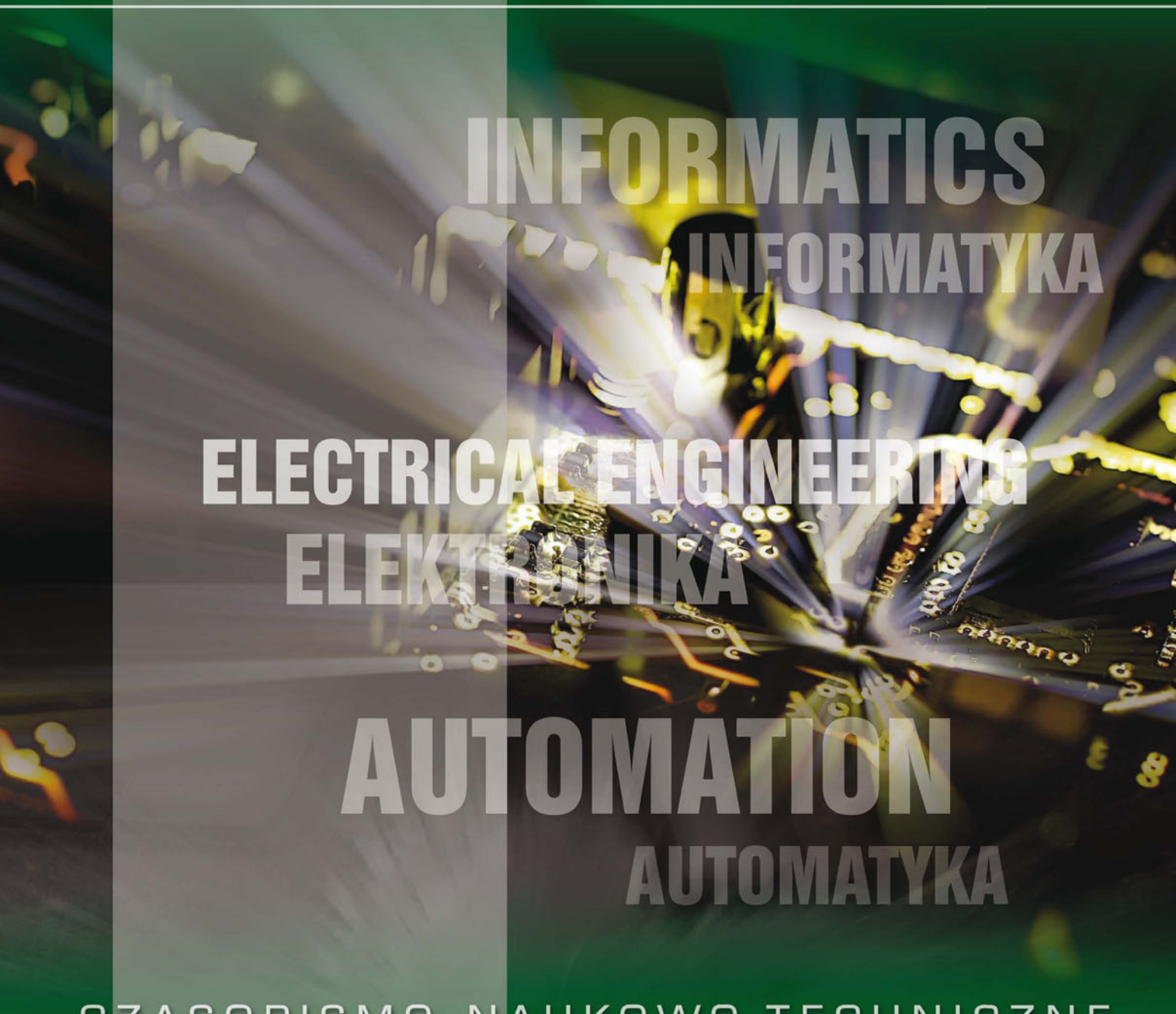
2 (538) 2019

Mining
INFORMATICS AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING

SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL



CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE

Mining – Informatics Automation and Electrical Engineering

AGH

Mining INFORMATICS AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING

SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL

NO. 2 (538) 2019

AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING

MECHANICAL ENGINEERING

TECHNICAL IT AND TELECOMMUNICATIONS

ENVIROMENTAL ENGINEERING, MINING AND ENERGY TECHNOLOGY

MATERIALS ENGINEERING

QUALITY MENAGEMENT

AUTOMATYKA, ELEKTRONIKA I ENERGOTECHNIKA

INŻYNIERIA MECHANICZNA

INFORMATYKA TECHNICZNA I TELEKOMUNIKACJA

INŻYNIERIA ŚRODOWISKA, GÓRNICTWO I ENERGETYKA

INŻYNIERIA MATERIAŁOWA

NAUKI O ZARZĄDZANIU I JAKOŚCI

WYDAWNICTWA AGH
KRAKÓW 2019

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)
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*
Manuscript Editor/ Redaktor techniczny – *Kamil Mucha*
Web Editor/ Redaktor strony internetowej – *Marcin Nawrocki*

Associate editors/ Redaktorzy tematyczni:
Waldemar Rączka (automation and robotics/ automatyka i robotyka)
Tomasz Siostrzonek (electrical engineering/ elektronika i energotechnika)
Łukasz Bołoz (mechanical engineering/ inżynieria mechaniczna)
Ryszard Klempka (technical IT/ informatyka techniczna)
Antoni Wojaczek (telecommunications/ telekomunikacja)
Waldemar Korzeniowski (environmental engineering, mining and energy technology/ inżynieria środowiska, górnictwo i energetyka)
Joanna Augustyn-Nadzieja (materials engineering/ inżynieria materiałowa)
Patrycja Hąbek (quality management/ nauki o zarządzaniu i jakości)

PUBLISHER
Publishing Manager/ Redaktor naczelny Wydawnictw AGH: *Jan Sas*

Linguistic Corrector/ Korekta językowa: *Iwona Sikorska* (English/ język angielski), *Kamila Zimnicka* (Polish/ język polski)

Desktop Publishing/ Skład komputerowy: Andre

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

© Wydawnictwa AGH, Kraków 2019

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

The electronic version of the journal is the primary one.
Number of copies: 50

Ministry of Science and Higher Education
Republic of Poland

Creating English-language versions of publications – an assignment financed by the Ministry of Science and Higher Education from resources allocated to science-propagating activities according to contract 684/P-DUN/2019

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

Stanisław Trenczek

The porential for monitoring air parameters in the determination of carbon monoxide sources in light of research projects 7

Wykorzystanie możliwości monitorowania parametrów powietrza przy określaniu źródła tlenku węgla w świetle badań 14

Janina Świątek

Powered roof support in conditions of mining tremors in Upper Silesian Coal Basin – current state in terms of statistical analysis 21

Zmechanizowane obudowy ścianowe w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu w GZW – stan obecny w ujęciu statystycznym 27

Zygmunt Zuski, Rafał Pasek, Zenon Rożenek

Equipping the Schwind shaft with a vertical transport device 33

Wyposażenie szybiku Schwind w urządzenie transportu pionowego 39

Paweł Nowak, Łukasz Kilan

Sandvik experiences with remote controlled machinery 45

Doświadczenia firmy Sandvik ze zdalnie sterowanymi maszynami 59

Mining INFORMATICS AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING

Nr 2 (538) 2019

ABSTRACTS

STANISŁAW TRENCZEK

THE PORENTIAL FOR MONITORING AIR PARAMETERS IN THE DETERMINATION OF CARBON MONOXIDE SOURCES IN LIGHT OF RESEARCH PROJECTS

First, a recapitulation is provided of monitoring systems, based on electronic solutions which ensure the reliability of the requisite speed and measurements while intrinsically safe. Subsequently, examples of measurements of the carbon monoxide concentrations emitted by different sources are presented. In the context of the different characteristics of changes in carbon monoxide concentration, the problem of the identification of carbon monoxide source generated during high energy rock burst is discussed. To alt a better understanding of the issue, the conditions of mine development work in areas threatened by bumping hazards as well as mining procedures in seams in this type of hard coal deposit, is presented. Finally, the results of comparative tests of changes in carbon monoxide concentrations and conclusions are given.

JANINA ŚWIĄTEK

POWERED ROOF SUPPORT IN CONDITIONS OF MINING TREMORS IN UPPER SILESIAN COAL BASIN – CURRENT STATE IN TERMS OF STATISTICAL ANALYSIS

Coal mining in Upper Silesian Coal Basin (USCB) is conducted in the conditions of frequent mining tremors. The longwall roof support significantly impacts the safety and efficacy of the mining process. The paper presents the assessment of mining tremor hazard, the procedure of designing powered roof supports used in the conditions of tremors, and a method of evaluating supports' resistance to dynamic overloads. The research was based on analyses carried out by the authors on a the data collected during the works carried out by the Department of Extraction Technologies, Rockbursts, and Mining Support. The data was analysed using descriptive statistics.

ZYGMUNT ZUSKI
RAFAŁ PASEK
ZENON ROŻENEK

EQUIPPING THE SCHWIND SHAFT WITH A VERTICAL TRANSPORT DEVICE

The article presents the construction of an inter-level shaft between levels II lower and level III and equipping it with a transport system. The purpose of the project was to provide transport of loose materials and long items from level III to level II lower, which was necessary to secure the mining excavations. Before the investment, only a limited amount of materials could be transported manually by means of ramps.

STRESZCZENIA

STANISŁAW TRENCZEK

WYKORZYSTANIE MOŻLIWOŚCI MONITOROWANIA PARAMETRÓW POWIETRZA PRZY OKREŚLANIU ŹRÓDŁA TLENKU WĘGLA W ŚWIETLE BADAŃ

Na wstępie przypomniano istotę systemów monitorowania, opartą na elektronice zapewniającej odpowiednią prędkość i wiarygodność przetwarzania danych pomiarowych, a jednocześnie posiadającą właściwe cechy iskrobezpieczeństwa. W dalszej części pokazano przykłady pomiarów stężenia tlenku węgla pochodzącego z różnych źródeł. W kontekście zróżnicowanych charakterystyk przebiegu zmian stężenia tlenku węgla odniesiono się do zagadnienia identyfikacji źródła tlenku węgla, którego stężenia pojawiły się po wysokoenergetycznym wstrząsie górotworu skutkującym tąpnięciem. W celu lepszego zobrazowania zdarzenia przedstawiono uwarunkowania prowadzenia robót górniczych w rejonie objętym skutkami tąpnięcia oraz dokonaną eksploatację w pokładach nadległych tej partii złoża węgla kamiennego. Na koniec przedstawiono wyniki przeprowadzonych badań porównawczych zmian stężenia tlenku węgla oraz wnioski z tego wynikające.

JANINA ŚWIĄTEK

ZMECHANIZOWANE OBUDOWY ŚCIANOWE W WARUNKACH ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓROTWORU W GZW – STAN OBECNY W UJĘCIU STATYSTYCZNYM

Górnośląskie Zagłębie Węglowe (GZW) prowadzi eksploatację pokładów węgla głównie w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu. Właściwy dobór obudowy do wymienionych warunków jest istotnym czynnikiem bezpiecznej i efektywnej eksploatacji. W publikacji opartej na analizach własnych przeprowadzonych na grupie danych zebranych na podstawie prac zrealizowanych przez Zakład Technologii Eksploatacji, Tąpań i Obudów Górniczych, Głównego Instytutu Górnictwa, przy wykorzystaniu statystyki opisowej, przedstawiono: stopień zagrożenia wstrząsami górotworu, stosowane konstrukcje obudów zmechanizowanych w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu oraz sposób oceny ich podporności na przeciążenia dynamiczne.

ZYGMUNT ZUSKI
RAFAŁ PASEK
ZENON ROŻENEK

WYPOSAŻENIE SZYBIKU SCHWIND W URZĄDZENIE TRANSPORTU PIONOWEGO

W artykule przedstawiono budowę szybiku międzypoziomowego, materiałowego pomiędzy poziomem IIn i poziomem III oraz wyposażenie go w układ do transportu materiałów. Celem przedsięwzięcia było zapewnienie możliwości transportu materiałów sypkich oraz długich z poziomu III na poziom IIn, niezbędnych do zabezpieczenia wyrobisk górniczych. Przed inwestycją transport materiałów w ograniczonym zakresie odbywał się ręcznie pochylniami.

PAWEŁ NOWAK
ŁUKASZ KILAN

SANDVIK EXPERIENCES WITH REMOTE CONTROLLED MACHINERY

The article presents historical and current methods of controlling Sandvik machinery operating in underground mining. It indicates the direction of roadheaders development, with a special focus on various stages of introducing technical innovations that can be used in mining. The currently developed machines fit the idea of "Industry 4.0", and the solutions presented in this article allow underground plants to improve safety and productivity, making the mining branch an industrial trendsetter.

PAWEŁ NOWAK
ŁUKASZ KILAN

DOŚWIADCZENIA FIRMY SANDVIK ZE ZDALNIE STEROWANYMI MASZYNAMI

Artykuł przedstawia historyczne i aktualne sposoby sterowania maszynami produkcji firmy Sandvik pracującymi w górnictwie podziemnym. Wskazuje kierunek, w którym następował rozwój kombajnów chodnikowych, wyszczególniając poszczególne etapy wprowadzania możliwych do zastosowania w górnictwie nowinek technicznych. Aktualnie tworzone maszyny wpisują się w ideę „Przemysłu 4.0", a oferowane i przedstawione w niniejszym artykule rozwiązania wpływają na zwiększenie bezpieczeństwa, produktywności i powodują, że w górnictwie również są wyznaczane trendy dla innych gałęzi przemysłu.

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2019.2.538.7

STANISŁAW TRENCZEK

The porential for monitoring air parameters in the determination of carbon monoxide sources in light of research projects

First, a recapitulation is provided of monitoring systems, based on electronic solutions which ensure the reliability of the requisite speed and measurements while intrinsically safe. Subsequently, examples of measurements of the carbon monoxide concentrations emitted by different sources are presented. In the context of the different characteristics of changes in carbon monoxide concentration, the problem of the identification of carbon monoxide source generated during high energy rock burst is discussed. To alt a better understanding of the issue, the conditions of mine development work in areas threatened by bumping hazards as well as mining procedures in seams in this type of hard coal deposit, is presented. Finally, the results of comparative tests of changes in carbon monoxide concentrations and conclusions are given.

Key words: *hazards, monitoring systems, electronics, carbon monoxide sources*

1. INTRODUCTION

In the Polish mining industry, the average depth of mined hard coal seams is greater year by year by about 8 meters. As a result, the mining and geological conditions during development and mining work are becoming increasingly difficult. This process usually leads to an increase in the intensity of hazards which accompany mining work, such as fires, dust, water, coal dust explosions the presence of methane, bumping, gases rock bursts and other climatic hazards. The better the recognition of those hazards at the design stage, the greater in the potential to prepare prophylactic measures ensuring the safety of mining work. However, the interim control of the parameters characterizing the given hazard is most important as it facilitates an immediate reaction to an approaching hazard.

At present, different types of monitoring systems are used from dispatcher systems decision-making process to alarm communication systems for quicker and automatic announcement about possible dangers or the need to evacuate crews from the danger zone. However, it should be noted that not all the hazards can be continuously monitored at present and that there is still much to do in this domain.

Only a fraction of the possibilities of monitoring systems in the control and assessment of areological phenomena is presented in the article. Regarding an incident which took place on 5th May 2018, the potential to control carbon monoxide concentrations in the mine air in question together with automatic assessment of the CO source, is presented.

2. CHARACTERISTICS OF THE MONITORING SYSTEM

Mine aerometry systems are commonly used for the control and assessment of parameters of air flowing in underground mine workings [1]. They typically consist of an automatic gasometrical system and in the presence of methane hazards – an automatic methanometric system. In the case of bumping hazards, the mine aerometry systems are integrated with micro-seismic and seismic-acoustic monitoring systems.

Methanometry has always had a protective function, consisting of automatically switching off machines and power supply equipment in areas where the flowing air has over-standard concentrations of methane. The use of such protective measures in classical gasometry dates back to the middle of first decade of twenty first century. This means for example power supply switch off in the case of drop in air flowrate in the longwall panel or face area with methane explosion hazard or in the case of simultaneous door opening in the ventilation damps stabilizing air flow direction and air output as well as in the case of rock burst of energy exceeding that one specified by a mine crew. In the case of the last situation, cutting off the power supply has to eliminate the potential generation of electric sparks with might occur as a result of the power cable breaking, which in turn could lead to a methane explosion.

In underground mines, a telecommunication system [2] adequate for the given type of mining industry is indispensable for the proper processing of information about measured parameters and for its proper use. Telecommunication [3] is the transmission or receiving of information of any nature by wire, radio, optical and electromagnetic systems. Each monitoring system should guarantee the reliability of data measurement transmission and should have the required speed of data processing. The potential to determine the device's uncertainty in terms of device/sensor (uncertainty in the rated conditions), transmission resolution, resolution of recording the measurements result in a repository as well as the recording format [4, 5], is important. Besides, in underground mines where a methane and/or coal dust explosion hazard is possible, the communication system should meet the following tougher requirements [6]:

- underground telecommunication systems should be intrinsically or optically safe (feature "description" acc. to PN-EN 60079-28 [7]) and should be able to operate in atmosphere of any methane concentration,
- telecommunication devices as well as cooperating devices used in underground mine workings should have a protection level of enclosures with a minimum of IP54 – due to the humidity as the presence salt and dust,
- the use of a branched out structure of the telecommunication network due the small transverse dimension of roadways (up to few meters) in relation to their longitudinal dimension (up to few kilometres); expanse of the workings.

It is also important to ensure maximum effectiveness of the distribution of electrical and telecommunication earthing (including SUPOgiven the risk posed by the cumulation (in a confined space) of high power electrical grids and devices.

The continuity of the power supply of these devices is an important issue with telecommunication systems. While typical restrictions resulting from:

- planned electrical grid shut down (due to e.g. required repairs),
- periodical tests of switching off the electrical devices required by the gasometry systems,
- the unplanned switching off of the electrical devices caused by the activation of electrical and methane metric protection systems,

do not cause significant problems in assessing hazards level, a break in power supply and/or data transmission – e.g. caused by a methane and/or coal dust explosion or a rock burst – can result in stopping the transmission of information from the area affected by such event. In order to assess what may have happened in this area, we need to use indirect methods based on information acquired from area outside of this zone.

3. ASSESSMENT OF CARBON MONOXIDE SOURCE BASED ON THE CHARACTERISTICS OF THE CHANGES IN CO CONCENTRATION

Endogenic fire hazards is a typical hazard in hard coal mines. A carbon monoxide concentration in mine air of above 26 ppm or CO volumes of over 25 dm^3/min is recognized – if the CO is not generated by means of a technological process – as a fire. In such cases, a fire rescue action should be initiated. The standard methods for monitoring the areological hazards can sometimes result in faulty interpretation of the carbon monoxide source and therefore afire rescue action may be unitiated unnecessarily thus generating unjustified costs.

There are many reasons for the appearance of carbon monoxide levels over and above the standard concentration or/and volume, therefore the rapid identification of the CO sources is important [8]. That is why tests for the quick, automatic identification of CO sources were conducted [9] within the

framework of the European project: Minimising the risk of and reducing the impact of fire and explosion hazard in underground coal mining industry, co-financed by the Research Fund for Coal and Steel. The development of effective detection procedures for dangerous atmospheres and flammable gases, whilst eliminating the faulty interpretation of increased carbon monoxide concentrations was the main objective of the project (the project was implemented by an international consortium, including the Institute of Innovative Technologies EMAG and the Institute of Mining Technology KOMAG).

The tests conducted enabled the development of model for identifying changes in CO concentrations depending on of its source type (Fig. 1) as well as development of CO source identification subsystem cooperating with the standard monitoring systems.

However, it transpires that the identification of the CO source is far from obvious, as illustrated in the example below.

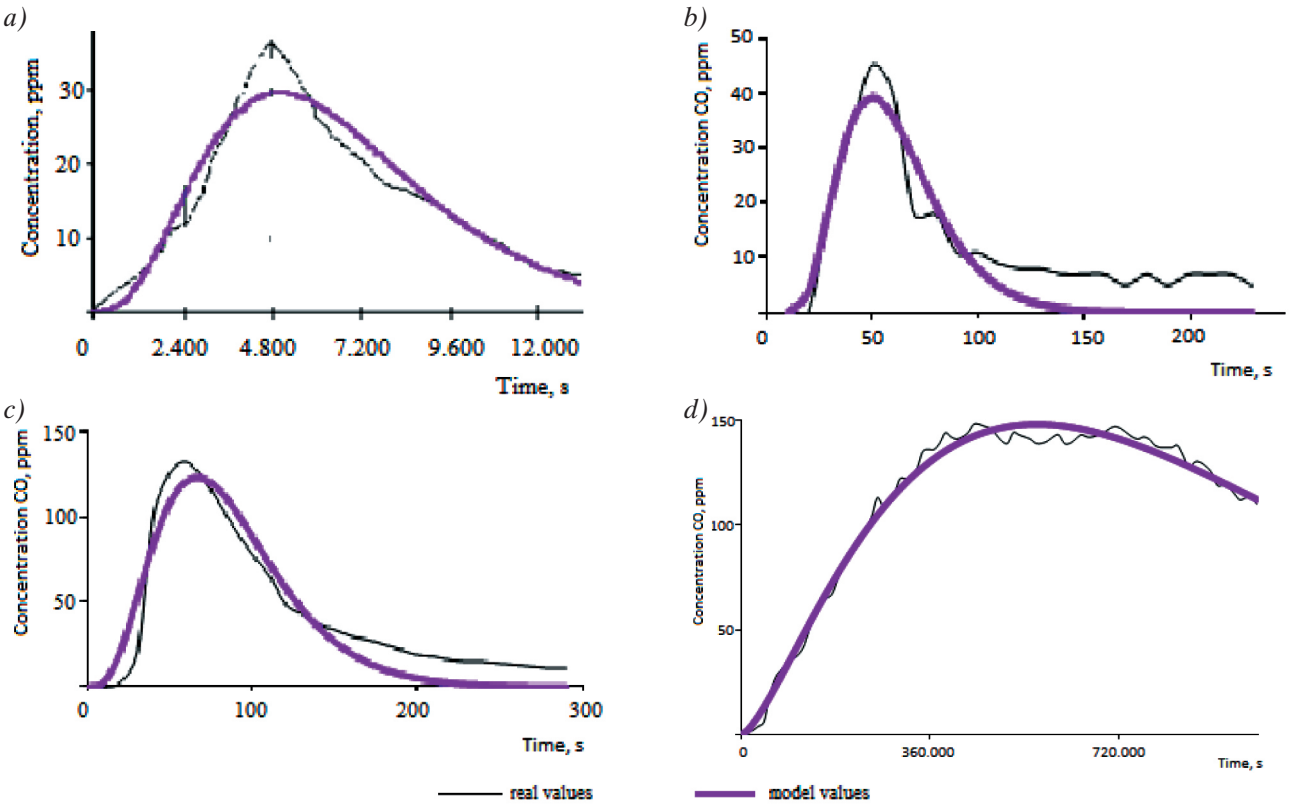


Fig. 1. Models of changes in CO concentration depending on its source: a) results of gas outflow from the gob; b) results of the operation of a diesel machine; c) results of blasting operations d) spontaneous fire [9]

4. DETERMINATION OF CARBON MONOXIDE EMISSION SOURCES IN THE CASE OF ROCK BURSTS AND BLASTING OPERATIONS – AFEASIBILITY STUDY

On 5 May 2018 at 10:58 a.m., a high-energy rock burst ($E = 2.0 \cdot 10^9$ J) occurred. At the beginning the recorded energy was $E = 1.9 \cdot 10^8$ J – Figure 2. About 820 meters of mine roadway sections were affected, in the H part of the 409/4 seam, from a total length of prepared roadways which amount to 2700 m. The President of the State Mining Authority appointed a special commission to investigate the reasons as well as circumstances of this bump [10].

As a result of the bump, the automatic methane sensors installed in this area, as well as the automatic CO sensors stopped operating due to break in power supply and transmission of data measurements. Only the sensors which were outside the affected area remained in were operation (Fig. 3).

The operating methane sensors – MM187 and MM123 – recorded a significant increase in methane concentratios (Fig. 4) (exceedance of permissible concentrations marked in red, permissible concentrations marked in green), similarly the CO sensors M712 and M730, recorded increased concentration but witch much lower dynamics (Fig. 5).

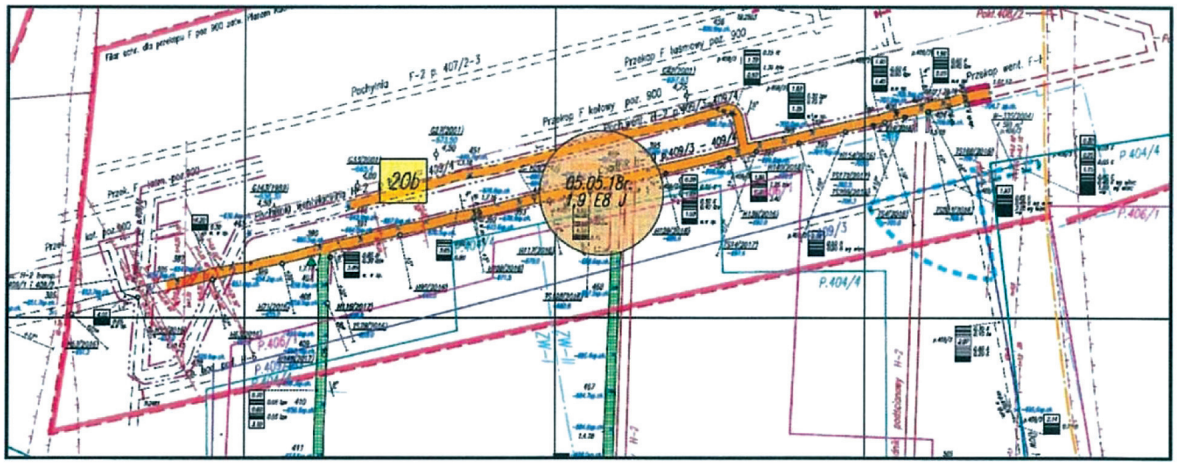


Fig. 2. A fragment of the map of mining headings of 409/4 deck in lot H together with location of the rock burst in the area of mining work [11]

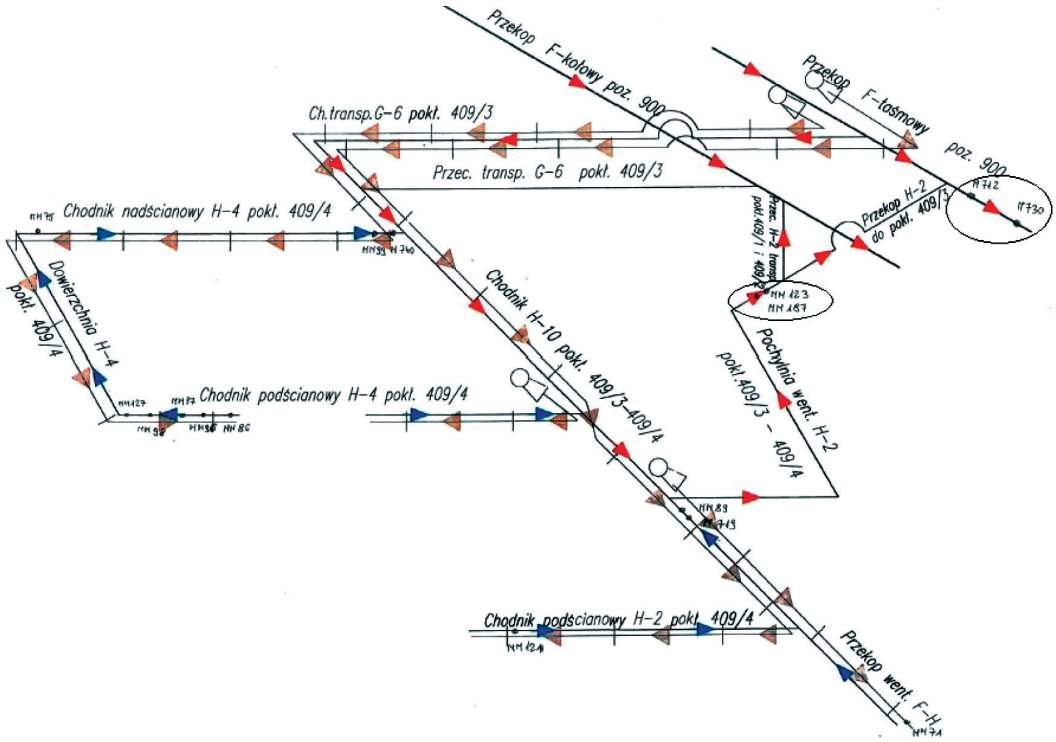


Fig. 3. The ventilation diagram of the H-part of the seam 409/4 with the methane sensors (MM ...) and carbon monoxide sensors (M ...) [11]

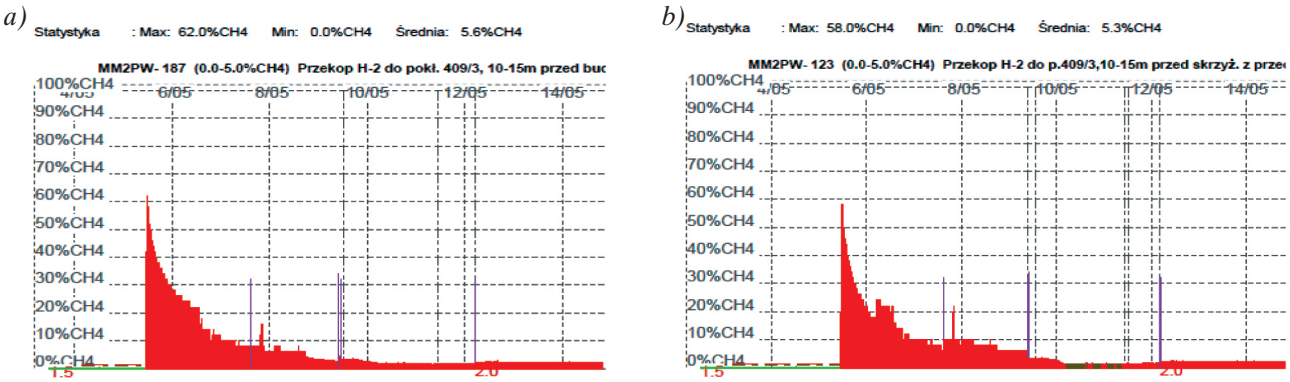


Fig. 4. Indications of the methane detectors before and after the rock burst on 5.05.2018: a) MM187; b) MM123 [11]

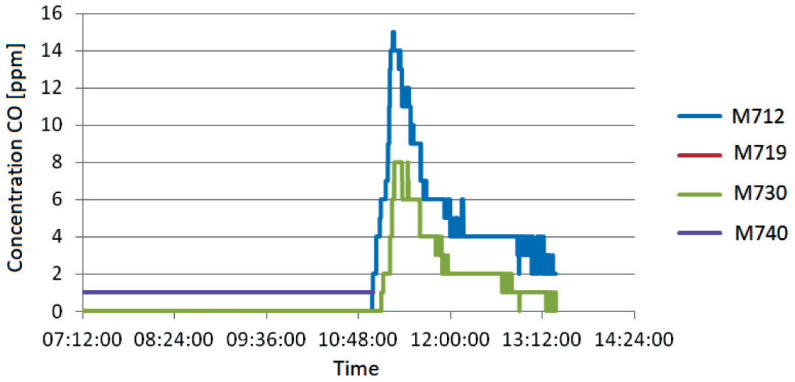


Fig. 5. Indication of carbon monoxide sensors M712 and M730 on 5.05.2018 before and after rock burst [11]

During the work of the commission there were some doubts concerning the reasons for the cause the rock burst, since a blasting operation had been planned at the same time during the development of one of the roadways with the use 7.5 kg of explosives. The blasting holes had already been filled with explosives and fused with an igniter. It was not possible to confirm if the explosives were not accidentally launched, which would have initiated the rock burst. The special investigation was ordered to explain all the doubts [11].

The analysis of the blasting operations (before the rock burst) conducted in the workings of part H of seam 409/4 showed that the changes in CO concentrations recorded by the M712 and M730 sensors are characteristic of a rock burst phenomenon, as presented in Figure 6.

Comparing the above changes with the changes after the rock burst (Fig. 5) it can be found that, after the rock burst, the changes in CO concentration also confirm that the explosives were ignited. However, other facts such as: seismograph records and a statement of the blasting engineer inspecting the face front after the rock burst, did not confirm this. Therefore, it was decided to analyse all CO changes before the rock burst in order, to find other reasons for such an increase in CO concentrations. It transpired that there was a slight increase in the CO concentration during the rock burst witch was not provoked by the blasting operation. Only that, the increases in CO concentration were much lower (Fig. 7). The fact that the energy of these rock bursts was significantly lower than the energy of a rock burst causing a bump was taken to be the starting point for further analyses.

Finding a carbon monoxide source other than blasting with the use of explosives was the next step in the investigation. For that purpose, mining and geological conditions in part H in all coal seams, taking into account the mining history, were analysed. It emerged that over seam 409/4 there was a mined out (in the main part) seam number 409/3. It was determined that, in gob of the seam, different gases including CH_4 and CO might still be present. Extremely high rock burst energy – $E = 2.0 \cdot 10^9$ J – caused unsealing of the rock mass in part H and the migration of gases from the gob of seam 409/3 to the workings of seam 409/4 which despite damages caused by a bump were in under pressure generated by the ventilation main fan.

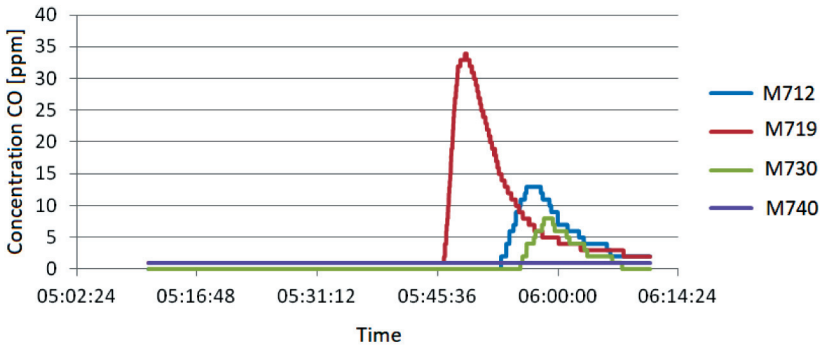


Fig. 6. Example of change in CO concentration on M712 and M730 sensors, relative to M719 and M740 sensors, after blasting operations with use of 7.5 kg explosives [11]

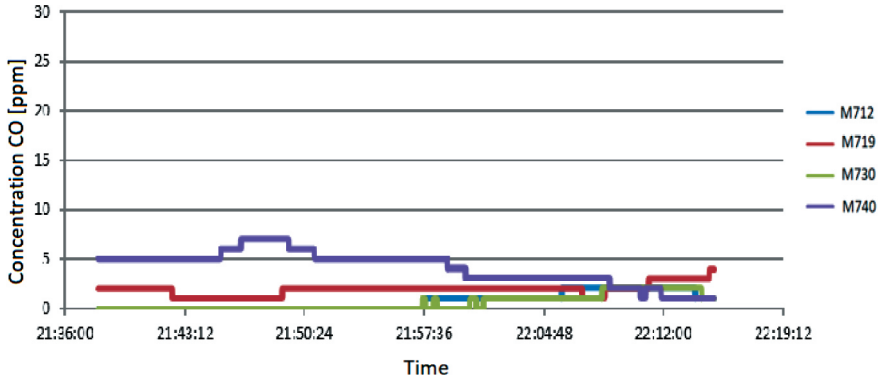


Fig. 7. Changes in CO concentration of individual sensors recorded by each sensor on 25.04.2018 in the H-part after the rock burst at 21:46:26 not related to blasting [11]

This confirmed methane, ethane flow through the area after the bump of volume equal to about 545 000 m^3 [12], part of which was generated in the seam 409/4 and part from the gob of overlying seam. Also carbon monoxide of maximum concentration 15 ppm and total volume 96 m^3, recorded by M712 sensor, entered from the gob. Comparing the characteristics of changes in CO concentration after the bump (Fig. 6) and the changes shown in models of changes in CO concentration (Fig. 1) we can see similarity – considering time of changes – with the model describing the changes associated with flowing of carbon monoxide from the gob (Fig. 1a). Thus, a hypothesis that high-energy rock burst was initiated by blasting operation has not been confirmed.

5. CONCLUSIONS

The various monitoring systems used in Polish mines, dispatcher systems supporting the taking decisions as well as emergency communication systems are used to assess correctly the level of a given hazard, what allows adjusting the preventive measures to the level of concentration changes and – in the case of significant increase of the hazard level, to automatically notify the crew about danger and the need to leave the threatened area.

Monitoring and alarming systems guarantee reliability of measurement and data transmission, as well as high speed of data processing. Incorrect interpretation of the carbon monoxide source may lead to unnecessary initiation of a rescue actions, generating unreasonable costs. The developed CO source identification subsystem, co-operating with standard monitoring systems, allows quick assessment of the CO source, eliminating unjustified fire-fighting rescue actions. In a result of a catastrophic event such as methane explosion, coal dust explosion, bumps – power supply of the monitoring systems can be broken, so data transmission is interrupted and there is no information available from the region.

In the absence of data from a given region, the assessment of the causes of the event and the state of the current level of threats in such a region cause that the assessment of the current state in such a region must be carried out based on the sensors located outside the given zone.

References

[1] Trenczek S.: *Automatyczna aerometria górnicza dla kontroli zagrożeń aerologicznych*. "Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa" 2005, 3: 11–20.

[2] Miśkiewicz K., Wojaczek A.: *Telekomunikacja w górnictwie. Systemy łączności telefonicznej, alarmowej i głośnomówiące*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej w Gliwicach, Gliwice 2018.

[3] *Ustawa z dnia 16 lipca 2004 r. Prawo telekomunikacyjne*, Dz.U. z 2004 r., nr 171, poz. 1800 z późn. zm.

[4] Sikora M., Sikora B.: *Systemy monitorowania w kopalniach węgla kamiennego – bazy danych, wizualizacja, analiza danych*, in: *Bazy Danych: Nowe Technologie*, red. S. Kozielski et al., Wydawnictwo Politechniki Śląskiej w Gliwicach, Gliwice 2007.

[5] Wojaczek A.: *Telematyka w podziemnych zakładach górniczych*, "Mining – Informatics, Automation and Electricalal Engineering" 2017, 7: 27–34.

[6] Cała D., Kozielski M., Sikora B., Śliwa J.: *Rozdział 2. Wybrane systemy monitorowania funkcjonujące w górnictwie węgla kamiennego w Polsce*, in: *Zintegrowany, szkieletowy system wspomagania decyzji dla systemów monitorowania procesów, urządzeń i zagrożeń*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej w Gliwicach, Gliwice 2017.

[7] PN-EN 60079-28:2015-12: *Atmosfery wybuchowe – Część 28: Zabezpieczenie urządzeń oraz systemów transmisji wykorzystujących promieniowanie optyczne*.

[8] Trenczek S.: *Przyrost stężenia tlenku węgla w czasie w zależności od źródła jego pochodzenia*, "Górnictwo i Geologia" 2014, 8, 3: 159–172.

[9] Dokumentacja etapu 4 pt. "Algorytm identyfikacji przyczyn wzrostu stężenia CO" projektu pt. "Minimalizacja ryzyka występowania i zmniejszenie skutków zagrożenia pożarem i wybuchem w podziemnym górnictwie węglowym – MINFIREX" (nr projektu RFCR-CT-2010-00005) realizowanego pod kierownictwem S. Trenczka. Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, Katowice 2012 [unpublished].

[10] *Zarządzenie Nr 41 Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego z dnia 7 maja 2018 r. w sprawie powołania Komisji do zbadania przyczyn i okoliczności tąpnięcia oraz wypadku zbiorowego, zaistniałych w dniu 5 maja 2018 r. w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. KWK "Borynia-Zofiówka-Jastrzębie", Ruch "Zofiówka" w Jastrzębiu-Zdroju*, Dz.Urz. WUG, poz. 100.

[11] Trenczek S.: *Analiza wskazań czujników telemetrycznych zabudowanych dla obserwacji aerologicznych i sejsmicznych w rejonie wstrząsu o energii 1,9 x 108 J zaistniałego w dniu 5.05.2018 r. o godzinie 10:58, który spowodował tąpnięcie ze skutkami w wyrobiskach wykonanych w pokładach 409/3 i 409/4 w JSW S.A. KWK "Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch "Zofiówka", w aspekcie określenia przyczyn zmian ich sekwencji przed i po zaistniałym tąpnięciu, przy uwzględnieniu aktywności sejsmicznej, w tym powodowanej robotami strzałowymi*. Opracowanie wykonane na zlecenie WUG, 2018 [unpublished].

[12] Szlązak N., Trenczek S.: *Analiza zagrożenia metanowego, w kontekście tąpnięcia ze skutkami w wyrobiskach wykonanych w pokładach 409/3 i 409/4, zaistniałego w dniu 5.05.2018 r. o godzinie 10:58 w JSW S.A. KWK "Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch "Zofiówka", uwzględniająca stosowane metody prognozowania oraz działalność profilaktyczną*. Opracowanie wykonane na zlecenie WUG, 2018 [unpublished].

STANISŁAW TRENCZEK, prof.
KOMAG Institute of Mining Technology
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, Poland
strenczek@komag.eu

STANISŁAW TRENCZEK

Wykorzystanie możliwości monitorowania parametrów powietrza przy określaniu źródła tlenku węgla w świetle badań

Na wstępie przypomniano istotę systemów monitorowania, opartą na elektronice zapewniającej odpowiednią prędkość i wiarygodność przetwarzania danych pomiarowych, a jednocześnie posiadającą właściwe cechy iskrobezpieczeństwa. W dalszej części pokazano przykłady pomiarów stężenia tlenku węgla pochodzącego z różnych źródeł. W kontekście zróżnicowanych charakterystyk przebiegu zmian stężenia tlenku węgla odniesiono się do zagadnienia identyfikacji źródła tlenku węgla, którego stężenia pojawiły się po wysokoenergetycznym wstrząsie górotworu skutkującym tąpnięciem. W celu lepszego zobrazowania zdarzenia przedstawiono uwarunkowania prowadzenia robót górniczych w rejonie objętym skutkami tąpnięcia oraz dokonaną eksploatację w pokładach nadległych tej partii złoża węgla kamiennego. Na koniec przedstawiono wyniki przeprowadzonych badań porównawczych zmian stężenia tlenku węgla oraz wnioski z tego wynikające.

Słowa kluczowe: *elektronika, systemy monitorowania, źródła tlenku węgla*

1. WPROWADZENIE

W polskim górnictwie podziemnym średnia głębokość eksploatacji pokładów węgla kamiennego co roku zwiększa się o około 8 m. W związku z tym podczas prowadzenia robót górniczych występują coraz trudniejsze uwarunkowania geologiczno-górnicze. Powoduje to zwykle wzrost poziomu zagrożeń stale towarzyszących górnictwu. Należą do nich zagrożenia pożarowe i wodne, działanie pyłów szkodliwych dla zdrowia, wybuchy pyłu węglowego, jak i coraz częściej występujące zagrożenia: metanowe, tąpania, wyrzuty gazów i skał, wpływ zmian klimatycznych. Im lepsze rozpoznanie tych zagrożeń na etapie projektowania robót górniczych, tym większa możliwość dostosowania działań profilaktycznych w celu zapewnienia bezpieczeństwa prowadzenia robót górniczych. Najważniejsze jest jednak doraźne kontrolowanie parametrów charakteryzujących dane zagrożenie, gdyż pozwala to natychmiastowo reagować na zwiększający się jego poziom.

Aktualnie w polskich kopalniach stosowane są różnego rodzaju systemy monitorowania, dyspozytorskie systemy wspomagające podejmowanie działań, a także systemy łączności alarmowej służące do szybszego, automatycznego powiadamiania załogi o niebezpieczeństwie i konieczności wycofania się z danego rejonu. Należy jednak dodać, że nie wszystkie zagrożenia można – aktualnie – monitorować w sposób ciągły. Jest więc jeszcze wiele do zrobienia w tym zakresie.

W niniejszym artykule zostanie przedstawiony zaledwie wycinek możliwości, jakie w kontroli i ocenie zjawisk aerologicznych daje systemowe monitorowanie. W kontekście zdarzenia, jakie miało miejsce w dniu 5 maja 2018 r., pokazany zostanie przekrój możliwości kontroli stężenia tlenku węgla w powietrzu kopalnianym wraz z możliwościami automatycznej oceny źródła CO.

2. CHARAKTERYSTYKA SYSTEMOWEGO MONITOROWANIA

Do kontroli i oceny parametrów powietrza płynącego w podziemnych wyrobiskach górniczych powszechnie stosuje się systemy aerometrii górniczej [1]. Składają się na nią zwykle gazometria automatyczna oraz –

w przypadku występującego zagrożenia metanowego – metanometria automatyczna. Z kolei w przypadku występowania zagrożenia tąpaniami system aerometrii górniczej jest zintegrowany z systemami monitorowania: mikrosejmicznym i sejsmoakustycznym.

O ile metanometria zawsze pełniła funkcję zabezpieczającą, polegającą na wyłączaniu automatycznym maszyn i urządzeń spod napięcia w rejonach, przez które przepływał prąd powietrza zawierający metan w stężeniu ponadnormatywnym, o tyle stosowanie takich zabezpieczeń w klasycznej gazometrii datuje się dopiero od połowy pierwszego dziesięciolecia XXI wieku. Chodzi tu np. o takie wyłączanie spod napięcia w przypadku spadku prędkości powietrza w rejonie ściany czy przodka z występującym zagrożeniem metanowym, czy też w przypadku jednoczesnego otwarcia drzwi w tamach wentylacyjnych stabilizujących kierunek i wydatek powietrza, a także w przypadku zaistniałego w rejonie wstrząsu górotworu o określonej (przez służby kopalniane) energii. Ten ostatni przypadek ma wyeliminować możliwość powstania iskry elektrycznej w wyniku awarii kabla lub/i urządzenia zasilanego energią elektryczną, która może zainicjować zapłon metanu.

Aby jednak informacje o wartościach mierzonych parametrów mogły być właściwie przetransformowane i wykorzystane, w kopalniach podziemnych niezbędny jest system telekomunikacyjny [2], odpowiedni dla danego rodzaju górnictwa. Przez telekomunikację [3] rozumie się nadawanie, odbiór lub transmisję informacji (jakiejkolwiek natury) za pomocą przewodów, fal radiowych bądź optycznych lub innych środków wykorzystujących energię elektromagnetyczną. Każdy system monitorowania musi gwarantować wiarygodność pomiaru i transmisji danych, charakteryzować się odpowiednio dużą prędkością przetwarzania danych. Istotą przy tym jest możliwość określenia niepewności roboczej przyrządu/czujnika (niepewności w znamionowych warunkach użytkowania), rozdzielczości transmisji, rozdzielczości zapisu wyniku pomiaru w repozytorium i format zapisu [4, 5]. Ponadto w kopalniach podziemnych, w których występują lub mogą wystąpić zagrożenia wybuchem metanu lub/i pyłu węglowego, system telekomunikacyjny musi spełniać bardziej rygorystyczne wymagania [6]:

– urządzenia dołowe systemów telekomunikacyjnych powinny mieć budowę iskrobezpieczną lub być bezpieczne optycznie (cecha „opis” wg PN-EN 60079-28 [7]) i umożliwiać pracę w warunkach dowolnej koncentracji metanu;
– urządzenia telekomunikacyjne oraz urządzenia współpracujące z tymi systemami stosowane w wyrobiskach powinny mieć stopień ochrony obudowy minimum IP54 – z uwagi na wilgotność, zasolenie i obecność pyłów;
– stosowanie drzewiastej struktury sieci telekomunikacyjnych ze względu na małe poprzeczne wymiary wyrobisk korytarzowych (kilka metrów) w stosunku do ich wymiarów podłużnych (do kilku kilometrów); rozległość wyrobisk.

Istotne jest też zapewnienie możliwie maksymalnej skuteczności rozdziału uziomów elektroenergetycznych (w tym SUPO) i telekomunikacyjnych, przy występującym dużym nagromadzeniu (w ograniczonych przestrzeniach) sieci i urządzeń elektroenergetycznych o bardzo dużych mocach.

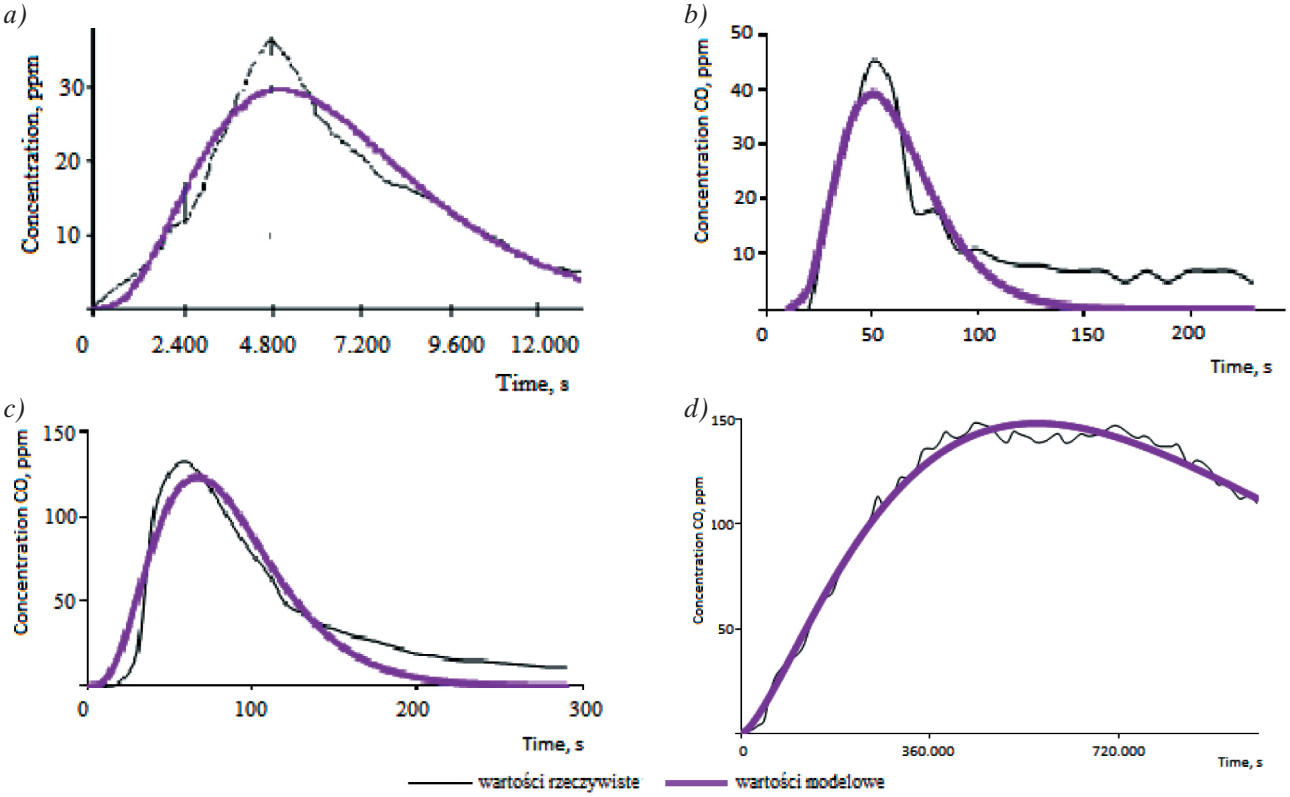
Kolejnym istotnym elementem systemów telekomunikacyjnych jest ciągłość zasilania tych urządzeń. O ile typowe, zdarzające się ograniczenia, wynikające z planowych wyłączeń w sieci elektroenergetycznej (np. ze względu na przeprowadzanie napraw), okresowych testowań układów wyłączeń urządzeń elektroenergetycznych realizowanych przez systemy gazometrii, oraz nieplanowe wyłączenia wywołane zadziałaniem zabezpieczeń elektroenergetycznych oraz metanometrycznych, nie stwarzają większych perturbacji w ocenie poziomu zagrożeń, to przerwa w zasilaniu lub/i transmisji danych – np. spowodowana zdarzeniem typu wybuch metanu, wybuch pyłu węglowego, tąpnięcie – powodują kompletny brak informacji z rejonu objętego skutkami danego zdarzenia. Wówczas tylko metodami pośrednimi, bazującymi na danych spoza takiego rejonu można próbować ocenić, co stało się i co dzieje się w danym rejonie.

3. OCENA ŹRÓDŁA TLENKU WĘGLA NA PODSTAWIE CHARAKTERYSTYKI ZMIAN STĘŻENIA

W kopalniach węgla kamiennego powszechne jest zagrożenie pożarami endogenicznymi. Występowanie tlenku węgla w powietrzu kopalnianym w stężeniu powyżej 26 ppm lub ilości CO powyżej 25 l/min jest uznawane – jeśli CO nie pochodzi z procesów technologicznych – za pożar, w związku z czym należy wszcząć akcję ratowniczą przeciwpożarową. Z uwagi na standardowo stosowane sposoby monitorowania zagrożeń aerologicznych mogą się zdarzyć przypadki niewłaściwej interpretacji źródła tlenku węgla, przez

co może zostać zbytecznie ogłoszona akcja ratownicza przeciwpożarowa, która zawsze pociąga za sobą koszty, a w takim przypadku byłyby one nieuzasadnione.

Ponieważ jest wiele przyczyn, które mogą spowodować pojawienie się CO w stężeniu lub/i ilościach ponadnormatywnych, ważne jest, by szybko zidentyfikować źródło CO [8]. W celu właśnie takiej szybkiej, automatycznej identyfikacji źródła CO przeprowadzono badania [9] w ramach projektu europejskiego współfinansowanego z funduszu Coal & Steel pt. „Minimalizacja ryzyka występowania i zmniejszenie skutków zagrożenia pożarem i wybuchem w podziemnym górnictwie węglowym". Głównym zadaniem było opracowanie efektywnej detekcji niebezpiecznych atmosfery i gazów pożarowych w celu wyeliminowania błędnej interpretacji powodu wzrostu stężeń CO. Badania pozwoliły na opracowanie modeli zmian stężenia CO w zależności od źródła jego pochodzenia (rys. 1), oraz opracowanie podsystemu identyfikacji źródeł CO współpracującego ze standardowymi systemami monitorowania.



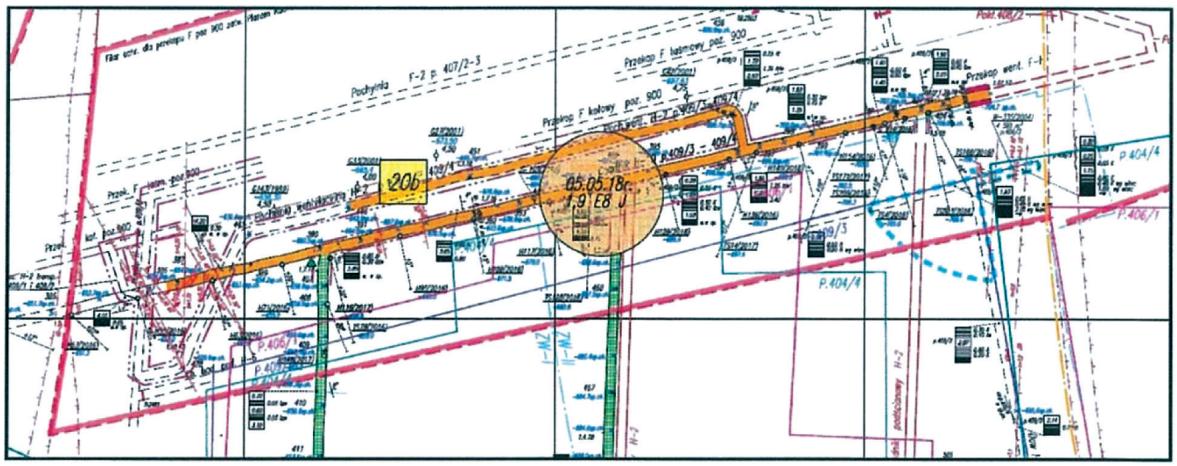
Rys. 1. Modele zmian stężenia CO w zależności od źródła: a) przypadek skutków wypływu gazów ze zrobów; b) przypadek skutków pracy maszyny spalinowej; c) przypadek skutków robót strzałowych; d) przypadek pożaru endogenicznego [9]

4. USTALENIE ŹRÓDŁA EMISJI TLENKU WĘGLA W PRZYPADKU WSTRZĄSU GÓROTWORU I POTENCJALNEGO WYKONANIA ROBÓT STRZAŁOWYCH – STUDIUM PRZYPADKU

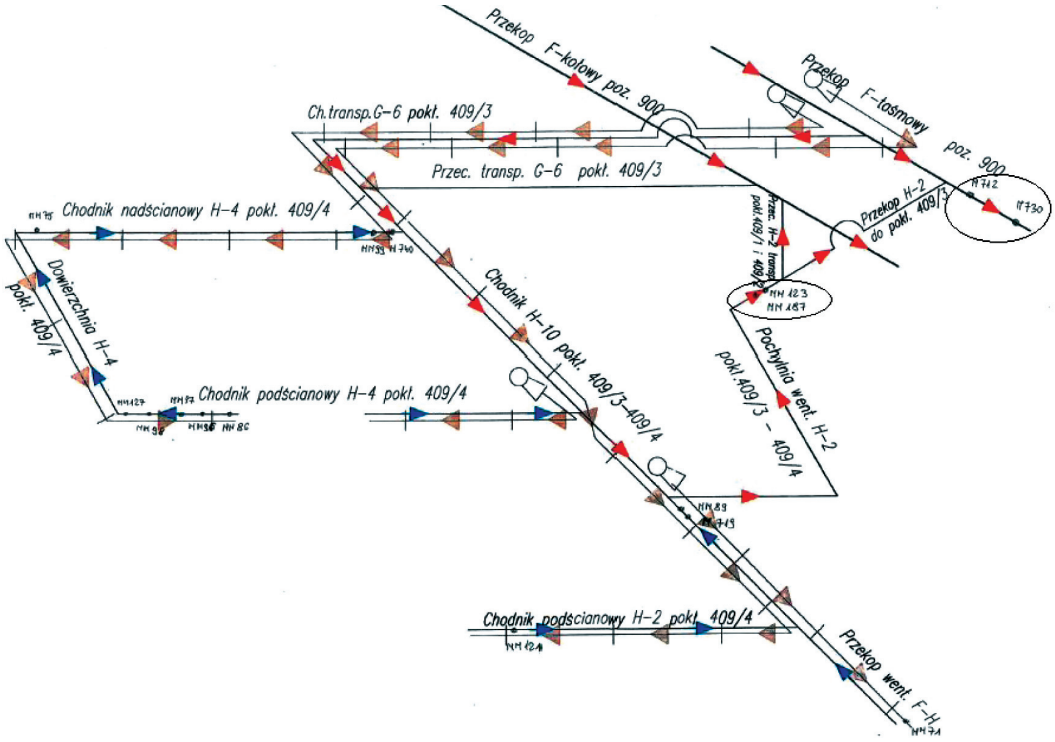
W dniu 5 maja 2018 r. o godzinie 10.58 doszło do wysokoenergetycznego wstrząsu górotworu o energii $E = 2{,}0 \cdot 10^9$ J (początkowa ocena energii wskazywała na wartość $E = 1{,}9 \cdot 10^8$ J), który spowodował tąpnięcie (rys. 2). Jego skutki objęły w sumie ok. 820 m odcinków wyrobisk górniczych wykonanych w partii H pokładu 409/4, gdzie łączna długość wykonanych wyrobisk wynosiła ok. 2700 m. W celu wyjaśnienia przyczyn i okoliczności tego tąpnięcia prezes Wyższego Urzędu Górniczego powołał specjalną komisję [10].

W wyniku tąpnięcia czujniki metanometrii automatycznej oraz czujniki CO-metrii automatycznej zabudowane w tym rejonie przestały działać, gdyż doszło do przerwania zasilania i transmisji danych pomiarowych. Funkcjonowały jedynie czujniki znajdujące się poza rejonem objętym skutkami (rys. 3).

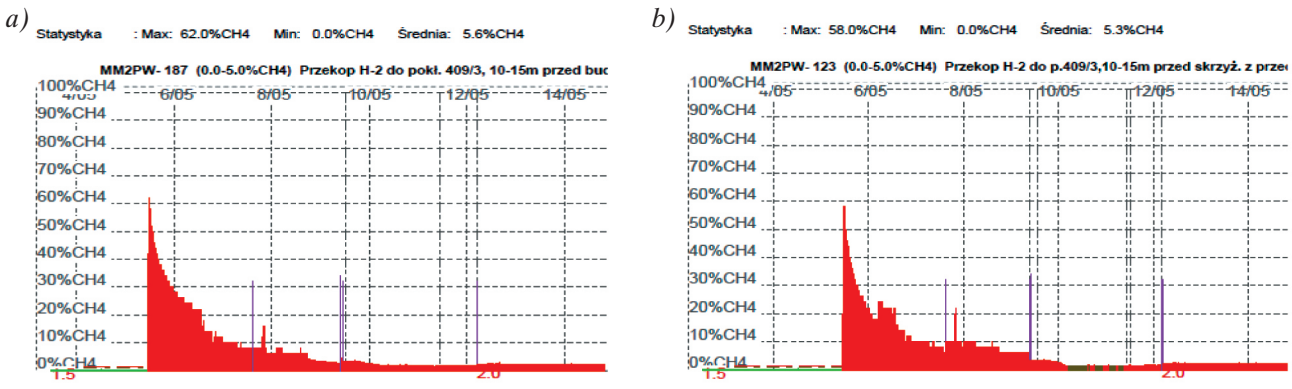
Z działających czujników – czujniki metanu MM187 i MM123 – zarejestrowały znaczący, dynamiczny przyrost stężenia metanu – rysunek 4 (zapis kolorem czerwonym), po stężeniach dopuszczalnych (kolor zielony). Wzrost stężenia metanu, tyle że o znacznie mniejszej skali (rys. 5), wskazały też czujniki tlenku węgla M712 i M730.



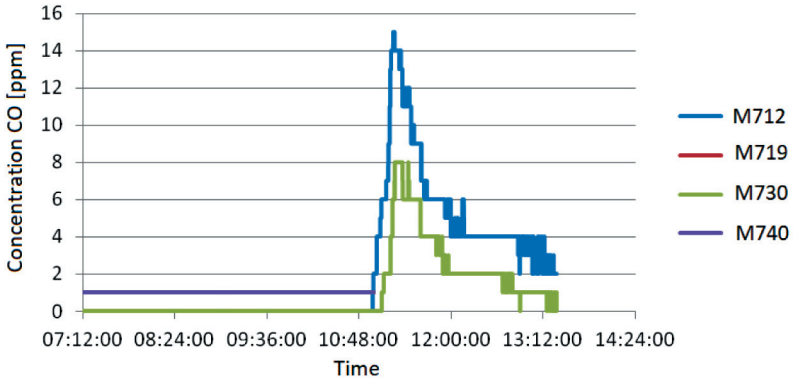
Rys. 2. Fragment mapy wyrobisk górniczych pokładu 409/4 w partii H wraz z lokalizacją wstrząsu górotworu [11]



Rys. 3. Schemat wentylacyjny partii H pokładu 409/4 z naniesionymi czujnikami pomiaru metanu (MM…) i tlenku węgla (M…) [11]



Rys. 4. Wskazania czujników metanu w okresie przed tąpnięciem 5.05.2018 r. i po nim: a) MM187; b) MM123 [11]



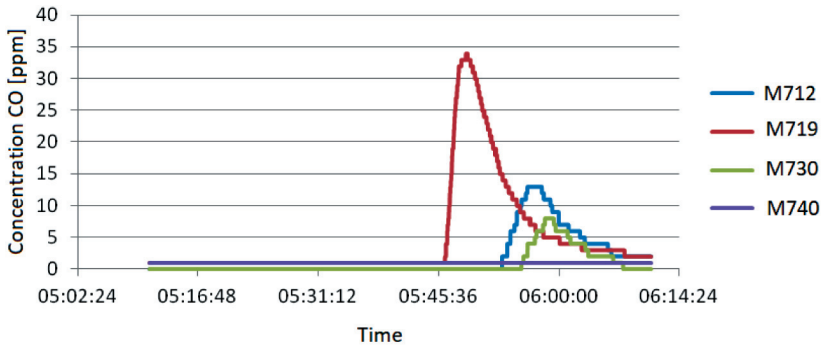
Rys. 5. Wskazania czujników tlenku węgla M712 i M730 5.05.2018 r. przed tąpnięciem i po nim [11]

Podczas prac komisji pojawiły się wątpliwości związane z przyczyną, a właściwie inicjacją wstrząsu górotworu, spowodowane tym, że w tym samym czasie, w którym wystąpił wstrząs górotworu i tąpnięcie, w przodku jednego z drążonych wyrobisk korytarzowych miało być wykonane strzelanie urabiające z użyciem 7,5 kg materiału wybuchowego. Doszło już do załadowania otworów strzałowych materiałem wybuchowym i uzbrojenia ich zapalnikami. Nie udało się jednak stwierdzić, czy przypadkiem nie doszło do odpalenia materiału wybuchowego, co mogło być inicjałem wstrząsu górotworu. W celu wyjaśnienia tych wątpliwości zlecono przeprowadzenie stosownych badań [11].

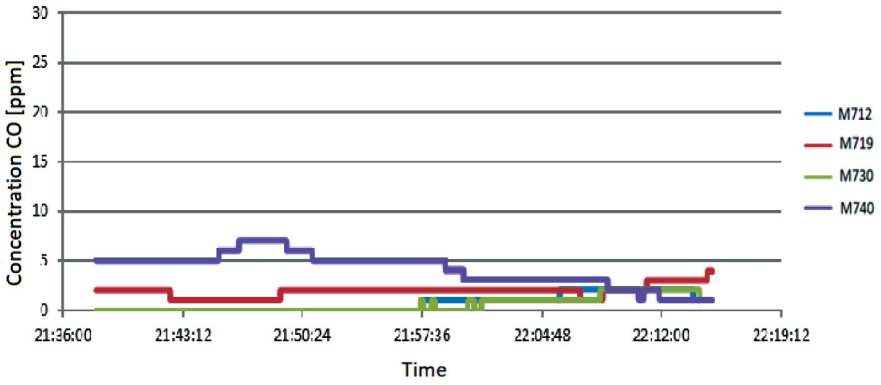
Wykonana w trakcie badań analiza 23 wcześniej (przed tąpnięciem) wykonanych robót strzałowych w drążonych wyrobiskach w partii H pokładu 409/4, które wywołały wstrząsy górotworu, pokazała, że zmiany CO mają charakterystyczny przebieg na czujnikach M712 i M730, co jako przykład ilustruje rysunek 6.

Można by było, po porównaniu go ze zmianami zaistniałymi po tąpnięciu (rys. 5), stwierdzić, że i po tym tąpnięciu zmiany stężenia CO potwierdzają, iż doszło do odpalenia materiału wybuchowego. Jednakże inne fakty – jak m.in. zapis sejsmografu, oświadczenie inżyniera strzelniczego kontrolującego ten przodek po tąpnięciu – nie potwierdzały tej wersji zdarzeń. W związku z tym prowadzono badania wszystkich zmian stężenia CO w okresie poprzedzającym tąpnięcie, w celu ewentualnego stwierdzenia innych powodów takich wzrostów. Okazało się, że miały miejsce nieznaczne wzrosty stężenia CO przy wstrząsach górotworu, nieprowokowanych robotami strzałowymi. Tyle że przyrosty stężenia CO były znacznie mniejsze (rys. 7). Fakt, że energia tych wstrząsów była także znacznie mniejsza niż energia wstrząsu powodującego tąpnięcie, można było przyjąć jako punkt wyjścia do dalszych analiz.

Kolejnym krokiem w badaniach było znalezienie źródła tlenku węgla innego niż roboty strzałowe z użyciem materiału wybuchowego. W tym celu przeanalizowano uwarunkowania geologiczno-górnicze w partii H we wszystkich pokładach węgla wraz z zaszłościami eksploatacyjnymi. Okazało się m.in., że nad pokładem 409/4 zalega wyeksploatowany (w znacznej części) pokład 409/3. Oznaczało to, że w zrobach tego pokładu mogły się znajdować różne gazy, w tym CH_4 i CO.



Rys. 6. Przykład zmian stężenia CO na czujnikach M712 i M730 po robotach strzałowych z użyciem 7,5 kg materiału wybuchowego [11]



Rys. 7. Zmiany stężeń CO poszczególnych czujników 25.04.2018 r. w rejonie H po wstrząsie zaistniałym o godz. 21.46.26 bez związku z robotami strzałowymi [11]

Wyjątkowo duża energia wstrząsu ($E = 2{,}0 \cdot 10^9$ J) musiała spowodować rozszczelnienie górotworu w partii H i migrację gazów ze zrobów pokładu 409/3 do wyrobisk w pokładzie 409/4, dlatego że wyrobiska te, pomimo częściowego zniszczenia po tąpnięciu, były poddane wpływowi depresji wentylatora głównego przewietrzania.

Potwierdzało to natężenie objętościowe metanu przepływającego przez rejon po tąpnięciu, wynoszące ok. 545 000 m^3 [12], z którego część została wygenerowana z samego pokładu 409/4, zaś część ze zrobów wyżej zalegającego pokładu. Ze zrobów tych przepłynął także tlenek węgla, zarejestrowany przez czujnik M712 w stężeniu maksymalnym 15 ppm, którego całkowita ilość wynosiła ok. 96 m^3 CO. Porównując charakterystykę zmian stężenia CO po tąpnięciu (rys. 6) do zmian pokazanych na modelach charakterystyk zmian CO (rys. 1), można zauważyć podobieństwo – przy uwzględnieniu czasu zmian – z modelem obrazującym zmiany związane z wypływem tlenku węgla ze zrobów (rys. 1a). Zatem hipotezę o inicjacji wysokoenergetycznego wstrząsu górotworu przez wykonanie robót strzałowych można było uznać za niepotwierdzoną.

5. PODSUMOWANIE

Stosowane w polskich kopalniach różnego rodzaju systemy monitorowania, dyspozytorskie systemy wspomagające podejmowanie działań, a także systemy łączności alarmowej służą do prawidłowej oceny poziomu danego zagrożenia, co pozwala na dostosowanie działań profilaktycznych do zmieniającego się poziomu, a także w przypadku zdecydowanego, ponadnormatywnego wzrostu poziomu zagrożenia, do automatycznego powiadamiania załogi o niebezpieczeństwie i konieczności wycofania się z danego rejonu.

Systemy monitorująco-alarmujące charakteryzują się gwarantowaną wiarygodnością pomiaru i transmisji danych, a także dużą prędkością przetwarzania danych.

Przypadki niewłaściwej interpretacji źródła tlenku węgla pokazują, że może dojść do nieuzasadnionego wszczęcia akcji ratowniczej, co pociąga za sobą zbędne koszty.

Opracowany podsystem identyfikacji źródeł CO, współpracujący ze standardowymi systemami monitorowania, pozwala na szybką ocenę źródła CO, przez co eliminuje się przypadki nieuzasadnionego wszczynania akcji ratowniczej przeciwpożarowej.

W przypadkach szczególnych, np. w wyniku katastrofy – wybuchu metanu, wybuchu pyłu węglowego, tąpnięcia – dochodzi do przerwania zasilania systemów monitorowania, przerwania linii transmisji danych pomiarowych, przez co występuje totalny brak danych pomiarowych z rejonu.

W przypadku braku danych pomiarowych z danego rejonu ocena przyczyn zdarzenia, jak i stanu aktualnego poziomu zagrożeń w takim rejonie przeprowadzona być musi na podstawie wskazań czujników zabudowanych poza danym rejonem.

Literatura

[1] Trenczek S.: *Automatyczna aerometria górnicza dla kontroli zagrożeń aerologicznych*, „Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa" 2005, 3: 11–20.

[2] Miśkiewicz K., Wojaczek A.: *Telekomunikacja w górnictwie. Systemy łączności telefonicznej, alarmowej i głośnomówiące*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2018.

[3] *Ustawa z dnia 16 lipca 2004 r. Prawo telekomunikacyjne*, Dz.U. z 2004 r. Nr 171, poz. 1800 z późn. zm.

[4] Sikora M., Sikora B.: *Systemy monitorowania w kopalniach węgla kamiennego – bazy danych, wizualizacja, analiza danych*, w: *Bazy Danych: Nowe Technologie*, red. S. Kozielski et al., Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2007.

[5] Wojaczek A.: *Telematyka w podziemnych zakładach górniczych*, „Mining – Informatics, Automation and Electricalal Engineering" 2017, 7: 27–34.
[6] Cała D., Kozielski M., Sikora B., Śliwa J.: *Zintegrowany, szkieletowy* system *wspomagania decyzji dla systemów monitorowania procesów, urządzeń i zagrożeń*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2017.
[7] PN-EN 60079-28:2015-12: *Atmosfery wybuchowe – Część 28*: *Zabezpieczenie urządzeń oraz systemów transmisji wykorzystujących promieniowanie optyczne*.
[8] Trenczek S.: *Przyrost stężenia tlenku węgla w czasie w zależności od źródła jego pochodzenia*, „Górnictwo i Geologia" 2014, 8, 3: 159–172.
[9] Dokumentacja etapu 4 pt. „Algorytm identyfikacji przyczyn wzrostu stężenia CO" projektu pt. „Minimalizacja ryzyka występowania i zmniejszenie skutków zagrożenia pożarem i wybuchem w podziemnym górnictwie węglowym – MINFIREX" (nr projektu RFCR-CT-2010-00005) realizowanego pod kierownictwem S. Trenczka. Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, Katowice 2012 [praca niepublikowana].
[10] *Zarządzenie nr 41 Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego z dnia 7 maja 2018 r. w sprawie powołania Komisji do zbadania przyczyn i okoliczności tąpnięcia oraz wypadku zbiorowego, zaistniałych w dniu 5 maja 2018 r. w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie", Ruch „Zofiówka" w Jastrzębiu-Zdroju*, Dz.Urz. WUG, poz. 100.
[11] Trenczek S.: *Analiza wskazań czujników telemetrycznych zabudowanych dla obserwacji aerologicznych i sejsmicznych w rejonie wstrząsu o energii 1,9 x 108 J zaistniałego w dniu 5.05.2018 r. o godzinie 10:58, który spowodował tąpnięcie ze skutkami w wyrobiskach wykonanych w pokładach 409/3 i 409/4 w JSW S.A. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Zofiówka", w aspekcie określenia przyczyn zmian ich sekwencji przed i po zaistniałym tąpnięciu, przy uwzględnieniu aktywności sejsmicznej, w tym powodowanej robotami strzałowymi.* Opracowanie wykonane na zlecenie WUG, 2018 [praca niepublikowana].
[12] Szlązak N., Trenczek S.: *Analiza zagrożenia metanowego, w kontekście tąpnięcia ze skutkami w wyrobiskach wykonanych w pokładach 409/3 i 409/4, zaistniałego w dniu 5.05.2018 r. o godzinie 10:58 w JSW S.A. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Zofiówka", uwzględniająca stosowane metody prognozowania oraz działalność profilaktyczną*. Opracowanie wykonane na zlecenie WUG, 2018 [praca niepublikowana].

dr hab. inż. STANISŁAW TRENCZEK,
prof. KOMAG
Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice
strenczek@komag.eu

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2019.2.538.21

JANINA ŚWIĄTEK

Powered roof support in conditions of mining tremors in Upper Silesian Coal Basin – current state in terms of statistical analysis

Coal mining in Upper Silesian Coal Basin (USCB) is conducted in the conditions of frequent mining tremors. The longwall roof support significantly impacts the safety and efficacy of the mining process. The paper presents the assessment of mining tremor hazard, the procedure of designing powered roof supports used in the conditions of tremors, and a method of evaluating supports' resistance to dynamic overloads. The research was based on analyses carried out by the authors on a the data collected during the works carried out by the Department of Extraction Technologies, Rockbursts, and Mining Support. The data was analysed using descriptive statistics.

Key words: *powered roof support, dynamic overloads, mining tremor hazard*

1. INTRODUCTION

Powered roof supports are placed on the market in compliance with the requirements of European Union Directives A new powered roof support (PRS) must fulfill the requirements of European Union Directives and harmonized Polish standards. The basic standards of the EN 1804 series that define the mechanical requirements for PRS exclude their application in areas threatened with mining tremors. Polish standards are complemented by the current regulations on occupational health and safety of the relevant Minister [1]. They introduce the requirement for the PRS to be especially protected in conditions of mining tremors hazard. Part of the protection strategy is to determine the safe range of support operation height and to select overload protection means for specific mining and technical conditions [2]. One of the most common methods protecting against dynamic overload involves installing hydraulic valves that limit the pressure in the leg piston space to an acceptable level considering the mechanical strength of a given structure. In other words, the support needs to yield when the dynamic phenomenon occurs.

The yielding protection method used by the Central Mining Institute (GIG) is an analytical method based on selected parameters:

- mining parameters – n_{tz} load coefficient and g roof bearing capacity index,
- operational parameters,
- technical parameters of the support – kinematics, diameters of the legs used, load bearing capacity: initial, working, nominal; k safety factor coefficient and protection applied by hydraulic valves.

In this paper, the current state of the operating powered roof support has been described using statistical methods. The analysis was focused on PRS technical parameters and operational conditions, based on the collected database for the years 2016–2019.

2. POWERED ROOF SUPPORT DESIGN IN THE CONDITIONS OF TREMOR HAZARD

Overload can be defined as the "exceeding of the instantaneous nominal load of the support and its components by more than 50% due to rock mass

tremors". The adopted definition is consistent with the provisions of the Polish standard PN-EN 1804-1,2,3+A1 and literature [3].

The consequences of overload include primarily a loss of functionality of the support and its components (steel structure, hydraulic legs, and hydraulics control system) or a threat to overall operational safety (e.g. uncontrolled convergence).

Overload assessment is carried out according to the method developed by GIG as an implementation of the Regulation of the relevant Minister in the field of adaptation of the powered roof support to take over the dynamic loads [1]. Its aim is to determine the safe range of support operation height and to select overload protection for specific geological-mining and technical conditions of support operation [2].

The yielding method used by GIG is an analytical method based on selected mining parameters (n_{tz} load coefficient, roof bearing capacity index g) as well as operational and technical parameters of the support and its protection.

The n_{tz} load coefficient defines the increase in the support load due to rock mass tremor with respect to the static load. It depends on the distance from the hypocentre of the tremor to the roof of the longwall and the predicted maximum energy of the tremor. The variability of the n_{tz} index ranges from 1.0 to 1.8 m, according to [4]. The n_{tz} load coefficient is also an important parameter used in determining the roof bearing capacity index g [5–10]. The roof bearing capacity index g defines the roof maintenance conditions:

- $g < 0.7$ – caving hazard (the powered roof support does not have a sufficient reserve of support to properly secure the excavation);
- $0.7 = g < 0.8$ – difficult roof maintenance conditions (although the use a powered roof support in a specific excavation is allowed, it must be remembered that limitations or difficulties in the excavation roof maintenance may occur);
- $g = 0.8$ – proper roof maintenance conditions (the support is properly suited to a specific excavation).

For conditions where frequent tremors may occur, it is recommended that the g indicator be = 0.8, which ensures correct maintenance of the roof. However, it should be noted that the correlation between the g index and the n_{tz} load coefficient is not a linear function and must be considered individually for each case of a new longwall and powered roof support.

The degree of mining tremor hazard in the case of a longwall excavation-based on the value of the n_{tz} load coefficient can be determined as shown in Table 1.

The values of the n_{tz} load coefficient in the years 2016–2019 are shown graphically in Figure 1.

Table 1

The degree of mining tremor hazard in the case of a longwall excavation based on the value of the n_{tz} load coefficient [4]

Load coefficient n_{tz}	1.0–1.1	1.0–1.1	1.2–1.3	1.3–1.4	>1.4
Hazard to the excavation	lack	weak	medium	strong	very strong

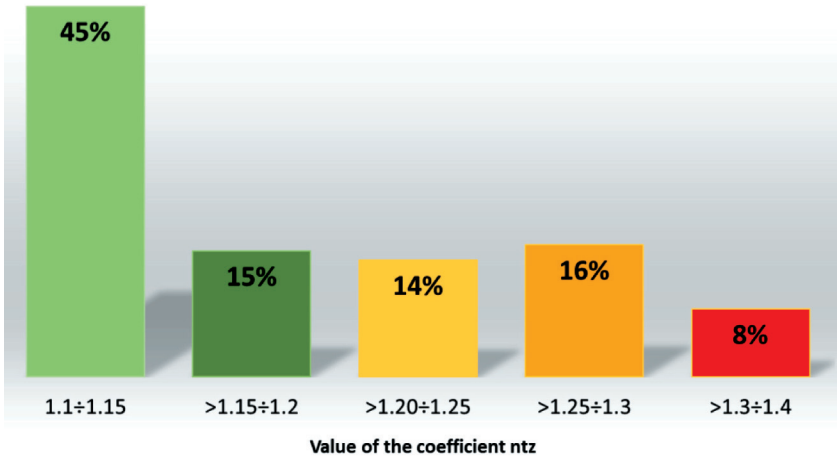


Fig. 1. n_{tz} load coefficient in the years 2016–2019 by GIG

The data encompasses 266 cases of longwalls excavated under the conditions prevailing in USCB, analysed by the Central Mining Institute as part of research and development works commissioned by mines and roof support manufacturers. The cases concerned the design of a powered roof support and determination of conditions of its protection under specific geological and mining conditions.

The above data demonstrates that 29% of the longwalls are operating under conditions of medium tremor hazard, and 8% – high mining tremor hazard. Considering that the mining operations in USCB will be conducted at deeper levels and the tremor hazard tends to intensify with increasing depth, it should be concluded that the percentage of longwalls with a high risk of rock mass tremors will be higher.

GIG's yielding protection method is based on the disturbed rock mass model developed by A. Biliński and the flat model of support with concentrated constants and one degree of freedom. The following dependencies are applied [2, 4, 11–13]:

$$f(t)=\frac{1}{\cos(90-\alpha)}\cdot \cdot\left(F_w+F_d\left(1+k_d e^{-\delta t}\sin(\omega t-\varphi)\right)\right)[\mathrm{N}] \quad (1)$$

where:

$f(t)$, F_w, F_d – forces, respectively: leg, initial and dynamic load [N],
δ – system damping factor [s^{-1}],
k_d – calculation factor,
ω – angular velocity [rad/s^{-1}],
φ – angle of force shift in the leg in relation to the loading force [rad],
α – angle of inclination of the leg in relation to the floor base, degree.

Here, the maximum force is calculated for each case and refers to the nominal capacity of the leg, for a given working height, the value of the n_{tz} indicator and the flow in the overload protection system.

In addition, in the case of roofs which are difficult to be caved (which do not cave-in behind the powered supports line), it is proposed to carry out additional calculations using the evaluation of the force of the rock mass-section system according to dependence (2) [4, 14], in order to check the flows in the system protecting the leg.

$$Q\geq\frac{F_r\left(n_{tz}^2-n_{tz}\right)}{2P_r\cos\alpha}\cdot 6\cdot 10^4\left[\mathrm{dm^3min^{-1}}\right] \quad (2)$$

where:

Q – flow in the leg protection system [dm^3min^{-1}],
F_r – working bearing capacity of the roof support [N],
n_{tz} – load coefficient,
P_r – nominal bearing capacity of the leg [N].

3. PERFORMANCE AND TECHNICAL PARAMETERS OF CURRENTLY USED POWERED ROOF SUPPORTS

In the years 2016–2019, the Department of Extraction Technologies, Rockbursts and Mining Support, GIG, has carried out over 550 research and development works, including 266 works concerning the determination of the support protection by yielding and its application in specific geological and mining conditions.

The analysis of studies concerning the powered roof support applied in seams with tremor hazard shows that the support most frequently used in USCB is shield support with two hydraulic legs. The most popular are double-telescopic hydraulic legs with a bottom valve, and their share in the whole analysed group is as much as 73% (Fig. 2).

Single-telescopic legs with a mechanical extension are used less frequently, but their share is still substantial – 16%. They are followed by double-telescopic legs (7%) with the so-called third piston. The remaining 5% are whose share in the group was the smallest, including double-telescopic legs with a bottom valve and a mechanical/hydraulic extension, as well as legs with a floating piston.

The percentage division of double-telescopic legs according to their first-degree diameter in the analysed set is shown in Figure 3.

Currently, the most commonly used legs in the mines of USCB are those with first-stage diameters equal to 0.30 m and 0.32 m, which is related to deteriorating geological and mining conditions. A large group are also legs with a diameter of 0.25 m, which is related to repairs of previously operated roof supports.

More than 60% of ongoing mining activity takes place in the conditions of tremor hazard, which is confirmed by the fact that mines increasingly often purchase powered roof supports with legs having diameters of ≥0.30 m, in order to obtain a greater load-bearing capacity for the supports and ensure proper conditions for maintaining the longwall roof.

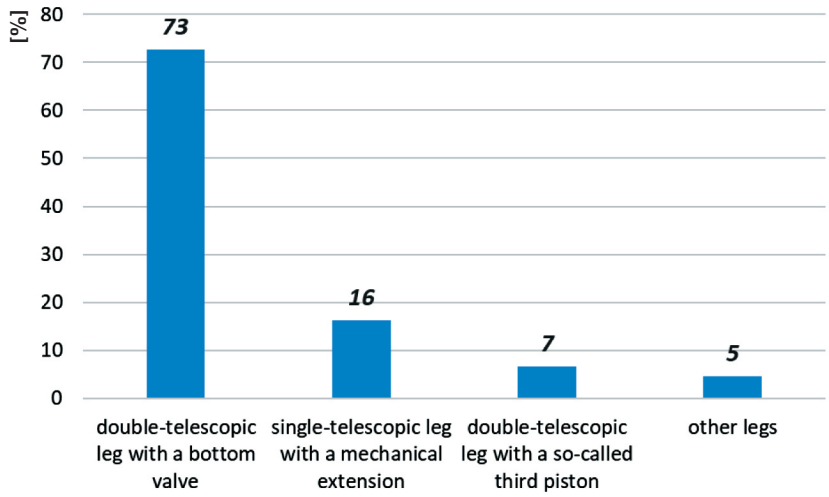


Fig. 2. Percentage share of various types of legs of the powered roof support used in 2016–2019

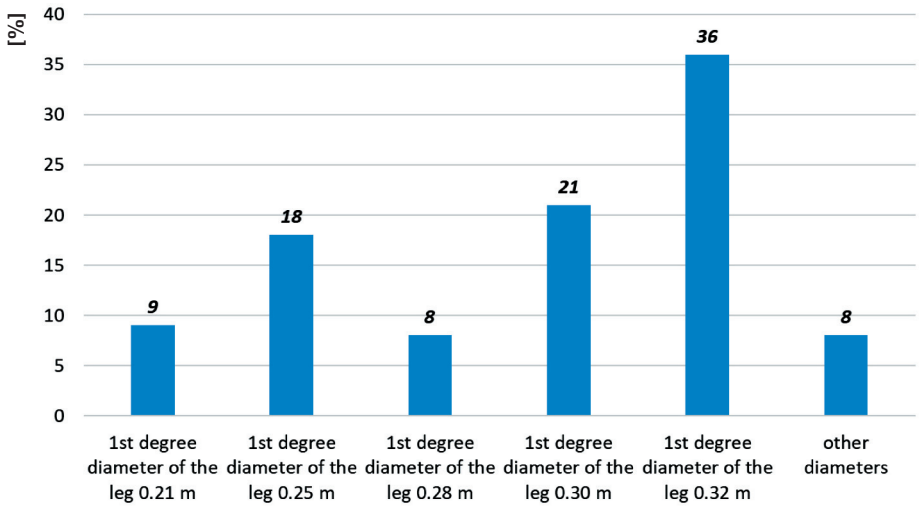


Fig. 3. Percentage share of double-telescopic legs with the first-degree diameter in the analysed set

The remaining 8% of the analysed cases, are legs with rarely applied diameters, i.e. ∅ – 0.255 m; 0.265 m; 0.275 m; 0.29 m (usually post-repair legs), as well as new roof supports on the market, which include higher diameters: ∅ – 0.37 m; 0.38 m; 0.39 m; 0.40 m; 0.42 m.

It is estimated that due to increasing mining depth, legs with diameters of ≥0.37 m will be more widely used in the future, and their percentage share will increase significantly.

As regards single-telescopic legs with a mechanical extension, most of the legs that are currently applied in USCB conditions are those with diameters of 0.20 and 0.25 m, as shown in Figure 4.

The percentage share of legs in the collective analysis by the value of overload factor in the full (type) test at the time of their placement on the market is shown in Figure 5.

The supply pressure of the support is between 25.0 and 32.0 MPa. Currently, over 90% of all roof supports used in USCB are supplied with 25.0 MPa. In individual cases, the support is supplied with a higher pressure, which most often results from the need to maintain proper roof conditions (g index ≥ 0.8).

Important elements of the powered roof support designed to work in the conditions of mining tremors are: a hydraulic control system, protection against overload and operational parameters. The vast majority of hydraulic control systems are manual. Electrohydraulic control is only used in plow systems. Studies on the introduction of the electrohydraulic control system for longwall shearers which has been developed in Poland are in progress; the solutions are likely to be implemented in the coming years [15]. Systems for monitoring the operating parameters of the PRS are being promoted and almost every new support is already equipped with such a system [16, 17]. The legs are protected against overload by using high capacity valves, the values of which are usually specified in studies on the yielding capacity of supports operating in the conditions of mining tremor hazard.

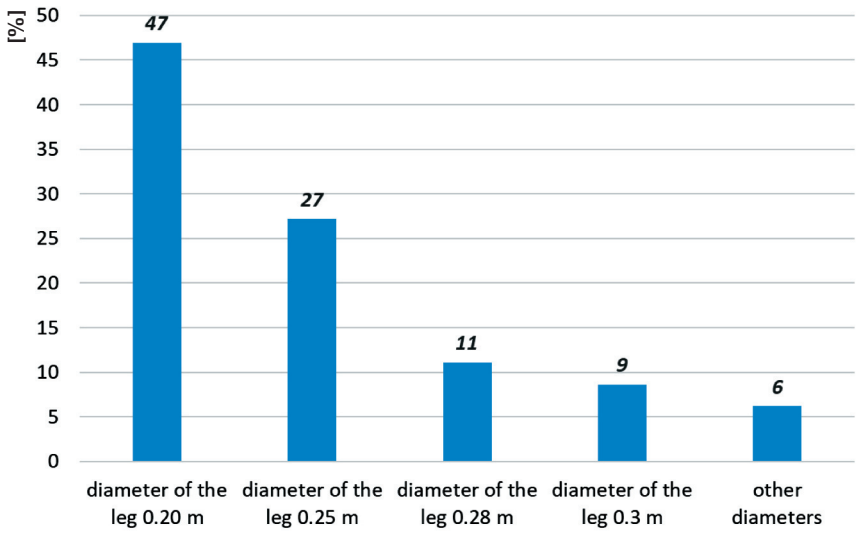


Fig. 4. Percentage share of single-telescopic legs in the analysed set by their diameter

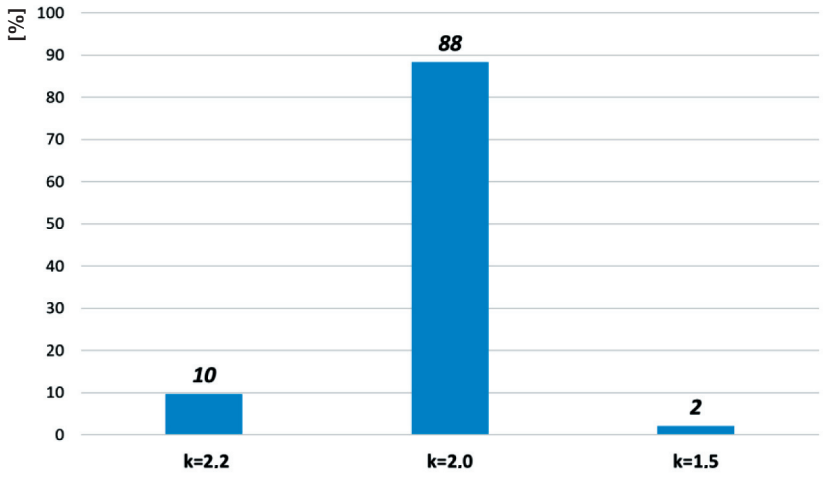


Fig. 5. Percentage of legs of powered roof supports by the value of overload factor in the full test

4. CONCLUSIONS

A powered roof support is one of the basic elements of the longwall system. Its proper operation has a significant impact on the efficiency and efficacy of the extraction process, as well as on general safety in the longwall. The longwall equipment usually consists of approximately 100–150 supports. The most common type of supports used in USCB mines is the shield support, and the most popular leg is the double-telescopic type with a bottom valve. The diameter of the first stage of the leg ranges from 0.2 to more than 0.4 m, which results in more than four-time difference in the value of the applied load bearing capacity. The legs are protected against overload by hydraulic valves with appropriately selected flow rates [4, 18].

The new powered roof supports are equipped with legs having diameters of minimum 0.30 m. The smallest diameters are most frequently applied in the legs of older supports manufactured before Poland's accession to the European Union.

Currently, powered roof supports are produced in compliance with EU regulations. If the supports are designed to operate in the conditions of mining tremor, they must additionally meet the requirements resulting from the OSH regulation on yielding protection ~~of~~ issued by the relevant Minister [1] which requires the support to take over the additional load resulting from the tremors.

The Annual Report on the State of Basic Natural and Technical Hazards in Hard Coal Mining in 2018 [19] stated that the total output from the longwalls classified as threatened by tremors amounted

to approximately 54% of the total volume of output in Polish mines. Since the classification of a seam into an appropriate tremor hazard group is not a measure of the occurrence of high-energy rock mass tremors, it should be assumed that rock mass tremors currently affect more than 60% of the exploited seams. The degree of tremor hazard is assessed as medium, but in a few cases it is much higher. The yielding is assessed by the Central Mining Institute according to its own method, on the basis of documents provided by the ordering party.

High variability of geological and mining conditions as well as the necessity to relocate powered roof supports in the area of USCB are a premise for unifying the construction of supports (limitation of the number of varieties) and placing on the market only the ones that are prepared for operation in areas with mining tremor hazard.

The application of new supports with first-stage legs having diameters of more than 0.32 m has significantly reduced the possibility of performing tests under dynamic load, due to the limited technical capabilities of the leg. It is proposed to develop numerical methods and bench tests on reduced-scale models that will complement them.

In this paper, a set of data resulting from research and development works commissioned to the Central Mining Institute by mines and manufacturers of roof supports is analysed statistically. The resulting collection contains data for the years 2016–2019, and will be regularly updated.

References

[1] *Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r.*, Dz.U. nr 2017, poz. 1118, §523 ust. 1, pkt 1.

[2] Rajwa S., Prusek S., Stoiński K.: *Opis metody upodatnienia zmechanizowanej obudowy ścianowej*, "Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie" 2016, 12: 3–8.

[3] Zonn W. (red.): *Kopernik, astronomia, astronautyka: przewodnik encyklopedyczny*, Wydawnictwo PWN, Warszawa 1973: 193.

[4] Stoiński K. (red.): *Zmechanizowane obudowy ścianowe dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2018.

[5] Rajwa S. et al.: Praca statutowa GIG No. 12090577-152, 2007, GIG Katowice [unpublished].

[6] Prusek S., Rajwa S., Wrana A., Krzemień A.: *Assessment of roof fall risk in longwall coal mines*, "International Journal of Mining, Reclamation and Environment" 2016: 1–17.

[7] Prusek S., Rajwa S., Walentek A., Masny W.: *Powered support selection for longwall workings in dynamic load conditions*, "3rd International Symposium on Mine Safety Science and Engineering, Montreal" 2016: 13–19.

[8] Prusek S., Płonka M., Walentek A.: *Applying the ground reaction curve concept to the assessment of shield support performance in longwall faces*, "Arabian Journal of Geosciences" 2016, 9, 3: 1–15.

[9] Rajwa S., Masny W., Wrana A.: *A comprehensive method for the selection of powered roof support in conditions of the rockburst hazard*, "Wiadomości Górnicze" 2017, 1: 2–7.

[10] Rajwa S., Janoszek T., Prusek S.: *Influence of canopy ratio of powered roof support on longwall working stability – A case study*, "International Journal of Mining Science and Technology" 2019, 29, 4: 591–598.

[11] Biliński A., Kostyk T., Prusek S.: *Zasady doboru obudowy zmechanizowanej dla wyrobisk ścianowych*, "Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie" 1997, 3: 14–17.

[12] Stoiński K.: *Obudowy górnicze w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2000.

[13] Prusek S., Rajwa S., Stoiński K.: *Kriterien zur Abschatzung des Risikos von Strebschaden*, "Glückauf-Forschungshefte" 2005, 11: 92–95.

[14] Szurgacz D.: *Próba określenia dynamicznej mocy stojaka zmechanizowanej obudowy ścianowej przeznaczonego do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu – artykuł dyskusyjny*, "Prace Naukowe GIG" 2011, 10: 79–87.

[15] Szurgacz D., Brodny J.: *Research on the Effectiveness of the Actuating Element of the Electro Control System for the Powered Roof Support*, E3S Web of Conferences, 2018, 41, 03016.

[16] Jasiulek D., Bartoszek S., Lubryka J.: *Efektywność wykorzystania i bezpieczeństwo techniczne górniczej obudowy zmechanizowanej – PRASS III*, "Systemy Zasilania, Sterowania, Monitoringu i Diagnostyki" 2019, 1: 73–79.

[17] Szurgacz D., Brodny J.: *Innovative visualization system designed to monitor parameters of mining systems operation*, MAPE 2018, 1, 1: 361–368.

[18] Stoiński K., Prusek S., Rajwa S.: *Dobór przepływów w układzie zabezpieczającym stojak zmechanizowanej obudowy ścianowej – opis przypadku*, XXIII International Conference TEMAG, Gliwice 2015.

[19] Kabiesz J. et al.: *Raport Roczny (2018) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2019: 95–99.

JANINA ŚWIĄTEK, M.Sc., Eng.
GIG Central Mining Institute
plac Gwarków 1, 40-166 Katowice, Poland
j.swiatek@gig.eu

JANINA ŚWIĄTEK

Zmechanizowane obudowy ścianowe w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu w GZW – stan obecny w ujęciu statystycznym

Górnośląskie Zagłębie Węglowe (GZW) prowadzi eksploatację pokładów węgla głównie w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu. Właściwy dobór obudowy do wymienionych warunków jest istotnym czynnikiem bezpiecznej i efektywnej eksploatacji. W publikacji opartej na własnych analizach przeprowadzonych na grupie danych zebranych na podstawie prac zrealizowanych przez Zakład Technologii Eksploatacji, Tąpań i Obudów Górniczych, Głównego Instytutu Górnictwa, przy wykorzystaniu statystyki opisowej, przedstawiono: stopień zagrożenia wstrząsami górotworu, stosowane konstrukcje obudów zmechanizowanych w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu oraz sposób oceny ich podporności na przeciążenia dynamiczne.

Słowa kluczowe: *obudowa zmechanizowana, przeciążenia dynamiczne, zagrożenie wstrząsami górotworu*

1. WSTĘP

Zmechanizowana obudowa ścianowa wprowadzana jest na rynek zgodnie z wymogami wynikającymi z Dyrektyw Unii Europejskiej i ze zharmonizowanymi z nimi polskimi normami. Podstawowe normy określające wymagania mechaniczne dla sekcji z serii PN EN 1804 wyłączają przypadek ich obowiązywania podczas eksploatacji w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu. Uzupełnieniem polskich norm w zakresie dotyczącym wstrząsów górotworu jest aktualne rozporządzenie w sprawie BHP właściwego ministra [1]. Wprowadza ono wymóg upodatnienia sekcji dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu niezależnie od tego, według jakich przepisów została ona wprowadzona na rynek. Celem upodatnienia jest wyznaczenie bezpiecznego zakresu pracy sekcji oraz dobór zabezpieczeń przed przeciążeniem dla danych warunków geologiczno-górniczych, eksploatacyjnych i technicznych sekcji [2]. Zabezpieczenie sekcji przed przeciążeniem jest dokonywane między innymi w wyniku stosowania zaworów hydraulicznych ograniczających ciśnienie w przestrzeni podtłokowej stojaka, do dopuszczalnego poziomu z uwagi na wytrzymałość mechaniczną konstrukcji.

Metoda upodatnienia stosowana w Głównym Instytucie Górnictwa (dalej GIG) jest metodą analityczną opartą na wybranych parametrach:

- górnicze – współczynnik dociążenia n_{tz} i wskaźnik nośności stropu g,
- eksploatacyjne,
- techniczne sekcji – kinematykę sekcji, średnice stosowanych stojaków, podporność: wstępną, roboczą, nominalną; współczynnik przeciążenia k oraz zastosowane zabezpieczenia zaworami hydraulicznymi.

W niniejszej publikacji podjęłam próbę opisu obecnego stanu eksploatowanych zmechanizowanych obudów w ujęciu statystycznym, obejmującym ich parametry techniczne oraz warunki pracy, na podstawie zebranej bazy danych za lata 2016–2019.

2. PRZECIĄŻENIE SEKCJI OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ

Na potrzeby niniejszej pracy przyjęłam definicję przeciążenia w odniesieniu do zagrożenia wstrząsami górotworu: „Przeciążenie to przekroczenie chwilowych wartości obciążenia nominalnego o więcej niż 50% dla konstrukcji i jej elementów składowych wskutek wstrząsu górotworu". Przyjęta definicja jest zgodna z zapisami polskiej normy PN-EN 1804-1,2,3+A1 oraz literatury [3].

Skutki przeciążenia to przede wszystkim utrata funkcjonalności sekcji i jej elementów (konstrukcja stalowa, stojaki hydrauliczne oraz hydraulika sterująca) lub zagrożenie ogólnie pojętego bezpieczeństwa eksploatacji (np. niekontrolowany zsuw sekcji w wyrobisku).

Ocena przeciążenia jest dokonywana według metody GIG jako realizacja rozporządzenia właściwego ministraw zakresie przystosowania sekcji obudów zmechanizowanych do przejmowania obciążeń dynamicznych w drodze upodatnienia [1]. Jej celem jest wyznaczenie bezpiecznego zakresu pracy obudowy oraz dobór zabezpieczeń dla danych warunków geologiczno-górniczych, eksploatacyjnych i technicznych sekcji [2].

Metoda upodatnienia stosowana w GIG jest metodą analityczną opartą na wybranych parametrach górniczych (współczynnik dociążenia n_{tz}, wskaźnik nośności stropu g), eksploatacyjnych oraz technicznych sekcji i jej zabezpieczeń.

Wskaźnik dociążenia n_{tz} określa przyrost obciążenia obudowy wskutek wystąpienia wstrząsu górotworu w odniesieniu do obciążeń roboczych. Zależny jest od odległości środka warstwy tąpiącej, będącej prawdopodobnym źródłem wstrząsu, od pułapu wyrobiska oraz maksymalnej prognozowanej energii wstrząsu górotworu. Zmienność wskaźnika n_{tz} zawiera się w przedziale od 1,0 do 1,8 zgodnie z [4]. Współczynnik dociążenia n_{tz} jest również istotnym parametrem wykorzystywanym przy określaniu wskaźnika nośności stropu g [5–10]. Wskaźnik nośności stropu g określa warunki utrzymania stropu i wynosi:

- $g < 0{,}7$ – stan zagrożenia zawałem (obudowa zmechanizowana nie ma odpowiedniej rezerwy podporności, aby prawidłowo zabezpieczyć wyrobisko);
- $0{,}7 \leq g < 0{,}8$ – utrudnione warunki utrzymania stropu (dopuszcza się stosowanie obudowy zmechanizowanej w danym wyrobisku, jednak należy liczyć się z możliwością występowania utrudnień w utrzymaniu stropu wyrobiska);
- $g \geq 0{,}8$ – poprawne warunki utrzymania stropu (obudowa jest prawidłowo dobrana pod względem podpornościowym dla danego wyrobiska).

W warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu zaleca się, aby wskaźnik g był $\geq 0{,}8$, a tym samym zapewniał poprawne utrzymanie stropu. Zaznaczyć jednak należy, że zależność pomiędzy wskaźnikiem g a współczynnikiem dociążenia n_{tz} nie jest funkcją linową i należy je rozpatrywać indywidualnie dla każdego przypadku planowanej do uruchomienia ściany oraz planowanej do zastosowania zmechanizowanej obudowy ścianowej.

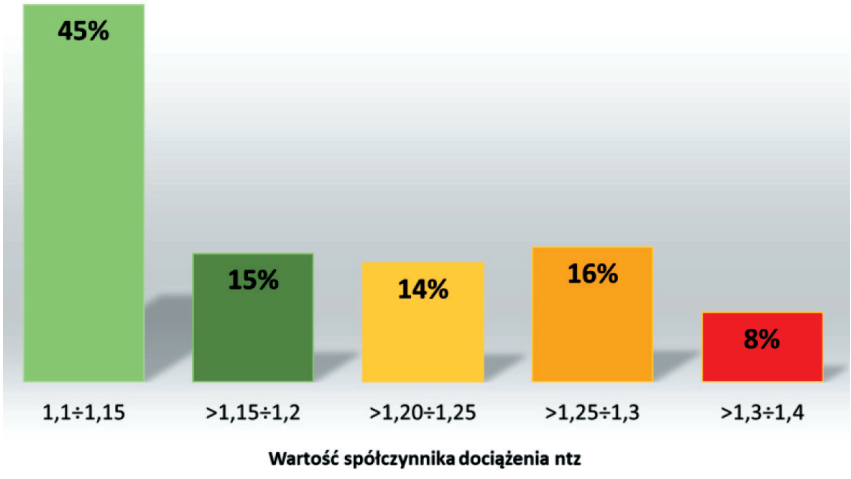
Stopień zagrożenia wstrząsami górotworu wyrobiska ścianowego na podstawie wartości współczynnika dociążenia n_{tz} można określić za pomocą tabeli 1.

Kształtowanie się współczynnika dociążenia n_{tz} w latach 2016–2019 przedstawiono graficznie na rysunku 1. Dane obejmują 266 przypadków ścian prowadzonych w warunkach GZW, analizowanych przez Główny Instytut Górnictwa w ramach wykonywanych prac badawczo-rozwojowych, zlecanych przez kopalnie i producentów obudów, dotyczących doboru obudowy zmechanizowanej i określenia warunków jej upodatnienia do danych warunków geologiczno-górniczych.

Tabela 1

Stopień zagrożenia wstrząsami górotworu wyrobiska ścianowego na podstawie wartości współczynnika dociążenia n_{tz} [4]

Wartość wskaźnika n_{tz}	1,0–1,1	1,1–1,2	1,2–1,3	1,3–1,4	>1,4
Zagrożenie wyrobiska	brak	słabe	średnie	silne	bardzo silne



Rys. 1. Współczynnik dociążenia n_{tz} w latach 2016–2019 według GIG

Z powyższych danych wynika, że 29% wyrobisk ścianowych prowadzonych jest w średnim stopniu zagrożenia tąpaniami, zaś 8% w silnym stopniu zagrożenia wstrząsami górotworu. Uwzględniając obecne pogarszające się warunki geologiczno-górnicze w GZW, należy uznać, że procent ścian prowadzonych w silnym stopniu zagrożenia wstrząsami górotworu będzie się zwiększał.

Upodatnienie sekcji zgodnie z metodyką GIG wyznaczane jest na podstawie modelu górotworu naruszonego według A. Bilińskiego oraz modelu płaskiego sekcji o stałych skupionych i jednym stopniu swobody z zależności [2, 4, 11–13]:

$$f(t)=\frac{1}{\cos(90-\alpha)}\cdot \cdot\left(F_w+F_d\left(1+k_d e^{-\delta t}\sin(\omega t-\varphi)\right)\right)[\mathrm{N}] \quad (1)$$

gdzie:

$f(t)$, F_w, F_d – siły odpowiednio: obciążenia stojaka, wstępna i dynamiczna [N],
δ – współczynnik tłumienia układu [s^{-1}],
k_d – współczynnik obliczeniowy,
ω – pulsacja układu [s^{-1}],
φ – kąt przesunięcia przebiegu siły w stojaku w odniesieniu do siły obciążającej [rad],
α – kąt pochylenia stojaka względem spągnicy [°].

Według podanej metody dla każdego przypadku oblicza się maksymalną siłę i odnosi się ją do nominalnej podporności stojaka, dla danej roboczej wysokości obudowy, wartości wskaźnika n_{tz} oraz przepływu w układzie zabezpieczającym stojak przed przeciążeniem.

Dodatkowo przy stropach trudnorabowalnych (nieprzechodzących w stan zawału za sekcjami obudów zmechanizowanych) proponuje się przeprowadzenie dodatkowych obliczeń z wykorzystaniem oceny mocy układu górotwór–sekcja według zależności (2) [4, 14], celem sprawdzenia przepływów w układzie zabezpieczającym stojak.

$$Q\geq\frac{F_r\left(n_{tz}^2-n_{tz}\right)}{2P_r\cos\alpha}\cdot 6\cdot 10^4\left[\mathrm{dm^3min^{-1}}\right] \quad (2)$$

gdzie:

Q – przepływ w układzie zabezpieczającym stojak,
F_r – podporność robocza obudowy [N],
n_{tz} – współczynnik dociążenia obudowy,
P_r – podporność nominalna stojaka [N].

3. PARAMETRY EKSPLOATACYJNE I TECHNICZNE AKTUALNIE STOSOWANYCH OBUDÓW ZMECHANIZOWANYCH

W latach 2016–2019 Zakład Technologii Eksploatacji, Tąpań i Obudów Górniczych, GIG, wykonał ponad 550 prac badawczo-rozwojowych, w tym 266 dotyczących określenia warunków upodatnienia sekcji oraz możliwości jej stosowania w danych warunkach geologiczno-górniczych.

Z przeprowadzonej analizy wykonanych opracowań dotyczących warunku stosowania sekcji obudów w pokładach zagrożonych wstrząsami górotworu wynika, że w warunkach GZW najczęściej stosowane są sekcje obudowy typu podporowo-osłonowego dwustojakowe. Najczęściej stosowane stojaki hydrauliczne to dwuteleskopowe z zaworem dennym, a ich udział w całej analizowanej grupie wynosi aż 73% (rys. 2).

Stojaki jednoteleskopowe z przedłużaczem mechanicznym są już coraz rzadziej stosowane, jednak ciągle stanowią liczną grupę, a ich udział procentowy klasyfikuje je na drugim miejscu i wynosi 16%.

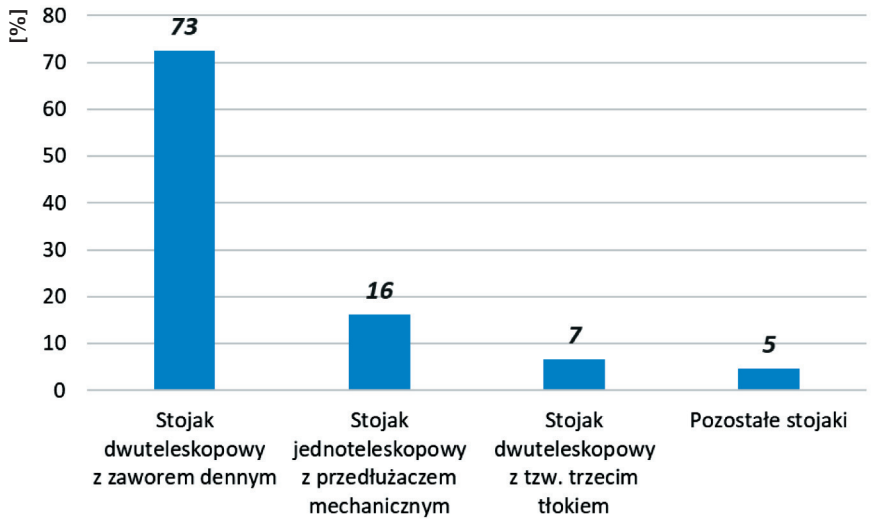
Grupę 7% stanowią stojaki dwuteleskopowe z tzw. trzecim tłokiem. Pozostałe 5% zajmują stojaki, których udział w całej analizowanej grupie był najmniejszy i zaliczyć do nich można stojaki dwuteleskopowe z zaworem dennym i przedłużaczem mechanicznym/hydraulicznym oraz stojaki z cieczą w tłoczysku.

Procentowy podział stojaków dwuteleskopowych ze względu na ich średnicę I stopnia w analizowanym zbiorze przedstawia rysunek 3.

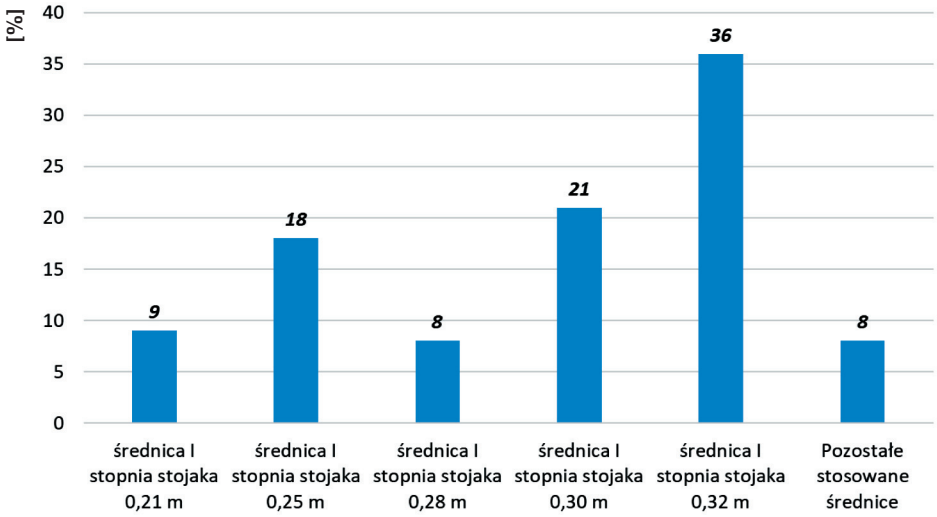
Obecnie najpowszechniej stosowane w GZW są stojaki o średnicach I stopnia równych 0,30 i 0,32 m, co związane jest z pogarszającymi się warunkami geologiczno-górniczymi. Liczną grupę stanowią także stojaki o średnicy I stopnia 0,25 m, co związane jest z remontami wcześniej eksploatowanych obudów.

Obecnie ponad 60% eksploatacji odbywa się w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu, co potwierdza fakt, że kopalnie coraz częściej zakupują obudowy zmechanizowane ze stojakami o średnicach ≥0,30 m w celu uzyskania większej podporności obudowy oraz zapewnienia poprawnych warunków utrzymania stropu wyrobiska.

Pozostałe stosowane średnice, które stanowią 8% analizowanych przypadków, to stojaki o średnicach I stopnia rzadko stosowanych tj. ∅ – 0,255 m; 0,265 m; 0,275 m; 0,29 m (zwykle są to stojaki poremontowe), a także nowych obudów dopiero wprowadzanych na rynek, do których zaliczamy średnice: ∅ – 0,37 m; 0,38 m; 0,39 m; 0,40 m; 0,42 m.



Rys. 2. Procentowy udział stojaków różnych typów w analizowanej populacji sekcji zmechanizowanych obudów ścianowych w latach 2016–2019



Rys. 3. Procentowy udział stojaków dwuteleskopowych ze względu na średnicę I stopnia, analizowanego zbioru

Ze względu na pogarszające się warunki geologiczno-górnicze związane głównie z coraz większą głębokością eksploatacji szacuje się, że stojaki o średni-cach ≥0,37 m będą coraz powszechniej stosowane w przyszłości, a ich udział procentowy znacznie się zwiększy.

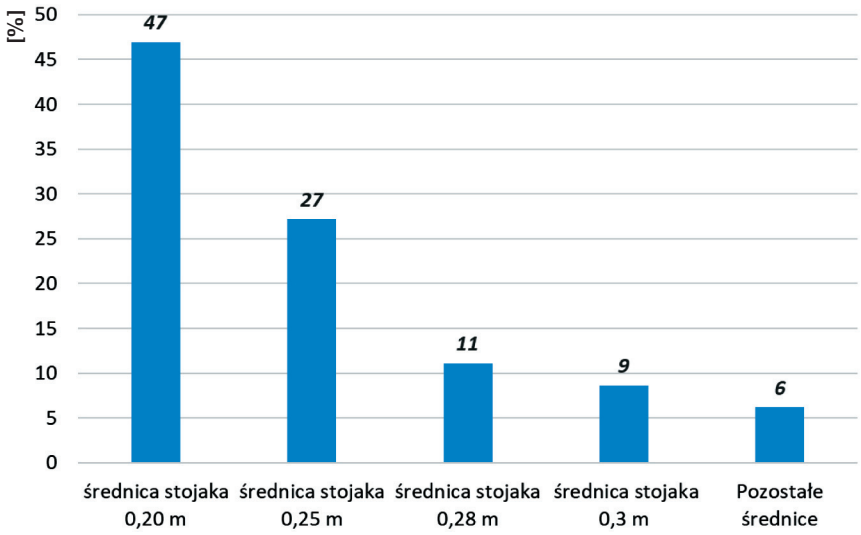
Wśród stojaków jednoteleskopowych obecnie w warunkach GZW najczęściej stosuje się stojaki o średnicach 0,20 m i 0,25 m, co przedstawiono na rysunku 4.

Procentowy udział stojaków w analizie zbiorczej ze względu na wartość współczynnika przeciążenia w badaniu pełnym (typu) przy wprowadzaniu na rynek przedstawiono na rysunku 5.

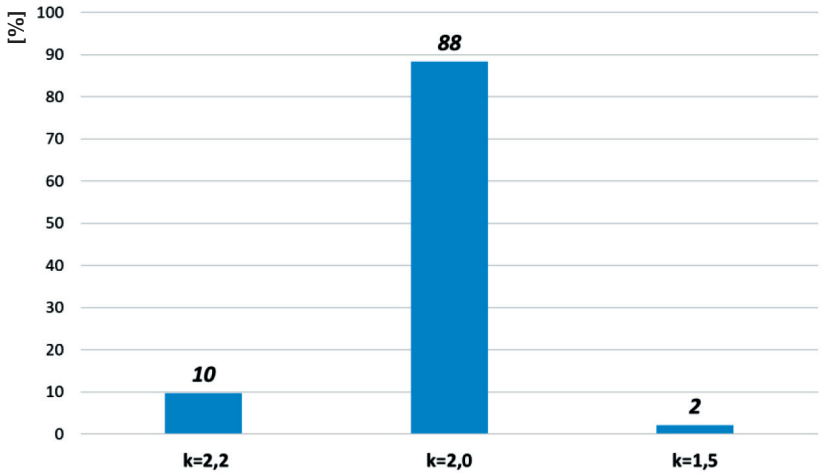
Według dokumentacji techniczno-ruchowych sekcji zmechanizowanych obudów ścianowych (DTR) ciśnienie zasilania zawiera się w przedziale 25,0–32,0 MPa. Aktualnie ponad 90% wszystkich obudów stosowanych w GZW zasilana jest ciśnieniem 25,0 MPa. W poszczególnych przypadkach (przy uwzględnieniu zaleceń zawartych w DTR) sekcje zasilane są ciśnieniem wyższym, co najczęściej wynika z konieczności utrzymania poprawnych warunków stropowych (wskaźnik $g \geq 0{,}8$).

Istotnym elementem sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej eksploatowanej w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu są systemy sterowania, zabezpieczania przed przeciążeniem stojaka oraz kontroli parametrów roboczych. Sterowanie w zdecydowanej większości to hydrauliczne przyległe, bezpośrednie lub pilotowe. Elektrohydrauliczne występuje jedynie w kompleksach strugowych. Trwają prace studialne nad wprowadzeniem opracowanego w Polsce systemu sterowania elektrohydraulicznego do kompleksów kombajnowych, z dużym prawdopodobieństwem nastąpi to w najbliższych latach [15].

Upowszechniane są systemy monitoringu parametrów roboczych sekcji, praktycznie każda nowa obudowa jest już w taki system wyposażona [16, 17]. Zabezpieczenie stojaków przed przeciążeniem polega na zastosowaniu zaworów o dużych przepustowościach, których wartości najczęściej określane są w opracowaniach dotyczących upodatnienia sekcji dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu.



Rys. 4. Procentowy udział stojaków jednoteleskopowych w analizowanym zbiorze ze względu na ich średnicę



Rys. 5. Procentowy udział stojaków obudów zmechanizowanych ze względu na wartość współczynnika przeciążenia w badaniu pełnym

4. WNIOSKI

Zmechanizowana obudowa ścianowa jest jednym z podstawowych elementów kompleksu ścianowego. Prawidłowe jej funkcjonowanie ma istotny wpływ na efektywność wydobycia, a także na ogólnie pojęte bezpieczeństwo w ścianie. W skład kompleksu ścianowego wchodzi zwykle około 100–150 sztuk sekcji, mających wspólne sterowanie i zasilanie. Najczęściej stosowanym w GZW typem sekcji jest podporowo-osłonowa dwustojakowa. Stojaki są najczęściej dwuteleskopowe z zaworem dennym. Średnice I stopnia stojaka decydujące o podporności sekcji zawierają się w przedziale od 0,2 m do ponad 0,4 m, co skutkuje ponad czterokrotną różnicą w zastosowanej podporności. Stojaki przed przeciążeniem są zabezpieczane zaworami hydraulicznymi o odpowiednio dobranych przepływach [4, 18].

Z uwagi na pogarszające się warunki geologiczno-górnicze w nowych, wprowadzanych na rynek sekcjach stosuje się stojaki o średnicach I stopnia co najmniej 0,30 m. Najmniejsze średnice występują najczęściej w stojakach stosowanych w sekcjach wprowadzanych na rynek przed wejściem Polski do Unii Europejskiej.

Aktualnie na rynek sekcje obudów zmechanizowanych są wprowadzane zgodnie z prawem unijnym. Jeżeli sekcje są przeznaczone do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu, muszą dodatkowo spełnić wymagania dotyczące ich upodatnienia wynikające z rozporządzenia w sprawie BHP odpowiedniego ministra [1]. Upodatnienie stawia wymóg przejęcia przez sekcję dodatkowych obciążeń wynikających ze wstrząsów górotworu.

Zgodnie z raportem rocznym o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego z 2018 roku [19], wydobycie ogółem z rejonów zaliczonych do zagrożonych tąpaniami wynosiło około 54% ogólnej wielkości wydobycia. Ponieważ zaliczenie pokładu lub jego części do odpowiedniego stopnia zagrożenia tąpaniami nie jest miernikiem wystąpienia lub nie, wysokoenergetycznego wstrząsu górotworu, przyjąć należy, że wstrząsy górotworu dotyczą obecnie ponad 60% eksploatowanych pokładów. Stopień zagrożenia wstrząsami górotworu oceniany jest jako średni, jednak w nielicznych przypadkach stopień zagrożenia jest znacznie większy. Ocenę upodatnienia dokonuje Główny Instytut Górnictwa według metody własnej na podstawie dostarczonych przez zleceniodawcę dokumentów.

Duża zmienność warunków geologiczno-górniczych oraz konieczność relokacji obudów zmechanizowanych w obszarze GZW jest przesłanką do ujednolicenia konstrukcji sekcji (ograniczenia ilości odmian) i wprowadzenia na rynek wyłącznie sekcji przygotowanych do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu.

Wprowadzenie na rynek i do eksploatacji sekcji ze stojakami I stopnia o średnicach ponad 0,32 m ograniczyło w znacznym stopniu możliwości prowadzenia badań pod obciążeniem dynamicznym, z uwagi na ograniczone możliwości techniczne stanowisk. Proponuje się rozwijanie metod numerycznych, a jako ich uzupełnienie badań stanowiskowych na modelach w pomniejszonej skali.

W niniejszej publikacji poddano analizie w ujęciu statystycznym zbiór danych powstały w wyniku prowadzenia prac badawczo-rozwojowych zlecanych Głównemu Instytutowi Górnictwa przez kopalnie oraz producentów obudów. Powstały zbiór zawiera dane za lata 2016–2019 i będzie on systematycznie uzupełniany.

Literatura

[1] *Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r.*, Dz.U. nr 2017, poz. 1118, §523 ust. 1, pkt 1.

[2] Rajwa S., Prusek S., Stoiński K.: *Opis metody upodatnienia zmechanizowanej obudowy ścianowej*, „Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie", 2016, 12: 3–8.

[3] Zonn W., red.: *Kopernik, astronomia, astronautyka: przewodnik encyklopedyczny*. Wydawnictwo PWN, Warszawa 1973: 193.

[4] Stoiński K. red.: *Zmechanizowane obudowy ścianowe dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2018.

[5] Rajwa S. et al.: Praca statutowa GIG No. 12090577-152, 2007, GIG Katowice [praca niepublikowana].

[6] Prusek S., Rajwa S., Wrana A., Krzemień A.: *Assessment of roof fall risk in longwall coal mines*, „International Journal of Mining, Reclamation and Environment" 2016: 1–17.

[7] Prusek S., Rajwa S., Walentek A., Masny W.: *Powered support selection for longwall workings in dynamic load conditions*, „3rd International Symposium on Mine Safety Science and Engineering, Montreal" 2016: 13–19.

[8] Prusek S., Płonka M., Walentek A.: *Applying the ground reaction curve concept to the assessment of shield support performance in longwall faces*, „Arabian Journal of Geosciences", 2016, 9, 3: 1–15.

[9] Rajwa S., Masny W., Wrana A.: *A comprehensive method for the selection of powered roof support in conditions of the rockburst hazard*, „Wiadomości Górnicze" 2017, 1: 2–7.

[10] Rajwa S., Janoszek T., Prusek S.: *Influence of canopy ratio of powered roof support on longwall working stability – A case study*, „International Journal of Mining Science and Technology", 2019, 29, 4: 591–598.

[11] Biliński A., Kostyk T., Prusek S.: *Zasady doboru obudowy zmechanizowanej dla wyrobisk ścianowych*, „Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie", 1997, 3: 14–17.

[12] Stoiński K.: *Obudowy górnicze w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2000.

[13] Prusek S., Rajwa S., Stoiński K.: *Kriterien zur Abschatzung des Risikos von Strebschaden*, „Glückauf-Forschungshefte" 2005, 11: 92–95.

[14] Szurgacz D.: *Próba określenia dynamicznej mocy stojaka zmechanizowanej obudowy ścianowej przeznaczonego do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu – artykuł dyskusyjny*, „Prace Naukowe GIG" 2011, 10: 79–87.

[15] Szurgacz D., Brodny J.: *Research on the Effectiveness of the Actuating Element of the Electro Control System for the Powered Roof Support*, E3S Web of Conferences, 2018, 41, 03016.

[16] Jasiulek D., Bartoszek S., Lubryka J.: *Efektywność wykorzystania i bezpieczeństwo techniczne górniczej obudowy zmechanizowanej – PRASS III*, „Systemy Zasilania, Sterowania, Monitoringu i Diagnostyki" 2019, 1: 73–79.

[17] Szurgacz D., Brodny J.: *Innovative visualization system designed to monitor parameters of mining systems operation*, MAPE 2018, 1, 1: 361–368.

[18] Stoiński K., Prusek S., Rajwa S.: *Dobór przepływów w układzie zabezpieczającym stojak zmechanizowanej obudowy ścianowej – opis przypadku*, XXIII International Conference TEMAG, Gliwice 2015.

[19] Kabiesz J. et al.: *Raport Roczny (2018) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2019: 95–99.

mgr inż. JANINA ŚWIĄTEK
Główny Instytut Górnictwa
plac Gwarków 1, 40-166 Katowice
j.swiatek@gig.eu

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2019.2.538.33

ZYGMUNT ZUSKI
RAFAŁ PASEK
ZENON ROŻENEK

Equipping the Schwind shaft with a vertical transport device

The article presents the construction of an inter-level shaft between levels II lower and level III and equipping it with a transport system. The purpose of the project was to provide transport of loose materials and long items from level III to level II lower, which was necessary to secure the mining excavations. Before the investment, only a limited amount of materials could be transported manually by means of ramps.

Key words: *shaft, construction, vertical transport, composites*

1. INTRODUCTION

The Schwind shaft was made between level II lower and level III of the Wieliczka Salt Mine. The pit at level II lower of the shaft is parallel to the Schwind transverse, and the pit at level III is located on the Karol transverse extension (Fig. 1).

The Schwind shaft cross-section is rectangular with dimensions of approx. 4.4 m × 2.8 m (in the gap) and approx. 3.78 m × 2.24 m (clear opening). The total depth of the shaft reaches ca 32 m.

Level III in the Schwind shaft is ventilated with a streamlined air current. The upper part of the shaft at level II lower together with the passage leading to the Schwind transverse is separated with air locks. The area of the level II lower and level III in the Schwind shaft is categorized as class "A" methane explosion hazard in the 1st category methane field.

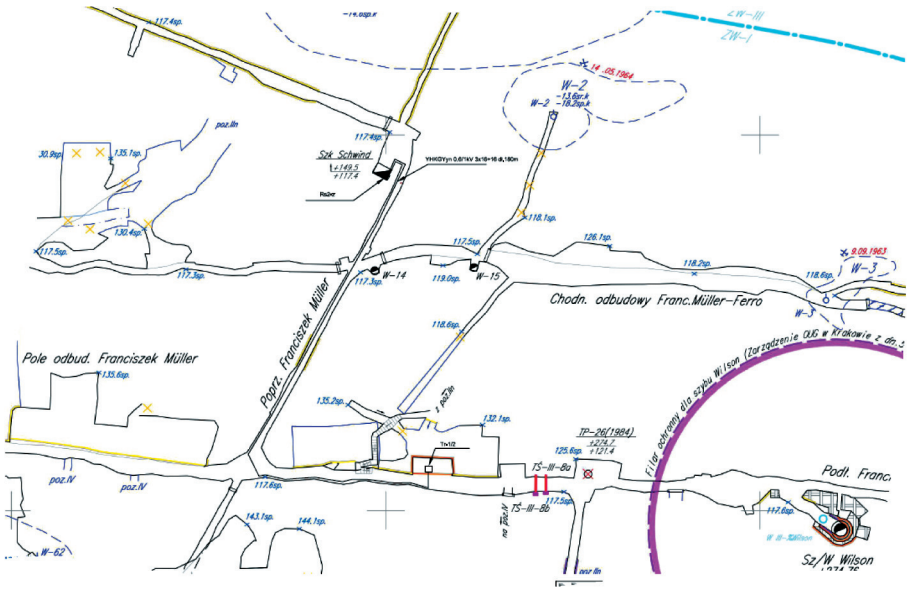


Fig. 1. Location of the Schwind shaft [1]

The shaft cover is a wooden frame (crown) made of solid pine beams. Wreath beams corners ae connected by a carpentry joint – simple lap joint – notched joint at an angle, and fastened with carpentry clamps from the outside of the beams. The shaft has three compartments (Fig. 2):

– ladder: equipped with wooden ladders and resting platforms, which facilitate the inspections, repairs and maintenance of the transport system;
– rope (eastern): for guiding the transport rope;
– transport (western): for materials transportation.

The purpose of the investment was to enable transportation of materials from the Kinga shaft through the existing Schwind shaft between level III and level II lower. In the future it is supposed to connect levels II upper and II lower in the eastern part of the mine, where the Crystal Cave is located. The purpose was to provide a route for transporting materials necessary to protect the Crystal Cave area (the complex of the Baum, Schmidt and Ferro, Ksawer, Leopold, Schwind chambers). The basic materials to be transported are: lumber, including lumber up to 6m long, and loose materials in bags [1]. Previously, a limited amount of material was transported manually by means of ramps. The possibility of further usage of the historic Schwind shaft for material transport was analyzed. The excavation was subjected to expert analysis and its facilities examined in terms of their adaptation for the needs of vertical transport in the shaft.

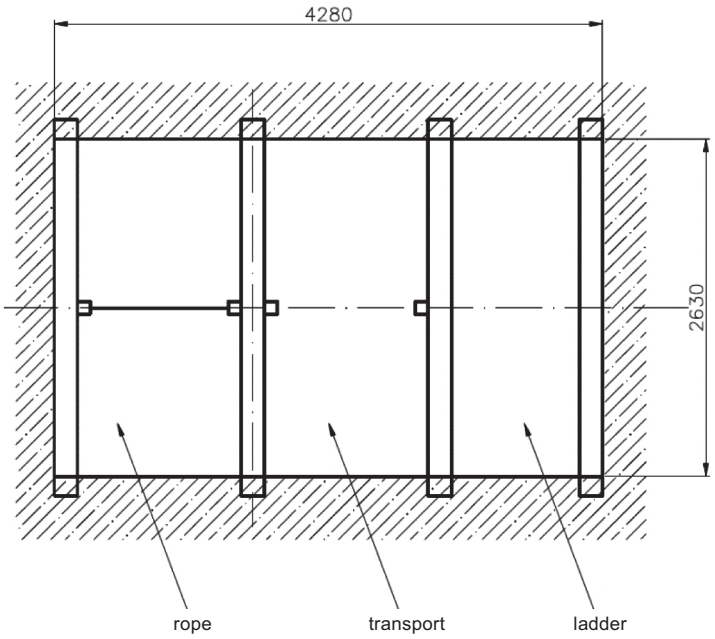


Fig. 2. Shaft shield

Based on the conducted analysis, it was concluded that the shaft and the remains of its equipment could be used to install a new mechanized vertical transport.

For this purpose, the shaft was equipped with a transport system and associated infrastructure in accordance with applicable law.

2. SCHWIND SHAFT FACILITIES

2.1. Low speed winch type KAZ-WWB 30

The system was based on the KAZ WWB 30 slow-speed winch. It is intended to be used in underground excavations with class "A" methane explosion hazard and class "A" coal dust explosion hazard or in non-hazardous areas [2]. The device was built in a way that the rope coming out of the winch drum was guided in the rope compartment of the shaft within the help of two directional wheels introduced into the transport compartment. The rope finishes with a hook that allows. For connecting the platform for transporting long materials or bags with loose materials.

The slow-speed drum winch type KAZ-WWB 30 consists of the following components (Fig. 3):

– Frame: rigid welded structure where parts of the mechanical winch are installed; the only part that is located outside the frame is the electrical equipment for steering the winch.

– Winding drum: drum of the welded structure that is attached to the same roller as the gear. The roller is secured to two self-aligning rolling bearings, which are in brackets (housings) and are bolted to the winch support frame. From the inside, a two-piece ratchet wheel is screwed to one of the drum rims, and from the outside, a parking brake has been mounted.
– Parking brake: a steel housing with a hydraulic cylinder and a friction cover. The brake is released (opened) hydraulically.
– Ratchet mechanism: a system of two pawls connected by a tie, activated by a hydraulic cylinder. During the unwinding and winding of the rope the hydraulic cylinder is extended, which causes the pawl teeth to be pulled back from the ratchet wheel. The retraction of the ratchet teeth from the ratchet wheel is controlled by an inductive proximity sensor of the ratchet position.
– Drive unit: an electric motor with an electromagnetic brake, gear, clutch.
– Hydraulic unit: is designed to control the hydraulic components of the parking brake and pawl. It consists of a tank with accessories, electrically controlled valve blocks, control and measuring instruments and emergency valves (manual stop of the winch/ transport system).
– Fifth coil control system: implemented by an encoder which is mounted on the winch motor shaft and cooperates with the controller.

2.2. Power supply and control system

The KAZ-WWB type 30 slow-speed winch is supplied with a voltage of 500 V AC (IT). The power supply network is equipped with central leakage protection and a system of protective earth conductors (PEC). The main electrical equipment of the winch consists of: Rs2-z switchgear (with an inverter), motor control elements and an industrial controller for monitoring the winch operation. The presence of 24 V AC auxiliary voltage and 24 V DC control voltage (separately for solenoid valve and controller power supplies) as well as the state of overcurrent protection and insulation monitoring relays are signaled. Also, the activation of outlets for the winch drive motors and the hydraulic pump is signaled on the switchgear façade. The basic functions of the Rs2-z switchgear include: control and protection of electric motors for the winch drive and hydraulic unit,

– cooperation with the control panel,
– control of winch operation by built-in sensors.

The winch control system consists of an industrial controller with an input and output unit, which works with an inverter via an Ethernet connection, controlling the winch motor operation, electromagnetic brake and fan.

The winch operation is controlled from the control panel (Fig. 4), where special elements have been installed for that purpose. The winch desktop is equipped with a key switch for desktop authorization, a two-position analog keypad with a self-return joystick, a button for starting the winch and an emergency stop button. The control panel has been additionally equipped with an operator panel cooperating with the controller. The operator panel displays information about the winch operating parameters and emergency conditions. The panel is operated with dedicated screen selection and deleting buttons.

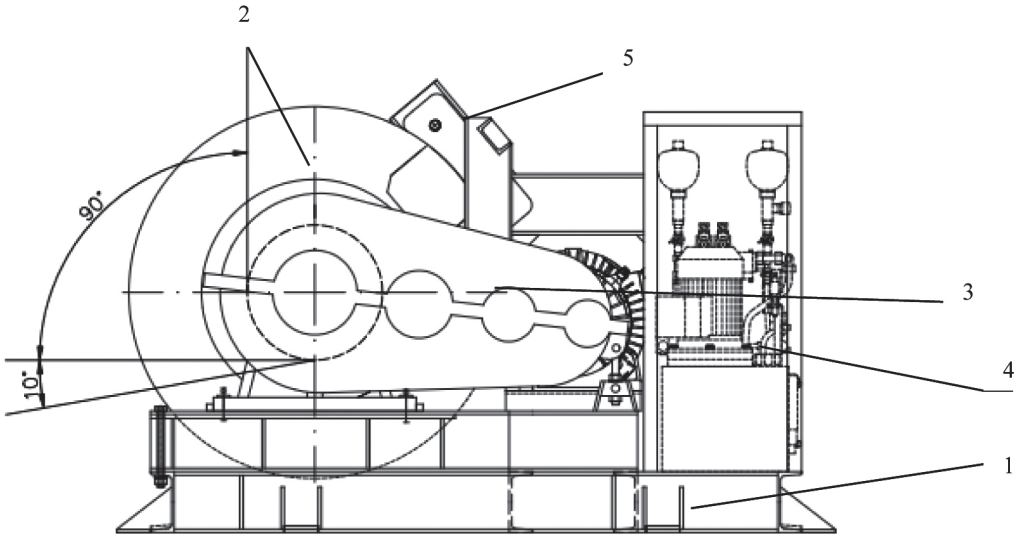


Fig. 3. Type KAZ-WWB 30 winch: 1 – frame, 2 – cylinder, 3 – transmission, 4 – hydraulic unit, 5 – parking brake

Fig. 4. Control panel view

The winch has a built-in warning, communication and loudspeaker signaling set. For this purpose, a loudspeaker signaling device that can communicate with other signaling devices has been installed next to the control panel. Additionally, the signaling devices are equipped with an emergency switch. Their additional function is advance warning signaling.

2.3. Transport platform

The transport platform (Fig. 5) is a construction that needs to be bolted and welded. Its upper part will be equipped with special slings enabling connection with the winch rope hook. The platform is guided by a system of rollers in slides located in the transport compartment of the shaft. To protect the staff during the loading / unloading of loose materials, the platform has been equipped with the so-called roof cover. The cover is half disassembled, which enables the transport of long materials.

2.4. Infrastructure

To enable transport works using devices furnished in the Schwind shaft, the excavation was equipped with a shaft gate (Fig. 6) in all its parts, in both the top and pit of the shaft. The metal structure of the gate was encased in wooden timber and, next, fitted on hinges to the wooden structure of the shaft.

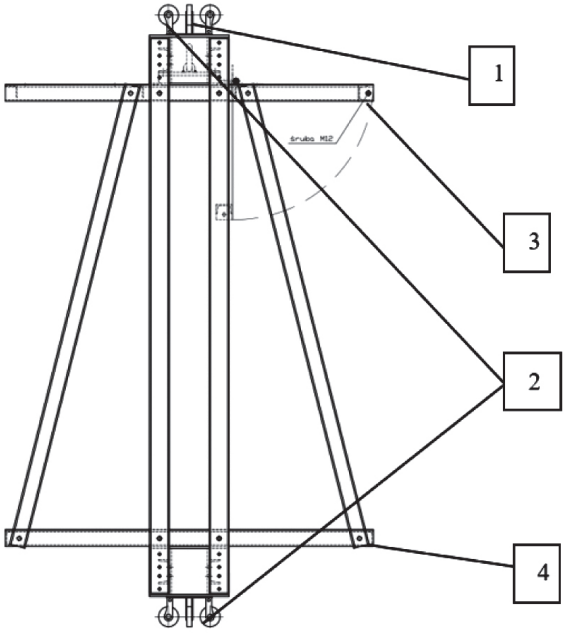


Fig. 5. Transport platform: 1 – sling, 2 – guide roller system, 3 – so-called cover peak, 4 – platform construction

Fig. 6. Shaft gate (historical look – picture on the right)

Other works related to this investment, such as renovation of the ladder compartment or recessing in the rock mass, were also carried out in order to install the winch, power supply and the control switchgear. As there is no method for controlling and indicating the wear of the ladder compartment components made of composites, the ladder compartment has been made of a traditional material – wood.

3. SYSTEM OPERATION

The system does not provide possibility to transport people as it was designed to carry materials with a weight of no more than 1 ton (the system is equipped with weight control). Transport can be handled in two basic systems:

– **Automatic**: adapted to the transport of loose materials in bags by means of a transport platform. When the platform is moving up, the gate is blocked and cannot be opened. After it reaches the upper final point (the limit sensor turns on), the two platform supports, the location of which is identified by appropriate sensors, should be extended. Once all these actions have been taken, the gate is unblocked for 10 seconds. During that time it should be opened by members of the crew – otherwise it will be blocked again. The person who operates the platform is able to unlock the gate for another 10 seconds by pressing the "shaft gate unlock" button, which is located on the upper control panel. The open gate and extended platforms block any possibility of movement. As the platform is moving down, the gate is blocked and there is no possibility to open it. When the platform reaches the bottom point (the limit sensor turns on), the gate is unlocked for another 10 seconds. During that time a member of the crew should open it – otherwise it will be locked again. The person operating the platform can unlock the gate for another 10 seconds by pressing the "shaft gate unlock" button, which is located on the lower control panel. The open gate blocks any possibility of movement.
– **Semi-automatic system:** used to transport very long materials without a transport platform (the long material is attached to the rope winch hook). In this case, the opening of the bottom gate does not initiate any movement, which means that no action can be taken when the top gate is opened using the lower control panel.

4. SUMMARY

The system for transporting loose materials (in bags) or lumber (long materials) between level III and level II lower at the Wieliczka Salt Mine has been improved in many ways. The key improvement was facilitating the transport route for materials used to secure the mining excavations, in particular the area of the Crystal Grottoes Cave (sets of Baum, Schmidt and Ferro, Ksawer, Leopold, Schwind chambers). Currently, there is no transport connection between level II lower and level II upper of the mine. However, plans have already been made to implement

a fully mechanized transport system. The facilities (ladder compartment) of the new transport fore-shaft will be made of composite materials. In the future they could become primary materials for the construction of reinforcement components and furniture of shafts and fore-shafts. Unfortunately, we have little experience in using such materials for constructing these elements of excavation furniture. In particular, there is no method for controlling the performance of reinforcements and shaft facilities made of composites.

All these actions and investments have increased the safety of mining works performed in the excavations and adjacent areas.

It was achieved by:

- eliminating the manual transport of materials through corridors and stairs form level III to level II lower,
- mechanization of works,
- steering the process of transport device (winch) automation,
- implementation of multi-level safety components and locks for transport works in the shaft.

In addition, the process of securing the Crystal Cave area will be significantly accelerated, which will help to protect this unique nature reserve on a global scale. What is more, the cost of materials transport between levels III and II lower will be reduced.

The improvements involved in the launching of an inter-level vertical transport system in the Wieliczka Salt Mine must be based on modern solutions that can be adapted to mine conditions, mostly in terms of materials and machines used. Due to the emergence of a market of composite materials, which fulfil the key criteria for mining excavations (flame retardancy, anti-static properties, non-toxicity), it is recommended that analyses be carried out so as to confirm the suitability of these materials in excavations. In comparison with traditional materials [4], composites demonstrate numerous advantages. The widespread use of composite materials can contribute to the improvement of effectiveness in the Wieliczka Salt Mine and many other mining plants in Poland.

References

[1] Project no. KDT 16/KAZ-05: *Starting material transport in the Schwind shaft from level III to level II lower* [unpublished].
[2] Operation and maintenance documentation no. KDT 14/KAZ-13/2: *Low-speed drum winch KAZ-WWB 30*, 2015 [unpublished].
[3] *Technical design of the shaft and facilities from level II upper to level II lower.* Project no. 31022, 2018 [unpublished].
[4] Zuski Z., Gregorek K.: *Advantages of composites shaft reinforcement*, School of Underground Exploitation, Krakow 2020.

ZYGMUNT ZUSKI, M.Sc., Eng.
RAFAŁ PASEK, M.Sc., Eng.
Kopalnia Soli "Wieliczka" S.A.
ul. Daniłowicza 10, 32-020 Wieliczka, Poland
{zygmunt.zuski, rafal.pasek}@kopalnia.pl

ZENON ROŻENEK, Ph.D., Eng.
KAZ Serwis sp. z o.o.
ul. Jasna 31B, 44-122 Gliwice, Poland
z.rozenek@kaz-serwis.pl

ZYGMUNT ZUSKI
RAFAŁ PASEK
ZENON ROŻENEK

Wyposażenie szybiku Schwind w urządzenie transportu pionowego

W artykule przedstawiono budowę szybiku międzypoziomowego, materiałowego pomiędzy poziomem IIn i poziomem III oraz wyposażenie go w układ do transportu materiałów. Celem przedsięwzięcia było zapewnienie możliwości transportu materiałów sypkich oraz długich z poziomu III na poziom IIn, niezbędnych do zabezpieczenia wyrobisk górniczych. Przed inwestycją transport materiałów w ograniczonym zakresie odbywał się ręcznie pochylniami.

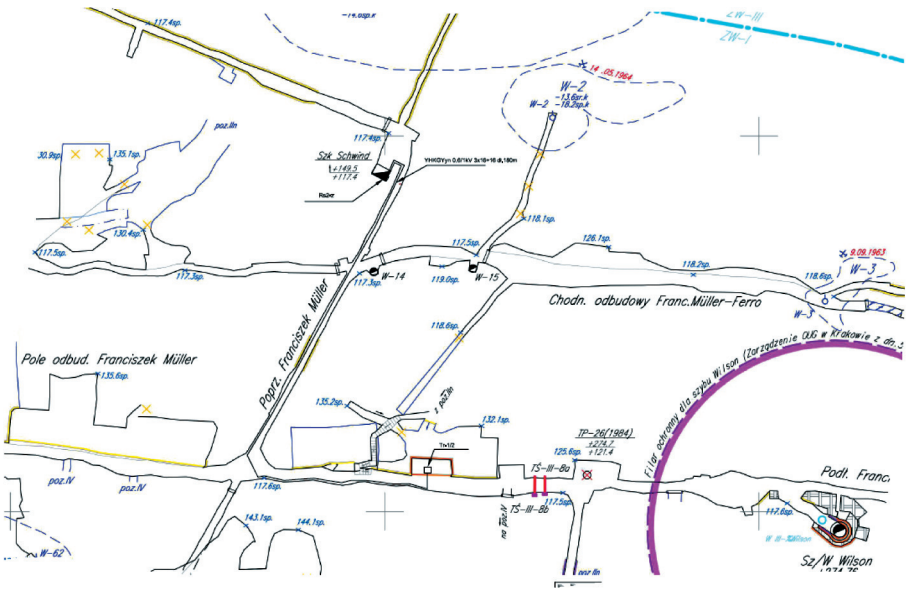
Słowa kluczowe: *szybiki, budowa, transport pionowy, kompozyty*

1. WPROWADZENIE

Szybik Schwind wykonany został pomiędzy poziomem IIn i poziomem III Kopalni Soli „Wieliczka". Podszybie na poziomie IIn szybiku położone jest równolegle do poprzeczni Schwind, a podszybie na poziomie III znajduje się na przedłużeniu poprzeczni Karol (rys. 1).

Szybik Schwind ma przekrój prostokątny o wymiarach ~4,4 m × 2,8 m (w wyłomie) oraz ~3,78 m × 2,24 m w świetle obudowy, całkowita głębokość szybiku wynosi ~32 m.

Poziom III w rejonie szybiku Schwind przewietrzany jest opływowym prądem powietrza. Górna część szybiku na poziomie IIn wraz z chodnikiem prowadzącym do poprzeczni Schwind jest wygrodzona tamami śluzowymi. Poziom IIn oraz III w rejonie szybiku Schwind jest zaliczany do pomieszczeń stopnia „a" zagrożenia wybuchu metanu w polu metanowym I kategorii.

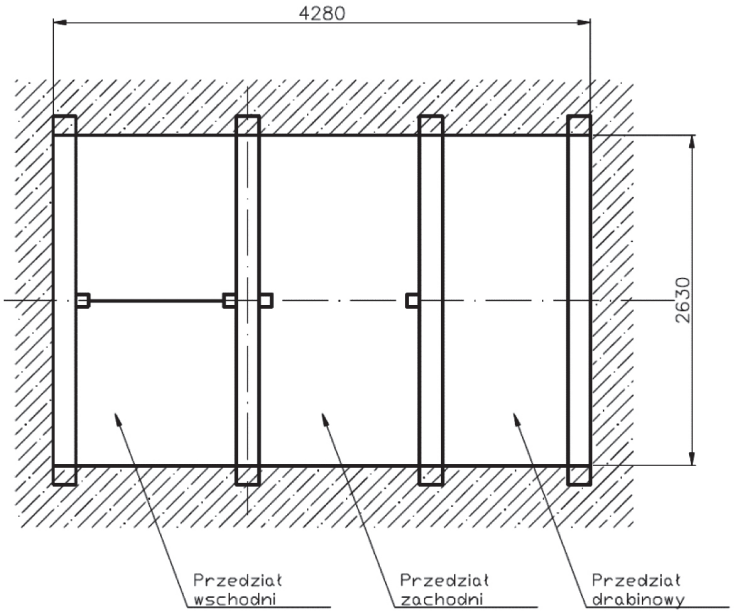


Rys. 1. Położenie szybiku Schwind [1]

Obudowę szybiku stanowi obudowa drewniana ramowa (wieńcowa), z belek z drewna litego sosnowego. Wieńce wykonane z belek o przekroju prostokątnym i wymiarach 0,2 m × 0,3 m (wysokość × szerokość). W narożach belki wieńca łączone są złączem ciesielskim na nakładkę prostą – na wrąb czołowy pod kątem i dla usztywnienia spięte klamrami ciesielskimi zabijanymi od strony zewnętrznej belek. Szybik posiada trzy przedziały (rys. 2):

– drabinowy: wyposażony w drabiny drewniane wraz z podestami spoczynkowymi ułatwiającymi wykonanie kontroli, napraw, konserwacji układu transportu;
– linowy (wschodni): przeznaczony do prowadzenia liny transportowej;
– transportowy (zachodni): przeznaczony do transportu materiałów.

Celem inwestycji było umożliwienie prowadzenia transportu materiałów z szybu materiałowego Kinga poprzez istniejący szybik Schwind z poziomu III na poziom IIn, a w przyszłości połączenie poziomów IIw i IIn we wschodniej części kopalni w rejonie grot kryształowych, aby zapewnić drogę transportową dla materiałów koniecznych do wykonania zabezpieczenia szeroko rozumianego rejonu Grot Kryształowych (zespołów komór Baum, Schmidt i Ferro, Ksawer, Leopold, Schwind). Podstawowymi materiałami przewidzianymi do transportu jest tarcica, w tym tarcica o długości do 6 m bieżących oraz materiały sypkie workowane [1]. Transport materiałów w ograniczonym zakresie odbywał się wcześniej ręcznie pochylniami. Przeanalizowano możliwość wykorzystania historycznego szybiku Schwind dla transportu materiałów. Wyrobisko zostało poddane ekspertyzie, a jego wyposażenie – ocenie możliwości jego wykorzystania pod kątem zaadaptowania dla potrzeb transportu pionowego w szybiku. Dokonano oceny wyników przeprowadzonej ekspertyzy obudowy oraz wyposażenia.



Rys. 2. Tarcza szybiku

W wyniku analizy uznano przydatność szybiku oraz pozostałości jego wyposażenia pod kątem uruchomienia w nim zmechanizowanego transportu pionowego.

W tym celu wyposażono szybik w układ transportowy oraz infrastrukturę towarzyszącą zgodnie z obowiązującymi przepisami prawnymi.

2. WYPOSAŻENIE SZYBIKU SCHWIND

2.1. Wciągarka wolnobieżna typu KAZ-WWB 30

Jako podstawę układu transportowego zastosowano wciągarkę wolnobieżną, bębnową typu KAZ-WWB 30. Przeznaczona jest do stosowania w podziemnych zakładach górniczych w wyrobiskach ze stopniem „a" zagrożenia wybuchem metanu oraz klasy „A" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego lub w pomieszczeniach niezagrożonych wybuchem [2]. Urządzenie zabudowano w taki sposób, aby lina wychodząca z bębna wciągarki prowadzona była w przedziale linowym szybiku następnie za pomocą dwóch kół kierunkowych wprowadzana jest do przedziału transportowego. Lina zakończona jest hakiem, który umożliwia podłączenie podestu transportowego celem transportu worków z materiałem sypkim lub transportu materiałów długich z wykorzystaniem tylko samego haka.

Wciągarka wolnobieżna bębnowa KAZ-WWB 30 składa się z następujących podzespołów (rys. 3):

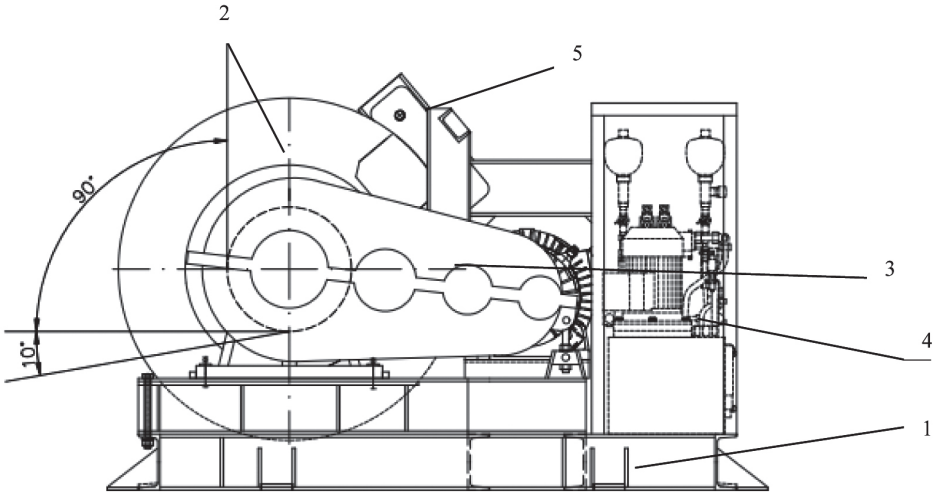
– Ramy: sztywna konstrukcja spawana, na której zamontowane zostały zespoły części mechanicznej wciągarki, jedynie część aparatury elektrycznej do sterowania wciągarką jest umieszczona poza ramą.
– Bębna nawojowego: bęben konstrukcji spawanej, zamocowany jest na wspólnym wale z przekładnią zębatą. Wał osadzony jest w dwóch łożyskach tocznych wahliwych zamocowanych we wspornikach (oprawach), które są przykręcone do ramy nośnej wciągarki. Do jednego z obrzeży bębna od strony wewnętrznej przykręcone zostało dwuczęściowe koło zapadki. Od strony zewnętrznej zamontowano tarczę hamulcową hamulca postojowego.
– Hamulec postojowy: obudowa stalowa z cylindrem hydraulicznym i okładziną cierną. Luzowanie (otwieranie) hamulca odbywa się hydraulicznie.
– Mechanizm zapadkowy: układ dwóch zapadek połączonych cięgnem, uruchamiany przez siłownik hydrauliczny. Podczas odwijania i nawijania liny siłownik hydrauliczny jest wysunięty, co powoduje, że zęby zapadki są odwiedzione od koła zapadkowego. Odwiedzenie zębów zapadek od koła zapadkowego kontroluje zbliżeniowy czujnik indukcyjny położenia zęba zapadki.
– Zespół napędowy: silnik elektryczny z hamulcem elektromagnetycznym, przekładnia zębata, sprzęgło.
– Agregat hydrauliczny: ma za zadanie sterowanie elementami hydraulicznymi hamulca postojowego i zapadki. Składa się ze zbiornika wraz z osprzętem, bloków zaworów sterowanych elektrycznie, przyrządów kontrolno-pomiarowych oraz zaworów awaryjnych (ręczne zatrzymanie pracy wciągarki/ układu transportowego).
– Układ kontroli piątego zwoju: realizowany przez enkoder zabudowany na wale silnika wciągarki współpracujący ze sterownikiem.

2.2. Układ zasilania i sterowania

Wciągarka wolnobieżna typu KAZ-WWB 30 zasilana jest napięciem 500 V AC (IT), sieć zasilająca jest wyposażona w centralne zabezpieczenie upływowe oraz system SUPO. Głównym urządzeniem wyposażenia elektrycznego wciągarki jest rozdzielnica Rs2-z, w której znajduje się falownik, elementy sterowania silnikami oraz sterownik przemysłowy kontrolujący pracę wciągarki. Załączenie napięcia zasilania odbywa się rozłącznikiem z elewacji rozdzielnicy. Sygnalizowana jest obecność napięcia pomocniczego 24 V AC oraz sterowniczego 24 V DC (oddzielnie dla zasilaczy elektrozaworów i sterownika), stan zabezpieczeń nadprądowych i przekaźników kontroli stanu izolacji. Na elewacji rozdzielnicy sygnalizowane jest również załączenie odpływów do silników napędu wciągarki i pompy hydraulicznej. Do podstawowych funkcji rozdzielnicy Rs2-z należy:

– sterowanie i zabezpieczenie silników elektrycznych napędu wciągarki oraz agregatu hydraulicznego,
– współpraca z pulpitem sterowniczym,
– kontrola pracy wciągarki za pomocą zabudowanych na niej czujników.

Układ sterowania wciągarką jest złożony ze sterownika przemysłowego z odpowiednimi modułami wejść i wyjść, który przez łącze Ethernet współpracuje z falownikiem, sterując pracą silnika wciągarki, hamulcem elektromagnetycznym oraz wentylatorem.



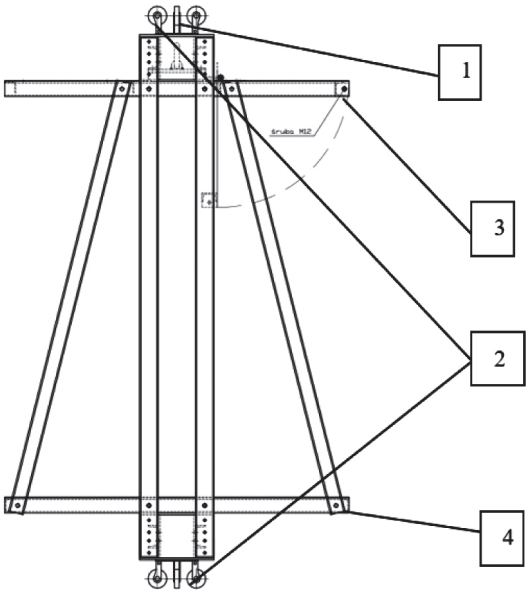
Rys. 3. Wciągarka typu KAZ-WWB 30: 1 – rama, 2 – bęben, 3 – przekładnia, 4 – agregat hydrauliczny, 5 – hamulec postojowy

Rys. 4. Widok pulpitu sterowniczego

Pracą wciągarki steruje się z pulpitu sterowniczego (rys. 4), wykorzystując do tego celu umieszczone na nim elementy manipulacyjne. Na pulpicie wciągarki znajduje się wyłącznik kluczykowy służący do uprawnienia pulpitu, dwupozycyjny analogowy manipulator z samopowrotem (joystick) i przyciskiem przeznaczonym do uruchomienia wciągarki oraz grzybkowy przycisk awaryjnego zatrzymania. Pulpit sterowniczy został dodatkowo wyposażony w panel operatorski współpracujący ze sterownikiem. Na panelu operatorskim wyświetlane są informacje na temat parametrów pracy wciągarki oraz stanów awaryjnych. Obsługi panelu dokonuje się za pomocą przeznaczonych do tego celu przycisków: wybór ekranu oraz kasowanie. Wciągarka ma zabudowany zestaw sygnalizacji ostrzegawczej, porozumiewawczej i głośnomówiącej. W tym celu obok pulpitu sterowniczego jest zabudowany sygnalizator głośnomówiący, mający możliwość komunikacji z pozostałymi sygnalizatorami. Dodatkowo sygnalizatory zostały wyposażone w wyłącznik awaryjny. Dodatkową funkcją, jaką pełnią sygnalizatory, jest ostrzegawcza sygnalizacja wyprzedzająca.

2.3. Podest transportowy

Podest transportowy (rys. 5) jest konstrukcją skręcaną i spawaną, w jego górnej części znajduje się zawiesie umożliwiające połączenia z hakiem liny wciągarki. Podest prowadzony jest za pomocą układu rolek tocznych w prowadnikach przedziału transportowego szybiku. W celu ochrony obsługi podczas prac załadunkowych/wyładunkowych materiałów sypkich na podeście zamontowana jest osłona, tzw. daszek. Osłona ta jest w połowie demontowana, co umożliwia transport materiałów długich.



Rys. 5. Podest transportowy: 1 – zawiesie, 2 – układ rolek prowadzących, 3 – osłona tzw. daszek, 4 – konstrukcja podestu

Rys. 6. Wrota szybowe na nadszybiu (z prawej wygląd historyczny)

2.4. Infrastruktura towarzysząca

W celu umożliwienia prowadzenia prac transportowych za pomocą urządzeń zabudowanych w szybiku Schwind należało wyposażyć wyrobisko we wrota szybowe na nadszybiu i podszybiu (rys. 6). Metalowa konstrukcja wrót została obudowana tarcicą drewnianą i zamontowana na zawiasach do konstrukcji drewnianej szybiku.

Wykonano także inne prace związane z tą inwestycją, np. remont przedziału drabinowego czy wykonanie wnęki w caliźnie górotworu w celu zabudowy wciągarki oraz rozdzielnicy zasilająco-sterowniczej. Ze względu na brak metody kontroli eksploatacyjnej elementów przedziału drabinowego wykonanych z kompozytów przedział drabinowy zbudowano z tradycyjnego materiału – z drewna.

3. PRACA UKŁADU

Układ transportu nie przewiduje jazdy ludzi, a tylko materiałów o ciężarze nieprzekraczającym tony (układ ma kontrolkę wagi transportowanego materiału). Transport jest możliwy w dwóch podstawowych systemach:

– **Automatycznym**: przystosowanym do transportu materiałów sypkich w workach z wykorzystaniem podestu transportowego: podczas jazdy podestu w górę wrota są zablokowane i nie jest możliwe ich otwarcie. W momencie dojechania podestu do punktu końcowego górnego (zadziałanie czujnika końcowego) należy wysunąć dwie podpory podestu, których położenie identyfikują odpowiednie czujniki. Po wykonaniu tych czynności następuje odblokowanie wrót na 10 s – jeżeli w tym czasie wrota nie zostaną otwarte przez obsługę, nastąpi ich ponowna blokada. Obsługa podestu ma możliwość ponownego odblokowania wrót na czas 10 s przez naciśnięcie przycisku „Otwarcie wrót szybowych" zabudowanego na pulpicie sterowniczym górnym. Otwarte wrota szybowe oraz wysunięte podpory podestu blokują możliwość jazdy. Podczas jazdy podestu w dół wrota są zablokowane i nie jest możliwe ich otwarcie. W momencie dojechania podestu do punktu końcowego dolnego (zadziałanie czujnika końcowego) następuje odblokowanie wrót przez okres 10 s, jeżeli w tym czasie wrota nie zostaną otwarte przez obsługę, nastąpi ich ponowna blokada. Obsługa podestu ma możliwość ponownego odblokowania wrót na czas 10 s przez naciśnięcie przycisku „Otwarcie wrót szybowych" zabudowanego na pulpicie sterowniczym dolnym. Otwarte wrota szybowe blokują możliwość jazdy.
– **Półautomatycznym**: stosowanym do transportu materiałów długich bez użycia podestu transportowego (materiał długi mocowany jest do haka liny wciągarki). W sytuacji gdy otwarte są wrota szybowe dolne, nie jest możliwe rozpoczęcie jazdy za pomocą sterowania z pulpitu górnego. Analogicznie gdy są otwarte wrota szybowe górne, nie jest możliwe rozpoczęcie jazdy za pomocą sterowania z pulpitu dolnego.

4. PODSUMOWANIE

Dzięki wykonaniu układu transportu materiałów sypkich (worków) czy tarcicy (materiałów długich) z poziomu III na poziom IIn Kopalnia Soli „Wieliczka" S.A. usprawniona została droga transportowa

materiałów koniecznych do wykonania zabezpieczenia wyrobisk górniczych, a w szczególności rejonu Grot Kryształowych (zespołów komór Baum, Schmidt i Ferro, Ksawer, Leopold, Schwind). Aktualnie nie istnieje jeszcze połączenie transportowe pomiędzy poziomami IIn i IIw, jednak jest już planowana [3] realizacja takiego układu transportu, która w pełni zmechanizuje transport materiałów. Do budowy wyposażenia (przedziału drabinowego) tego nowego szybiku transportowego planowane jest wykorzystanie materiałów kompozytowych, które w przyszłości mogłyby stać się głównym materiałem do budowy elementów zbrojenia i wyposażenia szybów i szybików. Brak jest jednak doświadczenia w wykorzystaniu tego typu materiałów do budowy tych elementów wyposażenia wyrobisk. W szczególności nie opracowano do tej pory metody kontroli eksploatacyjnej zbrojenia i wyposażenia szybowego z kompozytów.

Dzięki inwestycji został podniesiony poziom bezpieczeństwa w wyrobiskach kopalni oraz prac górniczych wykonywanych w omawianym rejonie między innymi przez:

- wyeliminowanie transportu ręcznego materiałów pochylniami i schodami z poziomu III na poziom IIn,
- mechanizację robót,
- automatyzację procesów sterowania urządzeniem transportowym (wciągarką),
- zastosowanie wielopoziomowych elementów bezpieczeństwa oraz blokad dla prac transportowych w szybiku.

Ponadto znacznie zostanie przyspieszony proces zabezpieczania rejonu grot kryształowych, co przyczyni się do ochrony tego unikatowego na skalę światową rezerwatu przyrody. Dodatkowo zredukowane zostaną koszty transportu materiałów z poziomu III na IIn.

W kolejnych pracach związanych z uruchomieniem międzypoziomowego transportu pionowego w Kopalni Soli „Wieliczka” zachodzi potrzeba zastosowania nowoczesnych rozwiązań adaptowanych do warunków kopalni zarówno w zakresie stosowanych urządzeń, jak i materiałów. W związku z pojawieniem się na rynku materiałów kompozytowych spełniających kryteria stosowania w wyrobiskach górniczych (trudnopalność, antyelektrostatyczność, nietoksyczność) zaleca się w planowanych działaniach przeprowadzenie analiz w zakresie przydatności tych materiałów do stosowania na dole. Posiadają one wiele zalet w porównaniu z materiałami tradycyjnymi [4]. Rozpowszechnienie się ich stosowania może przynieść poprawę efektywności działania nie tylko w kopalni w Wieliczce, ale i w innych zakładach górniczych w Polsce.

Literatura

[1] Projekt nr KDT 16/KAZ-05: *Uruchomienie transportu materiałów w szybiku Schwind z poz. II na poz. IIn* [praca niepublikowana].
[2] Dokumentacja techniczno-ruchowa nr KDT 14/KAZ-13/2: *Wciągarka wolnobieżna bębnowa KAZ-WWB 30*, 2015 [praca niepublikowana].
[3] *Projekt techniczny wykonania szybiku wraz z jego wyposażeniem z poz. IIw na poz. IIn.* Nr projektu 31022, 2018 [praca niepublikowana].
[4] Zuski Z., Gregorek K.: *Zalety kompozytowego zbrojenia szybowego*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2020.

mgr inż. ZYGMUNT ZUSKI
mgr inż. RAFAŁ PASEK
Kopalnia Soli „Wieliczka” S.A.
ul. Daniłowicza 10, 32-020 Wieliczka
{zygmunt.zuski, rafal.pasek}@kopalnia.pl

dr inż. ZENON ROŻENEK
KAZ Serwis sp. z o.o.
ul. Jasna 31B, 44-122 Gliwice
z.rozenek@kaz-serwis.pl

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2019.2.538.45

PAWEŁ NOWAK
ŁUKASZ KILAN

Sandvik Experiences with Remote Controlled Machinery

The article presents historical and current methods of controlling Sandvik machinery operating in underground mining. It indicates the direction of roadheaders development, with a special focus on various stages of introducing technical innovations that can be used in mining. The currently developed machines fit the idea of "Industry 4.0", and the solutions presented in this article allow underground plants to improve safety and productivity, making the mining branch an industrial trendsetter.

Key words: *Sandvik, roadheader, remote control*

1. INTRODUCTION

Industrial development in the twentieth century resulted in a greater demand for mineral resources required for production purposes in industry and construction. In order to achieve increasingly better results, the available machines were used for mechanical mining of rocks both in mines and tunnels. However, as users' needs and production capacities increased, the machines were differentiated according to the methods of working and size. With the development of digital technology, the first PLCs were used in the machines, then their control was extended, and finally a fully autonomous mining process was introduced, making use of the latest digital and IT developments combined with the experience gained.

This article provides a historical description of the development of roadheaders as well as the most modern approach to driving headings with the Sandvik machines.

2. SHORT HISTORY OF SANDVIK ROADHEADERS

At Sandvik, the year 1964 is considered the cornerstone and the beginning of mechanisation of mining industry thanks to the development of the F6-A machine (Fig. 1) at ÖAMG plant in Zeltweg, Austria (later Voest Alpine, now Sandvik). The machine was highly immature in terms of its structure and had many imperfections, which were constantly eliminated. Nevertheless, the first units were already operating in Austria, Italy and Morocco in 1965. With the weight of 13 tonnes, F6-A was considered heavy at that time, and the total number of produced machines was about 300 pieces [1, 2].

Fig. 1. "The most famous" photo of the F6-A in Paris [1]

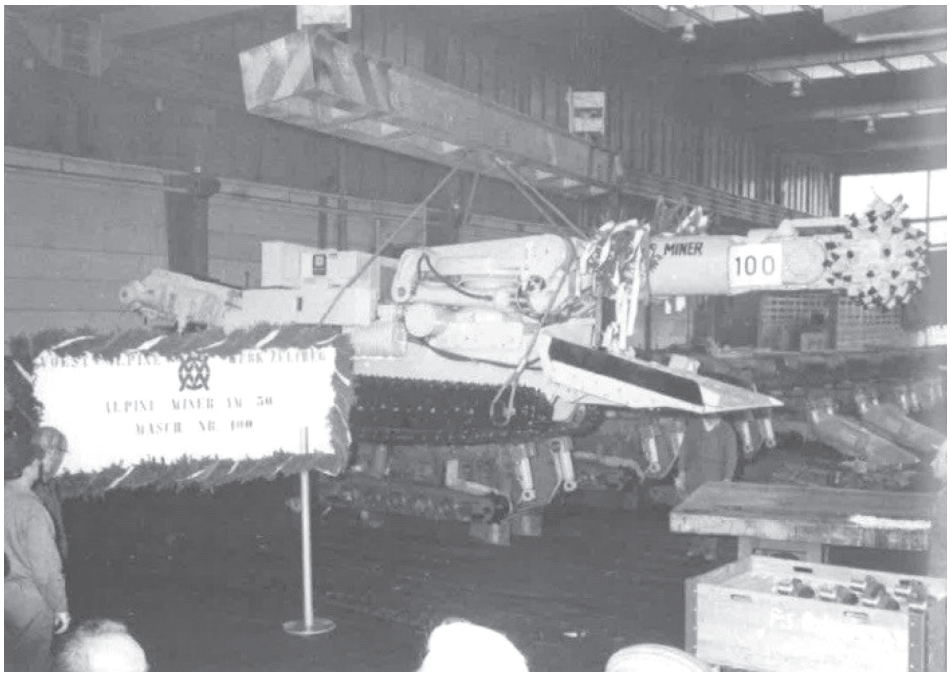


Fig. 2. Year 1979 – AM50 number 100 delivered to Poland [1]

In 1971, the roadheader changed its name to AM-50 (Fig. 2), its design was improved, and the power of the cutting head motor was increased from 30 kW through 50, 75 to 100 kW. The Zeltweg plant produced around 800 AM-50 machines [1, 2]. The machine is produced under licence until present. However, its contribution in the development of currently working roadheaders cannot be disregarded, as mentioned in the publications by Broen, Cheluszka, Dolipski, Jonak, Klich, Kotwica [3–7] and many other authors in Poland and abroad.

In 1981, the prototype AM75 roadheader developed by Voest Alpine was presented at the Dusseldorf fair (Fig. 3). In 1982, the first AM75 models were already working in German mines [1]. The machine, with numerous improvements and modifications, works to this day in many mines in Poland (Fig. 4) and around the world.

Fig. 3. Presentation of the prototype AM 75 in 1981 at the fair in Dusseldorf [1]

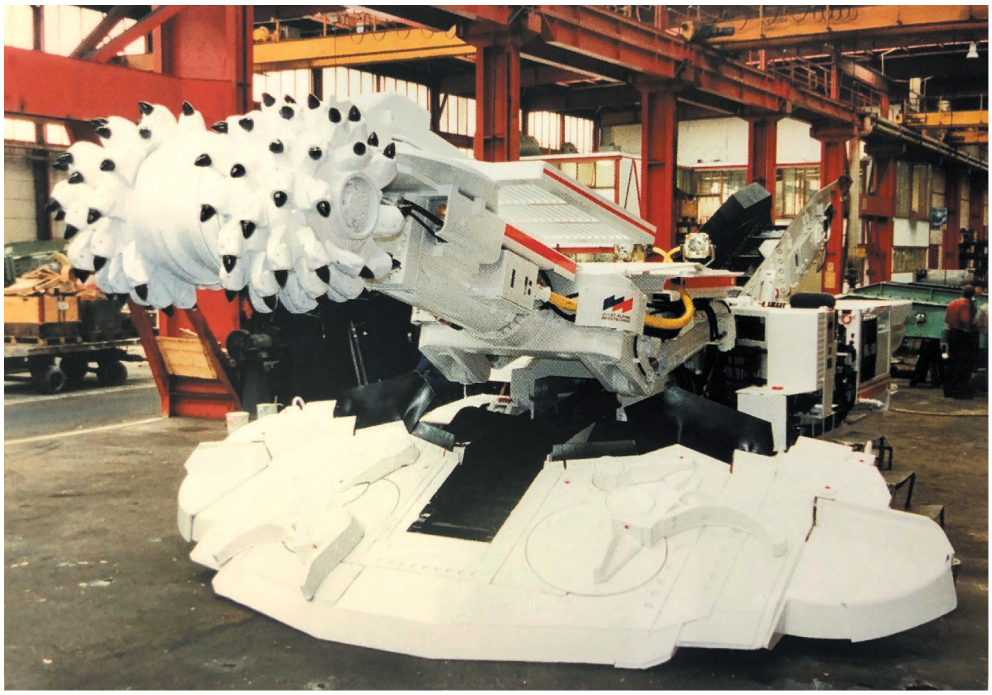


Fig. 4. AM 75 number 100 delivered to Poland in 1994 [1]

In 1998, the AM105 with the ICACUTROCK system supporting the rock mining process was presented at the BAUMA fair in Munich. Subsequent control systems of the produced machines are developed based on experiences in rock mining from all over the world [1, 2].

In 2007, the first in Poland entirely remote-controlled AM75 roadheader number 178 was put into operation. The main objective of this project was to enable mechanical mining under conditions of increased risk of methane and rock ejection. The roadheader significantly improved both ergonomics and safety. The control panel and monitors were located about 50 metres behind the roadheader, which significantly improved the work under difficult conditions. The roadheader was equipped with a system controlling the cutting profile together with a set of cameras transmitting the image from the unit in real time. The installed equipment enabled observation of the machine's operating parameters, the position of the cutter boom and the working environment [2].

3. RADIO-CONTROLLED MACHINES

The AM75 No. 178 has been converted to a fully radio-controlled machine, where only the data and image transmission from the roadheader takes place via wire. In 2013, the fully radio-controlled roadheader MR341X number 001 was presented in Zeltweg, Austria (Fig. 5). The parameters of this roadheader were corresponding to those of AM75/MR340, but the machine was equipped with a platform with a bolting and drilling unit (Fig. 6), a support setting device with a set of platforms enabling roof support installation, and a crane (Fig. 7). The crane significantly improved the ergonomics and comfort of work because it was used for transporting the support from the arch assembly station to the roof support device located on the roadheader [2].

The machine was equipped with state-of-the-art controllers, a radio set and electro-hydraulic equipment to control all functions of both the roadheader and the platform with all the equipment located on it. The applied solutions have significantly influenced the productivity of the machine by shortening the time required for support installation, increasing safety and improving the comfort of the operators' work. The MR341X roadheader was equipped with an innovative system of data transmission to the surface – the roadheader was able to communicate with a Wi-Fi network, as well as via optical fibre and cable. Data concerning the status of the machine was received according to the OPC UA communication protocol, which was a major innovation in underground mining. Moreover, it was possible to establish a VPN connection with the machine [2].

Fig. 5. MR341/001 roadheader [2]

Fig. 6. MR341/001 roadheader with an activated remote controlled bolting and drilling unit [2]

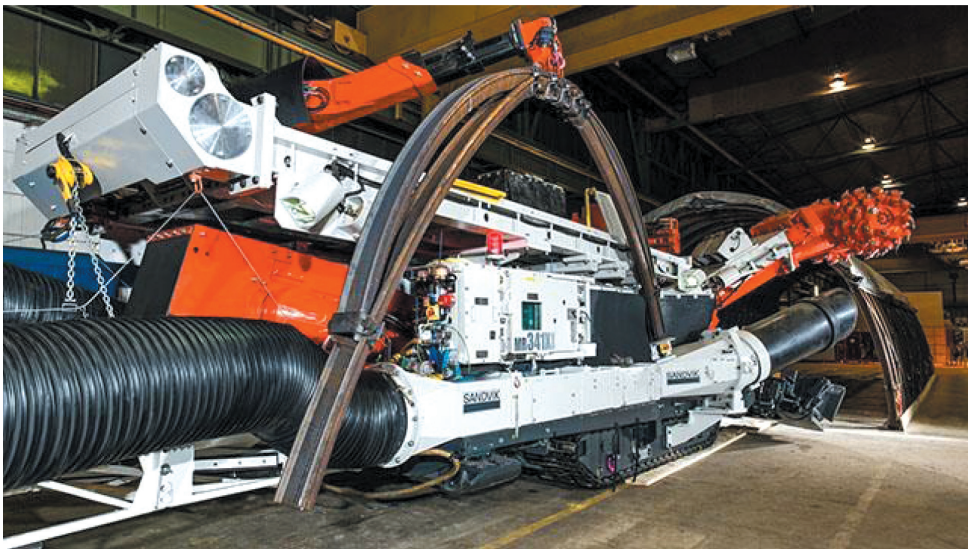


Fig. 7. MR341/001 roadheader during the transport of a support for installation [1]

4. REMOTE CONTROLLED MACHINES TODAY – SANDVIK AUTOMINE®

When the machine control system made it possible to operate and control each of the machine functions, Sandvik began to work on fully automated remote control of machines in pre-determined zones of machine automatic operation, where no people could be present. Depending on the size of a fleet of machines and the needs of the customers, there are four levels of AutoMine® service, which can be changed at any time to meet the current needs of a user. It should be added that we no longer refer to the concept of roadheaders, but to 'machines', as the system is able to handle the entire fleet of machines, such as roadheaders, production machines, shuttle cars, loaders, drilling machines and surface drills. AutoMine® is able to combine the work of the above mentioned machines into one process and also combine the work of many machines from more than just one excavation of a mine.

For the machines to work properly, it is necessary to have an infrastructure installed in the machines working space, an operator's station and machine equipment that supports the Automine® system.

4.1. Overview of the AutoMine® system

An operator at the workstation has access to the plan for development of a working or a larger area (depending on the number of machines managed); he has a preview of the machine's current parameters, video and digital monitoring of the current mining path of the roadheader and/or the loading and unloading path in the case of loaders. Machines move along a tunnel with a built-in Wi-Fi network and in the isolated zones where no people can enter. The entire mining and production process can be synchronized with the subsequent loading and hauling machines, and the role of the operator is to visually supervise the machines. In any case, the operator can take over direct control of the machine, and the machine or the set of machines can be shut down in the event of any safety risk. An important part of the system is the Wi-Fi network, which must remain uninterrupted throughout the entire operating area of the machine and the isolated zone (Fig. 8). The individual components of the AutoMine® system are discussed below.

4.2. Plan of workings

A necessary element required for the autonomous operation of a working or a tunnel is the correlation of the working development plans with the Sandvik system (Fig. 9). The Sandvik AutoMine® application is compatible with many working planning systems; therefore, using the current system does not exclude or even interacts with the installed software, so that the planned work done by the machine is updated as best as possible.

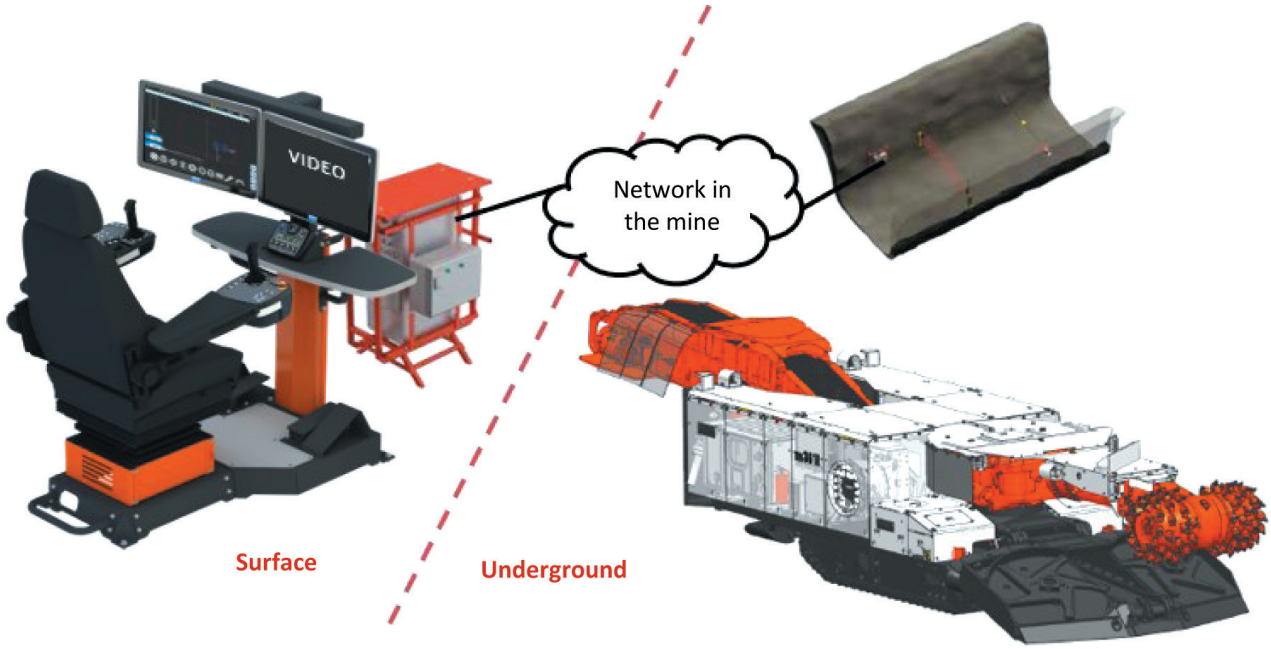


Fig. 8. The AutoMine system concept [2]

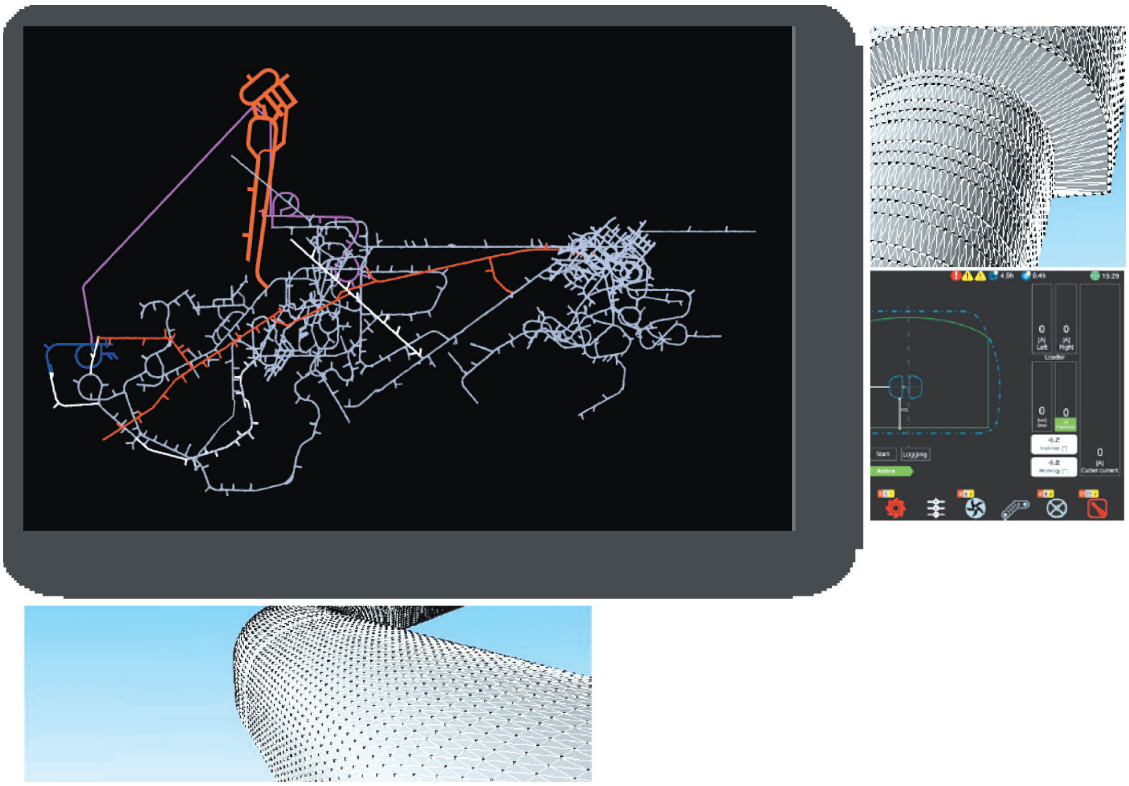


Fig. 9. Integration of the mine working planning system with Sandvik systems [2]

The current mine working plan is sent to the machine and updated in real time. The machine controller in the tracking mode selects subsequent working paths so that the excavation is in line with the imposed working plan, which can also be changed in real time, and then the machine will make the appropriate corrections. At this stage, the following systems will cooperate: the working planning systems (external software of the user), the AutoMine® system and the system for visualization of the cutting profile with automatic mining.

4.3. Isolated zones of machine operation and connection with the Wi-Fi network

In order to be able to move autonomously in the working site, it is imperative that the machine or a set of machines is isolated from the people moving around (Fig. 10). It is therefore necessary to build an infrastructure which will enable creation of isolated autonomous operation zones and a network infrastructure which will allow the machine to remain on-line.

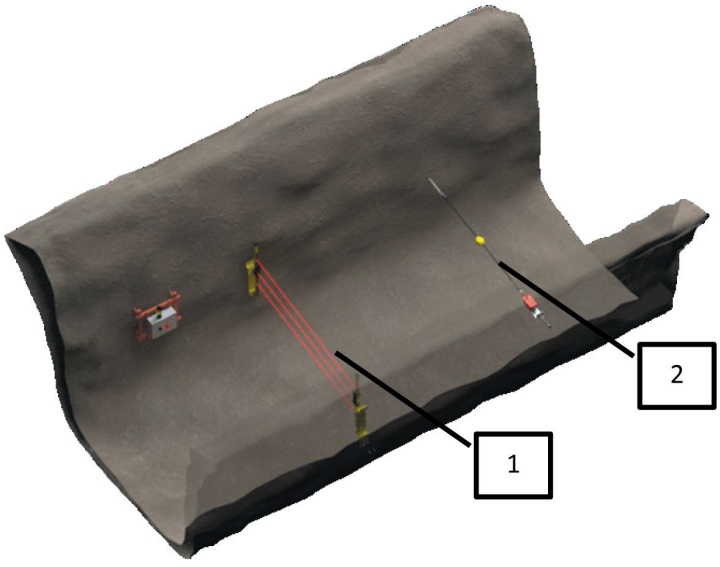


Fig. 10. Activated barrier that defines the machine working area: 1 – laser barrier, 2 – line barrier [2]

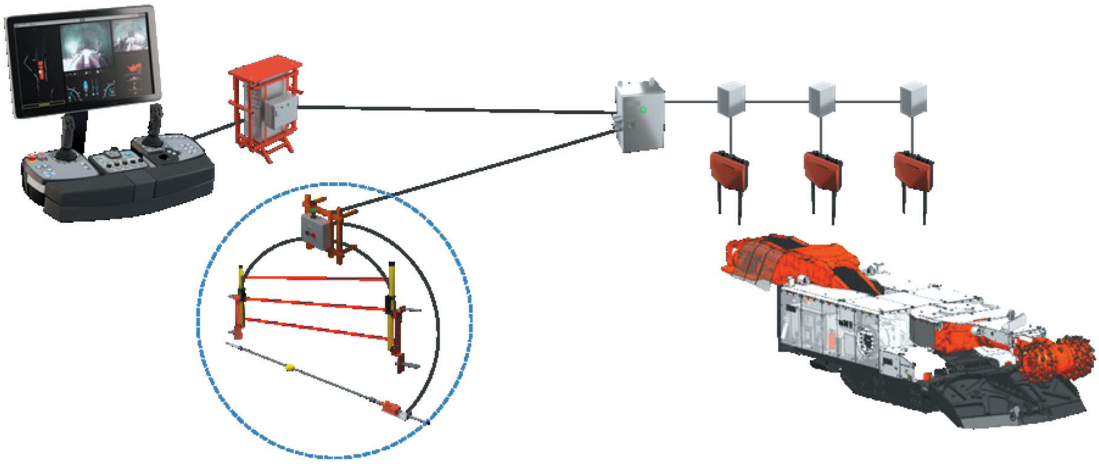


Fig. 11. Machine connection with the Wi-Fi network, the barrier and the operator's station [2]

The areas are built using physical barriers and laser barriers that prevent crossing, which are repeated several times at a distance of several meters. The last person leaving the working area of the machine activates the zone, which is then confirmed by an operator at the workstation. From that moment, crossing of any of the barriers will cause immediate shutdown of the machine. The same will take place in case of loss of connection or when a safety button is pressed. Communication of the machine with the barriers and the operator's workstation takes place through the Wi-Fi network antennas installed along the heading (Fig. 11). This way, the operator is informed about the status and alarms on both the machine and the zone barriers. The Wi-Fi network and the installed routers along the heading can be connected by means of both optical fibres and a dedicated network cable. The barriers have been designed in accordance with PN-EN ISO 13849-1/-2.

4.4. Automatic mining

The automatic mining system cooperates on an ongoing basis with the PLC system of the machine, with the sensors installed in the working, with the working development plan from the mine and with the vision system that recognizes the face revealed following every movement of the cutter (Fig. 12).

Only a minimal configuration is required to start automatic mining, yet the operator can have influence on the mining parameters or take over the full control in manual mode. The cutting path visualised on the operator's screen (Fig. 13) can be continuously checked or changed by the operator, after which it is sent to the machine's PLC.

The cutter's position is indicated by colours depending on the force pressing it to the rock; the longitudinal and transverse inclination of the machine is also included in the profile. Position of the cutter near the edge of the profile is signalled to the operator, and when the cutter moves outside the profile, a red signal is displayed (which usually happens in manual mode, when the operator deliberately moves the cutter outside the edge of the cutting profile).

Sandvik has been developing the cutting profile visualization for many years, allowing the mechanical mining process to be carried autonomously.

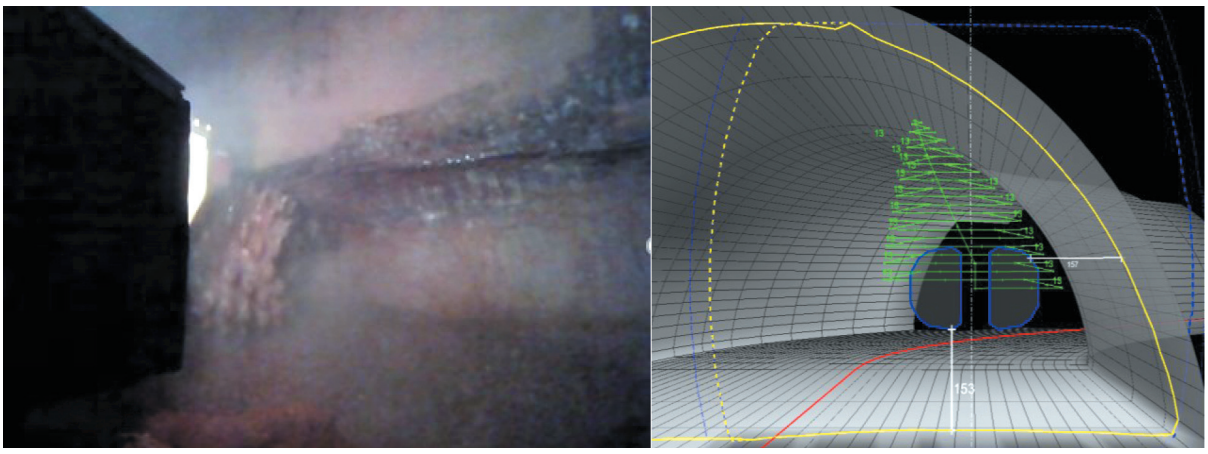


Fig. 12. Machine vision system and a digitally shown mining path [2]

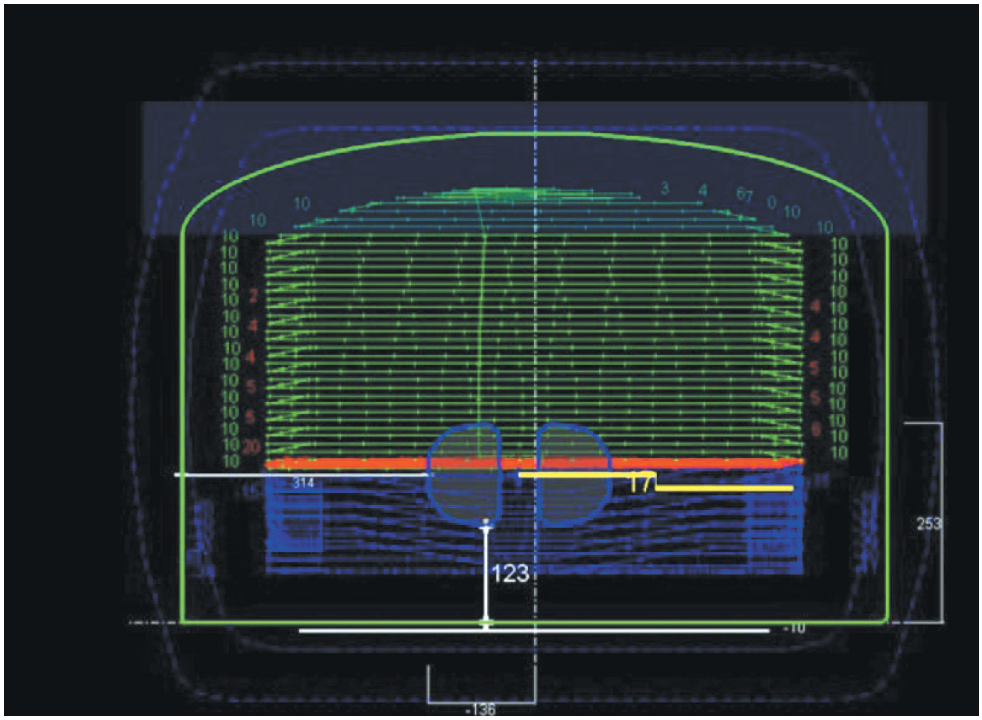


Fig. 13. Example of dynamic mining cycle with a path set at 10 cm [2]

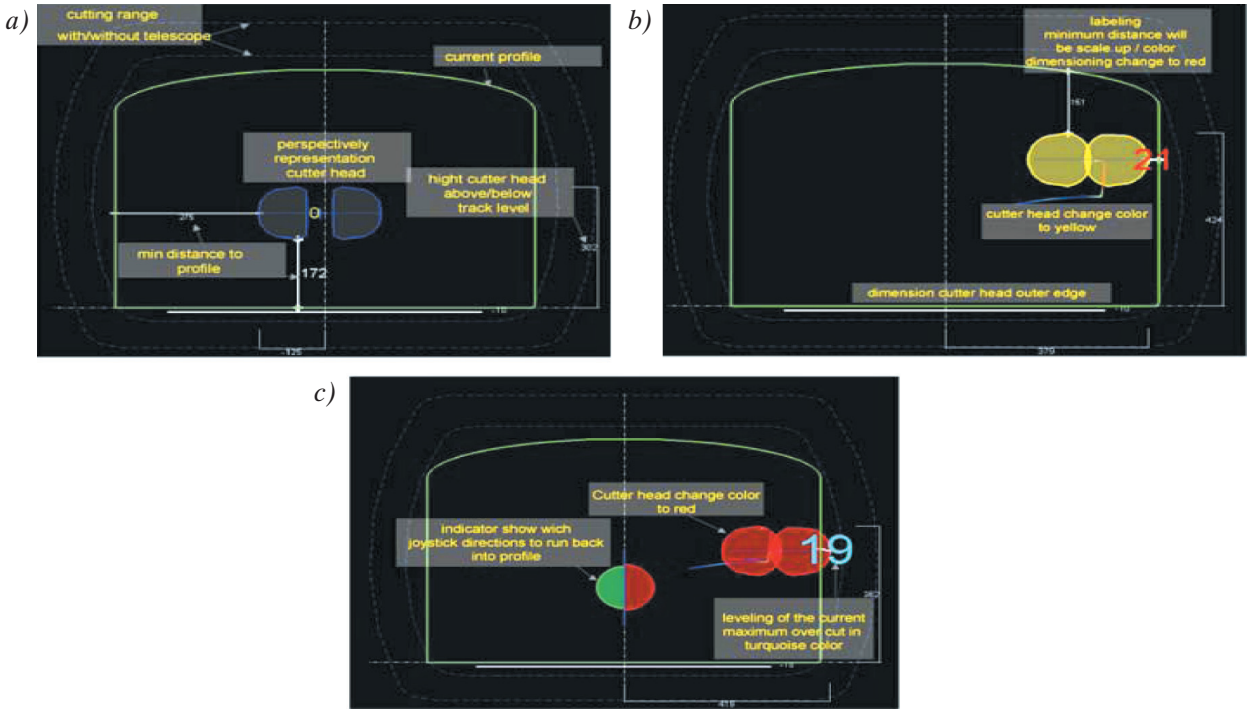


Fig. 14. Visualisation of the cutter's position in relation to the cutting profile: a) central; b) at the edge; c) outside the outline [2]

The system is also installed on machines where, by increasing the ergonomics of the operator's work, it enables manual control of the machine in dusty conditions or whenever visibility is limited due to other factors.

Diversity of the existing mining profiles is not a problem, because it is possible to select the required cutting profile predefined by the user at any time. The machine is also equipped with algorithms protecting machine components that are most susceptible to wear during the cutting process, such as the protection of the cutter gear, by reducing the rotation speed when the motor current of the cutter gear increases.

4.5. Remote guidance

The previously created digital profile of the working is transferred on-line to the working development system, the AutoMine® system and to the reporting system. The entire operation is combined with automatic machine guidance within the space of the mine driving project. The guidance system consisting of internally located inclinometers and an independent theodolite allows for continuous monitoring of the machine's position in relation to the planned working, as shown in Figure 15.

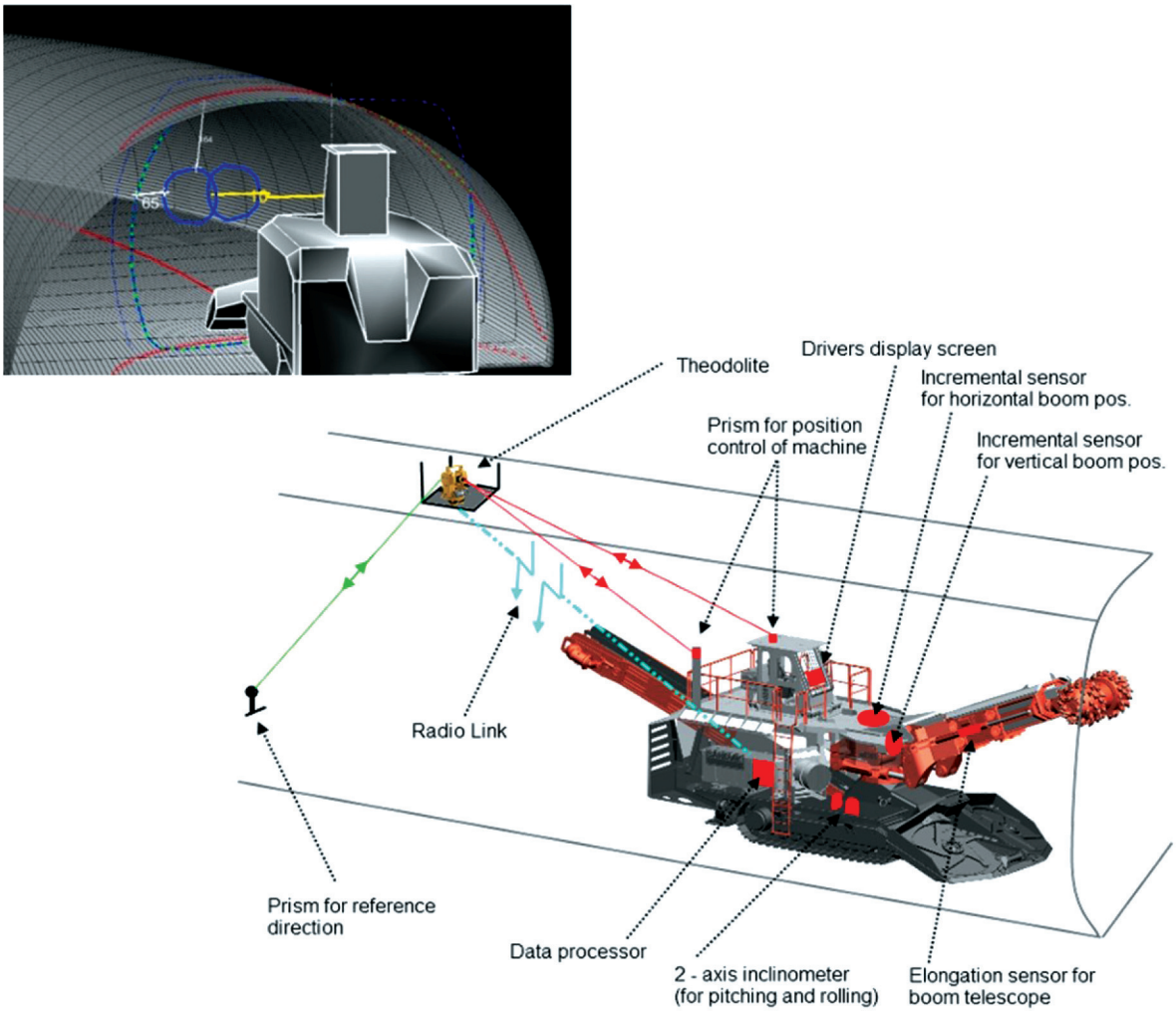


Fig. 15. Measurement of the current position of the machine in the working [2]

4.6. Operator's Station

The control or supervision of the machine operation can be carried out on a specially constructed operator's station which is adapted to the needs of the user, the machines to be managed and the size of the fleet (Fig. 16).

In addition, the operator's station can be located in different areas of the user's plant. It may be located in the nearest safe place at a certain distance from the machine, but outside the working area, so that the operator is not exposed to harsh and dangerous conditions during mining, but stays close to the machine – a solution applied in very difficult conditions or in the case of a small fleet of machines without a common link between the machines. This station greatly increases both the safety and comfort of work, keeping the operator away from the dangerous factors.

The operator's station can be located at a long distance from the machines, but it can be extended to manage multiple machines when they work together as part of the process and when the isolated zone is large. As part of a larger fleet, the operator's station may also be placed on the surface in a dedicated room. In addition to the safety and comfort of work, we increase the productivity of the fleet, particularly over a large area of the mine, and the time it takes to change operators is the time needed to log on again.

Fig. 16. Types of operator's stations [2]

The operator's interface and the layout of each screen are defined by the operator. Each operator has his own profile. The machine can only be controlled from a logged profile. Having a profile allows one to generate shift reports, forward messages to subsequent operators and send messages or commands to other users on the shift.

4.7. Maintenance

Periodic service and maintenance activities on the machines must be carried out by qualified personnel only. Despite the use of self-lubricating devices and many sensors connected to the warning and locking system, the presence of technicians is required in the maintenance process.

However, the process of maintenance must be planned and carried out in the conditions of machine shutdown, in a safe place and without direct exposure to dangerous conditions present during mining; the maintenance works also include extending the range of Wi-Fi network, checking the position of the theodolite or performing ongoing repairs on the machine according to the maintenance plan.

The inspection and replacement of picks on the cutter head also require manual handling by the employees responsible for respective activities.

5. MACHINES READY FOR THE FUTURE

The described system of autonomous working development operates and is prepared for use with the MH620 and MR341 type machines (Fig. 17). These are proven machines which can work in different workings. Your local Sandvik representative will assist you in selecting the right machine. MR341 roadheader will be presented below.

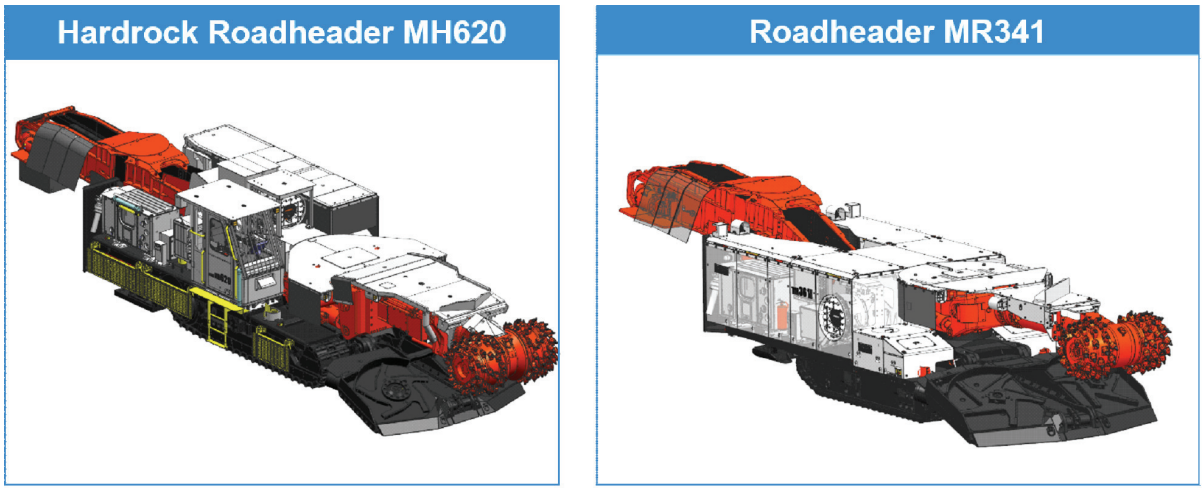


Fig. 17. MH621 and MR341 type roadheaders [2]

5.1. MR341 roadheader

The MR341 roadheader can be manufactured in a configuration tailored to the needs and prevailing conditions in the indicated workings; both the total power and the maximum cutting profile (Fig. 18) are adapted to the user's needs.

The minimum height of the profile in the vertical position is 3.3 m, and the maximum height 5.05 m, whereas in the horizontal position the minimum width reaches 4.2 m, and the maximum – 7.6 m, allowing for a very versatile use of the machine in workings.

The total maximum installed motor power of 382 kW (1000 V power supply) and the total weight of the machine of approx. 67 make the machine suitable for the mining of different types of rock.

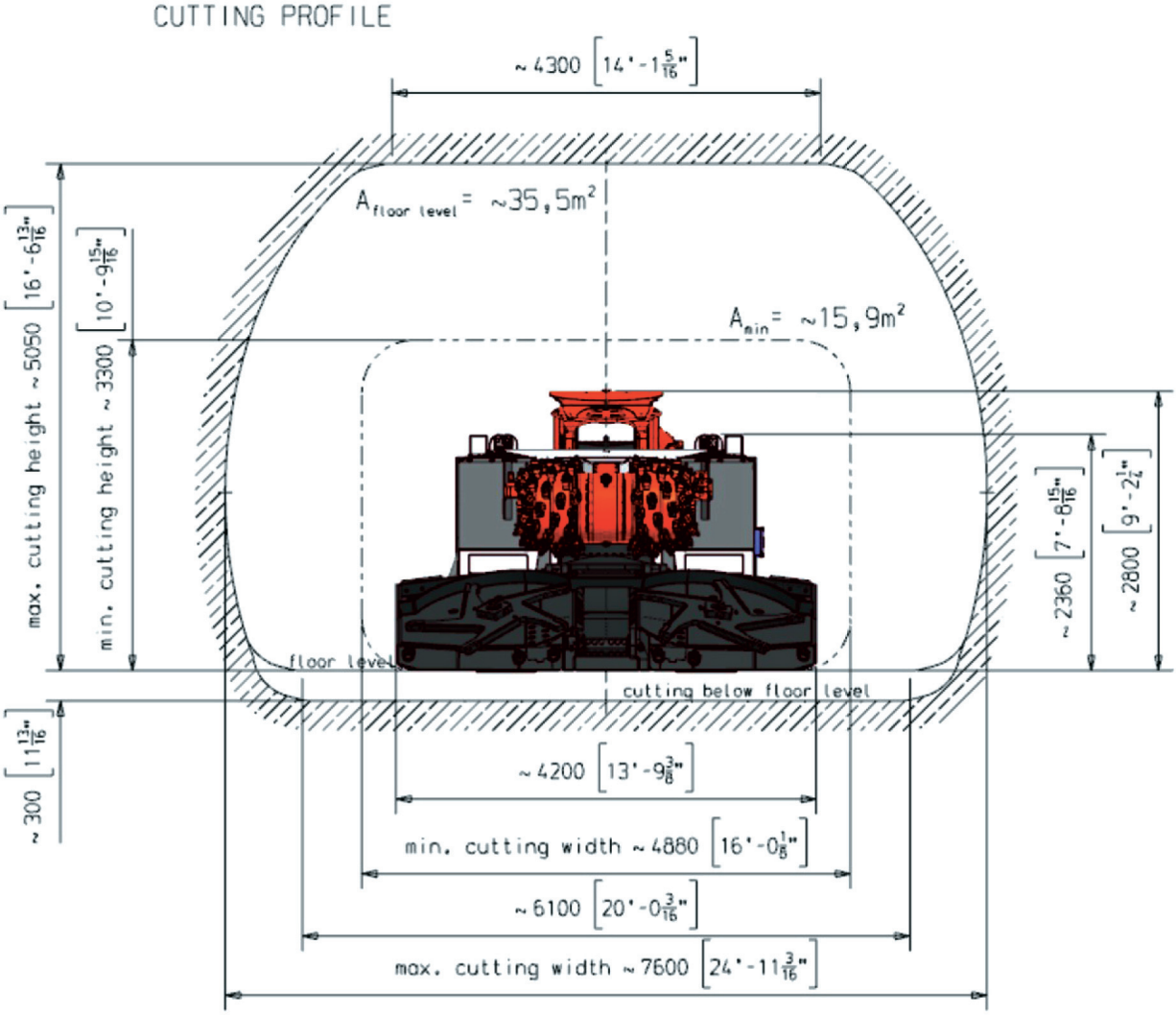


Fig. 18. Possible maximum and minimum cutting profile of the MR341 roadheader [2]

5.2. Cutter unit

The MR341 is equipped with a cutting unit (Fig. 19) consisting of a turret, a cutter motor and a cutter gear.

The unique geared turret ensures constant and stable working conditions; it is driven by a 230 kW electric motor, and the cutter gear generates approx. 52 000 Nm of cutting torque. The control and position of the turret are fully monitored, and the cutting gear is equipped with the innovative OMFCS II oil monitoring and cooling system.

In addition, the cutting unit is secured against excessive wearing by the software controlling the motor current of the cutting unit, the turret pivoting and other parameters that extend the life of all cutting components.

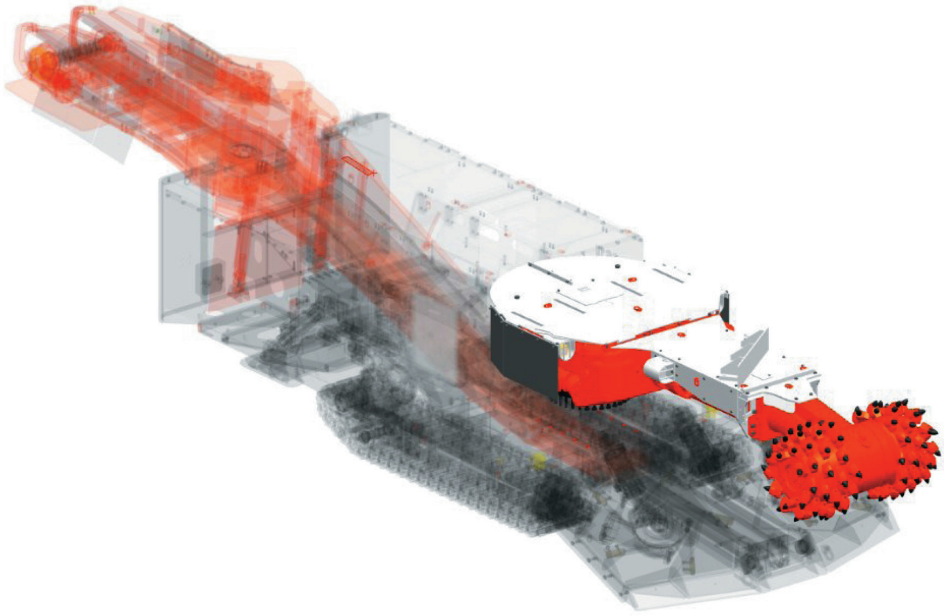


Fig. 19. Cutter unit of the MR341 roadheader [2]

5.3. Loading system

The system has been designed to ensure high cutting performance, hence, among others, triple bearing of the conveyor, wear-resistant sheathing and variable speed hydraulic conveyor motor with a capacity up to 205 m^3/h were applied. Loading table with extensions that increase the loading width of the mined rock.

The loading system (Fig. 20) is integrated with the cutter unit, and the changes in the loading capacity are controlled by constantly evaluating the amount of mined rock, which extends the maintenance periods and the life of the entire loading system and allows for adaptation to the haulage capacity.

5.4. Frame and crawler assembly

A heavy frame with two hydraulically-lowered rear stabilizers and pins with increased diameters have been used to extend the life of the components. The compact crawler track assembly with a power of 120,000 Nm enables movement at the speed of 8.8 m/min. The hydraulically driven crawler track assembly allows for changing the width of the crawler plates.

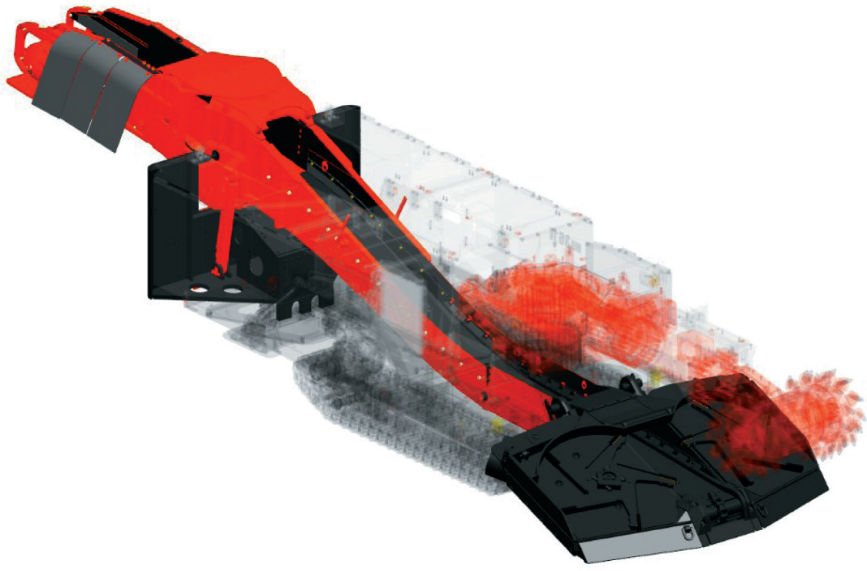


Fig. 20. Loading system of the MR341 roadheader [2]

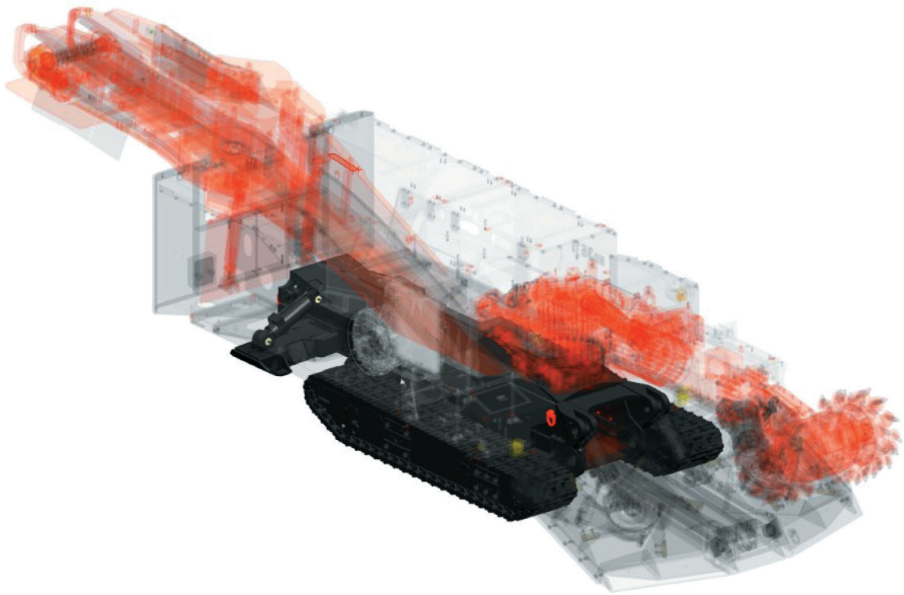


Fig. 21. Frame and the crawler assembly of the MR341 roadheader [2]

5.5. Electric system

The MR341 roadheader is equipped with an electric box designed for autonomous mining operation. Supervision over the control of the machine functions is carried out by the latest PLC produced by B&R, combined with other PLCs that supervise the spraying, safety, positioning and data transmission systems. Direct control is affected by means of dedicated proportional solenoid valves that allow very precise control of the cylinders, hydraulic motors and other hydraulic components with the appropriate feedback.

The roadheader's electric system allows for predictive estimates of component wear and preventive maintenance. All the information concerning the wear of individual components based on time and working conditions as well as monitoring of current parameters can be displayed in the operator's, dispatcher's and maintenance panel. In line with the assumptions of 'Industry 4.0' concept, the operator is constantly informed of the need to replace consumable fluids or other consumable parts. All information is correlated in order to reduce the machine maintenance costs and increase its productivity.

6. SUMMARY

Many years of global experience in the development of machinery designed for mining industry has allowed for the introduction of autonomous machines that help to protect the highest value – life and health – in places where human work can be very dangerous or even impossible. At the same time, striving to maintain productivity at a profitable level results in looking for new opportunities in the extraction of deposits that have been previously unavailable.

Sandvik's semi-automatic, automatic or autonomous machine systems significantly improve the safety and comfort of the crew, reduce their exposure to harmful conditions and hazards, reduce maintenance costs and breakdown times, extend the life of the machine and components, and reduce the risk of damaging the machine or components. The machine's productivity is additionally influenced by reducing the time necessary to reach the machine by changing operators, which now takes place at a remote operator's station instead of the place where the machine works.

All these new functionalities have a positive impact on the TCO (Total Costs of Ownership), an extremely important parameter in modern companies promoting sustainable development.

References

[1] Viet M., Sapetschnig K.: *Vom Eisenwerk zur Bergtechnik*, Gutenberghaus Druck GmbH, Zeltweg 2011: 78–123.
[2] Sandvik materials [unpublished].
[3] Broen A.: *Kombajny chodnikowe*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1980.
[4] Dolipski M., Cheluszka P.: *Dynamika układu urabiania kombajnu chodnikowego*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002.
[5] Jonak J.: *Urabianie skał głowicami wielonarzędziowymi*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 2002.

[6] Klich A.: *Maszyny i urządzenia dla inżynierii budownictwa podziemnego: wyrobiska korytarzowe i szybowe w górnictwie*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1999.
[7] Kotwica K., Klich A.: *Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych*, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2011.

PAWEŁ NOWAK, M.Sc., Eng.
ŁUKASZ KILAN, M.Sc., Eng.
Sandvik Polska Sp. z o.o.
ul. Strefowa 10, 43-100 Tychy, Poland
{*pawel.nowak, lukasz.kilan*}*@sandvik.com*

PAWEŁ NOWAK
ŁUKASZ KILAN

Doświadczenia firmy Sandvik ze zdalnie sterowanymi maszynami

Artykuł przedstawia historyczne i aktualne sposoby sterowania maszynami produkcji firmy Sandvik pracującymi w górnictwie podziemnym. Wskazuje kierunek, w którym następował rozwój kombajnów chodnikowych, wyszczególniając poszczególne etapy wprowadzania możliwych do zastosowania w górnictwie nowinek technicznych. Aktualnie tworzone maszyny wpisują się w ideę „Przemysłu 4.0", a oferowane i przedstawione w niniejszym artykule rozwiązania wpływają na zwiększenie bezpieczeństwa, produktywności i powodują, że w górnictwie również są wyznaczane trendy dla innych gałęzi przemysłu.

Słowa kluczowe: *Sandvik, kombajn chodnikowy, zdalne sterowanie*

1. WSTĘP

Rozwój przemysłu w XX wieku powodował większe zapotrzebowanie na surowce mineralne potrzebne do produkcji w przemyśle i budownictwie. Dla osiągnięcia coraz lepszych wyników do mechanicznego urabiania skał zarówno w kopalniach, jak i tunelach zaczęto używać dostępnych maszyn. Jednakże ze wzrostem potrzeb użytkowników i możliwości produkcyjnych zróżnicowano maszyny ze względu na sposoby prowadzenia prac oraz wielkość. Wraz z rozwojem techniki cyfrowej w maszynach zastosowano pierwsze sterowniki PLC, następnie rozszerzono ich sterowanie, a docelowo wprowadzono w pełni autonomiczne prowadzenie procesu urabiania, wykorzystując najnowsze osiągnięcia cyfrowo-informatyczne połączone ze zdobytym doświadczeniem mechanicznym.

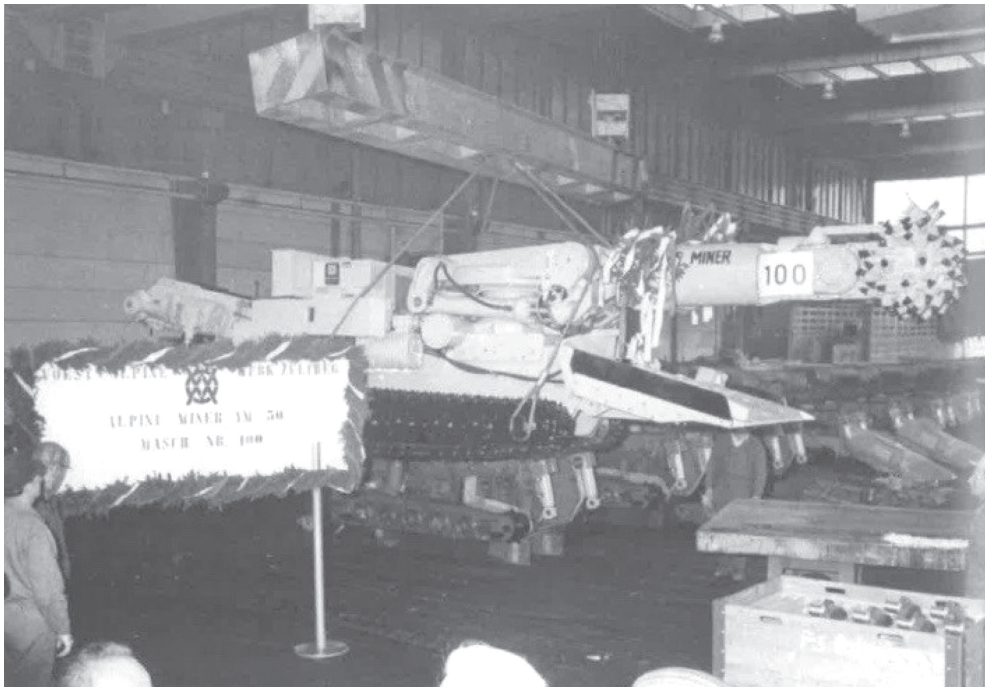
Niniejszy artykuł zapoznaje zarówno z historycznym opisem rozwoju kombajnów chodnikowych, jak i z najnowocześniejszym podejściem do drążenia wyrobisk maszynami firmy Sandvik.

2. RYS HISTORYCZNY KOMBAJNÓW CHODNIKOWYCH FIRMY SANDVIK

W firmie Sandvik 1964 rok uznaje się za początek mechanizacji górnictwa dzięki powstaniu maszyny F6-A (rys. 1) w zakładzie produkcyjnym ÖAMG w Zeltweg w Austrii (późniejsze VoestAlpine, aktualnie Sandvik). Maszyna miała wiele niedoskonałości konstrukcyjnych, które były na bieżąco eliminowane. Jednakże pierwsze egzemplarze już w 1965 roku pracowały w Austrii, we Włoszech i w Maroku. Waga ciężkiego jak na tamte czasy kombajnu wynosiła 13 t, a całkowita produkcja F6-A to około 300 sztuk [1, 2].

Rys. 1. „Najsłynniejsze" zdjęcie F6-A w Paryżu [1]

W 1971 roku kombajn zmienił nazwę na AM-50 (rys. 2), konstrukcja została udoskonalona, jak również zwiększona moc silnika organu urabiającego od 30 kW, przez 50, 75 do 100 kW. W fabryce w Zeltweg wyprodukowano około 800 sztuk AM-50 [1, 2].

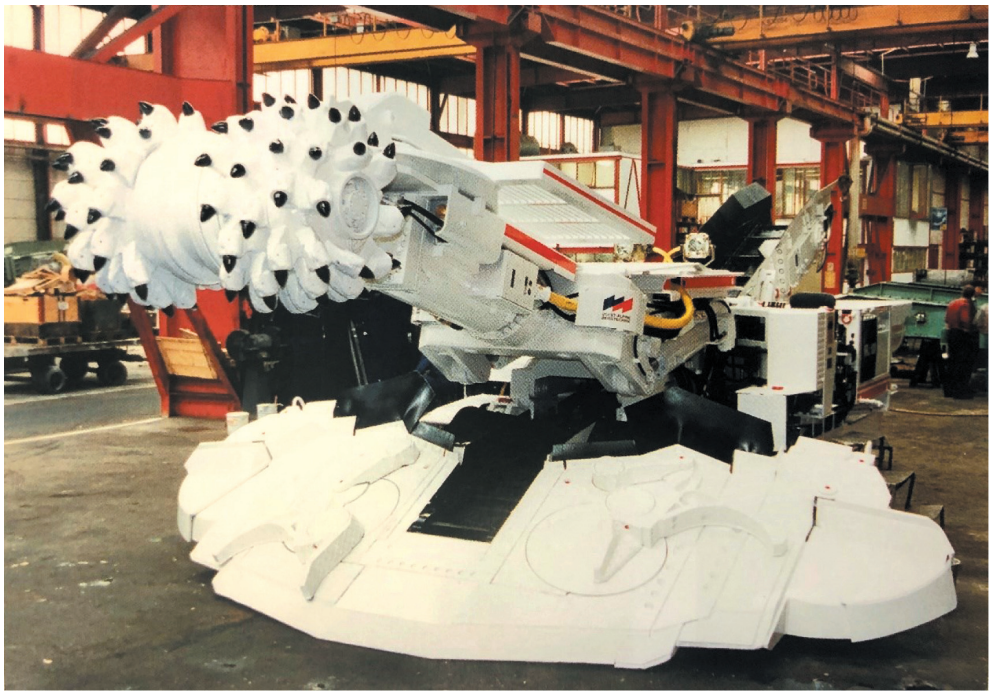


Rys. 2. Rok 1979 – AM50 numer 100 dostarczany do Polski [1]

Na przekazanej licencji maszyna jest produkowana do dziś. Nie można jednak pominąć, jak bardzo przyczyniła się do ukształtowania aktualnie pracujących kombajnów chodnikowych, o czym wspominają w swoich publikacjach między innymi Broen, Cheluszka, Dolipski, Jonak, Klich i Kotwica [3–7], jak i wielu innych autorów w Polsce i na świecie.

W 1981 roku na targach w Dusseldorfie zaprezentowano prototypowy kombajn chodnikowy AM75 firmy VoestAlpine (rys. 3). W 1982 roku pierwsze modele AM75 pracowały już w niemieckich kopalniach [1]. Maszyna z licznymi udoskonaleniami i zmianami pracuje do dziś w wielu kopalniach w Polsce (rys. 4) i na świecie.

Rys. 3. Prezentacja prototypowego AM 75 w 1981 roku na targach w Dusseldorfie [1]



Rys. 4. AM 75 numer 100 dostarczany do Polski w 1994 roku [1]

W 1998 roku na targach BAUMA w Monachium zaprezentowano AM105 z systemem ICACUTROCK, który wspomagał proces urabiania skał. System, na którego podstawie bazują kolejne maszyny, a doświadczenie w urabianiu skał z niemal całego globu wykorzystywane jest do kolejnych systemów sterowania produkowanych maszyn [1, 2].

W 2007 roku uruchomiono pierwszy w Polsce w pełni zdalnie sterowany kombajn AM75 numer 178. Zasadniczym celem tego projektu było umożliwienie urabiania mechanicznego w warunkach zwiększonego wyrzutu metanu i skał. Kombajn znacząco wpływał na poprawę ergonomii i bezpieczeństwa pracy załogi. Pulpit sterowniczy wraz z monitorami znajdował się około 50 m za kombajnem, co znacząco wpływało na pracę w trudnych warunkach. Na kombajnie zastosowano system kontroli profilu urabiania wraz z zestawem kamer transmitujących na bieżąco obraz z kombajnu. Zainstalowany sprzęt pozwalał na obserwację parametrów pracy maszyny, położenia ramienia organu urabiającego oraz obserwację otoczenia [2].

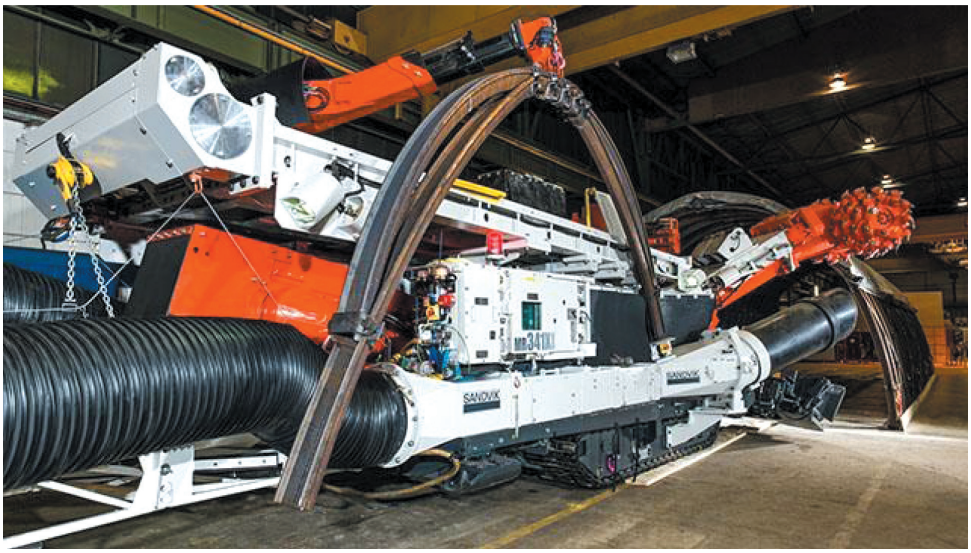
3. MASZYNY STEROWANE RADIOWO

Maszyna AM75 nr 178 została przebudowana na maszynę w pełni sterowaną radiowo, gdzie tylko transmisja danych z kombajnu oraz obrazu odbywała się przewodowo. W 2013 roku w Zeltweg w Austrii zaprezentowano całkowicie sterowany radiowo kombajn chodnikowy MR341X numer 001 (rys. 5). Kombajn odpowiadał parametrami maszynie typu AM75/MR340, jednak miał zainstalowaną platformę, na której zabudowano wiertarkokotwiarkę (rys. 6), podnośnik stropnic z zespołem pomostów do zabudowy obudowy oraz dźwig (rys. 7). Dźwig znacząco wpływał na poprawę ergonomii i komfortu pracy załogi, ponieważ służył do transportu obudowy ze stanowiska skręcania elementów łuków na znajdujący się na kombajnie podnośnik stropnic [2].

Maszyna została wyposażona w najnowocześniejsze sterowniki, zestaw radiowy oraz wyposażenie elektrohydrauliczne do sterowania wszystkimi funkcjami zarówno kombajnu, jak i platformy oraz znajdujących się na niej urządzeń. Zastosowane rozwiązania znacząco wpłynęły na produktywność maszyny, skracając czas zabudowy, zwiększając bezpieczeństwo i poprawiając komfort załogi. Kombajn chodnikowy MR341X był wyposażony w innowacyjny system transmisji danych na powierzchnię – kombajn komunikował się z siecią Wi-Fi, z możliwością połączenia przez światłowód i kabel. Odbiór danych ze stanu maszyny odbywał się według protokołu komunikacyjnego OPC UA, który stanowił innowację w górnictwie podziemnym. Ponadto z maszyną można było nawiązać połączenie VPN [2].

Rys. 5. Kombajn chodnikowy MR341/001 [2]

Rys. 6. Kombajn MR341/001 z uruchomioną zdalnie sterowaną wiertarkokotwiarką [2]



Rys. 7. Kombajn MR341/001 podczas transportu obudowy do zabudowy [2]

4. WSPÓŁCZESNE MASZYNY ZDALNIE STEROWANE – SANDVIK AUTOMINE®

Kiedy system sterowania maszynami pozwalał na obsługę każdej z jej funkcji i kontrolowanie, Sandvik rozpoczął prace nad zdalnym sterowaniem maszyn z pełną automatyzacją w wyznaczonych wcześniej strefach automatycznej pracy maszyn, gdzie nie mogą znajdować się ludzie. W zależności od wielkości posiadanej floty maszyn oraz potrzeb klienta oferowane są cztery poziomy usługi Automine®, która w każdym momencie może zostać zmieniona na odpowiadający aktualnym potrzebom użytkownika poziom. Należy dodać, że nie posługujemy się już pojęciem kombajnów chodnikowych, a „maszyn" ze względu na to, że system potrafi obsłużyć posiadaną przez klienta całą flotę zarówno kombajnów chodnikowych, produkcyjnych, wozów odstawczych, ładowarek, wiertnic, jak i wiertnic powierzchniowych. Automine® potrafi połączyć pracę wyżej wymienionych maszyn w ramach jednego procesu, a ponadto połączyć pracę wielu maszyn nie tylko w jednym wyrobisku kopalni.

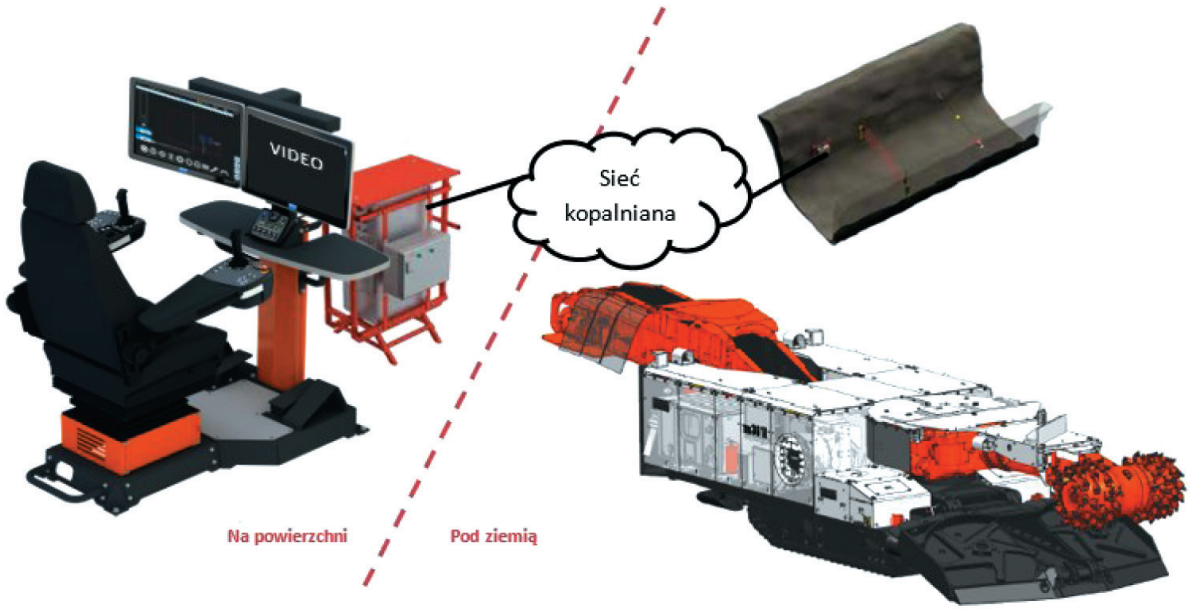
Do prawidłowej pracy maszyn niezbędna jest infrastruktura zamontowana w przestrzeni pracy maszyn, stanowisko operatora oraz wyposażenie maszyny w sprzęt wspierający system Automine®.

4.1. Ogólny zarys systemu Automine®

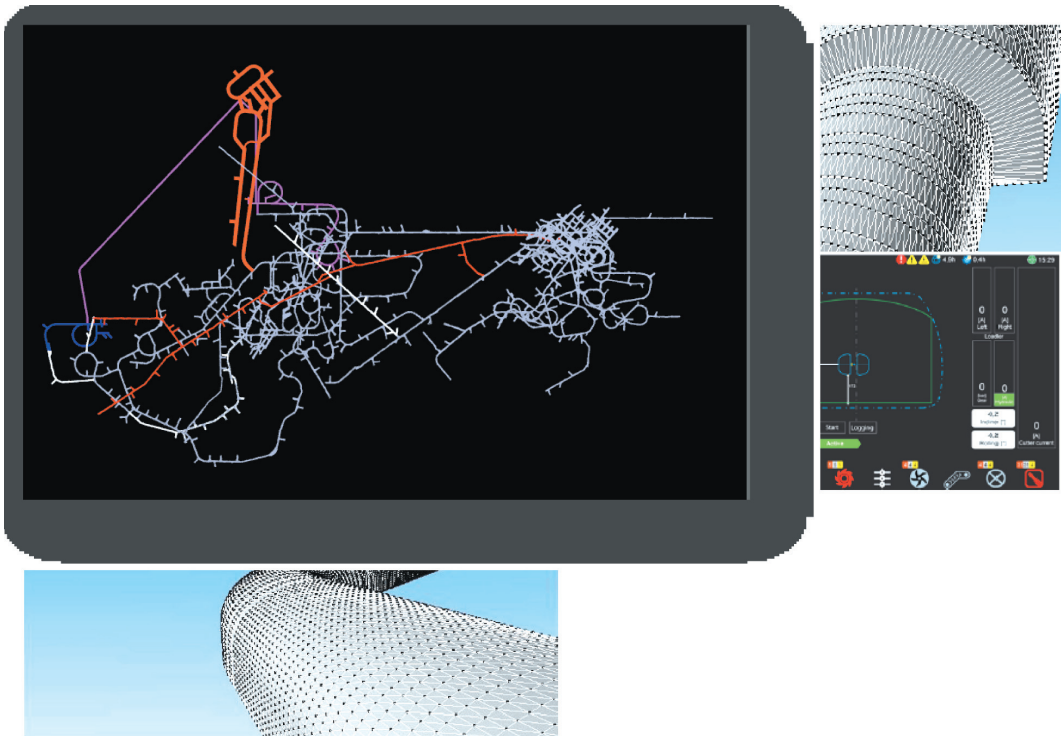
Operator na stanowisku ma dostęp do planu drążenia wyrobiska lub większej powierzchni (w zależności od ilości zarządzanych maszyn), posiada podgląd do parametrów bieżących maszyny oraz monitoring wizyjny i cyfrowy do aktualnej ścieżki urabiania kombajnu i/lub ścieżki prowadzenia załadunku i rozładunku w przypadku ładowarek. Maszyny poruszają się wzdłuż tunelu z zabudowaną siecią Wi-Fi oraz strefami wyizolowanymi od ruchu ludzi. Cały proces urabiania oraz proces produkcyjny można sprząc razem z kolejnymi maszynami odstawczymi i ładującymi, a rolą operatora pozostaje nadzór wizualny maszyn. W każdym przypadku operator może przejąć bezpośrednie sterowanie maszyną, a maszyna lub zespół maszyn może zostać wyłączony w przypadku jakiegokolwiek zagrożenia bezpieczeństwa. Istotnym elementem systemu jest sieć Wi-Fi, która musi pozostać nieprzerwana na całym obszarze pracy maszyny i strefie wyizolowanej (rys. 8). Poszczególne elementy składające się na system Automine® zostały omówione poniżej.

4.2. Plan wyrobisk kopalni

Niezbędnym elementem do autonomicznego prowadzenia wyrobiska lub tunelu jest skorelowanie planów prowadzenia prac z systemem Sandvik (rys. 9). Aplikacja SandvikAutomine® współpracuje z wieloma systemami planowania wyrobisk, przez co korzystanie z aktualnego systemu nie wyklucza, a nawet współgra z posiadanym oprogramowaniem tak, aby zaplanowane prace wykonywane przez posiadaną maszynę były aktualizowane jak najlepiej.



Rys. 8. Koncepcja systemu Automine [2]

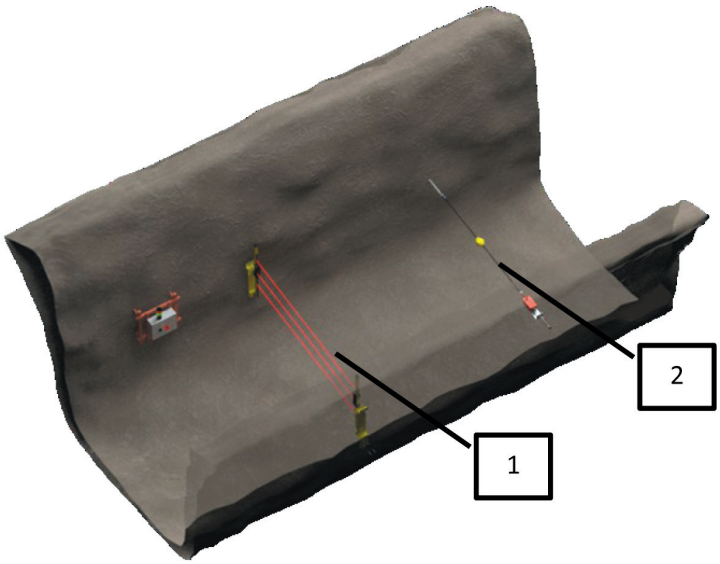


Rys. 9. Integracja systemu planowania wyrobisk kopalni z systemami Sandvik [2]

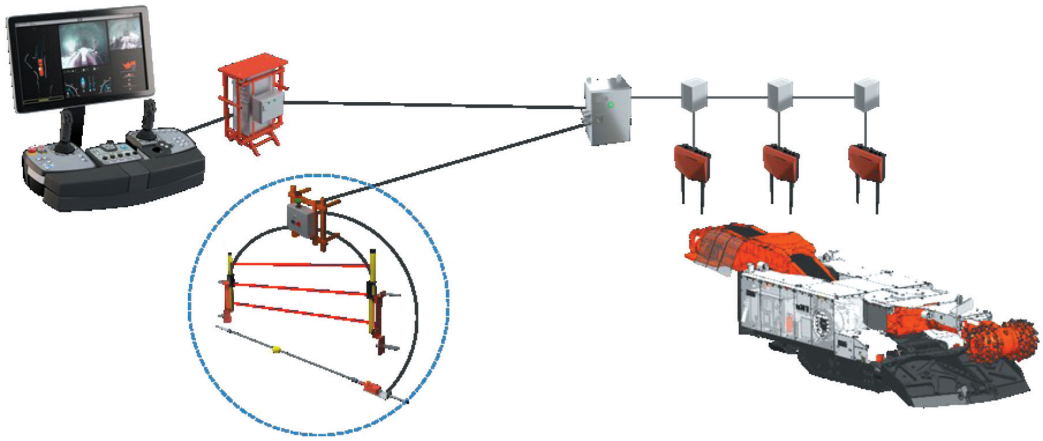
Plan wyrobiska jest przesyłany do maszyny oraz w czasie rzeczywistym uaktualniany. Sterownik maszyny w trybie nadążnym wybiera kolejne ścieżki urabiania tak, aby wykonywane wyrobisko było zgodne z narzuconym planem wyrobiska, który również może być w czasie rzeczywistym zmieniany, a maszyna wykonuje wtedy stosowne poprawki. Na tym etapie współpracują ze sobą systemy planowania wyrobisk (zewnętrzne oprogramowanie użytkownika), system Automine® oraz system wizualizacji profilu urabiania z automatycznym urabianiem.

4.3. Wyizolowane strefy pracy maszyn i połączenie z siecią Wi-Fi

Maszyna lub zespół maszyn, aby mogły poruszać się autonomicznie w wyrobisku, bezwzględnie musi zostać wyizolowana od poruszających się ludzi (rys. 10). Dlatego niezbędna jest zabudowa infrastruktury, która pozwoli zarówno na stworzenie wyizolowanych stref pracy autonomicznej, jak i infrastruktury sieciowej pozwalającej na pozostawanie w trybie on-line maszyny.



Rys. 10. Aktywowana bariera wyznaczająca strefę pracy maszyn: 1 – bariera laserowa, 2 – bariera linkowa [2]



Rys. 11. Połączenie maszyny z siecią Wi-Fi, barierą i pulpitem operatora [2]

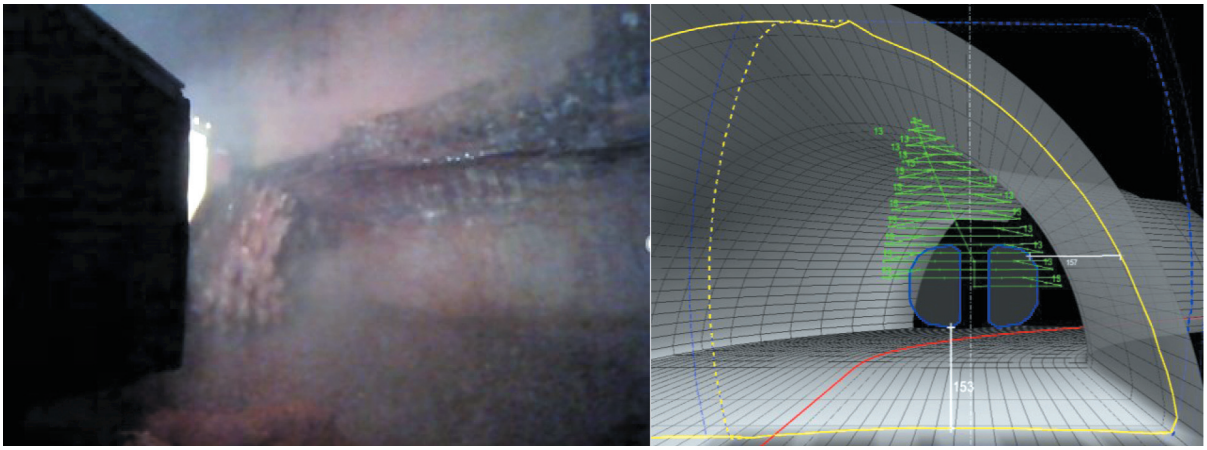
Budowanie stref polega na wykorzystaniu fizycznych barier przejścia oraz laserowych barier przejścia kilkukrotnie powtórzonych w odległości kilku metrów. Wychodzący ostatni człowiek ze strefy pracy maszyny uaktywnia strefę, a jej potwierdzenie następuje przez operatora przy stanowisku i od tej pory naruszenie którejkolwiek z bariery spowoduje natychmiastowe wyłączenie maszyny. Zostanie ona wyłączona również w przypadku utraty połączenia czy naciśnięcia przycisku bezpieczeństwa. Komunikacja maszyny z barierami i stacją operatora następuje przez zainstalowane wzdłuż chodnika anteny sieci Wi-Fi (rys. 11), stąd operator jest informowany o stanie i alarmach zarówno na maszynie, jak i barierach stref. Sieć i routery Wi-Fi wzdłuż prowadzonego chodnika mogą być prowadzone zarówno za pomocą światłowodów, jak i przeznaczonym do tego kablem sieciowym. Bariery zostały zaprojektowane zgodnie z normą PN-EN ISO 13849-1/-2.

4.4. Automatyczne urabianie

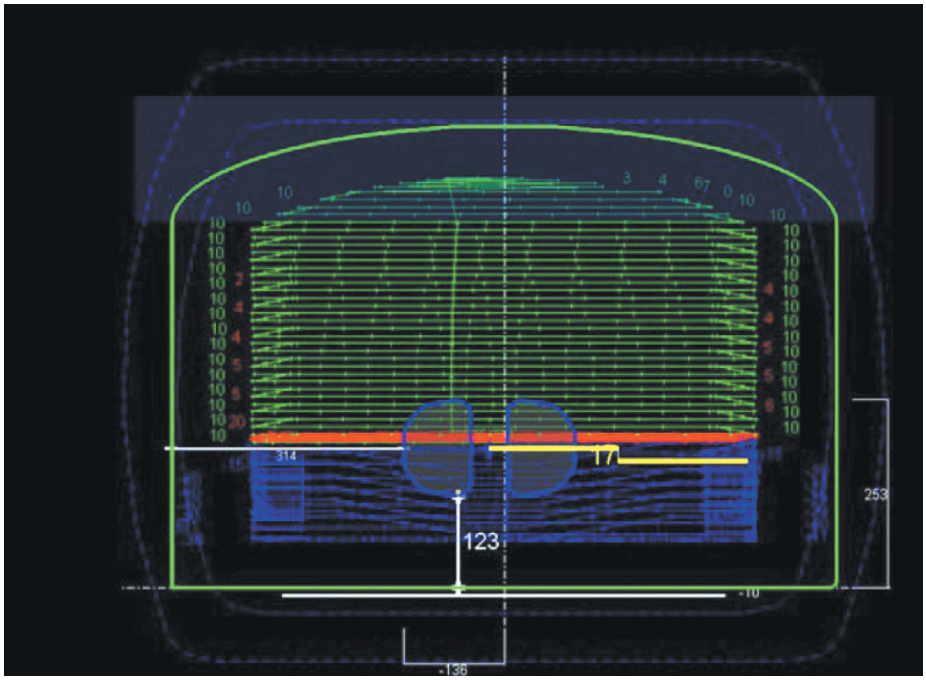
Opracowany na podstawie urabiania wielu rodzajów skał system automatycznego urabiania współpracuje na bieżąco z systemem PLC maszyny, z czujnikami zainstalowanymi w wyrobisku, planem drążenia z kopalni oraz wizyjnym systemem rozpoznającym odsłaniające się z każdym ruchem organu czoło przodka (rys. 12).

Do rozpoczęcia automatycznego urabiania wymagana jest minimalna konfiguracja, jednakże operator może wpływać na parametry urabiania lub całkowicie przejąć sterowanie w trybie manualnym. Ścieżka cięcia wizualizowana na ekranie operatora (rys. 13) może być ciągle sprawdzana lub zmieniana przez operatora, po czym jest przesyłana do sterownika PLC maszyny.

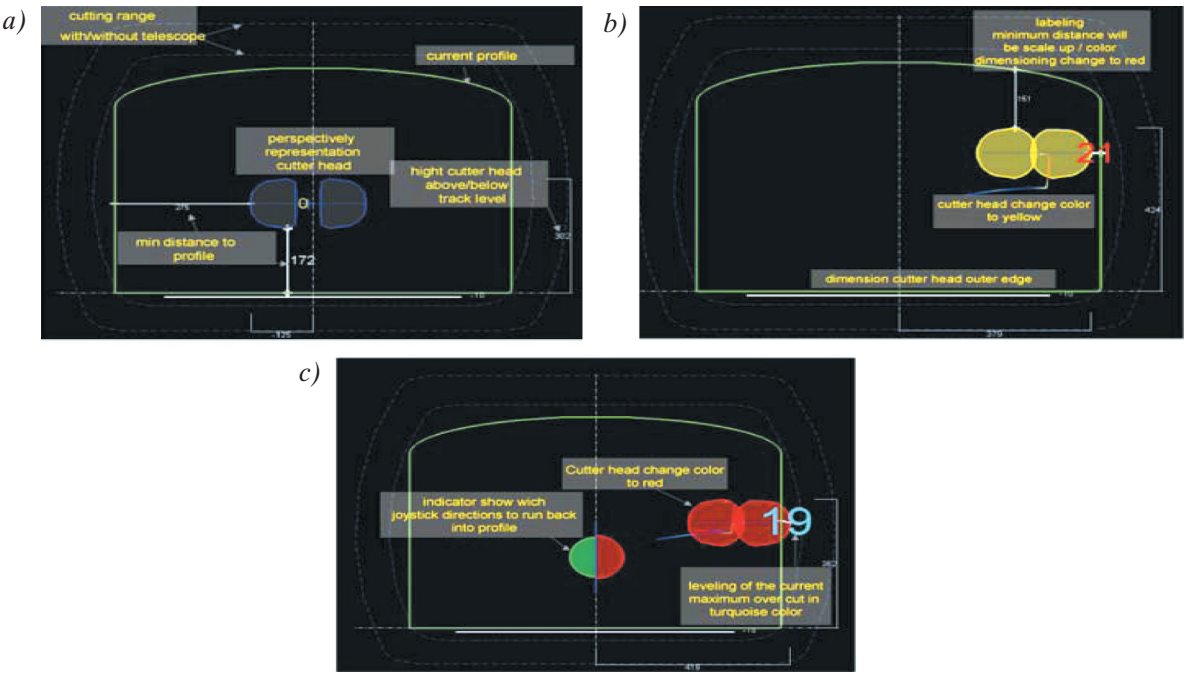
Położenie organu (rys. 14) jest sygnalizowane kolorami w zależności od siły docisku do skały, w profilu uwzględniane jest również przechylenie wzdłużne i poprzeczne maszyny. Położenie organu będące przy skraju profilu jest sygnalizowane operatorowi, a jego wyjście poza obrys profilu powoduje sygnalizację na czerwono (zazwyczaj odbywa się to w trybie manualnym, kiedy operator świadomie wykracza poza prowadzący profil urabiania).



Rys. 12. System wizyjny oraz przedstawiona cyfrowo ścieżka urabiania [2]



Rys. 13. Przykład dynamicznego cyklu urabiania ze ścieżką wyznaczoną na 10 cm [2]



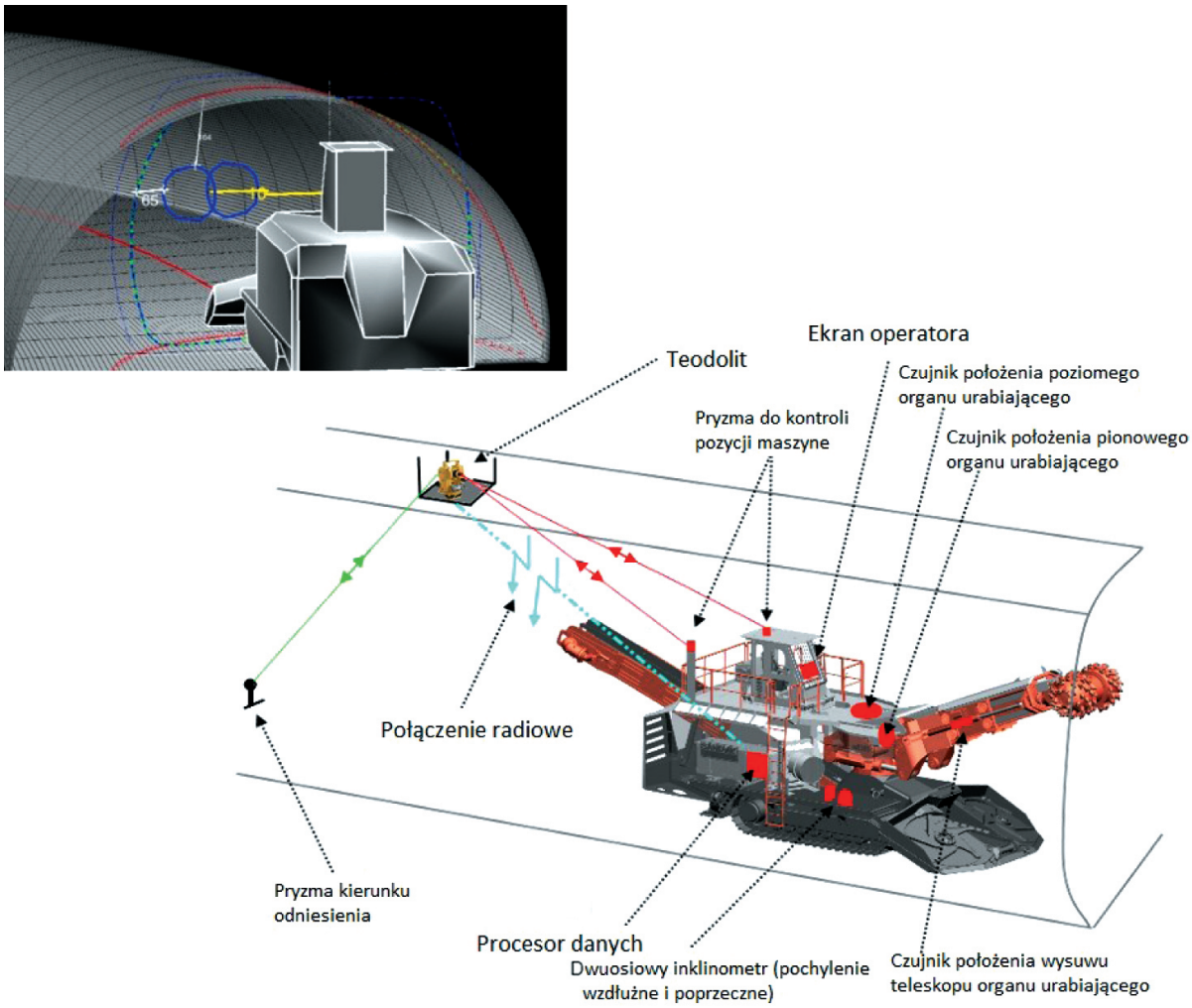
Rys. 14. Wizualizowanie położenia organu względem profilu urabiania: a) środkowe; b) skrajne; c) poza obrysem [2]

Wizualizacja profilu urabiania rozwijana od wielu lat przez firmę Sandvik pozwala prowadzić proces mechanicznego urabiania skał nie tylko przy autonomicznym prowadzeniu prac, ale system ten jest montowany również w maszynach, gdzie zwiększając ergonomię pracy operatora pozwala manualnie sterować prowadzeniem organu w dużym zapyleniu czy z powodu innych czynników ograniczających widoczność.

Zróżnicowanie występujących profili urabiania nie stanowi problemu, ponieważ w każdym momencie można dokonać wyboru potrzebnego profilu urabiania wcześniej zdefiniowanego przez użytkownika. Maszyna jest wyposażona także w algorytmy, które chronią jej elementy najbardziej narażone na zużycie podczas procesu urabiania, na przykład zapewniają ochronę przekładni organu polegającą na zmniejszeniu prędkości obrotnicy, kiedy zwiększa się prąd silnika przekładni.

4.5. Zdalne naprowadzanie

Utworzony wcześniej cyfrowy profil wyrobiska jest przekazywany on-line do systemu prowadzenia wyrobisk, systemu Automine® oraz jest przekazywany do systemu raportowania. Cała operacja jest połączona z automatycznym naprowadzaniem maszyny w przestrzeni projektu drążenia kopalni. System naprowadzania złożony z wewnętrznie umieszczonych inklinometrów oraz niezależnego teodolitu pozwala na stałe monitorowanie położenia maszyny względem zaplanowanego wyrobiska, co przedstawiono na rysunku 15.



Rys. 15. Pomiar bieżącego położenia maszyny w wyrobisku [2]

4.6. Stanowisko operatora

Sterowanie maszyną lub nadzór jej pracy mogą być wykonywane na specjalnie skonstruowanym stanowisku operatora, które jest dostosowane do potrzeb użytkownika, zarządzanych maszyn i wielkości floty (rys. 16).

Ponadto stanowisko może być umiejscowione w różnych obszarach zakładu użytkownika. Może ono znajdować się w najbliższym bezpiecznym miejscu w pewnej odległości od maszyny, ale poza strefą pracy, tak aby operator nie był narażony na trudne i niebezpieczne warunki podczas urabiania, ale tak by znajdował się blisko maszyny – rozwiązanie to jest stosowane przy bardzo trudnych warunkach lub małej flocie maszyn bez wspólnego powiązania między nimi. Otrzymujemy w ramach takiego stanowiska duże zwiększenie bezpieczeństwa i komfortu pracy oraz pozostawiamy operatora poza niebezpiecznymi czynnikami.

Stanowisko może znajdować się w dużej odległości od maszyn, ale służyć do zarządzania wieloma maszynami, które współpracują w ramach procesu w rozległym obszarze strefy wyizolowanej. W ramach większej floty stanowiska operatora umieszcza się także na powierzchni w specjalnie przeznaczonym do tego pokoju. Oprócz bezpieczeństwa i komfortu pracy zwiększana jest produktywność floty, w szczególności na rozległym obszarze kopalni. Czas zmiany operatorów to czas potrzebny na ponowne zalogowanie operatora.

Rys. 16. Rodzaje stanowisk operatora [2]

Interfejs operatora oraz rozmieszczenie poszczególnych ekranów jest definiowane przez operatora. Każdy z operatorów ma własny profil. Sterować maszyną lub kierować do niej zadania można tylko z zalogowanego profilu. Założony profil pozwala na tworzenie raportów zmianowych, przekazywanie wiadomości kolejnym operatorom i wysyłanie komunikatów lub poleceń do innych użytkowników na zmianie.

4.7. Konserwacja

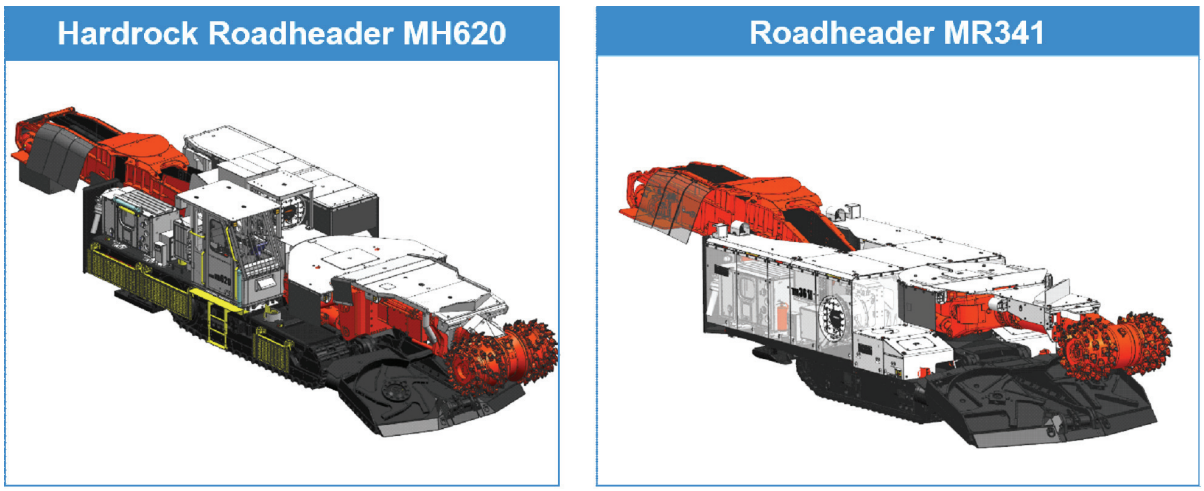
Czynności obsługi okresowej i prace konserwacyjne maszyn muszą być wykonywane bezpośrednio przez wykwalifikowany personel. Pomimo zastosowania samoczynnych urządzeń smarujących i wielu czujników podłączonych do systemu ostrzegającego i blokującego użycie danego komponentu w procesie konserwacji wymaga obecności techników.

Jednakże proces konserwacji może być planowany i przeprowadzany w warunkach wycofania maszyn w bezpiecznym miejscu i bez bezpośredniego narażenia na niebezpieczne warunki panujące podczas urabiania, także w ramach konserwacji wydłużany jest również zasięg sieci Wi-Fi, sprawdzane położenie teodolitu czy wykonywanie napraw bieżących według planu konserwacji maszyny.

Ocena i wymiana noży na wrębnikach organu urabiającego również wymaga obsługi manualnej odpowiedzialnych za dane czynności pracowników.

5. MASZYNY GOTOWE NA PRZYSZŁOŚĆ

Opisywany system autonomicznego prowadzenia wyrobiska pracuje i jest przygotowany do zastosowania z maszynami typu MH620 oraz MR341 (rys. 17). Są to sprawdzone maszyny, które mogą pracować w różnych wyrobiskach. W wyborze właściwej maszyny pomaga lokalny przedstawiciel firmy Sandvik. Poniżej zostanie przedstawiony kombajn MR341.



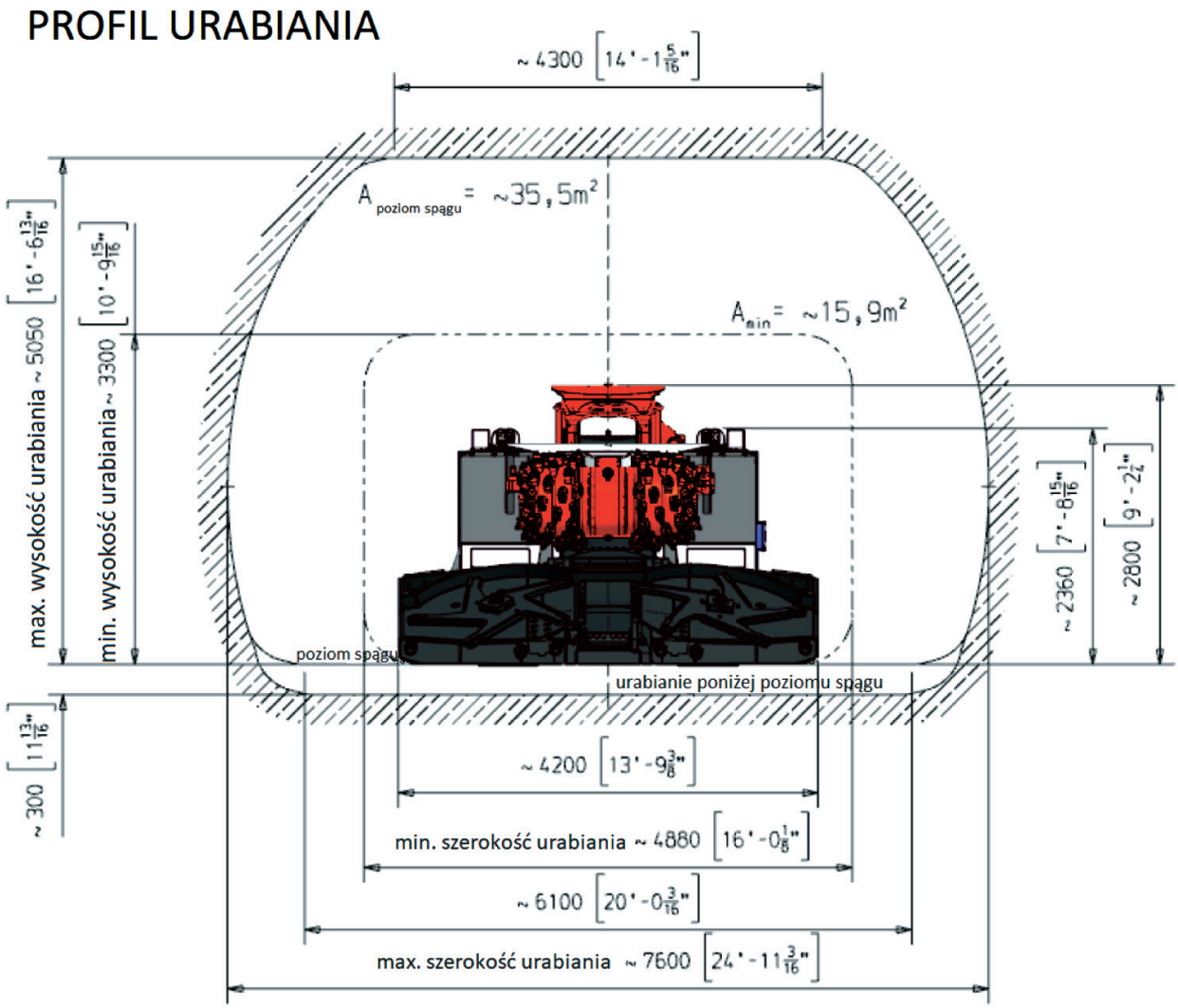
Rys. 17. Kombajny typu MH621 i MR341 [2]

5.1. Kombajn chodnikowy MR341

Kombajn chodnikowy MR341 może być wykonany w konfiguracji dostosowanej do potrzeb i panujących warunków we wskazanych wyrobiskach, zarówno całkowita moc, jak i maksymalny profil urabiania (rys. 18) są dostosowywane do potrzeb użytkownika.

Profil urabiania w minimalnym położeniu pionowym to 3,3 m, a maksymalny 5,05 m, w położeniu poziomym minimalna szerokość wynosi 4,2 m, a maksymalna 7,6 m, co pozwala na uniwersalne zastosowanie maszyny w wyrobiskach.

Całkowita maksymalna zainstalowana moc silników 382 kW (zasilanie 1000 V), a całkowita masa maszyny to około 67 t, co powoduje, że maszyna może zostać zastosowana do urabiania różnych rodzajów skał.



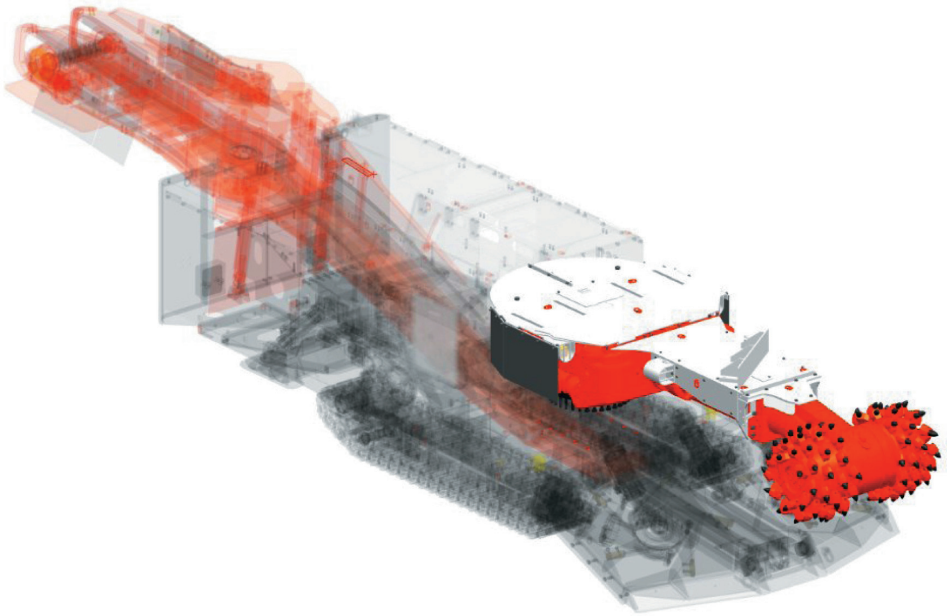
Rys. 18. Możliwości maksymalnego i minimalnego profilu urabiania kombajnu MR341 [2]

5.2. Zespół urabiający

Maszyna MR341 wyposażona została w zespół urabiający (rys. 19) złożony z obrotnicy, silnika organu urabiającego oraz przekładni organu urabiającego.

Unikalna obrotnica zębata pozwala na stałe i stabilne warunki urabiania, napędzana silnikiem elektrycznym o mocy 230 kW przekładnia organu generuje około 52 000 Nm momentu urabiania. Sterowanie i położenie obrotnicy są w pełni monitorowane, a przekładnia organu urabiającego została wyposażona w innowacyjny system monitorowania oleju i chłodzenia OMFCS II.

Zespół urabiający ponadto jest programowo chroniony przed nadmiernym zużyciem, kontrolując prąd silnika organu urabiającego, wychylenie obrotnicy oraz inne parametry wpływające na wydłużenie pracy wszystkich komponentów urabiających.



Rys. 19. Zespół urabiający kombajnu MR341 [2]

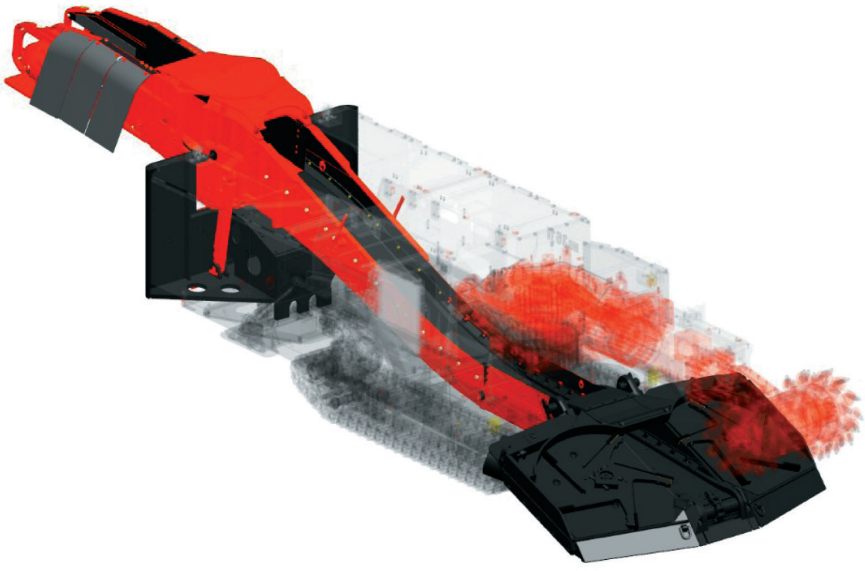
5.3. System załadunku urobku

System został zaprojektowany z myślą o dużej wydajności urabiania skał, stąd między innymi potrójne łożyskowanie przenośnika, zastosowanie trudnościeralnego poszycia, zmiennej prędkości silnika przenośnika hydraulicznego o wydajności do 205 m^3/h. Stół załadowczy charakteryzuje się poszerzeniami pozwalającymi na zwiększenie szerokości załadunku urobku.

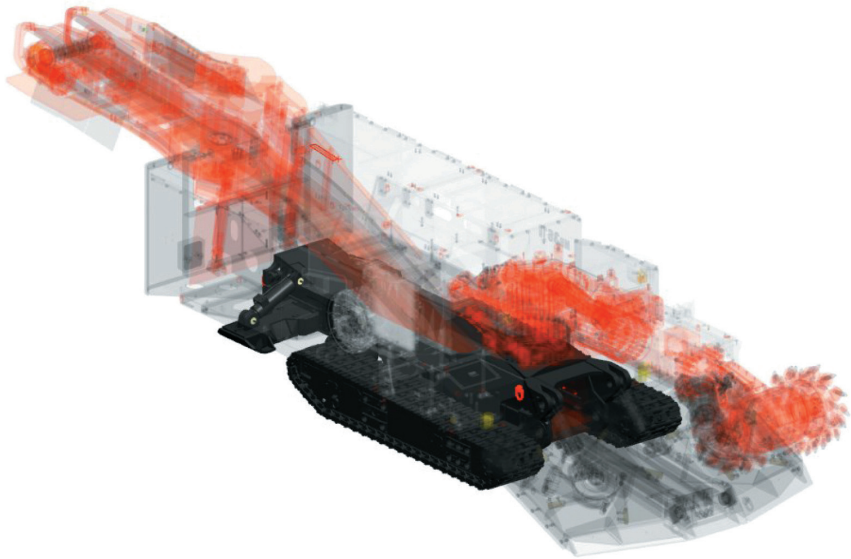
System załadowczy (rys. 20) jest zintegrowany z zespołem urabiającym i zmiany wydajności załadunku są sterowane przez bieżącą ocenę urabiania, co wpływa na wydłużenie okresów konserwacji i trwałość całego systemu załadowczego oraz pozwala na dostosowanie się do możliwości odbioru urobku.

5.4. Rama i zespół gąsienicowy

Ciężka rama z dwoma tylnymi podporami opuszczanymi hydraulicznie oraz zwiększone średnice sworzni zostały zastosowane w celu wydłużenia żywotności komponentów. Kompaktowy zespół gąsienicowy o mocy 120 000 Nm pozwala poruszać się z prędkością 8,8 m/min. Zespół gąsienicowy napędzany hydraulicznie ma możliwość zmiany szerokości płytek gąsienic.



Rys. 20. System załadowczy kombajnu MR341 [2]



Rys. 21. Rama i zespół gąsienicowy kombajnu MR341 [2]

5.5. System elektryczny

Kombajn chodnikowy MR341 wyposażony jest w skrzynię elektryczną zaprojektowaną do autonomicznej obsługi urabiania. Nadzorowanie sterowania funkcjami maszyny jest wykonywane przez najnowszy sterownik PLC firmy B&R, połączony z pozostałymi sterownikami nadzorującymi zarówno system zraszania, bezpieczeństwa, pozycjonowania oraz transmisji danych. Bezpośrednie sterowanie odbywa się za pomocą przeznaczonych do tego proporcjonalnych elektrozaworów pozwalających na bardzo precyzyjne sterowanie siłownikami, silnikami hydraulicznymi i innymi elementami hydraulicznymi w celu otrzymania stosownej informacji zwrotnej.

System elektryczny kombajnu pozwala na predykcyjne szacunki zużycia elementów i prewencyjną konserwację. Wszystkie informacje dotyczące zużycia poszczególnych komponentów na podstawie czasu i warunków pracy oraz monitorowania bieżących parametrów mogą być wyświetlane w panelu operatora, dyspozytora i utrzymania ruchu. W myśl działań związanych z „Przemysłem 4.0" operator jest na bieżąco ostrzegany o konieczności wymian płynów eksploatacyjnych czy innych części eksploatacyjnych. Wszystkie informacje są ze sobą skorelowane, aby wpływać na zmniejszenie kosztów utrzymania maszyny i zwiększać jej produktywność.

6. PODSUMOWANIE

Wieloletnie, światowe doświadczenie w tworzeniu maszyn przeznaczonych do górnictwa pozwoliło na wprowadzenie do eksploatacji maszyn autonomicznych, które wpływają na ochronę najwyższej wartości – życia i zdrowia, w miejscach, gdzie praca ludzi może być już bardzo niebezpieczna lub niemożliwa. Zachowanie przy tym produktywności na rentownym poziomie powoduje pojawienie się nowych możliwości w wydobywaniu niedostępnych dotychczas złóż.

Oferowane systemy półautomatycznej, automatycznej czy autonomicznej pracy maszyn Sandvik wpływają na znaczącą poprawę bezpieczeństwa i komfortu załogi, zmniejszenie ekspozycji załogi na szkodliwe warunki i zagrożenia, zmniejszenie kosztów utrzymania maszyn i czasów awarii, wydłużają żywotność maszyny, komponentów i redukują możliwości uszkodzenia maszyny czy komponentów. Dodatkowy wpływ na wzrost produktywności maszyny jest uzyskiwany przez zmniejszenie czasu dotarcia do maszyny w wyniku zmiany operatorów nie w miejscu pracy maszyny, a na zdalnym stanowisku operatora.

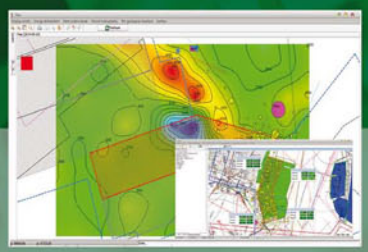
Wszystkie powyższe nowe funkcjonalności maszyn mają pozytywny wpływ na TCO (*Total Costs of Ownership*) niezwykle istotny parametr w nowoczesnych przedsiębiorstwach promujących zrównoważony rozwój.

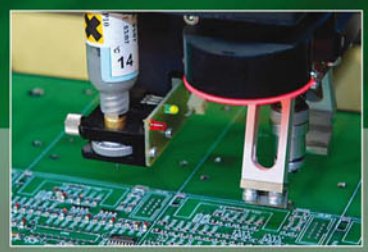
Literatura

[1] Viet M., Sapetschnig K.: *Vom Eisenwerk zur Bergtechnik*, Gutenberghaus Druck GmbH, Zeltweg 2011: 78–123.
[2] Materiały firmy Sandvik [niepublikowane].
[3] Broen A.*: Kombajny chodnikowe*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1980.
[4] Dolipski M., Cheluszka P.: *Dynamika układu urabiania kombajnu chodnikowego*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002.
[5] Jonak J.: *Urabianie skał głowicami wielonarzędziowymi*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 2002.

[6] Klich A.: *Maszyny i urządzenia dla inżynierii budownictwa podziemnego: wyrobiska korytarzowe i szybowe w górnictwie*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1999.
[7] Kotwica K., Klich A.: *Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych*, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2011.

mgr inż. PAWEŁ NOWAK
mgr inż. ŁUKASZ KILAN
Sandvik Polska Sp. z o.o.
ul. Strefowa 10, 43-100 Tychy
{*pawel.nowak, lukasz.kilan*}*@sandvik.com*





100 YEARS OF AGH UST

e-ISSN 2449-6421
ISSN 2450-7326