large conventional diameter.

Literature

1. Levit V., Gorelkin A. (2012) Drilling of vertical shafts as perspective direction in mine building. Transactions of Kremenchuk Mykhailo Ostrohradskyi National University. No. 2, p.p. 104-110.

2. Gorelkin A. A. (2012) Analysis of causes of the accidents occurring in process of drilling of big diameter vertical wells. Scientific Bulletin of National Mining University. No 5, p.p. 18-22.
3. Kurnikov Y. A., Koncur I. F., Kobyljanskij M. T., Romanyshyn L. I. Magnitnye ustrojstva dlja ochistki skvazhin [Magnetic fishing tools for well cleaning]. L'vov: High school Publ., 1988, 108 p.
4. Patent no. 2272888 Russian Federation, MPK E21B 31/06 Skvazhinnyj magnitnyj lovitel' [Downhole fishing magnet], Inventors: Sannilov A. G., Sidel'nikov L. G., Kokorin A. E.
5. Patent no. 99790 Ukraine, MPK E 21B 31/06. Lovitel' magnitnyj [Magnetic fishing tool], Inventors: Kryzhanivs'kyi E. I., Romanyshyn L. I., Romanyshyn T. L.
6. Advanced Magnetic Materials and Applications: the 2nd International Symposium on 12–16 July 2010, Sendai International Center, Sendai, Japan. – Journal of Physics: Conference Series 266 (2011).
7. Kryzhanovskiy Y. I., Rayter P. N., Romanyshyn L. I., Romanyshyn T. L. (2014) Experimental research of features of magnetic systems of fishing tools. Oil industry. No 7, p.p. 104-106.
8. Romanyshyn L. I., Gladun V. V., Romanyshyn T. L. (2013) Industrial testing of the magnetic fishing tools. Naturedestructive and metal-working tools – machinery and technology of its manufacture and use. No 16, p.p. 160-164.

Rutkowski Sławomir
Przedsiębiorstwo Wielobranżowe TSA Spółka Jawna

ZASTOSOWANIE SPECJALISTYNYCH TECHNOLOGII SPAWALNICZYCH W REGENERACJI CZĘŚCI MASZYN I URZĄDZEŃ

HAVING APPLICATION TO SPECIALIST WELDING TECHNOLOGIES IN REGENERATION PARTS OF MACHINES AND DEVICES

STRESZCZENIE

Nowoczesne technologie spawalnicze CAPILLA pozwalają na znaczną obniżkę kosztów eksploatacji maszyn i urządzeń. Istnieją metody naprawy elementów całkowicie zużytych względnie regeneracja czy zabezpieczenie nowych części. Spawać czy napawać można praktycznie każdy gatunek stali, staliwa, żeliwa i stopów metali kolorowych. Zakres działalności obejmuje wszystkie gałęzie przemysłu począwszy od wydobywczego kończąc na spożywczym. Podane przykłady zastosowań oraz przedstawione wzrosty żywotności napawanych elementów pozwolą przekonać do zasadności stosowania tych technologii.

ABSTRACT

Modern Capilla welding technologies allow significant reduction of machine and equipment operating costs. There are many methods of repairing or recovering almost completely worn elements. Each grade of steel, cast steel, cast iron or non-ferrous metals can be welded or pad welded. Running such business includes all industry fields starting from extracting and ending with food industry. Announced applications will help to convince the World to usefulness of CAPILLA technologies.

1. Wprowadzenie

Zużycie narzędzi, maszyn i urządzeń jest istotnym składnikiem kosztów w każdym przedsiębiorstwie przemysłowym, Również postoje związane z naprawami, przebudowami i remontami są operacjami kosztotwórczymi. Poprzez zastosowanie nowoczesnych technologii napawania można w zasadniczy sposób wydłużyć okresy międzyremontowe, żywotność narzędzi, niezawodność i wydajność maszyn. Blisko 60-letnie doświadczenie firmy Capilla (W 1959 roku firma skupia się na rozwoju przemysłu wydobywczego w Niemczech, a już 1966 zaczyna produkować materiały spawalnicze we własnym zakresie) w rozwoju, produkcji i stosowaniu materiałów

spawalniczych pozwoli spełnić oczekiwania w tym zakresie. Znaczna część naszych produktów powstała w bezpośredniej współpracy z przemysłem, co pozwoliło osiągnąć optymalną przydatność pod względem składu chemicznego i własności spawalniczych. Istotnym, jest również fakt, że możemy wyprodukować na podstawie indywidualnych specyfikacji specjalne stopy do spawania i napawania specjalnych produktów. Do rozwiązywania indywidualnych problemów spawalniczych nasz serwis stoi zawsze gotowy do dyspozycji.

2. Możliwości zastosowania technologii spawalniczych w konstrukcjach maszyn wydobywczych i kolejowych, procesach wytwarzania elementów maszyn, recyklingu oraz inżynierii mechanicznej

Nowoczesne technologie spawalnicze CAPILLA wykorzystywane przez Przedsiębiorstwo Wielobranżowe TSA w Stalowej woli pozwalają na naprawy, remonty oraz modernizacje różnorodnych konstrukcji technicznych stosowanych w maszynach wydobywczych oraz kolejowych. Widok jednego z elementów konstrukcji technicznej przeznaczonej do naprawy przedstawiono na rysunku 1 a widok konstrukcji maszyny wydobywczej pokazano na rysunku 2.



Rys. 1. Widok jednego z elementów konstrukcji technicznej przeznaczonej do naprawy



Rys. 2. Widok konstrukcji maszyny wydobywczej stosowanej w kopalniach, a także kamieniołomach.



Rys. 3. Technologia kucia i prasowania



Rys. 4. Produkcja i przetwarzanie metali



Rys. 5. Technologia odlewania stosowana do ulepszania materiałów a także przy produkcji pieców indukcyjnych.

Natomiast na rysunkach 3, 4 i 5 przedstawiono technologie kucia i prasowania, przetwarzania metali oraz technologię używaną między innymi do ulepszania materiałów, a także w konstrukcji i produkcji pieców indukcyjnych. Elementy maszyn i urządzeń wytwarzane w tych procesach także w wielu przypadkach są naprawiane z zastosowaniem nowoczesnych technologii spawalniczych.

3. Zastosowanie technologii spawalniczych w przemyśle górniczym.

Proces technologiczny w przemyśle górniczym możemy podzielić na 3 etapy: wydobywanie surowca, następnie jego przetworzenie i na końcu przetransportowanie. Niestety etapy te mają negatywny wpływ na użytkowanie maszyn, które ulegają ścieraniu, spadkowi wytrzymałości, korozji, przegrzaniu, czy też przeładowaniu. Wiąże się to z dużymi kosztami naprawy, spadkiem wydajności oraz jakości danego towaru. Można jednak temu zaradzić dzięki specjalistycznym technologiom spawalniczym. Wykorzystuje się do tego odpowiednie materiały spawalnicze, których zestawienie dla wybranych zestawów maszyn stosowanych w przemyśle górniczym zamieszczono w tabelach 1, 2 i 3.

Tabela 1. Zestawienie odpowiednich materiałów spawalniczych stosowanych do maszyn pracujących przy procesie wydobywania rud.

Maszyna	Powód awarii	Odpowiednia elektroda
Kombajn górniczy	Abrazja	Elektroda otulona: 540, 540Nb, 60, 54W, 550E, 550Nie Drut proszkowy: 540RLD, 540Nb RLD, 911G Proszek do napyłania: Capidur 60Ni WSC
Łyżki od koparek	Zbyt duży nacisk Abrazja	Elektroda otulona: 49KBS, 540, 540Nb, 60HRC, 54W Drut proszkowy: 540RLD, 540Nb RLD, 540 Mo RLD, 55 RLD Proszek do napyłania: Capidur 60Ni WSC
Rury wiertnicze	Abrazja Zbyt duży nacisk	Elektroda otulona: 540, 60HRC, 54W, 49KBS Drut proszkowy: 540RLD, 55RLD, G54N MM, 56RLD Drut lity: 600MAG, 655MAG, 49MAG

Tabela 2. Zestawienie odpowiednich materiałów spawalniczych do naprawy maszyn odpowiedzialnych za przetwarzanie rud

Maszyna	Powód awarii	Odpowiednia elektroda
Młyn	Abrazja	Elektroda otulona: 540, 540Nb, 60HRC, 56, CrMa47 Drut proszkowy: 540RLD, 540Nb RLD, 540 Mo RLD, 55 RLD, 56RLD G54N MM
Separator	Erozja Abrazja	Elektroda otulona: 540, 540Nb, 540N, 60HRC, 56, CrMa47, 550G

		Drut proszkowy: 540RLD, 540Nb RLD, 540 Mo RLD, 55RLD, G54N MM, 56RLD
Maszyny kruszące Młotki	Zbyt duży nacisk Abrazja	Elektroda otulona: 540, 540Nb, 60HRC 56, CrMa47 Drut proszkowy: 540RLD, 540Nb RLD, 540Mo RLD, 55RLD, G54N MM, 56RLD

Tabela 3. Zestawienie materiałów spawalniczych do naprawy maszyn odpowiedzialnych za transport rud.

Maszyna	Powód awarii	Odpowiednia elektroda
Gąsienice od koparek	Zbyt duży nacisk Zużycie Abrazja	Elektroda otulona: 49KBS 540, 60HRC, 54W, 300B, 400B Drut proszkowy: 540RLD, 55RLD, G54N MM, 56RLD Drut lity: 49MAG, 250MAG, 300MAG, 600MAG, 655MAG
Taśmy transportowe	Zbyt duży nacisk Abrazja	Elektroda otulona: 540, 540Nb, 60HRC, 56, CrMa47, 49KBS, 30S Drut proszkowy: 540RLD, 540Nb RLD, 540Mo RLD, 55 RLD, G54N MM, 56RLD
Podajniki pneumatyczne i hydrauliczne	Erozja Abrazja	Elektroda otulona: 540, 540Nb, 60HRC 56, CrMa47 Drut proszkowy: 540RLD, 540Nb RLD, 540Mo RLD, 55RLD, G54N MM, 56RLD

Przykłady zastosowania technologii spawalniczych przy regeneracji części dla wyżej wymienionych maszyn i urządzeń górniczych przedstawiono kolejno na rysunkach 6 do 14. Zamieszczono przykłady regeneracji ślimaków Transportowych, regeneracji kół zębatych i zębów koparek, młotów kruszarek udarowych, napawanie narzędzi do kombajnów górniczych oraz regeneracji linii recyklingowej Lindner i kół suwnicy stosowanej na hali montazowej.

4. Podsumowanie

Nowoczesne materiały i technologie spawalnicze pozwalają na łączenie i napawanie elementów, które do niedawna uznawane były jako niespawalne. Regeneracja lub napawanie nowych elementów pozwala na wydłużenie ich żywotności nawet kilkakrotnie. Pęknięte części maszyn, urządzeń i oprzyrządowania można z powodzeniem naprawiać metodą spawania.



Rys. 6. Regeneracja ślimaków transportowych.



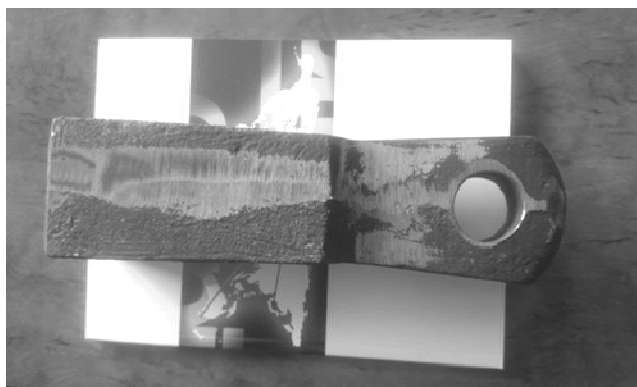
Rys. 7. Regeneracja ślimaków transportowych.



Rys. 8. Regeneracja kół zębatych.



Rys. 9. Regeneracja zębów koparek



Rys. 10. Regeneracja młotków kruszarek.



Rys. 11. Regeneracja młotków kruszarek.



Rys. 12. Regeneracja linii recyklingowej Lindner.



Rys. 13. Regeneracja kół suwnicy.



Rys. 14. Zabezpieczenie frezów do kombajnów górniczych.

Zajícová Vendula, Staš Lubomír, Sitek Libor, Hlaváček Petr, Souček Kamil, Klichová Dagmar
Institute of Geonics of the CAS, v. v. i., Ostrava, Czech Republic
Młynarczuk Mariusz
Instytut Mechaniki Górotworu PAN, Kraków, Poland

KONTROLA POWIERZCHNI CIĘCIA GRANITÓW PRZY WYKORZYSTANIU TOMOGRAFII KOMPUTEROWEJ

CUT SURFACE INSPECTION OF GRANITIC STRUCTURES BY X-RAY CT

STRESZCZENIE

W pracy przeanalizowano zobrazenia mikropęknięć i innych nieciągłości w strefie przypowierzchniowej próbek granitów powstałych po zastosowaniu różnych technik cięcia. Porównano dwie zupełnie różne metody cięcia małych próbek skalnych: diamentową piłą tarczową i strumieniem wodnym ze ścierniwem. Wpływ każdej z tych technik na wtórną degradację próbek, która nie jest spowodowana przez procesy naturalne, był badany w sposób nieniszczący przy wykorzystaniu mikrotomografii komputerowej.

ABSTRACT

Visualization of small cracks and other discontinuities in the near-surface zone of granitic rock structure after application of different cutting techniques is analysed in the paper. Two completely different methods of cutting of small rock testing specimens (diamond disc cutter and high-speed abrasive water jet) were compared. The effect of each technology on creation of secondary degradation of specimens which is not caused by natural processes was examined non-destructively by micro X-Ray Computed Tomography.

1. Introduction

Development of new methods of material cutting enables to form standard test specimens for various strength tests from geomaterials like natural rocks, rock composites and concretes as well. Recently, non-conventional methods based on different principles of material cutting are applied more frequently in addition to classical methods of cutting by mechanical tools, especially for difficult-to-machine materials.

However, the method of manufacturing and shaping of rock specimens for various purposes can alter their properties and affect the values of some parameters. The issue

of the manufacturing of specimens of different shapes has been studied in connection with the possibilities of introducing the technology of high-speed abrasive water jet (AWJ) for the preparation of such specimens. The application of AWJ technology has enabled not only to form specimens where conventional cutting methods would fail, but also to simplify substantially forming of non-standard test specimens. It has been experimentally verified that strength properties of rock specimens of standard sizes prepared by conventional methods using a diamond disc cutter do not differ from strength properties of specimens prepared using the abrasive water jet [1], [2]. Due to the fact that natural (not artificial) material is used, the results are affected more likely by properties of specimens than by the method of cutting. The high-speed abrasive water jet was applied for cutting of special flat rock and geocomposite specimens of the so-called “dog-bone” shape [3] for tensile strength testing (e.g. [4], [5]), as well as for machining of rotational symmetric specimens [2], [6], the shape of which (Fig. 1A) is similar to the shape of specimens used for testing of uniaxial tensile strength of metals (Fig. 1B).



Figure 1. A - rotational symmetric AWJ formed sandstone specimen prepared for tensile strength testing, B - specimens used for testing of uniaxial tensile strength of metals

Nevertheless, advanced measurement technologies and emergence of new measurement and visualization methods for investigation of selected rock properties (e.g. transport properties of rock) often require minimization of testing rock specimens. Resolution ability of equipment which applies these method is, inter alia, inversely proportional to geometrical dimensions of the specimen used during a particular experiment. The smaller the specimen, the more detailed visualization of the inner structure can be achieved. Therefore it is very important to choose the appropriate method of specimens cutting and shaping. Although, as mentioned above, the method of shaping of specimens is not relevant from the macroscopic point of view, in case of small specimens, the state of cutting surface created during specimen shaping can have significant impact on properties of the studied specimen. It is thus necessary to investigate in detail the cutting surface and its surroundings and to determine if the technology of specimen preparation and shaping do not cause undesirable changes (cracks, breakage of rock grains, etc.) in the layer under surface.

2. Micro X-Ray Computed Tomography

Reliable instrument for non-destructive investigation of the entire inner structure of a specimen which do not require preparation of cross and thin sections is the micro X-Ray Computed Tomography [7] which utilizes the differences of X-rays properties during the interaction with the mass of a studied material [8]. In case of the X-Ray CT, it is especially the ability of X-Rays to penetrate various kinds of materials with different levels of their attenuation in relation to properties of analysed objects, especially object density. The application of the X-ray CT method for quantitative and qualitative analyses of behaviour of different kinds of geomaterials and inspection of their inner structure is gradually increasing [9]. This method was selected to analyze the cutting surfaces and surrounding areas of the small rock specimens created by different cutting techniques.

3. Procedure

The effects of technology used for shaping of specimens were studied in terms of a project which focuses on the transport of radionuclides in granitic rock material with very low crack type of porosity. Specimens of cylindrical shape with a diameter of 9 mm and height of 10 mm were used in the project. Surface of individual cylinders was cut by the AWJ technology from discs with a thickness of 10 mm which were cut from granitic drilling core of 65 mm in diameter (see Fig. 2). The discs were cut off the drilling core using the standard diamond disc cutter (DDC) and the AWJ. These surfaces formed bases of the test specimens.

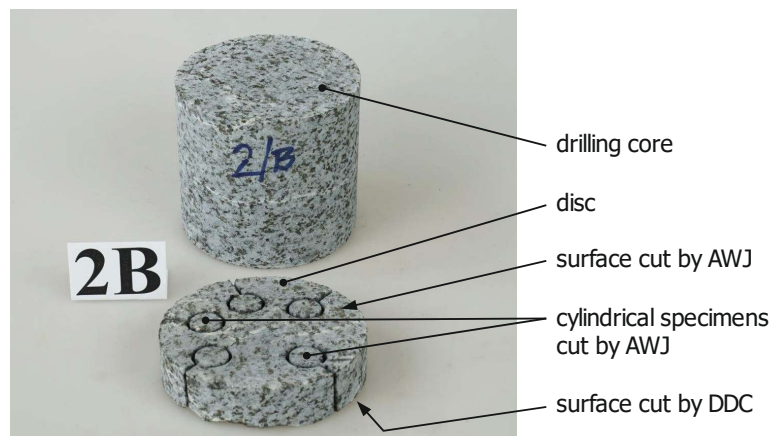


Figure 2. Preparation of cylindrical testing specimens cut from source disc of rock drilling core

After the cylinders were cut, their inner structure was scanned using the micro X-Ray CT. It was necessary to distinguish small failures and mineral phases in specimens. Whereas the materials of quartz and feldspar grains have similar bulk density and thus optical density as the X-ray transition is concerned, low-energy scanning X-ray with energy about 100 keV was used. When optimizing the size of X-ray source focus (< 3 micrometers), it resulted in decreasing the intensity of radiation as well as increasing the time required for the experiment (approx. 24 hours per one specimen).

4. Material, equipment and testing conditions

Properties of the rock material (i.e. tonalite) used for creating the specimens are given in Tab. 1. The laboratory experimental facility consisted of a standard laboratory diamond disc cutter, high-pressure water supply system and a X-Y table for traversing of the water nozzle over testing specimens. High-pressure water was supplied to the nozzle by a intensifier based pump capable of delivering up to 7.5 litres of water per minute at pressure up to 415 MPa. Operating parameters of both cutting technologies are specified in Tab. 2.

Table1. Properties of the tonalite from Sázava Pluton (Czech Republic)

bulk density	2759 kg·m ⁻³
porosity	0.18 %
compression strength	102.7 MPa
tensile strength	10.7 MPa
modulus of elasticity	75.2 GPa
Poisson's ratio	0.26

Table2. Operating parameters of used technologies

Diamond disc cutter (DDC)	
rotational speed	2800 min ⁻¹
cutting speed	25 mm·min ⁻¹
Abrasive water jet (AWJ)	
diameter of the water nozzle	0.33 mm
diameter of the focusing tube	0.91 mm
water pressure at the inlet to nozzle	300 MPa
stand-off distance	4 mm (discs cutting) 2 mm (cylindrical specimens cutting)
cutting speed	20 mm·min ⁻¹ (discs cutting) 30 mm·min ⁻¹ (cylindrical specimens cutting)
abrasive	Indian garnet of 80 Mesh
abrasive flow rate	300 g·min ⁻¹

For the study of inner structure of rock test specimens, the Nikon Metrology XT H 225 industrial micro X-ray CT system with reflex X-ray source and flat detector with resolution of 4000x4000 pixels was used. It is a fully automated apparatus with a rotating scanning system equipped with a micro focal X-ray source which generates cone-shaped beams. The system specification is given in Tab. 3. Studied volumes were reconstructed using CT Pro 3D and CT Pro 2D software (by Nikon Metrology NV). Visualization was provided by a VGStudio Max software (by Volume Graphics), version 2.2, with additional modules for proper image analysis.

5. Results and discussion

The achieved results are clearly explained on the selected images from CT. The displayed cross-sections are not of real testing bodies but they have been only reconstructed, i.e. they are calculated 3D pictures of real bodies.

Table3. Specification of XT H 225 industrial micro X-ray CT system

Max. acceleration voltage and power of the X-ray source (reflection mode)	225kV / 225W
Max. acceleration voltage and power of the X-ray source (transmission mode)	180kV / 20W
Size of the X-ray tube focus (reflection mode / transmission mode)	<3 μm / <1 μm
Max. weight, diameter and height of scanned objects	50 kg / approx. 0.5 m / 0.5 m
Max. tomography thickness of analyzed materials	237 $\text{kg}\cdot\text{m}^{-2}$
Sensor of the X-ray radiation (16-bit depth) – area detector	100 μm per pixel, No. of pixels - 4000 x 4000

Dark shades refer to areas of low optical attenuation, light shades are then areas of high attenuation. The following division is assumed: white – unknown material of high bulk density, light grey – biotite, grey – feldspars, dark grey – quartz, black – air.

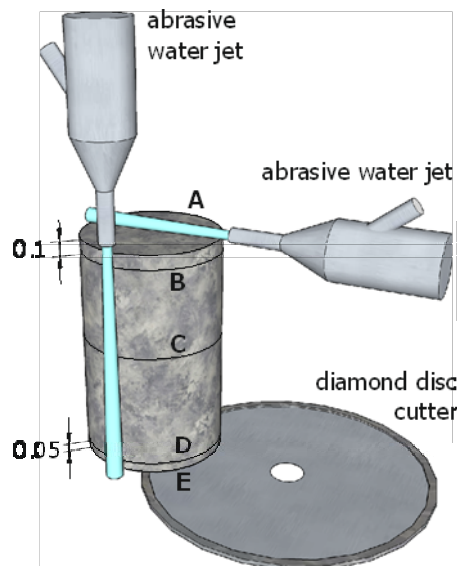


Figure 3. Manufacturing of cylindrical specimen and locations and marking of the reconstructed CT planes (cross-sections A-E)

Cutting technologies used for shaping of cylindrical specimens as well as identification of the planes scanned by the X-ray CT apparatus are indicated in Fig. 3. Fig. 4 shows a longitudinal cross-section through a cylindrical body. AWJ did not create any visible fractures going towards the inside the body. However, certain shape defect related to the gradual spreading of the AWJ at longer distances from the nozzle and its break-up is visible. The diameter of the upper base (i.e. nearer the nozzle) of the testing body is about 0.3 mm bigger than the lower, farther base. This deviation can be

eliminated by slight tilting the AWJ cutting head “away” from the axis of the cylinder (see Fig. 4). The AWJ technology already provides with elaborated systems which enable advanced tilting of the cutting head depending on the type and thickness of the cut material.

In Figs. 5 to 9, various effects of the shaping technology on the character of specimen surface are presented. Cross-sections A and B (Figs. 5 and 6) show the effects of the AWJ technology. Fig. 5 is a reconstructed picture of surface of the upper base of specimen (A) demonstrating considerable directional macroscopic unevennesses of the surface corresponding to the direction of passage of the cutting water jet. Successive analysis of consequent reconstructions of CT cross-sections realized towards the inside of the specimen showed that in this specific case, only first the cross-sections in the depth over 0.1 mm (Fig. 6) were considered to demonstrate any visible effects of AWJ. At the depth above 0.157 mm, any residue after the jet cutting disappeared. Small unevennesses on the edges of the specimen (Fig. 5) are caused by the jet penetrating into the material at the place of interaction.

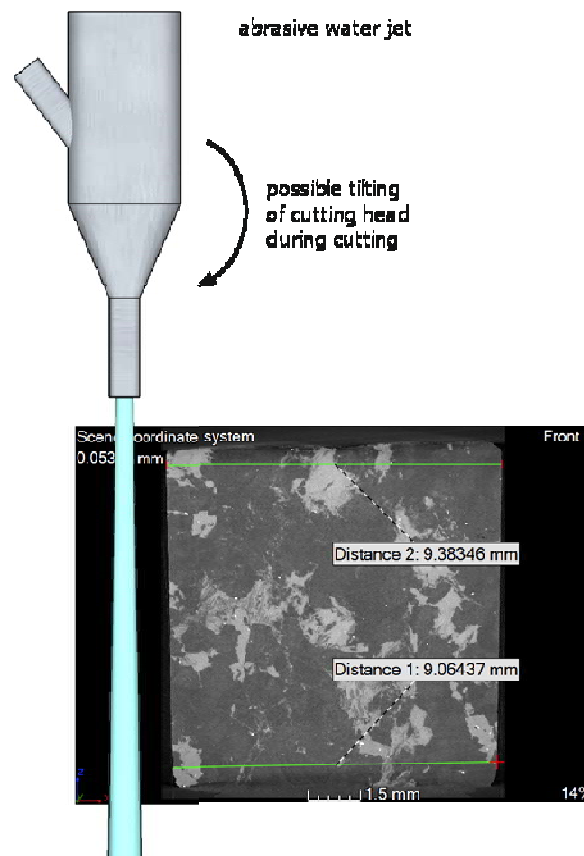


Figure 4. Reconstructed vertical cross-section of the middle of scanned specimen which demonstrates the deviation from the ideal cylindrical shape caused by increasing width of the cutting water jet depending on the distance from the nozzle

Effect of the conventional cutting tool (DDC) is documented in Figs. 8 and 9. Fig. 8 is a reconstructed picture of surface of the lower base of the same testing specimen (E). Structure similar to a porous material can be seen especially in the marked area. However, this character of specimen damage gradually disappears with the increasing depth of cross-sections and, in the depth of 0.05 mm, it is almost invisible (see Fig. 9 – cross section D). It disappears completely in the depth of 0.078 mm. This kind of damage is probably caused by the contact breakage of small particles occurring in mineral phases.

No negative impact of any of the used cutting technologies is evident in the middle of the specimen (Fig. 7 – cross-section C).

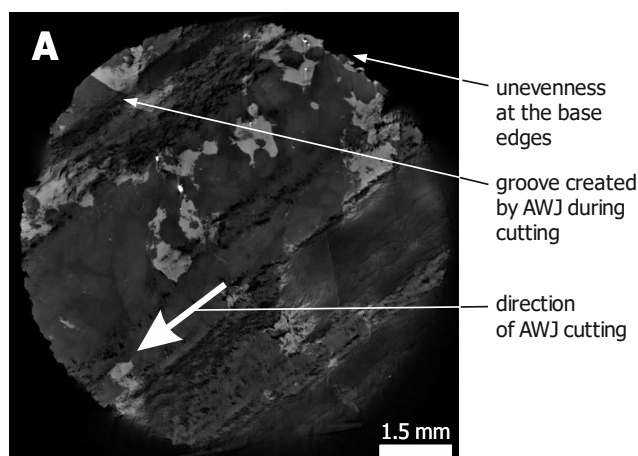


Figure 5. Reconstructed transverse X-ray CT cross-section in upper base of the granite specimen prepared by the AWJ(A)

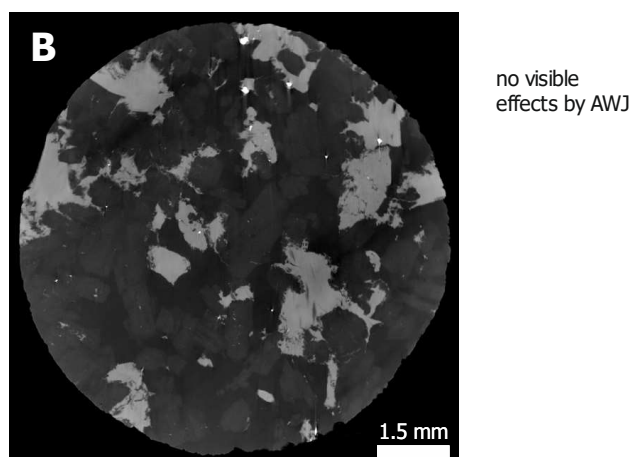


Figure 6. Reconstructed transverse X-ray CT cross-section 0.1 mm below the upper base in the area not affected by AWJ cutting (B)

The set of figures also demonstrates the effect of quality of a cut made by the water jet related to the length of its passage through the material during the cutting process of

the test specimen lateral surface. Degree of shape defects on the lateral surface differs distinctly. On the side nearer to the water nozzle (by the upper base of the specimen – Figs. 5 and 6), the edges of cuts are apparently less damaged than the edges of cuts made on the other side (by the lower base of the specimen – Figs. 8 and 9) with visible lateral damage up to the depth of 0.5 mm caused probably by the contact chipping of entire mineral grains by AWJ. This phenomenon occurs due to the gradual spreading and breakdown of the water jet, loss of its energy and partly due to its bending on the edge of grains when passing from a material of certain density to a material of different density. The disadvantage can be partially eliminated by changing water jet operational parameters (the cutting speed in particular); but it cannot be completely eliminated because worse quality of a cut at longer distances from the water nozzle is typical property of the AWJ technology.

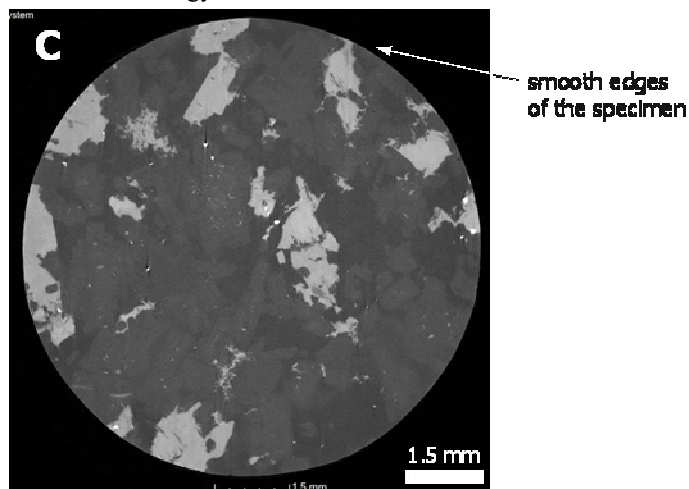


Figure 7. Reconstructed transverse X-ray CT cross-section in the middle of the granite specimen (C)

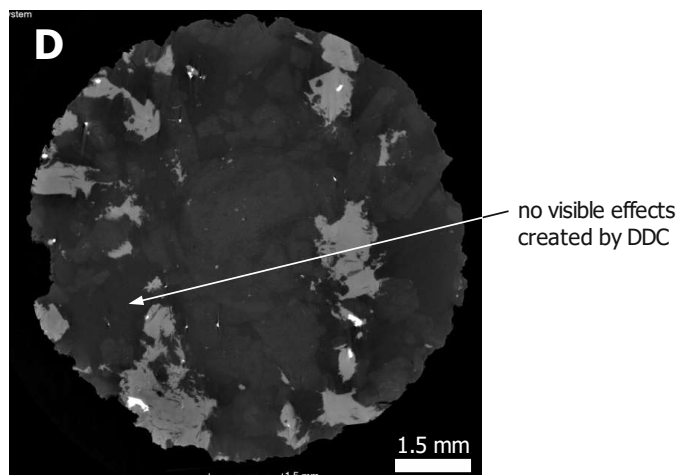


Figure 8. Reconstructed transverse X-ray CT cross-section in lower base of the granite specimen made by the DDC (E) and the detail of the porous structure

6. Conclusion

Tests were carried out for the purpose of solution of the research project on one type of rock (granite) from one locality only. Conclusions thus cannot be generalized, but they draw attention to phenomena which can affect some investigated properties of specimens of other rock types.

The effect of the quality of a cut made by the AWJ related to the length of jet path through a material and positioning of cross-section areas (in the vicinity of specimen edges, in the middle) is evident. Degree of shape defects on the cutting surface which is nearer to the jet nozzle is visibly less distinct than by edges of the specimen on the further side. The quality of AWJ cut in the middle part appears to be significantly better than on attenuate edges of the specimen. During AWJ cutting, gradual divergence of the jet has to be considered and thus the directional justification has to be accordingly adapted during specimen shaping.

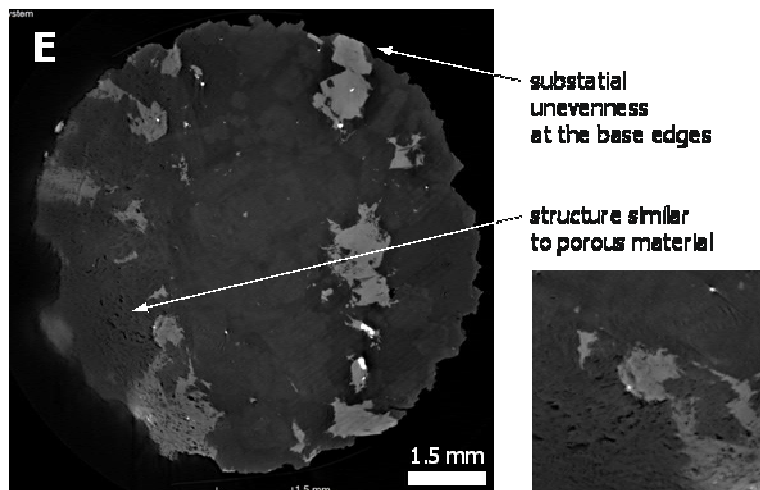


Figure 9. Reconstructed transverse X-ray CT cross-section 0.05 mm above the lower base in the area not affected by DDC cutting (D)

From the macroscopic point of view, differences in the quality of cuts made by disc cutter and water jet on typical drill cores are rather insignificant. However, importance of the surface quality increases according to test specimen minimization; i.e. it can substantially affect the process of consequent experiment by surface inequalities of about 0.5 mm in the specimen of a diameter below 10 mm.

From the geometrical point of view, the cut by disc cutter appears to be more accurate. However, disc cutting causes damage of mineral grains by removal of their small parts and creates a near-surface zone damaged by crushing. On the contrary, AWJ cutting does not create geometrically accurate and smooth cut, in particular in distant specimen areas. Unevenness caused by tearing of entire grains or washing out of majority of attenuated material is documented. The rest of the specimen material is not secondarily stressed by the cutting.

Size of prepared specimens is vital during affecting properties of rock specimens shaped by the abrasive water jet. Especially in the case of specimen sizes in the range of

several millimeters and smaller, change of properties in the vicinity of the cutting surface must be considered. Certain solution to eliminate shape defects and tearing of grains is the application of the so-called micro-abrasive water jet, which is a sort of a miniature of the standard abrasive water jet, but preserves all its unique properties.

Acknowledgement

This article was written within the scope of a project of the Institute of Clean Technologies for Mining and Utilisation of Raw Materials for Energy Use – Sustainability Program, (Reg. No. LO1406). The presented work was also supported by a project for the long-term conceptual development of research organisations RVO: 68145535, project TA CR No. TA04020986 and CAS Mobility Project PAN 17-21. The authors are very thankful for the support.

References

1. P. Konečný, L. Sitek, Two technologies of rock samples cutting: their effect on samples strength properties. In Rossmannith (ed.): *Mechanics of Jointed and Faulted Rock MJFR-3*, Proc. 3rd intern. conf., Vienna, 6-9 April 1998. Rotterdam, Balkema, 1998.
2. L. Sitek, J. Foldyna, K. Souček, Shaping of rock specimens for testing of uniaxial tensile strength by high speed abrasive water jet: First experience. In Konečný (ed.): *Eurock 2005 - Impact of Human Activity on the Geological Environment*, London, Balkema, 2005, pp. 545-549.
3. J.F. Labuz, L. Biolzi, Experiments with rock: Remarks on strength and stability issues. *Int. J. of Rock Mechanics and Mining Sciences* 44, 2007, pp. 525-537.
4. P. Konečný, A. Kožušniková, J. Ščučka, New method of testing tensile strength of rocks. In *Geotechnika i budownictwo specjalne*, Proc. 23rd winter school of geomechanics, Bukowina Tatrzańska, 13-17 March 2000, Kraków, AGH., 2000.
5. J. Ščučka, K. Souček, Architecture and properties of geocomposite materials with polyurethane binders. *Documenta Geonica* 2007/1, Ústav geoniky AVČR, Ostrava, ISBN 978-80-86407-15-9–37.
6. L. Sitek, K. Souček, J. Foldyna, L. Staš, Preparation of rock and geo-composite specimens for tensile tests by abrasive water jet. *Proceedings of the 1st Euro-Mediterranean Symposium on Advances in Geomaterials and Structures - AGS'06*, Darve, Doghri, El Fatmi, Hassis, Zenzri (eds.), LGC-ENIT, Tunisia, 2006, pp. 103 – 109, ISBN 978-9973-61-317-2.
7. J. Desruess, G. Viggiani, P. Bésuelle eds. 2006. *Advances in X-ray Tomography for Geomaterials*, ISTE and John Wiley, 2006, London, DOI: 10.1002/9780470612187.
8. L. Sitek, L. Bodnárová, K. Souček, L. Staš, L. Gurková, Analysis of Inner Structure Changes of Concretes Exposed to High Temperatures using Micro X-ray Computed Tomography. *Acta Geodynamica et Geomaterialia*, Vol. 12, No. 1 (177), 2015, pp. 79–89.
9. J. Ščučka, K. Souček 2007. *Architecture and Properties of Geocomposite Materials with Polyurethane Binders*. Documenta Geonica, Institute of Geonics of the AS CR Ostrava, 247 p.

Krzysztof Władzielczyk, Piotr Kipczak, Rafał Dudek
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

METODY STEROWANIA WYDAJNOŚCIĄ POMP GŁÓWNYCH WSPÓLCZESNYCH KOPAREK JEDNONACZYNIOWYCH

CONTROL METHODS MAJOR PUMPS EFFICIENCY OF SINGLE-BUCKET EXCAVATOR

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono metody regulacji wydajności pomp głównych stosowanych we współcześnie produkowanych koparkach jednonaczyniowych. Dla pełnego przedstawienia zasad działania regulatorów wydajności pomp głównych analizie zostały poddane konstrukcje i zasady działania regulatorów stosowanych w trzech różnych modelach koparek jednonaczyniowych. Do analizy wybrano układy hydrauliczne koparek wytwarzanych przez firmy HITACHI, CATERPILLAR oraz HYUNDAI różniące się między sobą masami roboczymi. Oprócz zaprezentowania funkcji, które spełniają regulatory wydajności pomp przedstawiono również ich budowę oraz sposób realizacji przez dany regulator wybranej funkcji roboczej. Ponadto przeanalizowano także wpływ konstrukcji poszczególnych elementów regulatorów na realizację określonych funkcji roboczych. Artykuł został zakończony podsumowaniem zawierającym ogólnie wnioski dotyczące konstrukcji i zasad działania zaprezentowanych regulatorów wydajności pomp.

ABSTRACT

The article presents the methods of adjusting the efficiency of the main pumps used in the contemporary single-bucket excavators produced. For a complete presentation of the principles of operation of the main pump performance controllers, the analysis and design of the regulators used in the three different models of single-row excavators is subject to analysis. The hydraulic systems of the excavators produced by HITACHI, CATERPILLAR and HYUNDAI differed in working mass for the analysis. In addition to presenting the functions that meet pump performance regulators, they also show their construction and how the controller performs the selected function. In addition, the impact of the design of individual regulator components on the performance of certain operating functions was also analyzed. The article was finalized with a summary of the overall design and operating principles of the pump performance regulators.

1. Wprowadzenie.

Obecnie na rynku dostępnych jest wiele modeli koparek jednonaczyniowych, zarówno na podwoziu gąsienicowym, jak i kołowym, wytwarzanych przez szereg

producentów. Koparki te mają bardzo zróżnicowane masy robocze, parametry techniczno-robocze oraz wyposażane są w różnego rodzaju osprzęt. Wystarczy w tym miejscu nadmienić, że oprócz minikoparek o małych gabarytach i masach roboczych zbliżonych do średniej wielkości samochodów osobowych dostępne są również koparki których masy sięgają 100 Mg. Pomimo tak dużego zróżnicowania koparek jednonaczyniowych, ich układy hydrauliczne tych koparek są zbliżone do siebie budową i zasadą działania, a różnią się jedynie parametrami technicznymi i zastosowanymi w ich budowie elementami hydraulicznymi.

Jedną z podstawowych zalet stosowania układów hydraulicznych w koparkach jednonaczyniowych, jest możliwość dostosowania wydajności pomp głównych zasilających ich układy hydrauliczne do rzeczywistego obciążenia układów roboczych koparki. Realizacja tej funkcji nie byłaby możliwa zarówno bez zastosowania pomp o zmiennej wydajności [9], jak również bez odpowiednio zaprojektowanego układu sterowania [1], [2].

We współczesnych koparkach jednonaczyniowych, hydrauliczny układ sterowania w dużym stopniu powiązany jest z elektronicznym układem sterowania i szeregiem czujników wykrywających obciążenia [2]. Na skutek zmieniających się obciążeń, zmian trybu pracy, występujących drgań czy przeciążenia elementów układu hydraulicznego, szereg zaworów kierunkowych oraz elektromagnetycznych zaworów proporcjonalnych ma za zadanie doprowadzić sygnał sterujący do zespołu pomp zasilających układ hydrauliczny koparki. Za interpretację tych sygnałów odpowiadają regulatory wydajności pomp w które wyposażona jest każda z pomp głównych. To właśnie te regulatory są elementami, które w bezpośredni sposób sterują wydajnością pomp głównych w koparkach jednonaczyniowych [2].

Poniżej zaprezentowano konstrukcje i zasadę działania regulatorów wydajności pomp głównych zastosowanych w różnego typu koparkach jednonaczyniowych wytwarzanych przez różnych producentów i posiadających zróżnicowane masy robocze.

2. Konstrukcja i zasada działania regulatora wydajności pomp głównych koparki ZX 280LC-3 firmy HITACHI

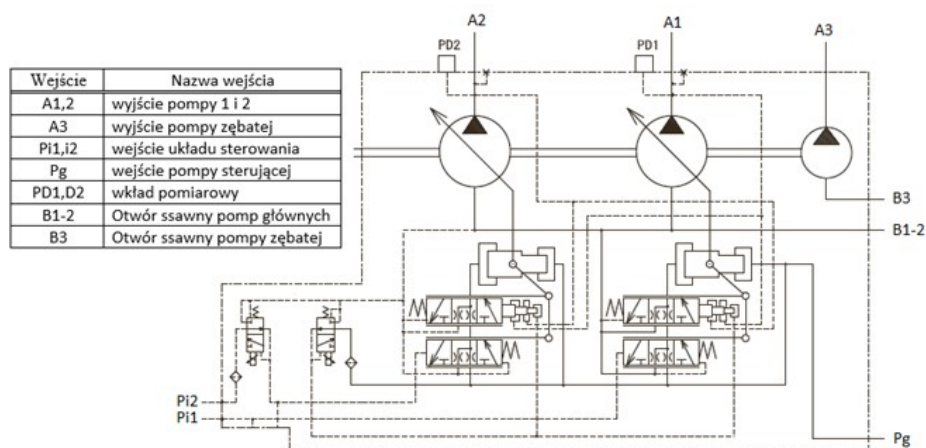
Koparka ZX 280LC-3 firmy HITACHI zaliczana jest do kategorii koparek jednonaczyniowych podsiębiernych o średniej wartości masy roboczej ok 32 Mg [7].

Zespół pomp głównych zasilających układ hydrauliczny koparki Hitachi ZX 280LC-3, składa się z dwóch połączonych ze sobą pomp głównych oraz pompy sterującej. Pompy główne są osiowymi pompami wielotłoczkowymi o wydajności zmiennej za pomocą wychylnego wirnika [5]. Pompa zasilająca układ sterowania jest pompą zębatą. Ponadto zespół pomp wyposażony jest w przekładnię, przy pomocy której, moment z wału silnika spalinowego jest przekazywany na wały obu pomp. Na rys. 1 przedstawiono schemat ideowy zespołu pomp koparki ZX 280LC-3.

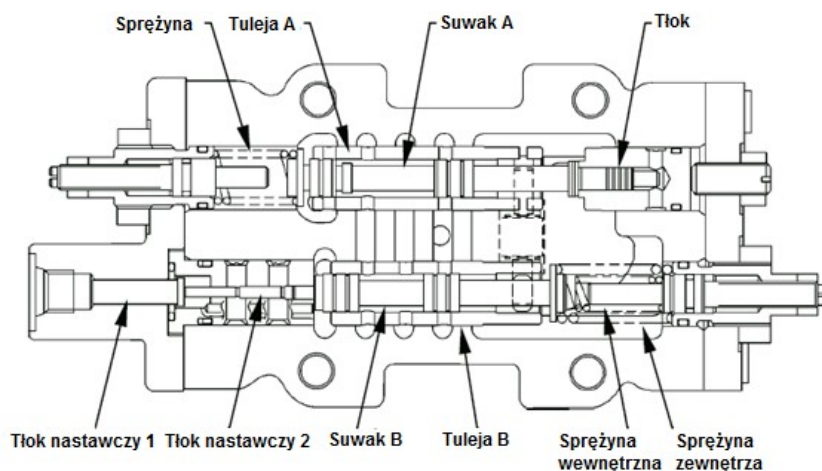
Jak widać to na rys. 1, każda z pomp głównych wyposażona jest w osobny regulator natężenia przepływu, który bezpośrednio steruje wydajnością danej pompy, poprzez zmianę wychylenia jej wirnika [5].

Sterowanie wydatkiem pompy realizowany jest w wyniku działania różnych sygnałów sterujących dopływających do regulatora. W zależności od sygnałów sterujących, regulator doprowadza ciśnienie sterowania do dużej komory serwowłoka, odprowadza z niej medium robocze do zbiornika hydraulicznego lub całkowicie zamyka dopływ medium do komory w celu zatrzymania ruchu serwowłoka. Mała komora mechanizmu serwowłoka jest natomiast zasilana ciągle medium roboczym tłoczonym

przez sterującą pompę zębatą. Regulator połączony jest z daną pompą główną za pomocą łącznika. Uproszczony schemat budowy regulatora przedstawiono w przekroju na rys. 2.



Rys. 1 Schemat ideowy zespołu pomp koparki HITACHI ZX 280LC-3 [5].



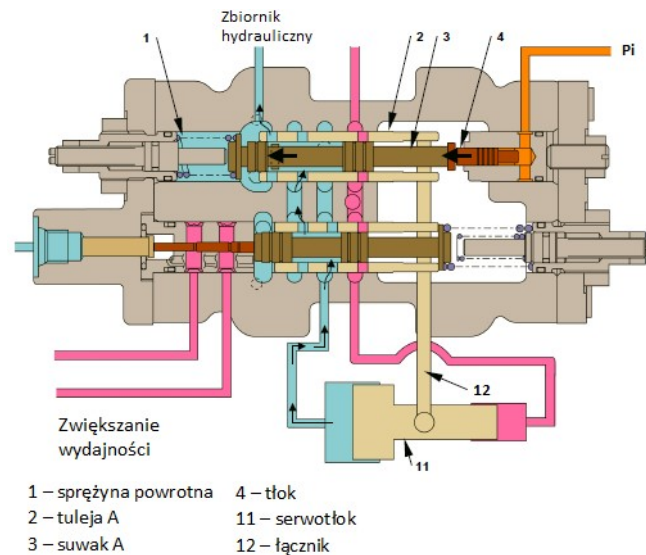
Rys. 2. Schemat konstrukcji regulatora wydajności pompy głównej koparki HITACHI ZX 280LC-3 [5].

Regulatory wydajności pomp w jakie wyposażony jest układ hydrauliczny koparka ZX 280LC-3 pełnią cztery podstawowe funkcje [5]:

- sterowanie wydajnością na podstawie ciśnienia sterowania pompą (Pi), będące odpowiedzą na działanie dźwigni znajdującej się w kabinie operatora (regulator ten jest regulatorem proporcjonalnym, co oznacza, natężenie przepływu medium zwiększa się proporcjonalnie do zwiększającego się ciśnienia sterującego Pi),

- kontrola wydajności na podstawie ciśnienia własnego pompy (P_{d1}) oraz ciśnienia generowanego przez pompę towarzyszącą (P_{d2}); ma to na celu zabezpieczenie układu przed przeciążeniem poprzez redukcję przepływu, gdy ciśnienie generowane przez pompy wzrośnie powyżej określonego poziomu,
- kontrola wydajności na podstawie momentu obrotowego silnika; w oparciu o dane z czujników, system elektroniczny wysyła odpowiednie sygnały do zaworu elektromagnetycznego, zawór ten w odpowiedzi na sygnały elektryczne steruje przepływem ciśnienia sterującego Pps kierowanym do regulatora,
- ustawienie limitu maksymalnego natężenia przepływu z pompy przy pomocy zaworu elektromagnetycznego; sygnał elektryczny sterujący zaworem elektromagnetycznym wysyłany jest z przez układ elektroniczny na podstawie danych z przełącznika trybu pracy lub z czujnika obciążenia; w odpowiedzi na sygnał, zawór wzmacnia bądź redukuje strumień ciśnienia sterowania P_i .

Na rys. 3 przedstawiono zasadę realizacji pierwszej z wymienionych powyżej funkcji regulatora, tj. sterowanie wydajnością pompy na skutek ruchów dźwigni z kabiny operatora.



Rys. 3 Schemat działania regulatora w trakcie zwiększania wydajności pompy [5].

Na skutek działania rosnącego ciśnienia P_i , tłok (4) jest wypychany i powoduje przemieszczenie suwaka A (3). Na skutek tego, zostaje otwarty przewód sphywowy dużej komory serwołoka (11) i olej zostaje odprowadzony do zbiornika hydraulicznego. Z uwagi na to, że mała komora serwołoka (11) jest ciągle zasilana ciśnieniem generowanym przez pompę sterowania, siła wywierana przez medium pod ciśnieniem powoduje przesunięcie serwołoka (11). Ruch ten przenoszony jest na wirnik pompy i powoduje zwiększenie jej wydajności [5].

3. Konstrukcja i zasada działania regulatora wydajności pomp głównych koparki CAT 385C firmy CATERPILLAR

Wśród maszyn do robót ziemnych znajdujących się w ofercie firmy Caterpillar w kategorii dużych koparek hydraulicznych znajduje się model koparki 385C [8]. Jest to

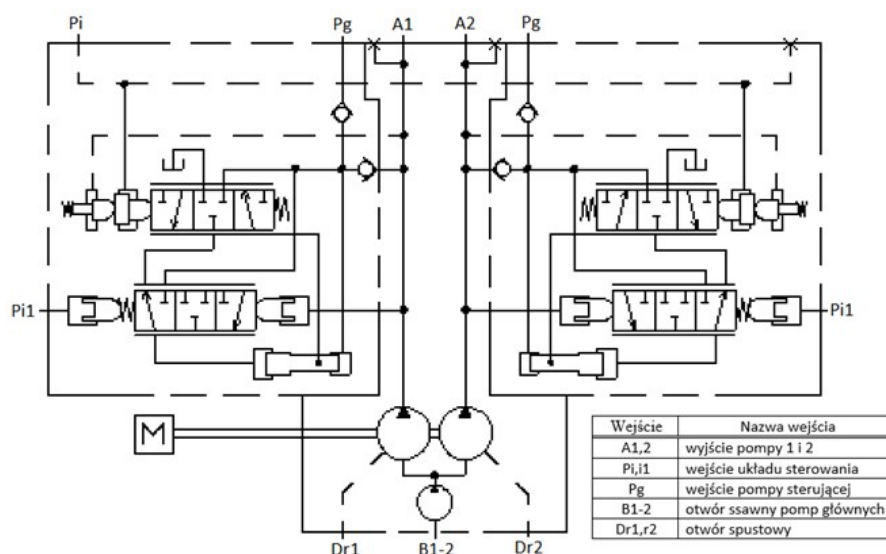
koparka jednoznaczyniowa podsiębierna na podwoziu gąsienicowym, a jej masa robocza sięga 90 Mg. Ma ona zastosowanie w ciężkich robotach ziemnych w kamieniołomach i kopalniach surowców skalnych oraz pracach rozbiórkowych itp.

W zespole pomp głównych zasilających układ hydrauliczny koparki Cat 385C zastosowano pompy wielotłoczkowe osiowo zmiennej wydajności regulowanej za pomocą wychylnej tarczy [10].

Wał napędowy pompy przedniej połączony jest z wałem przenoszącym moment obrotowy z wału wyjściowego silnika wysokoprężnego. Obie pompy główne połączone są szeregowo za pomocą sprzęgła [10].

Pompy główne koparki Cat 385C są również wyposażone w osobne regulatory wydajności. Dodatkowo, w przeciwieństwie do wyżej opisanych zespołów pomp, ze względu na wymagane duże ciśnienia robocze, zespół pomp zaopatrzony jest w pompę wspomagającą, zasysającą medium robocze ze zbiornika hydraulicznego do rozrządów obu pomp głównych.

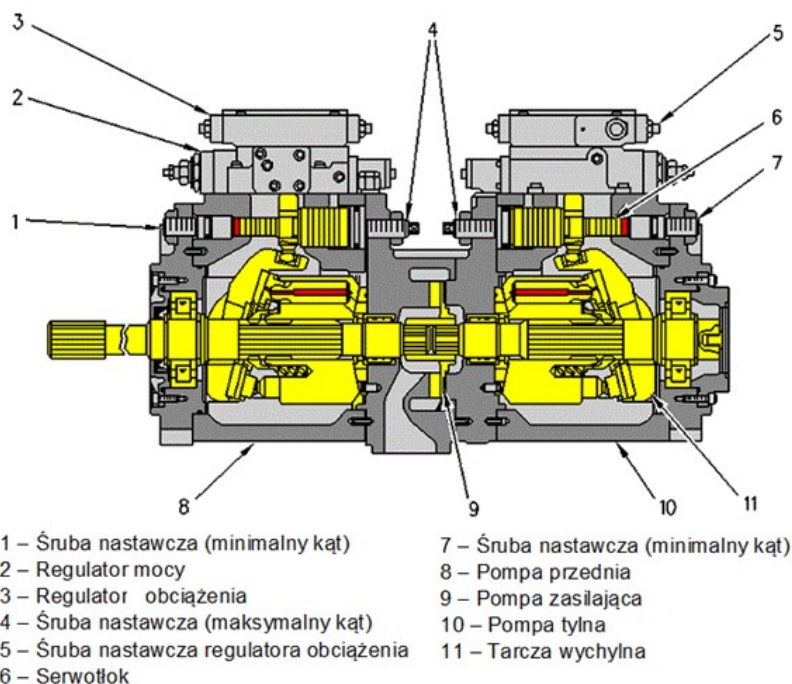
Ze względu na bardzo duże obciążenia występujące w trakcie pracy koparki, posiada ona dwa zespoły pomp: opisany powyżej zespół pomp głównych zasilających główny układ hydrauliczny (w tym układ roboczy i układ jezdny koparki) oraz dodatkowy zespół pomp zasilający napęd mechanizmu obrotu nadwozia. Ten drugi zespół również składa się z pompy o zmiennej wydajności a ponadto, ze względu na mniejsze momenty obrotowe na wałach wejściowych pomp, dodatkowo wyposażony jest w pompę zębatą zasilającą hydrauliczny układ sterowania koparką. Na rys. 4 przedstawiono schemat ideowy pomp głównych zasilających główny układ hydrauliczny koparki.



Rys. 4 Schemat ideowy pomp głównych koparki Cat 385 C [10].

Jak widać to na schemacie budowy zespołu pomp głównych rys. 5, zespół ten składa się z dwóch oddzielnych zestawów pomp z regulatorami wydajności oraz z pompy zasilającej (9) doprowadzającej medium do rozrządów zarówno pompy przedniej (8), jak i pompy tylnej (10) [10].

Wychylna tarcza (11) jest połączona za pomocą trzpienia z mechanizmem serwołoka (6), którego ruch powoduje zmianę wydajności pompy. Tak jak w przypadku koparki HITACHI, końce serwołoka (6) umieszczone są w komorach do których doprowadzane jest ciśnienie sterowania. Zakres ruchu serwołoka, a co za tym idzie maksymalny i minimalny kąt wychylenia tarczy sterującej można regulować za pomocą śrub nastawczych (1,4,5) [10].



Rys. 5 Schemat budowy zespołu pomp głównych koparki Cat 385 C [10]

Regulatory wydajności pomp głównych koparki Cat 385C, spełniają te same funkcje jak regulatory wydajności pomp zastosowane w koparce HITACHI ZX 280 LC-3. Ich zadaniem jest realizacja poleceń operatora koparki, przy jednoczesnym uwzględnieniu wymaganej mocy hydraulicznej w stosunku do aktualnego obciążenia elementów roboczych koparki, jak również zabezpieczenie układu zasilającego i hydraulicznego przed przeciążeniami.

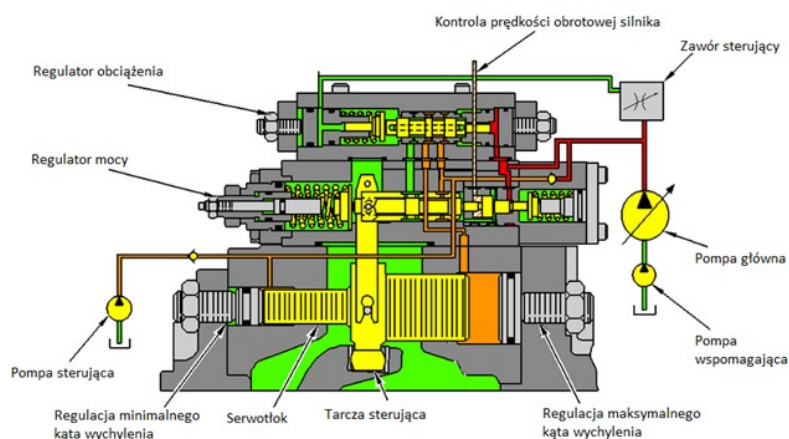
Podobnie jak w przypadku regulatorów wydajności pomp koparki HITACHI ZX 280LC-3 regulatory zastosowane w koparce Cat 385C zbudowane są z dwóch zaworów suwakowych sterujących kierunkiem przepływu medium. Ich pozycja zależna jest od doprowadzonych sygnałów sterowania. Współpracujące zawory, w zależności od wymaganej mocy i ciśnienia pomp głównych, sterują ciśnieniem w taki sposób, aby zapewnić ruch serwołoka wraz z wychylną tarczą w odpowiednim kierunku. Schemat budowy regulatora zamieszczono na rys. 6.

Ciśnienie sterowania z zębatej pompy sterującej jest dostarczane do małej komory serwołoka w sposób ciągły przez co zmiana wychylenia zależy od regulacji przepływu czynnika do komory o dużej średnicy.

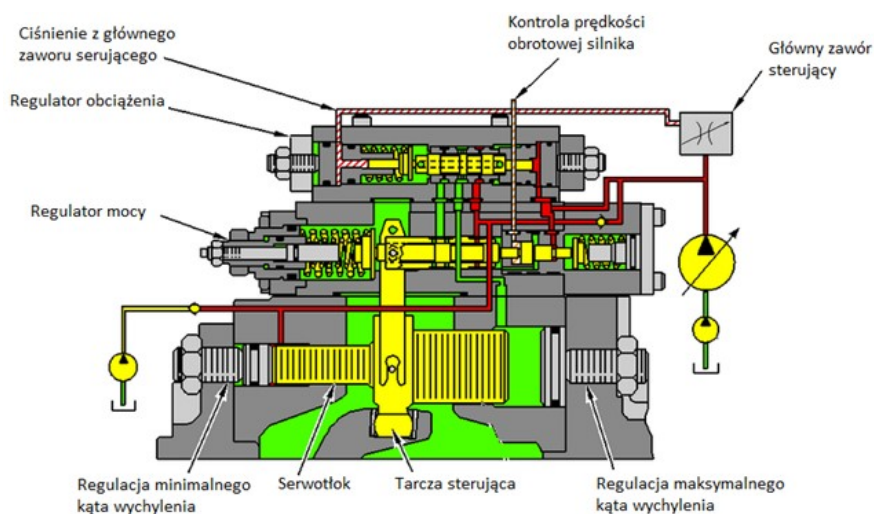
Na zaprezentowanym schemacie rys. 6 przedstawiona została sytuacja, w której układ jest w stanie neutralnym, (koparka nie jest obciążona). W tej sytuacji ciśnienie

sterowania jest dostarczane również do dużej komory serwotłoka, i na skutek różnicy wielkości komór, serwotłok ustawiony jest w pozycji zapewniającej minimalną wydajność pompy [10].

W momencie, gdy z kabiny operatora zostaną wysłane sygnały odpowiadające za wykonanie określonych funkcji roboczych przez koparkę, zawór elektromagnetyczny w głównym zaworze sterującym dostarcza medium pod odpowiednim ciśnieniem do regulatora obciążenia, rys. 7 [10].



Rys. 6 Schemat budowy regulatora wydajności pompy głównej koparki Cat 385 C [10]



Rys. 7 Schemat działania regulatora na skutek zwiększającego się ciśnienia sterowania [10].

Na skutek działania medium, suwak regulatora przemieści się i znajdzie się w położeniu w którym olej z dużej komory serwotłoka skierowany zostanie do zbiornika hydraulicznego poprzez zawór kontroli mocy (w sposób ciągły ustawiany przez ciśnienie z zaworu kontroli prędkości obrotowej). Spowoduje to przesunięcie

serwotłoka powodujące zwiększenie wydajności pompy (do małej komory dostarczane jest ciśnienie z pompy zasilającej układ sterowania). Do regulatora obciążenia doprowadzany jest również sygnał ciśnienia medium generowanego przez pompę [10].

W zależności od siły ciśnienia medium z głównego zaworu sterującego, działającej na suwak zaworu, wydajność pompy będzie zwiększana do momentu w którym siła od wspomnianego sygnału ciśnienia generowanego przez pompę jej nie zrównoważy. Gdy to nastąpi, suwak ustawi się w pozycji w której zablokuje odpływ czynnika z dużej komory serwotłoka, powodując jego zatrzymanie [10].

4. Konstrukcja i zasada działania regulatora wydajności pomp głównych koparki R 110-7 firmy HYUNDAI

Koparka R 110-7 firmy HYUNDAI wyposażona jest w zespół pomp głównych składający się z dwóch osiowych pomp wielotłoczkowych o zmiennej wydajności regulowanej tarczą wychylną, wyposażonych w osobne regulatory wydajności oraz pompy zębatej zasilającej układ sterowania elektrohydraulicznego. Masa robocza tej koparki wynosi ok 11 Mg.

Funkcje robocze regulatorów wydajności pomp głównych koparki R 110-7, są identyczne jak przedstawione we wcześniejszych rozdziałach, jednak sterowanie przepływem medium w przypadku tych regulatorów odbywa się w sposób odwrotnie proporcjonalny. Gdy wartość ciśnienia z układu sterowania doprowadzone do regulatora rośnie, zmniejsza on kąt wychylenia tarczy sterującej i w rezultacie zmniejsza się ilość czynnika tłoczonego przez pompę. W przypadku gdy ciśnienie sterowania maleje, wydajność pompy rośnie. System ten nosi nazwę negatywnej kontroli przepływu i dzięki niemu pompa generuje tylko odpowiednią ilość medium roboczego pod określonym ciśnieniem. Zakres minimalnych i maksymalnych wartości natężenia przepływu można regulować za pomocą śrub nastawnych umieszczonych w korpusie zespołu pomp, zwiększając bądź zmniejszając zakres możliwości ruchu serwotłoka w komorach ciśnieniowych [4].

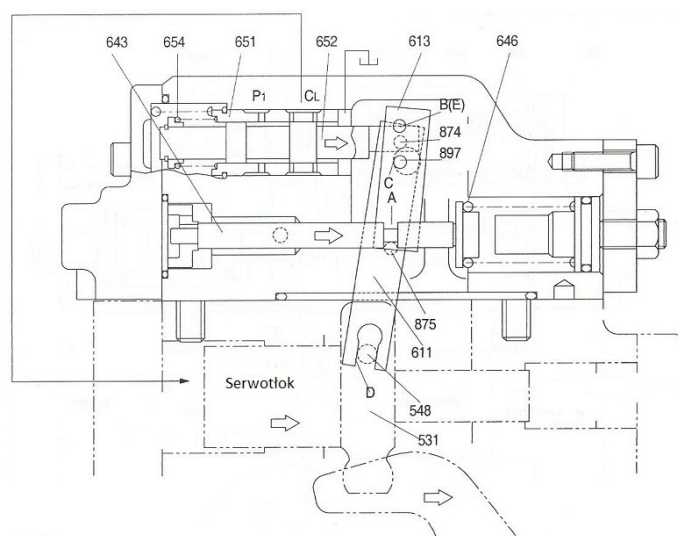
Na rys. 8 została przedstawiona zasada procesu redukcji natężenia przepływu realizowana przez regulatory wydajności przepływu koparki R 110-7. Na skutek wzrostu ciśnienia sterującego doprowadzonego do regulatora, zostaje przesunięty tłok sterujący (643), do pozycji w której siła sprężyny (646) zrównoważy się z siłą dostarczonego po przeciwnej stronie tłoka ciśnienia hydraulicznego [4].

W tłoku sterującym wykonany jest rowek (A) w którym znajduje się kołek (875) połączony z dźwignią 2 (613). Ruch tłoka (643) powoduje obrót dźwigni 2 podpartej na trzpieniu (875) unieruchomionym w obudowie (B). W dźwigni 2 wykonany jest otwór (C) a w nim luźno umieszczony trzpień (897) połączony z dźwignią zwrotną (611) [4].

Trzpień (897), na skutek obrotu dźwigni (613) porusza się razem z nią, powodując obrót dźwigni zwrotnej wokół punktu (D), w którym dźwignia ta połączona jest za pomocą trzpienia (548) z mechanizmem odpowiadającym za zmianę wychylenia tarczy. Ponadto dźwignia zwrotna połączona jest trzpieniem (478) z suwakiem (652) rozdzielacza hydraulicznego [4].

Gdy dźwignia zwrotna obraca się wokół punktu (D), wymuszany jest ruch suwaka powodujący przepływ czynnika roboczego pod ciśnieniem z wejścia P1 do kanału C1. Kanał ten połączony jest z dużą komorą w której umieszczony jest jeden z końców serwotłoka. Rosnące w komorze ciśnienie powoduje ruch serwotłoka w trakcie którego mechanizm tarczy wychylnej zmniejsza wydajność pompy [4]. Wraz z poruszającym się mechanizmem tarczy, przesuwa się punkt (D) w którym oparta jest dźwignia zwrotna, czego rezultatem jest obrót dźwigni względem otworu (C). Na skutek tego

suwak zaworu przemieszcza się w przeciwną stronę co powoduje zamknięcie szczeliny między kanałem a tuleją (651) i odcięcie przepływu czynnika sterującego z wejścia P1 do wyjścia C1 [4]. Zwiększenie wydajności pompy następuje, gdy siła ciśnienia sterującego działającego na tłok (643) maleje. Sprężyna powrotna (646) wypycha wtedy tłok (643) w przeciwną stronę. Na skutek tego trzpień (897) umieszczony w rowku tłoka wymusza obrót dźwigni 2 (613) wokół punktu podparcia (B). Suwak zaworu (652), poprzez sprężynę powrotną (654) i dźwignię zwrotną (611), dociska trzpień (897) do ścianki otworu (C) w dźwigni 2.



Rys.8 Schemat działania regulatora wydajności pompy głównej koparki R 110 – 7 w procesie redukcji natężenia przepływu medium [4].

Dzięki temu, ruch dźwigni 2 umożliwi obrót dźwigni zwrotnej względem punktu (D). Obrót ten, poprzez trzpień (874) wymusza ruch suwaka zaworu w stronę lewą i następuje połączenie kanału C1 z układem sphywowym. Ciśnienie w dużej komorze serwołoka maleje i przesuwa się on w przeciwną stronę co powoduje zwiększenie kąta wychylenia tarczy a tym samym zwiększenie wydajności pompy danej pompy głównej [4].

5. Podsumowanie

Przedstawione w prezentowanym artykule metody regulacji wydajności pomp głównych wybranych modeli koparek jednonaczyniowych o różnej masie roboczej, wytwarzanych przez różnych producentów pozwalają na wysnucie kilku wniosków ogólnych dotyczących konstrukcji zestawów pomp głównych i ich układów regulacji stosowanych we współczesnych koparkach jednonaczyniowych.

Wbrew obiegowym opiniom użytkowników koparek, zestawy pomp głównych w koparkach różnych producentów różnią się między sobą zarówno typami zainstalowanych pomp, jak i ich ilością. Firmy HYUNDAI i CATERPILLAR stosują jako pompy główne pompy wielotłoczkowe osiowe z wychylną tarczą [6], [8],

natomiast firma HITACHI stosuje pompy wielotłoczkowe osiowe z wychylnym wirnikiem [5], [9].

W przypadku koparek o dużej masie roboczej, zestaw pomp głównych skład się z dodatkowych pomp, nie występujących w modelach koparek o mniejszych masach roboczych. Przykładem może być tutaj koparka CATERPILLAR 385C, która oprócz dwóch pomp głównych posiada dodatkową pompę wspomagającą oraz dodatkowy zespół pomp zasilający napęd mechanizmu obrotu nadwozia [10].

Odmienne są również w znacznym stopniu konstrukcje układów regulacji wydajności pomp głównych. Konstrukcje regulatorów wydajności pomp, różnią się znacząco nie tylko pod względem konstrukcyjnym, ale również pod względem zasady działania. Firma HYUNDAI w swoich koparkach zastosowała regulatory odwrotnie proporcjonalne [4], natomiast firmy HITACHI i CATERPILLAR stosują regulatory proporcjonalne, dzięki którym natężenie przepływu medium z pomp (wydatek pompy) zwiększa się proporcjonalnie do wzrostu wartości ciśnienia sterującego [5], [10]. Należy przy tym zwrócić uwagę, że bez względu na konstrukcję i zasadę działania, regulatory we wszystkich modelach koparek wykonują te same podstawowe funkcje, w tym również zabezpieczają pompy główne przed przeciążeniami.

Na zakończenie warto podkreślić poziom techniczny konstrukcji i wykonania elementów stosowanych w układach regulacji wydajności pomp głównych współczesnych koparek. Mimo, że są to elementy stosowane w maszynach do robót ziemnych, a więc są one narażone na działanie warunków atmosferycznych, temperatur, zabrudzenia i zapylenia itp., elementy te są niezwykle precyzyjnie wykonane, a współpraca poszczególnych części tych elementów wymaga zastosowania szeregu specjalnych technologii ich wytwarzania.

Literatura

1. Tomach P.: „Analiza konstrukcji układu hydraulicznego koparki R290 firmy HYUNDAI”. Praca magisterska, AGH, Kraków 2009 [niepublikowana].
2. Tomach P, Władzielczyk K.: „Zastosowanie sterowanie proporcjonalnego w układach hydraulicznych koparek jednonaczyniowych”, „Hydraulika i Pneumatyka” 2010, nr 4, s. 20 – 24
3. Pastuszek P: „ Metody sterowania wydajnością pomp głównych koparek jednonaczyniowych”. Praca inżynierska, AGH, Kraków 2014 [niepublikowana]
4. „R110-7/R110D-7 Service Manual”. HYUNDAI
5. “ZAXIS 270-3 class Technical Manual”, HITACHI
6. “ROBEX 7 series – 110-7/110D-7 Crawler Excavator”, Katalog HYUNDAI Heavy Industries 2004
7. “ZAXIS 280 Crawler Excavator” Katalog HITACHI Construction Machinery 2002
8. “385C/385 CL Hydraulic Excavator” Katalog CATERPILLAR 2007
9. “Radial Piston Pump” dostępny: <http://eng-shady-mohsen.blogspot.com/> (odwiedzona 02.06.2017)
10. „385C Excavator Hydraulic System” dostępny: <http://excavator-blog.blogspot.com> (odwiedzona 15.05.2017)

Szubert Agnieszka, Ziętkowski Leszek, Młynarczyk Janusz
KGHM Cuprum sp. z o.o. Centrum Badawczo-Rozwojowe, Poland
Jakubowicz Jan, Kirej Mariusz
KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Górnicze „Rudna”, Poland
Nagy Stanisław
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

ALTERNATYWNA METODA EKSPLOATACJI RUD MIEDZI Z WYKORZYSTANIEM TECHNOLOGII SOLUTION MINING

AN ALTERNATIVE METHOD OF COPPER RECOVERY FROM ORES WITH USING A SOLUTION MINING TECHNOLOGY

STRESZCZENIE

W artykule przedstawiono propozycję zastosowania technologii *Solution Mining* do odzysku miedzi ze złóż. Terminem *Solution Mining* określa się procesy, w których następuje ekstrakcja cennych składników z surowców mineralnych za pomocą właściwych roztworów, przy czym ługowane surowce umieszczone są w tzw. złożu nieruchomym, a więc na hałdach lub w warunkach *in-situ*. Do ługowania miedzi na hałdach najczęściej wykorzystuje się roztwory kwasu siarkowego. W przypadku ługowania rud siarczkowych proces wspomagany jest aktywnością bakterii kwasolubnych, które przyspieszają regenerację stosowanego czynnika ługującego i poprawiają znacząco kinetykę procesu (bioługowanie). O ile proces bioługowania sprawdza się w przemysłowych instalacjach bioługowania na hałdach, o tyle nie został on do tej pory zastosowany w warunkach ługowania w złożu. Koncepcję wykorzystania bioługowania rud miedzi w warunkach *in-situ*, zaproponowano w ramach prowadzonego obecnie, międzynarodowego, trzyletniego projektu badawczego *BioMOre* (program unijny *Horyzont 2020*), którego koordynatorem jest KGHM Polska Miedź S.A. W ramach projektu zaplanowano przeprowadzenie pilotowego testu bioługowania w kopalni Rudna, we właściwie przygotowanym bloku skalnym o objętości ok. 100 m³. Końcowym efektem projektu *BioMOre* będzie zdefiniowanie i ocena podstawowych aspektów i możliwości zastosowania metody bioługowania do odzysku miedzi w warunkach *in-situ*. W artykule omówiono teoretyczne podstawy proponowanej technologii oraz przybliżono koncepcję reaktora skalnego, przygotowanego w kopalni Rudna, na potrzeby testu. Wskazano na podstawowe zagadnienia uwzględnione w zaproponowanej koncepcji reaktora skalnego oraz omówiono działania przygotowawcze podjęte w na etapie wyboru i przygotowania miejsca testu.

ABSTRACT

In the article an idea of using the Solution Mining technology to recover copper from the copper ore deposits is presented. By the term "solution mining" the processes in which extraction of valuable components of raw materials are extracted by using of appropriate solutions are understood, and in which the raw materials under leaching are placed in a fixed bed, i.e. at heaps or at *in-situ* conditions. For copper leaching at heaps, basically sulfuric acid solutions are used. In the case of sulfide ore leaching, the process is supported by an activity of acidophilic bacteria that accelerate the regeneration of the leaching agents present in the solution, and significantly improve the process kinetics (bioleaching). As long as the bioleaching process is well implemented in industrial installations of heap leaching, it has not been used for *in-situ* conditions to date. The concept of using the method of bioleaching of the copper ores *in-situ* has been proposed in the frame of an international, ongoing, three-years research project *BioMOre* (European programme *Horizon 2020*), coordinated by KGHM Polska Miedź S.A. One of the main tasks of the project is related with a bioleaching pilot test, which will be performed in Rudna mine (KGHM Polska Miedź S.A.), in a selected and stimulated block of the rock, of a volume of about 100 m³. The final result of the *BioMOre* project will be to define and to evaluate the main aspects and possibilities of an application of the concept of the *in-situ* bioleaching technology. The article presents theoretical basis of the new bioleaching technology and outlines the concept of the reactor, prepared in the body of the rock at the Rudna mine, for the purpose of the pilot test. The key issues included in preparation of the proposed rock reactor concept and the activities undertaken to prepare the area of the test site at Rudna mine are presented.

Banerjee Sumit
Department of Mining Engineering, IEST, Shibpur, India

INVESTIGATION ON EFFECTS OF DIFFERENT VARIABLES, EQUIPMENT DOWN TIME AND RELIABILITY OF SYSTEM COMPONENTS TO AUGMENT THE PERFORMANCE OF CM BASED MINING SYSTEM IN INDIA

ABSTRACT

Continuous Miner (CM) is a globally competitive machine, capable to boost the production of underground mines; imperative for future production growth. However, the geological factors and other mining parameters of all underground mines do not always support the best performance of the equipment. In this article, the effects of mining parameters like pillar size, gradient, number of headings and equipment fleet on CM based production system have been made and forecasting on trend analysis has been done. Furthermore, this study enlightens the effects of breakdowns of CM and its allied equipments; the breakdown times for CM and its related equipments are quantified collectively. The percentage with reliability and probability of these types of failures has been considered within the scope of the paper

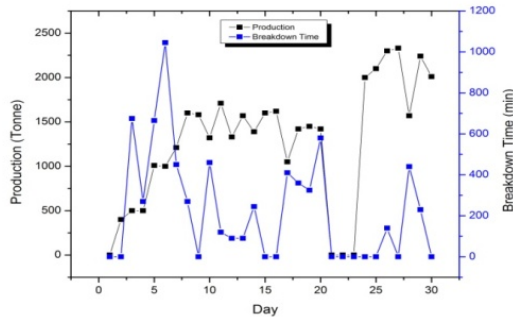


Fig-1: Production and Breakdown trend of a CM based underground mine for one month

Corresponding study shows conveyor breakdown affects the system productivity most and other failures affecting the production significantly are electrical failure, shuttle car breakdown, hydraulic breakdown, gathering problem, cutter breakdown, and traction breakdown. The reliability analysis of each group of components will function as to forecast the maintenance schedule and inspection frequency of different components to decrease failures and increase available time.

Keywords: Continuous miner, Pillar size, Number of headings, Reliability, Percentage of failure

1. Introduction:

Coal reserves near the surface are getting exhausted due to higher exploitation rate tending a necessity to produce coal from deeper seams in near future. Underground mining till now is the only economic technique to produce coal from the reserves at higher depth from the earth's crust. India is one of the top five coal producers in the world with the production of 639.23 MT of coal in 2015- 16 [1]; though far away from being able to be an effective exporter or even meet the indigenous demand. The indigenous demand is expected to increase to 1373 MT by the year of 2021-22 [10]. Therefore, India planned to increase total coal production to at least 1 BT by 2020 [2]. This plan necessitates the exercise of underground mining to exploit the deeper seams from the earth's crust.

In India, most of the underground mines are operating with Bord and Pillar (variety of room and pillar) method with conventional drilling, charging and blasting for coal production and SDL or LHD as loading. Few projects of the major coal producing public sector company of the country is already working with Continuous Miner(CM) and are further planning to introduce new CM based projects; as CMs are globally accepted machine for its high performance in underground mining. Compatibility of CM in all the existing projects is low, because of the insufficient reserve to support production for a long duration, old mine layout and presence of geological disturbances etc.

This paper is concentrated on, a study conducted in two mines situated in the eastern part of the country; deploying total three numbers of CMs. The first mine (Mine A) was deploying two CMs; one for development and another for depillaring. Second mine (Mine-B) was operating with one CM for development purpose only.

2. Methodology:

The study was conducted for about 120 shifts of working in each CM panel. The effects of geological conditions were compared in two different mines working with three CMs in different panels. Permissible values of these variables and effects of the actual geological conditions were observed. How these variables affect the productivity and equipment efficiency were broadly explained.

The downtime and working time data for subsystems of CM and its allied equipments was collected from the mines and the Mean Time Between Failure (MTBF), Mean Time To Repair (MTTR) and Availability of each subsystem were calculated using the raw data collected from the mines. Following formulae were used to calculate the above mentioned parameters [7],[8],[11]:

$$MTBF = \frac{\text{Total Actual Working Time}}{\text{Total Number of Failures}} \quad (1)$$

$$MTTR = \frac{\text{Total Time To Repair}}{\text{Total Numbers of Repairs}} \quad (2)$$

$$\text{Availability} = \frac{MTBF}{MTBF+MTTR} \quad (3)$$

Percentage of failure of each subsystem with respect to the total failure time was also evaluated.

Then, trend test and serial correlation tests were performed for each CM based failure data prior to fitting appropriate probability distributions; these tests verifies

Identical Distribution and Independence of the data set. The classical statistical techniques are useful for the independent data set [11]. The best-fit probability distribution was then selected and reliabilities of subsystems were obtained graphically. Here, different probability distributions were performed using MATLAB 2013a. Best-fit probability distribution was used to measure the reliability.

In this paper the three least available subsystems for each CM and its allied equipments was considered. The other subsystems have too negligible record of downtime to impact on production loss.

3. Variables Affecting Underground Mine Production:

Underground mine production depends on several mining variables having noteworthy impact on coal production. According to the Coal Mines Regulation 1957, some of these variables can range within a specified limit for safety and productivity purpose. Few of such factors are as follows [6]:

3.1. Thickness of Seam:

It characterizes the volume of extractable coal present in the panel (the working place for CM). Lower seam thickness results in low amount of coal production from a single heading in a single pass of cutting and movement of continuous miner. This results in considerable production loss. An extremity in higher as well as lower thickness of seam does not result in a better utilization and hence negatively affects productivity. Seam thickness between 3.5m - 6.0 m is the optimum range to get the best performance of CM, for thickness of 2.5 m - 4.6 m the utilization is medium and the seams with thickness less than 2.0 m are not suitable to work with CM [5].

3.2. Pillar size:

The pillar size in the underground coal mines vary depending mainly on depth of cover and other geological factors. The panels with smaller pillar dimension may cause less duration for cutting, causing frequent movement of continuous miner between faces. Whereas, the panels with higher pillar size causes considerable transportation delay. Therefore, selection of a proper pillar dimension is important from both, mine safety and production purpose. Pillar size ranging between 20.0 m to 30.0 m centers are optimum for the best performance of the CM based mine operation and pillar size ranging between 30.0 m to 45.0 m gives moderate operational performance to CM [5].

3.3. Gallery width:

CMs are large machines to be fitted and operated within the maximum permissible gallery width of 4.8 m as per the Coal Mines Regulation. Standard CM has 3.6 m cutter width, demanding a relatively larger gallery width for efficient operation. Depending on strata condition, these machines can be safe and productive at higher gallery width of 5m to 6.6 m. For higher gallery width Continuous Miner gets more volume of coal at a single heading. In India as per the Coal Mines Regulation 1957, 4.8 m is the maximum permissible gallery width though optimum performance of CM can be achieved at this gallery width while moderate performance is achieved up to a width of 4.0 m; further lower gallery width is not at all suitable for CM based working.

3.4. Gradient:

The transportation equipment speed and efficiency gets drastically reduced with increase in the gradient; this adversely affects the transport equipment cycle time and disrupts overall productivity. The gradient not steeper than 1 in 10 is optimum for CM

based production system [5], gradient of 1 in 8 causes lesser efficiency of transport equipment and hence reduces the overall efficiency of the CM based production system, whereas the gradient of 1 in 5 or higher severely affects the efficiency of the CM based system.

Table-1: Geological Condition of the Mines under study

Mine	Seams working with CM	Thickness of seam	Pillar size	Gallery width	Gradient
Mine A	2	4.0 m- 5.0 m	32 m X 32 m	6.0 m	1 in 16
Mine B	1	4.75 m	34m X 34 m	6.0 m	1 in 15

4. Result and Discussion:

In the corresponding study, the overall system is broadly divided into several subsystems; some of them are integral part of the CM and others are important in respect of overall performance of the CM based system. Therefore, failure of any of these subsystems disrupts the CM based production; namely the subsystems are - electrical parts of the CM and it's allied equipments, traction of CM, gathering arm of the CM, cutting drum, hydraulic systems, feeder breaker, conveyors of the CM and overall mine conveying system. The percent of downtime caused by any of the subsystems among overall downtime and the availability of each subsystem is presented in Table-2.

The Table-2 indicates that out bye Conveyor, CM Conveyor, Electrical systems are having lowest equipment availability for the CM-1 based systems, for CM-2 based systems Conveyor, Electrical systems, Gathering arm are having least availability; whereas for CM of Mine-B, subsystems with least availability are - Conveyor, Electrical and Shuttle car.

Table-2: Percent of Total Downtime and Availability of all associated subsystems of CMs

Name of Subsystem	CM-1 of Mine-A		CM-2 of Mine-A		CM of Mine B	
	Percent DT.	Availability	Percent DT.	Availability	Percent DT.	Availability
Electrical	3.69	98.53	8.34	95.77	32.18	93.85
Cutter	0.34	99.87	1.280	99.35	0.88	99.83
Gathering	0.96	99.62	7.55	96.17	6.04	98.85
Traction	3.27	98.70	1.90	99.04	0	100
Hydraulic	1.30	99.48	2.01	98.98	2.34	99.55
Chassis	0.08	99.50	0.13	99.93	0.7	99.87
S/C	2.16	99.14	5.19	97.36	8.79	98.32
Maint.	4.09	99.30	13.09	93.36	3.34	99.36
Conveyor	76.57	69.56	55.02	72.96	41.50	92.07
F/B	0.93	99.63	0.18	99.91	1.41	99.73
CM Con.	6.62	97.37	5.32	97.30	2.81	99.46

Legend: Percent DT. = Percentage Downtime among Overall Downtime, S/C= Shuttle Car, F/B = Feeder Breaker, Maint. = Extended Maintenance Time, CM Con. = CM Conveyor

The reliability analyses of three subsystems with least availability for each of the CMs are presented in the scope of this paper. At first, the relation between cumulative failure number and cumulative Time Between Failures were plotted graphically to see the trend; if the plotted graph is almost linear it signifies no trend in failure rate [11]. Then, Time Between Failures for i^{th} time vs. $(i-1)^{\text{th}}$ time were scatter plotted to verify any correlation between them; if there is no specific trend in the scatter plot, signifies the data is free from any correlation [11].

4.1. Statistical significance and mathematical relationship:

Subsequently, the proper probability distributions were fitted to the data to determine the reliability of the subsystem. In reliability analysis of the repairable systems, generally three types of probability distributions are used: Weibull Distribution, Lognormal Distribution and Exponential Distribution. The goodness of fit was measured by Chi-Square test. The failure data related to individual subsystem was fitted to appropriate distributions and the reliability was obtained and presented here graphically.

Figure-2 represents the results of trend test and serial correlation test of CM-1 of Mine-A. Trend test is the line plot between cumulative failure number and cumulative Time Between Failures [11]. Serial correlation test is scatter plot between the i^{th} Time Between Failure and $(i-1)^{\text{th}}$ Time Between Failure [7],[11].

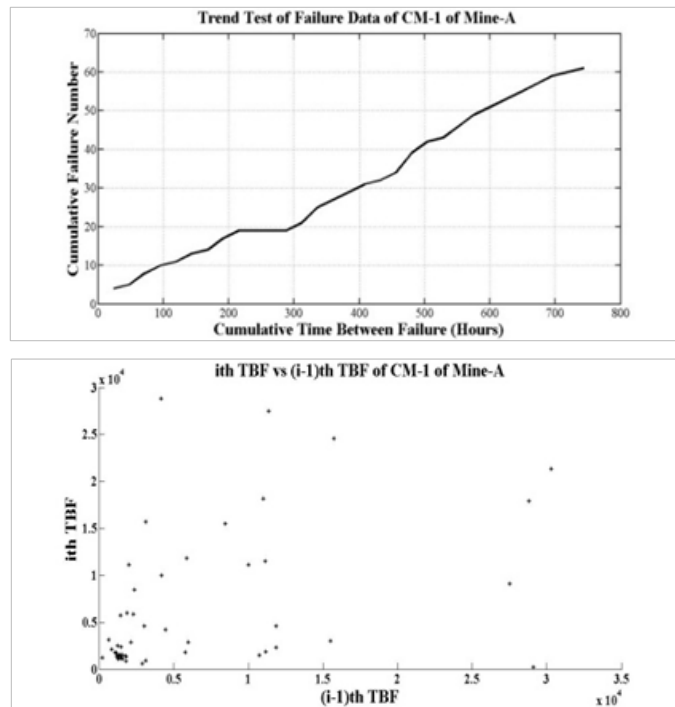


Fig-2: Trend Test and Serial Correlation test Plots of CM-1

Trend test plot (LHS) shows a linear trend, hence there is no trend present in the failure data. Serial correlation test (RHS) shows no specific trend through the scattered data plot; hence, no correlation is present. This signifies absence of any trend and serial correlation in the failure data of CM-1 of Mine-A. Similar tests were also performed on other two CM based failure data and shows similar result as the CM-1.

After this, the data sets were analyzed using compatible probability distributions for their reliability analysis.

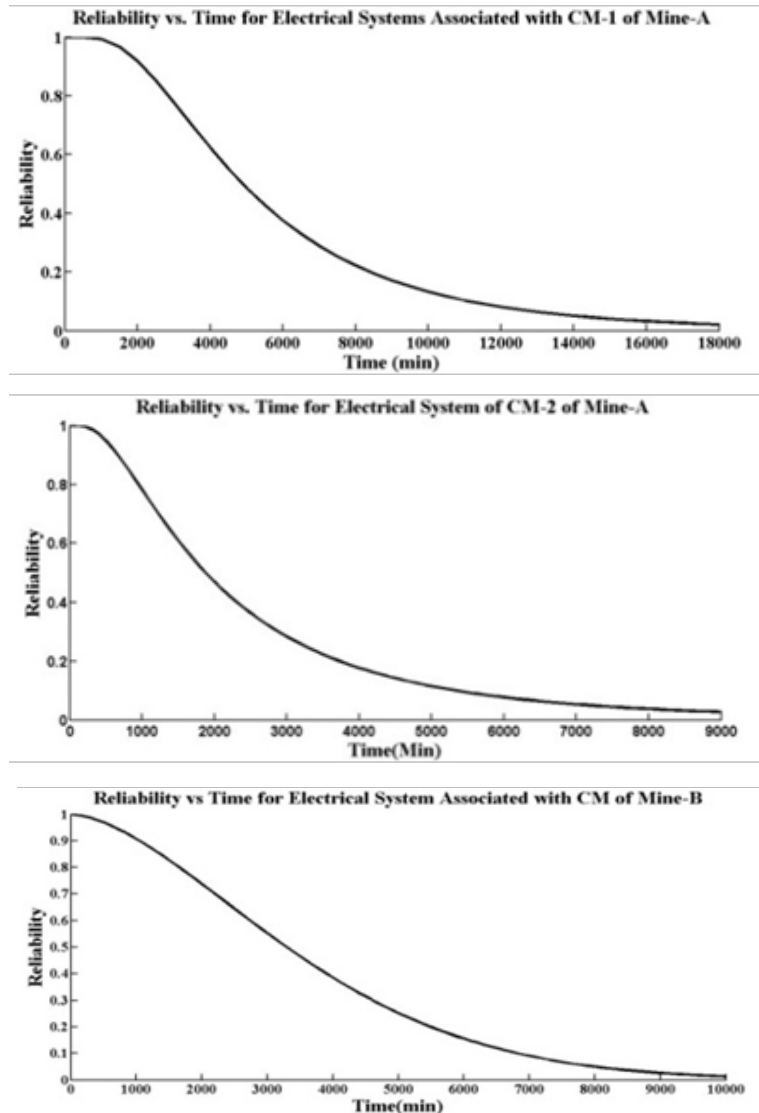


Fig-3: Reliability of Electrical Systems Associated with CM-1, CM-2 of Mine-A and CM of Mine B

Figure-3 depicts the reliability of electrical systems associated with the three CMs and their allied equipments; as, electrical system was found to be common among the three subsystems with lower availability for all three CMs. Similar study was also conducted for the other two lower availability systems of each CM. Initially the reliability of each subsystem was 100%, with increase in operating time reliability decreases. From the analysis, CM-1 based system of Mine-A shows lowest reliability for mine conveyor; reaching 50% reliability in just 1500-1600 minutes of operation and its electrical and CM conveyor reaches to 50% reliability after 4500-4600 and 7200-7300 minutes of operation. Similar low reliability trend also observed for the conveyor associated with CM-2 based production system of Mine-A, whereas, the electrical system of CM-2 and its allied equipments reaches 50% reliability after 2000-2200 minutes of operation and gathering arm of CM-2 depicts 50% reliability after 7500-7700 minutes of operation. The conveyor of the Mine-B described better reliability trend reaching 50% reliability after 3500-3800 minutes of operation, where as the electrical system takes 3300-3500 minutes to reach 50% reliability and reliability of shuttle car reaches to 50% after 6000-6500 minutes of operation.

5. Maintenance of CM and allied subsystems:

The current study shows considerable production and resource loss due to equipment downtimes; imposing the requirement of a proper preventive maintenance schedule of the low reliability subsystems of CM based mining operation. Preventive maintenance is carried out before the next forecasted failure occurs.

5.1. Conveyor:

Conveyors are required to be inspected daily at least once by walking through the sides for any abnormality. The preventive maintenance includes - the inspection of the rollers, pulleys and wheels for their alignment, motor noise check and lubrication, sprocket alignment, lubrication of all moving parts and bearing as per manufacturer guidelines [4]. A proper strategic maintenance program should be designed for the overall equipment fleets.

5.2. CM:

The operators should be assigned to inspect the machine condition before and after the machine operation. General inspection includes the hydraulic systems check such as the cylinders for any leakages, checking of cutter for any abnormality, gathering head assembly, gathering head motor and control systems checks[3],[9].

5.3. Electrical Systems:

The electrical failure was also significant in this study, causing power interruption for working of vital machines. Regular inspection of power transformer, gate end box and supply cables are important. Handling of the power transmission cable during operation of CM and shuttle car should be done with proper care.

6. Conclusion:

Reliability and availability of equipment designates the dependability and sturdiness of production equipment. Reliability analysis of the CM based underground mining operation describes that, the CM based system in India have a considerable scope of improvement in near future along with introduction of new CM based projects in the

country. In this paper the reliability and availability analysis of three CMs working in two mines are studied and shows that the maintenance programme for the CM and its allied equipment has to be designed in a strategic way to improve the return on investment ratio. All the subsystems of the overall CM based system require attention for maintenance. However, reliability of conveyor systems of all the mine panel and electrical system are found to be critical from reliability ground and needs more attention in their maintenance aspect. The reliability criteria can be used to design strategic maintenance schedule to prevent failures and improve utilization and productivity.

7. Summary:

This paper focuses on the effects of different geological factors and downtime of Continuous Miner (CM) and its allied equipments on underground coal mine production. The availability of different subsystems of CM and associated equipments were determined. Subsequently, best-fit probability distributions were used to determine the reliability of three least available subsystems for each CM. Finally, a maintenance plan is prescribed to augment CM based production.

8. Reference:

1. Annual Coal Report 2016-17, Chapter -6. [online] Available at: http://coal.nic.in/sites/upload_files/coal/files/coalupload/chap6AnnualReport1617en.pdf [Accessed 14 Jul. 2017].
2. Bridging the gap Increasing coal production and sector augmentation. [online] Available at: <https://www.pwc.in/assets/pdfs/publications/2016/icc-pwc-coal-report-june.pdf> [Accessed 14 Jul. 2017].
3. De Clercq, FRANS JOHANNES. "Maintenance planning and optimal replacement of sub-assemblies for Continuous Miners." (2009).
4. Lubrication and maintenance check list, Automated Conveyor.INC.
5. Modi Jemishkumar, Sujeet Bharti and Ramesh Kant. "Applicability of Continuous Miner in Room and Pillar Mining System: Higher Production and Productivity with Safety." Int. Conf. on Deep Excavation, Energy Resource and Production, January 2017, IIT Kharagpur, India
6. Raghavan, Vijaya, Syed Ariff, and Paul Prasanna Kumar. "Optimum Utilisation of Continuous Miner for Improving Production in Underground Coal Mines." International Journal of Scientific and Research Publications (2014): 374.
7. Rahimdel, Mohammad Javad, et al. "The reliability and maintainability analysis of pneumatic system of rotary drilling machines." Journal of The Institution of Engineers (India): Series D 94.2 (2013): 105-111.
8. Rohani, Hoda, and Azad Kamali Roosta. "Calculating Total System Availability." (2014).
9. Safety and Maintenance Checklist, Caterpillar. [online] Available at: <http://s7d2.scene7.com/is/content/Caterpillar/C10868548> [Accessed 18 Jul. 2017].
10. The Indian coal sector: Challenges and future outlook. [online] Available at: <https://www.pwc.in/assets/pdfs/industries/power-mining/icc-coal-report.pdf> [Accessed 14 Jul. 2017].
11. Vagenas, Nick, Neil Runciman, and Serge R. Clément. "A methodology for maintenance analysis of mining equipment." International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment 11.1 (1997): 33-40.



AGH

**MATERIAŁY REKLAMOWE I INFORMACYJNE
FIRM SPONSORUJĄCYCH WYDANIE NINIEJSZEJ
MONOGRAFII**

MINE MASTER Sp. z o.o.

THIELE GmbH & Co. KG

KAZ Serwis Sp. z o.o.

FAMUR S.A.

**SANDVIK Polska Sp. z o.o., Oddział Mining and Rock
Technology**

BERGERAT MONNOYEUR SP. Z O.O

ZWM CARBONEX

PW TSA

FTT WOLBROM S.A.

DFME DAMEL S.A.

Polremaco Sp. z o.o.

MARAT Sp. z o.o.

Kraków 2017



Producent maszyn i urządzeń dla górnictwa podziemnego



www.minemaster.eu



THIELE

Fabryka Łańcuchów Przemysłowych
(Techniczne) Krynica-Mitocowa



X Międzynarodowa Konferencja
Technologiczna
Krynica - Krynica, 26 IX - 28 IX 2017



Zapraszamy na prezentację
oraz degustację naszych
nowych produktów:

**Złoczeń manganowych
& Pyłszyfierski**

www.thiele.de



KAZ Serwis sp. z o.o.



ul. Jasna 31b, 44-122 Gliwice
tel.: 32 239 44 40, fax.: 32 239 44 45

Zakres działania spółki obejmuje :

- prace projektowe,
- dostawa materiałów i urządzeń,
- prace montażowe elektryczne,
- remonty urządzeń
- produkcja urządzeń elektrycznych
- Serwis gwarancyjny i pogwarancyjny montowanych urządzeń.



Głównymi tematami w jakich się spółka specjalizuje to:

- instalacje elektro-energetyczne w sieciach zasilających średnie i niskie napięcia,
- budowa nowych lub modernizacja istniejących pól rozdzielczych,
- montaż instalacji oświetleniowych, teletechnicznych, światłowodowych,
- inwestycje; zaprojektuj i wykonaj

e-mail: biuro@kaz-serwis.pl

www.kaz-serwis.pl

FAMUR od ponad 100 lat zwiększa efektywność i bezpieczeństwo pracy. Tworzymy sprawdzone rozwiązania dla górnictwa podziemnego, odkrywkowego, transportu, przeładunku i energetyki, które umożliwiają realizację najbardziej skomplikowanych projektów.

Konsekwentne łączenie doświadczeń i potencjałów największych polskich marek branży wydobywczej pozwoliło Grupie FAMUR zbudować kompleksowe portfolio. Dzięki integracji z Kopeksem staliśmy się krajowym liderem i wychodzimy naprzeciw globalnym wyzwaniom silniejszy niż kiedykolwiek.

FAMUR

SOLID AS ALWAYS STRONGER THAN EVER



www.famur.com

FAMUR
FAMAK

KOPEX
GROUP

Elgór + Hansen
HANSEN

Jesteśmy
częścią



TDJ



JAK MOŻNA ZWIĘKSZYĆ BEZPIECZEŃSTWO ORAZ PRODUKTYWNOŚĆ?

THIS WAY!

Każdy pracujący w branży górniczej wie, jak ważne jest bezpieczeństwo i jak wiele znaczy ono dla firmy i samych pracowników.

Dlatego aspekt bezpieczeństwa jest obecny we wszystkich naszych działaniach - od badań i pracy nad produktami po serwis w kopalni i u klienta.

Dołącz do programu The Future of Mining.
It's This Way: sandvik.com/thisway



ZAUTOMATYZOWANE SYSTEMY STRUGOWE CAT

MASZyny GóRNICZE
STWORZONE DLA NAJBARDZIEJ
WYMAGAJĄCYCH KLIENTÓW.

ZAUTOMATYZOWANE SYSTEMY STRUGOWE CAT.®

Zaprojektowane do urabiania węgla o każdej twardości
w niskich i średnich pokładach.

www.b-m.pl

BUILT FOR IT.

© 2011 Caterpillar. All Rights Reserved. CAT, CATERPILLAR, BUILT FOR IT, their respective logos, "Caterpillar Yellow", the "Power Edge" trade-dress as well as corporate and product identity used herein, are trademarks of Caterpillar and may not be used without permission.

Bergerat
Monnoyeur



ZAKŁAD WYROBÓW METALOWYCH



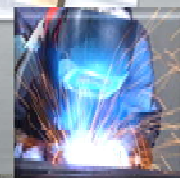
WWW.ZWMCARBONEX.PL

SIEDZIBA FIRMY

Zakład Wyrobów Metalowych CARBONEX jest polskim producentem i dostawcą górniczych narzędzi urabiających od 1994 roku. Nasz asortyment skierowany jest głównie do kopalń węgla kamiennego, brunatnego oraz rudy miedzi.

Szeroki zakres oferowanych wyrobów obejmuje między innymi: *noże kombajnowe, tuleje nożowe, uchwyty nożowe, żerdzie wiertnicze, raczki wiertnicze, koronki, tączniki, osprzęt pomocniczy, narzędzia indywidualne.*

44-336 Jastrzębie-Zdrój
ul. Pszczyńska 420
tel.: +48 32 471 89 92
+48 32 478 10 00
fax.: +48 32 417 26 49
sekretariat@zwmcarbonex.pl



KONSTRUKCJE STALOWE

Wydział Konstrukcji Stalowych powstał w roku 2007. Specjalizuje się on przede wszystkim w wytwarzaniu elementów konstrukcji i wyposażenia platform wiertniczych, w tym dźwigów.

Ponadto wykonuje elementy, podzespoły oraz wyroby finalne ze stali czarnej dla różnych gałęzi przemysłu. Oddział świadczy wszelkiego rodzaju usługi spawalnicze, począwszy od drobnych usług, aż do dużych projektów spawalniczych dla klientów krajowych i zagranicznych.

46-040 Ozimek
ul. Dworcowa 10e
tel.: +48 77 402 63 02
fax.: +48 77 465 22 19
ozimek@zwmcarbonex.pl



TSA Sp. J. M.Górski, S.Rutkowski
Przemysłowa 41, 37-450 Stalowa Wola
Tel: 668 176 383, e-mail: mgorski@pwtsa.pl, www.pwtsa.pl



O nas

Jesteśmy obecni na rynku od 1995 roku. Od początku swojego istnienia jesteśmy ściśle związani z branżą spawalniczą.

W prawie 20-letnim okresie funkcjonowania firmy zdobyliśmy bogate doświadczenie, które pozwoliło nam wyspecjalizować się w świadczeniu takich usług jak:

- spawanie
- napawanie
- zabezpieczanie powierzchni metodami spawalniczymi, przeciwdziałając nadmiernemu zużyciu, tarciu, temperaturze, kawitacji, korozji oraz erozji
- regeneracja części maszyn o szerokim przekroju wykonawstwa
- regeneracja i dorabianie części do maszyn i urządzeń nietypowych
- naprawa maszyn.

Obsługiwane branże

Przemysł stalowy
Przemysł energetyczny
Przemysł kolejowy
Przemysł górniczy
Przemysł rolniczy
Przemysł kuzniczy
Przemysł materiałów ogniotrwałych

Możliwości

Obsługujemy zarówno małe jak i duże firmy na terenie całej Polski, a także za granicą. Jesteśmy znani ze swojej rzetelności oraz wysokiej jakości usług, które wykonujemy z dużą dbałością o terminowość realizowanych zleceń oraz konkurencyjność cenową. Dzięki ścisłej współpracy z Zakładami Obróbki Plastycznej (tłoczenia, kucia, przerobu stali), odlewniami i obróbki mechanicznej możemy zaoferować ponadprzeciętną szybkość realizacji podjętych przedsięwzięć.

Jesteśmy w stanie zrealizować zamówienia na nietypowe części czy urządzenia, zapotrzebowanie na dostawy ciągłe lub pojedyncze prace. Pomocemy w doborze odpowiednich technologii napraw, dzięki którym zwiększymy żywotność części i urządzeń oraz zapewnimy Państwu maksymalną oszczędność związaną z wstrzymaniem produkcji. Współpracujemy z działami głównego mechanika, projektantami, działami utrzymania ruchu w wielu firmach.

Produkty

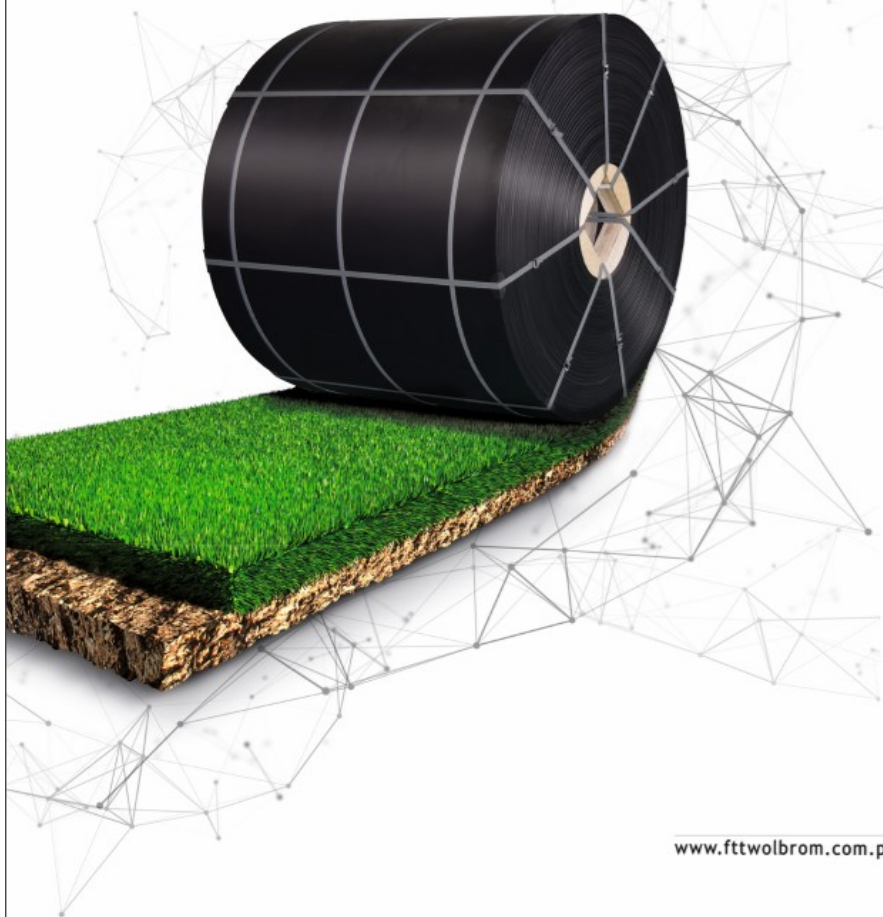
Jesteśmy wyłącznym przedstawicielem na Polskę niemieckiej firmy Capilla oferującej profesjonalne materiały spawalnicze, m.in. na bazie kobaltu, niklu, żelaza, węglików wolframu oraz specjalnych stopów.



FTT WOLBROM®

Innowacyjna droga rozwoju

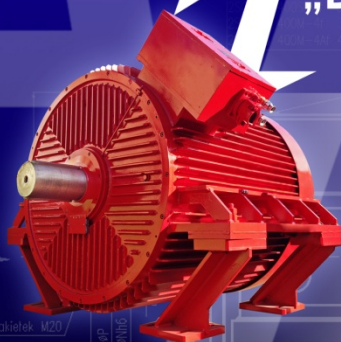
Twój wypróbowany partner!



www.fttwolbrom.com.pl

DAMEL®

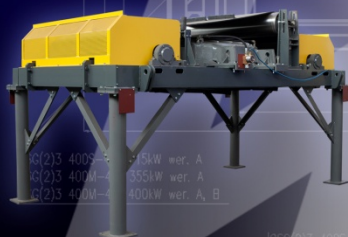
Dąbrowska Fabryka
Maszyn Elektrycznych
„DAMEL” Spółka Akcyjna



Silniki synchroniczne
z wirnikiem z magnesami trwałymi.

Wysoka sprawność silników z magnesami trwałymi oraz bardzo wysoki, w całym zakresie obciążenia, współczynnik mocy wpływają na efektywność eksploatacyjną silników oraz szybki zwrot nakładów inwestycyjnych poniesionych na ich zakup.

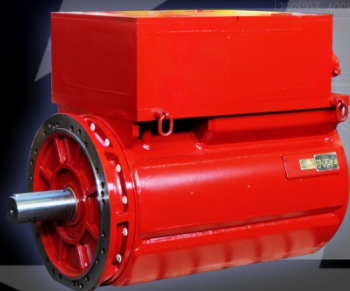
Pierwsza instalacja - KWK Sośnica-Makoszowy



Separatory elektromagnetyczne
do pracy w podziemiach kopalń.

Separatory elektromagnetyczne przeznaczone są do wychwytywania zanieczyszczeń ferromagnetycznych ze strugi urobku. Dzięki temu chronią łaśmę przenośnika oraz inne urządzenia obecne w procesie transportu, zwiększając ich żywotność.

Pierwsza instalacja - KWK Marcel



Silniki zintegrowane
z przemiennikiem częstotliwości.

Łagodny rozruch, regulacja prędkości obrotowej, uzyskanie maksymalnego momentu obrotowego przy niewielkich obrotach, niewielki prąd rozruchowy - to podstawowe zalety silników zintegrowanych z przemiennikiem częstotliwości, wpływające na optymalizację procesu wydobycia.

Pierwsza instalacja - KWK Jas-Mos

ZMIENIAMY POLSKIE GÓRNICTWO

POLREMACO

„Polremaco” Spółka z o.o.

30-709 Kraków ul. Stoczniovców 3

Biuro Zarządu: tel. +48 12 656 02 12, fax. +48 12 656 22 76

polremaco@polremaco.com.pl www.polremaco.pl

Zaplecze Produkcyjno-Remontowe i Sprzętowe w Jaworznie

43-602 Jaworzno, ul. Kolejarzy 16, tel. +48 12 262 91 82

Punkt Serwisowy w Polkowicach

59-101 Polkowice, ul. Jana Wyżykowskiego 6, tel. +48 76 724 95 25, fax. +48 76 724 95 35

Projektowanie, produkcja, sprzedaż na rynek krajowy i zagraniczny oraz serwis gwarancyjny i pogwarancyjny maszyn dla kopalń rud metali nieżelaznych, górnictwa odkrywkowego i budownictwa podziemnego.

Przeznaczone do pracy w niskich wyrobiskach spycharki z napędem hydrostatycznym TD18NPH1E i TD18NPH2E o wysokości 1400 do 2000 mm.



Produkcja głowic hydraulicznych GP-15H do zabudowy w różnego rodzaju osprzętach przesuwających przenośniki taśmowe.



Roboty hydrotechniczne i inżynierskie o dużej skali trudności, budowa dróg, autostrad, ciągów komunikacyjnych, wałów przeciwpowodziowych i nasypów kolejowych.



5 zbiorników retencyjno-osadowych i laguna w ramach systemu odwadniania odkrywki w PGE GiEK S.A. Oddział KWB Turów



Nowoczesne metody stabilizacji nasypów kolejowych Likwidacja ograniczenia w pobliżu przystanku osobowego Lipki na odcinku Opole-Wrocław

*Naprawy i obsługa serwisowa maszyn budowlanych i górniczych.
Sprzedaż podzespołów i części do maszyn budowlanych i górniczych.
Autoryzowana sprzedaż filtrów Fleetguard Cummins Filtration.*

*Autoryzowany partner Firmy Plant Parts Ltd. (przekładnie główne do maszyn KOMATSU, CATERPILLAR)
Autoryzowany Dystrybutor podwozi gąsienicowych typu ITM do wszystkich typów maszyn budowlanych i górniczych.*



GRUPA **MARAT**

- ✓ łożyska toczne
- ✓ uszczelnienia
- ✓ środki smarne
- ✓ chemia przemysłowa
- ✓ nakrętki i napinacze hydrauliczne
- ✓ narzędzia do obsługi łożysk
- ✓ pierścienie zaciskowe
- ✓ produkty do przenoszenia napędu
- ✓ przekładnie zębate
- ✓ motoreduktory
- ✓ przenośniki taśmowe i podajniki ślimakowe
- ✓ maszyny i rozwiązania prototypowe
- ✓ usługi serwisowo - diagnostyczne
- ✓ konstrukcje stalowe
- ✓ sprzedaż węgla



www.grupamarat.pl

sklep.grupamarat.pl

