

# SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL

# NFORMATICS NFORMATYKA

nitinitin w

# ELECTRICA ENGINEERI ELEK

# AUTOMATION Automatyka

CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE

Mining – Informatics Automation and Electrical Engineering





# SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL NO. 4 (532) 2017

TECHNOLOGICAL PROCESSES MECHANICS BUILDING AND EXPLOATATION OF MACHINES POWER ELECTRONICS AUTOMATION ROBOTICS APPLIED IT TELECOMMUNICATIONS SAFETY PROCESY TECHNOLOGICZNE

MECHANIKA BUDOWA I EKSPLOATACJA MASZYN ENERGOELEKTRONIKA AUTOMATYKA ROBOTYKA INFORMATYKA STOSOWANA TELEKOMUNIKACJA

**BEZPIECZEŃSTWO** 

e-ISSN 2449-6421 ISSN 2450-7326



### MINING – INFORMATICS, AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING Published since 1962

DOI: http://dx.doi.org/10.7494/miag

Chairman of the Scientific Board/Przewodniczący Rady Naukowej: Antoni Kalukiewicz, AGH University of Science and Technology, Kraków (Poland)

Secretary of the Scientific Board/Sekretarz Rady Naukowej: *Krzysztof Krauze*, AGH University of Science and Technology, Kraków (Poland)

Members of the Scientific Board/ Członkowie Rady Naukowej: Darius Andriukatis, Kaunas University of Technology, Kaunas (Lithuania) Naj Aziz, University of Wollongong, Wollongong (Australia) Edward Chlebus, Wrocław University of Science and Technology, Wrocław (Poland) George L. Danko, University of Nevada, Reno (USA) Krzysztof Filipowicz, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland) Jiří Fries, Technical University of Ostrava, Ostrava (Czech Republic) Leonel Heradia, EAFIT University, Medellin (Columbia) Dou Lin-ming, China University of Mining and Technology, Xuzhou (China) Arkadiusz Mężyk, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland) Josph Molnar, University of Miskolc, Miskolc (Hungary) Jacek Paraszczak, Laval University, Quebec (Canada) Sorin Mihai Radu, University of Petrosani, Petrosani (Romania) Yuan Shujie, Anhui University of Science and Technology, Huainan (China) Marek Sikora, Institute of Innovative Technologies EMAG, Katowice (Poland) Radosław Zimroz, Wrocław University of Science and Technology, Wrocław (Poland) Nenad Zrnić, University of Belgrade, Belgrade (Serbia)

Editorial staff/ Redakcja czasopisma: Editor in Chief/ Redaktor naczelny – *Krzysztof Krauze* Deputy Editor in Chief/ Zastępca redaktora naczelnego – *Krzysztof Kotwica* Managing Editor/ Kierownik redakcji – *Marcin Mazur* 

Associate editors/ Redaktorzy tematyczni: Waldemar Korzeniowski (technological processes/ procesy technologiczne) Łukasz Bołoz (mechanics/ mechanika) Jacek Feliks (building and exploitation of machines/ budowa i eksploatacja maszyn) Tomasz Siostrzonek (power electronics/ energoelektronika) Waldemar Rączka (automation/ automatyka) Tomasz Buratowski (robotics/ robotyka) Ryszard Klempka (applied IT/ informatyka stosowana) Elżbieta Bereś-Pawlik (telecommunications/ telekomunikacja) Tomasz Wydro (safety/ bezpieczeństwo)

Proofreading/ Redaktor językowy – Aleksandra Kozak Technical Editor/ Redaktor techniczny – Kamil Mucha Webmaster/ Redaktor strony internetowej – Paweł Mendyka

## PUBLISHER

Publishing Manager/ Redaktor naczelny Wydawnictw AGH: Jan Sas

Linguistic Corrector/Korekta językowa: Kamila Zimnicka-Warchoł (Polish/ język polski), Bret Spainhour (English/ język angielski)

Desktop Publishing/ Skład komputerowy: Andre

Cover Design/ Projekt okładki i strony tytułowej: ROMEDIA-ART

© Wydawnictwa AGH, Kraków 2017

ISSN 2449-6421 (online) ISSN 2450-7326 (printed)

*The electronic version of the journal is the primary one. Number of copies:* 75

Wydawnictwa AGH (AGH University of Science and Technology Press) al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków tel. 12 617 32 28, 12 636 40 38 e-mail: redakcja@wydawnictwoagh.pl http://www.wydawnictwo.agh.edu.pl

# **Table of Contents**

Andrzej Nowrot, Krzysztof Kamil Żur, Anna Świderska-Środa, Monika Mikołajczyk, Witold Łojkowski	
Autonomous fiber-optic gas monitoring system with thermoelectric power supply	7
Autonomiczny światłowodowy układ monitorowania stężenia gazów z zasilaniem termoelektrycznym	13
Antoni Wojaczek	
Telematics in underground mining	19
Telematyka w podziemnych zakładach górniczych	27
Adam Heyduk, Jarosław Joostberens	
Hardware-in-the-Loop simulation applied to roadheader cutting head speed control system testing	35
Metoda Hardware-in-the-Loop w zastosowaniu do badania układu regulacji prędkości kątowej głowic urabiających kombajnu chodnikowego	42
Zenon Leks	
Principles of IT security in light of new regulations	49
Zasady bezpieczeństwa informatycznego w świetle nowych przepisów	55
Sergiusz Boron	
The effect of duty type on current-carrying capacity of mining power cables	62
Wpływ charakteru obciążenia na obciążalność prądową górniczych przewodów oponowych	67
Łukasz Herezy, Waldemar Korzeniowski, Krzysztof Skrzypkowski	
Main objectives underlying mathematical model of powered support unit operation in terms of its working capacity	72
Określenie założeń modelu matematycznego pracy sekcji obudowy zmechanizowanej w zakresie jej podporności roboczej	84
Edward Pieczora, Jarosław Tokarczyk	
Development of mine underground transportation with use of suspended monorails	96
Rozwój transportu podziemnego wykorzystującego kolejki podwieszone	107



ROK LIV

## ABSTRACTS

ANDRZEJ NOWROT KRZYSZTOF KAMIL ŻUR ANNA ŚWIDERSKA-ŚRODA MONIKA MIKOŁAJCZYK WITOLD ŁOJKOWSKI

#### AUTONOMOUS FIBER-OPTIC GAS MONITORING SYSTEM WITH THERMOELECTRIC POWER SUPPLY

This paper presents the concept of an autonomous measuring instrument powered by a locally accessible source of heat with a contact surface area of over a dozen or several dozen square centimeters and a temperature higher or lower than the ambient temperature. The design and construction of the measuring device will be based on two modules developed and constructed in the course of previous work: a dedicated low-power thermoelectric generator and luminescent fiber-optic detector. The system can be additional equipped with a wireless transmission module. The studies show that, due to the power supply and photoluminescent measurement system with high stability of the operating point, this device will be capable of continuous operation without maintenance for many months.

#### ANTONI WOJACZEK

#### TELEMATICS IN UNDERGROUND MINING

Telematics denotes new telecommunication functions connected with the informatics domain. In this paper, these issues have been referred to selected telecommunication and informatics systems applied in Polish mining plants. Using a DGT IPnova telecommunication server as an example, a teleinformatic network was presented in an all-plant communication network. In this aspect, selected dispatcher monitoring systems of the basic engineering processes in underground mines were discussed, paying attention to the fact that a fiber-optic network shall contribute to telematic system development.

#### ADAM HEYDUK JAROSŁAW JOOSTBERENS

#### HARDWARE-IN-THE-LOOP SIMULATION APPLIED TO ROADHEADER CUTTING HEAD SPEED CONTROL SYSTEM TESTING

This paper presents a description of the test stand and results of the Hardware-in-the-Loop simulation for the angular speed control system of roadheader cutting heads. The system has been implemented in the LabView package using National Instruments cRIO and cDAQ devices. The system uses a discrete PI controller implemented with a cRIO FPGA module. Some results of simulation tests undernormal operating conditions and in emergency conditions have been presented.

## ZENON LEKS

#### PRINCIPLES OF IT SECURITY IN LIGHT OF NEW REGULATIONS

In many places, the new regulations on the detailed requirements of underground mining operations introduced by the Minister of Energy on November 23, 2016, obligate the head of a coal mine

## STRESZCZENIA

ANDRZEJ NOWROT KRZYSZTOF KAMIL ŻUR ANNA ŚWIDERSKA-ŚRODA MONIKA MIKOŁAJCZYK WITOLD ŁOJKOWSKI

#### AUTONOMICZNY ŚWIATŁOWODOWY UKŁAD MONITOROWANIA STĘŻENIA GAZÓW Z ZASILANIEM TERMOELEKTRYCZNYM

W artykule została przedstawiona koncepcja autonomicznego przyrządu pomiarowego zasilanego lokalnie dostępnym źródłem ciepła o powierzchni kontaktowej od kilkunastu do kilkudziesięciu centymetrów kwadratowych i temperaturze wyższej lub niższej od temperatury otoczenia o kilkanaście stopni Celsjusza. Opisano budowę i zasadę działania dwóch opracowanych w toku dotychczasowych prac modułów: dedykowanego generatora termoelektrycznego małej mocy oraz luminescencyjnego, światłowodowego detektora gazów. Przeprowadzone badania wskazują, że układ pomiarowy oparty na zaprezentowanej technologii będzie przez wiele miesięcy zdolny do ciągłego działania bez obsługi serwisowej.

#### ANTONI WOJACZEK

#### TELEMATYKA W PODZIEMNYCH ZAKŁADACH GÓRNICZYCH

Telematyka to określenie nowych funkcji telekomunikacyjnych związanych z dziedziną informatyki. W artykule odniesiono te zagadnienia do wybranych systemów telekomunikacyjnych i informatycznych stosowanych w polskich podziemnych zakładach górniczych. Na przykładzie serwera telekomunikacyjnego DGT IPnova przedstawiono sieć teleinformatyczną w systemie łączności ogólnozakładowej. W tym aspekcie omówiono również wybrane dyspozytorskie systemy monitorowania podstawowych procesów technologicznych w kopalniach podziemnych, zwracając uwagę na to, że o rozwoju systemów telematycznych decydować będą kopalniane sieci światłowodowe.

ADAM HEYDUK JAROSŁAW JOOSTBERENS

#### METODA HARDWARE-IN-THE-LOOP W ZASTOSOWANIU DO BADANIA UKŁADU REGULACJI PRĘDKOŚCI KĄTOWEJ GŁOWIC URABIAJĄCYCH KOMBAJNU CHODNIKOWEGO

W referacie przedstawiono opis stanowiska badawczego oraz wyniki symulacji metodą hardware-in-the-loop przeprowadzonej dla układu regulacji prędkości kątowej głowic urabiających kombajnu chodnikowego. Układ został zrealizowany w systemie LabView z wykorzystaniem urządzeń cRIO oraz cDAQ. W układzie zastosowano dyskretny regulator typu PI zrealizowany z wykorzystaniem sterownika cRIO. Przedstawiono wyniki badań symulacyjnych w stanach normalnej pracy oraz w stanach awaryjnych.

#### ZENON LEKS

#### ZASADY BEZPIECZEŃSTWA INFORMATYCZNEGO W ŚWIETLE NOWYCH PRZEPISÓW

Nowe przepisy w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, wprowadzone Rozporządzeniem Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. [1], to specify the detailed rules of implementation of the recommendations contained therein. This article is a review of the available IT security solutions recommended by the author for the technical implementation of the protection of SCADA systems. The solutions described here may be adopted as IT security regulations in coal mines.

#### SERGIUSZ BORON

#### THE EFFECT OF DUTY TYPE ON CURRENT-CARRYING CAPACITY OF MINING POWER CABLES

The methodology for determining intermittent or short-time current-carrying capacity has been described in the article. Results of current rating calculations for a short-time load and the time of cooling to an ambient temperature have been presented.

ŁUKASZ HEREZY WALDEMAR KORZENIOWSKI KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI

#### MAIN OBJECTIVES UNDERLYING MATHEMATICAL MODEL OF POWERED SUPPORT UNIT OPERATION IN TERMS OF ITS WORKING CAPACITY

This study synthesizes the operating data of a longwall system to determine the impacts of time, compressive strength of roof rock strata, rate of face advance, and distance between the cross bar in a roof support from the side wall on the value of the actual working capacity of powered supports. The analyses of the general linear models are supported by the Statistica program. Criteria imposed on the input data lead to the development of models of the powered support unit (shield) operation yielding corrected value of the coefficient  $R^2$  (0.11–0.42), rendering the models statistically significant. For the investigated longwall panel, the minimal bearing capacity of the powered support obtained by several methods is compared with the actual bearing capacity of the powered support units. Mathematical models were recalled to obtain the pressure value that can be used in the further procedure as:

- pressure in a shield leg required to obtain the load-bearing capacity of a hydraulic leg in response to the load applied to the powered support,
- pressure exerted by rock strata on the longwall excavation, which is utilized to determine the real load acting on the powered support unit.

In the context of these two objectives, the roof stability factor was obtained accordingly, revealing excellent support-strata interactions under the specified geological and mining conditions.

#### EDWARD PIECZORA JAROSŁAW TOKARCZYK

#### DEVELOPMENT OF MINE UNDERGROUND TRANSPORTATION WITH USE OF SUSPENDED MONORAILS

The development of suspended monorails is presented, indicating their advantages and limitations in use. Attention is paid to the development of monorails with battery drives in recent years. Example solutions including those developed in KOMAG – PCA-1 and GAD-1drive trains are given. The development of computer tools supporting designers and users of suspended monorails is described. Directions of further development of suspended transportation are discussed. w wielu miejscach obligują Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego (KRZG) do określenia szczegółowych zasad realizacji zawartych w nich zaleceń. Tak jest również w części tego dokumentu dotyczącej bezpieczeństwa systemów informatyki przemysłowej eksploatowanych w kopalniach. Taka regulacja pozwala na ciągłe doskonalenie stosowanych rozwiązań z zakresu bezpieczeństwa teleinformatycznego. Artykuł jest przeglądem dostępnych rozwiązań bezpieczeństwa IT rekomendowanych przez autora do technicznej realizacji ochrony systemów informatycznych w przemyśle wydobywczym. Omówione tu rozwiązania mogą zostać przyjęte jako ogólne zasady bezpieczeństwa informatycznego w kopalniach i stać się podstawą realizacji obowiązku nałożonego na KRZG w tym rozporządzeniu.

#### SERGIUSZ BORON

#### WPŁYW CHARAKTERU OBCIĄŻENIA NA OBCIĄŻALNOŚĆ PRĄDOWĄ GÓRNICZYCH PRZEWODÓW OPONOWYCH

W artykule opisano metodykę wyznaczania obciążalności przewodów dla obciążeń innych niż długotrwałe. Przedstawiono wyniki przykładowych obliczeń obciążalności górniczych przewodów oponowych dla obciążenia dorywczego o różnym czasie trwania, a także czasu stygnięcia do temperatury zbliżonej do temperatury otoczenia.

ŁUKASZ HEREZY WALDEMAR KORZENIOWSKI KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI

#### OKREŚLENIE ZAŁOŻEŃ MODELU MATEMATYCZNEGO PRACY SEKCJI OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ W ZAKRESIE JEJ PODPORNOŚCI ROBOCZEJ

W artykule posłużono się zgromadzonymi danymi dotyczącymi pracy kompleksu ścianowego, aby wyznaczyć wpływ czasu, wytrzymałości skał stropowych na ściskanie, postępu ściany, odległości stropnicy sekcji od ociosu na wartość osiąganej podporności roboczej. W tym celu w programie Statistica wykonano analizy z wykorzystaniem ogólnych modeli liniowych. Przyjęte kryteria danych wejściowych pozwoliły na uzyskanie modeli pracy sekcji o skorygowanym  $R^2$  wynoszącym 0,11–0,42, kwalifikującym te modele jako istotne statystycznie. Dla rozpatrywanego pola ścianowego określono wymaganą minimalną podporność roboczą sekcji dla kilku sposobów jej wyznaczania i porównano z podpornością zastosowanych sekcji obudowy. Następnie na podstawie modeli matematycznych wyznaczono wartość ciśnienia roboczego, które można wykorzystać jako:

- ciśnienie w stojaku hydraulicznym i na jego podstawie obliczyć podporność stojaka hydraulicznego będącą reakcją na obciążenie sekcji,
- ciśnienie wywierane przez górotwór na wyrobisko eksploatacyjne, z którego można wyznaczyć rzeczywiste obciążenie sekcji obudowy zmechanizowanej.

Dla obydwu założeń wyznaczono wskaźnik nośności stropu. Jego wartości wskazują na bardzo dobrą współpracę sekcji z górotworem w rozpatrywanych warunkach geologiczno-górniczych.

EDWARD PIECZORA JAROSŁAW TOKARCZYK

#### ROZWÓJ TRANSPORTU PODZIEMNEGO WYKORZYSTUJĄCEGO KOLEJKI PODWIESZONE

W artykule przedstawiono rozwój jednoszynowych kolejek podwieszonych, wskazując na ich zalety oraz ograniczenia stosowania. Zwrócono uwagę na pojawienie się w ostatnich latach kolejek z napędem akumulatorowym. Podano przykłady rozwiązań, w tym opracowanych w ITG KOMAG ciągników PCA-1 i GAD-1. Wskazano na rozwój narzędzi komputerowych wspomagających projektantów i użytkowników kolejek. Przedstawiono kierunki dalszego rozwoju transportu podwieszonego.

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2017.4.532.7

ANDRZEJ NOWROT KRZYSZTOF KAMIL ŻUR ANNA ŚWIDERSKA-ŚRODA MONIKA MIKOŁAJCZYK WITOLD ŁOJKOWSKI

# Autonomous fiber-optic gas monitoring system with thermoelectric power supply

This paper presents the concept of an autonomous measuring instrument powered by a locally accessible source of heat with a contact surface area of over a dozen or several dozen square centimeters and a temperature higher or lower than the ambient temperature. The design and construction of the measuring device will be based on two modules developed and constructed in the course of previous work: a dedicated low-power thermoelectric generator and luminescent fiber-optic detector. The system can be additional equipped with a wireless transmission module. The studies show that, due to the power supply and photoluminescent measurement system with high stability of the operating point, this device will be capable of continuous operation without maintenance for many months.

Key words: gasometry, thermocouple, nanotechnology

# 1. INTRODUCTION

The commissioning of new equipment in a measuring network under industrial conditions requires the provision of adequate power and communication interfaces. In many applications, it is embarrassing because of the need for new power and teletransmission wires (after the installation project). The best solution for low-power measuring devices that work on the ground and in open space is the use of wireless transmission and a hybrid power supply based on batteries and photovoltaic cells. This solution can be partially used in underground mines, except that the photovoltaic cell will be replaced by a thermoelectric cell. The simplest thermoelectric module, which converts heat flux into electricity, is based on the Seebeck effect. Elements of this type are commonly used in small refrigeration units, where they occur in the Peltier phenomenon (which is the reverse of the Seebeck phenomenon). The same trade name module ("Peltier Module") can be used as either a cooling element (one side of a module cools and another heating up) and an electric generator as a result of the flow of heat flux through the module due to an externally forced temperature difference between its pages. The Peltier and Seebeck phenomena have been known in the field of physics since the beginning of the 19th century; they are discussed more extensively in works [1, 2–4].

The measuring part of the proposed device will be based on a fiber-optic detector. It is a completely nonelectric element at the place of measurement, which is very important when working in an explosive atmosphere.

In this paper, we present a detector of oxygen content in the atmosphere – OSE (Oxygen Sensor Effect). Its operating principle uses the unique properties of nanocrystalline zirconium dioxide doped with europium, obtained by microwave hydrothermal synthesis. More information about the properties and obtaining the nanomaterial are included in paper [5].

The detection material –  $ZrO_2:Eu^{3+}$  nanoparticles struck by a UV light beam at a 405 nm wavelength, and the UV beam is diffused. In addition to UV in the reflected spectrum, there are red and near--infrared signals from the luminescence in a range of about 580–720 nm, whose intensity depends on the concentration of oxygen. An increase in the oxygen content of the gas/atmosphere mixture results decrease in photoluminescence intensity. The presented method of measuring oxygen concentration has been patented by Polish and European patents [6, 7].

# 2. CONCEPT OF FIBER-OPTIC SENSOR POWERED BY THERMOELECTRIC GENERATOR

Figure 1 shows a block diagram of a thermoelectric cell measuring device with an external measuring chamber connected to two optical fibers. In the course of previous work, demonstrators of the most-important modules of the device were constructed, including:

- a thermoelectric generator based on the Seebeck phenomenon with a dedicated, stabilized DC/DC converter,
- a fiber-optic photoluminescent gas detector.

The proposed fiber-optic detector is a low-power consumption measuring system that can cooperate with the constructed thermoelectric generator.

The other modules (radio transmitter and low-power microcontroller) will be based on commercially available components and standard equipment used in industrial equipment. Additionally, the voltage stabilizer integrated in the inverter has a SuperCap-type capacitor characterized by high electrical capacitance. Its presence will allow the device to obtain instantaneous electrical power many times greater than the value of the continuous power of the thermoelectric cell (e.g., during radio transmission of data packets in increased power/range mode). The SuperCap exploitation will be controlled by the microcontroller through power transistors. The blue frame on the diagram in Figure 1 indicates the stationary part of the unit that will be installed/built in a place where it is possible to obtain a difference in temperature and heat flux.

A measuring chamber contains detection material that is connected to a stationary member via a fiberoptic cable, which may be several meters or even kilometers in length depending on the fiber type used. The experimental version of the system uses a multibeam optical fiber cable with a length of about two meters. The UV wave is produced by a UV LED 405-nm diode.

The detection part consists of two semiconductor photodetectors, preceded by optical filters. The first

detector measures light in the UV area that has been previously dispersed in the measuring chamber on the detection material. The sensitivity area of the second detector ranges from 580 nm to 640 nm or 600 nm to 640 nm and is associated with photoluminescence produced in the detection material. Thanks to the UV level measurement, a reference signal is provided that allows the instrument to autocalibrate at almost any time.



Fig. 1. Block diagram of measuring device powered by thermoelectric cell with outer fiber-optic measuring chamber

# 3. THERMOELECTRIC GENERATOR BASED ON PELTIER MODULE

The construction of the thermoelectric generator has been based on commercially available Peltier modules, which are mainly intended for refrigeration equipment. Three modules (each with  $30.0 \text{ mm} \times 30.0 \text{ mm} \times 3.3 \text{ mm}$ dimensions) were electrically connected in a series structure. Figure 2 shows an infrared image of the measuring system to determine the electrical characteristics of a single module as an electric generator. Based on the images in Figure 2, the temperature of both sides of the Peltier module (which was the Seebeck phenomenon) was measured in each case.



Fig. 2. Infrared images of measuring system for determining electrical characteristics of single module as electric generator

The chart in Figure 3 shows the electrical power output of a single Peltier module operating as a thermocouple for various load resistances and a temperature difference between the Peltier module sides of 30.3°C.



Fig. 3. Electrical power generated by Peltier module during conversion of heat energy to electrical energy for different load resistance (results for temperature difference between module sides 30.3 °C)

The highest output power is obtained for a load resistance of about 2–3  $\Omega$ . It was necessary to develop a dedicated stabilized DC/DC converter equipped with a SuperCap energy cartridge to keep the module working around its maximum electrical power.

The maximum electrical power obtained from the Peltier module per unit of its transverse surface (through which perpendicularly penetrates the heat flux) during operation as a thermocouple depends strongly on the temperature difference between its sides (as illustrated in Fig. 4). The single Peltier module surface area is  $9 \text{ cm}^2$  (one side).



Fig. 4. Electrical power produced per surface area unit of Peltier module in which conversion of heat energy to electricity occurs depending on temperature difference between sides of module

The measurements results indicate that for a temperature difference of about  $30^{\circ}$ C (K) between the sides of the Peltier (Seebeck) module and the current technological level of the manufactured modules, the electric power is over 180 Watts. The electrical power produced by the module surface area unit may approximate to the second-degree polynomial or the following power function:

$$\frac{P_{\max}}{s} = A \cdot \Delta T^2 + B \cdot \Delta T + C \tag{1}$$

where:

$$\begin{aligned} &4 = 0.24 \ (0.04) \ W/(m^2 \cdot K^2), \\ &B = -1.7 \ (1.5) \ W/(m^2 \cdot K), \\ &C = 13 \ (10) \ W/m^2, \end{aligned}$$

$$\frac{P_{\max}}{a} = A \cdot \Delta T^B \tag{2}$$

where:

$$4 = 0.16 (0.08) \text{ W/(m}^2 \cdot \text{K}^{\text{B}}),$$
  
$$B = 2.07 (0.16) \text{ Log}_k (\text{W} \cdot \text{m}^2 \cdot \text{A}^{-1}).$$

Considering the high uncertainty of the values of some coefficients in Equations (1) and (2), it can only be stated that both matches clearly indicate the nature of dependency  $\frac{P_{\text{max}}}{s} \sim \Delta T^2$ .

# 4. PHOTOLUMINESCENT GAS DETECTOR

The measuring chamber is a completely non--electric device. Figure 5 shows the chamber demonstrator, which is the starting point for the construction of its industrial version. The analyzed gas enters the detection cavity via a 4-mm-diameter tube. This process can be forced by injection of a gas mixture or by self-diffusion. Depending on the alignment of the calibration elements of the chamber, the detection process is performed in a cavity with a volume of about 1 cm<sup>3</sup>. The industrial version of the device will radically reduce the external dimensions of the chamber and replace the intake tube to a flat ceramic filter, which will significantly reduce the diffusion time of the gas entering the chamber. The material of which the chamber housing has been made (stainless steel) will be finally adapted to the requirements of explosive atmospheres; i.e., any impact on the enclosure of the device cannot generate a spark. To the chambers of Figure 5, two groups of optical fibers were connected in accordance with the idea in Figure 1.



Fig. 5. Measuring chamber: 1 – inlet of measured gas;
2 – fiber-optic armature; 3 and 4 – calibration screws.
External dimensions of rectangular part of chamber:
170 mm × 100 mm × 70 mm

They are included in one armor – apparently, only one fiber is connected. The detection material –  $ZrO_2$  nanoparticles:  $Eu^{3+}$  (5% mol) – is a tablet (obtained

by compression) with a diameter of 7 mm and thickness of 0.2 mm. The nanoparticles contained in the pellet have an average size of about 10 nm. UV light causes photoluminescence in the detection material, which is dependent on the level of oxygen.

Figure 6 shows an example of the luminescence signal produced in the detection material placed in the chamber in Figure 5 and illuminated with a wavelength of 405 nm.



Fig. 6. Luminescence signal of ZrO<sub>2</sub>:Eu<sup>3+</sup> tablet obtained in laboratory atmosphere (without gas flow, at room temperature) [5]

The location of the individual extremes corresponds to the colors red and near infrared. This is due to the electron transitions characteristic for  $\text{Eu}^{3+}$  ions deposited in the ZrO<sub>2</sub> nanocrystalline matrix.

The height of the peaks and value of the surface area under the curve in Figure 6 in the assumed range (the luminescence intensity integral) depends on the concentration of oxygen, and the optical signal is measured in the stationary part of the device. Depending on the optical filter available, a measurement wavelength range of 580 nm to 640 nm or 600 nm to 640 nm was used [8, 9].

The characteristics in Figure 7 illustrate an example response of a system defined as the integrated luminescence intensity for step changes in the concen-tration of oxygen that is detected by this gas detector. The most-advantageous detection range of the luminescence signal is a wavelength of 600 nm to 640 nm, since the spectrum in this respect is mostsensitive to changes in the environment around the europium ions.



Fig. 7. Value of normalized integral of intensity of luminescence (in range of 600 nm to 640 nm) during changes in oxygen content in measuring chamber shown in Figure 5

The changes in luminescence in the detection material as a result of the change in the composition of atmosphere occur over several dozens of milliseconds. The few seconds of rising or falling times of the recorded signal in the characteristic of Figure 7 result solely from the time of penetration of the gas under testing into the measuring chamber. The penetrating time will be shortened if the entrance tube (1) (shown in Fig. 5) is removed. The changes in the luminescence intensity integral value are not directly proportional to changes in the concentration of oxygen in the analyzed atmosphere. The detection material exhibits slightly higher sensitivity for oxygen concentrations of the order of a few to a dozen percentage points. This causes the 50% concentration of the luminescence concentration to not be halfway between the 0% and 100% concentration levels in Figure 7. An important sensory property of the nanocrystalline material depicted is the speed of its reaction to changes in the oxygen concentration in the atmosphere. The optical response time of the measurement system is less than several tens of milliseconds. This depends of the dynamics of the luminescence-quenching process in the nanomaterial. For industrial applications, the reaction time constant or time  $t_{90}$  depends only on the diffusion time or forced penetration of the gas into the inside of the measuring chamber and travel time through the dust filter. The diffusion penetration time or time constant are similar to methane detectors with infrared absorption - more than ten seconds.

### 5. SUMMARY

The research and development work done shows that the current technological level of thermoelectric modules allows them to be used as power-measuring devices. The conversion of heat to electricity can take place only where there is a heat flux (or one can be generated). Therefore, it is proposed to use an external measuring chamber that can be located at almost any distance from the stationary part. The use of photoluminescence in nanoscale zirconium dioxide doped with europium to measure oxygen concentration has completely eliminated the electrical components in the measuring chamber and optical signals between the chamber and stationary part of the device (which are transmitted only by optical fibers). The adopted way of self-calibration allows us to receive high stability and to avoid maintenance for many months. The results of the temperature tests (not presented in the paper) of the detection material indicate that its structural and chemical composition stability are within a temperature range of -40°C to 300°C. Thanks to this, the application field of the device under industrial conditions is very wide. The heat generated by the machines due to their imperfections and technological processes can be used for more than powering measuring instruments [2-4]. The concept of the measuring instrument adopted in the paper is the starting point for the construction of an industrial version of this device.

#### References

- Goldsmid H.J.: Introduction to Thermoelectricity, "Springer Series in Materials Science" 2016, 121: 1–24.
- [2] Viswanathan V.V., Davies R.W., Holbery J.: Opportunity Analysis for Recovering Energy from Industrial Waste Heat and Emissions, Pacific Northwest National Laboratory, Richland 2006.
- [3] Dunham M.T., Barako M.T., LeBlanc S., Asheghi M., Chen B., Goodson K.E.: *Power Density Optimization for Micro Thermoelectric Generators*, "Energy" 2015, 93: 2006–2017.
- [4] Cao Z., Koukharenko E., Tudor M.J., Torah R.N., Beeby S.P.: Flexible screen printed thermoelectric generator with enhanced processes and materials, "Sensors and Actuators" 2016, 238: 196–206.
- [5] Smits K., Grigorjeva L., Millers D., Sarakovskis A., Opalinska A., Fidelus J.D., Łojkowski W.: *Europium doped zirconia luminescence*, "Optical Materials" 2010, 32: 827–831.
- [6] Polish Patent PAT.218574: Sposób pomiaru zawartości tlenu w gazie, http://regserv.uprp.pl/register/application?number =P.393942.

- [7] European Patent EP2686669: *Method of measuring of oxygen content in gas*, https://register.epo.org/application?number= EP12715721.
- [8] Yen W.M., Shionoya S., Yamamoto H.: *Phosphor Handbook*, CRC PRESS 2006.
- [9] Lakowicz J.R.: Principles of Fluorescence Spectroscopy, Springer 2006.

ANDRZEJ NOWROT, Ph.D., Eng. MONIKA MIKOŁAJCZYK, Eng. Department of Electrical Engineering and Automation in Industry Faculty of Mining and Geology Silesian University of Technology ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Poland andrzej.nowrot@polsl.pl monika.miko@onet.pl KRZYSZTOF KAMIL ŻUR, Ph.D., Eng. Faculty of Management Engineering, Białystok University of Technology ul. Wiejska 45A, 15-001 Białystok, Poland Laboratory of Nanostructures Institute of High Pressure Physics Polish Academy of Science ul. Sokołowska 29, 01-142 Warszawa, Poland k.zur@pb.edu.pl

WITOLD ŁOJKOWSKI, Prof. ANNA ŚWIDERSKA-ŚRODA, Ph.D., Eng. Laboratory of Nanostructures Institute of High Pressure Physics Polish Academy of Science ul. Sokołowska 29, 01-142 Warszawa, Poland {wl, annas}@unipress.waw.pl ANDRZEJ NOWROT KRZYSZTOF KAMIL ŻUR ANNA ŚWIDERSKA-ŚRODA MONIKA MIKOŁAJCZYK WITOLD ŁOJKOWSKI

# Autonomiczny światłowodowy układ monitorowania stężenia gazów z zasilaniem termoelektrycznym

W artykule została przedstawiona koncepcja autonomicznego przyrządu pomiarowego zasilanego lokalnie dostępnym źródłem ciepła o powierzchni kontaktowej od kilkunastu do kilkudziesięciu centymetrów kwadratowych i temperaturze wyższej lub niższej od temperatury otoczenia o kilkanaście stopni Celsjusza. Opisano budowę i zasadę działania dwóch opracowanych w toku dotychczasowych prac modułów: dedykowanego generatora termoelektrycznego małej mocy oraz luminescencyjnego, światłowodowego detektora gazów. Przeprowadzone badania wskazują, że układ pomiarowy oparty na zaprezentowanej technologii będzie przez wiele miesięcy zdolny do ciągłego działania bez obsługi serwisowej.

Słowa kluczowe: gazometria, termoogniwo, nanotechnologia

# 1. WSTĘP

Włączenie do eksploatacji nowego urządzenia w sieci pomiarowej w warunkach przemysłowych wymaga zapewnienia odpowiedniego zasilania oraz interfejsu komunikacyjnego. W wielu przypadkach jest to kłopotliwe ze względu na potrzebę poprowadzenia nowej wiązki przewodów zasilających i teletransmisyjnych (po wykonaniu odpowiedniego projektu). Najdogodniejszym rozwiązaniem w przypadku urządzeń pomiarowych małej mocy, pracujących na powierzchni i otwartej przestrzeni, jest zastosowanie transmisji bezprzewodowej oraz hybrydowego zasilania wykorzystującego akumulatory i ogniwa fotowoltaiczne. Rozwiązanie to może zostać częściowo wykorzystane w podziemnej części kopalń z tą różnicą, że fotoogniwo zostanie zastąpione ogniwem termoelektrycznym. Najprostszy w zastosowaniu moduł termoelektryczny, dokonujący zamiany energii cieplnej w elektryczną, wykorzystuje do działania zjawisko Seebecka. Elementy tego typu sa powszechnie stosowane w małych urządzeniach chłodniczych, w których zachodzi zjawisko Peltiera będące odwrotnością zjawiska Seebecka. Ten sam moduł o nazwie handlowej "moduł Peltiera" może zostać zastosowany zarówno jako element chłodzący (jedna ze stron modułu ochładza się, a druga nagrzewa), jak i generator prądu elektrycznego w wyniku przepływu strumienia ciepła przez moduł na skutek zewnętrznie wymuszonej różnicy temperatur pomiędzy jego stronami. Zjawiska Peltiera i Seebecka są znane na płaszczyźnie fizyki od początków XIX wieku i zostały głębiej omówione m.in. w pracy [1, 2–4].

Część pomiarowa proponowanego urządzenia zostanie oparta na światłowodowym detektorze luminescencyjnym. Jest to element całkowicie nieelektryczny w miejscu dokonywania pomiaru, co jest bardzo istotne podczas pracy w atmosferze wybuchowej.

W artykule przedstawiono detektor tego typu dokonujący pomiaru zawartości tlenu w atmosferze – OSE (Oxygen Sensor Effect). Jego zasada działania wykorzystuje unikatowe własności nanokrystalicznego dwutlenku cyrkonu domieszkowanego europem, otrzymanego za pomocą technologii mikrofalowej hydrotermalnej syntezy. Szczegółowe informacje na temat własności i otrzymywania tego nanomateriału zostały zawarte w pracy [5]. Wiązka światła UV o długości fali 405 nm, padając na powierzchnię materiału detekcyjnego – pastylki nanocząstek ZrO<sub>2</sub>:Eu<sup>3+</sup> ulega rozproszeniu. W widmie oprócz światła rozproszonego od powierzchni nanomateriału pojawia się dodatkowy sygnał o czerwonej barwie na granicy podczerwieni pochodzący od luminescencji w zakresie długości około 580–720 nm, którego intensywność zależy od stężenia tlenu. Wzrost zawartości tlenu w mieszaninie gazów/atmosferze powoduje spadek intensywności fotoluminescencji. Przedstawiony sposób pomiaru stężenia tlenu został zastrzeżony patentem krajowym oraz europejskim [6, 7].

# 2. KONCEPCJA CZUJNIKA ŚWIATŁOWODOWEGO ZASILANEGO OGNIWEM TERMOELEKTRYCZNYM

Na rysunku 1 przedstawiono schemat blokowy urządzenia pomiarowego zasilanego ogniwem termoelektrycznym z głowicą (komorą) pomiarową podłączoną do dwóch światłowodów. W toku dotychczasowych prac skonstruowano demonstratory najistotniejszych modułów urządzenia, w tym m.in.:

- generator termoelektryczny oparty na zjawisku Seebecka wraz z dedykowaną, stabilizowaną przetwornicą DC/DC,
- światłowodowy, fotoluminescencyjny detektor gazu.

Zaprezentowany detektor światłowodowy stanowi jeden z niskoenergochłonnych układów pomiarowych, który może współpracować z opracowanym generatorem termoelektrycznym.

Pozostałe moduły – transmisji radiowej oraz mikrokontrolera o niskim poborze mocy zostaną oparte na elementach dostępnych w handlu i standardowo stosowanych w aparaturze przemysłowej. Układ stabilizatora napięcia zintegrowany z przetwornicą posiada dodatkowo kondensator typu "SuperCap" cechujący się wysoką pojemnością elektryczną.

Jego obecność umożliwi uzyskanie przez urządzenie chwilowej mocy elektrycznej wielokrotnie większej od wartości mocy ciągłej ogniwa termoelektrycznego (np. podczas radiowej transmisji paczki danych w trybie zwiększonej mocy/zasięgu). Praca kondensatora "SuperCap" będzie sterowana przez mikrokontroler za pomocą tranzystorów mocy. Niebieską ramką na schemacie z rysunku 1 oznaczono część stacjonarną urządzenia, która będzie instalowana/zabudowywana w miejscu, gdzie możliwe jest uzyskanie różnicy temperatur i strumienia ciepła.



Rys. 1. Schemat blokowy urządzenia pomiarowego zasilanego ogniwem termoelektrycznym z zewnętrzną światłowodową komorą pomiarową

Komora pomiarowa zawierająca materiał detekcyjny, która jest połączona z członem stacjonarnym za pośrednictwem światłowodu, może być oddalona od niego o wiele metrów, a nawet kilometrów – w zależności od zastosowanego światłowodu. W eksperymentalnej wersji układu zastosowano światłowód wielowiązkowy o długości około 2 m. Fala UV jest wytwarzana za pomocą diody LED UV 405 nm.

Część detekcyjna składa się z dwóch fotodetektorów półprzewodnikowych poprzedzonych filtrami optycznymi. Pierwszy z nich dokonuje pomiaru światła w obszarze UV, które uległo uprzednio rozproszeniu w komorze pomiarowej na materiale detekcyjnym. Obszar czułości drugiego detektora obejmuje zakres 580–640 nm lub 600–640 nm i związany jest z fotoluminescencją powstającą w materiale detekcyjnym. Dzięki pomiarowi poziomu UV uzyskiwany jest sygnał odniesienia umożliwiający autokalibrację przyrządu niemal w dowolnej chwili.

# 3. OGNIWO TERMOELEKTRYCZNE NA BAZIE MODUŁU PELTIERA

Konstrukcja generatora termoelektrycznego została oparta na możliwych do kupienia modułach Peltiera, które są przeznaczone głównie do urządzeń chłodniczych. Zastosowano trzy szeregowo połączone moduły o wymiarach 30,0 mm × 30,0 mm × 3,3 mm każdy. Na rysunku 2 przedstawiono zdjęcie w podczerwieni (kamerą termowizyjną) układu pomiarowego do wyznaczenia charakterystyk elektrycznych pojedynczego modułu jako generatora prądu elektrycznego. Na podstawie uzyskanych obrazów odczytano każdorazowo temperatury obydwu stron modułu Peltiera, w którym zachodziło zjawisko Seebecka.



Rys. 2. Zdjęcia w podczerwieni układu pomiarowego do wyznaczenia charakterystyk elektrycznych pojedynczego modułu jako generatora prądu elektrycznego

Na rysunku 3 przedstawiono wyznaczoną elektryczną moc wyjściową pojedynczego modułu Peltiera pracującego jako termoogniwo dla różnych rezystancji obciążenia i różnicy temperatur pomiędzy ścianami modułu Peltiera wynoszącej 30,3°C.



Rys. 3. Moc elektryczna ogniwa Peltiera podczas konwersji energii cieplnej na elektryczną dla różnych rezystancji obciążenia (wyniki dla różnicy temperatur pomiędzy stronami modułu 30,3 °C)

Największa moc wyjściowa uzyskiwana jest dla rezystancji obciążenia z zakresu od 2  $\Omega$  do 3  $\Omega$ . Niezbędne było opracowanie dedykowanej stabilizowanej przetwornicy DC/DC wyposażonej w zasobnik energii typu SuperCap, aby praca modułu odbywała się w otoczeniu jego maksymalnej mocy elektrycznej.

Maksymalna moc elektryczna uzyskiwana z modułu Peltiera na jednostkę jego powierzchni poprzecznej (przez którą prostopadle przenika strumień ciepła) podczas pracy jako termoogniwo, zależy silnie od różnicy temperatur pomiędzy jego stronami w sposób przedstawiony na rysunku 4.



Rys. 4. Moc elektryczna wytwarzana przez jednostkę powierzchni modułu Peltiera, w którym zachodzi konwersja energii cieplnej na elektryczną w zależności od różnicy temperatur pomiędzy stronami modułu

W eksperymencie zastosowano jeden z modułów Peltiera o powierzchni 9 cm<sup>2</sup>. Przeprowadzone pomiary wskazują, że obecny poziom technologiczny produkowanych modułów Peltiera pozwala na wytworzenie dla różnicy temperatur ok. 30°C (K) pomiędzy jego stronami, mocy elektrycznej ponad 180 W/m<sup>2</sup>. Jest to wartość porównywalna z mocą elektryczną (powierzchniową gęstością mocy) fotoogniw dostępnych w handlu. Dla punktów pomiarowych z rysunku 4 przeprowadzono aproksymację wielomianem drugiego stopnia oraz funkcją potęgową:

$$\frac{P_{\max}}{s} = A \cdot \Delta T^2 + B \cdot \Delta T + C \tag{1}$$

gdzie:

$$A = 0,24 (0,04) \text{ W/(m}^2 \cdot \text{K}^2),$$
  

$$B = -1,7 (1,5) \text{ W/(m}^2 \cdot \text{K}),$$
  

$$C = 13 (10) \text{ W/m}^2.$$

$$\frac{P_{\max}}{s} = A \cdot \Delta T^B \tag{2}$$

gdzie:

 $A = 0,16 (0,08) \text{ W/(m}^2 \cdot \text{K}^{\text{B}}),$  $B = 2,07 (0,16) \text{ Log}_{\text{k}} (\text{W} \cdot \text{m}^2 \cdot \text{A}^{-1}).$ 

Zważywszy na wysoką niepewność wartości niektórych współczynników w równaniach (1) i (2), można jedynie stwierdzić, że uzyskane obydwa dopasowania wskazują wyraźnie na charakter zależności:  $\frac{P_{\text{max}}}{2} \sim \Delta T^2$ .

# 4. FOTOLUMINESCENCYJNY DETEKTOR GAZU

Komora pomiarowa urządzenia jest elementem całkowicie nieelektrycznym. Na rysunku 5 przedstawiono demonstrator komory, który stanowi punkt wyjścia do budowy jego przemysłowej wersji. Analizowany gaz wnika do wnęki detekcyjnej przez rurkę o średnicy 4 mm. Proces ten może odbywać się w sposób wymuszony przez wtłaczanie mieszaniny gazów lub samoczynnie (dyfuzyjnie).



Rys. 5. Komora pomiarowa: 1 – wlot mierzonego gazu, 2 – pancerz światłowodów, 3 i 4 – śruby kalibracyjne. Wymiary zewnętrzne prostopadłościennej części komory: 170 mm × 100 mm × 70 mm

W zależności od ustawienia elementów kalibracyjnych komory właściwy proces detekcji dokonywany jest we wnęce o objętości około 1 cm<sup>3</sup>. W przemysłowej wersji urządzenia dokonane zostanie radykalne zmniejszenie wymiarów zewnętrznych komory oraz zastąpienie rurki wlotowej płaskim filtrem ze spieku ceramicznego na obudowie, co pozwoli znacznie skrócić czas dyfuzyjnego wnikania gazu do wnętrza komory. Również materiał, z którego została wykonana obudowa (stal nierdzewna), zostanie docelowo dostosowany do wymogów pracy w atmosferze wybuchowej, tzn. uderzenie dowolnym przedmiotem w obudowę urządzenia nie może wytworzyć iskry. Do komory z rysunku 5 podłączono dwie grupy włókien światłowodowych zgodnie z ideą przedstawioną na rysunku 1. Zawarte są one w jednym pancerzu – pozornie można odnieść wrażenie, że podłączony został tylko jeden światłowód.

Materiał detekcyjny – nanoproszek ZrO<sub>2</sub>:Eu<sup>3+</sup> (5% mol) ma postać pastylki (uzyskanej w wyniku sprasowania) o średnicy 7 mm i grubości 0,2 mm. Nanocząstki zawarte w pastylce mają wymiary średnio ok. 10 nm. Światło UV powoduje fotoluminescencję w materiale detekcyjnym o poziomie zależnym od stężenia tlenu. Na rysunku 6 przedstawiono przykładowy przebieg sygnału luminescencji materiału detekcyjnego umieszczonego w komorze z rysunku 5 i oświetlonego światłem o długości fali 405 nm. Położenie poszczególnych ekstremów odpowiada barwie czerwonej oraz fragmentowi bliskiej podczerwieni.



Rys. 6. Sygnał luminescencji pastylki ZrO<sub>2</sub>:Eu<sup>3+</sup> uzyskany w atmosferze laboratoryjnej (bez przepływu gazu, w temperaturze pokojowej) [5]

Wynika ono z przejść elektronowych charakterystycznych dla jonów Eu<sup>3+</sup> umieszczonych w matrycy nanokrystalicznego  $ZrO_2$ . Wysokość pików oraz wartość pola figury pod krzywą na wykresie z rysunku 6 w przyjętym zakresie (całka oznaczona intensywności luminescencji) zależy od stężenia tlenu i stanowi sygnał mierzony w stacjonarnej części urządzenia. W zależności od zastosowanego filtru optycznego wykonano pomiar w zakresie od 580 nm do 640 nm lub od 600 nm do 640 nm.

Charakterystyka z rysunku 7 przedstawia przykładową odpowiedź układu zdefiniowaną jako całkę intensywności luminescencji na skokowe zmiany stężenia tlenu, który jest dla tego detektora mierzonym gazem. Najkorzystniejszy zakres detekcji sygnału luminescencji obejmuje długości fali od 600 nm do 640 nm, gdyż widmo w tym zakresie jest najbardziej czułe na zmiany otoczenia wokół jonów europu [8, 9].

Zmiana luminescencji materiału detekcyjnego w wyniku zmiany składu atmosfery otaczającej go następuje w czasie kilkudziesięciu milisekund. Kilkusekundowe czasy narastania lub opadania rejestrowanego sygnału w charakterystyce z rysunku 7 wynikają wyłącznie z czasu wnikania badanego gazu do wnętrza komory pomiarowej. Rezygnując z rurki wejściowej (1) (przedstawionej na rysunku 5), czas ten ulegnie wyraźnemu skróceniu. Zmiana wartości całki intensywności luminescencji nie jest wprost proporcjonalna do zmian stężenia tlenu w analizowanej atmosferze.



Rys. 7. Wartość unormowanej całki z intensywności luminescencji (w zakresie 600–640 nm) podczas zmian stężenia tlenu w komorze pomiarowej z rysunku 5

Materiał detekcyjny wykazuje nieco większą czułość dla stężeń tlenu rzędu kilku i kilkunastu procent. Powoduje to, że wartość całki intensywności luminescencji dla stężenia tlenu 50% nie jest położona w połowie pomiędzy poziomami odpowiadającymi stężeniom 0% i 100% na rysunku 7. Istotną własnością sensoryczną przedstawionego materiału nanokrystalicznego jest szybkość jego reakcji na zmianę stężenia tlenu w otaczającej atmosferze. Czas optycznej odpowiedzi układu pomiarowego wynosi nie więcej niż kilkadziesiąt milisekund, co wynika z dynamiki procesu wygaszania luminescencji w nanomateriale. Z aplikacyjnego punktu widzenia stała czasowa lub czas  $t_{90}$ reakcji przyrządu zależą wyłącznie od czasu dyfuzyjnego lub wymuszonego wnikania analizowanego gazu do wnętrza komory pomiarowej oraz czasu przenikania przez filtr przeciwpyłowy. Dla wnikania dyfuzyjnego stała czasowa jest podobna do istniejącej w metanomierzach wykorzystujących absorpcję w podczerwieni, czyli kilkanaście sekund.

## 5. PODSUMOWANIE

Przeprowadzone prace badawcze i konstruktorskie wskazują, że obecny poziom technologiczny ogniw termoelektrycznych pozwala na ich zastosowanie do zasilania urządzeń pomiarowych. Konwersja energii cieplnej na elektryczną może odbywać się jedynie w miejscach, gdzie występuje lub można wytworzyć strumień ciepła. W związku z tym zaproponowano zastosowanie zewnętrznej komory pomiarowej, która może znajdować się niemal w dowolnej odległości od części stacjonarnej. Wykorzystanie zjawiska fotoluminescencji w nanokrystalicznym dwutlenku cyrkonu domieszkowanym europem do pomiaru stężenia tlenu pozwoliło całkowicie wyeliminować elementy elektryczne w komorze pomiarowej, a sygnały optyczne pomiędzy komorą i częścią stacjonarną urządzenia są przesyłane wyłącznie światłowodami. Przyjęty sposób autokalibracji pozwala na uzyskanie wysokiej stabilności pracy i uniknięcie serwisowania przez wiele miesięcy. Wyniki badań temperaturowych (nie zostały przedstawione w niniejszym artykule) materiału detekcyjnego wykazują jego stabilność strukturalną i chemiczną w zakresie od -40°C do 300°C. Dzięki temu obszar aplikacyjny urządzenia w warunkach przemysłowych jest bardzo szeroki. Energia cieplna, która wydziela się w maszynach na skutek ich niedoskonałości oraz w procesach technologicznych, może zostać wykorzystana nie tylko do zasilania przyrządów pomiarowych [2-4]. Przyjęta w referacie koncepcja przyrządu pomiarowego jest punktem wyjściowym do budowy przemysłowej wersji urządzenia.

#### Literatura

- [1] Goldsmid H.J.: *Introduction to Thermoelectricity*, "Springer Series in Materials Science" 2016, 121: 1–24.
- [2] Viswanathan V.V., Davies R.W., Holbery J.: Opportunity Analysis for Recovering Energy from Industrial Waste Heat and Emissions, Pacific Northwest National Laboratory, Richland 2006.
- [3] Dunham M.T., Barako M.T., LeBlanc S., Asheghi M., Chen B., Goodson K.E.: Power Density Optimization for Micro Thermoelectric Generators, "Energy" 2015, 93: 2006–2017.
- [4] Cao Z., Koukharenko E., Tudor M.J., Torah R.N., Beeby S.P.: Flexible screen printed thermoelectric generator with enhanced processes and materials, "Sensors and Actuators" 2016, 238: 196–206.
- [5] Smits K., Grigorjeva L., Millers D., Sarakovskis A., Opalinska A., Fidelus J.D., Łojkowski W.: *Europium doped zirconia luminescence*, "Optical Materials" 2010, 32: 827–831.
- [6] Patent polski PAT.218574: Sposób pomiaru zawartości tlenu w gazie, http://regserv.uprp.pl/register/application?number =P.393942.
- Patent europejski EP2686669: Method of measuring of oxygen content in gas, https://register.epo.org/application?number =EP12715721.
- [8] Yen W.M., Shionoya S., Yamamoto H.: *Phosphor Handbook*, CRC PRESS 2006.
- [9] Lakowicz J.R.: Principles of Fluorescence Spectroscopy, Springer 2006.

dr inż. ANDRZEJ NOWROT inż. MONIKA MIKOŁAJCZYK Katedra Elektrotechniki i Automatyki Przemysłowej Wydział Górnictwa i Geologii Politechnika Śląska ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice andrzej.nowrot@polsl.pl monika.miko@onet.pl

> dr inż. KRZYSZTOF KAMIL ŻUR Wydział Inżynierii Zarządzania Politechnika Białostocka ul. Wiejska 45A, 15-001 Białystok Laboratorium Nanostruktur Instytut Wysokich Ciśnień PAN ul. Sokołowska 29, 01-142 Warszawa k.zur@pb.edu.pl

prof. dr hab. WITOLD ŁOJKOWSKI dr inż. ANNA ŚWIDERSKA-ŚRODA Laboratorium Nanostruktur Instytut Wysokich Ciśnień PAN ul. Sokołowska 29, 01-142 Warszawa {wl, annas}@unipress.waw.pl

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2017.4.532.19

ANTONI WOJACZEK

# Telematics in underground mining

Telematics denotes new telecommunication functions connected with the informatics domain. In this paper, these issues have been referred to selected telecommunication and informatics systems applied in Polish mining plants. Using a DGT IPnova telecommunication server as an example, a teleinformatic network was presented in an all-plant communication network. In this aspect, selected dispatcher monitoring systems of the basic engineering processes in underground mines were discussed, paying attention to the fact that a fiber-optic network shall contribute to telematic system development.

Key words: mining telematics, mining telecommunication systems, monitoring of machines and devices

# 1. INTRODUCTION

The word "telecommunication" (in French: télécommunication) was used for the first time in the book of French engineer Édouarda Estaunié entitled "Traité pratique de télécommunication électrique", published more than 110 years ago [1]. Since that time, several dozen expressions have appeared in which this Greek prefix *tele* ("distant," "far away") occurs. Today, we frequently use such concepts as telephone, teletransmission, telemetry, telecontrol, television, and teletechnique. Some of them drop from common use (for instance: telegram (cablegram) or, due to the huge development of contemporary telecommunication, are substituted with several new expressions (for instance, teleelectrics).

The contemporary definition of telecommunication included in the Polish Telecommunication law [2] denotes broadcast, reception, or transmission of information (whatever it is) using cables, radio, or optic waves or other means by applying electromagnetic energy. Thus, telecommunication is a domain of science and technique as well as human activities related to the distant transmission of messages by means of electrical signals through telecommunication channels (Fig. 1).



Fig. 1. Telecommunication and information chain

The development of computer engineering and necessity to transmit related information between computers led to the creation of the concept of teleinformatics [3]. At the turn of the 20th century, the abbreviated expression spread (i.e., telematics). Making an analysis of the various cases of the usage of the concept "telematics," we may find that it is used as follows [4]:

- in relation to the structural solutions in which electronic acquisition and processing information make the integral elements of a telecommunication system,
- in relation to the technical solutions that integrate telecommunication and informatics systems.

Thus, telematics is the determination of new telecommunication functions connected with the informatics domain. Due to the various applications of informatics in the technique, this expression appears together with an adjective that determines the application domain; for instance, telematics of transport and medical or industrial telematics. Mining telematics are informatics systems that are applied in solutions for mining, integrating telecommunication with the informatics applied to these systems.

# 2. MINING TELECOMMUNICATION SYSTEM

In order to connect an information source with an information receiver, we create an information chain (and inside it, a telecommunication chain) (Fig. 1) in which a mining telecommunication server plays an important role. Information sources are mostfrequently physical magnitudes that, in a processing apparatus, are changed into signals entered to a transmission channel utilizing an appropriate medium.

In underground mining works, a transmission channel may use the transmission media as follows:

- symmetric copper cables and leakage feeders [5],
- fiber-optic cables [6],
- electromagnetic waves (in mining radiocommunication) [5],
- signaling cores in cutter-loaders cables (for instance, the SMoK<sup>1</sup> system) [7].

A transmission channel may contain several sections utilizing various media and transmission devices. A signal from the output of the transmission channel is converted in the processing apparatus to a message useful for the receiving person.

Telecommunication systems in mines mostfrequently execute services of cable communication (telephone, alarm, loudspeakers) [1] or radio communication. Besides voice communication services within the recent years in underground mining works, one can observe a large development of other services (mostly teleinformatic services), which are listed in Table 1 [6].

In all services accomplished by telecommunication systems operating in mines, solutions are applied that are used appropriately for informatic systems. Figure 2 presents a simplified block diagram of a telecommunication system of an underground mine [8]. Making an analysis of this drawing, we may notice that information about most underground telecommunication systems is collected, processed, and then visualized in the servers of plant dispatcher rooms. In general, we may state that a mining telecommunication system accomplishes its services connected with voice communication (left side of Fig. 2) as well as being appropriate for teleinformatic systems supervised by servers that visualize the engineering processes on monitors (M) in plant dispatcher rooms and other decision spots of a mine. The arrows in this drawing present the basic direction of information flow.

The separate symbols in systems connected with mining communication denote the following:

- telephones (T) and telephone-signaling devices (TS),
- radio-telephones (RT),
- loudspeaker devices (UG),
- panels of dispatcher and alarm communication (PD, PA),

whereas information sources appropriate for teleinformatic systems are as follows:

- gasometry meters (MG), methane detectors (CH4), and mine station (SD) of these systems together with execution elements whose basic task is to switch off the electric power supply of hazardous areas (Wz),
- geophones (G) and seismometers (S) of mining geophysics systems,
- cameras (K) of vision monitoring systems,
- channel transmitter (NK) of transmission systems (mainly bi-stable signals),
- controllers (PLC) in basic mining machines,
- digital protection in underground medium voltage switch bays (SN).

<sup>&</sup>lt;sup>1</sup> Abbreviated name: system monitorowania kombajnów [loader and cutter monitoring system] of SOMAR company.

### Table 1

# Teleinformatic services executed by telecommunication system in mines

Executed service	Characteristics
Telemetry (gasometry)	These are mostly telemetric systems that monitor mining atmosphere condition and automatically switch off electrical devices in case of danger. As subscriber devices in these systems, methane detectors are applied as well as meters of carbon monoxide, air velocity, temperature, pressure difference, etc.
Bi-stable signal transmission	In these systems (for instance, FOD) transmission (with one subscriber pair), it is possible to 30 bi-stable infor- mations from signal sources (sensors, contacts) dissipated in various headings. These systems monitor operation conditions even several hundred mining devices.
Monitoring (television)	Monitoring (preview) of important mining devices as well as headings (shaft bottom, stations, transfer points). These systems use cameras and optical fiber networks.
Monitoring (of parameters of machines and devices)	In mines, basic machines and mining devices are monitored. Data from these devices could be transmitted to the surface while using: – modem transmission in copper cables (for instance, SMoK system), – optical fiber networks, – leaky feeders, radio communication systems. Data from the servers of these systems are backed-up and then visualized in dispatcher rooms and other decisive spots of a mine.
Monitoring (localization, identification)	Systems that execute these services make possible zone localization as well as identification of persons equipped with personal identifiers or machines (among others). Localization together with identification is accomplished by identifier readers arranged in specified spots of the headings.
Visualization (of engineering processes)	<ul> <li>Visualization analysis (i.e., graphic methods of creation) and transferring information about selected engineering processes are accomplished by the use of the following:</li> <li>mosaic synoptic tables in plant dispatcher rooms; light elements of these tables are controlled from a bi-stable signal transmission system,</li> <li>computer monitoring and visualization systems of engineering processes; data is made available by visualization systems dedicated for mines (for instance, ZEFIR, SAURON, THOR, etc.) using SCADA<sup>2</sup> software.</li> </ul>



Fig. 2. Simplified diagram of standard telecommunication system of underground mines. PABX – private automatic branch exchange, AS – dispatch alarm station, BS – base station for radiocommunication system with radiating cable, SMMS – seismometric station, SACS – seismoacoustic station, GS – gasometric station, TS – transmision station

<sup>2</sup> SCADA – supervisory control and data acquisition.

Attention should be paid to the technical environment of mine undergrounds putting atypical requirements (restrictions) to telecommunication systems that, in fact, are represented in the design and structure of telematic systems in mines. Basic environment restrictions within the scope of the wider application of many new solutions applied in telematic systems are presented in Table 2 [9].

# 3. TELEMATICS IN MINING TELEPHONE COMMUNICATION

The basic function of every mining telephone exchange is to create an opportunity to switch the subscribers' terminals connected to it. An increase in digital telephone exchange functionality as well as the alteration of regulations within this scope [10-12] caused a large expansion of their control part that led to the creation separated computer network that contained a series of computers, including the appropriate software executing such functions as recording conversations, voice mail, telephone book, automatic measurement of transmission lines, message dissipation, subscriber identification, registering and scaling of charges of telephone talks, database edition, etc. As a result of such an expansion, a telephone exchange became a telecommunication server because, despite the communication functions appropriate for telephone exchanges, they also accomplish many functions proper for informatic systems [13].

Telecommunication servers play a significant role in the integration processes of a communication system with alarm systems, gasometry, and connection of telecommunication servers of linked and multishift mines [6].

Table 2							
Basic	restrictions	in	using	telematic	systems	in	mines

Restriction	Characteristics
Explosion-proofing (anti-explosiveness)	In mines with the increased threat of methane and/or coal dust explosions, the underground devices and underground interfaces of the telecommunication lines should be explosion-proof. Underground devices of telecommunication systems should have an intrinsically safe design or optical safe (feature "op is" according to PN-EN 60079-28) that make it possible to operate in any methane concentration.
Device housing protection degree	Due to humidity, salinity, and the presence of dust telecommunication devices as well as devices that cooperate with these systems, the workings should have a minimum IP54 (International Protection Rating.)
Structure of workings	Small lateral dimensions of dog headings (several meters) in relation to their longitudinal dimensions (up to several kilometers); extensiveness of headings and necessity to use tree structure of telecommunication networks.
Eletromagnetic environmen	There is a large accumulation (in limited space) of network and electro-power devices of very large power in headings; difficulties exist with the effective separation of electro-power (including SUPO) and telecommunication earth electrodes; a telecommunication network with armored cables as well as electro-power ones along long sections of headings run in parallel within small distances should first of all be limited by the lateral dimensions of the headings.
Limited continuity of power supply of underground telecommunication devices of electro-power network	<ul> <li>The power supply continuity of devices is limited by:</li> <li>switching off in electro-power network according to plan (for instance, accomplishment of repairs) as well as periodic testing the switching off systems of electro-power devices that are performed by gasometric systems,</li> <li>unplanned shutdowns induced by the actuation of electro-power and methano-metric protections.</li> <li>Exceeding the methane detector alarm threshold in a heading causes the automatic switching-off of the power supply in a given area. An increase in carbon monoxide concentration or lack of minimum air flow could also be reasons for alarms or shutdowns of electric power.</li> </ul>

Figure 3 presents a simplified block diagram of a single-section DGT IPnova telecommunication server, most frequently applied in Polish underground mining plants in which the simplest self-contained teleinformatic network LAN is marked. To the switch of this network, besides the control units (JS), the below-mentioned servers are connected to conversation recording system (NetCRR), additional services (SUD),



Fig. 3. General architecture of single-section DGT IPnova telecommunication server, PL2 line processors, PK-DSP – switching network FLASHRAM processors of tone signals and verbal messages, BPSL line buffer

database edition (KBDed), remote supervision (KZN), etc. This server may handle not only subscribers equipped with analogue telephones (TA16) or digital ones of various standards (SUp0, SS0, SUk0) but also VoIP subscribers. The server in a LAN network may fulfill one of two basic informatic functions:

- within the scope of the hardware these are industrial computers that render specified services, usually making available their resources for other computers or that intermediate in transferring data among computers,
- within the scope of the software this specific software installed (program, database) that render services on behalf of other devices or systems (for instance, gasometric, visualization) connected to the same LAN network in a mine.

Usage of computer networks (abbreviated term –  $VoiP^3$ ) is a relatively new method of executing telephone communication in mines. In this type of network, the transmission of packets exists that contain voice in a digital form. Contemporary telecommunication servers in mines make it possible to connect to an all-mine communication system; the VoIP telephony subscribers by means of a VoIP card furnished with an Ethernet interface. To the self-contained LAN network (or the digital ports of the DGT IPnova telecommunication server), teletransmission devices could be connected to other telecommunication systems (gasometry, data transmission, visualization, alarms).

<sup>&</sup>lt;sup>3</sup> VoiP = Voice over Internet Protocol

# 4. TELEMATICS IN MONITORING SYSTEMS

The first monitoring systems in underground mines have been executed for 40 years in methanometric dispatcher rooms (CTT63/40U exchanges). At the same time, the bi-stable monitoring of machines and mining devices became current (CTT-32 system). It had feature of observation of the so-called "extreme conditions": (for instance, operation/standstill, open/closed, full/not full, etc.) [7, 14]. For over twenty years, the combined cutter loader has been equipped with a computer control system together with event recording and a backup system. The remote monitoring of machines (from the surface) and mining devices commenced at the turn of the 20th century by implementing the SMoK system at the Bogdanka Mine, which uses modem system of information transmission to the dispatcher room of the plant. Thus, in dispatcher rooms of mines, there are two types of information on machine conditions or devices available:

- basic information bi-stable monitoring gained most-frequently from systems of multiple signal transmission (for instance, FOD, UTS, CTT-32),
- advanced information (analog systems) obtained from the controllers of mining machines and devices and also from digital protections in switch bays or from gasometric systems.

In ninetieth, the ZEFIR system became current, which was the first dispatcher room system of visualization using IBM PC personal computers operating under the control of a DOS system. At the beginning, this system collected data from a bi-stable transmission system and performed its visualization. ZEFIR (after many technical and program modifications) is in operation up to the present day, providing a lot of informal standards within the scope of the operation of computer monitoring systems and visualizations in mines [7].

At present, for the current supervision of machines and mining devices as well as electro-power networks, the monitoring systems are applied that mostfrequently use SCADA-type software. The basic tasks of such monitoring systems are as follows [6, 7, 14]:

- acquisition and backup of signals from devices being monitored (for instance, measurement results),
- visualization of condition of devices being monitored in supervision spots,
- remote control of machines and also control of switches in switch bays,
- alarming about the incorrectness of their condition,
- development of reports (for instance, for needs of manufacture supervision).

At present, copper symmetric cables are the basic transmission medium in underground mines. On average in a typical mine, over 1000 pairs are operated [7, 9]. This results from the fact that many terminal devices (methane detectors, telephones, and alarm-signaling devices) require a central power supply from the surface of the mine. In telematic systems, the acoustic frequency band is used for the transmission of bi-stable signal transmission (FOD-900, UTS), with access, by the way, in gasometry, where telephone modems are mainly utilized for leased lines, and in some systems frequency transmission (up to 12 kHz), in seisomometry and seismoacoustics as well as for monitoring machines and mining devices with the utilization of narrowband telephone modems for leased lines. Telephone modems in mines can operate with a flowability of up to 33,600 kb/s in symmetric lines with a core diameter of 0.8 mm.

Bands of higher frequency in underground mining plants could be operated in data transmission systems (for instance, as an RS485 interface or using Lon Works protocol; unfortunately for relatively short distances only [transmission range up to 2 km], whereas in higher frequency bands, wideband modems are very rarely used (for instance, SHDSL modems made by the WESTERMO company) [15].

Restrictions connected with the widespread nature of workings necessary to provide intrinsic safety in underground teletransmission networks and maximum transmission velocities possible to obtain in copper cables caused that, in parallel to copper networks, the fiber-optic networks are constructed in mines are used first of all for monitoring systems of machines and mining devices.

The properties of the separate transmission media are specified in Table 3 [15].

Attention should be paid to the fact that contemporary telematics (i.e., IED) installed to it decides mostly of possible scope of machines and mining device monitoring. The presence of IED devices makes it possible, by measurement, to obtain much precise information about the values of measured electric magnitudes (current, voltage, power, electric energy) as well as allows for their remote control. Analysis of the present condition of the IED<sup>4</sup> devices installed in underground mines indicated that several various visualization systems are applied in parallel in mines. Some of them are used by the main dispatcher, others by the methanometry dispatcher, and still others are applied in energo-mechanic dispatcher rooms or used to control transportation.

Table 4 (in alphabetic order) presents the examples of dispatcher visualization systems used in Polish mines [8, 14].

<sup>&</sup>lt;sup>4</sup> IED – intelligent electronic devices.

	Table 3			
Comparison of transmission	media properties	for	underground	mines

	Symmetric copper cables	Symmetric copper leaky feeders	Optical waveguide cables	Radio connections
Range	from 100 m for 1 GB/s, up to over 10 km for telephone band	up to 500 m, necessity to construct infrastructure with repeaters	up to several dozen of km <1Gb/s	several hundred m, access infrastructure is necessary
Remote power supply	yes	yes	no; yes (hybrid cables)	no
Effect of connections	negligible	small	significant	n.a.
Flowability	up to 1Gb/s, the higher frequency the shorter range	up to several hundred MHz (modems, wideband)	up to 1 Gb/s	up to several dozen MB/s
Connection engineering	easy	easy – requires interfaces	difficult – requires advanced tools (fiber bonding)	n.a.

# Table 4

# Examples of systems for supervision, control and visualization applied in mines

System name	Manu- facturer	Notes		
DEMKop	SOMAR	Mining visualization system dedicated especially for energomechanic dispatcher rooms of mining plants as tool software; hardware solution is SMoK system		
e-kopalnia (e-mine)	FAMUR	Remote supervision system of mining machines (set of teleinformatic, hardware solutions, and measurement tools). Elements of these system are: control devices (for instance, FAMAC: MRS, OPTI, DMP), explosion-proof informatics hardware (for instance, server, LS local station, MPC I computer), as well as diagnostic hardware and software systems.		
EMAC	ENERGO TEST	System dedicated for electro-power networks; it cooperates with PLC controllers of electro-power devices of various companies and with other protections provided with explicit communication protocol.		
EP7-SMP	ELPRO7	Monitoring system for ELPRO underground pump station.		
eSPiM CSBiRE	WINUEL	Electronic measurement and settlement system of energy; visualization reporting system, simulation, and planning analysis as well as management of electric power consumption; applied in KGHM.		
MonSteer-D	Tranz-Tel	Dispatcher supervision system; tool software; hardware solution is, for instance, FOD system.		
SAURON	RNT	SAURON visualization system has interfaces for communication with IED of mining devices as well as dedicated software applications such as: Pumping station, 6 kV grid, Haulage, Longwalls, Mine faces, Skip hoists, Air conditioning.		
SD-2000	EMAG	Dispatcher visualization system; tool software		
Smart Wall	Elgór+ Hansen	Control, monitoring system of machines and mining devices. System is provided with hardware elements (for instance, flame-proof EH-O/06 computer, EH-O/01 control panel, EH-O/03 separator) as well as software (for instance, KESSA-ATON, EH-WallView, EH-MineView).		
SP3	HASO	Industrial processes presentation system (SP3); tool software.		
SWµP	HASO	Computer-aided system for dispatcher of methanometry; tool software.		
SYNDIS (RV)	MIKRO NIKA	Supervision, consulting and control system for industrial installations; dispatcher monitoring and control system of electro-power system operation of a mine is applied in KGHM.		
THOR	SEVITEL	Dispatcher system: visualization, monitoring, backup, reporting, and control; tool software.		
WIZAS	Becker Warkop	Visualization system of longwall machines with dedicated controllers of BECKER company.		
WIZCON Superwizor	Wizcon® Systems SABUR	Dispatcher system for inspection of manufacture and safety parameters with WIZCON visualization module; industrial software that allows management, monitoring, and control of engineering processes using Internet browser.		
ZEFIR	PRUNELLA	Most-frequently applied in mines, the dispatcher visualization system dedicated for plant dispatcher room, dynamic synoptic table; tool software.		

## 5. SUMMARY

At present, telematics in monitoring systems are developing the fastest among all other telecommunication services in mines. The monitoring of machines, devices, and the environment is always connected with the necessity to install new controllers as well as to modify the outfit and software of already-existing controllers, and also with construction of fiber-optic telecommunication lines in the cable network bus [15].

The implementation of monitoring to new engineering areas in mines should be, however, preceded with an analysis that would take into consideration both the telematics costs and its significance for the entire supervision of the engineering process in the mine or diagnostics of separate important devices.

Monitoring in a mine should be started from providing machines and mining devices with intelligent electronic devices (IED) and such automatic systems that make their remote control possible.

An increase of efficiency in a mine could be achieved with several methods. One of the mostadvantageous methods to achieve this goal is:

- increase of effective operation time of machines and electrical devices operated in mining plant,
- minimization of standstills; i.e., time lost for uncontrolled failures of machines and devices as well as cutting down the time of interoperation duties (for instance, machine transfer).

These goals may be achieved by the implementation of modern telematic systems in mines. Unexpected failures should not occur in mines; thus, a special emphasis should be placed on monitoring the electrical devices mainly from the point of view of the earlier detection of incorrectness of their work as well as the proper preparation of any planned repairs.

One should realize that, due to the necessity to install telephone communication devices in headings, alarm system signaling devices and gasometric system sensors are copper cable and still shall be installed in all passages of underground headings. However, they cannot constitute the basic element of a teletransmission system in telematic systems. In order to monitor important energomechanic objects, the fiber-optic networks are to be utilized in mines.

#### References

- Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Telekomunikacja w górnictwie. Systemy łączności telefonicznej, alarmowej i głośnomówiące, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2018.
- [2] Ustawa z dnia 16 lipca 2004 r. Prawo telekomunikacyjne. Dz.U. z 2004 r., nr 171 poz. 1800.
- [3] Noris M.: *Teleinformatyka*, Wydawnictwo Komunikacji i Łączności, Warszawa 2002.
- [4] Wydro K.B.: Telematyka znaczenie i definicje terminu, "Telekomunikacja i techniki informacyjne" 2005, 1–2: 116–127.
- [5] Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Systemy radiokomunikacji z kablem promieniujacym, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2010.
- [6] Miśkiewicz K., Wojaczek A., Wojtas P.: Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja. Wybrane problemy, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
- [7] Dyczko A., Wojaczek A. (red.): Systemy telekomunikacyjne, monitoring i wizualizacja podziemnej eksploatacji złóż, Monografia SEP. Wydawnictwo Fundacji dla AGH, Kraków 2011.
- [8] Wojaczek A., Wojaczek A.: Systemy monitoringu w kopalni podziemnej, "Systemy Wspomagania w Inżynierii Produkcji" 2016, 1: 523–536.
- [9] Wojaczek A.: Wpływ środowiska technicznego kopalń podziemnych na transmisje sygnałów w dołowych sieciach telekomunikacyjnych, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2014.
- [10] Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze. Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 1 lipca 2016 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy – Prawo geologiczne i górnicze, Dz.U. z 2016 r., poz. 1131.
- [11] Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, Dz.U. z 2017 r., poz. 1118.
- [12] Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30.04.2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych, Dz.U. z 2004 r., nr 99, poz. 1003.
- [13] Wojaczek A.: Łącze, sieć serwer w telekomunikacji górniczej, "Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa" 2014, 3: 53–59.
- [14] Wojaczek A., Dyczko A. (red.): Monitoring wybranych procesów technologicznych w kopalniach podziemnych, Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2015.
- [15] Wojaczek A., Miskiewicz K.: Problemy transmisji w kopalnianych systemach telekomunikacyjnych, "Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa" 2013, 7: 5–12.

ANTONI WOJACZEK, prof. Department of Electrical Engineering and Automation in Industry Faculty of Mining and Geology Silesian University of Technology ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Poland awojaczek@polsl.pl

# ANTONI WOJACZEK

# Telematyka w podziemnych zakładach górniczych

Telematyka to określenie nowych funkcji telekomunikacyjnych związanych z dziedziną informatyki. W artykule odniesiono te zagadnienia do wybranych systemów telekomunikacyjnych i informatycznych stosowanych w polskich podziemnych zakładach górniczych. Na przykładzie serwera telekomunikacyjnego DGT IPnova przedstawiono sieć teleinformatyczną w systemie łączności ogólnozakładowej. W tym aspekcie omówiono również wybrane dyspozytorskie systemy monitorowania podstawowych procesów technologicznych w kopalniach podziemnych, zwracając uwagę na to, że o rozwoju systemów telematycznych decydować będą kopalniane sieci światłowodowe.

Słowa kluczowe: telematyka górnicza, kopalniane systemy telekomunikacyjne, monitoring maszyn i urządzeń

# 1. WPROWADZENIE

Słowo telekomunikacja (po francusku *télécommunication*) zostało po raz pierwszy użyte w książce francuskiego inżyniera Édouarda Estaunié *Rozprawa praktyczna o telekomunikacji elektrycznej* wydanej ponad 110 lat temu [1]. Od tego czasu pojawiło się kilkadziesiąt określeń, w których występuje ten grecki przedrostek "tele-" (na odległość, daleko), np.: telefon, teletransmisja, telemetria, telesterowanie, telewizja, teletechnika. Niektóre z nich wychodzą z powszechnego użytku (np. telegram) bądź w związku z ogromnym rozwojem współczesnej telekomunikacji są zastępowane przez kilka nowych określeń (np. teleelektryka).

Według współczesnej definicji zawartej w prawie telekomunikacyjnym [2], telekomunikacja to nadawanie, odbiór lub transmisja informacji (jakiejkolwiek natury) za pomocą przewodów, fal radiowych bądź optycznych lub innych środków wykorzystujących energię elektromagnetyczną. Telekomunikacja jest więc dziedziną nauki i techniki oraz działalności ludzkiej i dotyczy przesyłania wiadomości na odległość za pośrednictwem sygnałów elektrycznych kanałami telekomunikacyjnymi (rys. 1).



Rys. 1. Łańcuch telekomunikacyjny i informacyjny

Rozwój technik komputerowych i związana z tym konieczność przesyłu informacji pomiędzy komputerami doprowadziła do powstania pojęcia "teleinformatyka" [3]. Na przełomie wieków rozpowszechniło się określenie skrócone, czyli telematyka. Analizując różne przypadki stosowania pojęcia telematyka, można stwierdzić, że jest ono używane głównie [4]:

- w odniesieniu do rozwiązań strukturalnych, w których elektroniczne pozyskiwanie i przetwarzanie informacji stanowią integralne elementy systemu telekomunikacyjnego,
- w odniesieniu do rozwiązań technicznych integrujących uniwersalne systemy telekomunikacyjne i informatyczne.

Telematyka to zatem określenie nowych funkcji telekomunikacyjnych związanych z dziedziną informatyki. Z uwagi na różnorodne zastosowania informatyki w technice termin ten występuje zazwyczaj z przymiotnikiem określającym dziedzinę zastosowania, np. telematyka transportu, telematyka medyczna czy przemysłowa. Telematyka górnicza to te systemy teleinformatyczne, które stosowane są w rozwiązaniach przeznaczonych dla górnictwa, integrujące telekomunikację z informatyką stosowaną w tych systemach.

# 2. KOPALNIANY SYSTEM TELEKOMUNIKACYJNY

W celu połączenia źródła informacji i odbiornika informacji tworzony jest łańcuch informacyjny, a wewnątrz niego łańcuch telekomunikacyjny (rys. 1), w którym ważną funkcję spełnia kopalniany serwer telekomunikacyjny. Źródła informacji to najczęściej wielkości fizyczne, które w aparacie przetwórczym zamieniane są w sygnały wprowadzane do kanału transmisyjnego wykorzystującego odpowiednie medium.

W podziemnych zakładach górniczych kanał transmisyjny może wykorzystywać następujące media transmisyjne:

- kable miedziane symetryczne lub promieniujące [5],
- kable światłowodowe [6],
- fale elektromagnetyczne (w radiokomunikacji kopalnianej) [5],
- żyły sygnalizacyjne w przewodach oponowych (np. system SMoK<sup>1</sup>) [7].

Kanał transmisyjny może składać z kilku odcinków wykorzystujących różne media i urządzenia transmisyjne. Sygnał z wyjścia kanału transmisyjnego jest przekształcany w aparacie przetwórczym na wiadomość użyteczną dla odbiorcy.

Systemy telekomunikacyjne w kopalniach najczęściej służą do realizacji usług łączności przewodowej (telefonicznej, alarmowej, głośnomówiącej) [1] lub radiowej. Oprócz usług łączności głosowej w ostatnich latach w podziemnych zakładach górniczych obserwuje się duży rozwój także innych usług, przede wszystkim teleinformatycznych, które zestawiono w tabeli 1 [6].

We wszystkich usługach realizowanych za pomocą systemów telekomunikacyjnych eksploatowanych w kopalniach stosowane są rozwiązania właściwe dla systemów informatycznych. Na rysunku 2 pokazano uproszczony schemat blokowy systemu telekomunikacyjnego kopalni podziemnej [8]. Analizując ten rysunek, można zaobserwować, że informacje z większości dołowych systemów telekomunikacyjnych są zbierane, przetwarzane, a następnie wizualizowane w serwerach dyspozytorni zakładowych. Ogólnie można stwierdzić, że kopalniany system telekomunikacyjny realizuje usługi związane z łącznością głosową (lewa strona rys. 2) oraz właściwe dla systemów teleinformatycznych, nadzorowanych przez serwery, które procesy technologiczne obrazują na monitorach (M) w dyspozytorniach zakładowych i innych punktach decyzyjnych kopalni. Strzałki na tym rysunku obrazują zasadniczy kierunek przepływu informacji.

Poszczególne symbole w systemach związanych z łącznością kopalnianą oznaczają:

- telefony (T) i telefony sygnalizatory (TS),
- radiotelefony (RT),
- urządzenia głośnomówiące (UG),
- pulpity łączności dyspozytorskiej i alarmowej (PD, PA).

Źródła informacji właściwe dla systemów teleinformatycznych to:

- mierniki gazometrii (MG), metanomierze (CH<sub>4</sub>) i stacje dołowe (SD) tych systemów wraz z elementami wykonawczymi, których podstawowym zadaniem jest wyłączenie zasilania energią elektryczną zagrożonych rejonów (Wz),
- geofony (G) i sejsmometry (S) systemów geofizyki górniczej,
- kamery (K) systemów monitoringu wizyjnego,
- nadajniki kanałowe (NK) systemów transmisji, głównie sygnałów dwustanowych,
- sterowniki (PLC) w podstawowych maszynach górniczych,
- zabezpieczenia cyfrowe w dołowych polach rozdzielczych średniego napięcia (SN).

<sup>&</sup>lt;sup>1</sup> Skrót od nazwy "system monitorowania kombajnów" firmy SOMAR.

### Tabela 1

# Usługi teleinformatyczne realizowane przez systemy telekomunikacyjne w kopalniach

Realizowana usługa	Charakterystyka
Telemetria (gazometria)	Są to przede wszystkim systemy telemetryczne, monitorujące stan atmosfery kopalnianej i automatycznie wyłączające urządzenia elektryczne w przypadkach zagrożeń. Jako urządzenia abonenckie w tych systemach stosuje się metanomierze oraz mierniki: tlenku węgla, prędkości powietrza, temperatury, różnicy ciśnień itp.
Transmisja sygnałów dwustanowa	W systemach tych (np. FOD) możliwa jest transmisja (jedną parą abonencką) do kilkunastu informacji dwustanowych z rozproszonych w różnych wyrobiskach źródeł sygnałów (czujników, zestyków). Systemy te monitorują stany pracy nawet kilkuset urządzeń górniczych.
Monitoring (telewizja)	Monitoring (podgląd) ważnych urządzeń górniczych oraz wyrobisk (podszybia, dworce, przesypy). Systemy te wykorzystują kamery oraz sieci światłowodowe.
Monitoring (parametrów maszyn i urządzeń)	W kopalniach monitorowane są podstawowe maszyny i urządzenia górnicze. Dane z tych urządzeń mogą być transmitowane na powierzchnię przy wykorzystaniu: – transmisji modemowej w kablach miedzianych (np. system SMoK), – sieci światłowodowych, – przewodów promieniujących, systemów łączności radiowej. Dane z serwerów tych systemów są archiwizowane i następnie wizualizowane w dyspozytorniach i innych punktach decyzyjnych kopalni.
Monitoring (lokalizacja, identyfikacja)	Systemy realizujące te usługi umożliwiają między innymi lokalizację strefową oraz identyfikację osób lub maszyn wyposażonych w identyfikatory osobiste. Lokalizacja wraz z identyfikacją jest realizowana przez czytniki identyfikatorów rozmieszczone w określonych miejscach wyrobisk.
Wizualizacja (procesów technologicz- nych)	<ul> <li>Wizualizacja, czyli graficzne metody tworzenia, analizy i przekazywania informacji o wybranych procesach technologicznych, wykorzystuje:</li> <li>mozaikowe tablice synoptyczne w dyspozytorniach zakładowych; elementy świetlne tych tablic są sterowane z systemu transmisji sygnałów dwustanowych,</li> <li>komputerowe systemy monitorowania i wizualizacji procesów technologicznych; dane udostępniane są poprzez dedykowane dla kopalń systemy wizualizacji (np. ZEFIR, SAURON, THOR itp.), przy zastosowaniu oprogramowania SCADA<sup>2</sup>.</li> </ul>



Rys. 2. Uproszczony schemat typowego systemu telekomunikacyjnego w kopalni podziemnej

<sup>2</sup> SCADA – ang. supervisory control and data acquisition.

Należy zwrócić uwagę na to, że środowisko techniczne podziemi kopalń stawia nietypowe wymagania (ograniczenia) systemom telekomunikacyjnym, co także znajduje odzwierciedlenie w budowie i strukturach systemów telematycznych w kopalniach. Zasadnicze ograniczenia środowiskowe w zakresie możliwości szerszego wykorzystania wielu nowych rozwiązań stosowanych w systemach telematycznych zostały przedstawione w tabeli 2 [9].

# 3. TELEMATYKA W KOPALNIANEJ ŁĄCZNOŚCI TELEFONICZNEJ

Zasadniczą funkcją każdej kopalnianej centrali telefonicznej jest stworzenie możliwości komutacji przyłączonych do niej terminali abonentów. Zwiększenie funkcjonalności cyfrowych central telefonicznych oraz zmiany przepisów w tym zakresie [10–12] spowodowały dużą rozbudowę ich części sterującej, prowadząc do stworzenia w centrali wewnętrznej, czasem bardzo rozbudowanej, wydzielonej sieci komputerowej zawierającej szereg komputerów wraz z odpowiednim oprogramowaniem, realizujących takie funkcje, jak: nagrywanie rozmów, poczta głosowa, książka telefoniczna, automatyczne pomiary linii transmisyjnych, rozgłaszanie komunikatów, identyfikacja abonentów, rejestracja i taryfikacja rozmów telefonicznych, edycja baz danych itp. W wyniku takiej rozbudowy centrala telefoniczna stała się serwerem telekomunikacyjnym, ponieważ oprócz funkcji łączeniowych właściwych dla centrali telefonicznej pełni również wiele funkcji właściwych dla systemów informatycznych [13].

Niezmiernie istotną rolę odgrywają serwery telekomunikacyjne w procesach integracji systemów łączności z systemami alarmowania, gazometrii i połączeń serwerów telekomunikacyjnych kopalń łączonych i wieloruchowych [6].

То	hal	ما	2
L A	De	ы	4

Podstawowe ograniczenia w stosowaniu systemów telematycznych w kopalniach

Ograniczenie	Charakterystyka
Przeciwwybuchowość	W kopalniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego urządzenia dołowe oraz interfejsy dołowe linii telekomunikacyjnych powinny być przeciwwybuchowe. Urządzenia dołowe systemów telekomunikacyjnych powinny mieć budowę iskrobezpieczną lub być bezpieczne optycznie (cecha "opis" wg PN-EN 60079-28) i umożliwiać pracę w warunkach dowolnej koncentracji metanu.
Stopień ochrony obudowy urządzeń	Z uwagi na wilgotność, zasolenie i obecność pyłów urządzenia telekomunikacyjne oraz urządzenia współpracujące z tymi systemami stosowane w wyrobiskach powinny posiadać stopień ochrony obudowy minimum IP54.
Struktura wyrobisk	Małe poprzeczne wymiary wyrobisk korytarzowych (kilka metrów) w stosunku do ich wymiarów po- dłużnych (do kilku kilometrów); rozległość wyrobisk i konieczność stosowania drzewiastej struktury sieci telekomunikacyjnych.
Środowisko elektromagnetyczne	W wyrobiskach występuje duże nagromadzenie (w ograniczonych przestrzeniach) sieci i urządzeń elek- troenergetycznych o bardzo dużych mocach; występują trudności ze skutecznym rozdziałem uziomów elektroenergetycznych (w tym SUPO) i telekomunikacyjnych; sieci telekomunikacyjne w kablach opan- cerzonych oraz elektroenergetyczne na długich odcinkach wyrobisk są prowadzone równolegle w nie- wielkiej odległości ograniczonej przede wszystkim wymiarami poprzecznymi wyrobisk.
Ograniczona ciągłość zasilania dołowych urządzeń telekomunikacyjnych z sieci elektroenergetycznej	<ul> <li>Ciągłość zasilania tych urządzeń jest ograniczona przez:</li> <li>planowe wyłączenia w sieci elektroenergetycznej (np. przeprowadzanie napraw) oraz okresowe testowanie układów wyłączeń urządzeń elektroenergetycznych realizowanych przez systemy gazometrii,</li> <li>nieplanowe wyłączenia wywołane zadziałaniem zabezpieczeń elektroenergetycznych oraz metanometrycznych.</li> <li>Przekroczenie progu alarmowego metanomierza w wyrobisku powoduje automatyczne wyłączenie energii elektrycznej w danym rejonie. Wzrost stężenia tlenku węgla czy brak określonego minimalnego przepływu powietrza również może być przyczyną alarmów lub wyłączeń energii elektrycznej.</li> </ul>

Na rysunku 3 przedstawiono uproszczony schemat blokowy jednosekcyjnego serwera telekomunikacyjnego DGT IPnova, najpowszechniej stosowanego w polskich podziemnych zakładach górniczych, w którym zaznaczono najprostszą wydzieloną sieć teleinformatyczną LAN [1]. Do przełącznika tej sieci oprócz jednostek sterujących (JS) przyłączone są serwery: systemu nagrywania rozmów (NetCRR), usług dodatkowych (SUD), edycji baz danych (KBDed), zdalnego nadzoru (KZN) itp. Serwer ten może



Rys. 3. Ogólna architektura jednosekcyjnego serwera telekomunikacyjnego DGT IPnovaPL2 procesory liniowe, PK-DSP pole komutacyjne, FLASHRAM procesor sygnałów tonowych i komunikatów słownych, BPSL bufor liniowy

obsługiwać nie tylko abonentów wyposażonych w telefony analogowe (TA16) czy cyfrowe różnych standardów (SUp0, SS0, SUk0), lecz także abonentów VoIP. Serwery w sieci LAN mogą pełnić jedną z dwóch zasadniczych funkcji informatycznych:

- w zakresie sprzętowym są to komputery przemysłowe świadczące określonego rodzaju usługi, sprowadzające się zazwyczaj do udostępniania swoich zasobów innym komputerom lub pośredniczące w przekazywaniu danych między komputerami,
- w zakresie programowym jest to zainstalowane specyficzne oprogramowanie (program, baza danych) świadczące usługi na rzecz innych urządzeń czy systemów (np. gazometrycznych, wizualizacji), przyłączonych do tej sieci LAN w kopalni.

Stosunkowo nowym sposobem realizacji łączności telefonicznej w kopalniach jest również wykorzystywanie sieci komputerowych, co zostało nazwane skrótem VoIP<sup>3</sup>. W tego rodzaju sieciach występuje transmisja pakietów zawierających głos w postaci cyfrowej. Współczesne serwery telekomunikacyjne kopalń umożliwiają podłączenie do systemu łączności ogólnokopalnianej abonentów telefonii VoIP za pośrednictwem karty VoIP wyposażonej w gniazdo Ethernet. Do wydzielonej sieci LAN (lub do portów cyfrowych serwera telekomunikacyjnego DGT IPnova) można przyłączyć także urządzenia teletransmisyjne innych kopalnianych systemów telekomunikacyjnych (gazometrii, transmisji danych, wizualizacji, alarmowania).

# 4. TELEMATYKA W SYSTEMACH MONITORINGU

Pierwsze systemy monitoringu środowiska technicznego kopalń podziemnych stosuje się od połowy

<sup>&</sup>lt;sup>3</sup> VoIP – ang. Voice over Internet Protocol.

lat siedemdziesiątych ubiegłego wieku w dyspozytorniach metanometrycznych (centrale CTT63/40U). W tym samym czasie rozpowszechnił się również monitoring dwustanowy maszyn i urządzeń górniczych (system CTT-32). Miał on charakter obserwacji tzw. stanów skrajnych (np. praca/postój, otwarty/zamknięty, pełny/niepełny itp.) [7, 14]. Od ponad dwudziestu lat kombajn górniczy wyposażany jest w komputerowy układ sterowania wraz z systemem rejestracji i archiwizacji zdarzeń. Zdalny (z powierzchni) monitoring maszyn i urządzeń górniczych rozpoczął się na przełomie wieków wdrożeniem w kopalni Bogdanka systemu SMoK z modemowym systemem transmisji informacji do dyspozytorni zakładowej. W dyspozytorniach kopalń są więc obecnie dostępne dwa rodzaje informacji o stanie pracy maszyn lub urządzeń:

- informacje podstawowe monitoring dwustanowy, uzyskiwany najczęściej z systemów wielokrotnej transmisji sygnałów (np. FOD, UTS, CTT-32),
- informacje zaawansowane (sygnały analogowe) uzyskiwane ze sterowników maszyn lub urządzeń górniczych, a także zabezpieczeń cyfrowych w rozdzielnicach, czy też z systemów gazometrycznych.

W latach dziewięćdziesiątych XX wieku upowszechnił się system ZEFIR, który był pierwszym dyspozytorskim systemem wizualizacji wykorzystującym komputery osobiste klasy IBM PC, pracujące pod kontrolą systemu DOS. System ten początkowo pobierał dane z systemów transmisji dwustanowej i dokonywał ich wizualizacji. ZEFIR (po wielu modyfikacjach technicznych i programowych) jest eksploatowany do dzisiaj i wyznacza wiele nieformalnych standardów w zakresie funkcjonowania komputerowych systemów monitoringu i wizualizacji w kopalniach [7].

Obecnie dla bieżącego nadzoru maszyn i urządzeń górniczych, a także sieci elektroenergetycznych stosuje się systemy monitorowania wykorzystujące najczęściej oprogramowanie typu SCADA. Podstawowymi zadaniami takich systemów monitorowania są [6, 7, 14]:

- zbieranie i archiwizacja sygnałów z monitorowanych urządzeń, np. wyników pomiarów,
- wizualizacja stanu monitorowanych urządzeń w punktach nadzoru,
- zdalne sterowanie maszynami, a także wyłącznikami w rozdzielnicach,
- alarmowanie o nieprawidłowych ich stanach,
- sporządzanie raportów (np. dla potrzeb nadzoru produkcji).

Obecnie podstawowym medium transmisyjnym w kopalniach podziemnych są kable symetryczne miedziane. W typowej kopalni średnio wykorzystuje się ponad 1000 par [7, 9]. Wynika to z faktu, że wiele urządzeń końcowych (metanomierze, telefony i telefony sygnalizatory alarmowe) wymaga zasilania centralnego z powierzchni. W systemach telematycznych pasmo częstotliwości akustycznych jest wykorzystywane w transmisji sygnałów dwustanowych (FOD-900, UTS) z dostępem po drodze, w gazometrii, gdzie wykorzystuje się głównie modemy telefoniczne dla linii dzierżawionych, a w niektórych systemach transmisję częstotliwościową (do 12 kHz), w sejsmometrii i sejsmoakustyce oraz do monitorowania maszyn i urządzeń górniczych z wykorzystaniem wąskopasmowych modemów telefonicznych dla linii dzierżawionych. Modemy telefoniczne w kopalniach potrafią pracować z przepływnością do 33 600 kb/s w liniach symetrycznych o średnicy żył 0,8 mm [15].

Pasma wyższych częstotliwości w podziemnych zakładach górniczych mogą być eksploatowane w systemach transmisji danych (np. jako łącza RS485 lub wykorzystujące protokół Lon Works), niestety tylko na stosunkowo krótkie odległości (zasięg transmisji do 2 km), natomiast w jeszcze wyższych pasmach częstotliwości sporadycznie stosuje się modemy szerokopasmowe (np. modemy SHDSL firmy WESTERMO) [15].

Ograniczenia związane z rozległością wyrobisk, koniecznością zapewnienia iskrobezpieczeństwa w dołowych sieciach teletransmisyjnych i możliwe do uzyskania w kablach miedzianych maksymalne szybkości transmisji sprawiły, że w kopalniach równolegle do sieci miedzianych, buduje się sieci światłowodowe, wykorzystywane przede wszystkim w systemach monitorowania maszyn i urządzeń górniczych.

Właściwości poszczególnych mediów transmisyjnych zestawiono w tabeli 3 [15].

Należy zwrócić uwagę, że o możliwym zakresie monitorowania maszyn i urządzeń górniczych decyduje przede wszystkim współczesna telematyka, czyli zainstalowane w nich inteligentne urządzenie elektroniczne (IED<sup>4</sup>). Obecność urządzeń IED umożliwia uzyskanie za pomocą pomiarów wielu szczegółowych informacji o wartościach mierzonych wielkości elektrycznych (prąd, napięcie, moc, energia elektryczna) oraz umożliwia także zdalne ich sterowanie. Analiza obecnego stanu urządzeń IED zainstalowanych w kopalniach podziemnych wykazała, że w kopalniach stosowanych jest równolegle kilka różnych systemów wizualizacji. Jedne z nich wykorzystuje dyspozytor główny, inne dyspozytor metanometrii, a jeszcze inne są stosowane w dyspozytorniach energomechanicznych czy w sterowaniu transportem.

W tabeli 4 (w kolejności alfabetycznej) przedstawiono przykładowe dyspozytorskie systemy wizualizacji stosowane w polskich kopalniach [8, 14].

<sup>&</sup>lt;sup>4</sup> IED – inteligentne urządzenie elektroniczne; skrót od określenia *intelligent electronic devices*; jest to urządzenie zawierające co najmniej jeden procesor umożliwiający komunikację z zewnętrznymi źródłami danych (np. elektronicznych mierników, zabezpieczeń cyfrowych, sterowników).

Tabela 3	
Porównanie właściwości mediów transmisvinych dla konalń nodziej	nnvch

	Kable miedziane symetryczne	Kable miedziane promieniujące	Kable światłowodowe	Łącza radiowe
Zasięg	od 100 m dla 1 GB/s, do ponad 10 km dla pasma telefonicznego	do 500 m, konieczność budowy infrastruktury ze wzmacniakami	do kilkudziesięciu kilometrów, do 1 Gb/s	kilkaset metrów, niezbędna infrastruktura dostępowa
Zdalne zasilanie	tak	tak	nie; tak (kable hybrydowe)	nie
Wpływ złącz	pomijalny	niewielki	istotny	nie dotyczy
Przepływność	do 1 Gb/s, im wyższa częstotliwość tym mniejszy zasięg	do kilkuset megaherców (modemy, szerokopasmowe)	do 1 Gb/s	do kilkudziesięciu megabitów na sekundę
Technologia łączenia	łatwa	łatwa – wymaga złącz	trudna – wymaga zaawansowanych narzędzi (spajanie włókien)	nie dotyczy

# wnanie właściwości mediów transmisyjnych dla kopalń podziemnych

# Tabela 4

# Przykładowe systemy nadzoru, sterowania i wizualizacji stosowane w kopalniach

Nazwa systemu	Producent	Uwagi
DEMKop	SOMAR	Kopalniany system wizualizacji przeznaczony w szczególności dla dyspozytorni energomechanicznych zakładów górniczych jako oprogramowanie narzędziowe; rozwiązania sprzętowe to system SMoK.
e-kopalnia	FAMUR	System zdalnego nadzoru maszyn górniczych (zbiór rozwiązań teleinformatycznych, sprzętowych i narzędzi pomiarowych). Elementy tego systemu to: urządzenia sterowania (np. FAMAC: MRS, OPTI, DMP), przeciwwybuchowy sprzęt informatyczny (np. serwer, stacja lokalna LS, komputer MPC I) oraz systemy diagnostyczne sprzętowe, a także programowe.
EMAC	ENERGO TEST	System dla sieci elektroenergetycznych; współpracuje ze sterownikami urządzeń elektroenergetycznych PLC różnych firm i innymi zabezpieczeniami wyposażonymi w jawny protokół komunikacyjny.
EP7-SMP	ELPRO7	System monitorowania pompowni dołowych firmy ELPRO.
eSPiM CSBiRE	WINUEL	Elektroniczny system pomiarowo-rozliczeniowy energii; system wizualizacji raportowania, analiz symulacyjnych i planowania oraz zarządzania zużyciem energii elektrycznej; stosowany w KGHM.
MonSteer-D	Tranz-Tel	System nadzoru dyspozytorskiego; oprogramowanie narzędziowe; rozwiązanie sprzętowe to np. system FOD.
SAURON	RNT	System wizualizacji SAURON posiada interfejsy do komunikacji z IED urządzeń górniczych oraz dedykowane aplikacje programowe, takie jak np.: Pompownie, Sieć 6 kV, Odstawa, Ściany, Przodki, Skipy, Klimatyzacja.
SD-2000	EMAG	Dyspozytorski system wizualizacji; oprogramowanie narzędziowe.
Smart Wall	Elgór+ Hansen	System sterowania, monitoringu maszyn i urządzeń górniczych. System posiada elementy sprzętowe (np. ognioszczelny komputer EH-O/06, pulpit sterowniczy EH-O/01, separator EH-O/03) oraz programowe (np. KESSA-ATON, EH-WallView, EH-MineView).
SP3	HASO	System prezentacji procesów przemysłowych (SP3); oprogramowanie narzędziowe.
SWµP	HASO	Komputerowy system wspomagania dyspozytora metanometrii; oprogramowanie narzędziowe.
SYNDIS (RV)	MIKRO NIKA	System nadzoru, doradztwa i sterowania instalacjami przemysłowymi; dyspozytorski system monitorowania i kontroli pracy systemu elektroenergetycznego kopalni stosowany jest w KGHM.
THOR	SEVITEL	System dyspozytorski: wizualizacji, monitoringu, archiwizacji, raportowania i sterowania; oprogramowanie narzędziowe.
WIZAS	Becker Warkop	System wizualizacji maszyn ścianowych z dedykowanymi sterownikami firmy BECKER.
WIZCON Superwizor	Wizcon® Systems SABUR	Dyspozytorski system kontroli parametrów produkcji i bezpieczeństwa z modułem wizualizacji WIZCON; oprogramowanie przemysłowe pozwalające na zarządzanie, monitoring i sterowanie procesami technologicznymi za pomocą przeglądarki internetowej.
ZEFIR	PRUNELLA	Najpowszechniej stosowany w kopalniach dyspozytorski system wizualizacji przeznaczony dla dyspozytorni zakładowych, dynamiczna tablica synoptyczna; oprogramowanie narzędziowe.

### 5. PODSUMOWANIE

Telematyka w systemach monitoringu rozwija się obecnie najszybciej ze wszystkich innych usług telekomunikacyjnych w kopalniach. Monitoring maszyn, urządzeń i środowiska zawsze wiąże się jednak z koniecznością instalacji nowych sterowników oraz modyfikacją wyposażenia i oprogramowania sterowników już istniejących, a także budową światłowodowych linii telekomunikacyjnych w magistralnej sieci kablowej [15].

Wprowadzenie monitoringu w nowych obszarach technologicznych w kopalniach powinno być jednak poprzedzone analizą, która uwzględni zarówno koszty telematyki, jak i jej znaczenie dla całości nadzorowanego procesu technologicznego w kopalni czy diagnostyki poszczególnych ważnych urządzeń.

Monitoring w kopalni należy rozpocząć od wyposażenia maszyn górniczych w inteligentne urządzenia elektroniczne (IED) i takie układy automatyki, które umożliwią ich zdalne sterowanie.

Wzrost wydajności w kopalni można osiągnąć kilkoma sposobami, z których najtańsze to m.in.:

- zwiększenie efektywnego czasu pracy eksploatowanych w zakładzie górniczym maszyn i urządzeń elektrycznych,
- minimalizacja przestojów, czyli czasu traconego na niekontrolowane awarie maszyn i urządzeń oraz skrócenie czynności międzyoperacyjnych (np. przekładki maszyn).

Cele te można osiągnąć, wprowadzając w kopalniach nowoczesne systemy telematyczne. W kopalniach nie powinno dochodzić do awarii. Stąd należy kłaść duży nacisk na bieżące monitorowanie urządzeń elektrycznych przede wszystkim pod kątem wcześniejszego wykrywania nieprawidłowości w ich pracy oraz należytego przygotowania planowanego remontu.

Należy zdać sobie sprawę, że z powodu konieczności instalacji w wyrobiskach urządzeń łączności telefonicznej, sygnalizatorów systemów alarmowania i czujników systemów gazometrycznych kable miedziane są i nadal będą instalowane we wszystkich korytarzowych wyrobiskach dołowych. Nie mogą one jednak stanowić zasadniczego elementu systemu tele-

#### Literatura

- Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Telekomunikacja w górnictwie. Systemy łączności telefonicznej, alarmowej i głośnomówiące, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2018.
- [2] Ustawa z dnia 16 lipca 2004 r., Prawo telekomunikacyjne, Dz.U. z 2004 r., nr 171, poz. 1800.
- [3] Noris M.: *Teleinformatyka*, Wydawnictwo Komunikacji i Łączności, Warszawa 2002.
- [4] Wydro K.B.: *Telematyka znaczenie i definicje terminu*, "Telekomunikacja i techniki informacyjne" 2005, 1–2: 116–127.
- [5] Miśkiewicz K., Wojaczek A.: Systemy radiokomunikacji z kablem promieniującym, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2010.
- [6] Miśkiewicz K., Wojaczek A., Wojtas P.: Systemy dyspozytorskie kopalń podziemnych i ich integracja. Wybrane problemy, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
- [7] Dyczko A., Wojaczek A. (red.): Systemy telekomunikacyjne, monitoring i wizualizacja podziemnej eksploatacji złóż, Monografia SEP. Wydawnictwo Fundacji dla AGH, Kraków 2011.
- [8] Wojaczek A., Wojaczek A.: Systemy monitoringu w kopalni podziemnej, "Systemy Wspomagania w Inżynierii Produkcji" 2016, 1: 523–536.
- [9] Wojaczek A.: Wpływ środowiska technicznego kopalń podziemnych na transmisję sygnałów w dołowych sieciach telekomunikacyjnych, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2014.
- [10] Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze. Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 1 lipca 2016 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy – Prawo geologiczne i górnicze, Dz.U. z 2016 r., poz. 1131.
- [11] Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, Dz.U. z 2017 r., poz. 1118.
- [12] Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30.04.2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych, Dz.U. z 2004 r., nr 99, poz. 1003.
- [13] Wojaczek A.: Łącze, sieć serwer w telekomunikacji górniczej, "Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa" 2014, 3: 53–59.
- [14] Wojaczek A., Dyczko A. (red.): Monitoring wybranych procesów technologicznych w kopalniach podziemnych, Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2015.
- [15] Wojaczek A., Miśkiewicz K.: Problemy transmisji w kopalnianych systemach telekomunikacyjnych, "Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa" 2013, 7: 5–12.

dr hab. inż. ANTONI WOJACZEK, prof. Pol. Śl. Katedra Elektrotechniki i Automatyki Przemysłowej Wydział Górnictwa i Geologii Politechnika Śląska ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice awojaczek@polsl.pl

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2017.4.532.35

ADAM HEYDUK JAROSLAW JOOSTBERENS

# Hardware-in-the-Loop simulation applied to roadheader cutting head speed control system testing

This paper presents a description of the test stand and results of the Hardware-in-the--Loop simulation for the angular speed control system of roadheader cutting heads. The system has been implemented in the LabView package using National Instruments cRIO and cDAQ devices. The system uses a discrete PI controller implemented with a cRIO FPGA module. Some results of simulation tests undernormal operating conditions and in emergency conditions have been presented.

Key words: roadheader, angular speed control, Hardware-in-the-Loop simulation

# 1. INTRODUCTION

The cutting head load of aroadheader during mining operation is a complex phenomenon dependent on a number of factors. The optimization of this process with respect topower consumption reduction and dynamic load reduction requires the identification of individual factors and their influence on the roadheader's performance. The most-influencing factor is cutting thickness; this depends on the location of the individual knives on the cutting head, the angular speed of the head, and the horizontal and vertical tilts. In the currently used roadheaders, the cutting head angular speed is not adjustableand the tilt is controlled manually. Automation of this process requires the use of appropriate closed-loop control systems. Selection of the structures and parameters of these systems can be made by analytical or simulation methods, but the practical implementation of such a control system using a suitable controller with specialized control software requires previous verification of its correct operation. One method of this verification may be the Hardware-in-the-Loop (HIL) simulation.

# 2. THE ROLE OF HARDWARE-IN-THE-LOOP SIMULATION IN DESIGN PROCESS OF CONVERTER-FED DRIVE SYSTEMS

The functional properties of today's electromechanical drive systems with digitally controlled power electronics are largely determined by their control software [1]. The development and testing of this control software plays a vital role in the design of adrive system. However, simulation studies that do not take into account the specific properties of the target digital system implementing the control algorithmare not able to detect certain phenomena that may play a negative role in the later functioning of the entire system. The discrepancy between the performance of the algorithm at the computer simulation level and its real-time performance (e.g., related to the speed limits of control program execution, limited signal transfer rate, memory capacity constraints, or range and precision constraints of the variables used by control algorithms) may lead to damage or destruction of the controlled machinein extreme cases (e.g., caused by instability of the control system). Disclosure of these phenomena only at the stage of
testing the complete solution can involve considerable time and cost and even risk to health and human life [2]. Hence, Hardware-in-the-Loop techniques utilizing areal controller and computer-simulated model of the controlled object [3] are becoming increasingly important. This method can be considered as an intermediate solution between simulation studies in a uniform programming environment (e.g., Matlab/

bilden generation bilden to teal object mabbind experimental research hardware in the loop computer simulation research cost and time

Simulink or Scilab/Scicos) and experimental studies

using real controller and real object [4, 5]. This rela-

tionship has been shown in Figure 1.

Fig. 1. Comparison of Hardware-in-the-Loop simulation with other converter-fed drive systems research methods (based on [1])

Both the controller algorithm and controlled object model are separately implemented in the form of periodically executed software loops. Between these loops, there is a continuous exchange of data. This data maps the internal state and output signal state of the controlled object as well asthe control signals generated by the controller algorithm [6]. This process has been shown schematically in Figure 2.

The advantage of such a solution is the possibility of the relatively easy and rapid testing of the actual response of the control system to anticipated emergency situations, such as exceeding the range of allowable output values, disturbances in signal transmission, or some sensor malfunction. Verification of the real control system and developed software operation based on the mathematical model of the controlled object can significantly facilitate and shorten the entire system start-up process after the controller has been connected to the actual actuators, sensors, and controlled object [3].

Hardware-in-the-Loop tests can therefore be viewed as real-time validation of the results of the synthesis of the control algorithm developed at the Model-in-the-Loop (MIL) level. The MIL level coverstheimplementation of the control algorithm, mathematical model of the controlled object, and mathematical models of the actuators and sensor dynamics in a uniform hardware and software environment based on relationships developed through theoretical analysis or experimental identification.



Fig. 2. Simulation process using Hardware-in-the-Loop method

# 3. LABORATORY STAND FOR TESTING CONTROL SYSTEM OF ROADHEADER CUTTING HEAD DRIVE SYSTEM USING HARDWARE-IN-THE-LOOP SIMULATION METHOD

### 3.1. Structure of test stand

A closer approximation of the realoperating conditions of acontrol system is possible with the HIL method and is based on the application of the target controller with the developed software, connected to the mathematical model of the controlled plant executed on a separate hardware platform. An important feature of this method is that the nature of the input and output signals and their changes are similar to the measurement and control signals occurring under real-time and real-operating-environment conditions. Based on previously developed and identified models of the converter-fed drive system dynamics used in pure simulation research of the cutting head angular velocity control system using themodel--in-the-loop (MIL) technique, a laboratory stand has been developed for the control circuits and software using the Hardware-in-the-Loop (HIL) technique. The purpose of developing such a system is related to the ability to test the implementation of the relevant real-time control algorithms with the target industrial controller and input and output signals close to reality. The developed concept of the HIL test stand is based on two main hardware components: a target real-time controller intended to be used in the final system, and a PC-based simulation model of the controlled object developed using LabView<sup>™</sup> software. The controlled object model imitates a roadheader cutting head converter-fed drive system together with the model of the load process. The schematic diagram of the circuit is shown in Figure 3. As shown in Figure 3, the hardware interface between the controller and PC computer is the National Instruments cDAQ-9174 device [7] with the appropriate analog input and output cards. On the basis of the accepted conceptual assumptions described above, an automated test stand for the cutting head speed control system has been designed and completed for use of the HIL method.



Fig. 3. Schematic diagram of laboratory standfor HIL testing of cutting head speed control system of roadheader

The basic elements of the developed HIL test stand shown in Figures 3 and 4 are as follows:

 personal computers designed to work with National Instrument control and measurement devices: 1A connected to cRIOreal-time PI controller; 1B connected to cDAQ, acting as an object simulator; 1C connected to cDAQ, designed for acquisition, recording, and visualization of measurement data;

- NI cRIO-9074 controller (2) with analog input card (a), analog output card(b), and digital output card (c);
- 3) NI cDAQ-9174 (3) interface with analog input card (a) and analog output card (b);
- voltage conversion circuit from 0–10 V to current standard 4–20 mA (4A) with an open-loop alarm and a simple current-voltage converter (4B);
- 5) shielded cables for transmission of control and measurement signals (5);
- Fael LP322 switch (6) with normally closed unstable contact as an element designed to reset the protection against the effects of loss of control capability;
- NI cDAQ-9174 (7) interface with an analog input card;
- power supplies of the individual NI control and recording devices.

The NI cRIO-9074 (2) controller [8] has been intended for an operation in the final version of the angular speed control system of the roadheader cutting heads. The 32-channel 16-bit NI 9205 analog input module with a voltage range of  $\pm 10$  V and a maximum sampling rate of 250 kS/s is used as the controller input [9]. The controller output has been implemented using an NI 9263 four-channel analog output module with a voltage range of  $\pm 10$  V and maximum total sampling rate of 100 kS/s for all channels [10]. The cDAQ-9174 (3) 4-channel NI 9215 analog output module with a voltage range of  $\pm 10$  V and a maximum total sampling rate of 150 kS/s divided by all channels and an identical analogue output module (as in the cRIO controller) have been used for the hardware modeling of the real controlled object. Additionally, the NI 9474 series digital output card has been used to signal a possible emergency condition. An overall view of the laboratory test stand is shown in Figure 4.



Fig. 4. Overall view of laboratory stand for HIL method control system testing

# 3.2. Transmission of control signal between controller and controlled object model

One of the important factors determining the correct operation of the control system is the transmission of the control signal from the controller to the actuator. This transmission must be performed in a reliable manner (i.e., insensitive to disturbances) and must be adapted to the structure of the regulation system in terms of dynamics (frequency and periodicity of signal transmission) and to the distance between the controller and actuator. This method must also be adapted to the controller's ability to generate the output signal and signal the input capabilities of the actuator - in this case, the frequency inverter (equipped with an analog control input). Therefore, for transmission of the control signal, the 4-20 mA current loop standard has been chosen because - due to the higher output impedance of the signal transmitter and the lower input impedance of the receiver - it is much more immune to electromagnetic interference than the transmission of the voltage signal. Limiting the output signal domain to the 4-20 mA range makes it easy to detect a current loop break (i.e., loss of control signal) resulting in theloss of system controllability. In this case, the frequency inverter is quickly switched off, and the emergency event is properly signaled. The current loop interface has been implemented using the Analog Devices AD694 transmitter. This enables the conversion of a voltage signal from arange of 0-10 V (which corresponds to the output voltage level of the NI 9263 card) to a current signal of 4-20 mA with a nonlinearity lower than 0.002% [11]. This device features an open loop detection system and internal 2,000 V and 10,000 V reference voltage sources.

# 4. TEST RESULTS OF ROADHEADER CUTTING HEAD DRIVE SPEED CONTROL SYSTEM WITH HIL METHOD

# 4.1. Results of angular velocity control tests of cutting heads under load torque changes

The mounted and tested laboratory stand has been used for a number of real-time studies of the angular

speed control system for roadheader cutting heads undercontrolled dynamic and static overload conditions, taking into account the real operating conditions of the machine and possible occurrence of emergency conditions. The target speed controller has been implemented in the NI cRIO-9074 controller using the FPGA module [12, 13]. The FPGA module has a unidirectional signal flow (without any software-based loops), so it complies with the requirements concerning the speed and reliability of the real-time system performance. The simulation model of the roadheader with the frequency inverterfed drive system has been implemented using the NI cDAQ-9174. The Front Panel of this simulation model is shown in Figure 5.



Fig. 5. Screenshot of Front Panel of road header drive simulation model

The input and output signal values have been recorded by a separate NI cDAQ device (pos. 7 in Figs. 3 and 4) programmed in LabView. The Front Panel of the recording program is shown in Figure 6.



# Fig. 6. Screenshot of Front Panel of recording software during example test of angular velocity control system with HIL method

Figure 7 shows the test results of a system with a load torque pattern programmed on the basis of

data directly recorded during an operation of the real shearer (total load torque caused by friction and rock-cutting forces).



Fig. 7. HIL tested waveforms of reference and real angular velocity ofroadheader drive model loaded with torque restored from directly recorded load patterns

The next stage of the research involved the operation of the system with different load torque values generated by the ARMA model with coefficients identified from the experimental studies. The results of an example simulation are shown in Figure 8.



Fig. 8. HIL tests of reference value and angular velocity of roadheader drive model loaded with torque in form of time sequence generated using ARMA model

# 4.2. HIL test results of protection system against effects of emergency conditions

One of the important goals of the HIL simulation tests is to check the response of the software to possible emergency situations. These situations must be properly handled. Emergency conditions involve the loss of controllability; examples include the following situations:

- disappearing or interfering signals from the sensors (e.g., speed sensor),
- loss or disturbance of control signal transmission to actuators (e.g., frequency inverter),
- loss of system stability (i.e., oscillations of output values due to system divergence),
- operation of internal overcurrent protection in the actuator (frequency inverter).

Selected emergency states have been simulated on a test workbench. In the course of the test, the operation of the software safety module has been checked in case of an open loop break in the continuity of the control circuit, both in the control and feedback paths. The response of the protection system to the disappearance of the speed signal in the feedback loop is shown in Figure 9. A loss of system stability was achieved by incrementally increasing the value of the controller gain during system operation. The loss of system stability can be characterized by increasing high magnitude speed oscillations. As a criterion for detecting the fault state, exceeding the limit value of the deviation between the reference and actual speed value has been established. In each of the mentioned emergency states, the controller response should lead to zero control signal. It should also be possible to signal an emergency and exclude the possibility of direct reactivation of the control system in the event of an unrepaired failure. The response of the protection system to the loss of stability during system start-up is shown in Figure 10, and the response of the control system to the loss of stability at the load torque is shown in Figures 11 and 12.



Fig. 9. Changes of angular speed  $\omega_m$  and control signal u over time when feedback loop is broken (signal loss from speed sensor)



Fig. 10. Changes of angular speed  $\omega_m$  and control signal u over time incase of detected speed oscillations due to loss of stability during start-up of drive







Fig. 12. Changes of angular speed  $\omega_m$  and control signal u over time incase of detected speed oscillations due to loss of stability with increasing load conditions

### 5. CONCLUSIONS

The behavioral results of the discrete-PI controller (with gains tuned by an earlier MIL simulation method) implemented in the cRIO controller and interfacing with the digital simulation model of the roadheader cutting head drive system show a significant similarity toprevious MIL results. Also, the implemented protection algorithms against the effects of emergency conditions demonstrated their efficiency, responding quickly to the disruptions and breakdowns that can occur during the operation of aroadheader. This proved the correctness of the development of the adopted control algorithm and its software implementation, applied to acontroller intended for operation in areal system.

### Acknowledgements

This work was implemented under the research project entitled "Control of roadheader cutting heads movement for reduction of energy consumption of mining and dynamic loads" co-financed by the National Center for Research and Development under the Applied Research Projects (agreement no. PBS3/B2/15/2015).

#### References

- Sarhadi P., Yousefpour S.: State of the art: hardware in the loop modeling and simulation with its applications in design, development and implementation of system and control software, "International Journal of Dynamics and Conrol" 2015, 3: 470–479.
- Jaszczak S.: Procedura Hardware-in-the-Loop w syntezie algorytmów sterowania, "Pomiary – Automatyka – Kontrola" 2010, 56, 7: 685–687.
- [3] Pietrusewicz K.: Projektowanie mechatroniczne. Technika Hardware-in-the-Loop a założenia Industry 4.0, "Napędy i Sterowanie" 2016, 4: 92–98.
- [4] Bouscayrol A.: Hardware-in-the-Loop simulation, Industrial Electronics Handbook, 2nd ed., Vol. 3, Chapter 35, Taylor & Francis, Chicago 2011.
- [5] Bouscayrol A.: *Hardware-in-the-Loop simulation*, Electric Vehicle Symposium EVS'24, Stavanger 2009.
- [6] Maclay D.: Simulation gets into the loop, "IEEE Review" 1997, 43, 3: 109–112.
- [7] NI cDAQ<sup>™</sup>-9174 Four-Slot USB Chassis Specifications, National Instruments, 2013.
- [8] NI cRIO-9074XT Reconfigurable Embedded Chassis with IntegratedIntelligent Real-Time Controller, National Instruments, 2016.
- [9] NI 9205 Datasheet 16 AI Differential/32 AI Single-Ended, ±200 mV to ±10 V, 16 Bit, 250 kS/s Aggregate, National Instruments, 2015.

- [10] NI 9263 Datasheet4 AO, ±10 V, 16 Bit, 100 kS/s/ch Simultaneous, National Instruments, 2016.
- [11] *AD694 4-20 mA transmitter. DatasheetRev B*, Analog Devices Inc, 2002.
- [12] Ponce-Cruz P., Molina A., MacCleery B.: *FuzzyLogicType 1* and *Type 2 Based on LabVIEW*<sup>™</sup> *FPGA*, Springer International Publishing, Heidelberg 2016.
- [13] Baran E.D.: LabVIEW FPGA. Riekonfiguriruyemyye izmieritiel'nyyei i upravlyayushchiye sistemy, "DMK Priess", Moskva 2009.
- ADAM HEYDUK, Ph.D., Eng. JAROSLAW JOOSTBERENS, Ph.D., Eng. Department of Electrical Engineering and Automation in Industry Faculty of Mining and Geology Silesian University of Technology ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Poland {Adam.Heyduk, Jaroslaw.Joostberens}@polsl.pl

ADAM HEYDUK JAROSLAW JOOSTBERENS

# Metoda Hardware-in-the-Loop w zastosowaniu do badania układu regulacji prędkości kątowej głowic urabiających kombajnu chodnikowego

W artykule przedstawiono opis stanowiska badawczego oraz wyniki symulacji metodą Hardware-in-the-Loop przeprowadzonej dla układu regulacji prędkości kątowej głowic urabiających kombajnu chodnikowego. Układ został utworzony w systemie LabView z wykorzystaniem urządzeń cRIO oraz cDAQ. W układzie zastosowano dyskretny regulator typu PI zrealizowany z wykorzystaniem sterownika cRIO. Przedstawiono wyniki badań symulacyjnych w stanach normalnej pracy oraz w stanach awaryjnych.

Słowa kluczowe: kombajn chodnikowy, regulacja prędkości kątowej, Hardware-in--the-Loop

### 1. WSTĘP

Obciążenie układu napędowego głowic urabiających kombajnu chodnikowego w trakcie urabiania jest zjawiskiem złożonym, zależnym od szeregu czynników. Optymalizacja tego procesu z punktu widzenia zmniejszenia energochłonności i obciążeń dynamicznych wymaga identyfikacji poszczególnych czynników wpływajacych na jego przebieg. Wymienić tu można przede wszystkim grubość skrawu zależną od rozmieszczenia poszczególnych noży na głowicy urabiającej oraz od prędkości kątowej głowicy, a także jej wychylenia w płaszczyźnie poziomej i pionowej. W dotychczas stosowanych kombajnach chodnikowych prędkość głowicy nie jest regulowana, natomiast wychylenia sterowane są w sposób ręczny. Automatyzacja tego procesu wymaga zastosowania odpowiednich układów regulacji, pracujących w zamkniętej pętli sprzężenia zwrotnego. Dobór struktury i parametrów tych układów może być dokonywany metodami analitycznymi lub symulacyjnymi, jednak praktyczna implementacja tego układu z zastosowaniem odpowiedniego sterownika z wyspecjalizowanym oprogramowaniem wymaga weryfikacji poprawności jego działania. Jedną z metod takiej weryfikacji może być symulacja Hardware-in-the-Loop (HIL).

# 2. ROLA SYMULACJI HARDWARE-IN-THE-LOOP W PROCESIE PROJEKTOWANIA PRZEKSZTAŁTNIKOWYCH UKŁADÓW NAPĘDOWYCH

Właściwości funkcjonalne współczesnych układów napędowych z cyfrowo sterowanymi przekształtnikami energoelektronicznymi w istotnym stopniu określane sa przez oprogramowanie [1]. Opracowanie i testowanie tego oprogramowania odgrywają zasadniczą rolę w procesie konstrukcji układu napędowego. Badania symulacyjne nieuwzględniające specyfiki docelowego układu, realizującego algorytm sterowania, nie są jednak w stanie wykryć niektórych zjawisk, mogących odgrywać negatywną rolę w późniejszym funkcjonowaniu całego systemu. Rozbieżność między działaniem algorytmu na poziomie symulacji komputerowej i w czasie rzeczywistym (związana np. z ograniczeniami szybkości realizacji programu sterującego, szybkości transmisji sygnałów, ograniczeniami pojemności pamięci czy też ograniczeniami zakresu i precyzji stosowanych zmiennych) może prowadzić, w krańcowym przypadku, do uszkodzenia lub zniszczenia obiektu z powodu np. niestabilności układu sterującego. Ujawnienie tych zjawisk dopiero na etapie testowania gotowego rozwiązania może wiązać się z dużymi nakładami czasu i kosztów, a nawet z zagrożeniem dla zdrowia i życia ludzkiego [2]. Stąd też coraz większego znaczenia nabierają techniki badań Hardware-in-the-Loop, wykorzystujące rzeczywisty układ sterownika i komputerowy model sterowanego obiektu [3]. Metodę tę można traktować jako rozwiązanie pośrednie pomiędzy badaniami symulacyjnymi w jednolitym środowisku programowym (np. Matlab/Simulink lub Scilab/Scicos), a badaniami doświadczalnymi z wykorzystaniem rzeczywistego sterownika i rzeczywistego obiektu [4–5]. Zależność tę przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Porównanie metody Hardware-in-the-Loop z innymi sposobami badań przekształtnikowych układów napędowych (według [1])

Zarówno algorytm regulacji, jak i model sterowanego obiektu realizowane są w postaci cyklicznie wykonywanych pętli programowych, między którymi istnieje wymiana danych odwzorowujących stan modelu sterowanego obiektu oraz generowane przez algorytm sygnały sterujące [6]. Proces ten ukazano schematycznie na rysunku 2.

Zaletą takiego rozwiązania jest także możliwość stosunkowo łatwego i szybkiego przetestowania rzeczywistej reakcji układu sterowania w przewidywanych sytuacjach awaryjnych, charakteryzujących się np. przekroczeniem zakresu dopuszczalnych wielkości wyjściowych, zakłóceniami w transmisji sygnałów lub też błędnym działaniem niektórych czujników. Sprawdzenie działania rzeczywistego układu i oprogramowania sterującego oparte na modelu matematycznego sterowanego obiektu może w istotny sposób ułatwić i skrócić proces uruchamiania całego systemu po połączeniu sterownika z rzeczywistymi elementami wykonawczymi, czujnikami i sterowanym obiektem [3]. Badania metodą Hardware-in-the-Loop można więc traktować jako prowadzoną w czasie rzeczywistym weryfikację wyników syntezy algorytmu sterowania zrealizowanej na poziomie Model-in-the--Loop (MIL), czyli realizacji algorytmu sterowania, modelu matematycznego obiektu sterowania oraz modeli matematycznych układów wykonawczych i pomiarowych w jednolitym środowisku sprzętowo-programowym w oparciu o zależności opracowane na drodze analizy teoretycznej lub identyfikacji doświadczalnej.



Rys. 2. Przebieg procesu symulacji z wykorzystaniem metody Hardware-in-the-Loop

# 3. STANOWISKO LABORATORYJNE DO BADAŃ UKŁADU NAPĘDOWEGO GŁOWIC URABIAJĄCYCH KOMBAJNU CHODNIKOWEGO METODĄ HARDWARE-IN-THE-LOOP

### 3.1. Struktura stanowiska badawczego

Zbliżenie się do warunków rzeczywistych, w których ma pracować układ sterowania, możliwe jest w przypadku metody HIL i polega na zastosowaniu docelowego sterownika i sprawdzeniu jego działania w układzie z modelem matematycznym obiektu zrealizowanym na osobnej platformie sprzętowej. Istotną cechą tej metody jest to, że sygnały wejścia i wyjścia oraz charakter zmiany tych sygnałów jest zbliżony do sygnałów pomiarowych i sterujących występujących w warunkach i czasie rzeczywistym. Na podstawie wcześniej opracowanych modeli dynamiki przekształtnikowego układu napędowego wykorzystywane w badaniach symulacyjnych układów regulacji prędkości kątowej głowic urabiających metodą Model--in-the-Loop (MIL), opracowano stanowisko do badań testowych układu sterowania metodą Hardware-in--the-Loop (HIL). Celowość budowy takiego układu związana jest z możliwością przetestowania stosownych algorytmów sterowania w czasie rzeczywistym z użyciem przewidzianego sterownika przemysłowego.

Opracowana koncepcja stanowiska do badań metodą HIL opiera się na dwóch głównych elementach sprzętowych: planowanym do wykorzystania w układzie docelowym sterowniku oraz utworzonym za pomocą oprogramowania LabView na komputerze klasy PC symulacyjnego modelu obiektu sterowania. Model obiektu odwzorowuje układ napędowy głowic urabiających kombajnu chodnikowego wraz z modelem ich obciążenia. Schemat ideowy układu przedstawiono na rysunku 3. Jako interfejs sprzętowy między sterownikiem a komputerem zastosowano układ NI cDAQ-9174 [7] wraz ze stosownymi kartami wejść oraz wyjść analogowych.



Rys. 3. Schemat ideowy stanowiska do testowania systemu sterowania napędu głowic urabiających kombajnu chodnikowego metodą HIL

Na podstawie przyjętych założeń koncepcyjnych zostało zaprojektowane i wykonane stanowisko do badań automatycznego układu sterowania prędkości głowic urabiających z wykorzystaniem metody HIL.

Podstawowymi elementami opracowanego i wykonanego stanowiska do badania metodą HIL, pokazanymi na rysunkach 3 i 4, są:

 komputery klasy PC przewidziane do współpracy z urządzeniami kontrolno-pomiarowymi firmy National Instrument – 1A komputer do współpracy ze sterownikiem cRIO, 1B – komputer do współpracy z cDAQ symulującym rzeczywisty obiekt, 1C – komputer do współpracy z układem cDAQ przeznaczonym do rejestracji, wizualizacji i akwizycji danych pomiarowych;

- 2) sterownik NI cRIO-9074 (2) z kartami: wejść analogowych (a), wyjść analogowych (b) i cyfrowych (c);
- interfejs cDAQ-9174 (3) z kartą wejść analogowych (a) oraz kartą wyjść analogowych (b);
- układ przetwarzający sygnał napięciowy 0–10 V na standard prądowy 4–20 mA (4A) z sygnalizacją przerwania pętli prądowej oraz prosty przetwornik prąd–napięcie (4B);
- ekranowane przewody do transmisji sygnałów sterującego i pomiarowych (5);
- 6) łącznik Fael LP322 (6) ze stykiem niestabilnym normalnie zamkniętym jako element przeznaczony do kasowania zadziałania zabezpieczenia od skutków utraty zdolności sterowania;
- 7) interfejs cDAQ-9174 (7) z kartą wejść analogowych;
- zasilacze (8) poszczególnych urządzeń rejestrującokontrolnych NI.

Do pracy w układzie rzeczywistym regulacji prędkości kątowej głowic przewidziany został sterownik NI cRIO-9074 (2) [8]. Jako wejście sterownika zastosowano 32-kanałowy 16-bitowy moduł wejść analogowych serii NI 9205 o zakresie napięciowym ±10 V i maksymalnej częstotliwości próbkowania 250 kS/s [9]. Wyjście sterownika utworzono, stosując czterokanałowy moduł wyjść analogowych NI 9263 o zakresie napięciowym ±10 V oraz maksymalnej częstotliwości próbkowania 100 kS/s dzielonej na kanał [10]. Do sprzętowego zamodelowania obiektu rzeczywistego posłużył układ cDAQ-9174 (3) wyposażony w czterokanałowy moduł wyjść analogowych NI 9215 o zakresie napięciowym  $\pm 10$  V i maksymalnej częstotliwości próbkowania 150 kS/s dzielonej na kanał oraz identyczny moduł wyjść analogowych, jak w sterowniku cRIO. Dodatkowo wprowadzono kartę wyjść cyfrowych służącą do sygnalizacji wystąpienia stanu awaryjnego serii NI 9474. Widok stanowiska laboratoryjnego przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 4. Widok stanowiska do badań testowych z wykorzystaniem metody HIL

# 3.2. Transmisja sygnału sterującego między sterownikiem a modelem obiektu

Jednym z istotnych czynników decydujących o prawidłowej pracy układu sterowania jest transmisja sygnału sterującego między regulatorem a elementem wykonawczym. Transmisja ta musi przebiegać w sposób niezawodny, czyli niewrażliwy na zakłócenia oraz dopasowany do struktury układu regulacji pod względem dynamiki (częstotliwość oraz regularność przesyłania sygnału) i odległości między regulatorem a elementem wykonawczym. Sposób ten musi być również dostosowany do możliwości generowania sygnału przez regulator oraz odczytu tego sygnału przez element wykonawczy (w tym przypadku przemiennik częstotliwości wyposażony w sterownicze wejście analogowe).

Do transmisji sygnału sterującego wybrano standard pętli prądowej, gdyż ze względu na większą impedancję wyjściową nadajnika sygnału i mniejszą impedancję wejściową odbiornika jest on znacznie bardziej odporny na zakłócenia elektromagnetyczne niż przesył sygnału napięciowego. Ograniczenie zakresu przesyłanego sygnału do wartości 4-20 mA umożliwia łatwe wykrycie przerwania pętli prądowej, czyli zaniku sygnału sterującego, powodujące utratę sterowalności układu. W tej sytuacji następuje szybkie wyłączenie przemiennika częstotliwości i odpowiednia sygnalizacja zaistniałego zdarzenia. Interfejs pętli prądowej został zrealizowany z wykorzystaniem układu nadajnika AD694 firmy Analog Devices. Umożliwia on konwersję sygnału napięciowego z zakresu 0-10 V (co jest zgodne z poziomem napięć wyjściowych karty NI 9263) na sygnał prądowy 4-20 mA z nieliniowością nieprzekraczającą 0,002% [11]. Układ ten wyposażony jest w system detekcji sygnalizacji przerwy w linii sygnałowej oraz wewnętrzne źródła napięcia odniesienia - 2000 V i 10 000 V.

# 4. WYNIKI BADAŃ STANOWISKOWYCH UKŁADU REGULACJI NAPĘDU GŁOWIC URABIAJĄCYCH METODĄ HIL

# 4.1. Wyniki badań regulacji prędkości kątowej głowic urabiających w warunkach zmian momentu obciążenia

Zmontowane i przetestowane stanowisko posłużyło do szeregu badań układu regulacji prędkości kątowej głowic urabiających kombajnu prowadzonych w czasie rzeczywistym w warunkach kontrolowanych przeciążeń dynamicznych i statycznych, uwzględniających realne warunki pracy maszyny oraz mogące wystąpić stany awaryjne. Regulator prędkości kątowej został zaimplementowany w sterowniku NI cRIO-9074 z wykorzystaniem modułu FPGA [12, 13]. W układzie FPGA występuje jednokierunkowy przepływ sygnałów, co spełnia wysokie wymagania dotyczące szybkości i pewności działania sterownika w czasie rzeczywistym. Model kombajnu z przekształtnikowym układem napędowym został zaimplementowany z wykorzystaniem urządzenia NI cDAQ-9174. Widok Front Panelu modelu kombajnu przedstawiono na rysunku 5.





Wartości sygnałów wejściowych i wyjściowych rejestrowane były przez odrębny układ NI cDAQ (poz. 7 na rys. 3 i 4) oprogramowany w środowisku LabView. Front Panel programu rejestrującego przedstawiono na rysunku 6.



Rys. 6. Widok Front Panelu oprogramowania rejestracyjnego podczas przykładowych testowych badań stanowiskowych układu regulacji prędkości kątowej głowic metodą HIL

Na rysunku 7 przedstawiono wyniki badań układu z momentem oporowym (odzwierciedlającym opory ruchu obrotowego poszczególnych elementów układu oraz opory skrawania skały) zadawanym programowo na podstawie bezpośrednio zarejestrowanych danych.



Rys. 7. Odtwarzane podczas badań metodą HIL przebiegi czasowe wartości zadanej  $\omega_{ref}$ i prędkości kątowej  $\omega_m$  modelu układu napędowego obciążonego momentem oporowym  $M_m(t)$  o przebiegu bezpośrednio zarejestrowanym podczas badań stanowiskowych

Kolejny etap badań obejmował pracę układu przy zróżnicowanych wartościach momentu obciążenia wygenerowanych przez model ARMA o współczynnikach zidentyfikowanych na podstawie badań doświadczalnych. Wyniki przykładowej symulacji przedstawiono na rysunku 8.



Rys. 8. Odtwarzane podczas badań metodą HIL przebiegi wartości zadanej  $\omega_{ref}$ i prędkości kątowej  $\omega_m$ modelu układu napędowego obciążonego momentem oporowym  $M_m(t)$  w postaci ciągu czasowego wygenerowanego z wykorzystaniem modelu ARMA

# 4.2. Wyniki badań układu zabezpieczeń przed skutkami stanów awaryjnych

Jednym z istotnych celów badań symulacyjnych metodą HIL jest sprawdzenie reakcji oprogramowania na mogące wystąpić w pracy rzeczywistego układu regulacji stany awaryjne, które nie mogą pozostać bez reakcji sterownika. Stany awaryjne wiążą się z utratą zdolności sterowania. Można tu przykładowo wymienić następujące sytuacje:

- zanik lub zakłócenia sygnałów z czujników pomiarowych (np. czujnika prędkości);
- zanik lub zakłócenia transmisji do elementów wykonawczych (np. przemiennika częstotliwości);
- utrata stabilności układu, czyli oscylacje wielkości wyjściowych na skutek rozbiegania się układu;
- zadziałanie wewnętrznych zabezpieczeń nadprądowych w elemencie wykonawczym (przemienniku częstotliwości).

Wybrane stany awaryjne zostały zasymulowane na stanowisku badawczym. W ramach badań testowych dokonano sprawdzenia działania modułu programowego zabezpieczeń w sytuacji przerwania ciągłości torów układu sterowania, zarówno toru regulacji, jak i toru sprzężenia zwrotnego. Reakcję układu zabezpieczeń na zanik sygnału prędkości w pętli sprzężenia zwrotnego przedstawiono na rysunku 9.



Rys. 9. Przebiegi czasowe prędkości kątowej  $\omega_m$  oraz sygnału sterującego u w sytuacji przerwania pętli sprzężenia zwrotnego (zanik sygnału z czujnika prędkości)

Utratę stabilności układu osiągnięto przez skokowe zwiększenie wartości nastaw regulatora w trakcie pracy systemu. Utrata stabilności charakteryzuje się powstawaniem oscylacji o dużej amplitudzie, stąd też jako kryterium detekcji stanu zakłóceniowego przyjęto przekroczenie granicznej wartości odchyłki między zadaną a rzeczywistą wartością prędkości kątowej. W każdym z wymienionych stanów awaryjnych reakcja sterownika powinna dążyć do sprowadzenia sygnału sterującego (na wyjściu sterownika) do zera. Zapewnione powinno być również sygnalizowanie wystąpienia stanu awaryjnego oraz wykluczenie możliwości ponownego bezpośredniego uruchomienia urządzenia sterującego przy zaistniałym uszkodzeniu.

Reakcję układu zabezpieczeń na utratę stabilności podczas rozruchu systemu przedstawiono na rysunku 10, a reakcję układu sterowania na utratę stabilności przy obciążeniu momentem oporowym przedstawiono na rysunkach 11 i 12.



Rys. 10. Przebiegi czasowe prędkości kątowej  $\omega_m$  oraz sygnału sterującego u w sytuacji wykrycia oscylacji prędkości na skutek utraty stabilności podczas rozruchu napędu



Rys. 11. Przebiegi czasowe prędkości kątowej  $\omega_m$  oraz sygnału sterującego u w sytuacji wykrycia oscylacji prędkości na skutek utraty stabilności przy zmniejszającym się obciążeniu



Rys. 12. Przebiegi czasowe prędkości kątowej  $\omega_m$  oraz sygnału sterującego u w sytuacji wykrycia oscylacji prędkości na skutek utraty stabilności w warunkach narastającego obciążenia

### 5. PODSUMOWANIE

Wyniki badań układu sterowania z regulatorem *PI* (o nastawach wyznaczonych metodą symulacji MIL) zaimplementowanego w sterowniku *cRIO* i współpracującego z symulacyjnym cyfrowym modelem układu napędowego kombajnu, wykazują znaczne podobieństwo z wcześniej uzyskiwanymi wynikami wyznaczonymi metodą MIL. Również zaimplementowane algorytmy zabezpieczeń przed skutkami stanów awaryjnych okazały się efektywne, szybko reagując na zakłócenia i awarie pojawiające się w trakcie pracy kombajnu. Wskazuje to na poprawność opracowania przyjętego algorytmu sterowania i jego implementacji programowej, zastosowanej w sterowniku przewidzianym do pracy w rzeczywistym układzie.

#### Podziękowania

Praca zrealizowana w ramach projektu badawczego pt. "Sterowanie ruchem głowic urabiających kombajnu chodnikowego dla potrzeb obniżenia energochłonności urabiania i obciążeń dynamicznych", dofinansowanego ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych (umowa nr PBS3/B2/15/2015).

### Literatura

 Sarhadi P., Yousefpour S.: State of the art: hardware in the loop modeling and simulation with its applications in design, development and implementation of system and control software, "International Journal of Dynamics and Conrol" 2015, 3: 470–479.

- Jaszczak S.: Procedura Hardware-in-the-Loop w syntezie algorytmów sterowania, "Pomiary – Automatyka – Kontrola" 2010, 56, 7: 685–687.
- [3] Pietrusewicz K.: Projektowanie mechatroniczne. Technika Hardware-in-the-Loop a założenia Industry 4.0, "Napędy i Sterowanie" 2016, 4: 92–98.
- [4] Bouscayrol A.: Hardware-in-the-Loop simulation, Industrial Electronics Handbook, 2nd ed., Vol. 3, Chapter 35, Taylor & Francis, Chicago 2011.
- [5] Bouscayrol A.: *Hardware-in-the-Loop simulation*, Electric Vehicle Symposium EVS'24, Stavanger 2009.
- [6] Maclay D.: Simulation gets into the loop, "IEEE Review" 1997, 43, 3: 109–112
- [7] NI cDAQ<sup>TM</sup>-9174 Four-Slot USB Chassis Specifications, National Instruments, 2013.
- [8] NI cRIO-9074XT Reconfigurable Embedded Chassis with IntegratedIntelligent Real-Time Controller, National Instruments, 2016.
- [9] NI 9205 Datasheet 16 AI Differential/32 AI Single-Ended, ±200 mV to ±10 V, 16 Bit,250 kS/s Aggregate, National Instruments, 2015.

- [10] NI 9263 Datasheet4 AO, ±10 V, 16 Bit, 100 kS/s/chSimultaneous, National Instruments, 2016.
- [11] AD694 4-20mA transmitter. Datasheet Rev B, Analog Devices Inc, 2002.
- [12] Ponce-Cruz P., Molina A., MacCleery B.: Fuzzy Logic Type 1 and Type 2 Based on LabVIEW<sup>™</sup> FPGA, Springer International Publishing, Heidelberg 2016.
- [13] Baran E.D.: LabVIEW FPGA. Riekonfigurirujemyje izmieritielnyje i uprawlajuszczije sistiemy, "DMK Priess", Moskwa 2009.
  - dr inż. ADAM HEYDUK

dr inż. JAROSLAW JOOSTBERENS

Katedra Elektrotechniki i Automatyki Przemysłowej

Wydział Górnictwa i Geologii

Politechnika Śląska

ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice

{Adam.Heyduk, Jaroslaw.Joostberens}@polsl.pl

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2017.4.532.49

# Principles of IT security in light of new regulations

In many places, the new regulations on the detailed requirements of underground mining operations introduced by the Minister of Energy on November 23, 2016, obligate the head of a coal mine to specify the detailed rules of implementation of the recommendations contained therein. This article is a review of the available IT security solutions recommended by the author for the technical implementation of the protection of SCADA systems. The solutions described here may be adopted as IT security regulations in coal mines.

Key words: IT safety, SCADA systems, separated networks

### 1. INTRODUCTION AND LEGAL STATUS

On July 1, 2017, the ordinance of the Minister of Energy (RME) from November 23, 2016, regarding the detailed requirements of underground mining operations published in (Dz.U. 2017, 1118) entered into force [1].

This regulation in the area of IT systems used in the technical aspect of mining industry operations has replaced the current regulation of the Minister of Economy (RMG) from June 28, 2002, about Health and Safety, mining operations, and specialized fire protection in underground mining [2].

Due to the fact that it had been over a dozen years since the preparation of the previous regulations (which is a very long period of time in the case of IT), the new provisions have become an opportunity to adapt security mechanisms to the current state of the art in order to defend against new external threats to IT systems.

In the current state of law, an IT system's security requirements are defined in §750 of the Regulation of the Minister of Energy [1]:

§ 750. 1. Software used in following systems:

- 1) company-wide telephone communications,
- 2) alarm systems,
- 3) gasometrical,
- 4) employee localization,
- 5) rock burst-threat monitoring
- is secured.

- 2. The protection of software and system data referred to in Par. 1 meets the following minimum requirements:
  - Access to data and software outside designated access points and without having to log in with a unique password is not possible;
  - 2) Access to data and software is hierarchical;
  - 3) Information on login and login attempts as well as interference and tampering of data and software are automatically archived for a period of not less than one year, with the systems referred to in:
    - a) Par. 1, Pts. 1 and 2 automatically archived for a period of not less than one year are also call logs and connection attempts,
    - b) Par. 1, Pts. 3–5 automatically archived for a period not shorter than one year, are also the results of measurements performed by devices included in the particular system;
  - Backups of connection, connection attempt logs and measurement results are also performed;
  - 5) Software and data are protected against malware.
- 3. System times of the systems referred to in Par. 1, and the rescue manager communication system synchronizes with an accuracy of 0.1 s;
- 4. Detailed IT security rules applicable to systems operating on the basis of information technology in a mining plant are determined by the mining plant operations manager.

With regard to the existing regulations, the scope of the mandatory application of the principles of safety is limited to these systems: communication, alarming, gasometrical, employee localization, and rock burst-threat monitoring (in place of the previous very general statement): Other systems operating on the basis of information technology (as in the present state of the art) would be reduced to practically all aspects of mine operations, including ERP systems. Unlike previous regulations [2], the author of the Regulation from November 23, 2016 [1], does not impose specific security solutions, leaving the Mining Plant Manager to develop detailed IT security rules that can be updated on a continuous basis as information technology advances and new threats to information systems emerge. Of course, the security of other systems can be protected in the same way as the systems mentioned in the RME [1, 3].

This article will discuss the solutions used to protect data and information systems operating in separated networks as well as the author's recommended IT security solutions for use in the protection of industrial computer systems.

With the rise of the importance of industrial information systems, the term OT systems was used in the literature to refer to these systems (as opposed to IT systems). For the purposes of this article, the author has adopted the following definition:

OT systems (Operational Technology) – an information system designed to control and/or monitor technological processes or directly affect the operation of machinery and equipment. OT systems include SCADA (Supervisory Control and Data Acquisition), CNC (Computer Numerical Control), PLC (Programmable Logic Controller) etc.

### 2. OVERVIEW OF THE CURRNET SOLUTIONS

Mines are currently operating OT systems, including those listed in §750 of the ordinance from November 23, 2016 [1], in a state of art adapted to the requirements of the current law. Due to the limited financial resources that mines can spend on modernization of these systems, it is necessary to analyze existing solutions in terms of their compliance with the new regulation and adapt existing solutions to the current state of the art in the field of information system security to comply with the above-mentioned RME regulations [1].

### 2.1. Security of computing environment

Although the terms "separate network" and "mirror server" are not used in the current regulation, these terms will be used in this article because of their widespread application in the mining IT environment.

Virtually, the only security feature of a "separated network" from an external network (a general-purpose network) is the so-called "mirror server" [4]. The "general" and "separated" networks are connected by means of a "mirror server" equipped with two network interfaces, which act as a file server between a separated and public networks (Fig. 1).



Fig. 1. Mirror server concept [4]

The idea of a "mirror server" and the separation of "separated networks" from public networks is widely used in today's ICT security solutions. However, the separation of the network with the file server raises doubts about the security of such a solution [5, 6]. Among the possible ways to protect SCADA systems, such a solution has been rated worst by the UK Centre for the Protection of National Infrastructure (CPNI) [5]. On a 15-point scale, a server with two network interfaces destined for network separation scored 4 points. The solution was designed in the second half of the last century and does not in any way protect against exploits such as EternalBlue, which has recently been used to distribute WannaCry or Petya ransomware.

When analyzing a network-separation solution, the sensitivity of such a solution to the human factor should be emphasized, because the MS Windows or Linux operating systems used in "mirror servers" do not have ability to verify access rights implemented in their access control mechanisms depending on the network interface used to log in. Thus, the user logging on to the mirror server can move data from the public network to the separated network despite the routing mechanism being switched off between the networks.

Bearing in mind the above, it is necessary in the author's opinion to change the way of securing devices in networks separated into the more-advanced way described in the following article.

### 2.2. Time synchronization

It is unquestionable that all devices in a computer network should have a synchronized time with one pattern. This will allow us to correlate events to determine their order and causal relationships in the event of random events that may occur in the mining plant. One way to solve this problem is to use devices that use the time signal from a GSM receiver. Such a solution, however, is inconvenient, because it requires the installation of additional software on devices that have a synchronized time (the installation of additional software is not possible or allowed on some devices). Also, in each of the "separated" networks (and there are such networks at the mine facility at least a few), it would be necessary to install such time clocks. On the other hand, the general-purpose computer networks have time synchronized to the time sources available on the Internet from atomic clocks, which is accomplished via NTP protocol. It is virtually impossible to continually control the operation of all clocks in IT networks; therefore, it is impossible to determine which clock points to the correct time when there is difference in indications.



Fig. 2. Time synchronization – present solution

Bearing in mind the above, the author believes that the time synchronization should be changed in all IT devices operating in the mine as described in the following article. The software used in mine control and surveillance systems is not a typical commercial solution but was written for the target audience. According to users and manufacturers assurances, this software meets all the safety requirements of the previous and current regulations.

### 2.4. Protection against malware

Due to the existing regulations prohibiting the transmission of any data from a public network to the separated networks, no anti-virus protection was applied, and the operating systems were not updated on an ongoing basis. In some cases, such operations were performed on an ad hoc basis by system support or service companies.

# 2.5. Service access for devices in separated networks

Due to limitations in the current regulations, remote service access to devices located in separated networks was not used (or the access was incidental).

# 3. RECOMMENDED SAFETY SOLUTIONS OF OT SYSTEMS

Obligatory requirements for the safety of industrial information systems (OT systems) as defined in §750 RME [1] are to be considered in three aspects in terms of the implementation of a security system:

- resulting from the architecture of the processing environment, including access to these systems;
- about the software used;
- administrative tasks in OT systems.

Looking from this perspective on the provisions of §750 of the RME, the requirements for the software used in these systems are set out in Par. 2, Points 1, 2, and 3 and concern the need to create individual accounts for users and system hierarchies and record successful and failed login attempts. Much of the requirements for data archiving should also be realized by the application. On the other hand, the requirements for restricting locations from the protected OT systems can be accessed (Par. 2, Pt. 1), and the time synchronization in these systems (Par. 3) are requirements for the architecture of the processing environment and computer network used to provide users

with data from these systems. The practical implementation of these requirements requires the proper configuration of the IT network. Finally, the requirement to back up data (Par. 2, Pt. 4) and protection against malware (Par. 2, Pt. 5) should be handled by the IT services of the secured systems.

# 3.1. Requirements for the architecture of the environment

### 3.1.1. Data access restriction

It is recommended to maintain the concept of "mirror servers" when shared data is intended to be available to a large number of data receivers on a public network and where the data prior to use requirs to be processed (requiring a large amount of server load). In this way, the "mirror server" further enhances the security of industrial networks by relieving the infrastructure from handling requests from people not directly involved in the production process. However, this server will not be the role of the device separating the public network environment from the protected (separated) network. This feature will be implemented by a hardware firewall, which is designed to protect the devices located on the separated network (separated from user interference) while also allowing the transmission of data from the separated network to the "mirror server" and from the "mirror server" to the public network. For the "mirror server" in the firewall configuration, a separate network will be defined - the so-called demilitarized zone (DMZ). In this zone, the server is protected against possible interference by external factors (users, malicious software) not only by operating system mechanisms but also by the network mechanisms of the firewall (Fig. 3) [7, 8].



Fig. 3. Mirror server localized in demilitarized zone [4]

This solution of securing the separated network was in the above-mentioned study from the Centre for the Protection of National Infrastructure (CPNI) [5] was rated at 12.5 points (on the 15-point scale).

Limitation of access to the designated access points, as referred to in §750, Sec. 2, Point 1 will be implemented using network mechanisms: VLANs or individual IP addresses that will be assigned to the zones defined by the firewall device.

### 3.1.2. Time synchronization

The use of a firewall to secure a dedicated network also makes it easy to meet time synchronization requirements in devices, referred to in §750 (1) of the RME [1]. A mine-wide IT network in PGG is synchronized with the STRATUM-1 class Universal Time Clock (Coordinated Universal Time) server, which is available on the INTERNET via NTP over the WAN. All WAN node devices are configured in such a way that they are both NTP time servers for computers operating in a teleinformatic network (Fig. 4). On the other hand, operating systems starting from MS Windows XP, UNIX, and LINUX have a built-in NTP "client" mechanism that, when correctly configured, assumes that these machines have a source of time close to the UTC time. It is also important that no additional software is required for these operating systems to support NTP.



Fig. 4. Time synchronization using NTP protocol [4]

Due to the fact that the firewall protecting the "separated network" (Figs. 3 and 4) is located on the boundary of the separated and general networks, it has contact with both networks and can be synchronized with the time source located in the public network and, simultaneously, a source of time for the separated network using NTP protocol. Thus, all

devices in the PGG network can be synchronized with the same time source. The replication of such a solution in all mines also provides the possibility of using the indications of some neighboring mine systems for identifying and locating events at mine boundaries (e.g., seismic waves) [4].

Redundant devices usually used at the point of contact with the Internet enable the use of several independent "ISPs," a large number of UTC time servers on the Internet, and WAN PGG redundancy guarantees that the probability of losing time synchronization with UTC time is negligible. Even if PGG is completely disconnected from the Internet, this will not cause devices to lose time synchronization. In this case, the synchronization will continue not with the UTC source but with the main access router [4].

This solution is already used in PGG for public access networks. The accuracy of time synchronization is better than that provided by §750, Sec. 3 RME [1].

### 3.1.3. Protection against malware

It is generally believed that sufficient protection against malware is to provide an update to operating systems by running the up-to-date fixes published by the manufacturer and having an anti-virus system installed on the computer. This is the case for most home and office IT systems. In control and surveillance systems, this may be unrealistic or dangerous. It may be that updating operating system or installing antivirus system in such way affects the operation of the computer so it may interfere with the operation of the production system. Of course, a good practice is checking the correctness of the operation in a test environment before implementing such changes in the production system; however, it may not be feasible for technical and organizational reasons. Mines may not have second gasometrical systems, communications, alarms, etc. that can be used for testing purposes. According to the author, the role of the manufacturer of the above-mentioned systems should be to inform about the necessity and purpose of installing patches or anti-virus systems in them. Manufacturers of industrial system software should be obligated under maintenance contracts to keep up-to--date on the need to update their systems or the risks of updating for the correct functioning of the systems. This is not the case for systems that are designed to present data that can be reproduced in a test environment and tested for performance after the operating system patch is implemented or to investigate the impact of antivirus systems on their performance.

System upgrades in separated networks will be made from patch distribution servers and anti-virus signatures located in the PGG network (rather than directly from the Internet), administered by authorized individuals according to individual policies set for each device. This solution is successfully used in the IT network of PGG.

Figure 5 [4] shows an example of deploying Microsoft operating system updates using Windows Server Update Services (WSUS).



Fig. 5. Updating Operating Systems [4]

A separate topic is the security of systems that cannot be patched and/or anti-virus systems installed for various reasons. Such systems should be separated into separate networks (VLANs) and security zones (firewalls), and their communication with other systems located in other security zones should be limited to the direction of the transmission of information and devices that can communicate with one another. This configuration will be created on the network isolation firewall device [7, 8].

Further protection for such systems is to limit user administrative rights and block access to USB ports for connecting storage media and implementing Network Admission Control (NAC) [9]. Such solutions will reduce the source of threats. This will make it difficult to service because it will be necessary to assign rights to the service technician to connect storage media to a protected PC or to connect the computer to a protected network (for NAC systems).

The essence of the NAC system is to prevent any unauthorized (unknowable) system from being allowed to work on the network before they are verified in terms of security systems (antivirus software, operating system, etc.). A non-compliant computer will be redirected to a subnet (VLAN) of the mine-wide network in which it will be able to download antivirus software signature updates or patches to the operating system. Only after installing such updates will the computer be able to work on a separate network.

### 3.2. Software requirements

The provisions of §750 of the RME put new requirements on the software used in the OT IT systems mentioned there. Implementing the requirements for using unique user accounts and user permission hierarchies depends on the system configuration of the administrator rather than the software itself. According to the author's assurances, the software also meets the requirements for logon registration, logon attempts, and the automation of data archiving. According to the author's observation, the control and surveillance systems do not have the documentation that allow the data collected by this system to be used by mines for the purpose of constructing other surveillance systems or displaying data in other systems. This adds to the additional costs that the mine must incur when implementing new SCADA systems. According to the author, before the planned purchase of new solutions, it is necessary to request delivery of detailed documentation in this regard. In addition, the systems currently in use are designed in such a way that, without technical justification, they require administrator privileges on the computer where they are running. Also in future tendering procedures, you should set requirements for the operation of the ordered system without having to give the user the authority of the computer administrator.

# 3.3. Requirements for administration of OT systems

The provisions of \$750 of the RME explicitly define the minimum scope of activities related to the use of the systems mentioned in the afore-mentioned provision, which consists of the proper administration of user accounts (registered accounts and hierarchical permissions) and daily routine activities of data archiving and backup.

According to the author, when organizing the work of the services responsible for the proper functioning of the OT systems (the systems listed in §750 RM in particular), the responsibility for the day-to-day operation of the systems should be separated from the administration and configuration of security systems. This will increase the level of security by preventing users from misusing administrative privileges in the current system.

### 4. FINAL REMARKS

The new RME regulations [1], which came into force on July 1, 2017, allow for the implementation of modern security solutions, leaving a great deal of freedom in their choice. The solutions recommended here are to increase data security and increase the reliability of systems running on separated networks. The devices and systems used in the solutions described above are typical devices used in computer science. This guarantees the uniformity of security systems and, therefore, the ease of system management, transparency of procedures, and low implementation cost.

### References

- Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, Dz.U. 2017, poz. 1118.
- [2] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, Dz.U. 2002, poz. 1169.
- [3] PN-EN 61508-1: Bezpieczeństwo funkcjonalne elektrycznych/ elektronicznych/programowalnych elektronicznych systemów związanych z bezpieczeństwem – Część 1: Wymagania ogólne.
- [4] Leks Z., Olszynka A.: Bezpieczeństwo w sieciach wydzielonych, in: Materiały XXXIX Konferencji Sekcji Cybernetyki w Górnictwie KG PAN "Automatyka, Telekomunikacja, Informatyka ATI'2013", Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2013.
- [5] Byres E., Karsch J., Carter J.: Firewall Deployment for SCADA and Process Control Networks, Centre for Protection of National Infrastructure, Government Digital Service, 2005.
- [6] Homeland Security: Control Systems Cyber Security Defense in Depth Strategies, Control Systems Security Center 2006.
- [7] Stawowski M., Karaś S., Wal R.: Sieci VLAN i bezpieczeństwo, ArsKOM, Warszawa 2009.
- [8] Stawowski M.: Zapory sieciowe firewall. Projektowanie i praktyczne implementacje na bazie zabezpieczeń Check Point NGX, ArsKOM, Warszawa 2006.
- [9] Frahim J., Ehite D. Jr: Cisco Network Admission Control, Volume II: NAC Framework Deployment and Troubleshooting, Networking Technology Series, Cisco Press, 2006.

ZENON LEKS, M.Sc., Eng. Polska Grupa Górnicza Oddział Zakład Informatyki i Telekomunikacji ul. Jastrzębska 10, 44-253 Rybnik, Poland z.leks@pgg.pl ZENON LEKS

# Zasady bezpieczeństwa informatycznego w świetle nowych przepisów

Nowe przepisy w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, wprowadzone Rozporządzeniem Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. [1], w wielu miejscach obligują Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego (KRZG) do określenia szczegółowych zasad realizacji zawartych w nich zaleceń. Tak jest również w części tego dokumentu dotyczącej bezpieczeństwa systemów informatyki przemysłowej eksploatowanych w kopalniach. Taka regulacja pozwala na ciągłe doskonalenie stosowanych rozwiązań z zakresu bezpieczeństwa teleinformatycznego. Artykuł jest przeglądem dostępnych rozwiązań bezpieczeństwa IT rekomendowanych przez autora do technicznej realizacji ochrony systemów informatycznych w przemyśle wydobywczym. Omówione tu rozwiązania mogą zostać przyjęte jako ogólne zasady bezpieczeństwa informatycznego w kopalniach, będąc podstawą do realizacji obowiązku nałożonego na KRZG w tym rozporządzeniu.

Słowa kluczowe: bezpieczeństwo teleinformatyczne, systemy sterowania i nadzoru, SCADA, sieci wydzielone

### 1. WPROWADZENIE I STAN PRAWNY

W dniu 1 lipca 2017 r. weszło w życie Rozporządzenie Ministra Energii (RME) z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych [1]. Rozporządzenie to w obszarze bezpieczeństwa systemów informatycznych wykorzystywanych w zakładach górniczych zastąpiło dotychczasowe Rozporządzenie Ministra Gospodarki (RMG) z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych [2]. W związku z faktem, że od opracowania poprzednich przepisów upłynęło kilkanaście lat, co w przypadku techniki informatycznej jest bardzo dużym okresem czasu, nowe przepisy stały się okazją do dostosowania mechanizmów bezpieczeństwa do obecnego stanu wiedzy i techniki w celu obrony przed nowymi zagrożeniami zewnętrznymi dla systemów informatycznych.

W aktualnym stanie prawnym wymagania dotyczące zabezpieczeń systemów informatycznych zostały zdefiniowane w § 750 rozporządzenia ministra energii [1]: § 750. 1. Oprogramowanie wykorzystywane do funkcjonowania systemów:

- 1) ogólnozakładowej łączności telefonicznej,
- 2) alarmowania,
- 3) gazometrycznych,
- 4) lokalizacji pracowników,
- 5) monitorowania zagrożenia tąpaniami zabezpiecza się.
- 2. Zabezpieczenie oprogramowania i danych systemów, o których mowa w ust. 1, spełnia następujące minimalne wymagania:
  - dostęp do danych i oprogramowania spoza wyznaczonych punktów dostępu i bez zalogowania się z użyciem unikatowego hasła jest niemożliwy;
  - dostęp do danych i oprogramowania jest zhierarchizowany;
  - informacje dotyczące logowań i prób logowań oraz ingerencji i prób ingerencji w dane i oprogramowanie są automatycznie archiwizowane przez okres nie krótszy niż jeden rok, przy czym dla systemów, o których mowa w:
    - a) ust. 1 pkt 1 i 2, automatycznie archiwizowane przez okres nie krótszy niż jeden rok są także bilingi połączeń i prób połączeń,

- b) ust. 1 pkt 3–5, automatycznie archiwizowane przez okres nie krótszy niż jeden rok są także wyniki pomiarów wykonywanych przez urządzenia wchodzące w skład danego systemu;
- wykonuje się kopie bezpieczeństwa bilingów połączeń i prób połączeń oraz wyników pomiarów;
- 5) oprogramowanie i dane chroni się przed złośliwym oprogramowaniem.
- Czasy systemowe systemów, o których mowa w ust. 1, oraz systemu łączności kierownika akcji ratowniczej synchronizuje się z dokładnością do 0,1 s.
- 4. Szczegółowe zasady bezpieczeństwa informatycznego obowiązujące w przypadku systemów funkcjonujących na podstawie technik informatycznych w zakładzie górniczym są określane przez kierownika ruchu zakładu górniczego.

W odniesieniu do dotychczasowych przepisów zakres obligatoryjnego stosowania zasad bezpieczeństwa został ograniczony do następujących systemów: łączności, alarmowania, gazometrii, lokalizacji pracowników i monitorowania zagrożenia tąpaniami, w miejsce dotychczasowego, bardzo ogólnego stwierdzenia: innych układów funkcjonujących na podstawie technik informatycznych, co w dzisiejszym stanie techniki sprowadzałoby się do praktycznie wszystkich aspektów działalności kopalni, w tym do systemów ERP włącznie. W odróżnieniu od poprzednich przepisów [2], w obecnych [1] nie narzucono konkretnych rozwiązań bezpieczeństwa, pozostawiając KRZG opracowanie szczegółowych zasad bezpieczeństwa informatycznego, które mogą być sukcesywnie uaktualniane w miarę postępu technik informatycznych oraz pojawianiem się nowych zagrożeń dla systemów informatycznych. Rzecz jasna, bezpieczeństwo innych systemów może być chronione w identyczny sposób, jak systemów wymienionych w RME [1, 3].

W artykule zostaną omówione rozwiązania dotychczas stosowane w ochronie danych i systemów informatycznych działających w sieciach wydzielonych oraz rekomendowane przez autora rozwiązania bezpieczeństwa informatycznego do zastosowania w ochronie systemów informatyki przemysłowej.

Wraz ze wzrostem znaczenia systemów informatyki przemysłowej w literaturze przyjęło się nazywanie tych systemów systemami OT, w odróżnieniu od systemów informatyki ogólnej (IT). Dla potrzeb tego artykułu autor przyjął następującą definicję:

Systemy OT (Operational Technology) – przeznaczone do sterowania i/lub monitorowania procesów technologicznych, lub też bezpośredniego wpływania na działanie maszyn i urządzeń. Do systemów OT zalicza się systemy SCADA (Supervisory Control and Data Acquisition), CNC (Computer Numerical Control), PLC (Programmable Logic Controller) itp.

# 2. PRZEGLĄD DOTYCHCZAS STOSOWANYCH ROZWIĄZAŃ

Kopalnie eksploatują systemy OT, w tym wymienione w § 750 rozporządzenia [1] w stanie technicznym dostosowanym do wymagań stawianych przez dotychczasowe prawo. Wobec ograniczonych środków finansowych, jakie mogą one przeznaczyć na ich modernizację, należy przeprowadzić analizę dotychczasowych rozwiązań pod względem ich zgodności z nowym rozporządzeniem oraz dostosować dotychczasowe rozwiązania do współczesnego stanu techniki w dziedzinie bezpieczeństwa systemów informatycznych, a więc do zgodności z cytowanymi wyżej przepisami RME [1].

# 2.1. Bezpieczeństwo środowiska przetwarzania

Wprawdzie w obecnie obowiązującym rozporządzeniu nie używa się pojęć "sieć wydzielona" ani "serwer lustrzany", jednak ze względu na powszechność ich stosowania w środowisku informatycznym górnictwa w artykule te pojęcia będą wykorzystane.

Praktycznie jedynym elementem zabezpieczającym sieć wydzieloną od sieci zewnętrznej (ogólnokopalnianej) jest tzw. serwer lustrzany [4]. Sieć ogólnodostępna (ogólnokopalniana) oraz wydzielona są ze sobą połączone za pomocą serwera lustrzanego, wyposażonego w dwa interfejsy sieciowe, który pełni funkcję serwera plików przesyłanych z sieci wydzielonej do sieci ogólnokopalnianej (rys. 1).

Idea serwera lustrzanego oraz separacji sieci wydzielonej od ogólnodostępnej jest powszechnie wykorzystywana we współczesnych rozwiązaniach bezpieczeństwa teleinformatycznego. Jednak realizacja separacji sieci za pomocą serwera plików budzi wątpliwości co do bezpieczeństwa takiego rozwiązania [5, 6]. Wśród możliwych metod ochrony systemów SCADA rozwiązanie takie zostało najgorzej ocenione przez brytyjskie Centre for Protection of National Infrastructure (CPNI) [5]. W skali piętnastopunktowej serwer z dwoma interfejsami sieciowymi przeznaczonymi do separacji sieci uzyskał cztery punkty. Omawiane rozwiązanie zostało zaprojektowane w drugiej połowie ubiegłego wieku i w żaden sposób nie zabezpiecza urządzeń przed atakiem z udziałem exploitu o działaniu takim jak EternalBlue wykorzystanym do rozpowszechnienia w ostatnim czasie ramsonware WannaCry czy Petya.



Rys. 1. Idea serwera lustrzanego [4]

Analizując rozwiązanie separacji sieci za pomocą "serwera lustrzanego", należy podkreślić wrażliwość takiego rozwiązania na czynnik ludzki, co jest związane z tym, że systemy operacyjne MS Windows, czy Linux stosowane w "serwerach lustrzanych" nie mają zaimplementowanej w swoich mechanizmach kontroli dostępu weryfikacji uprawnień użytkownika w zależności od interfejsu sieciowego, po którego stronie następuje logowanie. Tym samym użytkownik, logując się na serwer lustrzany, może przenieść dane z sieci ogólnodostępnej do sieci wydzielonej pomimo wyłączonego mechanizmu routingu między sieciami.

Mając na uwadze powyższe, zdaniem autora należy zmienić sposób zabezpieczenia urządzeń w sieciach wydzielonych na nowocześniejszy, opisany w dalszej części artykułu.

### 2.2. Synchronizacja czasu

Bezdyskusyjny jest wymóg, by wszystkie urządzenia w sieci informatycznej miały zsynchronizowany czas z jednym wzorcem. Pozwoli to dokonać korelacji zdarzeń losowych, jakie mogą zajść w kopalni, w celu ustalenia ich kolejności i relacji przyczynowo-skutkowych. Pewną próbą rozwiązania tego problemu jest zastosowanie urządzeń wykorzystujących sygnał czasu pozyskiwany z odbiornika GSM. Rozwiązanie takie jest jednak mało wygodne. Wymaga instalacji dodatkowego oprogramowania na urządzeniach, które mają mieć zsynchronizowany czas (nie na wszystkich urządzeniach instalacia dodatkowego oprogramowania jest dopuszczalna i możliwa). Ponadto w każdej z sieci "wydzielonych", a jest takich sieci w kopalni co najmniej kilka, należałoby zainstalować zegary czasu. Z kolei sieci informatyczne ogólnokopalniane mają czas synchronizowany do źródeł czasu dostępnych w internecie z zegarów atomowych, co jest realizowane za pomocą protokołu NTP. Wobec wielu systemów będących dla urządzeń informatycznych źródłem czasu powstaje kwestia niezawodności takiego rozwiązania - praktycznie niemożliwa jest ciągła kontrola pracy wszystkich zegarów w sieciach informatycznych, a tym samym niemożliwe może być stwierdzenie, który zegar wskazuje czas poprawny w przypadku różnicy wskazań.



Rys. 2. Synchronizacja czasu – rozwiązanie dotychczasowe

Mając powyższe na uwadze, zdaniem autora, należy zmienić sposób synchronizacji czasu we wszystkich urządzeniach informatycznych funkcjonujących w kopalni na opisany w dalszej części artykułu.

# 2.3. Oprogramowanie stosowane w systemach sterowania i nadzoru

Stosowane oprogramowanie w kopalnianych systemach sterowania i nadzoru nie jest rozwiązaniem typowym, "pudełkowym", lecz zostało napisane z myślą o docelowym odbiorcy. Oprogramowanie to według opinii użytkowników oraz zapewnieniom producentów spełnia wszystkie wymagania bezpieczeństwa stawiane zarówno przez dotychczasowe, jak i obecne przepisy.

# 2.4. Ochrona przed złośliwym oprogramowaniem

Ze względu na obowiązujące dotychczas przepisy zakazujące przesyłania jakichkolwiek danych z sieci ogólnodostępnej do sieci wydzielonych nie stosowano ochrony antywirusowej oraz nie aktualizowano na bieżąco systemów operacyjnych. W niektórych przypadkach czynności takie były dokonywane doraźnie przez obsługę systemów lub firmy serwisujące.

# 2.5. Dostęp serwisowy do urządzeń w sieciach wydzielonych

Ze względu na ograniczenia w dotychczasowych przepisach nie stosowano zdalnego dostępu serwisowego do urządzeń znajdujących się w sieciach wydzielonych lub dostęp taki miał charakter incydentalny.

# 3. REKOMENDOWANE ROZWIĄZANIA BEZPIECZEŃSTWA SYSTEMÓW OT

Obligatoryjne wymagania co do bezpieczeństwa przemysłowych systemów informatycznych (systemów OT), zdefiniowane w § 750 RME, należy rozpatrywać w trzech sferach związanych z realizacją systemu bezpieczeństwa:

- wynikające z architektury środowiska przetwarzania, w tym dostępu do tych systemów;
- dotyczące zastosowanego oprogramowania;
- czynności administracyjnych w systemach OT.

Patrząc z tej perspektywy na przepisy § 750 RME, wymagania co do stosowanego w tych systemach oprogramowania dotyczą konieczności utworzenia indywidualnych kont dla użytkowników i hierarchizacji uprawnień do systemu oraz rejestracji udanych i nieudanych prób logowań. W dużej części wymagania dotyczące archiwizacji danych również powinny być realizowane przez aplikację.

Z kolei wymagania ograniczenia lokalizacji, z których będą dostępne chronione systemy OT (ust. 2 pkt 1) oraz synchronizacji czasu w tych systemach (ust. 3), są wymaganiami co do architektury środowiska przetwarzania i sieci informatycznej wykorzystywanej do udostępnienia użytkownikom danych z tych systemów. W celu praktycznej realizacji tych wymagań należy odpowiednio skonfigurować sieć informatyczną. Wreszcie wymóg wykonywania kopii bezpieczeństwa danych (ust. 2 pkt 4) oraz ochrony przed szkodliwym oprogramowaniem (ust. 2 pkt 5) dotyczy wykonywania czynności administracyjnych przez obsługę informatyczną zabezpieczanych systemów.

# 3.1. Wymagania dotyczące architektury środowiska

### 3.1.1. Ograniczenie dostępu do danych

Rekomenduje się zachowanie idei "serwerów lustrzanych" przeznaczonych do udostępnienia danych przy dużej liczbie odbiorców danych w sieci ogólnodostępnej oraz w sytuacji, gdy dane przed ich udostępnieniem wymagają przetworzenia wymagającego dużej ilości operacji obciażających serwer. Wtedy serwer lustrzany dodatkowo zwiększa bezpieczeństwo sieci przemysłowych przez odciążenie infrastruktury od obsługi żądań osób niebiorących bezpośredniego udziału w procesie nadzoru produkcji. Serwer taki nie będzie jednak pełnił funkcji urządzenia separującego środowisko sieci ogólnodostępnej od sieci chronionej (wydzielonej). To będzie realizowane przez sprzętowy firewall, którego zadaniem jest zabezpieczenie urządzeń znajdujących się w sieci wydzielonej od ingerencji ze strony użytkowników, przy jednoczesnym umożliwieniu transmisji danych z sieci wydzielonej do "serwera lustrzanego" i z "serwera lustrzanego" do sieci ogólnokopalnianej. Dla "serwera lustrzanego" w konfiguracji firewalla zostanie zdefiniowana odrębna sieć - tzw. strefa DMZ. W strefie tej serwer jest chroniony przed ewentualną ingerencją czynników zewnętrznych (użytkownicy, szkodliwe oprogramowanie) nie tylko za pomocą mechanizmów systemu operacyjnego, ale również mechanizmów sieciowych firewalla (rys. 3) [7, 8].



Rys. 3. Lokalizacja serwerów lustrzanych w strefie DMZ [4]

Takie rozwiązanie zabezpieczenia sieci wydzielonej we wspomnianym wyżej opracowaniu Centre for Protection of National Infrastructure (CPNI) [5] zostało ocenione na 12,5 punktów (w piętnastostopniowej skali).

Ograniczenie dostępu do danych z wyznaczonych punktów, o czym mowa w § 750 ust. 2 pkt 1 będzie realizowane z wykorzystaniem mechanizmów sieciowych: sieci VLAN lub poszczególnych adresów IP, które zostaną przyporządkowane do stref zdefiniowanych urządzeniu firewall.

### 3.1.2. Synchronizacja czasu

Zastosowanie firewalla do zabezpieczenia sieci wydzielonej umożliwia również łatwe spełnienie wymagań synchronizacji czasu w urządzeniach, o których mowa w § 750 ust. 1 RME [1]. Ogólnokopalniana sieć teleinformatyczna Polskiej Grupy Górniczej (PGG) jest zsynchronizowana ze źródłami czasu UTC (Universal Time Clock, Coordinated Universal Time) klasy STRATUM-1, udostępnionymi w sieci INTERNET za pomocą mechanizmów protokołu NTP, za pośrednictwem sieci WAN. Wszystkie urządzenia węzłowe sieci WAN skonfigurowano w taki sposób, że są jednocześnie serwerami czasu NTP dla komputerów pracujących w sieci teleinformatycznej (rys. 4). Z kolei systemy operacyjne, począwszy od MS Windows XP oraz UNIX i LINUX, posiadają wbudowany w system mechanizm "klienta" NTP, co przy poprawnej konfiguracji pozwala założyć, że komputery te dysponują źródłem czasu bliskim czasowi UTC. Bardzo istotny jest również fakt, iż dla tych systemów operacyjnych dla obsługi mechanizmów NTP nie trzeba instalować dodatkowego oprogramowania.



Rys. 4. Synchronizacja czasu z wykorzystaniem mechanizmów NTP [4]

W związku z tym, że firewall zabezpieczający sieć wydzieloną (rys. 3, rys. 4) zlokalizowany na granicy sieci wydzielonej i ogólnokopalnianej ma styk z obydwoma sieciami, może być zsynchronizowany ze źródłem czasu znajdującym się w sieci ogólnokopalnianej i być jednocześnie źródłem czasu dla sieci wydzielonej za pomocą protokołu NTP. Tym samym wszystkie urządzenia w sieci PGG mogą być zsynchronizowane z tym samym źródłem czasu. Powielenie takiego rozwiązania we wszystkich kopalniach zapewnia również możliwość wykorzystania wskazań niektórych systemów kopalń sąsiadujących do identyfikacji i lokalizacji zdarzeń, jakie zaszły na granicy tych kopalń (np. wstrząsy sejsmiczne) [4].

Redundantne urządzenia stosowane zwykle w punkcie styku z internetem, korzystanie z usług kilku niezależnych od siebie dostawców sieci internetowych, duża liczba serwerów będących źródłem czasu UTC w sieci, jak również redundancja połączeń w sieci WAN PGG gwarantuje, że prawdopodobieństwo utraty synchronizacji czasu z czasem UTC jest pomijalnie małe. Zakładając nawet całkowite zerwanie połączenia sieci PGG z internetem, nie powoduje to utraty synchronizacji czasu pomiędzy urządzeniami. Synchronizacja ta będzie dalej zachowana – w tej sytuacji już nie do źródła czasu UTC, lecz do głównego routera dostępowego [4].

Takie rozwiązanie jest już stosowane w PGG dla sieci ogólnodostępnej. Uzyskana dokładność synchronizacji czasu jest o rząd lepsza od wymaganej przepisem § 750 ust. 3 RME.

# 3.1.3. Zabezpieczenie przed złośliwym oprogramowaniem

Powszechnie uważa się, że wystarczającym zabezpieczeniem przed złośliwym oprogramowaniem jest zapewnienie aktualizacji systemów operacyjnych dzięki bieżącemu wgrywaniu poprawek publikowanych przez producenta oraz zainstalowaniu w komputerze systemu antywirusowego. Takie postępowanie w większości przypadków jest wystarczające dla systemów informatycznych wykorzystywanych w domu i do prac biurowych. W systemach sterowania i nadzoru może się okazać niewykonalne lub niebezpieczne. Aktualizacja systemu operacyjnego lub system antywirusowy mogą w taki sposób wpływać na pracę komputera, że zakłócają działanie systemu produkcyjnego. Oczywiście dobrą praktyką jest przed implementacją takich zmian w systemie produkcyjnym sprawdzenie poprawności ich działania w środowisku

testowym, co jednak ze względów technicznych i organizacyjnych może być niewykonalne. Kopalnia nie posiada drugiego, testowego systemu gazometrycznego, łączności, alarmowania itp. Zdaniem autora, rola producenta ww. systemów powinno być informowanie o konieczności i celowości instalowania w nich poprawek lub systemów antywirusowych. Producenci oprogramowania systemów przemysłowych powinni być zobowiązani w ramach umów serwisowych do przesyłania na bieżąco informacji o konieczności aktualizacji systemów ich autorstwa lub o zagrożeniach wynikających z aktualizacji dla poprawnego działania systemów. Inaczej jest z systemami przeznaczonymi do prezentacji danych, które to systemy można odtworzyć w środowisku testowym i wypróbować ich pracę po implementacji poprawek systemu operacyjnego lub zbadać wpływ systemów antywirusowych na ich działanie.

Aktualizacja systemów w sieciach wydzielonych odbywać się będzie z serwerów dystrybucji poprawek i sygnatur antywirusowych znajdujących się w sieci PGG (a nie bezpośrednio z internetu), administrowanych przez uprawnione do tego osoby według polityki ustalonej dla poszczególnych urządzeń. Takie rozwiązanie jest z powodzeniem stosowane w ogólnokopalnianej sieci IT PGG.

Rysunek 5 [4] przedstawia przykład wdrożenia aktualizacji systemów operacyjnych firmy Microsoft za pomocą systemu WSUS (Windows Server Update Services).



Rys. 5. Aktualizacja systemów operacyjnych [4]

Odrębnym tematem jest zapewnienie bezpieczeństwa systemów, na które z różnych względów nie można aplikować poprawek i/lub systemów antywirusowych. Takie systemy powinny być wyodrębnione do oddzielnych sieci (mechanizm VLAN) i stref bezpieczeństwa (mechanizmy firewalla), a ich komunikacja z innymi systemami zlokalizowanymi w innych strefach bezpieczeństwa powinna być ograniczona co do kierunku przesyłania informacji oraz urządzeń, które mogą się ze sobą komunikować. Taka konfiguracja zostanie utworzona na urządzeniu firewall separującym sieci [7, 8].

Dalszym zabezpieczeniem dla takich systemów jest ograniczenie praw administracyjnych użytkowników i zablokowanie im dostępu do portów USB w celu podłączenia nośników pamięci oraz wdrożenie mechanizmów ochrony sieci typu NAC (Network Admission Control) [9]. Takie rozwiązanie pozwoli na ograniczenia źródła zagrożeń. Utrudni to jednak czynności serwisowe, gdyż dla ich wykonania każdorazowo będzie konieczne nadanie serwisantowi uprawnień do włączenia do chronionego systemu nośnika pamięci lub podłączenia komputera do chronionej sieci (w przypadku stosowania systemu typu NAC).

Istotą działania systemu NAC jest uniemożliwienie dopuszczenia do pracy w sieci jakichkolwiek obcych (nieznanych systemowi) urządzeń przed ich weryfikacją pod względem aktualności systemów zabezpieczeń (aktualność oprogramowania antywirusowego, systemu operacyjnego itp.). Komputer niespełniający wymagań bezpieczeństwa zostanie przekierowany do podsieci (VLAN-u) sieci ogólnokopalnianej, w której będzie mógł pobrać aktualizacje sygnatur oprogramowania antywirusowego czy poprawek do systemu operacyjnego. Dopiero po zainstalowaniu takich aktualizacji będzie mógł podjąć pracę w sieci wydzielonej.

### 3.2. Wymagania dotyczące oprogramowania

Przepisy § 750 RME stawiają nowe wymagania co do oprogramowania wykorzystywanego w systemach informatycznych OT tam wymienionych. Realizacja wymagań dotyczących stosowania unikatowych kont użytkowników i hierarchii uprawnień dla użytkowników jest uzależniona od konfiguracji systemu przez administratora, a nie samego oprogramowania. Według zapewnień autorów systemów, w oprogramowaniu spełnione są również wymagania dotyczące rejestracji logowań i prób logowań oraz automatyzacji wykonywania archiwizacji danych. Według obserwacji autora, systemy sterowania i nadzoru nie posiadają dokumentacji pozwalającej na skorzystanie ze zgromadzonych w nich danych przez służby kopalni, dla potrzeb budowy innych systemów nadzoru lub zobrazowania danych w innych systemach. Niesie to za

sobą dodatkowe koszty, jakie kopalnia musi ponieść przy wdrażaniu nowych systemów typu SCADA. Zdaniem autora, przed planowanym zakupem nowych rozwiązań należy zażądać dostarczenia szczegółowej dokumentacji w tym zakresie. Ponadto, obecnie eksploatowane systemy są tak skonstruowane, że bez technicznego uzasadnienia, do swojego działania wymagają uprawnień administratora komputera, na którym są uruchomione. Tu również w przyszłych postępowaniach przetargowych należy postawić wymagania możliwości eksploatacji zamawianego systemu bez konieczności nadania użytkownikowi uprawnień administratora komputera.

# 3.3. Wymagania dotyczące administrowania systemami OT

Przepisy § 750 RME wprost definiują minimalny zakres czynności związanych z użytkowaniem systemów wymienionych w ww. przepisie, które polegają na właściwym administrowaniu kontami użytkowników (imienne konta i hierarchiczne uprawnienia) oraz wykonywaniu codziennych rutynowych czynności polegających na archiwizacji danych i wykonywaniu kopii bezpieczeństwa.

Zdaniem autora, przy organizacji pracy służb odpowiedzialnych za prawidłowe funkcjonowanie systemów OT, w szczególności systemów wymienionych w § 750 RME, należy rozdzielić odpowiedzialność za bieżącą eksploatację systemów od administrowania i konfiguracji systemami bezpieczeństwa. Zwiększy to poziom bezpieczeństwa dzięki uniemożliwieniu użytkownikom nadużywania uprawnień administracyjnych przy bieżącej eksploatacji systemów.

# 4. UWAGI KOŃCOWE

Nowe przepisy RME [1], obowiązujące od 1 lipca 2017 r., pozwalają na wdrożenie nowoczesnych rozwiązań bezpieczeństwa, pozostawiając dużą swobodę w ich wyborze. Rekomendowane tu rozwiązania mają na celu zwiększenie bezpieczeństwa danych oraz zwiększenie niezawodności systemów pracujących w sieciach wydzielonych. Zastosowane w opisanych wyżej rozwiązaniach urządzenia i systemy są typowymi urządzeniami stosowanymi w informatyce. Gwarantuje to jednolitość systemów bezpieczeństwa, a co za tym idzie – łatwość zarządzania systemem, przejrzystość stosowanych procedur i niski koszt wdrożenia.

### Literatura

- Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, Dz.U. z 2017 r., poz. 1118.
- [2] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, Dz.U. z 2002 r., poz. 1169.
- [3] PN-EN 61508-1: Bezpieczeństwo funkcjonalne elektrycznych/ elektronicznych/programowalnych elektronicznych systemów związanych z bezpieczeństwem – Część 1: Wymagania ogólne.
- [4] Leks Z., Olszynka A.: Bezpieczeństwo w sieciach wydzielonych, w: Materiały XXXIX Konferencji Sekcji Cybernetyki w Górnictwie KG PAN "Automatyka Telekomunikacja Informatyka ATI'2013", Wydawnictwo Katedry Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej, Gliwice 2013.
- [5] Byres E., Karsch J., Carter J.: Firewall Deployment for SCADA and Process Control Networks, Centre for Protection of National Infrastructure, Government Digital Service, 2005.
- [6] Homeland Security: *Control Systems Cyber Security Defense in Depth Strategies*, Control Systems Security Center 2006.
- [7] Stawowski M., Karaś S., Wal R.: Sieci VLAN i bezpieczeństwo, ArsKOM, Warszawa 2009.
- [8] Stawowski M.: Zapory sieciowe firewall. Projektowanie i praktyczne implementacje na bazie zabezpieczeń Check Point NGX, ArsKOM, Warszawa 2006.
- [9] Jazib Frahim, David Ehite Jr: Cisco Network Admission Control, Volume II: NAC Framework Deployment and Trouble-shooting, Networking Technology Series, Cisco Press, 2006.

mgr inż. ZENON LEKS Polska Grupa Górnicza S.A. Oddział Zakład Informatyki i Telekomunikacji ul. Jastrzębska 10, 44-253 Rybnik z.leks@pgg.pl

# The effect of duty type on current-carrying capacity of mining power cables

The methodology for determining intermittent or short-time current-carrying capacity has been described in the article. Results of current rating calculations for a short-time load and the time of cooling to an ambient temperature have been presented.

Key words: current-carrying capacity, mining power cables

### 1. INTRODUCTION

The existing standard [1] for the current-carrying capacity of mining power cables contains principles of selection for continuous and short-circuit loads. The standard concerning motor ratings [2] singles out continuous running as well as other types of duty for electrical motors. The load can be described numerically (load power varies over time in a known manner), graphically, or by choosing one of predefined load types S1 to S10 (actual load should not lead to thermal effects greater than that selected). Duty type S1 corresponds to continuous operation at a constant load; duty type S2 – to short-time duty; S3 through S5 - intermittent periodic duty; and S6 through S10 continuous operation periodic duty with variable load. Short-time duty can be defined as an operation with a steady load lasting a particular amount of time that is shorter than the time needed to obtain a steady temperature. Subsequently, a standstill time ensues, during which the cable's temperature sufficiently approaches the temperature of the surroundings (Fig. 1).



Fig. 1. Temperature run during load-type S2

Intermittent duty is defined as a sequence of identical cycles that may include (depending on the duty type) periods of load, rest, starting, and braking. The motor's manufacturer should specify the rated power for a given type of operation; if the latter is not specified, power refers to load-type S1.

Should extra elements be a part of the machinery, parameters will also apply to these. Power cables are loaded in a manner similar to the supplied machine's motor. If the actual load type is different than S1, failure to take it to account when selecting the nominal cross-sectional area of conductors may lead to:

- unjustified inflation of conductors' cross-sectional area and, as a result, increasing the costs of installation if the actual load induces a temperature rise smaller than continuous operation;
- excessive temperature rise, if the actual load evokes thermal effects greater than continuous operation; this can be a result of frequent and heavy motor starting and electric braking (S4 or S5 duty types).

In practice, especially if longwall machines (such as shearers and chain conveyors) are concerned, the actual load type is similar to intermittent; however, taking into account the random nature of load fluctuations, it proves virtually impossible to attribute one of standardized duty types to such machines. Other machines in turn (such as cyclic operating pumps) are satisfactorily attributable to one of the predefined duty types. This article analyzes the heating and cooling processes for short-time duty operating cables. The same methodology of calculation and analysis can be applied to other load types.

# 2. CALCULATION OF CURRENT-CARRYING CAPACITY

The values of continuous current-carrying capacity for different groups of mining cables are specified in standard [1]; however, due to the fact that similar cables produced by different manufacturers tend to vary in design, the ratings stated by the producer may deviate from the standard. These differences do not exceed 2-3% and are caused by the varying conductor diameters as well as the thickness of the structural elements. Current-carrying-capacity values can be determined experimentally; however, it is rather impractical and requires long-term measurements that must be performed for each nominal cross-section and every cable type. The oldest and still most-widely--used method of calculating current-carrying capacity is one based on a thermal analogy to Ohm's law; it involves the use of many simplifying assumptions and geometric coefficients determined in an approximate or empirical fashion. In the case of atypical cable structures or an unconventional way of their positioning, this method is prone to giving ambiguous results [3]. When determining the capacity for a duty type other than continuous (such as intermittent and short-time), it is necessary to make further simplifying assumptions; e.g., ones concerning the thermal time constant's stability. Furthermore, the nonlinearity (raised in a number of issues) leads to an insufficient accuracy of the calculations provided by those simplified models.

Heat flow by conduction is described by Fourier's law, according to which heat flux density q is directly proportional to gradient of the temperature  $\vartheta$ :

$$q = -\lambda grad\vartheta \tag{1}$$

where  $\lambda$  – thermal conductivity coefficient.

The temperature field inside a cable can be written by means of the Fourier-Kirchhoff equation:

$$\vartheta - \frac{\sigma c}{\lambda} \frac{\partial \vartheta}{\partial t} = -\frac{q_{\nu}}{\lambda}$$
(2)

where:

- c specific heat capacity [J/(kg·K)],
- $\sigma$  body mass density [kg/m<sup>3</sup>],
- $q_v$  heat source's volumetric rate of heat generation [W/m<sup>3</sup>].

Finding the result for Equation (2) is sufficient for finding the temperature, given that the initial and boundary conditions are specified.

Obtaining an analytical result of differential Equation (2) describing the temperature field is only possible in specific cases regarding simplified regularlyshaped models (such as in uninsulated cables). Insulated power cables are characterized by a complicated geometry with internal heat sources and fluctuating boundary conditions. In cases like these, the problem can be solved solely by numerical calculations [4]. The calculations in this paper have been conducted using the finite element method (FEM).

The essence of FEM is the possibility of approximating every physical quantity (in this case, temperature) by means of a discreet model based on the so-called test function.

The discreet model is created by specifying a finite number of nodes dividing the area in question into a finite number of elements that depict the area's shape as accurately as possible.

The method encompasses calculating the temperature in the nodes, and the temperature inside the element is approximated by a certain polynomial, provided that the polynomials ensure the continuity of temperature on the elements' borders.

# 3. CALCULATING THE CURRENT-CARRYING CAPACITY FOR SHORT-TIME DUTY

In order to determine the possibility of increasing the load capacity of cables supplying motors operating on short-time duty, calculations were conducted for the heating and cooling of mining power cables. These calculations were made for OnGcekż-G 0.6/1 kV flexible cables for the nominal cross-sectional area of conductors of 25 mm<sup>2</sup> to 95 mm<sup>2</sup> (the same methodology of calculation may also be used for other types of cables). Table 1 shows the numerical values of short--time duty current capacity for operation S2 60 min, S2 30 min, and S2 15 min (values of continuous current rating are given for comparison). Relative values (in %) in relation to the continuous current rating are also shown.

Nominal cross- -sectional area	S1 (continuous load)		82 60 min		82 30 min		82 15 min	
of conductors [mm <sup>2</sup> ]	Α	[%]	Α	[%]	Α	[%]	Α	[%]
25	152	100	161	106	183	120	224	147
35	187	100	202	108	236	126	292	156
50	233	100	258	111	306	131	382	164
70	288	100	330	115	398	138	502	174
95	345	100	410	119	502	146	637	185





Fig. 2. Conductors' temperature rises in time during heating with current equal to capacity for duty-type S2 60 min

Figure 2 shows the temperature rise over time for cables of conductor diameters of 25 mm<sup>2</sup>, 50 mm<sup>2</sup>, and 95 mm<sup>2</sup>. The depicted values concern the temperature of insulation at its hottest spot; in practice, equal in value to the temperature of the conductors. It was assumed that, in time t = 0, the cable's temperature was equal to the temperature of the surroundings (25°C).

It should be noted that the course of the temperature during heating slightly diverges from exponential [4] due to the nonlinearity of the problem – the heat transfer coefficient in reality depends on the temperature of the surface that transfers heat to the surroundings. Due to this factor, we cannot speak of a thermal time constant value; nevertheless, a slower increase of temperature is observed for cables with a greater conductor diameter.

Should duty be maintained for a period of time that is longer than established, will the permissible temperature be exceeded? The small and short exceedance of the permissible temperature do not have long-term effects, but greater and long-lasting ones can negatively influence a cable's lifetime. Table 2 depicts the time after which the permissible increase of temperature exceeds 10 K, 20 K, and 30 K, respectively.

In standard [2] regarding rotating electrical machines, the minimal rest (standstill) time for shorttime duty is defined as the time needed to cool the machine so that the difference between its temperature and the temperature of the coolant does not exceed 2 K. Due to the fact that the cables are aircooled, this paper assumes that the rest time is long enough for the cable to cool down to a temperature of a maximum of 5 K greater than that of the surroundings. Figure 3 shows the temperature rise during the cooling of cables with the different conductors' cross-sectional areas.

### Table 2

Time (in seconds) after which permissible temperature of insulation (90°C) will be exceeded by 10 K, 20 K, or 30 K when load of cable lasts longer than specified by duty type

Nominal cross-	S2 60 min			S2 30 min			S2 15 min		
of conductors [mm <sup>2</sup> ]	10 K	20 K	30 K	10 K	20 K	30 K	10 K	20 K	30 K
25	-	-	-	610	1570	-	220	430	680
35	4160	-	-	520	1210	2280	200	400	630
50	2050	-	_	460	1020	1770	190	380	590
70	1550	5920	-	430	930	1520	180	370	560
95	1230	3300	-	390	790	1340	180	360	540



Fig. 3. Insulation temperature rise during cooling of cables with different conductors' cross-sectional areas after being heated by load current for S2 60 min duty-type

Table 3 depicts the cooling time for cables heated with permissible load resulting from the type of operation (current specified in Tab. 1). The results of these calculations are to be treated indicatively, as in reality, the cooling conditions may differ from those assumed. Some factors that may influence the cooling process are the temperature of the surroundings, air movement, proximity of other cables, routing of the cables, etc. The values of time shown in the table correspond to the temperature of the conductors; the variability of temperature for other elements is different due to the inertia of the heat-conduction processes.

### Table 3

# Cooling duration (down to 30°C) after cable has been heated by current for different duty-types

Nominal cross-sectional area of conductors [mm <sup>2</sup> ]	Cooling time (in seconds) to 30°C for cables heated by current for duty-type:			
	S2 60 min	S2 15 min		
25	4870	2030		
35	5720	2840		
50	6610	3660		
70	7710	4690		
95	8970	5860		

It follows from the calculations that the cooling time of a cable depends on the heat-inducing duty type. The cooling time for duty S2 15 min is considerably shorter than for duty S2 60 min; this can be explained by the fact that, for a greater but shorter-lasting duty (S2 15 min), the amount of heat accumulated in the cable is less than for smaller but longer-lasting duty (S2 60 min). This in turn stems from the fact that, as the duty terminates, the temperature of the cable's outer layers is heavily dependent on the duty-type. For instance, if a cable with a conductor area of 95 mm<sup>2</sup> is considered, the temperature of the coolest point of the outer sheath after completing operation cycle S2 15 min is equal to  $36^{\circ}$ C, whereas for cycle S2 60 min, it amounts to  $53^{\circ}$ C.

### 4. CONCLUSIONS

On the basis of the analyses and calculations conducted in this paper, the following conclusions may be drawn:

- A cable's current-carrying capacity depends on the duty type of the supplied machine, and this capacity may vary in value from a few to up to several dozen percentage points greater in the case of short-term duty than with continuous load. These values depend on the period of duty as well as the nominal cross-section of the cable's conductor.
- Long-lasting duty of increased current results in the insulation's long-term exceedance of permissible temperatures. These consequences can be especially damaging for cables with a smaller crosssection of conductors.

3) The time needed for a cable to cool down to a temperature similar to that of the surroundings is linked to the cross-section of the cable's conductors and type of operation. This value of time ranges from approx. 2.5 h (for cables with greater cross-section conductors heated with duty S2 60 min) to slightly above 30 min (for cables with smaller cross-sections for duty S2 15 min).

The methodology presented in this article can be used for calculating the current-carrying capacity of cables of any construction and any type of duty.

### References

- PN-G-42060:1997 Elektroenergetyka kopalniana Obciążalność przewodów oponowych i kabli stosowanych w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych.
- PN-EN 60034-1:2011 Maszyny elektryczne wirujące Część 1: Dane znamionowe i parametry.
- [3] Boron S.: Model matematyczny procesów cieplnych zachodzących w górniczych kablach i przewodach oponowych i jego zastosowanie do analizy obciążalności prądowej, Doctoral dissertation, Gliwice 1999 [unpublished].
- [4] Szargut J. (red.): Modelowanie numeryczne pól temperatury, WNT, Warszawa 1992.

SERGIUSZ BORON, Ph.D., Eng. Department of Electrical Engineering and Automation in Industry Faculty of Mining and Geology Silesian University of Technology ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice, Poland sergiusz.boron@polsl.pl SERGIUSZ BORON

# Wpływ charakteru obciążenia na obciążalność prądową górniczych przewodów oponowych

W artykule opisano metodykę wyznaczania obciążalności przewodów dla obciążeń innych niż długotrwałe. Przedstawiono wyniki przykładowych obliczeń obciążalności górniczych przewodów oponowych dla obciążenia dorywczego o różnym czasie trwania, a także czasu stygnięcia do temperatury zbliżonej do temperatury otoczenia.

Słowa kluczowe: obciążalność prądowa, elektroenergetyczne przewody górnicze

### 1. WPROWADZENIE

Aktualna norma [1] dotycząca obciążalności prądowej górniczych kabli i przewodów oponowych zawiera zasady doboru dotyczące obciążalności długotrwałej i chwilowej (przy zwarciu). Norma [2] dotycząca parametrów znamionowych silników wyróżnia, poza obciążeniem długotrwałym, inne rodzaje obciążenia silników elektrycznych. Obciążenie może być opisane liczbowo (moc obciążenia zmienia się w czasie w znany sposób), graficznie lub przez wybranie jednego z predefiniowanych rodzajów obciążenia S1 do S10 (rzeczywiste obciążenie nie powinno powodować większych skutków cieplnych niż wybrane). Obciążenie S1 odpowiada pracy ciągłej przy stałym obciążeniu, obciążenie S2 - pracy dorywczej, S3 do S5 - pracy przerywanej, natomiast S6 do S10 pracy ciągłej przy zmiennym obciążeniu. Pracę dorywczą cechuje niezmieniające się obciążenie trwające przez określony czas, krótszy niż czas potrzebny do osiągnięcia temperatury ustalonej, po czym następuje okres postoju trwający dostatecznie długo, aby temperatura silnika nie różniła się więcej niż o określoną wartość od temperatury otoczenia (rys. 1). Praca przerywana jest definiowana jako sekwencja jednakowych cykli mogących (w zależności od rodzaju pracy) zawierać okresy obciążenia, postoju, rozruchu i hamowania.

Producent silnika powinien określić znamionową moc obciążenia dla danego rodzaju pracy, a jeżeli rodzaj pracy nie jest podany, to moc odnosi się do obciążenia S1. Jeżeli dodatkowe elementy wyposażenia są częścią maszyny, parametry znamionowe odnoszą się również do tych elementów. Takimi elementami maszyn mogą być odcinki przewodów, oczywiste jest, że również przewody i kable zasilające maszynę obciążone są w podobny sposób jak jej silnik. Nieuwzględnienie przy doborze przekroju znamionowego żył roboczych kabli i przewodów innego rodzaju obciążenia niż S1 może prowadzić do:

- nieuzasadnionego zawyżenia przekroju, a co za tym idzie, zwiększenia kosztów instalacji, jeżeli rzeczywiste obciążenie wywołuje mniejsze przyrosty temperatury niż praca ciągła;
- nadmiernych przyrostów temperatury, jeżeli rzeczywiste obciążenie wywołuje większe obciążenie cieplne niż praca ciągła (może to być wynikiem częstych i ciężkich rozruchów i hamowania elektrycznego, np. rodzaj pracy S4 lub S5).



Rys. 1. Przebieg temperatury θ i obciążenia P dla pracy dorywczej (S2)

W wielu przypadkach, szczególnie w odniesieniu do maszyn pracujących w kompleksach ścianowych (np. kombajny i przenośniki ścianowe), rzeczywisty charakter obciążenia jest zbliżony do przerywanego, ale z uwagi na losowy charakter zmian obciążenia, przyporządkowanie jednego ze znormalizowanych rodzajów pracy jest dla tego typu maszyn w zasadzie niemożliwe. W odniesieniu do innych maszyn (przykładem mogą być pompy pracujące cyklicznie) możliwe jest określenie z zadowalającą dokładnością jednego z predefiniowanych w normie [2] rodzajów pracy. W niniejszym artykule przedstawiono analizę procesów nagrzewania i stygnięcia przewodów przy pracy dorywczej. Przedstawioną metodykę obliczeń i analiz można zastosować również do innych rodzajów obciażenia.

# 2. WYZNACZANIE OBCIĄŻALNOŚCI PRĄDOWEJ

Wartości obciążalności prądowej długotrwałej dla poszczególnych grup górniczych kabli i przewodów oponowych podane są w normie [1], jednakże ze względu na to, że kable podobnych typów produkowane przez różnych producentów mogą się nieco różnić konstrukcja, obciażalność podawana przez producenta może nieco się różnić od określonej w normie. Różnice te nie przekraczają 2-3% i powodowane są różna średnica żył roboczych lub grubościa poszczególnych elementów konstrukcyjnych. Wartości obciążalności mogą być wyznaczane w sposób doświadczalny lub obliczeniowo. Doświadczalne wyznaczanie obciążalności jest niepraktyczne i wymaga długotrwałych pomiarów, które należy wykonać dla wszystkich przekrojów znamionowych każdego typu kabla i przewodu. Wśród metod obliczeniowych najstarszą i do chwili obecnej najbardziej rozpowszechnioną metodą obliczania obciążalności prądowej przewodów elektrycznych jest metoda oparta na tzw. cieplnym prawie Ohma. Wymaga ona stosowania wielu założeń upraszczających i współczynników geometrii wyznaczonych w sposób przybliżony lub empiryczny. W przypadku nietypowych konstrukcji przewodów lub niekonwencjonalnego sposobu ich ułożenia, jej stosowanie może prowadzić do niedokładnych wyników [3]. Przy wyznaczaniu obciążalności dla obciążenia przerywanego lub dorywczego, konieczne jest przyjęcie dalszych założeń upraszczających (np. dotyczących niezmienności cieplnej stałej czasowej). Dodatkowo pojawiająca się w wielu zagadnieniach nieliniowość powoduje, że dokładność obliczeń, jaką zapewniają modele uproszczone, często okazuje się niewystarczająca.

Ruch ciepła w wyniku przewodzenia opisany jest równaniem Fouriera, zgodnie z którym natężenie strumienia cieplnego q jest proporcjonalne do gradientu temperatury  $\vartheta$ :

$$q = -\lambda grad\vartheta \tag{1}$$

gdzie  $\lambda$  – współczynnik przewodzenia ciepła.

Pole temperatury wewnątrz przewodu można opisać równaniem Fouriera–Kirchhoffa:

$$\vartheta - \frac{\sigma c}{\lambda} \frac{\partial \vartheta}{\partial t} = -\frac{q_v}{\lambda} \tag{2}$$

gdzie:

- c pojemność cieplna właściwa [J/(kg·K)],
- $\sigma$  gęstość masy ciała [kg/m<sup>3</sup>],
- $q_v$  wydajność objętościowa źródeł ciepła [W/m<sup>3</sup>].

Poszukiwanie pola temperatury sprowadza się do rozwiązania równania (2), przy czym należy uprzednio sformułować warunki graniczne, na które składają się warunki początkowe i brzegowe.

Otrzymanie analitycznego rozwiązania równania różniczkowego opisującego pole temperatury (2) jest możliwe tylko w szczególnych przypadkach, dotyczących uproszczonych modeli o regularnych kształtach (np. w przewodach nieizolowanych). Dla przewodów izolowanych znacznie bardziej efektywne są metody numeryczne [4]. Obliczenia na potrzeby niniejszego artykułu zostały przeprowadzone z wykorzystaniem metody elementów skończonych (MES).

Istota MES polega na możliwości aproksymowania każdej ciągłej wielkości fizycznej (w tym przypadku temperatury) przez dyskretny model zbudowany z tzw. funkcji próbnej. Sposób tworzenia dyskretnego modelu polega na określeniu liczby punktów węzłowych w rozpatrywanym obszarze dzielących go na skończoną liczbę elementów i możliwie dokładnie odzwierciedlających jego kształt. W metodzie obliczane są wartości temperatury w węzłach, a w obrębie każdego elementu szukana temperatura jest aproksymowana pewnym wielomianem, przy czym wielomiany powinny zapewniać ciągłość temperatury na brzegach elementów.

# 3. OBLICZENIA OBCIĄŻALNOŚCI PRĄDOWEJ PRZEWODÓW PRZY PRACY DORYWCZEJ

W celu określenia możliwości zwiększenia obciążalności przewodów zasilających silniki pracujące przy obciążeniu dorywczym przeprowadzono obliczenia nagrzewania i stygnięcia górniczych przewodów elektroenergetycznych. Obliczenia przeprowadzono dla przewodów oponowych typu OnGcekż-G na napięcie znamionowe 0,6/1 kV o przekrojach znamionowych żył roboczych od 25 mm<sup>2</sup> do 95 mm<sup>2</sup> (zastosowana metodyka obliczeń może być wykorzystana również w przypadku innych typów przewodów i kabli). W tabeli 1 przedstawiono obliczeniowe wartości obciążalności prądowej dorywczej dla pracy S2 60 min, S2 30 min i S2 15 min (dla porównania podano wartości obciążalności prądowej długotrwałej). Podano również wartości względne (w procentach), odniesione do obciążalności prądowej długotrwałej.

Tabela 1	
Obliczeniowe wartości obciażalności pradowej długotrwałej i dorywczej przewodów typu OnGce	kż-G

Przekrój	S1 (praca ciągła)		S2 60 min		S2 30 min		S2 15 min	
znamionowy żyły roboczej [mm²]	Α	[%]	Α	[%]	Α	[%]	Α	[%]
25	152	100	161	106	183	120	224	147
35	187	100	202	108	236	126	292	156
50	233	100	258	111	306	131	382	164
70	288	100	330	115	398	138	502	174
95	345	100	410	119	502	146	637	185



Rys. 2. Przebieg przyrostu temperatury żył roboczych przewodu w czasie nagrzewania prądem równym obciążalności dla rodzaju pracy S2 60 min

Na rysunku 2 przedstawiono przebieg przyrostu temperatury w funkcji czasu dla przewodów o przekroju żyły roboczej 25 mm<sup>2</sup>, 50 mm<sup>2</sup> i 95 mm<sup>2</sup>. Przedstawione przebiegi dotyczą temperatury izolacji w najgorętszym miejscu, w praktyce równej temperaturze żył roboczych. Przyjęto założenie, że w chwili t = 0 przewód ma temperaturę równą temperaturze otoczenia 25°C.

Należy zaznaczyć, że przebieg temperatury przy nagrzewaniu odbiega nieco od eksponencjalnego [3] ze względu na nieliniowość zagadnienia – współczynnik oddawania ciepła do otoczenia w rzeczywistych układach zależny jest od temperatury powierzchni oddającej ciepło. Z tego względu formalnie nie można mówić o wartości cieplnej stałej czasowej, widoczny jest jednak wolniejszy przyrost temperatury przewodów o większym przekroju żył roboczych.

Utrzymywanie się obciążenia przez okres dłuższy niż wynikający z założonego czasu pracy spowoduje przekroczenie temperatury dopuszczalnej długotrwale. Niewielkie i krótkie przekroczenia temperatury dopuszczalnej długotrwale nie mają istotnego znaczenia, jednakże przekroczenia znaczniejsze i utrzymujące się przez dłuższy czas niekorzystnie wpływają na trwałość kabla. W tabeli 2 przedstawiono czas, po którym dopuszczalny przyrost temperatury zostanie przekroczony o odpowiednio 10 K, 20 K i 30 K. W normie [2] dotyczącej maszyn elektrycznych wirujących minimalny okres postoju definiowany jest jako czas potrzebny do takiego ochłodzenia maszyny, aby temperatura zarówno jej, jak i czynnika chłodzącego nie różniły się bardziej niż o 2 K. Ze względu na to, że kable i przewody są chłodzone jedynie powietrzem w sposób niewymuszony, w niniejszym artykule przyjęto, że okres postoju powinien być na tyle długi, aby spowodować ochłodzenie kabla (przewodu) do temperatury nie wyższej niż o 5 K od temperatury otoczenia. Przebieg przyrostu temperatury izolacji w czasie stygnięcia dla przewodów o różnych przekrojach znamionowych żył roboczych przedstawiono na rysunku 3.

Tabela 2
Czas [s], po którym temperatura dopuszczalna długotrwale izolacji (90°C)
zostanie przekroczona o 10 K, 20 K lub 30 K
przy obciażeniu kabla przez okres dłuższy niż określony rodzajem pracy

Przekrój	S2 60 min			S2 30 min			S2 15 min		
znamionowy żyły roboczej [mm²]	10 K	20 K	30 K	10 K	20 K	30 K	10 K	20 K	30 K
25	-	—	—	610	1570	_	220	430	680
35	4160	—	—	520	1210	2280	200	400	630
50	2050	—	—	460	1020	1770	190	380	590
70	1550	5920	-	430	930	1520	180	370	560
95	1230	3300	-	390	790	1340	180	360	540



Rys. 3. Przebieg przyrostu temperatury izolacji w czasie stygnięcia przewodów o różnym przekroju żył roboczych nagrzanych prądem obciążenia dla rodzaju pracy S2 60 min

Tabela 3 zawiera obliczeniowe wartości czasu stygnięcia dla przewodów nagrzanych obciążeniem dopuszczalnym wynikającym z rodzaju pracy (prądem podanym w tab. 1). Wyniki obliczeń należy traktować jako orientacyjne, gdyż w rzeczywistości warunki chłodzenia mogą być inne niż przyjęte do obliczeń. Istotny wpływ na przebieg procesu chłodzenia może mieć: temperatura otoczenia, ruch powietrza, obecność innych kabli w pobliżu, sposób ułożenia itp. czynniki. Czasy podane w tabeli odnoszą się do temperatury żył roboczych, przebieg temperatury innych elementów przewodu jest inny z uwagi na bezwładność procesu przewodzenia ciepła.

### Tabela 3

Czas potrzebny do osiągnięcia przez izolację temperatury 30°C w procesie stygnięcia po nagrzaniu prądem w przypadku różnych rodzajów pracy

Przekrój znamionowy żyły roboczej [mm <sup>2</sup> ]	Czas stygnięcia [s] do temperatury 30°C dla przewodu nagrzanego obciążeniem w przypadku rodzaju pracy:					
	S2 60 min	S2 15 min				
25	4870	2030				
35	5720	2840				
50	6610	3660				
70	7710	4690				
95	8970	5860				

Jak wynika z obliczeń, czas stygnięcia przewodu o danym przekroju żył roboczych zależy od rodzaju pracy powodującej nagrzanie. Czas stygnięcia dla pracy S2 15 min jest znacząco krótszy niż dla pracy S2 60 min, co można wytłumaczyć faktem, że przy większym, ale krócej trwającym obciążeniu (S2 15 min), ciepło zakumulowane w przewodzie jest mniejsze niż przy obciążeniu mniejszym, ale dłuższym (S2 60 min). Wynika to z tego, że w momencie ustania obciążenia temperatura zewnętrznych warstw przewodu jest silnie zależna od rodzaju pracy. Przykładowo, w przypadku przewodu o przekroju żył roboczych 95 mm<sup>2</sup>, po zakończeniu cyklu pracy S2 15 min temperatura obliczeniowa najchłodniejszego punktu opony wynosi 36°C, natomiast po cyklu S2 60 min jest to 53°C.

### 4. WNIOSKI I UWAGI KOŃCOWE

Na podstawie analiz i obliczeń przeprowadzonych w niniejszej pracy można wysnuć następujące wnioski:

- Obciążalność prądowa przewodów zależna jest od rodzaju pracy zasilanych maszyn, w przypadku obciążenia dorywczego obciążalność ta może być od kilku do kilkudziesięciu procent większa niż obciążalność długotrwała. Wartości te zależne są od czasu trwania obciążenia oraz przekroju znamionowego żył roboczych przewodu.
- 2) Skutkiem zbyt długo trwającego obciążenia zwiększonym prądem (przekroczenie czasu określonego rodzajem pracy) jest przekroczenie temperatury dopuszczalnej długotrwale izolacji. Skutki te mogą być szczególnie niekorzystne dla przewodów o mniejszym przekroju żył roboczych.
- 3) Czas stygnięcia przewodów do temperatury zbliżonej do temperatury otoczenia (osiągnięcie tej temperatury jest warunkiem uznania rodzaju pracy maszyny jako dorywczej) zależy od przekroju żył przewodu oraz od rodzaju pracy. Czas ten wynosi od ok. 2,5 h (dla przewodów o większym przekroju żył nagrzanych pracą S2 60 min) do nieco powyżej 30 min (dla przewodów o mniejszym przekroju dla rodzaju pracy S2 15 min).

Przedstawiona w artykule metodyka obliczeń może być wykorzystana do obliczeń obciążalności prądowej przewodów oponowych o dowolnej budowie przy dowolnym rodzaju obciążenia.

### Literatura

- PN-G-42060:1997: Elektroenergetyka kopalniana Obciążalność przewodów oponowych i kabli stosowanych w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych.
- [2] PN-EN 60034-1:2011 Maszyny elektryczne wirujące Część 1: Dane znamionowe i parametry.
- [3] Boron S.: Model matematyczny procesów cieplnych zachodzących w górniczych kablach i przewodach oponowych i jego zastosowanie do analizy obciążalności prądowej, Rozprawa doktorska, Gliwice 1999 [niepublikowana].
- [4] Szargut J. (red.): Modelowanie numeryczne pól temperatury, WNT, Warszawa 1992.

dr inż. SERGIUSZ BORON Katedra Elektrotechniki i Automatyki Przemysłowej Wydział Górnictwa i Geologii Politechnika Śląska ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice sergiusz.boron@polsl.pl
http://dx.doi.org/10.7494/miag.2017.4.532.72

ŁUKASZ HEREZY WALDEMAR KORZENIOWSKI KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI

# Main objectives underlying mathematical model of powered support unit operation in terms of its working capacity

This study synthesizes the operating data of a longwall system to determine the impacts of time, compressive strength of roof rock strata, rate of face advance, and distance between the cross bar in a roof support from the side wall on the value of the actual working capacity of powered supports. The analyses of the general linear models are supported by the Statistica program. Criteria imposed on the input data lead to the development of models of the powered support unit (shield) operation yielding corrected value of the coefficient  $R^2$  (0.11–0.42), rendering the models statistically significant. For the investigated longwall panel, the minimal bearing capacity of the powered support obtained by several methods is compared with the actual bearing capacity of the powered support units. Mathematical models were recalled to obtain the pressure value that can be used in the further procedure as:

- pressure in a shield leg required to obtain the load-bearing capacity of a hydraulic leg in response to the load applied to the powered support,
- pressure exerted by rock strata on the longwall excavation, which is utilized to determine the real load acting on the powered support unit.

In the context of these two objectives, the roof stability factor was obtained accordingly, revealing excellent support-strata interactions under the specified geological and mining conditions.

Key words: operating pressure, bearing capacity, longwall mining method, rock mass pressure

#### 1. INTRODUCTION

The longwall mining system is one of the mostpopular methods of coal extraction world-wide. When compared to the second-best mining method (the room and pillar system), it offers higher productivity; however, the mining machinery and equipment are very costly. The mining machinery and equipment referred to as the longwall system include a shearer (or the coal plow head and its drives), a face conveyor, a drag conveyor, powered supports, an instrumentation truck, and a hydraulic power-supply system. Selecting the longwall system components such that they operate and interact smoothly under the specified geological and mining conditions should guarantee the uninterrupted mining operations and pre-determined output levels [1, 2]. The fundamental criteria in the selection of mining machines include the extraction height (height of the coal seam) as well as the longitudinal and lateral inclination of the longwall site. When the longwall system components have been originally designed to interact, checking this aspect of their performance is not necessary. However, when the machines and longwall equipment are provided by several manufacturers or include components from different mining systems (even if they are provided by one manufacturer), the actual feasibility of machine interactions has to be first ascertained. In the next step, the production capacity of the coal mining machine and hauling capacity of the face conveyor are checked in the context of ensuring the daily output levels. As regards the powered supports, of particular importance are the technical conditions and shield-strata interactions ensuring roof stability over the working site in the longwall excavation [3, 4, 5, 6, 7, 8–10]. To ensure adequate shield-roof strata interactions, the initial and working capacity of the powered support need to be appropriate [4, 11, 12]. Time-variant working capacity is the response to loading imposed on a powered support by roof strata. Load components contributing the total shield loading include the following [3, 6, 13, 14]:

- rock mass pressure associated with the extraction depth, presence of old excavations, and dip of the coal seam;
- the range of the longwall excavations understood as the distance between the longwall face and caved-in section;
- shield standstill time.

Selecting the powered-support systems and adapting them to the geological and mining conditions does not always guarantee the correct shield-strata interactions. In order that the initial bearing capacity should be uniform and set, the shield legs are equipped with control systems incorporating a secondary pressure-charging system. However, in weak roof zones where a shield has a too-high set pressure (which may contribute to the poorer roof condition), the pressure-charging system is frequently switched off by the operators [12, 15, 16]. Its absence leads to non-uniform leg pressure and, in certain cases, to the inadequate clamping of the shield against the roof, which as a consequence results in roof and wall sliding, the caving-in of the roof rocks, and overloading the powered support units.

## 2. METHODS OF PARAMETER SELECTION AND TESTING SHIELD-STRATA INTERACTIONS

Most Polish collieries rely on the admissible roof deformation method when assessing the adequacy of shield-roof strata interactions [6, 13, 14].

The condition for adequate roof support is satisfied as long as the value of roof-stability factor g is at least 0.8. It is a critical level; when g is less than 0.8, there is a risk of roof rock sliding and the deterioration of roof conditions. It is a widely accepted view that, for 0.7 = g < 0.8, there is a risk of roof control problems at longwall sites. These difficulties are associated with the risk of roof strata sliding and the vertical displacement of rock strata [5].

Roof stability factor *g* is derived from the following formula [6]:

$$g = \frac{1}{\frac{0.65 \cdot z_1}{z_g} + 0.3} \tag{1}$$

where:

 $z_1$  – unit roof inclination,  $z_g$  – critical roof inclination.

Exceeding the critical subsidence value may result in the unravelling of the rock strata. The critical value of the subsidence varies depending on the rock type. Observations at longwall sites have allowed us to find the critical inclination of the roof composed of specific rocks. When exceeded, the roof becomes a loose conglomerate of rock fragments. This quantity is expressed as roof inclination  $z_g$  in millimeters per 1 m of roof span [5]:

$$z_g = \frac{k_e}{\frac{0.05}{R_{cs}} + 0.006} \quad \left[\frac{\text{mm}}{\text{m}}\right] \tag{2}$$

where:

- $k_e$  coefficient related to the adopted mining system (0.8 – for caving-in; 0.35 – for hydraulic back-filling),
- $R_{cs}$  compressive strength of roof strata [MPa].

Unit roof inclination  $z_1$  [mm/m], or the roof inclination over the first meter of the excavation range from the longwall face, is the major determinant of roof subsidence over the entire longwall site.

In the case of longwall mining with caving-in,  $z_1$  is derived from the following formula [6]:

$$z_1 = \frac{1}{0.013 \ m_p + 0.002} \ \left[\frac{\text{mm}}{\text{m}}\right] \tag{3}$$

where  $m_p$  is the ratio of shield-bearing capacity moment  $M_p$  [MN·m] to the moment of the load acting on the excavation  $M_Q$  [MN·m]. To determine the unit roof inclination, it is required that resultant bearing capacity moment  $M_p$ and the average bearing capacity of powered support  $P_z$  should first be calculated (Formula (4)). The average bearing capacity is determined for the face section in which one powered support is set against the roof with the initial bearing capacity, the second powered support is displaced towards the side wall, while the next support unit has not yet been moved. These are the least-favorable conditions experienced during the normal duty cycle of the powered support operation [6]:

$$P_{z} = \frac{i \cdot n_{k} \cdot n_{w} \cdot P_{r}}{3b} \cdot \left[ \frac{(1 - n_{0}) \cdot (d_{02} - d_{01})}{\frac{100 \cdot e^{-3.5 \cdot e^{-8 \cdot n_{cz}}}}{z_{sr}} + (1 + e^{-1.8 \cdot e^{-2 \cdot n_{cz}}}) + 2 \cdot n_{m} \cdot n_{0} \right]$$
(4)

where:

- i number of hydraulic legs in the shields,
- $n_k$  leg capacity reduction factor,
- $n_w$  factor expressing the bearing capacity transferred from the shield onto the roof,
- $P_r$  working capacity of shield legs [MN],
- $n_o$  initial to working capacity ratio,

$$n_o = \frac{P_w}{P_r} \tag{5}$$

 $P_w$  – initial capacity of shield legs [MN],

 $d_{02}$ - $d_{01}$  - initial and final distance of the considered segment of the working to the face,

- $n_{cz}$  shield performance factor,
- $z_{sr}$  average convergence of the longwall working over the distance  $d_{01}$ – $d_{02}$ ,
- $n_m$  factor expressing the impacts of low bearing capacity of surrounding strata.

Moment of shield bearing capacity is expressed as follows [6]:

$$M_p = P_z \cdot l_z \quad [\text{MN·m}] \tag{6}$$

where  $l_z$  is the arm length of load-bearing force  $P_z$ .

The weight of the rock strata on the longwall site is equal to the weight of a rock mass solid section one meter in width counted alongside the face; its base length normal to the face line and equal to the extent of the longwall excavation. The height of the solid section and the actual shape of side walls are dependent on the adopted extraction method and roof strength.

The load per running meter of the longwall excavation for the longwall mining system with cave-in is expressed as follows [6]:

$$Q = n_q \cdot n_a \cdot h_s \cdot c_w \frac{L_i^{1.4}}{0.13 \cdot R_c^{0.5} + 0.7} \quad [MN]$$
(7)

where:

 $n_a$  – load rate factor,

 $n_g$  – de-stressed strata range factor,

- $c_w$  bulk density of roof rock [NM/m<sup>3</sup>],
- $h_s$  reduced height of the longwall working [m],
- $L_i$  longwall site span [m],
- $R_c$  compressive strength of roof strata [MPa].

The loading moment acting on the longwall excavation is given as follows [6]:

$$M_O = 0.7 \cdot L_i \cdot Q \quad [\text{MN·m}] \tag{8}$$

The minimal working capacity of a powered support can be derived from the following formula:

$$P = \frac{Q}{0.7}(g - 0.3) \quad [MN]$$
(9)

To guarantee good roof stability, the value of g should be equal to or greater than 0.8.

In countries with a well-established extractive sector and extensive mining expertise, methods have been developed to support the selection of shield capacity.

For example, in Great Britain [17], the minimal bearing capacity of a powered support is derived from the following formula:

$$P \ge \frac{m}{k-1} \cdot \gamma \quad \left[\frac{\mathrm{Mg}}{\mathrm{m}^2}\right] \tag{10}$$

The minimal bearing capacity of powered supports under the geological and mining conditions outlined in Section 3 has been calculated by the presented methods. These results are summarized in Table 1.

 Table 1

 Minimal shield capacity obtained

 by selected methods

Lp.	Method	Minimal shield capacity P <sub>min</sub> [kN/m <sup>2</sup> ]
1	Poland [17]	200
3	Great Britain [17]	267
4	Germany [17]	214
5	Terzaghi [11]	128
6	Yehia [18]	95

#### 3. GEOLOGICAL AND MINING CONDITIONS

The panel considered in this study was nearly horizontal, the longitudinal inclination angle of the opening-up cross-cut was  $2^{\circ}$ , and the seam thickness varied from 1.33 m to 1.8 m (with the average value being 1.6 m). The compressive strength of the coal beds fell to within a range of 12–18 MPa. The longwall face to be operated upon was 250 m in length with a 1750-meter range.

The immediate roof in the area was comprised of claystone, mudstone, and sandstone strata. The thickness of the claystone directly above the coal seam ranged from 0.8 m to 2.0 m, revealing the local occurrence of spherical siderite features. Directly overlying the claystone was the mudstone bed; its thickness ranging from 0.2 m to more than 7 m. The mudstone layer was the thickest in the central part of the face range. Overlying the mudstone was a sandstone bed of up to 7 m in thickness (also revealing mudstone interlayers). The sandstone bed was the thickest in the front sections of the face range. Overlying the sandstone bed were alternating layers of claystone, mudstone, and coal. The geomechanical test data yielded a contour map of compressive strength distribution  $R_c$  of the roof strata overlying the longwall panel (Fig. 1).

In the floor strata alongside the face range, there was a claystone bed of between 0.3 m to 1.5 m in thickness. Underneath are the alternating mudstone, stigmaria mudstone, sandstone, and claystone strata with coal inclusions, revealing the presence of numerous spherical siderite features (particularly in the mudstone). No faulting or seismic discontinuities were observed in the area. The operated automated plow system incorporated the following components:

- Gliding plow GH 1600 operating at 0.98–2.2 m seam height. The longwall operations use the version with the lowest plow body height (980–1230 m).
- Face conveyor PF-1032 with a front discharge chute.
- Gate-end conveyor PF-1132.
- One hundred and forty-one powered support units. From the gateway end, there are 3 units in the opening section, a linear array of 134 units, and 4 units from the ancillary drive end.

The technical parameters of the powered support sections are summarized in Table 2.

#### Table 2

## Operating parameters of powered support (shield) sections

Par	ameter	Value	Unit
Shield height rang	ge	0.95–2.0	[m]
Operating range		1.0–1.9	[m]
Admissible	longitudinal	to 15°	[-]
inclination	lateral	±15°	[-]
Pitch	1.75	[m]	
Step	to 0.85	[m]	
Number of legs	2	[pieces]	
Leg diameter		Ø320	[mm]
Bearing capacity	initial (32 MPa)	2573	[MN]
of the leg	operating (45 MPa)	3619	[MN]
Cross bar length		4030	[mm]
Operating pressure	e	45	[MPa]
Supply pressure		32	[MPa]



Fig. 1. Compressive strength Rc of roof strata up to 6 m above coal seam roof (derived by A. Ruchel)

### 4. DATA ANALYSIS FROM V-SHIELD PROGRAM

In the considered longwall site roof, support is provided by 141 powered support units. State-of-the-art equipment enables the effective monitoring and visualization of the shield operation as well as control of the remaining machinery within the longwall system. Key parameters obtained from the visualization system include the following [2, 18, 20, 21]:

- -p pressure in the space beneath the piston in the shield leg [MPa],
- w length of the divider cylinder in its forth position [m],
- -v rate of face advance [m/day],
- $t_p$  shield standstill time [min].

70000

60000

50000

40000

30000

20000

10000

¢

Number of observation

The analyses rely on roof baring parameter d m, understood as the distance between the cross-bar end (counting from the face front) and the face, substituted for the length of the divider cylinder in its forth position. Distance d is the component of distance  $L_t$ between the cross-beam end and the longwall face (resulting from the actual configuration of the longwall system prior to the cut) and web of coal z. For the longwall system considered in this study, distance  $L_t$  is 0.5 m, and the maximal web of coal is taken to be 0.7 m. Maximal roof baring value d should be 1.2 m (though it in fact approached 1.4 m). Based on the results summarized in [2, 18, 20], for the analyses used:

- powered support units from 30 to 100;
- maximal standstill time t<sub>p</sub> below 250 min; within this time period, the shield operates within the working pressure range;
- maximal pressure level 42 MPa;
- minimal pressure level 24 MPa.

It appears that 41% of the roof baring values fall within a range of 0.5 m to 0.6 m (see Fig. 2). Roof baring rates within a range of 0.6 m to 0.9 m follow a similar pattern (44.8%). The remaining interval of roof baring values from the nominal coal web of 1.2 m accounts for 13.6% of the cases. In only 0.5% of the cases, the actual value of d should exceed 1.2 m. Figure 3 illustrates leg pressure distribution p. It appears that, for the pressure increment of 8 MPa (from 24 MPa to 32 MPa), we get 57% of the pressure readings; the remaining 43% are registered following a further pressure increase by 10 MPa (from 32 MPa to 42 MPa). Dominating rates of face advance accounting for 34% of the registered values are those within a range of 10-12 m daily (Fig. 4). The shield standstill time  $t_p$  distribution follows a similar pattern (Fig. 5). It appears that, 38% of the registered standstill times are below 10 min, 60% of the registered standstill times coincide with time required to complete the full web of coal (z = 0.7 m), which is equal to 27 min. The remaining 40% of the registered standstill time values are associated with roof baring in excess of 1.2 m.



Fig. 2. Roof baring distribution [d]



Fig. 3. Distribution of shield leg pressure [p]



*Fig. 4. Distribution of rate of face advance* [*v*]

## 5. MULTI-PARAMETRIC MODEL OF THE SHIELD OPERATION

The model of the shield performance is based on a linear model that is widely employed in analyses of ANOVA or MANOVA systems incorporating categorized predictors, any ANOVA or MANOVA systems incorporating both categorized and continuous variables, and multiple and multi-dimensional regression models involving continuous independent variables. The model encapsulates two methods of data coding and analysis; interpretation of the measurement data is supported by a model with sigma constraints adapted by Statistica (qualitative predictor coding), which can handle two arbitrary yet different values of single dependent variables (predictors). Thus, the obtained values of the independent variable will represent the group membership in quantitative terms. Typically, the values corresponding to group membership are not selected at random but in a manner supporting the interpretation of the regression coefficient value related to the dependent variable (predictor). In one of the strategies in widespread use, events from two groups are ascribed values of dependent variables equal to 1 and -1; therefore, when the regression coefficient for the given variable is positive, the predicted value of the group encoded in the independent variable as 1 shall be higher (a higher group mean value). When the coefficient of regression is negative, the group encoded in the independent vari-



Fig. 5. Shield standstill time [tp]

able as -1 shall produce a higher predicted value of the dependent variable. Another advantage of this approach is that each group is encoded by a value different from zero by one, which makes easier the interpretation of the predicted differences between groups as coefficients of the regression yield; a unit variation of the dependent variable for each unit variation of the independent variable (predictor). This coding strategy is referred to as a parameterization with sigma constraints, because the sets of parameters indicating group membership (1 and -1) sum to zero [22].

Several variants have been considered in the calculation procedure, subdividing the standstill times and roof baring rates in various configurations. The values of the statistical indicators are optimal for the following configuration of operational parameters (Tab. 3):

- standstill time within a range of 0 min to 250 min;
- roof baring process subdivided into intervals:
  - $0.5 \text{ m} \le d < 0.6 \text{ m}$ ,
  - $0.6 \text{ m} \le d < 0.9 \text{ m}$ ,
  - $0.9 \text{ m} \le d < 1.2 \text{ m},$
  - $1.2 \text{ m} \le d < 1.4 \text{ m}.$

For barred roof area intervals 0.5 m  $\leq d < 0.6$  m and 1.2 m  $\leq d < 1.4$  m, the rate of face advance is found to be statistically insignificant.

The analysis of the full models revealed their statistical significance, and the corrected value of coefficient  $R^2$  is regarded as satisfactory (Table 4).

Table 3							
Statistical	significance of model	parameters					

Effect	Leg pres- sure, p [MPa]	Leg pres- sure, p [MPa]	Leg pres- sure, p [MPa]	Leg pres- sure, p [MPa]	-95.00 [%]	+95.00 [%]	Leg pres- sure, p [MPa]	Leg pres- sure, p [MPa]	-95.00 [%]	+95.00 [%]
	I Accentan	Parameter ce conditio	evaluation on: $d \ge 0.5$	: sigma pa m: <i>d &lt;</i> 0.6	rameteriz: m: <i>n</i> > 24 ]	ation with MPa: <i>n</i> < 4	constraints 2 MPa: t. <	s < 250 min		
Free term	42.271	0.471	89.661	0.000	41.347	43.195				
Roof barring factor	-20.618	0.792	-26.043	0.000	-22.170	-19.066	-0.118	0.005	-0.127	-0.109
Rate of face advance factor	-0.010	0.005	-1.888	0.059	-0.020	0.000	-0.009	0.005	-0.018	0.000
Compressive strength of roof strata factor	-0.095	0.005	-17.914	0.000	-0.105	-0.084	-0.081	0.005	-0.090	-0.072
Standstill time of a support unit factor	0.037	0.000	132.103	0.000	0.036	0.037	0.621	0.005	0.611	0.630
	Acceptan	ce conditio	on: $d \ge 0.6$	m; <i>d</i> < 0.9	$m; p \ge 24$ I	MPa; $p \leq 4$	2 MPa; $t_p$	≤ 250 min		
Free term	25.763	0.190	135.863	0.000	25.391	26.134				
Roof barring factor	8.577	0.183	46.769	0.000	8.217	8.936	0.176	0.004	0.168	0.183
Rate of face advance factor	-0.032	0.004	-7.286	0.000	-0.041	-0.024	-0.028	0.004	-0.035	-0.020
Compressive strength of roof strata factor	-0.098	0.004	-24.839	0.000	-0.106	-0.090	-0.093	0.004	-0.101	-0.086
Standstill time of a support unit factor	0.038	0.000	138.473	0.000	0.037	0.038	0.528	0.004	0.521	0.536
	Acceptan	ce conditio	on: $d \ge 0.9$	m; <i>d</i> < 1.2	$m; p \ge 24$ I	MPa; <i>p</i> ≤ 4	2 MPa; $t_p \leq$	≤ 250 min		
Free term	28.286	0.546	51.834	0.000	27.216	29.355				
Roof barring factor	7.417	0.477	15.555	0.000	6.483	8.352	0.112	0.007	0.098	0.126
Rate of face advance factor	0.086	0.009	9.336	0.000	0.068	0.104	0.068	0.007	0.054	0.083
Compressive strength of roof strata factor	-0.159	0.008	-20.954	0.000	-0.174	-0.144	-0.152	0.007	-0.166	-0.138
Standstill time of a support unit factor	0.030	0.001	41.595	0.000	0.028	0.031	0.303	0.007	0.289	0.317
	Acceptan	ce conditio	on: $d \ge 1.2$	m; <i>d</i> < 1.4	$m; p \ge 24$ I	MPa; $p \leq 4$	2 MPa; $t_p$	≤ 250 min		
Free term	28.459	4.737	6.008	0.000	19.156	37.763				
Roof barring factor	9.302	3.671	2.534	0.012	2.092	16.512	0.100	0.039	0.022	0.177
Rate of face advance factor	0.075	0.048	1.589	0.113	-0.018	0.169	0.062	0.039	-0.015	0.140
Compressive strength of roof strata factor	-0.236	0.038	-6.139	0.000	-0.311	-0.160	-0.243	0.040	-0.320	-0.165
Standstill time of a support unit factor	0.030	0.005	5.672	0.000	0.019	0.040	0.221	0.039	0.145	0.298

Depend. variable	Multiple <i>R</i>	Multiple R <sup>2</sup>	Corrected R <sup>2</sup>	SS Model	df Model	MS Model	SS Model	Df Model	MS Model	F	р
s		SS Test for the full model with respect to SS for the residues Acceptance condition: $d \ge 0.5$ m; $d < 0.6$ m; $p \ge 24$ MPa; $p \le 42$ MPa; $t_p \le 250$ min									
d leg	0.65	0.42	0.42	242836.6	4.0	60709.1	331315.4	28241.0	11.73	5174.8	0.0
shield []	Acceptance condition: $d \ge 0.6$ m; $d < 0.9$ m; $p \ge 24$ MPa; $p \le 42$ MPa; $t_p \le 250$ min										
the s MPa	0.57	0.32	0.32	271432.8	4.0	67858.2	575853.8	48471.0	11.88	5711.8	0.0
e in <i>p</i> [		Acc	eptance condi	tion: $d \ge 0.9$	<b>)</b> m; <i>d</i> < 1	.2 m; $p ≥ 24$	MPa; $p \le 4$	2 MPa; $t_p \leq$	250 min		
Inssa	0.36	0.13	0.13	41575.2	4.0	10393.8	283845.8	16852.0	16.84	617.1	0.0
Pre		Acceptance condition: $d \ge 1.2$ m; $d < 1.4$ m; $p \ge 24$ MPa; $p \le 42$ MPa; $t_p \le 250$ min									
	0.34	0.12	0.11	1330.1	4.0	332.5	9909.4	582.0	17.03	19.5	0.0

 Table 4

 Statistical significance of models

For each analytical procedure, the mathematical model of shield operation is determined accordingly:

The first interval of barred roof area 0.5 m  $\leq d <$  0.6 m is governed by the following formula:

$$p = 42.2711 - 20.6182 \cdot d - 0.0099 \cdot v$$
  
- 0.0948 \cdot R\_c + 0.0369 \cdot t\_p [MPa] (11)

The second interval  $0.6 \text{ m} \le d < 0.9 \text{ m}$  is expressed by:

$$p = 25.7626 + 8.5766 \cdot d - 0.0324 \cdot v$$
  
- 0.0982 \cdot R\_c + 0.0375 \cdot t\_p [MPa] (12)

Third interval 0.9 m  $\leq d < 1.2$  m is governed by:

$$p = 28.2858 + 7.4174 \cdot d + 0.0857 \cdot v$$
  
- 0.159 \cdot R\_c + 0.0295 \cdot t\_p [MPa] (13)

Fourth interval 1.2 m  $\leq d <$  1.4 m is expressed by:

$$p = 28.4591 + 9.3019 \cdot d + 0.0755 \cdot v$$
  
- 0.2357 \cdot R\_c + 0.0296 \cdot t\_p [MPa] (14)

## 6. APPLICATION OF SHIELD OPERATION MODEL TO DETERMINE SHIELD-STRATA INTERACTIONS

Thus, the obtained mathematical models of the shield operations can be used to determine working capacity  $P_r$  (Tab. 5) and loading moment  $M_Q$  of a pow-

ered support as well as roof stability factor g. The predicted values of p derived from Formulas (11)–(14) can be further used in two alternative procedures:

- 1. Assuming that the predicted value of p is the working capacity of a shield leg  $P_r$  (Tab. 5, Column 6), the equivalent bearing capacity  $P_z$  (Eq. (4)) and bearing capacity moment  $M_P$  (Eq. (6)) can be obtained accordingly. Recalling Equations (7) and (8), we get the loading of the longwall site Q and the loading moment  $M_Q$ . These are used to determine roof stability factor g (Eq. (1)). It is readily apparent that the value of g tends to increase with working capacity (Tab. 5, Column 6), indicating good shield-strata interactions. Such a favorable value of g is attributed to the working capacity of a shield leg increasing over time and time-invariant loading of the longwall site.
- 2. Assuming that the obtained predicted value of pexpresses time-variant load Q acting on the longwall excavation, Equation (8) can be recalled to derive loading moment  $M_O$  (Tab. 5, Column 7). The equivalent bearing capacity  $P_z$  is determined for nominal values of working capacity  $P_r$  and initial capacity  $P_w$  of a powered support (Eq. (4)). Shield capacity moment  $M_p$  is derived from Equation (6), and roof stability factor g is obtained from Formula (1) (Tab. 5, Column 8). It appears that the values of g are lower by half, which is attributed to the fixed value of working capacity  $P_r$  while the load acting on the longwall site Q tends to increase over time. Nevertheless, the obtained values of g are still sufficient to guarantee adequate shield-strata interactions. In this particular case, the value of g tends to decrease with increasing standstill time  $t_p$ .

R <sub>c</sub> [MPa]	<i>d</i> [m]	v [m/day]	t <sub>p</sub> [min]	g	$P_r$ [MN]	<i>M</i> <sub>Q</sub> [MNm]	g
1	2	3	4	5	6	7	8
		5		2.03	2.57	16.29	0.92
		10	30	2.03	2.57	16.29	0.92
		15		2.03	2.57	16.29	0.92
		20		2.03	2.57	16.29	0.92
		5		2.03	2.57	16.29	0.92
30	0.5	10	60	2.03	2.57	16.29	0.92
50	0.5	15		2.03	2.57	16.29	0.92
		20		2.03	2.57	16.29	0.92
		5		2.07	3.07	19.46	0.84
		10	250	2.07	3.07	19.46	0.84
		15		2.07	3.07	19.46	0.84
		20		2.07	3.06	19.40	0.84
		5		2.00	2.57	17.37	0.95
		10	- 30	2.00	2.57	17.37	0.95
		15		2.00	2.57	17.37	0.95
		20		2.00	2.57	17.37	0.95
		5	. 60	2.00	2.57	17.37	0.95
30	0.8	10		2.00	2.57	17.37	0.95
50	0.0	15		2.00	2.57	17.37	0.95
		20		2.00	2.57	17.37	0.95
		5		2.05	3.12	21.09	0.85
		10	250	2.05	3.11	21.02	0.85
		15	200	2.05	3.10	20.96	0.85
		20		2.05	3.08	20.82	0.86
		5		1.97	2.65	19.03	0.95
		10	30	1.98	2.68	19.24	0.95
		15		1.98	2.72	19.53	0.94
		20		1.98	2.75	19.75	0.93
		5		1.98	2.72	19.53	0.94
30	11	10	60	1.98	2.75	19.75	0.93
	1.1	15		1.99	2.79	20.03	0.93
		20		1.99	2.82	20.25	0.92
		5		2.02	3.17	22.76	0.86
		10	250	2.02	3.20	22.98	0.86
		15		2.03	3.24	23.26	0.85
		20		2.03	3.27	23.48	0.85

 Table 5

 Selected values of roof stability factor derived from mathematical models of shield operation

		5		1.97	2.71	19.84	0.95
		10	30	1.97	2.74	20.06	0.94
		15	50	1.97	2.77	20.28	0.94
		20		1.98	2.80	20.50	0.93
		5		1.97	2.78	20.35	0.93
30	1.2	10	60	1.98	2.81	20.57	0.93
20	1.2	15		1.98	2.85	20.86	0.92
		20		1.98	2.88	21.08	0.92
		5		2.02	3.24	23.72	0.86
		10	250	2.02	3.27	23.94	0.86
		15	250	2.02	3.30	24.16	0.85
		20		2.02	3.33	24.32	0.85
		5	. 30	1.96	2.86	21.74	0.93
		10		1.96	2.89	21.96	0.93
		15		1.97	2.92	22.19	0.92
		20		1.97	2.95	22.42	0.92
		5		1.97	2.93	22.27	0.92
30	1.4	10	60	1.97	2.96	22.50	0.91
		15		1.97	2.99	22.72	0.91
		20		1.97	3.03	23.03	0.90
		5		2.01	3.39	25.77	0.85
		10	250	2.01	3.42	25.99	0.85
	ľ	15		2.01	3.45	26.22	0.84
		20		2.02	3.48	26.45	0.84

#### Table 5 cont.

Despite the major discrepancies between the obtained values of g, the two approaches are both correct (although there are some differences in the way they should be interpreted). In the first approach, we get an indicator of the adequate roof-strata interactions under the fixed roof conditions. The second approach provides information that the load acting on the longwall site is increasing and that the roof--strata interactions tend to deteriorate.

At that stage of research work, it is reasonable to rely on Formulas (11)–(14) to prognosticate the loading Q of the longwall site. However, it can be expected that, in further analyses investigating other longwall faces and various stages of the shield operation, the first approach may prove more useful.

#### 7. CONCLUSIONS

The minimal bearing capacity of a powered support was obtained for the specified geological and mining conditions and for the given longwall equipment. The derived maximal value was 265 kN/m<sup>2</sup>, and the minimal value was found to be 95 kN/m<sup>2</sup>. The value obtained by the methodology in widespread use in Polish collieries was 200 kN/m<sup>2</sup>. The minimal working capacity of the investigated powered support was 720 kN/m<sup>2</sup>.

Data collected in the program registering longwall system performance were used in the analysis of the shield operation parameters taking into account the imposed constraints: maximal standstill time  $t_p$ 

not exceeding 250 min, maximal pressure 42 MPa, and the minimal pressure level 24 MPa.

Statistical analyses reveal that 41% of roof baring values fall within a range of 0.5 m to 0.6 m.

During the standstill time of 60 min, shields were moved towards the longwall face to support the roof, and 40% of the standstill times were registered throughout the analyzed period.

A relatively high number of registered standstill times did not exceed 10 min (38% of the cases).

A pressure increase of 8 MPa is registered in 57% of the cases, and the remaining 43% reveal a pressure increase of 10 MPa. It is reasonable to expect that the pressure distribution in particular pressure intervals follows a similar pattern.

A thorough analysis of the key parameter distributions has prompted the selection of criteria underpinning the shield operation models:

- standstill time within a range of 0 to 250 min;
- roof baring process subdivided into intervals:
  - $0.5 \text{ m} \le d < 0.6 \text{ m}$ ,
  - $0.6 \le d < 0.9 \text{ m}$ ,
  - $0.9 \text{ m} \le d < 1.2 \text{ m}$ ,
  - $1.2 \text{ m} \le d < 1.4 \text{ m}.$

For barred roof area intervals  $0.5 \text{ m} \le d < 0.6 \text{ m}$ and  $1.2 \text{ m} \le d < 1.4 \text{ m}$ , the rate of face advance is found to be statistically insignificant.

Shield operation models taking into account all investigated predictors are found to be statically significant (Tab. 4), and the obtained corrected values of  $R^2$ : 0.42. 0.32; 12, 11 are regarded as satisfactory.

Respective models are governed by Equations (11)–(14), yielding a pressure level that can be interpreted as a loading acting on the longwall site Q or the working capacity of the shield leg  $P_r$ . On this basis, the values of roof stability factor g are obtained, indicating adequate shield-strata interactions in both cases. The initial and working bearing capacity under the conditions in the investigated longwall panel have been selected to leave a considerable safety margin.

At this stage of research work, the approach relying on shield monitoring data from the longwall panel and interpreting the predicted value of p as load Qacting on the longwall site appears to be more useful.

The results obtained thus far encourage the further development of the research methods and tools used in rock strata monitoring during longwall mining, offering us better insight into shield-strata interactions.

#### References

- Bołoz Ł.: Unique project of single-cutting head longwall shearer used for thin coal seams exploitation, "Archives of Mining Sciences" 2013, 58, 4: 1057–1070.
- [2] Korzeniowski W., Herezy Ł. Krauze K., Rak Z., Skrzypkowski K.: Rock mass monitoring based on analysis of powered support response, Wydawnictwa AGH, Kraków 2013.
- [3] Barczak T.M.: A retrospective assessment of longwall roof support with a focus on challenging accepted roof support concepts and design premises, 25th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia 2006.
- [4] Barczak T.M., Esterhuizen G.S., Ellenberger J., Zahng P.: A first step in developing standing roof support design criteria based on ground reaction data for Pittsburgh seam longwall tailgate support, 27th International conference on ground control in mining, Morgantown, West Virginia 2008.
- [5] Biliński A.: Principles of underground working maintenance in longwalls with rockburst hazard, "Archives of Mining Science" 1983, 28, 2: 275–291.
- [6] Biliński A.: Metoda doboru obudowy ścianowych wyrobisk wybierkowych i chodnikowych do warunków pola eksploatacyjnego, Prace naukowe – monografie CMG Komag, Gliwice 2005.
- [7] Hoyer D.: Early warning of longwall of cavities using LVA software, 12th Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Wollongong 2012.
- [8] Trueman R., Lyman G., Cocker A.: Longwall roof control through a fundamental understanding of shield-strata interaction, "Journal of Rock Mechanics Mining Science" 2009, 46: 371–380.
- [9] Trueman R., Callan M., Thomas R., Hoyer D.: Quantifying the impact of cover depth and panel width on longwall shieldstrata interactions, 10th Coal Operators Conference, Wollongong 2010.
- [10] Trueman R., Thomas R., Hoyer D.: Understanding the causes of roof control problems on a longwall face from shield monitoring data – a case study, 11th Underground Coal Operators Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Wollongong 2011.
- [11] Mahmoud Y.S.: Estimation of bearing capacity of power support in front of longwall face, The Fourth Mining, Petroleum and Metallurgy Conference, Faculty of Engineering, Assiut University, Mining Engineering 1994, 1, 1: 251–255.
- [12] Pawlikowski A.: Wpływ podporności wstępnej na podporność stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej, "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering" 2016, 4: 72–79.
- [13] Płonka M.: Load variation of the set of support in the longwall with roof caving, "Research Reports Mining and Environment" 2009, 1: 41–49.
- [14] Prusek S., Płonka A., Walentek A.: Applying the ground reaction curve concept to the assessment of shield support performance in longwall faces, "Arabian Journal of Geosciences" 2016, 9: 1–15.
- [15] Pawlikowski A.: Przyczyny asymetrii podporności stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej w świetle badań dołowych, "Maszyny Górnicze" 2017, 1: 45–54.
- [16] Szyguła M.: Progress in designing the powered roof support in Poland, "Maszyny Górnicze" 2013, 2: 30–38.

- [17] Cemal B., Ergin A.: Design of Supports in Mines, John Wiley & Sons, New York 1983.
- [18] Herezy Ł.: Predicting the vertical convergence of longwall headings basing on the pressure increase factor ξ, AGH University of Science and Technology, Kraków 2017 [unpublished work].
- [19] Hussein M.A., Ibrahim A.R., Imbaby S.S.: Load calculations and selection of the powered supports based on rock mass classification and other formulae for Abu-Tartur longwall phosphate mining conditions, "Journal of Engineering Sciences" 2013, 41, 4: 1728–1742.
- [20] Herezy Ł.: Relationship between vertical convergence of longwall headings and the pressure increase factor ξ for a powered support section, AGH University of Science and Technology, Krakow 2017 [unpublished].

- [21] Przegendza G., Przegendza M.: Control and diagnostics systems for mining machines and equipment using a CAN bus, "Szybkobieżne Pojazdy Gąsienicowe" 2007, 2: 1–11.
- [22] https://www.statsoft.pl/textbook/stathome.html [online], September 2017.

ŁUKASZ HEREZY, Ph.D., Eng. WALDEMAR KORZENIOWSKI, prof. KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI, Ph.D., Eng. Underground Mining Department Faculty of Mining and Geoengineering AGH University of Science and Technology al. Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland {herezy, walkor, skrzypo}@agh.edu.pl ŁUKASZ HEREZY WALDEMAR KORZENIOWSKI KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI

# Określenie założeń modelu matematycznego pracy sekcji obudowy zmechanizowanej w zakresie jej podporności roboczej

W artykule posłużono się zgromadzonymi danymi dotyczącymi pracy kompleksu ścianowego, aby wyznaczyć wpływ czasu, wytrzymałości skał stropowych na ściskanie, postępu ściany, odległości stropnicy sekcji od ociosu na wartość osiąganej podporności roboczej. W tym celu w programie Statistica wykonano analizy z wykorzystaniem ogólnych modeli liniowych. Przyjęte kryteria danych wejściowych pozwoliły na uzyskanie modeli pracy sekcji o skorygowanym  $R^2$  wynoszącym 0,11–0,42, kwalifikującym te modele jako istotne statystycznie. Dla rozpatrywanego pola ścianowego określono wymaganą minimalną podporność roboczą sekcji dla kilku sposobów jej wyznaczania i porównano z podpornością zastosowanych sekcji obudowy. Następnie na podstawie modeli matematycznych wyznaczono wartość ciśnienia roboczego, które można wykorzystać jako:

 ciśnienie w stojaku hydraulicznym i na jego podstawie obliczyć podporność stojaka hydraulicznego będącą reakcją na obciążenie sekcji,

 ciśnienie wywierane przez górotwór na wyrobisko eksploatacyjne, z którego można wyznaczyć rzeczywiste obciążenie sekcji obudowy zmechanizowanej.

Dla obydwu założeń wyznaczono wskaźnik nośności stropu. Jego wartości świadczą o bardzo dobrej współpracy sekcji z górotworem w rozpatrywanych warunkach geologiczno-górniczych.

Słowa kluczowe: ciśnienie robocze, podporność obudowy, system ścianowy, obciążenie wyrobiska ścianowego

#### 1. WSTĘP

Ścianowy system eksploatacji jest jednym z najpopularniejszych na świecie. W porównaniu z drugim co do popularności systemem komorowo-filarowym odznacza się lepszymi wynikami eksploatacyjnymi. Jednakże wyposażenie maszynowe konieczne do jego zastosowania jest bardzo drogie. Wyposażenie to nazywane jest kompleksem ścianowym, na który składają się maszyna urabiająca (kombajn ścianowy lub głowica strugowa wraz z jej napędem), przenośnik ścianowy i podścianowy zgrzebłowy, obudowa zmechanizowana, pociąg aparaturowy oraz hydrauliczny zespół zasilający. Prawidłowo dobrane poszczególne urządzenia kompleksu zarówno do warunków geologiczno-górniczych, jak i do współpracy powinny gwarantować użytkownikowi prowadzenie niezakłóconej eksploatacji, której wynikiem będzie osiągnięcie wydobycia na zakładanym poziomie [1, 2]. Pierwszymi kryteriami doboru maszyn są wysokość eksploatacji (wysokość pokładu), podłużny i poprzeczny kąt nachylenia wyrobiska ścianowego. Jeżeli maszyny kompleksu zostały zaprojektowane do współpracy ze sobą wówczas sprawdzenie ich pod tym kątem jest zbędę. W przypadku jednak, gdy wyposażenie ściany składa się z maszyn różnych producentów lub różnych projektowanych kompleksów tego samego producenta należy sprawdzić możliwości techniczne ich współpracy. Kolejnym krokiem jest sprawdzenie wydajności urabiania maszyny i zdolności odbioru urobku przenośnika dla osiągnięcia zakładanego wydobycia dobowego. W przypadku obudowy zmechanizowanej prócz warunków technicznych należy sprawdzić jej współpracę z górotworem zapewniającą stateczność stropu nad przestrzenią roboczą wyrobiska ścianowego [3–10]. Zapewnienie prawidłowej współpracy sekcji obudowy ze stropem wynika z prawidłowego doboru jej parametrów techniczno--ruchowych [4, 11, 12]. Zmienna w czasie podporność robocza jest reakcją na obciążenie sekcji obudowy pochodzące od skał stropowych. Składowymi mającymi wpływ na wartość obciążenia sekcji są między innymi [3, 6, 13, 14]:

- ciśnienie górotworu związane z głębokością eksploatacji, zaszłościami eksploatacyjnymi, kątem nachylenia pokładu,
- wytrzymałość na ściskanie skał stropowych,
- rozpiętość wyrobiska ścianowego rozumianą jako odległość od czoła ściany do miejsca tworzenia się zawału,
- czas postoju sekcji.

Prawidłowy dobór obudowy do warunków geologiczno-górniczych nie zawsze gwarantuje nam prawidłową współpracę ze stropem. Do osiągnięcia zadanej i jednakowej podporności wstępnej w stojakach sekcji obudowy stosuje się układy sterowania z układem wtórnego doładowania. Jednakże w warunkach słabych stropów, gdzie przy zbyt dużym ciśnieniu wstępnym możemy niszczyć skały stropowe układ ten jest często wyłączany przez operatorów [12, 15, 16]. Brak jego działania powoduje nierównomierne ciśnienie w stojakach oraz niejednokrotnie niedostateczne rozparcie sekcji. W konsekwencji dopuszczamy do powstawania opadów, obwałów, a nawet zawałów skał stropowych oraz do przeciążeń elementów sekcji obudowy.

## 2. METODY DOBORU I SPRAWDZENIA WSPÓŁPRACY SEKCJI OBUDOWY Z GÓROTWOREM

W warunkach polskich w celu sprawdzenia współpracy sekcji obudowy z górotworem posługujemy się metoda dopuszczalnego ugięcia stropu [6, 13, 14].

Warunek dobrego utrzymania stropu zostanie spełniony wówczas, gdy wartość wskaźnika nośności stropu g wynosi co najmniej 0,8. Jest to wartość graniczna, poniżej której występuje zagrożenie obwałem skał stropowych i złe warunki utrzymania stropu. Przyjęto, że przy wskaźnikach nośności stropu w przedziale  $0,7 \le g < 0,8$  należy się liczyć z utrudnieniami w prowadzeniu ściany. Utrudnienia związane są z ryzykiem opadu skał stropowych lub przemieszczeniem pionowym bloków skalnych [6]. Do określenia wartości wskaźnika nośności stropu *g* korzysta się ze wzoru [6]:

$$g = \frac{1}{\frac{0,65 \cdot z_1}{z_g} + 0,3} \tag{1}$$

gdzie:

 $z_1$  – jednostkowe nachylenie stropu,

 $z_g$  – wartość granicznego nachylenia stropu.

Po przekroczeniu granicznej wartości osiadania następuje rozpad warstwy skalnej. Graniczna wartość osiadania jest różna w zależności od rodzaju skał. Na podstawie obserwacji prowadzonych w wyrobiskach ścianowych można określić wartość granicznego nachylenia stropu utworzonego z danego rodzaju skał, po przekroczeniu której staje się on zbiorowiskiem luźnych bloków skalnych. Wartość ta wyraża się nachyleniem stropu  $z_g$  w milimetrach przypadającym na 1 m rozpiętości stropu [6]:

$$z_g = \frac{k_e}{\frac{0.05}{R_{cs}} + 0.006} \left[\frac{\text{mm}}{\text{m}}\right]$$
(2)

gdzie:

- k<sub>e</sub> współczynnik zależny od systemu eksploatacji (dla zawału 0,8, dla podsadzki hydraulicznej 0,35),
- $R_{cs}$  wytrzymałość na ściskanie skał stropowych [MPa].

Wartość jednostkowego nachylenia stropu  $z_1$  [mm/m], czyli nachylenia występującego na pierwszym metrze rozpiętości wyrobiska od czoła ściany, jest czynnikiem decydującym o wielkości osiadania stropu nad całym wyrobiskiem ścianowym.

W przypadku ścian zawałowych wartość  $z_1$  wylicza się ze wzoru [6]:

$$z_1 = \frac{1}{0,013 \, m_p + 0,002} \, \left[\frac{\text{mm}}{\text{m}}\right] \tag{3}$$

gdzie  $m_p$  – stosunek wartości momentu podporności obudowy  $M_p$  [MN·m] do wartości momentu obciążenia wyrobiska  $M_Q$  [MN·m].

Przy obliczaniu jednostkowego nachylenia stropu niezbędne jest wyznaczenie momentu wypadkowej podporności sekcji obudowy zmechanizowanej  $M_p$ oraz podporności średniej obudowy zmechanizowanej  $P_z$  (wzór (4)), która jest obliczana dla odcinka ściany, na którym jedna z sekcji rozparta jest podpornością wstępną, druga przemieszczana jest w kierunku ociosu, kolejna nie została jeszcze przesunięta, a ciśnienie w stojakach znajduje się w górnym zakresie ciśnienia roboczego lub w zakresie ciśnienia nominalnego. Jest to najmniej korzystna sytuacja w trakcie normalnej pracy obudowy ścianowej [6]:

$$P_{z} = \frac{i \cdot n_{k} \cdot n_{w} \cdot P_{r}}{3b} \cdot \left[ \frac{(1 - n_{0}) \cdot (d_{02} - d_{01})}{\frac{100 \cdot e^{-3.5 \cdot e^{-8n_{cz}}}}{z_{5r}} + (1 + e^{-1.8 \cdot e^{-2n_{cz}}})} + 2 \cdot n_{m} \cdot n_{0} \right]$$
(4)

gdzie:

- *i* liczba stojaków hydraulicznych obudowy zmechanizowanej,
- *n<sub>k</sub>* współczynnik redukcyjny podporności stojaka,
- $n_w$  współczynnik przenoszenia podporności sekcji obudowy na strop wyrobiska,
- $P_r$  podporność robocza stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej [MN],
- n<sub>0</sub> stosunek podporności wstępnej do podporności roboczej,

$$n_0 = \frac{P_w}{P_r} \tag{5}$$

 $P_w$  – podporność wstępna stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej [MN],

- d<sub>02</sub>-d<sub>01</sub> odległość początkowa i końcowa od czoła ściany rozpatrywanego odcinka rozpiętości wyrobiska [m],
  - n<sub>cz</sub> współczynnik pracy obudowy,
  - $z_{\acute{sr}}$  średnia wartość zaciskania wyrobiska ścianowego na odcinku  $d_{02}$ - $d_{01}$ ,
  - $n_m$  współczynnik wpływu małej wytrzymałości otoczenia.

Moment podporowy obudowy zmechanizowanej wynosi [6]:

$$M_p = P_z \cdot l_z \quad [\text{MN-m}] \tag{6}$$

gdzie  $l_z$  – ramię działania siły podporności  $P_z$ .

Ciężar górotworu działający na wyrobisko ścianowe jest równy ciężarowi wycinka bryły górotworu o szerokości 1 m, licząc wzdłuż frontu ściany, oraz długości podstawy prostopadłej do tego frontu, równej rozpiętości wyrobiska. Wysokość wycinka oraz kształt ścian bocznych zależy od przyjętego systemu eksploatacji i wytrzymałości stropu. Obciążenie wyrobiska ścianowego przypadające na 1 m bieżący jego długości, w systemie z zawałem stropu wynosi:

$$Q = n_q \cdot n_a \cdot h_s \cdot c_w \frac{L_l^{1,4}}{0,13 \cdot R_c^{0,5} + 0,7} \quad [MN]$$
(7)

gdzie:

- n<sub>q</sub> współczynnik nasilenia obciążenia,
- n<sub>q</sub> współczynnik zasięgu górotworu odprężonego,
- $c_w$  ciężar objętościowy skał stropowych [MN/m<sup>3</sup>],
- *h<sub>s</sub>* zredukowana wysokość wyrobiska eksploatacyjnego [m],
- L<sub>i</sub> rozpiętość wyrobiska [m],
- $R_c$  wytrzymałość skał stropowych na ściskanie [MPa].

Moment obciążenia wyrobiska ścianowego wynosi [6]:

$$M_Q = 0, 7 \cdot L_i \cdot Q \quad [\text{MN·m}] \tag{8}$$

Określenie minimalnej podporności roboczej sekcji obudowy można wykonać, posługując się wzorem:

$$P = \frac{Q}{0,7}(g - 0,3) \quad [MN]$$
(9)

W równaniu (9) za wartość współczynnika g należy wstawić co najmniej 0,8, aby zagwarantować dobre warunki utrzymania stropu [17].

W krajach o rozwiniętym górnictwie na bazie własnych doświadczeń opracowano metody doboru podporności sekcji obudowy.

Na przykład w Wielkiej Brytanii [6] stosuje się do obliczenia minimalnej podporności sekcji wzór:

$$P \ge \frac{m}{k-1} \cdot \gamma \quad \left[\frac{\mathrm{Mg}}{\mathrm{m}^2}\right] \tag{10}$$

Dla wybranych metod dokonano obliczeń minimalnej podporności roboczej dla opisanych w pkt 3 warunków geologiczno-górniczych, ich wyniki przedstawiono w tabeli 1.

#### Tabela 1

## Wyniki obliczeń minimalnej podporności sekcji obudowy dla wybranych metod

Lp.	Metoda	Minimalna podporność sekcji obudowy P <sub>min</sub> [kN/m <sup>2</sup> ]
1	Polska [17]	200
2	Wielka Brytania [17]	267
3	Niemcy [17]	214
5	Terzaghi [11]	128
5	Yehia [19]	95

#### 3. WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE

Rozpatrywane pole ścianowe zalegało prawie poziomo, nachylenie wzdłużne przecinki ścianowej wynosiło 2°. Miąższość pokładu zmieniała się w granicach 1,33–1,8 m wokół wartości średniej wynoszącej 1,6 m. W pokładzie występowały przerosty iłowcowe o miąższości około 0,1 m i wytrzymałości na ściskanie w zakresie 15–32 MPa. Wytrzymałość węgla wahała się w granicach 12–18 MPa. Zaprojektowana ściana eksploatacyjna miała długość 250 m przy wybiegu wynoszącym 1750 m.

W analizowanym rejonie strop bezpośredni stanowiły warstwy iłowca, mułowca i piaskowca. Miąższość iłowca występującego bezpośrednio nad pokładem wahała się od 0,8 m do 2,0 m. Lokalnie stwierdzono występowanie buł sferosyderytów. Bezpośrednio nad iłowcem zalegała warstwa mułowca o miąższości od 0,2 m do ponad 7,0 m. Największą miąższość mułowca obserwowano w środkowej części wybiegu ściany. Nad mułowcem zalegała warstwa piaskowca o miąższości do 7,0 m, miejscami przewarstwiona pojedynczymi wkładkami mułowca. Najgrubszą ławę piaskowca stwierdzono na początku wybiegu ściany. Powyżej piaskowca zalegały naprzemianległe warstwy mułowców i iłowców oraz węgla.

W spągu pokładu, praktycznie na całej długości wybiegu ściany, występowała warstwa iłowca o grubości od 0,3 m do niespełna 1,5 m. Poniżej układ warstw był zmienny, tj. na przemian występował mułowiec, piaskowiec oraz iłowiec, a lokalnie także węgiel. W rejonie nie stwierdzono zaburzeń tektonicznych i sedymentacyjnych. Na podstawie otworów badawczych wykonanych w wyrobiskach przyścianowych rozpatrywanego pola wykonano mapę wytrzymałości skał stropowych nad polem ścianowym (rys. 1).

W trakcie prac badawczych w bezpośrednim sąsiedztwie analizowanej ściany nie prowadzono eksploatacji. Można zatem przyjąć, że w trakcie jej wybierania przemieszczenia górotworu w rozważanym obszarze będą wynikiem przede wszystkim ciśnienia pierwotnego górotworu oraz ciśnienia eksploatacyjnego. Wyrobisko ścianowe zostało uzbrojone w kompleks strugowy, w którego skład wchodziły:

- strug GH 1600 przystosowany do eksploatacji pokładów o miąższości 0,98–2,2 m; w ścianie zastosowano najniższą wersję o wysokości 980– 1230 mm;
- przenośnik ścianowy PF-1032 z czołowym wysypem;
- przenośnik podścianowy PF-1132;
- sekcje obudowy zmechanizowanej, łącznie 141 sztuk; od strony chodnika podścianowego zazbrojono trzy sztuki sekcji skrajnej, następnie sekcję liniową 9,5/20 w liczbie 134 sztuk i cztery sztuki sekcji skrajnej; parametry techniczne sekcji przedstawiono w tabeli 2.

Parametry sekcji i warunki rozpatrywanego pola ścianowego pozwoliły na obliczenie wskaźnika nośności stropu g na poziomie około 1,4. Sekcje przy takim wskaźniku powinny zapewnić bardzo dobre utrzymanie stropu w wyrobisku eksploatacyjnym.

#### Tabela 2

#### Parametry techniczno-ruchowe sekcji obudowy zmechanizowanej

Pa	rametr	Wartość	Jednostka
Zakres wysokoś	ci obudowy	0,95–2,0	[m]
Zakres pracy ob	1,0–1,9	[m]	
Dopuszczalne	podłużne	do 15°	[-]
nachylenie	poprzeczne	±15°	[-]
Podziałka obudo	owy	1,75	[m]
Krok obudowy		do 0,85	[m]
Liczba stojaków	hydraulicznych	2	[szt.]
Średnica stojaka		Ø320	[mm]
Podporność	wstępna (32 MPa)	2,573	[MN]
stojaka	robocza (45 MPa)	3,619	[MN]
Długość stropnie	су	4030	[mm]
Ciśnienie robocz	ze	45	[MPa]
Ciśnienie zasilar	nia	32	[MPa]



Rys. 1. Mapa wytrzymałości  $R_c$  dla pakietu skał zalegających do 6 m od stropu pokładu (wyk. A. Ruchel)

## 4. ANALIZA DANYCH UZYSKANYCH Z PROGRAMU V-SHIELD

W rozpatrywanym wyrobisku ścianowym obudowa składała się ze 141 sekcji. Jednym z podstawowych elementów wyposażenia kompleksu był system sterowania i wizualizacji pracy zarówno sekcji, jak i pozostałych maszyn i urządzeń kompleksu ścianowego. Podstawowymi danymi wykorzystanymi do analiz pozyskanych z systemu wizualizacji były [2, 18, 20, 21]:

- p ciśnienie w części podtłokowej stojaków hydraulicznych sekcji obudowy [MPa],
- w wysuw siłownika przekładkowego [m],
- v postęp ściany [m/24 h],
- *t<sub>p</sub>* czas postoju sekcji obudowy [min].

W analizach zamiast wartości wysuwu siłownika przekładkowego posłużono się wielkością odsłonięcia stropu d [m] oznaczającą odległość końca stropnicy (od strony czoła ściany) do czoła ściany. Odległość dto składowa odległości technicznej  $L_t$  końca stropnicy od czoła ściany (wynikającej z budowy kompleksu ścianowego przed wykonaniem zabioru) i wielkości zabioru z maszyny urabiającej. Dla rozpatrywanego kompleksu ścianowego odległość  $L_t$  wynosi 0,5 m, a maksymalny założony zabiór 0,7 m. Maksymalne założone odsłonięcie stropu d powinno wynosić 1,2 m, w praktyce największa wartość wynosiła 1,4 m. Uwzględniając wyniki badań [2, 18, 20], do analiz przyjęto:

- sekcje od 30 do 110,
- maksymalny czas postoju t<sub>p</sub> przyjęto nie większy niż 250 min (w tym czasie sekcja pracuje jeszcze w zakresie ciśnienia roboczego),
- maksymalną wartość ciśnienia 42 MPa,
- minimalną wartość ciśnienia 24 MPa.

Z rysunku 2 wynika, że 41% wartości odsłonięcia stropu mieści się w przedziale od 0,5 m do 0,6 m. Zbliżoną wartość procentową mają parametry odsłonięcia stropu w przedziale od 0,6 m do 0,9 m - wynosi ona 44,8%. Pozostały przedział odsłonięcia stropu do wartości nominalnej zabioru 1,2 m wynosi 13,6%. Jedynie 0,5% ze wszystkich wartości d przekracza wartość nominalną 1,2 m. Na rysunku 3 przedstawiono rozkład ciśnienia w stojakach p. Podczas przyrostu ciśnienia o 8 MPa (od 24 MPa do 32 MPa) obserwuje się 57% odczytanych danych, pozostałe 43% przypada na przyrost kolejnych 10 MPa (od 32 MPa do 42 MPa). Zdecydowanie dominującymi prędkościami postępu ściany, których udział w całości danych wynosi 34%, są postępy w przedziale 10-12 m/dobę (rys. 4). Odzwierciedleniem rozkładu odsłonięcia stropu d jest rozkład czasu postoju  $t_p$  sekcji (rys. 5). Wynika z niego, że 38% zarejestrowanych postojów nie przekracza 10 min. Na czas niezbędnego do wykonania pełnego zabioru (z = 0,7 m), wynoszącego 27 min, przypada 60% rejestrowanych postojów. Pozostałe 40% odnosi się do wartości odsłonięcia stropu powyżej 1,2 m.



Rys. 2. Rozkład wartości odsłonięcia stropu d



Rys. 3. Rozkład wartości ciśnienia w stojakach p



Rys. 4. Rozkład wartości postępu ściany v

## 5. WIELOPARAMETRYCZNY MODEL PRACY SEKCJI

Do wyznaczenia modelu pracy sekcji wykorzystano model liniowy - często służy on do analizy dowolnych układów ANOVA lub MANOVA zawierających predyktory skategoryzowane, dowolne układy ANCOVA lub MANCOVA zawierające zarówno skategoryzowane, jak i ciągłe zmienne objaśniające oraz dowolne układy regresji wielorakiej i wielowymiarowej. W modelu tym istnieją dwie metody kodowania i analizy zmiennych: do analizy danych pomiarowych Statistica dopasowała Model z sigmaograniczeniami (sposób kodowania predyktorów jakościowych). Przy użyciu tej metody można przypisać dwie dowolne, umowne, ale różne wartości pojedynczej zmiennej objaśniającej (predyktora). Otrzymane wartości zmiennej objaśniającej będą przedstawiać ujętą ilościowo przynależność do grup. Wartości odpowiadające przynależności do grup nie są zazwyczaj wybierane w dowolny sposób, lecz tak, aby ułatwić interpretację wielkości współczynnika regresji powiązanego ze zmienną objaśnianą (predyktorem). W jednej z szeroko wykorzystywanych strategii przypadkom należącym do dwóch grup są przypisywane wartości zmiennej objaśniającej równe 1 i -1, dzięki czemu, w przypadku gdy współczynnik regresji dla zmiennej jest dodatni, wówczas grupa zakodowana w zmiennej objaśniającej za pomoca 1 będzie miała wyższą przewidywaną wartość (tzn. wyższą wartość średniej grupowej) zmiennej zależnej, a gdy współczynnik regresji jest ujemny, wówczas grupa kodowana jako –1 w obrębie zmiennej



Rys. 5. Rozkład czasu postoju sekcji t<sub>n</sub>

objaśniającej będzie miała wyższą przewidywaną wartość zmiennej zależnej. Dodatkowa zaleta tego podejścia polega na tym, że każda z grup jest kodowana za pomocą wartości różniącej się o jeden od zera, co pomaga w interpretacji wielkości różnic wartości przewidywanych pomiędzy grupami, ponieważ współczynniki regresji charakteryzują jednostkową zmianę zmiennej zależnej dla każdej jednostkowej zmiany zmiennej objaśniającej (predyktora). Ta strategia kodowania jest trafnie nazywana parametryzacją z sigmaograniczeniami ze względu na to, że wartości używane do oznaczenia przynależności do grupy (1 i –1) sumują się do zera [22].

Przyjmowano wiele wariantów obliczeniowych zarówno z podziałem czasu postoju, jak i odsłonięcia stropu w różnych przedziałach i wzajemnych konfiguracjach. Najbardziej optymalnymi wskaźnikami statystycznymi (tab. 3) charakteryzowała się konfiguracja parametrów, gdzie:

- czas postoju sekcji t<sub>p</sub> zawierał się w przedziale od 0 min do 250 min,
- odsłonięcie stropu podzielono na przedziały;
  - $0,5 \text{ m} \le d < 0,6 \text{ m},$
  - $0,6 \text{ m} \le d < 0,9 \text{ m}$ ,
  - $0,9 \text{ m} \le d < 1,2 \text{ m},$
  - $1,2 \text{ m} \le d < 1,4 \text{ m}.$

Dla przedziałów odsłonięcia stropu 0,5 m  $\leq d < 0,6$  m, 1,2 m  $\leq d < 1,4$  m parametrem nieistotnym statystycznie okazał się postęp ściany *v*.

Po analizie całości poszczególnych modeli okazały się one istotnie statystycznie, a otrzymany skorygowany  $R^2$  (tab. 4) można uznać za zadowalający.

Efekt	Ciśnienie w stojakach, p [MPa]	Ciśnienie w stojakach, p [MPa]	Ciśnienie w stojakach, p [MPa]	Ciśnienie w stojakach, p [MPa]	-95,00 [%]	+95,00 [%]	Ciśnienie w stojakach, p [MPa]	Ciśnienie w stojakach, p [MPa]	-95,00 [%]	+95,00 [%]			
	Parametryzacja z sigmaograniczeniami Warunek uwzględniania: <i>d</i> ≥ 0,5 m; <i>d</i> < 0,6 m; <i>p</i> ≥ 24 MPa; <i>p</i> ≤ 42 MPa; <i>t<sub>p</sub></i> ≤ 250 min												
Wyraz wolny	42,271	0,471	89,661	0,000	41,347	43,195							
Współczynnik wpły- wu odsłonięcia stropu	-20,62	0,792	-26,04	0,000	-22,17	-19,06	-0,118	0,005	-0,127	-0,109			
Współczynnik wpły- wu postępu ściany	-0,010	0,005	-1,888	0,059	-0,020	0,000	-0,009	0,005	-0,018	0,000			
Współczynnik wpły- wu wytrzymałość na ściskanie skał stro- powych	-0,095	0,005	-17,91	0,000	-0,105	-0,084	-0,081	0,005	-0,090	-0,072			
Współczynnik wpły- wu czasu postoju sekcji	0,037	0,000	132,1	0,000	0,036	0,037	0,621	0,005	0,611	0,630			
, v	Warunek u	względnia	nia: $d \ge 0,$	6 m; <i>d</i> < 0,9	$9 \text{ m}; p \ge 24$	MPa; <i>p</i> ≤	42 MPa; t	$p \leq 250 \min$		•			
Wyraz wolny	25,763	0,190	135,87	0,000	25,391	26,134							
Współczynnik wpły- wu odsłonięcie stropu	8,577	0,183	46,769	0,000	8,217	8,936	0,176	0,004	0,168	0,183			
Współczynnik wpły- wu postępu ściany	-0,032	0,004	-7,286	0,000	-0,041	-0,024	-0,028	0,004	-0,035	-0,020			
Współczynnik wpły- wu wytrzymałość na ściskanie skał stropowych	-0,098	0,004	-24,84	0,000	-0,106	-0,090	-0,093	0,004	-0,101	-0,086			
Współczynnik wpły- wu czasu postoju sekcji	0,038	0,000	138,48	0,000	0,037	0,038	0,528	0,004	0,521	0,536			
V	Varunek u	względnia	nia: $d \ge 0,9$	m; d < 1,2	$2 m; p \ge 24$	4 MPa; <i>p</i> ≤	42 MPa; <i>t</i>	$p \leq 250 \text{ mir}$	1				
Wyraz wolny	28,286	0,546	51,834	0,000	27,216	29,355							
Współczynnik wpły- wu odsłonięcie stropu	7,417	0,477	15,555	0,000	6,483	8,352	0,112	0,007	0,098	0,126			
Współczynnik wpły- wu postępu ściany	0,086	0,009	9,336	0,000	0,068	0,104	0,068	0,007	0,054	0,083			
Współczynnik wpły- wu wytrzymałość na ściskanie skał stro- powych	-0,159	0,008	-20,95	0,000	-0,174	-0,144	-0,152	0,007	-0,166	-0,138			
Współczynnik wpły- wu czasu postoju sekcji	0,030	0,001	41,595	0,000	0,028	0,031	0,303	0,007	0,289	0,317			
v	Warunek u	względnia	nia: $d \ge 1, 2$	2  m; d < 1, 4	$4 \text{ m}; p \ge 24$	MPa; <i>p</i> ≤	42 MPa; t	$p \le 250 \min$	1				
Wyraz wolny	28,459	4,737	6,008	0,000	19,156	37,763							
Współczynnik wpły- wu odsłonięcie stropu	9,302	3,671	2,534	0,012	2,092	16,512	0,100	0,039	0,022	0,177			
Współczynnik wpły- wu postępu ściany	0,075	0,048	1,589	0,113	-0,018	0,169	0,062	0,039	-0,015	0,140			
Współczynnik wpły- wu wytrzymałość na ściskanie skał stro- powych	-0,236	0,038	-6,139	0,000	-0,311	-0,160	-0,243	0,040	-0,320	-0,165			
Współczynnik wpły- wu czasu postoju sekcji	0,030	0,005	5,672	0,000	0,019	0,040	0,221	0,039	0,145	0,298			

## Tabela 3

Ocena istotności parametrów modeli

Tabela 4 Ocena istotności modeli

Zmienna zależna	Wielo- krotne <i>R</i>	Wielo- krotne <i>R</i> <sup>2</sup>	Skory- gowane R <sup>2</sup>	SS Model	df Model	MS Model	SS Model	Df Model	MS Model	F	р	
		Test SS dla pełnego modelu względem SS dla reszt Warunek uwzględniania: $d \ge 0.5$ m; $d < 0.6$ m; $p \ d \ge 24$ MPa; $p \le 42$ MPa; $t_p \le 250$ min										
ach,	0,65	0,42	0,42	242 836,6	4,0	60 709,1	331 315,4	28 241,0	11,73	5174,8	0,0	
ojak: I	Warunek uwzględniania: $d \ge 0,6$ m; $d < 0,9$ m; $p \ge 24$ MPa; $p \le 42$ MPa; $t_p \le 250$ min											
w sto MPa	0,57	0,32	0,32	271 432,8	4,0	67 858,2	575 853,8	48 471,0	11,88	5711,8	0,0	
enie <i>p</i> []		War	unek uwzgle	ędniania: <i>d</i> ≧	≥ 0,9 m; <i>d</i>	< 1,2 m; <i>p</i> 2	≥ 24 MPa; <i>p</i> ≤	42 MPa; <i>t</i> <sub>p</sub>	≤ 250 mir	1		
liśni	0,36	0,13	0,13	41 575,2	4,0	10 393,8	283 845,8	16 852,0	16,84	617,1	0,0	
0		War	unek uwzglo	ędniania: <i>d</i> ≧	≥ 1,2 m; <i>d</i>	< 1,4 m; <i>p</i> ≥	≥ 24 MPa; <i>p</i> ≤	42 MPa; <i>t</i> <sub>p</sub>	≤ 250 mir	1		
	0,34	0,12	0,11	1330,1	4,0	332,5	9909,4	582,0	17,03	19,5	0,0	

Dla każdej z analiz wyznaczono model matematyczny pracy sekcji:

pierwszy przedział odsłonięcia stropu 0,5 m ≤ d < 0,6 m opisano równaniem:</li>

$$p = 42,2711 - 20,6182 \cdot d - 0,0099 \cdot v$$
  
- 0,0948 \cdot R\_c + 0,0369 \cdot t\_p [MPa] (11)

 drugi przedział odsłonięcia stropu 0,6 m ≤ d < 0,9 m opisano równaniem:

$$p = 25,7626 + 8,5766 \cdot d - 0,0324 \cdot v$$
  
- 0,0982 \cdot R\_c + 0,0375 \cdot t\_p [MPa] (12)

 trzeci przedział odsłonięcia stropu 0,9 m ≤ d < 1,2 m opisano równaniem:

$$p = 28,2858 + 7,4174 \cdot d + 0,0857 \cdot v$$
  
- 0,159 \cdot R\_c + 0,0295 \cdot t\_p [MPa] (13)

czwarty przedział odsłonięcia stropu 1,2 m ≤ d < 1,4 m opisano równaniem</li>

$$p = 28,4591 + 9,3019 \cdot d + 0,0755 \cdot v$$
  
- 0,2357 \cdot R\_c + 0,0296 \cdot t\_p [MPa] (14)

## 6. WYKORZYSTANIE MODELU PRACY SEKCJI DO OKREŚLENIA JEJ WSPÓŁPRACY Z GÓROTWOREM

Wyznaczone modele matematyczne pracy sekcji obudowy mogą służyć do określenia (tab. 5) podporności roboczej  $P_r$ , momentu obciążenia  $M_Q$  sekcji obudowy oraz wskaźnika nośności stropu g. Otrzymane ze wzorów (11)–(14) prognozowane wartości p możemy wykorzystać w dwojaki sposób:

- 1) Zakładając, że otrzymana prognozowana wartość p jest ciśnieniem roboczym stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej przeliczoną na podporność roboczą  $P_r$  (tab. 5, kolumna 6), możemy na jej podstawie obliczyć podporność zastępczą  $P_z$  (wzór (4)), moment podporności  $M_P$  (wzór (6)). Wykorzystując wzory (7) i (8) wyznaczamy obciążenie wyrobiska eksploatacyjnego Q wraz z momentem obciążenia  $M_O$ . Otrzymane wyniki wykorzystujemy do wyznaczenia wskaźnika nośności stropu g (wzór (1)). Jak można zauważyć, wraz ze wzrostem wartości podporności roboczej (kolumna 6) wzrastają wartości wskaźnika g, które wskazują jednocześnie na bardzo dobrą współpracę sekcji z górotworem. Przyczyną tak dobrego wskaźnika g jest wzrastająca w czasie podporność robocza stojaka i stałe w czasie obciążenie wyrobiska.
- 2) Zakładając, że otrzymana prognozowana wartość p jest obciążeniem wyrobiska eksploatacyjnego Qzmieniającym się w czasie, możemy ze wzoru (8) obliczyć moment obciążenia  $M_Q$  (tab. 5, kolumna 7). Podporność zastępczą  $P_z$  wyznaczamy dla nominalnych wartości podporności roboczej P<sub>r</sub> i wstępnej  $P_w$  sekcji ze wzoru 4. Następnie wyznaczamy moment podporności  $M_p$  (wzór (6)) i wskaźnik nośności stropu g ze wzoru 1 (tab. 5, kolumna 8). Jak widać, wartości wskaźnika g są ponaddwukrotnie mniejsze, jest to wynikiem stałej wartości podporności roboczej  $P_r$  i zwiększającego się w czasie obciążenia wyrobiska Q. Niemniej jednak otrzymane wartości wskaźnika g gwarantują bardzo dobrą współpracę sekcji obudowy z górotworem. W tym przypadku wraz ze zwiększającym się czasem postoju t<sub>n</sub> wartość współczynnika zmniejsza się.

R <sub>c</sub> [MPa]	<i>d</i> [m]	v [m/dobę]	t <sub>p</sub> [min]	g	$P_{r}[MN]$	<i>M</i> <sub>Q</sub> [MNm]	g
1	2	3	4	5	6	7	8
		5		2,03	2,57	16,29	0,92
		10	30	2,03	2,57	16,29	0,92
		15		2,03	2,57	16,29	0,92
		20		2,03	2,57	16,29	0,92
		5		2,03	2,57	16,29	0,92
30	0.5	10	60	2,03	2,57	16,29	0,92
50	0,5	15	00	2,03	2,57	16,29	0,92
		20		2,03	2,57	16,29	0,92
		5		2,07	3,07	19,46	0,84
		10	250	2,07	3,07	19,46	0,84
		15		2,07	3,07	19,46	0,84
		20		2,07	3,06	19,40	0,84
		5		2,00	2,57	17,37	0,95
		10	- 30	2,00	2,57	17,37	0,95
		15		2,00	2,57	17,37	0,95
		20		2,00	2,57	17,37	0,95
		5	60	2,00	2,57	17,37	0,95
20	0.8	10		2,00	2,57	17,37	0,95
50	0,8	15		2,00	2,57	17,37	0,95
		20		2,00	2,57	17,37	0,95
		5		2,05	3,12	21,09	0,85
		10	250	2,05	3,11	21,02	0,85
		15	230	2,05	3,10	20,96	0,85
		20		2,05	3,08	20,82	0,86
		5		1,97	2,65	19,03	0,95
		10	30	1,98	2,68	19,24	0,95
		15		1,98	2,72	19,53	0,94
		20		1,98	2,75	19,75	0,93
		5		1,98	2,72	19,53	0,94
30	11	10	60	1,98	2,75	19,75	0,93
50	1,1	15		1,99	2,79	20,03	0,93
		20	]	1,99	2,82	20,25	0,92
		5		2,02	3,17	22,76	0,86
		10	250	2,02	3,20	22,98	0,86
		15	230	2,03	3,24	23,26	0,85
		20	1	2.03	3.27	23.48	0.85

## Tabela 5

## Przykładowe wartości wskaźnika nośności stropu wyznaczone z modeli matematycznych pracy sekcji obudowy

30	1,2	5	- 30	1,97	2,71	19,84	0,95
		10		1,97	2,74	20,06	0,94
		15		1,97	2,77	20,28	0,94
		20		1,98	2,80	20,50	0,93
		5	- 60	1,97	2,78	20,35	0,93
		10		1,98	2,81	20,57	0,93
		15		1,98	2,85	20,86	0,92
		20		1,98	2,88	21,08	0,92
		5	- 250	2,02	3,24	23,72	0,86
		10		2,02	3,27	23,94	0,86
		15		2,02	3,30	24,16	0,85
		20		2,02	3,33	24,32	0,85
	1,4	5	- 30	1,96	2,86	21,74	0,93
		10		1,96	2,89	21,96	0,93
		15		1,97	2,92	22,19	0,92
		20		1,97	2,95	22,42	0,92
		5	- 60	1,97	2,93	22,27	0,92
30		10		1,97	2,96	22,50	0,91
		15		1,97	2,99	22,72	0,91
		20		1,97	3,03	23,03	0,90
		5	- 250	2,01	3,39	25,77	0,85
		10		2,01	3,42	25,99	0,85
		15		2,01	3,45	26,22	0,84
		20		2,02	3,48	26,45	0,84

Tabela 5 cd.

Pomimo tak dużej różnicy w otrzymanych wartościach wskaźnika g obydwie drogi jego wyznaczenia są prawidłowe. Różnica leży tylko w ich interpretacji. W przypadku sposobu pierwszego otrzymujemy wskaźnik informujący nas o prawidłowej charakterystyce pracy obudowy dla niezmiennych warunków stropowych. W sposobie drugim wskaźnik informuje nas, że wraz z upływającym czasem wzrasta obciążenie wyrobiska i pogarsza się przez to współpraca sekcji z górotworem.

Na tym etapie prac bezpieczniejsze jest wykorzystywanie wzorów (11)–(14) do prognozowania obciążenia wyrobiska eksploatacyjnego Q. Niewykluczone jednak jest, że podczas kolejnych analiz w przypadku następnych ścian eksploatacyjnych i różnych etapów charakterystyki pracy obudowy pierwszy sposób okaże się wartościowy.

#### 9. PODSUMOWANIE

W pracy dla opisanych warunków geologiczno--górniczych oraz wyposażenia technicznego rozpatrywanego pola ścianowego wyznaczono wartość minimalnej podporności roboczej sekcji. Uzyskana maksymalna wartość wynosiła 265 kN/m<sup>2</sup>, a minimalna 95 kN/m<sup>2</sup>. Według metodologii stosowanej w warunkach polskich kopalń wielkość ta wyniosła 200 kN/m<sup>2</sup>. Zastosowana w polu ścianowym obudowa zmechanizowana osiąga minimalną podporność roboczą wynoszącą 720 kN/m<sup>2</sup>.

Na podstawie zebranych danych z programu rejestrującego pracę kompleksu ścianowego dokonano analizy poszczególnych parametrów z uwzględnieniem ograniczeń takich jak maksymalny czas postoju  $t_p$  przyjęto nie większy niż 250 min, maksymalną wartość ciśnienia 42 MPa, minimalną wartość ciśnienia 24 MPa.

Z analiz statystycznych wynika, że 41% wartości odsłonięcia stropu mieści się w przedziale 0,5–0,6 m.

W czasie postoju sekcji wynoszącego 60 min sekcje były przestawiane w kierunku czoła ściany w celu zabezpieczenia stropu. Takich postojów dla analizowanych danych odnotowano 40%.

Zarejestrowano stosunkowo dużą ilość (38% przypadków) postojów do 10 min.

Przyrost ciśnienia o 8 MPa obserwuje się dla 57% odczytanych danych, pozostałe 43% przypada na przyrost kolejnych 10 MPa. Wynika z tego, że rozkład ciśnienia dla poszczególnych jego przedziałów jest podobny.

Po analizie rozkładów poszczególnych parametrów dokonano wyboru kryteriów wykorzystanych przy analizach modelu pracy sekcji tj.:

- czas postoju sekcji t<sub>p</sub> zawierał się w przedziale od 0 min do 250 min,
- odsłonięcie stropu podzielono na przedziały:
  - $0,5 \text{ m} \le d < 0,6 \text{ m},$
  - 0,6 m  $\leq d <$  0,9 m,
  - 0,9 m  $\leq d <$  1,2 m,
  - $1,2 \text{ m} \le d < 1,4 \text{ m}.$

Dla przedziałów odsłonięcia stropu 0,5 m  $\leq d <$  0,6 m, 1,2 m  $\leq d <$  1,4 m parametrem nieistotnym statystycznie okazał się postęp ściany *v*.

Modele pracy sekcji przy uwzględnieniu wszystkich predyktorów okazały się istotne statystycznie (tab. 4). Uzyskane wielkości skorygowanego  $R^2$  dla tych modeli o wartościach 0,42; 0,32; 12 i 11 można uznać za zadowalające.

Modele opisano równaniami (wzory (11)–(14)), na podstawie których wyznaczono wartość ciśnienia, które możemy przeliczyć na wartość obciążenia wyrobiska ścianowego Q lub wartość podporności roboczej stojaka sekcji  $P_r$ . Na ich podstawie wyliczono wartości wskaźnika nośności stropu wskazującego w obydwu przypadkach na bardzo dobrą współpracę sekcji z górotworem. Wartości podporności wstępnej i roboczej dla warunków rozpatrywanego pola ścianowego zostały dobrane z uwzględnieniem sporego ich zapasu.

Na tym etapie działań z wykorzystaniem zapisów z pracy sekcji obudowy zmechanizowanej w polu ścianowym założenie, iż prognozowana wartość p jest to obciążenie wyrobiska ścianowego Q wydaje się opcją bardziej użyteczną. Otrzymane wyniki analiz zachęcają do dalszej pracy w kierunku wykorzystania narzędzia pomiarowego, jakim jest kompleks ścianowy. Może on pozwolić nam monitorować górotworu, przez co będzie można lepiej poznać współpracę z górotworem.

#### Literatura

- Bołoz Ł.: Unique project of single-cutting head longwall shearer used for thin coal seams exploitation, "Archives of Mining Sciences" 2013, 58, 4: 1057–1070.
- [2] Korzeniowski W., Herezy Ł. Krauze K., Rak Z., Skrzypkowski K.: Rock mass monitoring based on analysis of powered support response, Wydawnictwa AGH, Kraków 2013.
- [3] Barczak T.M.: A retrospective assessment of longwall roof support with a focus on challenging accepted roof support concepts and design premises, 25th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia 2006.
- [4] Barczak T.M., Esterhuizen G.S., Ellenberger J., Zahng P.: A first step in developing standing roof support design criteria based on ground reaction data for Pittsburgh seam longwall tailgate support, 27th International conference on ground control in mining, Morgantown, West Virginia 2008.
- [5] Biliński A.: Principles of underground working maintenance in longwalls with rockburst hazard, "Archives of Mining Science" 1983, 28, 2: 275–291.
- [6] Biliński A.: Metoda doboru obudowy ścianowych wyrobisk wybierkowych i chodnikowych do warunków pola eksploatacyjnego, Prace naukowe – monografie CMG Komag, Gliwice 2005.
- [7] Hoyer D.: Early warning of longwall of cavities using LVA software, 12th Coal Operators' Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Wollongong 2012.
- [8] Trueman R., Lyman G., Cocker A.: Longwall roof control through a fundamental understanding of shield-strata interaction, "Journal of Rock Mechanics Mining Science" 2009, 46: 371–380.
- [9] Trueman R., Callan M., Thomas R., Hoyer D.: Quantifying the impact of cover depth and panel width on longwall shieldstrata interactions, 10th Coal Operators Conference, Wollongong 2010.
- [10] Trueman R., Thomas R., Hoyer D.: Understanding the causes of roof control problems on a longwall face from shield monitoring data – a case study, 11th Underground Coal Operators Conference, University of Wollongong & the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Wollongong 2011.
- [11] Mahmoud Y.S.: Estimation of bearing capacity of power support in front of longwall face, The Fourth Mining, Petroleum and Metallurgy Conference, Faculty of Engineering, Assiut University, Mining Engineering 1994, 1, 1: 251–255.
- [12] Pawlikowski A.: Wpływ podporności wstępnej na podporność stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej, "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering" 2016, 4: 72–79.
- [13] Płonka M.: Load variation of the set of support in the longwall with roof caving, "Research Reports Mining and Environment" 2009, 1: 41–49.
- [14] Prusek S., Płonka A., Walentek A.: Applying the ground reaction curve concept to the assessment of shield support performance in longwall faces, "Arabian Journal of Geosciences" 2016, 9: 1–15.

- [15] Pawlikowski A.: Przyczyny asymetrii podporności stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej w świetle badań dołowych, "Maszyny Górnicze" 2017, 1: 45–54.
- [16] Szyguła M.: Progress in designing the powered roof support in Poland, "Maszyny Górnicze" 2013, 2: 30–38.
- [17] Cemal B., Ergin A.: Design of Supports in Mines, John Wiley & Sons, New York 1983.
- [18] Herezy Ł.: Predicting the vertical convergence of longwall headings basing on the pressure increase factor ξ, AGH, Krakow 2017 [praca niepublikowana].
- [19] Hussein M.A., Ibrahim A.R., Imbaby S.S.: Load calculations and selection of the powered supports based on rock mass classification and other formulae for Abu-Tartur longwall phosphate mining conditions, "Journal of Engineering Sciences" 2013, 41, 4: 1728–1742.
- [20] Herezy Ł.: Relationship between vertical convergence of longwall headings and the pressure increase factor ξ for a powered support section, AGH, Krakow 2017 [praca niepublikowana].

- [21] Przegendza G., Przegendza M.: Control and diagnostics systems for mining machines and equipment using a CAN bus, "Szybkobieżne Pojazdy Gąsienicowe" 2007, 2: 1–11.
- [22] https://www.statsoft.pl/textbook/stathome.html, 15.09.2017.

dr inż. ŁUKASZ HEREZY dr hab. inż. WALDEMAR KORZENIOWSKI, prof. nadzw. dr inż. KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI Katedra Górnictwa Podziemnego Wydział Górnictwa i Geoinżynierii AGH Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków {herezy, walkor, skrzypko}@agh.edu.pl

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2017.4.532.96

EDWARD PIECZORA JAROSŁAW TOKARCZYK

## Development of mine underground transportation with use of suspended monorails

The development of suspended monorails is presented, indicating their advantages and limitations in use. Attention is paid to the development of monorails with battery drives in recent years. Example solutions including those developed in KOMAG – PCA-1 and GAD-1drive trains are given. The development of computer tools supporting designers and users of suspended monorails is described. Directions of further development of suspended transportation are discussed.

Key words: mine suspended monorails, drives: cable, diesel, battery, virtual prototyping, direction of further development

#### 1. INTRODUCTION

Transportation of materials and run-of-mine as well as personnel movement are the most-important processes in mining operations. As long as floor transportation has been used from the beginning of the mining industry and first rail tracks appeared in the 17th century, the first use of suspended transportation took place in the mid-20th century. Designing state-of-the-art rope winches with the rope fixed to the roof (Fig. 1) on which transportation carriages were moved manually or by winches contributed to the development of suspended transportation.



Fig. 1. Suspended rope transportation [1]

In the first half of the 1950s in Germany, a typical rail used in mine transportation was applied as the carrying component (Fig. 2) on which transportation carriages pulled by the rope were moved with loads of up to 1000 kg [2].



Fig. 2. Suspended monorail [4]

In 1956, the German company Scharf implemented the double-T bar as the carrying component in cable drive transportation (Fig. 3). The transportation set consisted of a pulling trolley, transportation cars with manual hoists and containers, and a braking trolley. Such a system became popular in German, English, and French mines [2].



Fig. 3. Suspended monorail (double-T track) with rope drive [1]

The development of such transportation in Western Europe was a motivation to undertake the realization of such projects in KOMAG. At the beginning of the 1960s, KOMAG entered into collaboration with FMG PIOMA, the result of which was the development and commercialization (based on the license of the Becroit company) as well as implementation of the KSP-32 rope-driven monorail in mine undergrounds (also for the movement of people); they followed this with the KSP-63-type monorail. They became popular underground means of transportation - for example, FMG PIOMA S.A. implemented 1200 KSP-32 locomotives through 1992 [3]. Progress in the development of suspended monorails resulted in increases in the carrying capacity and strength of rail routes and transportation sets as well as an increase in the pulling force of the rope drive. Experience gained during the operation of rope-driven monorails indicated the following disadvantages:

- the possibility of transportation only along a previously determined route,
- a lack of visual contact of the operator with the transportation set,
- the possibility of an uncontrolled break of the pulling rope, which can cause a serious accident,
- the required costs for rope maintenance and guiding rollers on the transportation route.

At the end of the 1960s, the development of ropedriven monorails practically ended in Western Europe; however, according to authors' knowledge, 48 rope-driven monorails are in operation in Poland (as of December 31, 2016). Rope drives have been replaced by mobile traction devices – a suspended drive train (locomotive) with a diesel drive. The first prototype solutions of English companies were demonstrated in 1965. The German company Ruhrthaler started their commercial application, implementing a two-cabin HL 32H drive train in German and French mines in 1967. Drive trains (locomotives) made by Scharf from Germany and Stephanoise from France (1970) were the next commercialized solutions. In 1967, a research project on the development of such solutions started in Czechoslovakia in Prievidza (Bansky Vyskumny Ustav).

Together with the development of drive trains (locomotives), suspended monorail tracks were improved by increasing their carrying capacity as well as modernizing their connections and suspensions. According to the German DIN standard, profile I 140 (I 155 according to the Polish PN standard) became commonly used instead of I 120 profiles, and now profile I 250 is also used. Designs of carrying and braking trolleys as well as transportation sets (including hoists) were also modernized [2].

## 2. DEVELOPMENT OF SUSPENDED MONORAILS WITH DIESEL DRIVES USED IN POLISH HARD COAL MINES

In 1976, the first Polish Lps-80 diesel locomotive (drive train) for suspended monorails was developed in KOMAG, and it was later manufactured by Zakłady Urządzeń Naftowych i Gazowniczych in Krosno, Poland in 1979. During the years of 1979-1980, the first tests were conducted in the KWK Ziemowit Mine, allowing workers to gain operational experience. An SW-400 engine, requiring periodic adjustment due to the necessity of obtaining the required quality (purity) of the exhaust gases, was used in the drive. The engine drove the Rauch pump of changing efficiency (0-10 dm<sup>3</sup>/min) and a pressure of 20 MPa and this pump drove the SW-160 hydraulic motors made by HYDROSTER. Exhaust after--treatment and the cooling system kept temperatures of the exhaust gases below the required 70°C [4].

On the basis of the Lps-80 locomotive's (drive train) operation test, documentation of the prototype Lps-90D suspended diesel locomotive (Fig. 4) was developed in 1980. The abovementioned diesel engine was also used as the drive of this locomotive along with the verified protection system, assuring the required purity level of the exhaust gases as well as their outlet temperature. A Rexroth PAG AZP250 pump with an installed set power controller as well as an efficiency and flow-direction remote (hydraulic) controller and a set of two gear pumps were used.



Fig. 4. Lps-90D suspended monorail locomotive [4]

The pump drove the SOK-160K hydraulic motor made by Hydroster. The prototype manufactured in 1982 by Zakład Naprawczy Taboru Samochodowego i Sprzętu in Brzesko (now Małopolska Wytwórnia Maszyn Brzesko Sp. z o.o.) underwent operational tests in the Murcki Mine and then in the Piast Mine. These tests confirmed the proper operation of most of the units. The low durability of the driving wheel's friction lining was the major problem [4].

During the years 1993–1996, the above experience was used during the realization of the "Underground transportation system for a suspended monorail with diesel drive" target project realized in collaboration with FMG PIOMA S.A. (now FAMUR S.A.). The LPS-90 locomotive (diesel drive train) (Fig. 5), designed to drive a suspended monorail for the transportation of materials, parts of machines, and equipment as well as personnel movement in mine workings with the potential hazard of methane and/or coal dust explosion, was developed, manufactured and tested in the laboratory and in situ. Realization of the project contributed to the further development of suspended monorails with diesel drives at FMG PIOMA S.A. (now FAMUR S.A.) – Figure 6.

The implementation of a suspended monorail with a diesel drive took place in Polish coal mines in the first half of the 1990s. According to the authors, at the end of 1995, 35 such machines were being used in the following mines: the Ziemowit, Piast, Bogdanka (6 machines each), Mysłowice (4 machines), Wesoła, Staszic (3 machines each), Murcki, Czeczott (2 machines each), Brzeszcze, Janina, and Andaluzja Mines (1 machine each). These were machines manufactured by Ruhrthaler, Scharf, BVU Prievidza, and ORTAS Pribram. According to the authors, 566 suspended monorail locomotives (drive trains) with diesel drives are currently being used in Polish coal mines (as of December 31, 2016). The leading suppliers are BECKER-WARKOP Ltd., FAMUR S.A., SCHARF, BEVEX, and FERRIT. Figure 7 shows samples of the currently available locomotives (drive trains) with diesel drives; their basic parameters are presented in Table 1.

a)







Fig. 5. LPS-90 locomotive (drive train): a) at KATOWICE'95 Fair; b) in underground working [5]



Fig. 6. Development of diesel monorails in FMG PIOMA S.A./FAMUR S.A [5]



Fig. 7. Currently offered diesel monorails [5]

		Table	1			
Basic	parameters	of selected	diesel	driven	trains	[5]

Туре	Manufa cturer	Max. pulling force [kN]	Number of driving trolleys	Max. speed [m/s]	Max. inclination [°]	Diesel engine power [kW]	Diesel engine manufac-turer
KP-95	Becker- Warkop	40–240	2–12	2.5	30	80–95	Deutz
KP-96	Becker- Warkop	40–240	2–12	2.5	30	96	Perkins
KP-148	Becker- Warkop	40–240	2–12	2.5	30	148	Deutz
FMS	Famur	85/105/120/140	4/5/6/7	2.5	30	81 or 95	Deutz
CSZ	Famur	85/105/120/140	4/5/6/7	2.6	30	123	Deutz
DZ 80	Scharf	160	3–8	2	30	80	Liebherr
DZ 130	Scharf	160	3–8	2.5	30	130	Liebherr
DLZ 110F	Ferrit	60–140	4–7	2.0	30	81	Zetor
DLZ 210F	Ferrit	110-330	4–12	3.1	30	127–142	John Deere
LZH120D5.1	Ortas	80/100/120	4/5/6	2.0/1.7/1.4	30	81	Zetor
BEVEX 80	Bevex	60/80/100	3/4/5	2.0/1.8/1.5	25	81	_
BEVEX 90	Bevex	80/100/120	4/5/6	2.0/1.8/1.5	30	91	_



*Fig. 8. Examples of design solutions of transportation sets: a) for personnel movement; b) for transportation of complete powered roof supports [5]* 

The use of diesel monorails required the development and implementation of new tracks as well as their suspensions. The basic requirement was to achieve the ability to transmit longitudinal force, which resulted in the development of new solutions for track connections. Numerous solutions for underground transportation including the transport of personnel (Fig. 8a), materials, and devices as well as face equipment, etc. was implemented. Transportation sets for an entire power roof support (Fig. 8b), significantly speeding up the relocation of mining systems, were worthy of special attention. The main advantages of using the diesel driven trains are as follows [6]:

- transport capacity not limited by length and branching of the route,
- ability to observe the route by the train driver,
- fast and easy elongation or shortening of the route,
- easy loading and unloading,
- ease of suspending different carriers,
- improving the effectiveness of transportation (transportation of machines and mining equipment in one piece) due to great pulling force,
- locomotive infinite variable travel speed change,
- ability to transport (which includes personnel) directly to the face,
- improvement of work safety due to installing the electronic control and blockade systems as well as intrinsically safe electrical installation.

The operation of the trains showed the following essential disadvantages in using the diesel drives in underground coal mine workings [7]:

- emission of gases and heat to the coal mines' surrounding environments,
- noise emission,
- necessity to transport fuel to underground workings, which requires high safety requirements (especially during refueling).

## 3. INNOVATIVE SOLUTIONS OF SUSPENDED TRANSPORTATION DEVICES WITH BATTERY DRIVES

The disadvantages of the operation of monorails with diesel drives mentioned in Chapter 2 were the reason for undertaking the realization of projects regarding the development of battery drives.

The development and setting to the operation of state-of-the-art energo-electronic equipment meeting the requirements for safe use in a potentially explosive atmosphere as well as battery packs was the criterial factor stimulating the further development of battery drives. In 1997, the Scharf company designed the first suspended monorail (EMTS type) with a battery drive intended for the movement of people and transportation of materials in ore mine workings without the threat of explosion hazards.

Using the experience gained, the BZ 45-2-40 battery-drive train for suspended monorails operating in hard coal mines underground was developed (Fig. 9).

A similar monorail of the DLZA 90F type (Fig. 10) was offered by Ferrit and Becker; Warkop developed and implemented the suspended CMA-190 batterydrive train (Fig. 11). Acid-lead batteries were used in these devices, which limited their application due to their heavy weight and large size (low energy density) that limited the functionality of these solutions.

The KOMAG Institute, in collaboration with other research organizations and industrial partners, developed innovative solutions of battery-driven suspended transportation machines intended for operation in potentially explosive atmosphere in mine undergrounds. These solutions are as follows: the "GAD-1 battery-drive train" and "PCA-1 suspended batterydrive train."



Fig. 9. Battery-driven monorail BZ 45-2-40 of Scharf Company [5]



Fig. 10. DLZA 90F battery monorail made by Ferrit [5]



Fig. 11. Battery-driven CMA-1 drive train [5]

#### 3.1. GAD-1 suspended battery-drive train

The GAD-1 battery-drive train (Fig. 12) adapted for suspended monorails is the result of the targeted project, the beneficiary of which was NAFRA Polska Sp. z o.o. (the manufacturer). This solution was realized in collaboration with the Institute of Electrical Drives and Machines KOMEL as well as the following companies: IMPACT S.C., VACAT Sp. z o.o., SOMAR S.A., and ENEL-PC Sp. z o.o.

Lithium-polymer cells with high density of energy not used so far in the mining industry were used to supply power to the drive train. Four units (each composed of 72 cells connected in series, making a battery with a total voltage of 265 V DC) were the source of power. A battery whose total energy equaled 160 kWh was placed in a flame-proof casing.

Brushless synchronous motors with permanent magnets were used in the driving trolleys. Torque from the motors is transmitted in a frictional way and (in the case of inclinations over  $10^{\circ}$ ) through a toothed gear (on a rack-and-pinion route). Sequential changes of the driving mode from a frictional to rack-and-pinion one and reverse is realized



Fig. 12. GAD-1 suspended battery-drive train: a) at manufacturer stand; b) in underground working [8]

sequentially by each driving trolley automatically. The mentioned motors have high efficiency compared to inductive motors, and they can be precisely controlled by a torque vector.

A master system for controlling the GAD-1 drive train was designed on the basis on a fuzzy logic structure connecting all of the components of the control system using the CAN network (which is resistant to any disturbances).

The versatility of the used CanOpen protocol enables communication among the subassemblies made by different manufacturers as well as diagnosing the CAN network.

The possibility of energy recovery during motor braking is a great advantage of the GAD-1 suspended drive train. An intelligent battery management system (BMS), which monitors the parameters of the battery set as well as each cell, is responsible for the energy recovery process, even deciding about the distribution of power between cells. Additionally, the system plays a protective role regarding both the software and hardware against unwanted situations, such as overcharging or the excessive discharging of the batteries.

The proper selection of parameters of the components cooperating with the battery set as well as the developed safety algorithms enabled the design of a machine intended for operation under conditions of combined hazards (methane and/or coal dust explosion, fire, water hazards). Fulfillment of the European requirements was confirmed by the EU-type examination certificate issued by the certifying body. Separate certificates for the main modules of the drive train (i.e., the MB-1pack of batteries, MZS-1 supply and control module, as well as ML-1 charging module) enabled their use in other applications in devices intended to be operated in a potentially explosive atmosphere.

#### 3.2. PCA-1 suspended battery-drive train

Demand for the mechanization of operations of moving loads or machine components for relatively short distances (up to 100 meters) (e.g., in driven roadway fronts) was the reason for the development of the PCA-1 battery-drive train (Fig. 13). It can be optionally equipped with a transportation set with electrically driven hoists (Fig. 13, Point 5). There is also a possibility of using manually operated hoists or hoists supplied by other mediums from external sources in the transportation set.

The driving trolley (Fig. 13, Point 1) equipped with two frictional drive units with electric motors moves the transportation set along the suspended track.

The installed electromagnetic disk brakes play the roles of emergency and parking brakes. The battery, with a voltage of 48V DC and capacity of 100 Ah, is the source of power supply, and it consists of 15 highperformance lithium-iron-phosphate (LiFePO4) cells connected in series. It operates under the supervision of the BMS system and battery charge controller UMA-1. The change of direct current into alternating current (with adjustable frequency) is realized by the frequency inverter made by ENEL Sp. z o.o. All of the components of the electric equipment together with the battery cells and frequency inverter are installed in the MZ-1 power supply module, which consists of three chambers: equipment chamber, battery chamber, and connecting chamber. Its compact design enable a limitation of the number of electric



*Fig. 13. PCA-1 suspended battery-drive train (PCA-1 – standard version, PCA-1/ZT – version with transportation set):* 1 – driving trolley; 2 – battery trolley; 3 – supplying module; 4 – braking trolley; 5 – transportation set [8]

equipment components (especially protective ones), which means the size and weight of the module are reduced. A wired control from the box connected to the MZ-1 module or a wireless (radio) control are possible. Micro-processor torque vector control in four quarters of the torque-speed system enables the operation with a recuperation of energy during braking by the electric motors and during lowering the load by electric hoists. The possibility of charging the batteries at the place of operation from the available transformer units is another innovation, which eliminates the necessity of moving the drive train to the depot. HELLFEIER Ltd. is the manufacturer of the PCA-1 drive train.

## 4. COMPUTER TOOLS AIDING DESIGNERS AND USERS OF SUSPENDED TRANSPORTATION UNITS

For ten years or so, the designing of the technical means for auxiliary mine transportation including suspended monorails with their own drives has been fully realized in the computer environment. The design process starts from the preparation of spatial geometrical models of the entire transportation system using the CAD (*Computer-Aided Design*) program environment. The transportation system consists of a transportation unit and suspended track. Depending on the configuration, the transportation unit usually consists of a drive train, carrying set, and system of braking trolleys. At this stage of the designing process, the main design assumptions such as required dimensions, weight, and detection of possible collisions between the spatial model parts and subassemblies are verified. An example of the geometric model of the GAD-1 suspended drive train with own drive (electric) is shown in Figure 14.

The method for analyzing the kinematics and dynamics of the *Multi-Body System* (MBS) enabling the calculation of dynamic forces during acceleration and braking (including emergency braking, both in the transportation unit as in the route's suspensions and connections) is used for the verification of the required assumed technical parameters of the future technical means in different criterial states. This is the repeatedly, statically indeterminate system.



Fig. 14. Geometric model of mine suspended drive train prepared in CAD environment [8]

Initial geometrical models make the basis for the development of computational models, which consist of rigid and elastic bodies connected with different types of constraints (e.g., rotational, cylindrical, spherical, movable, and fixating ones). Apart from the constraints, the models of the contacts are applied. Advanced MBS class computer programs enable us to include the models of other subsystems of the drive transmission (e.g., chain gear) to the computational models. In Figure 15, an MBS computational model of the carrying unit for transporting of large-sized materials equipped with a complete system for lifting the longitudinal spreader beams is created in the MSC Adams computer program are shown. Computational models in the MBS program environment can be combined with other programs, making it possible to simulate the control systems. In such a way, the simulations of many stages of the transportation processes are conducted.



## Fig. 15. Computational model of carrying unit created in environment of MBS computer program [9]

In the case of the carrying set, the stages are as follows: load lifting, its movement, and its descending. Examples of the force curves in the selected nodes of the carrying set during lifting the load, its stabilization, and then putting down on a floor is presented in Figure 16. The determination of force/time processing gives the possibility for identifying their maximum values in catches during the maneuvering of the transported load.



Fig. 16. Forces in carrying set during lifting large-size load and its descending [9]

The results of the MBS simulation are the input data for numerical analyses using the Finite Element Method. Besides the results presented above (force parameters), we can obtain information regarding the accelerations and decelerations acting on a technical mean (and at the same time on the operator) under so-called emergency conditions. Emergency conditions are usually associated with improperly used transportation means or its damage (e.g., traveling at speeds that are not allowed, using the brakes in the case of the transportation means' improper configuration, or hitting an obstacle). A sudden stop or change in travel direction can cause injuries to the operator and/or passengers. Identification of such a hazard requires special software for the simulation of rapid-changing phenomena. The computational models should include the models of anthropometric features, enabling the calculation of biomechanical parameters. These are the virtual equivalents of human dummies used in crash tests. In Figure 17, the effect of travel by suspended monorail with a speed of 5 m/s on a bend of a radius equal to 4 m is presented.

Computer aiding not only includes the designing stage but is also used by suspended monorail users. According to the regulations of the Ministry of Energy of November 23, 2016, on the special requirements for transport operations in underground mining plants, the users of suspended transportation systems are obligated to make traction calculations. At the KOMAG Institute, the Safe Trans Design (STD) system enables the proper selection of transportation unit components (e.g., drive train, braking trolleys, carrying sets) for the required transportation conditions.



Fig. 17. Behaviour of virtual model of Hybrid III dummy during travel in cabin with speed of 5 m/s on bend [10]

In the case of a suspended monorail, these conditions are determined by the inclination of the roadway working in which materials are transported as well as the parameters of a suspended track (such as length, rail profile and type, as well as carrying capacity of the suspensions). The calculation results give us information about the maximum net weight of a transported load, braking distance, braking deceleration, distribution of longitudinal forces in the transportation set's strings, as well as enable us to perform a collision analysis in the case of transportation big-sized loads.

The STD system assists mining services in the preparation of documentation of the transporting system with suspended monorails to minimize errors during the configuration of suspended monorails as well as in traction calculations, which leads directly to improvements in work safety.

## 5. PERSPECTIVE OF DEVELOPMENT OF SUSPENDED TRANSPORT

Further development of the suspended rails in hard coal mines needs to be considered, taking the following aspects into account:

- mining-geologic conditions of current and future transport workings,
- parameters of transported loads (unit weight and size),
- safety level required for conducting transport operations,
- currently used means of transport, in the aspect of effectiveness,
- competitiveness of predicted new means of transport,
- minimization of effects to the environment,
- economic conditions purpose and profitability of applying new means of transport.

Bearing in mind the borne investments, we can expect a radical replacement of diesel drives by battery drives. Thus, within a short period of time, we can expect:

- a reduction of emissions of harmful substances in exhaust gases,
- a reduction of emissions of noise and heat from diesel drive units.

In the near future, it is expected that ventilation conditions will force the implementation of electric drives. Thus, we will see further development of such drives; not only battery drives, but also those supplied from external source (e.g., from busbars).

The dynamic development of drives did not translate into an increase in track carrying capacity resulting from rail, rail connector strength parameters, and methods of suspending the transportation routes. Nominal loads of suspensions fixed to yielding support's arches due to the requirements of the current regulations is limited to 40 kN, which practically eliminates the transportation of bigger and heavier machines with the use of suspended monorails. An increase of load to the rail connectors is possible; e.g., in the result of using the spreader beams balancing load to the suspensions (Fig. 18).



Fig. 18. Suspending transportation route on the support's arches with use spreader beam balancing load to suspensions (maximum load to rail connector towards suspension direction 80 kN) [11]

Methods for dynamic calculation (e.g., during railway braking – especially emergency braking) have not been developed so far. Development of the methods determining the dynamic forces in transportation route components is desired by both designers and users, especially in the aspect of possibilities for increasing the maximum speed of the railway (now 2 m/s). Thus, due to safety reasons, the specialists from the KOMAG Institute recorded the forces in the suspensions during braking in an underground roadway (including emergency braking) for a significantly reduced speed.

The fourth industry revolution (INDUSTRY 4.0) will incorporate automation, visualization, and monitoring systems to practical applications. In suspended monorails, we can expect the implementation of systems for travel control, enabling the current localization of the railway in a mine underground. Common use of RFID technology is also expected [12, 13]. The system will operate based on wireless data transmission, informing about the localization of transportation means as well as about their technical conditions. Software used for warning and alarming about emergency situations will be an important part of the system, contributing to the improvement of work safety on mine transportation routes.

#### References

- Mitręga J. (red.): Rozwój mechanizacji robót podziemnych w kopalniach węgla kamiennego w PRL, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1967.
- [2] Kovalik M.: Vykonnejsia viacdielna zavesna lokomotiva LZH-50. D.3, "Spravodaj" 1988, 1: 11–20.
- [3] Marciniak Z., Jałmużna J.: Perspektywy rozwoju pomocniczego transportu podziemnego w świetle oferty FMG "PIOMA" S.A., "Miesięcznik WUG" 2002, 3: 30–34.
- [4] Pieczora E.: Prace prowadzone przez CMG KOMAG w zakresie dołowych i powierzchniowych wąskotorowych lokomotyw spalinowych, Sympozjum nt. "Dołowe i powierzchniowe wąskotorowe lokomotywy spalinowe w kopalniach PW", CMG KOMAG, Gliwice 1990.
- [5] Pieczora E., Suffner H.: Rozwój napędów dołowych kolejek podwieszonych, "Maszyny Górnicze" 2017, 3: 44–57.
- [6] Fuksa D., Kęsek M., Ślósarz M., Bator A.: Koncepcja zintegrowanego systemu transportu poziomego w kopalniach węgla kamiennego, "Przegląd Górniczy" 2015, 8: 23–25.

- [7] Pieczora E.: Prognoza rozwoju szynowych systemów transportowych stosowanych w podziemiach kopalń węgla kamiennego, "Gospodarka Surowcami Mineralnymi" 2008, 24, 1/2: 221–232.
- [8] Pieczora E., Polnik B.: Nowe rozwiązania napędów elektrycznych do górniczych maszyn transportowych, "Cuprum" 2015, 3: 199–210.
- [9] Szewerda K., Tokarczyk J., Turewicz A.: Metoda wyznaczania sił dynamicznych w wysokoobciążalnych modułowych zestawach transportowych za pomocą analiz MBS, ITG KOMAG 2014 [unpublished].
- [10] Tokarczyk J.: Wirtualne prototypowanie systemów mechanicznych w górnictwie, ITG KOMAG 2014 [unpublished].
- [11] Mrowiec H., Raszka W., Dyrda J.: Zawiesia torów jezdnych szynowych kolejek podwieszonych, Konferencja "Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie", Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Ustroń 2010.
- [12] Michalak D.: Applying the Augmented Reality and RFID Technologies in the Maintenance of Mining Machines, Proceedings of the World Congress on Engineering and Computer Science, San Francisco, USA 2012.
- [13] Rogala-Rojek J., Jasiulek D., Latos M., Piecha A., Woszczyński M., Stankiewicz K.: *iRIS – System identyfikacji maszyn,* urządzeń, środków trwałych oraz transportu, ITG KOMAG 2012 [unpublished].

EDWARD PIECZORA, Ph.D., Eng. JAROSŁAW TOKARCZYK, Ph.D., Eng. KOMAG Institute of Mining Technology ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, Poland {epieczora, jtokarczyk}@komag.eu EDWARD PIECZORA JAROSŁAW TOKARCZYK

## Rozwój transportu podziemnego wykorzystującego kolejki podwieszone

W artykule przedstawiono rozwój jednoszynowych kolejek podwieszonych, wskazując na ich zalety oraz ograniczenia stosowania. Zwrócono uwagę na pojawienie się w ostatnich latach kolejek z napędem akumulatorowym. Podano przykłady rozwiązań, w tym opracowanych w ITG KOMAG ciągników PCA-1 i GAD-1. Wskazano na rozwój narzędzi komputerowych wspomagających projektantów i użytkowników kolejek. Przedstawiono kierunki dalszego rozwoju transportu podwieszonego.

Słowa kluczowe: górnicze kolejki podwieszone, napęd linowy, napęd spalinowy, akumulatorowy, wirtualne prototypowanie, kierunki rozwoju

#### 1. WSTĘP

Transport materiałów i urobku oraz przewóz ludzi jest jednym z najważniejszych ogniw procesu wydobywczego zakładu górniczego. O ile transport po spągu jest stosowany od początku rozwoju górnictwa, a pierwsze tory kopalniane pojawiły się w XVII wieku, to początek zastosowania transportu podwieszonego nastąpił dopiero w połowie XX wieku. Do jego rozwoju przyczyniło się opracowanie nowoczesnych kołowrotów linowych, z zastosowaniem zamontowanej pod stropem wyrobiska liny (rys. 1), po której ręcznie lub za pomocą wciągarek przemieszczano wózki transportowe.

Rys. 1. Podwieszona kolej linowa [1]

W pierwszej połowie lat pięćdziesiątych XX wieku w Niemczech wprowadzono jako element nośny typową szynę kolei podziemnej (rys. 2), po której poruszały się wózki nośne ciągnięte przez linę, z masą ładunku dochodzącą do 1000 kg [2].



Rys. 2. Podwieszona kolej szynowa [1]

W 1956 roku niemiecka firma Scharf wdrożyła podwieszony dwuteownik jako element nośny toru do transportu z napędem linowym (rys. 3). Zestaw transportowy składał się z wózka ciągnącego, wózków transportowych z wciągnikami ręcznymi, kontenerów i wózka hamulcowego. System ten szybko rozpowszechnił się w kopalniach niemieckich, angielskich i francuskich [2].


Rys. 3. Podwieszona kolej szynowa (trasa dwuteownikowa) z napędem linowym [1]

Rozwój tego typu transportu w Europie Zachodniej był impulsem do podjęcia prac w tym zakresie również w KOMAG-u. Z początkiem lat sześćdziesiątych XX w. nawiązano współpracę KOMAG-u z FMG PIOMA, w wyniku której opracowano (na podstawie licencji firmy Becorit) i wdrożono do produkcji i stosowania w podziemiach kopalń kolejkę szynową z napędem linowym typu KSP-32 (przeznaczoną także do przewożenia ludzi), a następnie typu KSP-63. Stały się one szybko popularnymi dołowymi środkami transportu – przykładowo FMG PIOMA S.A. do 1992 r. wdrożyła 1200 kolejek typu KSP-32 [3]. Rozwój podwieszonych kolejek szynowych z napędem linowym skutkował zwiększeniem nośności i wytrzymałości jezdni szynowych oraz zespołów zestawu transportowego, a także zwiększeniem siły pociągowej napędów linowych. Doświadczenia eksploatacji kolejek z napędem linowym wskazały jednak na ich ograniczenia, tj.:

- możliwość prowadzenia transportu jedynie wzdłuż z góry wyznaczonej trasy,
- brak wizualnego kontaktu pracownika obsługującego napęd z zestawem transportowym,
- możliwość niekontrolowanego zerwania liny ciągnącej i stwarzającej zagrożenie wypadkowe,
- konieczne, stałe nakłady na konserwację liny oraz zespołów rolek prowadzących na trasie jezdnej.

Pod koniec lat sześćdziesiątych rozwój podwieszonego transportu linowego w Europie Zachodniej praktycznie został zakończony, natomiast w polskich kopalniach (stan na 31.12.2016 r.), według wiedzy autorów, eksploatowanych jest jeszcze 48 kolejek podwieszonych z napędem linowym. Napęd linowy zastąpiono mobilnymi urządzeniami trakcyjnymi – podwieszony ciągnik (lokomotywę) z napędem spalinowym (wysokoprężnym). Pierwsze, prototypowe rozwiązania firm angielskich zademonstrowano w 1965 r. Rynkowe zastosowanie zapoczątkowała firma Ruhrthaler z Niemiec, wprowadzając w 1967 r. 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 r.). W 1967 r. prace nad tego typu rozwiązaniem rozpoczęto w Czechosłowacji w Prievidzy (Bansky Vyskumny Ustav).

Wraz z rozwojem ciągników (lokomotyw) doskonalono trasy podwieszone, zwiększając nośność oraz poprawiając połączenie i zawieszenia. Zamiast profilu I 120 zaczęto powszechnie stosować profil I 140 wg DIN (I 155 wg PN), a obecnie stosowany jest także profil I 250. Udoskonalono również rozwiązania wózków nośnych i hamulcowych oraz zestawów transportowych, w tym wciągników [2].

# 2. ROZWÓJ STOSOWANIA KOLEJEK PODWIESZONYCH Z NAPĘDEM SPALINOWYM W POLSKICH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

W 1976 roku w KOMAG-u opracowano pierwszą polską lokomotywę spalinową (ciągnik) Lps-80 do kolei podwieszonej, którą w 1979 r. wykonały Zakłady Urządzeń Naftowych i Gazowniczych w Krośnie. W latach 1979–1980 w KWK Ziemowit prowadzono jej próby doświadczalne, które pozwoliły na zebranie pierwszych doświadczeń eksploatacyjnych. Do napędu zastosowano silnik SW-400, wymagający okresowych regulacji ze względu na konieczność uzyskania wymaganej jakości (czystości) spalin. Silnik napędzał pompę RAUCHA o zmiennej wydajności (0–10 dm<sup>3</sup>/min) i ciśnieniu 20 MPa, a ta silniki hydrauliczne SW-160 produkcji firmy HYDROSTER. Układ oczyszczania i chłodzenia spalin zapewniał utrzymanie wymaganej temperatury gazów wylotowych poniżej 70°C [4].

Na podstawie doświadczeń z próbnej eksploatacji lokomotywy (ciągnika) Lps-80, w 1980 roku opracowano dokumentację prototypu lokomotywy podwieszonej spalinowej (ciągnika) Lps-90D (rys. 4). Do napędu zastosowano również ww. silnik spalinowy oraz sprawdzony układ zabezpieczeń, gwarantujący uzyskanie wymaganej czystości spalin, a także ich temperatury wylotowej. Zastosowano pompę typu PAG AZP250 firmy Rexroth z zabudowanym regulatorem stałej mocy oraz zdalnie (hydraulicznie) sterowanym regulatorem wydajności i kierunkiem przepływu oraz zespołem dwóch pomp zębatych. Pompa napędzała



Rys. 4. Ciągnik podwieszony typu Lps-90D [4]

silniki hydrauliczne typu SOK-160K produkcji Hydroster. Wykonany w 1982 r. przez Zakład Naprawczy Taboru Samochodowego i Sprzętu w Brzesku (obecnie Małopolska Wytwórnia Maszyn Brzesko Sp. z o.o.) prototyp poddano próbom ruchowym w KWK Murcki, a następnie w KWK Piast, które potwierdziły poprawne działanie większości zespołów. Głównym mankamentem była niska trwałość wykładzin ciernych kół napędowych [4].

Powyższe 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". Opracowano, wykonano i przebadano, w warunkach stanowiskowych i ruchowych, lokomotywę (ciągnik spalinowy) o symbolu LPS-90 (rys. 5), przeznaczoną do napędu jednoszynowych kolei podwieszonych do transportu materiałów, elementów maszyn i urządzeń oraz do jazdy ludzi w podziemnych wyrobiskach górniczych potencjalnie zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego.

Wyniki projektu przyczyniły się do późniejszego rozwoju kolejek podwieszonych z napędem spalinowym w FMG PIOMA S.A. (FAMUR S.A.) - rysunek 6.

Wdrożenie kolei podwieszonych z napędem spalinowym w polskich kopalniach węgla kamiennego nastąpiło w pierwszej połowie lat dziewięćdziesiątych XX w. Na koniec 1995 r., w eksploatacji znajdowało się 35 tego typu urządzeń (KWK Ziemowit, KWK Piast, KWK Bogdanka - po 6 szt., KWK Mysłowice - 4 szt., KWK Wesoła, KWK Staszic - 3 szt., KWK Murcki, Czeczott - po 2 szt., KWK Brzeszcze, KWK Janina, KWK Andaluzja po 1 szt.). Były to kolejki firm: Ruhrthaler, Scharf, BVU Prievidza i ORTAS Pribram. Obecnie w polskich kopalniach (stan na 31.12.2016 r.), według wiedzy autorów, eksploatowanych jest 566 kolejek (ciągników) podwieszonych z napędem spalinowym. Głównymi ich dostawcami sa firmy: BECKER-WARKOP Sp. z o.o., FAMUR S.A., SCHARF, BEVEX i FERRIT. Na rysunku 7 przedstawiono przykłady aktualnie oferowanych kolejek (ciągników) z napędem spalinowym, a w tabeli 1 ich podstawowe parametry.

Zastosowanie kolejek z napędem spalinowym wymagało opracowania i wdrożenia nowych tras jezdnych i ich zawiesi. Podstawowym wymogiem było przenoszenie siły wzdłużnej, skutkujące opracowaniem m.in. nowych rozwiązań połączenia szyn.



Rys. 5. Lokomotywa (ciągnik) LPS-90: a) na targach KATOWICE' 95; b) w wyrobisku podziemnym [5]

*b*)



Rys. 6. Rozwój kolei z napędem spalinowym w FMG PIOMA S.A./FAMUR S.A [5]



Kolejka LZH 120D5.1 firmy ORTAS

Kolejki BEVEX 80 i BEVEX 90 firmy Bevex

Rys. 7. Przykłady aktualnie oferowanych kolejek z napędem spalinowym [5]

Tabela 1 Podstawowe dane wybranych kolejek z napędem spalinowym [5]							
Тур	Produ- cent	Max. siła uciągu [kN]	Liczba wózków napędowych	Max. prędkość [m/s]	Max. nachylenie [°]	Moc silnika spalinowego [kW]	Producent silnika spalinowego
KP-95	Becker- Warkop	40–240	2–12	2,5	30	80–95	Deutz
KP-96	Becker- Warkop	40–240	2–12	2,5	30	96	Perkins
KP-148	Becker- Warkop	40–240	2–12	2,5	30	148	Deutz
FMS	Famur	85/105/120/140	4/5/6/7	2,5	30	81 lub 95	Deutz
CSZ	Famur	85/105/120/140	4/5/6/7	2,6	30	123	Deutz
DZ 80	Scharf	160	3–8	2	30	80	Liebherr
DZ 130	Scharf	160	3–8	2,5	30	130	Liebherr
DLZ 110F	Ferrit	60–140	4–7	2,0	30	81	Zetor
DLZ 210F	Ferrit	110-330	4–12	3,1	30	127–142	John Deere
LZH120D5.1	Ortas	80/100/120	4/5/6	2,0/1,7/1,4	30	81	Zetor
BEVEX 80	Bevex	60/80/100	3/4/5	2,0/1,8/1,5	25	81	_
BEVEX 90	Bevex	80/100/120	4/5/6	2,0/1,8/1,5	30	91	_



Rys. 8. Przykładowe rozwiązania zestawów transportowych: a) do jazdy ludzi; b) do transportu kompletnych sekcji obudowy zmechanizowanej [5]

Wdrożono liczne rozwiązania zestawów transportowych, w tym do jazdy ludzi (rys. 8a), transportowania materiałów i urządzeń, wyposażenia przodków chodnikowych itd. Na szczególną uwagę zasługują zestawy do transportu kompletnych sekcji obudowy zmechanizowanej (rys. 8b), umożliwiające znaczne skrócenie czasu relokacji kompleksów ścianowych.

Główne zalety stosowania kolejek z napędem spalinowym to [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 transportowania (w tym dowozu załogi) bezpośrednio do przodka,
- poprawa bezpieczeństwa pracy dzięki zastosowaniu elektronicznego systemu kontroli i blokad oraz przeciwwybuchowej instalacji elektrycznej.

Eksploatacja kolejek ujawniła również następujące zasadnicze niedogodności stosowania napędów spalinowych w podziemnych wyrobiskach kopalń węgla kamiennego [7]:

- emisja spalin i ciepła do otaczającej atmosfery kopalnianej,
- generowanie hałasu,
- konieczność transportu paliwa do podziemnych wyrobisk przy spełnieniu wysokich wymagań bezpieczeństwa, zwłaszcza podczas tankowania.

## 3. INNOWACYJNE ROZWIĄZANIA PODWIESZONYCH URZĄDZEŃ TRANSPORTOWYCH Z NAPĘDEM AKUMULATOROWYM

Wymienione w rozdziale 2 ograniczenia stosowania kolejek z napędem spalinowym przyczyniły się do podjęcia prac nad powstaniem napędu akumulatorowego.

Kryterialnym czynnikiem, stymulującym rozwój napędu akumulatorowego, było opracowanie i uruchomienie nowoczesnej aparatury energoelektronicznej spełniającej wymogi bezpiecznego stosowania w atmosferach potencjalnie wybuchowych oraz baterii akumulatorów. W 1997 r. firma Scharf opracowała pierwszą kolejkę podwieszoną (typu EMTS) z napędem akumulatorowym, przeznaczoną do przewozu osób i transportu materiałów w niezagrożonych wybuchem wyrobiskach kopalń rud.

Korzystając z nabytych doświadczeń, opracowano ciągnik akumulatorowy typu BZ 45-2-40 (rys. 9) do kolejek podwieszonych eksploatowanych w podziemnych wyrobiskach kopalń węgla kamiennego.

Podobną kolejkę, typu DLZA 90F (rys. 10), zaoferowała firma Ferrit, zaś firma Becker – Warkop opracowała i wdrożyła podwieszony ciągnik akumulatorowy CMA-190 (rys. 11). W urządzeniach tych zastosowano baterie kwasowo-ołowiowe, których duża masa i wymiary (niska gęstość energii) ograniczają funkcjonalność wymienionych rozwiązań.

Również Instytut KOMAG, przy współpracy z innymi jednostkami oraz partnerami przemysłowymi, opracował innowacyjne rozwiązania podwieszonych urządzeń transportowych, zasilane z baterii akumulatorowych, przeznaczone do eksploatacji w podziemnych wyrobiskach górniczych potencjalnie zagrożonych wybuchem. Są to: *Ciągnik akumulatorowy GAD-1* i *Podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1*.



Rys. 9. Kolejka akumulatorowa typu BZ 45-2-40 firmy Scharf [5]



Rys. 10. Kolejka akumulatorowa typu DLZA 90F firmy Ferrit [5]



Rys. 11. Ciągnik manewrowy akumulatorowy CMA-1 [5]

#### 3.1. Podwieszony ciągnik akumulatorowy GAD-1

Ciągnik akumulatorowy GAD-1 (rys. 12), przeznaczony do kolejek podwieszonych, jest efektem realizacji, projektu celowego, 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.

Do zasilania napędu ciągnika zastosowano ogniwa litowo-polimerowe, o dużej gęstości energii, niewyko-

rzystywane do tej pory w górnictwie. Źródłem zasilania są cztery zespoły, każdy z szeregowo połączonych ze sobą 72 ogniw, tworzących baterię o napięciu 265 VDC. Baterię, o łącznej energii 160 kWh, umieszczono w osłonie ognioszczelnej.

W wózkach napędowych zastosowano bezszczotkowe silniki synchroniczne z magnesami trwałymi. Moment obrotowy z silników jest przenoszony na trasę jezdną w sposób cierny, a przy nachyleniach powyżej 10° – przez przełożenie zębate (po trasie zębatej). Sekwencyjna zmiana trybu napędowego z ciernego na zębaty i odwrotnie, kolejno, przez poszczególne



Rys. 12. Podwieszony ciągnik akumulatorowy GAD-1: a) na stanowisku producenta; b) w wyrobisku podziemnym [8]

wózki napędowe, realizowana jest automatycznie. Wymienione silniki cechuje wysoka sprawność (w porównaniu z silnikami indukcyjnymi) i bardzo precyzyjne sterowanie wektorem momentu.

Nadrzędny system sterowania ciągnikiem GAD-1 zbudowano na podstawie struktury rozproszonej, łączącej ze sobą wszystkie elementy układu sterowania za pośrednictwem magistrali CAN, cechującej się wysoką odpornością na zakłócenia.

Uniwersalność zastosowanego protokołu CanOpen pozwala na komunikowanie się podzespołów różnych producentów oraz umożliwia diagnozowanie magistrali.

Atutem podwieszonego ciągnika GAD-1 jest możliwość rekuperacji energii podczas hamowania silnikami. Za poprawność działania tego procesu odpowiada inteligentny system nadzoru zespołem baterii – BMS, który służy do ciągłego monitoringu parametrów zarówno całego zespołu baterii, jak i każdego ogniwa indywidualnie, decydując o równomiernym rozpływie energii pomiędzy poszczególnymi ogniwami. Dodatkowo, pełni funkcję zabezpieczenia, zarówno programowego, jak i sprzętowego, przed niepożądanymi zdarzeniami, takimi jak przeładowanie czy nadmierne rozładowanie baterii.

Odpowiedni dobór parametrów komponentów współpracujących z zespołem baterii oraz opracowane algorytmy bezpieczeństwa pozwoliły na opracowanie maszyny przeznaczonej do pracy w warunkach zagrożeń skojarzonych (zagrożenie wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego, pożarowe, wodne). Spełnienie wymagań unijnych potwierdzono wydaniem certyfikatów badania typu WE przez jednostkę notyfikowaną. Odrębne certyfikaty, obejmujące podstawowe moduły ciągnika, tj. baterii akumulatorów MB-1, moduł zasilająco-sterujący MZS-1 i moduł ładujący MŁ-1, pozwalają na ich niezależną implementację w innych urządzeniach przeznaczonych do eksploatacji w atmosferach potencjalnie wybuchowych.

#### 3.2. Podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1

Potrzeba mechanizacji prac związanych z przemieszczaniem ładunków lub elementów maszyn na stosunkowo krótkich odległościach (do 100 m), np. w drążonych przodkach chodnikowych, stanowiła podstawę opracowania podwieszonego ciągnika akumulatorowego PCA-1 (rys. 13). Może on być opcjonalnie wyposażony w zestaw transportowy z wciągnikami z napędem elektrycznym (rys. 13, poz. 5). Istnieje również możliwość zastosowania, w zestawie transportowym, wciągników z napędem ręcznym lub zasilanych innym medium, z zewnętrznego źródła.

Do przemieszczania zestawu transportowego po jezdni podwieszonej służy wózek napędowy (rys. 13, poz. 1), wyposażony w dwa zespoły napędu ciernego z silnikami elektrycznymi.

Zabudowane w nich tarczowe hamulce elektromagnetyczne pełnią funkcję hamulca postojowego i awaryjnego. Źródłem zasilania jest bateria o napięciu 48 VDC i pojemności 100 Ah, składająca się z połączonych szeregowo 15 wysokowydajnych ogniw litowo--żelazowo-fosfatowych (LiFePO4). Pracuje ona pod nadzorem systemu BMS oraz kontrolera stanu naładowania baterii UMA-1. Zamiana prądu stałego na prąd przemienny, o regulowanej częstotliwości, realizowana jest przez falownik wykonywany przez firmę ENEL Sp. z o.o. Wszystkie elementy wyposażenia



Rys. 13. Podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1 (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 [8]

elektrycznego wraz z baterią ogniw i falownikiem zabudowano w module zasilającym MZ-1, składającym się z trzech komór: aparaturowej, akumulatorowej i przyłączeniowej. Kompaktowa 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 silnikami elektrycznymi, a także podczas opuszczania mas elektrycznymi wciągnikami. 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.

## 4. KOMPUTEROWE NARZĘDZIA WSPOMAGAJĄCE PROJEKTANTÓW I UŻYTKOWNIKÓW TRANSPORTU PODWIESZONEGO

Od kilkunastu lat proces projektowania środków technicznych pomocniczego transportu górniczego,

w tym kolejek podwieszonych z napędem własnym, jest realizowany wyłącznie w środowisku komputerowym. Proces projektowania rozpoczyna się od opracowywania przestrzennych modeli geometrycznych, obejmujących cały system transportowy za pomocą programów klasy CAD (Computer Aided Design). W skład systemu transportu podwieszonego wchodzi zespół transportowy oraz trasa podwieszona. Kompletny zespół transportowy w zależności od konfiguracji, jest najczęściej zbudowany z ciągnika, zestawu nośnego oraz układu wózków hamulcowych. Na tym etapie procesu projektowego weryfikowane są podstawowe założenia, takie jak: wymagane gabaryty zewnętrzne, masa oraz wykrywanie kolizyjności pomiędzy częściami i zespołami modelu przestrzennego. Przykład modelu geometrycznego ciągnika podwieszonego GAD-1 z napędem własnym (elektrycznym) przedstawiono na rysunku 14.

Do weryfikacji założonych i wymaganych parametrów technicznych przyszłego środka technicznego, w różnych stanach kryterialnych stosowana jest metoda analizy kinematyki i dynamiki układów wieloczłonowych MBS (*Multi-Body System*), umożliwiająca obliczenie wartości sił dynamicznych podczas rozpędzania i hamowania, w tym hamowania awaryjnego, występujących zarówno w zespole transportowym, jak i w złączach i zawiesiach trasy podwieszonej. Jest to układ wielokrotnie, statycznie niewyznaczalny.



Rys. 14. Model geometryczny ciągnika górniczej kolejki podwieszonej opracowany w środowisku oprogramowania klasy CAD [8]

Wstępne modele geometryczne stanowią podstawę do opracowania modeli obliczeniowych, które składają się ze sztywnych lub podatnych brył, połączonych odpowiednimi więzami różnych klas, np. obrotowymi, cylindrycznymi, sferycznymi, przesuwnymi i utwierdzającymi. Oprócz więzów stosowane są modele kontaktów. Zaawansowane programy klasy MBS umożliwiają wprowadzenie do modeli obliczeniowych modeli innych podukładów przeniesienia napędu, np. przekładni łańcuchowej. Na rysunku 15 przedstawiono model obliczeniowy zestawu nośnego do transportu materiałów wielkogabarytowych z kompletnym układem podnoszenia trawers wzdłużnych, utworzony w środowisku programu MSC.Adams.



Rys. 15. Model obliczeniowy modułowego zestawu nośnego, utworzony w środowisku programu klasy MBS [9]

Modele obliczeniowe, w programach klasy MBS mogą być sprzęgane z programami, w których możliwe jest symulowanie układów sterowania. W ten sposób prowadzone są symulacje wielu faz procesu transportu. W przypadku zestawu nośnego może to być cykl: podnoszenie ładunku, przejazd i jego opuszczenie. Na rysunku 16 przedstawiono przykładowy przebieg sił w wybranych węzłach zestawu nośnego podczas podnoszenia ładunku, jego ustabilizowania się, a następnie opuszczenia na spąg. Wyznaczenie przebiegów sił daje możliwość identyfikacji wartości maksymalnych w zaczepach podczas manewrowania transportowanym ładunkiem.



Rys. 16. Przebieg sił w zestawie nośnym podczas podnoszenia i opuszczania ładunku wielkogabarytowego [9]

Wyniki symulacji typu MBS stanowią dane wejściowe do analiz numerycznych, wykorzystujących metodę elementów skończonych (*Finite Element Method*). Oprócz przedstawionych powyżej wyników (parametry siłowe), można uzyskać dane dotyczące wartości przyspieszeń i opóźnień działających na środek techniczny, a tym samym na operatora, w tzw. stanach awaryjnych. Stany awaryjne związane są zwykle z nieprawidłowym użytkowaniem środka transportu lub jego uszkodzeniem, np. jazdą z niedozwoloną prędkością, aktywacją hamulców w nieprawidłowej konfiguracji zespołu transportowego czy uderzeniem o przeszkodę. Gwałtowane zatrzymanie lub zmiana kierunku jazdy może spowodować uraz operatora lub pasażerów. Identyfikacja tego typu zagrożeń wymaga specjalistycznego oprogramowania do symulowania zjawisk szybkozmiennych. Modele obliczeniowe powinny zawierać cechy antropometryczne, umożliwiające obliczanie parametrów biomechanicznych. Są to wirtualne odpowiedniki manekinów stosowanych w testach zderzeń komunikacyjnych. Na rysunku 17 przedstawiono skutek jazdy kolejką podwieszoną, z prędkością 5 m/s na zakręcie o promieniu 4 m.

Wspomaganie komputerowe obejmuje nie tylko fazę projektowania, ale służy również użytkownikom kolejek podwieszonych. Zgodnie z *Rozporządzeniem* 



Rys. 17. Zachowanie się wirtualnego modelu manekina Hybrid III podczas jazdy kabiną osobową na zakręcie z prędkością 5 m/s [10]

Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, użytkownicy środków górniczego transportu podwieszonego zobowiązani są do dokonywania obliczeń trakcyjnych. W Instytucie KOMAG opracowano system STD (*Safe Trans Design*), który umożliwia odpowiedni dobór komponentów zespołu transportowego, np. ciągnika, wózków hamulcowych, zestawów nośnych, do konkretnych warunków prowadzenia transportu.

W przypadku transportu podwieszonego warunki te określone są przez nachylenie wyrobiska, w którym prowadzony jest transport, a także parametry trasy podwieszonej, takie jak długość, profil i typ szyn oraz nośność zawiesi. Wyniki obliczeń dostarczają informacji o maksymalnej masie netto transportowanego ładunku, drodze hamowania, opóźnieniu hamowania, rozkładzie sił wzdłużnych w cięgłach zespołu transportowego, a także umożliwiają analizę kolizyjności podczas transportu materiałów wielkogabarytowych.

System STD stanowi wsparcie służb kopalnianych w zakresie tworzenia dokumentacji układu transportu z zastosowaniem kolejek podwieszonych, dzięki minimalizacji błędów podczas konfigurowania kolejek podwieszonych i dokonywaniu obliczeń trakcyjnych, co przekłada się na poprawę bezpieczeństwa pracy.

### 5. PERSPEKTYWY ROZWOJU TRANSPORTU PODWIESZONEGO

Rozwój w dziedzinie kolejek podwieszonych w kopalniach węgla kamiennego należy rozważyć, uwzględniając następujące aspekty:

- warunki górniczo-geologiczne, w jakich są i będą wykonywane wyrobiska transportowe,
- parametry transportowanych ładunków (masy jednostkowe oraz wymiary),
- wymagany poziom bezpieczeństwa prowadzenia prac transportowych,
- aktualnie stosowane środki transportu, zwłaszcza w aspekcie ich efektywności,
- konkurencyjność przewidywanych nowych środków transportu,
- minimalizacja skutków oddziaływania na środowisko naturalne,
- uwarunkowania ekonomiczne celowość i opłacalność zastosowania nowych środków transportu.

Mając na uwadze poczynione inwestycje, nie należy oczekiwać radykalnego zastąpienia napędów spalinowych napędami akumulatorowymi. W związku z tym należy w stosunkowo krótkim czasie oczekiwać:

- zmniejszenia emisji szkodliwych składników spalin,
- zmniejszenia emisji ciepła i hałasu ze spalinowej jednostki napędowej.

Przewiduje się, że warunki wentylacyjne wymuszą w perspektywie wprowadzenie napędów elektrycznych. Stąd należy spodziewać się rozwoju tych napędów, nie tylko akumulatorowych, ale także zasilanych zewnętrznie, np. z szynoprzewodu.

Dynamiczny rozwój napędów nie przełożył się na zwiększenie możliwości obciążania tras jezdnych, wynikających ze wskaźników wytrzymałościowych szyn, złącz szynowych oraz stosowanych sposobów podwieszenia trasy. Obciążenie nominalne zawiesi mocowanych do łuków obudowy podatnej ŁP z uwagi na wymagania obowiązujących przepisów ograniczone jest do 40 kN, co praktycznie wyklucza możliwość transportu maszyn i urządzeń o większych – skupionych masach z wykorzystaniem szynowych kolejek podwieszonych. Zwiększenie obciążenia złączy szynowych w kierunku zawieszenia jest możliwe np. w wyniku zastosowania trawersy wyrównującej obciążenie w zawiesiach (rys. 18).



Rys. 18. Podwieszenie toru jezdnego do łuków obudowy z wykorzystaniem trawersy wyrównującej obciążenie zawiesi (maksymalne obciążenie złącza szynowego w kierunku zawieszenia 80 kN) [11]

Do dziś nie opracowano metod obliczeń dynamicznych, np. podczas hamowania kolejki, a zwłaszcza hamowania awaryjnego. Opracowanie metod określających siły dynamiczne w elementach trasy jest bardzo oczekiwane zarówno przez projektantów, jak i użytkowników, zwłaszcza w aspekcie analiz możliwości zwiększenia maksymalnej prędkości kolejek (obecnie 2 m/s). Specjaliści Instytutu KOMAG przeprowadzili zatem w podziemnym wyrobisku rejestrację sił w zawiesiach podczas hamowania, w tym hamowania awaryjnego – ze względów bezpieczeństwa, przy znacznie ograniczonych prędkościach.

Czwarta rewolucja przemysłowa (INDUSTRY 4.0) wprowadzi do powszechnej praktyki systemy automatyzacji, wizualizacji i monitoringu. Jeśli chodzi o kolejki podwieszone, należy przewidywać powszechne wdrożenie systemów kontroli ruchu umożliwiających bieżącą lokalizację kolejek w podziemiach kopalń. Przewiduje się również powszechne zastosowanie technologii RFID [12, 13]. Systemy te będą funkcjonować na podstawie bezprzewodowej transmisji danych informujących o lokalizacji środków transportowych, a także o ich stanie technicznym. Istotną częścią systemów stanie się oprogramowanie w celu ostrzegania i alarmowania w awaryjnych sytuacjach, co przyczyni się do poprawy bezpieczeństwa pracy na kopalnianych drogach transportowych.

#### Literatura

- Mitręga J. (red.): Rozwój mechanizacji robót podziemnych w kopalniach węgla kamiennego w PRL, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1967.
- [2] Kovalik M.: Vykonnejsia viacdielna zavesna lokomotiva LZH-50. D.3, "Spravodaj" 1988, 1: 11–20.
- [3] Marciniak Z., Jałmużna J.: Perspektywy rozwoju pomocniczego transportu podziemnego w świetle oferty FMG "PIOMA" S.A., "Miesięcznik WUG" 2002, 3: 30–34.

- [4] Pieczora E.: Prace prowadzone przez CMG KOMAG w zakresie dołowych i powierzchniowych wąskotorowych lokomotyw spalinowych, Sympozjum nt. "Dołowe i powierzchniowe wąskotorowe lokomotywy spalinowe w kopalniach PW", CMG KOMAG, Gliwice 1990.
- [5] Pieczora E., Suffner H.: Rozwój napędów dołowych kolejek podwieszonych, "Maszyny Górnicze" 2017, 3: 44–57.
- [6] Fuksa D., Kęsek M., Ślósarz M., Bator A.: Koncepcja zintegrowanego systemu transportu poziomego w kopalniach węgla kamiennego, "Przegląd Górniczy" 2015, 8: 23–25.
- [7] Pieczora E.: Prognoza rozwoju szynowych systemów transportowych stosowanych w podziemiach kopalń węgla kamiennego, "Gospodarka Surowcami Mineralnymi" 2008, 24, 1/2: 221–232.
- [8] Pieczora E., Polnik B.: Nowe rozwiązania napędów elektrycznych do górniczych maszyn transportowych, "Cuprum" 2015, 3: 199–210.
- [9] Szewerda K., Tokarczyk J., Turewicz A.: Metoda wyznaczania sił dynamicznych w wysokoobciążalnych modułowych zestawach transportowych za pomocą analiz MBS, ITG KO-MAG 2014 [praca niepublikowana].
- [10] Tokarczyk J.: Wirtualne prototypowanie systemów mechanicznych w górnictwie, ITG KOMAG 2014 [praca niepublikowana].
- [11] Mrowiec H., Raszka W., Dyrda J.: Zawiesia torów jezdnych szynowych kolejek podwieszonych, Konferencja "Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie", Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Ustroń 2010.
- [12] Michalak D.: Applying the Augmented Reality and RFID Technologies in the Maintenance of Mining Machines, Proceedings of the World Congress on Engineering and Computer Science, San Francisco, USA 2012.
- [13] Rogala-Rojek J., Jasiulek D., Latos M., Piecha A., Woszczyński M., Stankiewicz K.: *iRIS – System identyfikacji maszyn,* urządzeń, środków trwałych oraz transportu, ITG KOMAG 2012 [praca niepublikowana].

dr inż. EDWARD PIECZORA dr inż. JAROSŁAW TOKARCZYK Instytut Techniki Górniczej KOMAG ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice {epieczora, jtokarczyk}@komag.eu











e-ISSN 2449-6421 ISSN 2450-7326