

# SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL

ATICS

# ELEK AUTONATION AUTONATION AUTONATION

# CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE

Mining – Informatics Automation and Electrical Engineering





# SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL NO. 4 (540) 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

> > 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 (Čzech 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: Aedden Shaw (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, Creative Commons CC-BY 4.0 License

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

*The electronic version of the journal is the primary one. Number of copies:* 60

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**

Roman Gąska, Zbigniew Wolny, Mariusz Myrlak, Marcin Kruk, Tomasz Karpiel	
The improvement of work safety and the functionality increase of operating the mine shaft hoist at the Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski	7
Poprawa bezpieczeństwa pracy i zwiększenie funkcjonalności prowadzenia ruchu w górniczym wyciągu szybowym (Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski)	14
Michał Stawowiak, Zenon Rożenek	
An assessment of rope durability in mining shaft hoists	21
Ocena trwałości lin pracujących w górniczych wyciągach szybowych	30
Marek Płachno, Sławomir Baranowski, Ireneusz Ośliźniok	
Difficulties related to the renovation of the reinforcement of the V shaft at PGG Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice	39
Trudności związane z remontem zbrojenia szybu V w PGG Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice	47
Tomasz Cichy, Artur Sekta	
Pressure monitoring in powered support legs in selected longwalls at Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.	55
Monitorowanie ciśnienia w stojakach obudowy zmechanizowanej w wybranych ścianach w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A.	61



**ROK LIV** 

#### ABSTRACTS

ROMAN GĄSKA ZBIGNIEW WOLNY MARIUSZ MYRLAK MARCIN KRUK TOMASZ KARPIEL

> THE IMPROVEMENT OF WORK SAFETY AND THE FUNCTIONALITY INCREASE OF OPERATING THE MINE SHAFT HOIST AT THE TAURON WYDOBYCIE S.A. Z.G. SOBIESKI

The article presents information on changes to the mine shaft hoist in the cage compartment of the "Sobieski III" shaft of Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski. A separate control unit based on MENTOR thyristor converters was installed in the excitation system of the drive motor and control generators, which allowed the replacement of systems that were difficult to operate, e.g. electromechanical amplifier (amplidyne) and the machine exciter of the hoist motor. Additionally, in order to stabilize the speed (especially during revision works in the shaft), the system of setting speed levels of the hoisting machine has been modified. Speed adjustment is realized by a follow-up speed control system built on the basis of a digitally controlled MENTOR reverse converter.

MICHAŁ STAWOWIAK ZENON ROŻENEK

#### AN ASSESSMENT OF ROPE DURABILITY IN MINING SHAFT HOISTS

The article presents the issues of the durability of lifting ropes and balance ropes operated in selected shafts of deep mines. The basic causes of hoisting ropes wear are described, the methods of steel ropes wear evaluation are given, as well as the hoisting ropes durability evaluation criteria. The authors also present selected results from the extension of hoisting ropes. The article ends with some conclusions resulting from the research. The article has also been provided with photos showing the measuring equipment used to assess the durability of steel and steel-rubber ropes. The article presents the criteria for assessing the durability of lifting ropes.

MAREK PŁACHNO SŁAWOMIR BARANOWSKI IRENEUSZ OŚLIŹNIOK

#### DIFFICULTIES RELATED TO THE RENOVATION OF THE REINFORCEMENT OF THE V SHAFT AT PGG ODDZIAŁ KWK RUDA RUCH BIELSZOWICE

The article presents an analysis of the possibility of carrying out repairs of shaft reinforcement without limiting its transport tasks, with operating parameters in accordance with the technical documentation of the shaft hoist, specified technical condition of the girders and guides, using the capital of knowledge and experience in maintaining the required level of safety for guiding the extraction vessels in conditions of the acceptable wear of guides and girders included in the mine shaft hoist documentation.

#### STRESZCZENIA

ROMAN GĄSKA ZBIGNIEW WOLNY MARIUSZ MYRLAK MARCIN KRUK TOMASZ KARPIEL

POPRAWA BEZPIECZEŃSTWA PRACY I ZWIĘKSZENIE FUNKCJONALNOŚCI PROWADZENIA RUCHU W GÓRNICZYM WYCIĄGU SZYBOWYM (TAURON WYDOBYCIE S.A. Z.G. SOBIESKI)

W artykule przedstawiono informację na temat zmian górniczego wyciągu szybowego w przedziale klatkowym szybu "Sobieski III" Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski. W układzie wzbudzenia silnika napędowego oraz prądnic sterujących zainstalowano wyodrębniony zespół sterowniczy oparty na przekształtnikach tyrystorowych MENTOR, co pozwoliło zastąpić układy kłopotliwe w eksploatacji, m.in. wzmacniacz elektromaszynowy (amplidyna) oraz wzbudnicę maszynową silnika wyciągowego. Dodatkowo w celu zapewnienia stabilizacji prędkości (szczególnie podczas prac rewizyjnych w szybie) został zmodyfikowany układ zadawania poziomów prędkości maszyny wyciągowej. Regulacja prędkości jest zrealizowana przez nadążny układ regulacji prędkości wykorzystujący cyfrowo sterowany przekształtnik rewersyjny MENTOR.

MICHAŁ STAWOWIAK ZENON ROŻENEK

#### OCENA TRWAŁOŚCI LIN PRACUJĄCYCH W GÓRNICZYCH WYCIĄGACH SZYBOWYCH

W artykule przedstawiono problematykę trwałości lin nośnych i wyrównawczych eksploatowanych w wybranych szybach kopalń głębinowych. Opisano podstawowe przyczyny zużywania się lin wyciągowych, podano metody oceny zużycia lin stalowych, przedstawiono także kryteria oceny trwałości lin nośnych wyciągowych. Autor zaprezentował również wybrane wyniki z wydłużeń lin nośnych wyciągowych. Artykuł zakończony jest wnioskami wynikającymi z przeprowadzonych badań oraz opatrzony zdjęciami przedstawiającymi aparaturę pomiarową, wykorzystywaną do oceny trwałości lin stalowych oraz stalowo-gumowych. W artykule przytoczono kryteria oceny trwałości lin nośnych.

MAREK PŁACHNO SŁAWOMIR BARANOWSKI IRENEUSZ OŚLIŹNIOK

> TRUDNOŚCI ZWIĄZANE Z REMONTEM ZBROJENIA SZYBU V W PGG ODDZIAŁ KWK RUDA RUCH BIELSZOWICE

W artykule przedstawiono analizę możliwości wykonywania remontów zbrojenia szybu bez ograniczania jego zadań transportowych, przy parametrach eksploatacji zgodnych z dokumentacją techniczną wyciągu szybowego, określonym stanie technicznym dźwigarów i prowadników, z wykorzystaniem wiedzy i doświadczenia w zakresie utrzymania wymaganego poziomu bezpieczeństwa prowadzenia naczyń wyciągowych w warunkach uwzględnionego w dokumentacji górniczego wyciągu szybowego dopuszczalnego zużycia prowadników i dźwigarów.

#### TOMASZ CICHY ARTUR SEKTA

#### PRESSURE MONITORING IN POWERED SUPPORT LEGS IN SELECTED LONGWALLS AT JASTRZĘBSKA SPÓŁKA WĘGLOWA S.A.

This article presents the role of systems for monitoring the capacity of sections of the powered support forming part of mining complexes. It shows systems for monitoring powered support sections during the mining of coal deposits and the method of transmitting measurements of pressure in hydraulic legs to the analytical system used at Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. The results of an evaluation of the interaction between the powered support and the rock mass and the manner of their presentation are provided. TOMASZ CICHY ARTUR SEKTA

> MONITOROWANIE CIŚNIENIA W STOJAKACH OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ W WYBRANYCH ŚCIANACH W JASTRZĘBSKIEJ SPÓŁCE WĘGLOWEJ S.A.

Artykuł przedstawia rolę systemów monitorowania podporności sekcji obudowy zmechanizowanej, wchodzącej w skład kompleksów wydobywczych. Zaprezentowano systemy jej monitorowania podczas eksploatacji złoża węgla oraz sposób przesyłania pomiarów ciśnień w stojakach hydraulicznych do systemu analitycznego wykorzystywanego w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. Przedstawiono wyniki oceny współpracy obudowy zmechanizowanej z górotworem oraz sposób ich prezentacji.

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2019.4.540.7

ROMAN GĄSKA ZBIGNIEW WOLNY MARIUSZ MYRLAK MARCIN KRUK TOMASZ KARPIEL

### The improvement of work safety and the functionality increase of operating the mine shaft hoist at the Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski

The article presents information on changes to the mine shaft hoist in the cage compartment of the "Sobieski III" shaft of Tauron Wydobycie S.A. A separate control unit based on MENTOR thyristor converters was installed in the excitation system of the drive motor and control generators, which allowed the replacement of systems that were difficult to operate, e.g. electromechanical amplifier (amplidyne) and the machine exciter of the hoist motor. Additionally, in order to stabilize the speed (especially during revision works in the shaft), the system of setting speed levels of the hoisting machine has been modified. Speed adjustment is realized by a follow-up speed control system built on the basis of a digitally controlled MENTOR reverse converter.

Key words: mine shaft hoists, modernization, hoisting machine, safety, control system

#### **1. GENERAL CHARACTERISTICS**

The presented hoisting machine is an element of a mine shaft hoist: a dual-vessel, cage hoist, intended for human travel, material, and output transport, installed in the room at the shaft top. The hoisting machine is manually controlled and cooperates with the shaft signalling and communication device. The hoisting machine is driven by a separately excited DC motor, powered from an electromechanical control generator and operating in the Leonard system. The direction of the motor rotation is changed by altering the direction of the excitation current of the control generator [1].

The control rod on the hoisting machine control stand is connected to a mechanical travel controller, a depth gauge – a shaft control panel and an induction setter. The rudder deflection angle is mechanically limited by cams as a function of the position of the cages [2]. The overall diagram of the speed setting system is shown in Figure 1.

Irregular changes in resistance in the speed selection system, as a result of the external temperature (the result of the aging of elements), caused a change in the set point which, combined with the inertial nature of the control system, resulted in:

- unstable operation,
- speed overshoot,
- non-linearity of the travel diagram.

All this resulted in the travel parameters being lower than the concession ones, which extended duration of the travel cycle. The economic effect of such a state was noticeable due to the reduction in production.

Figure 2 shows an example of a randomly selected machine operation registration. There are visible states of unstable operation consisting in overshoots and a non-linear travel diagram.



Fig. 1. Block diagram of the speed setting system with the system of selecting the maximum speed [2]



Fig. 2. Randomly selected recording of the travel speed – incorrect operation of the hoisting machine

#### 2. CHANGES MADE

#### 2.1. General characteristics

A separate control unit based on MENTOR thyristor converters (Fig. 3) [3] was installed in the mine shaft hoist.

Scope of work:

- modernization of the excitation system of the control generator consisting in replacing the amplidyne with a reverse thyristor converter installed in the SWG cabinet (Fig. 4),
- modernization of the excitation system of the winding machine driving motor, consisting in replacing the electromechanical exciter with a thyristor converter installed in the SWM cabinet (Fig. 5).

Additionally, in order to stabilize the speed (especially during revision works in the shaft), the system of setting speed levels of the hoisting machine has been modified. Speed control was realized by a follow speed control system built on the basis of a digitally controlled MENTOR reverse converter.

# 2.2. Thyristor excitation system of a control generator

The MENTOR digital thyristor exciter operating in a reversing system (PWG) was used to supply the excitation windings of the control generator. The exciter is equipped with the SM Applications Plus module containing the processor.

The analogue input signals for the MENTOR MP exciter are:

- speed commanded from the rudder in the X direction,
- speed commanded from the rudder in the Y direction,
- main circuit current (through the SEJ separator),
- main circuit voltage proportional to the driving speed (through the SENV separator).



Fig. 3. Schematic diagram of the hoisting machine drive after introduced changes [4]



Fig. 4. Excitation of the control generator [4]



Fig. 5. Excitation of the driving motor of the hoisting machine [4]

The binary input signals for the MENTOR MP exciter are:

- signals about selecting the maximum speed,
- signal about switching on the safety circuit (PPHB),
- signal about breaking the hoisting machine (KCZ),
- converter protection memory erase signal (KSWG),
- signal about increasing the starting current limit when the machine is stopped (ŁZP).

Excitation of the control generator with the use of the MENTOR MP75A4R thyristor converter and

the SM Applications Plus processor module will enable the following functions:

- setting the winding machine speed by the hoisting driver using the existing setpoint device and the existing travel controller,
- implementation of a speed controller based on speed feedback, which forms an input signal for the main circuit current controller based on the difference between the commanded speed and the actual speed. This controller can be proportional or proportional-integral,

11

- limitation of the maximum travel speed depending on the type of work included in the shaft signalling and communication device,
- limitation of the maximum accelerations and decelerations set by the control system, independently of the position of the cages in the shaft,
- implementation of the main circuit current controller based on the current feedback from the actual main circuit current, which, based on the difference between the set current and the actual current, creates an input signal for the excitation current controller of the control generator.

The MENTOR MP converter software enables the introduction of a step change of the signal to the speed setting inputs. These are inputs with the socalled "ramp", which enables a gradual increase of the set value for the speed controller and the limitation of the maximum accelerations and decelerations set by the control system. The system also makes it possible to limit the travel speed depending on the type of work enabled in the shaft signalling device.

The speed controller implemented in the exciter may be a proportional P controller or a PI proportional-integral controller. When setting the speed, right after the brake release, the speed controller is a proportional P controller, which enables the precise setting of the main circuit current by the hoist driver as a function of the rudder stick deflection angle. After exceeding the set speed threshold, the controller is adapted to a PI controller, which reduces the speed error to zero. Working with the PI controller ensures the same access roads and access speeds, regardless of the transported weight, which significantly improves the safety of the lift during an emergency stop [1].

Speed measurement is performed indirectly by measuring the voltage of the main circuit. This voltage is practically proportional to the rotational speed of the drive motor and, using the capabilities of the thyristor exciter processor, is continuously converted into hoist speed. The main circuit voltage is fed through the SENV separator to the analogue input of the exciter.

#### 2.3. Speed setting system

The speed setting system is based on the existing 1TS mechanical-cam control rod. The 1TS control output is input independently for each direction of travel to two voltage separators SEN1 and SEN2, and then to two analogue inputs of the PWG exciter. The set speed signal takes into account the operation of the mechanical travel regulator in the machine. The maximum speed selection system is used to limit the value of the maximum speed set by the rudder, depending on the type of work included in the shaft signalling and communication device, as shown in Figure 1.

# 2.4. Thyristor excitation system of the drive motor

The MENTOR digital thyristor exciter operating in a unidirectional system, marked with the PWM symbol, is used to supply the excitation winding of the drive motor of the hoisting machine. Based on the input signals, when the hoisting machine is released, the excitation current increases to the nominal value. The maximum speed of the excitation current increase is ensured by an appropriate forcing factor. After braking the machine, the excitation current is reduced in order to limit active power losses [4].

#### 3. GENERAL CHARACTERISTICS OF THE MENTOR MP THYRISTOR CONVERTER

The Mentor MP is the latest version of a modern digital DC rectifier with a 6-pulse output waveform (optional configuration (series) gives a 12-pulse waveform). The fully programmable rectifier offers great flexibility when integrating the control system. It is equipped with a rich set of functions, ensuring the quick and easy configuration of system settings. The easy-to-use system features include programmable analogue and digital I/O, digital mastercontrolled and dependent current limits, among others. Other advanced features include serial communication and threshold value programming. It is used in applications requiring energy return to the grid, high system dynamics and a constant torque or power value in a wide speed range [3].

#### 4. CONCLUSIONS

The presented example of the solution allowed us to increase the operational safety and reliability of the mine shaft hoist. In connection with the renovation of the control system of the hoisting machine of the mine shaft hoist in the cage compartment of the "Sobieski III" shaft of Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski, the following benefits were obtained:

- the modernization carried out did not interfere with the normal operation of the shaft, regular travel of people, extraction and revision works were carried out in accordance with the shaft work schedule,
- the proposed system improved the dynamics of the drive, which allowed the elimination of overshoots (Fig. 6),
- the machine was allowed to operate at concession speeds, which made it possible to shorten the duration of cycles and increase production,
- the motors driving the exciters and the amplidyne were switched off, which allowed for energy savings,
- expenditures on repairs and maintenance (brushes, commutator, bearings, inspections performed by specialized companies) were reduced.



Travel of people, X direction, Q = 6 Mg up





Fig. 6. Randomly selected speed registrations – correct operation of the hoisting machine after the introduced changes

#### References

- Szklarski L., Zarudzki J.: *Elektryczne maszyny wyciągowe*, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa – Kraków 1998.
- [2] *Operation and maintenance manual of the presented hoisting machine* [unpublished].
- [3] User manual, Basic version, Mentor MP, Thyristor digital drive for DC motors, Catalogue number; 0476-0003-02, Issue: 2 [trial version].
- [4] Documentation provided by PPUH "ELCAM" Sp. z o.o. in Świętochłowice [unpublished].
- ROMAN GĄSKA, MSc., Eng. ZBIGNIEW WOLNY, MSc., Eng. MARIUSZ MYRLAK, MSc., Eng. MARCIN KRUK, MSc., Eng. TOMASZ KARPIEL, PhD., Eng. Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski ul. Sulińskiego 2, 43-600 Jaworzno, Poland tomasz.karpiel@tauron-wydobycie.pl

© 2019 Authors. This is an open access publication, which can be used, distributed and reproduced in any medium according to the Creative Commons CC-BY 4.0 License.

ROMAN GĄSKA ZBIGNIEW WOLNY MARIUSZ MYRLAK MARCIN KRUK TOMASZ KARPIEL

### Poprawa bezpieczeństwa pracy i zwiększenie funkcjonalności prowadzenia ruchu w górniczym wyciągu szybowym (Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski)

W artykule przedstawiono informację na temat zmian górniczego wyciągu szybowego w przedziale klatkowym szybu "Sobieski III" Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski. W układzie wzbudzenia silnika napędowego oraz prądnic sterujących zainstalowano wyodrębniony zespół sterowniczy oparty na przekształtnikach tyrystorowych MENTOR, co pozwoliło zastąpić układy kłopotliwe w eksploatacji, m.in. wzmacniacz elektromaszynowy (amplidyna) oraz wzbudnicę maszynową silnika wyciągowego. Dodatkowo w celu zapewnienia stabilizacji prędkości (szczególnie podczas prac rewizyjnych w szybie), został zmodyfikowany układ zadawania poziomów prędkości maszyny wyciągowej. Regulacja prędkości jest zrealizowana przez nadążny układ regulacji prędkości zbudowany w oparciu o cyfrowo sterowany przekształtnik rewersyjny MENTOR.

Słowa kluczowe: górnicze wyciągi szybowe, modernizacja, maszyna wyciągowa, bezpieczeństwo, układ sterowania

#### 1. CHARAKTERYSTYKA OGÓLNA

Prezentowana maszyna wyciągowa jest elementem górniczego wyciągu szybowego: dwunaczyniowego, klatkowego, przeznaczonego do jazdy ludzi, transportu materiałów i wydobycia, zainstalowana w pomieszczeniu na zrębie. Maszyna wyciągowa sterowana jest ręcznie, współpracuje z urządzeniem sygnalizacji i łączności szybowej. Napęd maszyny wyciągowej stanowi obcowzbudny silnik prądu stałego, zasilany z elektromaszynowej prądnicy sterującej, pracujący w układzie Leonarda. Zmianę kierunku obrotów silnika uzyskuje się przez zmianę kierunku prądu wzbudzenia prądnicy sterującej [1].

Drążek sterowniczy na stanowisku sterowniczym maszyny wyciągowej jest połączony z mechanicznym regulatorem jazdy, wskaźnikiem głębokości – szybowskazem i zadajnikiem indukcyjnym. Kąt wychylenia steru jazdy jest ograniczony mechanicznie krzywkami w funkcji położenia naczyń wyciągowych [2]. Całościowy schemat układu zadawania prędkości został przedstawiony na rysunku 1.

Nieregularne zmiany rezystancji w układzie wyboru prędkości, wskutek odziaływania temperatury zewnętrznej (wynik starzenia się elementów), powodowały zmianę sygnału zadającego, co w połączeniu z inercyjnym charakterem układu regulacji skutkowało:

- niestabilną pracą,
- przeregulowaniem prędkości,
- nieliniowością diagramu jazdy.

To wszystko spowodowało, że parametry jazdy były niższe od koncesyjnych, co wydłużyło czas trwania cyklu jazdy. Skutek ekonomiczny takiego stanu był zauważalny ze względu na zmniejszenie wydobycia.

Na rysunku 2 przedstawiono przykładową, losowo wybraną, rejestrację pracy maszyny. Widoczne są stany niestabilnej pracy polegające na przeregulowaniach oraz nieliniowym diagramie jazdy.



Rys. 1. Schemat zasadniczy układu zadawania prędkości wraz z układem wyboru prędkości maksymalnej [2]



Rys. 2. Losowo wybrana rejestracja prędkości jazdy – nieprawidłowa praca maszyny wyciągowej

#### 2. WPROWADZONE ZMIANY

#### 2.1. Charakterystyka ogólna

W górniczym wyciągu szybowym zainstalowano wyodrębniony zespół sterowniczy oparty na przekształtnikach tyrystorowych MENTOR (rys. 3) [3].

Zakres prac:

- modernizacja układu wzbudzenia prądnicy sterującej polegająca na zastąpieniu amplidyny przez rewersyjny przekształtnik tyrystorowy zabudowany w szafie SWG (rys. 4),
- modernizacja układu wzbudzenia silnika napędowego maszyny wyciągowej polegająca na zastąpieniu wzbudnicy elektromaszynowej przez przekształtnik tyrystorowy zabudowany w szafie SWM (rys. 5).

Dodatkowo w celu zapewnienia stabilizacji prędkości (szczególnie podczas prac rewizyjnych w szybie) został zmodyfikowany układ zadawania poziomów prędkości maszyny wyciągowej. Regulację prędkości zrealizowano przez nadążny układ regulacji prędkości z wykorzystaniem cyfrowo sterowanego przekształtnika rewersyjnego MENTOR.

#### 2.2. Układ tyrystorowego wzbudzenia prądnicy sterującej

Do zasilania uzwojeń wzbudzenia prądnicy sterującej wykorzystano cyfrową wzbudnicę tyrystorową MENTOR pracującą w układzie nawrotnym (PWG). Wzbudnica wyposażona jest w moduł SM Applications Plus zawierający procesor.

Analogowymi sygnałami wejściowymi dla wzbudnicy MENTOR MP są:

- prędkość zadana ze steru jazdy w kierunku X,
- prędkość zadana ze steru jazdy w kierunku Y,
- prąd obwodu głównego (przez separator SEJ),
- napięcie obwodu głównego proporcjonalne do prędkości jazdy (przez separator SENV).



Rys. 3. Schemat ideowy napędu maszyny wyciągowej po wprowadzonych zmianach [4]



Rys. 4. Wzbudzenie prądnicy sterującej [4]



Rys. 5. Wzbudzenie silnika napędowego maszyny wyciągowej [4]

Binarnymi sygnałami wejściowymi dla wzbudnicy MENTOR MP są:

- sygnały o wyborze prędkości maksymalnej,
- sygnał o załączeniu obwodu bezpieczeństwa (PPHB),
- sygnał o zahamowaniu maszyny wyciągowej (KCZ),
- sygnał kasowania pamięci zabezpieczeń przekształtnika (KSWG),
- sygnał o zwiększeniu pułapu prądu startowego przy zatrzymanej maszynie (ŁZP).

Wykonanie wzbudzenia prądnicy sterującej z wykorzystaniem przekształtnika tyrystorowego typu MENTOR MP75A4R oraz modułu procesora SM Applications Plus umożliwi realizację takich funkcji, jak:

- zadawanie prędkości maszyny wyciągowej przez maszynistę wyciągowego z wykorzystaniem istniejącego zadajnika oraz istniejącego regulatora jazdy,
- oparta na sprzężeniu prędkościowym realizacja regulatora prędkości, który na podstawie różnicy między prędkością zadaną a rzeczywistą tworzy sygnał wejściowy dla regulatora prądu obwodu głównego – regulator ten może być proporcjonalny lub proporcjonalno-całkujący,

- ograniczenie maksymalnej prędkości jazdy w zależności od załączonego rodzaju pracy w urządzeniu sygnalizacji i łączności szybowej,
- ograniczenie maksymalnych przyspieszeń i opóźnień zadawanych przez układ regulacji w sposób niezależny od położenia naczyń w szybie,
- realizacja regulatora prądu obwodu głównego oparta na sprzężeniu prądowym od rzeczywistego prądu obwodu głównego, który na podstawie różnicy między prądem zadanym a rzeczywistym tworzy sygnał wejściowy dla regulatora prądu wzbudzenia prądnicy sterującej.

Oprogramowanie przekształtnika MENTOR MP umożliwia wprowadzenie skokowej zmiany sygnału na wejścia zadające prędkość jazdy. Są to wejścia z tzw. rampą, co umożliwia stopniowy narost wartości zadanej dla regulatora prędkości oraz ograniczenie maksymalnych przyspieszeń i opóźnień zadawanych przez układ regulacji. Układ też umożliwia ograniczenie wartości prędkości jazdy w zależności od załączonego rodzaju pracy urządzenia wyciągowego.

Regulator prędkości zrealizowany we wzbudnicy może być regulatorem proporcjonalnym P lub regulatorem proporcjonalno-całkującym PI. Przy zadawaniu prędkości, zaraz po odhamowaniu, regulator prędkości jest regulatorem proporcjonalnym P, który umożliwia precyzyjne zadawanie prądu obwodu głównego przez maszynistę wyciągowego wprost proporcjonalnie do kąta wychylenia drążka dźwigni steru. Po przekroczeniu zadanego progu prędkości regulator jest adaptowany na regulator PI, który redukuje błąd prędkości do zera. Praca z regulatorem PI zapewnia zachowanie tych samych dróg dojazdowych i prędkości dojazdowych niezależnie od transportowanego ciężaru, co znacznie poprawia bezpieczeństwo wyciągu podczas awaryjnego zatrzymania [1].

Pomiar prędkości jest realizowany w sposób pośredni przez pomiar napięcia obwodu głównego. Napięcie to jest praktycznie proporcjonalne do prędkości obrotowej silnika napędowego i z wykorzystaniem możliwości procesora wzbudnicy tyrystorowej jest w sposób ciągły przeliczane na prędkość wyciągu. Napięcie obwodu głównego przez separator SENV jest wprowadzane na wejście analogowe wzbudnicy.

#### 2.3. Układ zadawania prędkości

Układ zadawania prędkości został oparty na istniejącym mechaniczno-krzywkowym drążku sterowniczym 1TS. Sygnał wyjściowy ze steru jazdy 1TS jest wprowadzony niezależnie dla każdego kierunku jazdy na dwa separatory napięciowe SEN1 i SEN2, a następnie na dwa wejścia analogowe wzbudnicy PWG. Sygnał prędkości zadanej uwzględnia działanie istniejącego w maszynie mechanicznego regulatora jazdy. Układ wyboru prędkości maksymalnej służy do ograniczenia wartości prędkości maksymalnej zadawanej sterem jazdy w zależności od rodzaju pracy załączonego w urządzeniu sygnalizacji i łączności szybowej, co zostało przedstawione na rysunku 1.

# 2.4. Układ tyrystorowego wzbudzenia silnika napędowego

Do zasilania uzwojenia wzbudzenia silnika napędowego maszyny wyciągowej służy cyfrowa wzbudnica tyrystorowa MENTOR pracująca w układzie jednokierunkowym, oznaczona symbolem PWM. Na podstawie sygnałów wejściowych w momencie odhamowania maszyny wyciągowej prąd wzbudzenia narasta do wartości znamionowej. Maksymalną prędkość narostu prądu wzbudzenia zapewnia odpowiedni współczynnik forsowania. Po zahamowaniu maszyny prąd wzbudzenia jest zmniejszany w celu ograniczenia strat mocy czynnej [4].

#### 3. CHARAKTERYSTYKA OGÓLNA PRZEKSZTAŁTNIKA TYRYSTOROWEGO MENTOR MP

Mentor MP stanowi najnowszą wersję nowoczesnego cyfrowego prostownika prądu stałego o przebiegu wyjściowym sześciopulsowym (konfiguracja opcjonalna, szeregowa, daje przebieg dwunastopulsowy). W pełni programowalny prostownik zapewnia dużą elastyczność podczas integracji systemu sterowania. Zawiera mnóstwo funkcji zapewniających szybką i prosta konfiguracje nastaw systemu. Łatwe w użyciu funkcje systemu obejmują między innymi programowane wejścia/wyjścia analogowe i cyfrowe, cyfrowe sterowane nadrzędne oraz zależne ograniczenia prądowe. Inne funkcje zaawansowane obejmują komunikację szeregową oraz programowanie wartości progowych. Stosowany jest w aplikacjach wymagających zwrotu energii do sieci, wysokiej dynamiki systemu oraz stałej wartości momentu lub mocy w szerokim zakresie prędkości [3].

#### 4. WNIOSKI

Przedstawiony przykład rozwiązania pozwolił na zwiększenie pewności ruchowej i niezawodności górniczego wyciągu szybowego.

W związku z remontem układu sterowania maszyny wyciągowej górniczego wyciągu szybowego w przedziale klatkowym szybu "Sobieski III" Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski uzyskano następujące korzyści:

 przeprowadzona modernizacja nie zakłóciła normalnego toku pracy szybu, regularna jazda ludzi, wydobycie i prace rewizyjne odbywały się zgodnie z harmonogramem pracy szybu,

- zaproponowany układ poprawił dynamikę napędu, co pozwoliło wyeliminować przeregulowania (rys. 6),
- umożliwiono pracę maszyny z prędkościami koncesyjnymi, co pozwoliło skrócić czas trwania cykli i zwiększyć wydobycie,
- wyłączono z pracy silniki napędzające wzbudnicę i amplidynę, co umożliwiło osiągnięcie oszczędności energetycznych,
- zmniejszono nakłady na remonty i obsługę bieżącą (szczotki, komutator, łożyska, przeglądy wykonywane przez wyspecjalizowane firmy).



#### Jazda ludzi, kierunek X, Q = 6 Mg w górę

*Rys. 6. Losowo wybrane rejestracje prędkości jazdy – prawidłowa praca maszyny wyciągowej po wprowadzonych zmianach* 

#### Literatura

- Szklarski L., Zarudzki J.: *Elektryczne maszyny wyciągowe*, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa – Kraków 1998.
- [2] Dokumentacja techniczno-ruchowa prezentowanej maszyny wyciągowej [niepublikowane].
- [3] Podręcznik użytkownika, Wersja podstawowa, Mentor MP, Tyrystorowy cyfrowy napęd dla silników prądu stałego, Numer katalogowy; 0476-0003-02, wyd. 2 [wersja testowa].
- [4] Dokumentacja udostępniona przez firmę PPUH "ELCAM" Sp. z o.o. w Świętochłowicach [niepublikowane].

mgr inż. ROMAN GĄSKA mgr inż. ZBIGNIEW WOLNY mgr inż. MARIUSZ MYRLAK mgr inż. MARCIN KRUK dr inż. TOMASZ KARPIEL Tauron Wydobycie S.A. Z.G. Sobieski ul. Sulińskiego 2, 43-600 Jaworzno tomasz.karpiel@tauron-wydobycie.pl

© 2019 Autorzy. Jest to publikacja ogólnodostępna, którą można wykorzystywać, rozpowszechniać i kopiować w dowolnej formie zgodnie z licencją Creative Commons CC-BY 4.0.

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2019.4.540.21

MICHAŁ STAWOWIAK ZENON ROŻENEK

# An assessment of rope durability in mining shaft hoists

The article presents the issues of the durability of lifting ropes and balance ropes operated in selected shafts of deep mines. The basic causes of hoisting ropes wear are described, the methods of steel ropes wear evaluation are given, as well as the hoisting ropes durability evaluation criteria. The authors also present selected results from the extension of hoisting ropes. The article ends with some conclusions resulting from the research. The article has also been provided with photos showing the measuring equipment used to assess the durability of steel and steel-rubber ropes. The article presents the criteria for assessing the durability of lifting ropes.

Key words: operation, ropes, assessment, durability

#### 1. INTRODUCTION

Mining hoisting devices are the most important link and basic means of transport in the Polish hard coal mining industry. These devices are used to transport the excavated material from underground mines. Hoisting devices also perform a number of other functions, such as crew descent and departure, and lowering various types of materials necessary for the exploitation of the deposit, as well as the maintenance of the mine infrastructure [1].

The decreasing number of coal deposits lying in favour able mining and geological conditions and the constantly increasing depth of mining result in an increase in mining costs. If we add to this the relatively low coal prices on world markets, the true picture of hard coal mining in Poland and in the world emerges. A chance to improve the profitability of exploitation, and thus to maintain the profitability of Polish mines, is the increased concentration of extraction. This situation contributes to the need to use increasingly efficient and reliable extraction devices. This can be achieved by using extraction vessels of increasing capacity, as well as driving speeds in the extraction shafts. Such actions result in an increase in the operating parameters of the ropes, which reduces their durability [1–3].

Steel ropes used in shaft hoists are subject to various wear processes. They change their mechanical parameters, as a result of which they lose their operational properties. Ropes are subject to wear processes that are nonlinear as a function of time. Effects of foreseeable wear are counteracted by conducting regular tests and inspections using various methods, from visual to non-destructive [3–5].

In order to better understand the wear processes of ropes, it may be useful to carry out an analysis of their durability. The ropes operating in the downhill material shaft hoists in one of the selected hard coal mines were analyzed in this way. The source of the data were reports on tests periodically carried out by experts, books of periodical inspections of shaft hoists and books of shaft reports.

#### 2. METHODS OF ASSESSING THE CONDITION OF STEEL ROPES

Several methods are used to assess the condition of a rope in service. We can distinguish two groups [4]:

- non-apparatus based on observing wear processes or on measuring geometric features of ropes, the condition of which changes with the change of the rope condition,
- apparatus involve the use of specialized apparatus. The most commonly used are magnetic tests [6].

#### 2.1. Non-apparatus methods

#### 2.1.1. Visual method

This method is based on visual observation of the condition of the available part of the rope. This is the most common diagnostic method to assess the condition of ropes. It requires a lot of experience of the person conducting the observations and due to the lack of unambiguous criteria, this method is not very objective. By performing the cyclic counting of wire fatigue scraps, this method can be used to prepare the fatigue wear characteristics of the ropes [4].

Visual observations reveal damage such as [7]:

- breaking strands,
- corrosion,
- wire fractures,
- change of rope diameter,
- deformities,
- waviness,
- rope attachment point.

#### 2.1.2. Methods of measuring the geometrical features of the rope

The most common method of rope condition assessment in this group is the registration of changes in diameter in the determined rope cross-section. The reference is the nominal or actual dimension in the designated cross-section. The diameters are recorded after some time after putting on a new rope, when the diameter is clearly stabilized. The reduction in diameter at a given location is in most cases associated with a core damage or defect. The lateral rigidity of the rope decreases or increases, which has an impact on the acceleration of fatigue wear. The local increase of the rope's transverse stiffness and the dropping of strands onto the core are also dangerous. These phenomena in bent ropes can lead to fatigue scrap of wires [4].

Pattern example:

$$\Delta d = \frac{d - d_{nom}}{d_{nom}} \cdot 100\% \tag{1}$$

where:

*d<sub>nom</sub>* – nominal rope diameter [mm], *d* – measured rope diameter [mm].

Another method forassessing the condition of ropes in this group is measuring the rope jump length. This is the length of the helix stroke that the individual strands draw. The pitch of ropes with steel cores is from 7 to 9 nominal diameters. In order to increase accuracy, the measurement is made at three times the stroke length. It should be performed in several marked sections. The reference is the actual or nominal size of the rope at the site. Measurement of the rope jump length is only justified after a certain time, different for each device and rope structure. This delay is to stabilize the elastic parameters of the rope (no elongation). When the jump length changes after this period, this may indicate twirling of the ropes. A significant difference in the stroke length compared to the nominal value affects the fatigue life reduction [4, 7]:

$$\Delta l = \frac{l_s - l_{nom}}{l_{nom}} \cdot 100 \tag{2}$$

where:

 $l_{nom}$  – nominal rope jump length [mm],

 $l_s$  – measured rope jump length [mm].

# 2.1.3. Methods of measuring the geometrical size of losses

In order to measure the size of the wire friction, three methods are used: the method of measuring the diameter of the rope, the method of measuring the dimensions of the wear of a single wire, and the method of measuring the reflection surface of the rope in print. The method of measuring the diameters is used for semi-closed and closed ropes. It is the only method of measuring this size for them. This method consists in comparing the measured diameter with the diameter of the new rope. The method of measuring the dimensions of a single wire wear (Fig. 1) consists in measuring the wear height h or the wear chord c. Measuring the wear chord is a very difficult task and burdened with a considerable degree of error. In order to measure the height of the wear, it is necessary to cut the wire. The size of the clash is calculated from the formula:

$$\Delta S_{Fe} = r^2 \cdot \arcsin\left(\frac{c}{2r}\right) - 0.5 \cdot \sqrt{r^2 - 0.25c^2}$$
(3)



Fig. 1. Calculation of the wire wear area [8] c – wire wear chord, h – wire wear height,  $\delta$  – wire diameter, r – radius (r = 0.5 ·  $\delta$ )

A more precise method of determining the wire wear chord is the "in print" method (Fig. 2). It consists in applying chalk, graphite or a paint designed for this purpose to the dirt-free surface of the rope. After making a mark on the paper, an image is obtained in which the wear surfaces are clearly visible. The bowstring can be measured very accurately, directly from a print or from a copy made to a suitable scale. In order to calculate the area of the scraped wire, the resulting chord size should be entered in formula (3). The values calculated using this method are usually lower than those calculated based on the direct measurement of the chord of clashes [1].



Fig. 2. Measurement of the size of the wire wear using the "in print" method of the rope surface reflection [8]

#### 2.1.4. Apparatus methods - magnetic testing

Magnetic testing is the most common method of testing hoisting ropes in an apparatus. Poland was the first country to introduce a legal obligation in its mines to test the magnetic ropes of hoisting devices. Today's regulations also require magnetic testing of balance and guide ropes.

During the test, the rope becomes magnetized with a permanent field. The magnetic flux flowing through the rope is generated by permanent magnets. An inductive sensor (measuring coil) is located between the pole pieces on the part of the rope that is magnetized. The instantaneous value of the magnetic flux associated with the measuring coil changes when the section of rope on which the damage is moved. As a result of this phenomenon, an electromotive force is induced, the value of which is directly proportional to the change in the ferromagnetic cross-section of the tested rope. The value of this force is also influenced by many factors depending on the measuring head and the parameters of rope damage. Part of the magnetic flux induced by permanent magnets flows through the area surrounding the rope. This part of the stream is called the leakage stream. The lines of the scattering flux are parallel to each other, provided that there is no change in the ferromagnetic cross-section of the tested rope on the magnetized section (Fig. 3) [8].





If there is a step change in the rope cross-section (corrosion pits, cracks etc.) or a change in the homogeneous structure of the line occurs, the magnetic field force lines are deformed. However, the value of the magnetizing flux does not change (Fig. 4).



Fig. 4. Distribution of the magnetic field in the damaged line [6] 1 – rope, 2 – rope damage, 3 – inductive sensor for step changes in cross-section, 4 – hall sensor for cross-section changes

The most important parameters affecting the nature and value of the impulse induced in the measuring coil include: the distance between the ends of the broken wire, the damage distance from the rope axis, and the loss of the ferromagnetic cross-section of the tested rope.

The same method is used for magnetic testing of hoisting ropes – rope magnetization with permanent magnets. However, different manufacturers use different types of sensors. Depending on the number and type of detection sensors, the design of magnetic concentrators, susceptibility to magnetization, and the principle of operation of the sensor, they provide different signals. Inductive sensors and Hall sensors are the most commonly used detection elements. The main task of an inductive sensor is to detect and measure spike failures. If it is used, the damage should move in relation to the sensor. Hall sensors are also used, which enable the measurement of the so-called continuous damage such as wire abrasion or corrosion. They are also used to increase the detection of damages such as corrosion pits or wire breaks [6].



Fig. 5. Parameters influencing the pulse induced in the coil [3]
S – length of the gap between the ends of the broken wire, Fu – ferromagnetic section loss, α – radial distance from the rope axis

They can be used as external or internal sensors. The data on the components of the radial force lines of the magnetic field are collected by an external sensor. It should be located at an appropriate distance from the tested rope by the armature. Using information from sensors: external and internal, it is possible to obtain data on the depth of the defect occurrence in the tested line (Fig. 5). If the defect is deep in the line, the values from both sensors have a similar value. If the value of the signal from the external sensor is lower than the value of the signal from the internal sensor, the defect is located in the outer layer of the rope. These solutions are considered to be the best detection of a significant part of typical rope failures [1, 9].

The apparatus for performing magnetic flaw detection consists of two elements: the measuring head and the signal output recorder (Fig. 6). The result of the test is a defectogram on which the test results are recorded. The apparatus is equipped with an additional system whose task is to balance the speed changes. The ejection of the tape on which the results are recorded is adjusted to the rope speed. As a result, the signal coming from the sensors and recorded on the tape does not depend on this speed. The measuring head should be calibrated by an independent person, in accordance with the standards, every 3 years [9].

The rope speed has no effect on the accuracy of the measurement, if a compensation system for this value is used.



Fig. 6. Diagram of the measuring apparatus mounted on the rope [3]
1 – measuring head, 2 – recording part, 3 – connecting wires, 4 – rope movement and displacement sensor roll, 5 – tested rope, 6 – compensation pulley, 7 – signal amplifier, 8 – recorder

Due to its metrological parameters, the MD-120 defectograph shown in Figures 7 and 8 has become very popular.



*Fig. 7. A set of apparatus for testing round steel ropes* 1 – MD-120 recorder, 2 – GP-2 head, 3 – cable connecting the head with the recorder, 4 – tested rope





*Fig. 8. Set of apparatus for testing steel-rubber ropes* 1 – MD-120 recorder, 2 – SAG / LRM head, 3 – cable connecting the head with the recorder, 4 – tested rope

#### 3. ANALYSIS OF ROPE WORK IN A SELECTED SHAFT

Chase characteristics:

- shaft type: exhaust, one-compartment,
- purpose of the shaft: people driving, stone mining,
- extraction levels: framework, level 840 m, level 1000 m,
- shaft diameter: 7.5 m,
- dhaft depth: 1050 m,
- tower height: 27 m (single-shot turret),
- spine depth: 28 m,
- vessel routing: rigid, double-sided, frontal.

Characteristics of the hoist device:

- Dishes: two years old.
- Useful capacity:
  - people rides: 4.5 Mg,
  - driving with material: 12.0 Mg,
  - stone mining: 7.5 + 2.6 Mg.
- Diameter of rope pulleys: 5000 mm.
- Type of drive wheel lining: ModarR3.
- Driving speed:
  - human travel: 10 m/s,
  - material ride: 10 m/s,
  - stone extraction: 10 m/s.
- Driving distance: 992.8 m.

Extractor machine:

- Location: felling.
- Type: 2L-5000/2000.
- Year built: 1990.
- Manufacturer: ZUT ZGODA-DOLMEL.
- Motor urine: 2300 Tw.

Carrying ropes [1]:

- Number of supporting bales: 2 pieces.
- Marking: 48.0-6×36 WS+FE–S/z-n-1-g 1570.

- Construction: 6 (14 × 2.72 + 7 × 1.7 / 7 × 2.15 + 7 × 2.24 + 1 × 3.00) + FE.
- Ropes work intensity: 180 hauls/day.
- The ropes worked in wet conditions.

Rope wear analysis [1, 10].

The supporting ropes in this shaft hoist operated from 27 to 32 months. In all cases, the reason for replacing the ropes was a deterioration of the safety factor due to corrosion. In such cases, magnetic tests are the dominant diagnostic method.

As a result of the survey carried out on May 21, 2015, charts from the defectograph were obtained, which are shown in Figure 9. It was a reason for the decision to replace the ropes. Oxidation of the zinc coating and corrosion raid turning into point pitting corrosion on the entire length of the ropes were found. Moreover, clashes and single factory wire breaks were observed.

The diagnostic methods based on which the decision to replace the ropes was made are:

- a) A visual method, corrosion tarnish and pitting corrosion along the entire length.
- b) B! magnetic method, corrosion raid and progressive pitting corrosion, abrasions and factory shortages of wires.



Fig. 9. Fragment of a defectograph from the last test of the rope put aside on February 21, 2015

Set number	Creationdate	Exchange date	Producer/Wearsymptoms	Workingtime [months]	Diagnostic method: A – visual method, B! – magnetic method
1	28.07.2002	23.04.2005	Polskie Liny Sp. z o.o. w Katowicach/Corrosion	32	B! A
2	24.04.2005	26.10.2007	Polskie Liny Sp. z o.o. w Katowicach/Corrosion	30	B! A
3	27.10.2007	16.05.2010	ŽDB a.s. Bohumin – Czech Republic/Corrosion	31	B! A
4	17.05.2010	8.12.2012	ŽDB a.s. Bohumin – Czech Republic/Corrosion	31	B! A
5	9.12.2012	14.03.2015	ŽDB a.s. Bohumin – Czech Republi/Corrosion	27	B! A
6	15.03.2015	15.11.2017	ŽDB a.s. Bohumin – Czech Republic/Corrosion	32	B! A

Table 1List of lifting ropes in the analyzed shaft [1]

#### 4. ASSESSMENT CRITERIA OF LOADING ROPES

The considered criterion for assessing the durability of ropes is the rope service life index "T", expressed in [MNm/kg]. Ropes of similar construction, but operating in different conditions, have a different service life. This coefficient is used to compare their "workload". For hoisting devices, it is given by Meebold's formula [2, 9]:

$$T = \frac{N \cdot Q}{100 \cdot q_i \cdot i_n} \tag{4}$$

where:

- N number of work cycles of the extract,
- $q_i$  mass of one running meter of the lifting rope [kg/m],
- $i_n$  number of lifting ropes,
- Q maximum allowable rope load [MN].

The maximum load on the rope comes from: the weight of the vessel with its suspension on the lifting rope or ropes, the guides, the suspension of the rope or balance ropes, the maximum weight of the transported load, the weight of the rope overhang or the lifting and balance ropes.

#### 5. CALCULATION OF THE WORKING TIME INDEX OF ROPES WORKING IN A SELECTED SHAFT

Table 2 presents the number of cycles and the value of the work index for successive sets of ropes working in shaft VI. The following data was adopted for the calculations:

- maximum static load on the lifting rope: Q = 429 kN,
- weight of one meter of the lifting rope:  $q_i = 8.7$  kg/m.

#### 6. EXTENSION OF SERVICE ROPES

In order to observe the elongation of the lifting ropes during operation, their elongation as a function of the number of cycles worked is examined. The relative elongation of the rope is expressed by the relationship (Tab. 2) whereas Figure 10 shows the indicators of working time T for individual sets of ropes in the VI shaft [4]:

$$\varepsilon = \frac{\Delta L}{l} \cdot 100\% \tag{5}$$

where:

 $\varepsilon$  – rope relative elongation [%],

 $\Delta L$  – absolute rope elongation [m],

l – length of the working rope [m].

#### Table 2

The number of cycles and the value of the working time index for successive sets of ropes in operation in the western section of the selected mining shaft [1]

Number of the next set of ropes	Number of lift cycles	Rope operating time indicator <i>T</i> [MNm/kg]
1	123 573	3 046.7
2	100 853	2 486.5
3	88 621	2 185.0
4	94 156	2 321.4
5	95 019	2 342.7



Fig. 10. Indicators of working time T for individual sets of ropes, shafts VI

#### 6.1. Service life of ropes operating in the analyzed hoist of the selected shaft

#### 6.1.1. A set of ropes operating in the period from May 17, 2010 to December 8, 2012

Eastern rope  $\emptyset$  48.0 mm, marked 48.0-6×36 WS+FE–S/z-n-l-g 1570, during operation it was ex-

tended by a total of 3.95 m. The course of rope operation as a function of the number of hoisting cycles and time index the work is summarized in Table 3.

Western rope  $\emptyset$  48.0 mm, marked 48.0-6×36 WS+FE–Z/s-n-l-g 1570, during operation it was extended by a total of 3.95 m. The course of rope operation as a function of the number of hoisting cycles and time index the work is summarized in Table 4.

Table 3
The course of rope operation as a function of the number of hoisting cycles, eastern rope, set 4 [1]

Rope working time [months]	Number of lift cycles	Indicator T [MNm/kg]	Length of the cut rope $\Delta L$ [m]	٤ [%]
1	2 851	70	2.05	0.18
6	16 995	419	3.45	0.31
12	34 587	852	3.65	0.32
18	50 756	1 251	3.85	0.34
24	68 845	1 897	3.95	0.35
30	83 965	2 070	3.95	0.35

#### Table 4

#### Course of rope operation as a function of the number of rope hoists' cycles, west rope, set 4 [1]

Rope working time [months]	Number of lift cycles	Indicator <i>T</i> [MNm/kg]	Length of the cut rope $\Delta L$ [m]	ε[%]
1	2 851	70	2.05	0.18
6	16 995	419	3.25	0.29
12	34 587	852	3.55	0.31
18	50 756	1 251	3.85	0.34
24	68 845	1 897	3.85	0.34
30	83 965	2 070	3.95	0.35

#### 6.1.2. A set of ropes for operation in the period from 12/09/2012 to 03/14/2014 (set 5)

East rope  $\emptyset$  48.0 mm, marked 48.0-6×36 WS+FE –S/z-n-l-g 1570, during operation it was elongated by a total of 4.1 m. The course of operation of the east-

ern and western ropes as a function of the number of extract cycles and the working time index are summarized in Table 6.

Figures 11–14 show the characteristics of the dependence of the rope elongation  $\varepsilon$  as a function of the number of hoisting cycles worked.

#### Table 5

#### The course of rope operation as a function of the number of hoisting cycles, eastern rope, set 5 [1]

Rope working time [months]	Number of lift cycles	Indicator <i>T</i> [MNm/kg]	Length of the cut rope $\Delta L$ [m]	٤ [%]
1	3 658	90	2.0	0.18
8	30 102	742	3.5	0.31
12	46 011	1 135	3.8	0.34
18	66 780	1 648	3.8	0.34
27	92 582	2 285	4.0	0.35

Rope working time [months]	Number of lift cycles	Indicator <i>T</i> [MNm/kg]	Length of the cut rope $\Delta L$ [m]	ε [%]
1	3 658	90	2.1	0.19
8	30 102	742	3.6	0.32
12	46 011	1 135	3.9	0.35
18	66 780	1 648	3.9	0.35
27	92 582	2 285	4.1	0.36





*Fig. 11. Graph of the relative elongation of the rope* ε *as a function of the number of hoisting cycles, eastern rope set 4* 



Fig. 12. Graph of the relative elongation of the rope  $\varepsilon$  as a function of the number of hoisting cycles, west rope set 4



Fig. 13. Graph of the relative elongation of the rope ε as a function of the number of hoisting cycles, eastern rope set 5



*Fig. 14. Diagram of the relative elongation of the rope* ε *as a function of the number of hoisting cycles, west rope set 5* 

#### 7. SUMMARY

Based on the analysis carried out in this article, the following conclusions can be drawn [5, 7, 10]:

- The load-bearing ropes used in one of the analyzed mines in shaft hoists mainly wear due to corrosion. In order to extend their service life, the frequency of the relubrication of the ropes should be increased.
- Bearing ropes working in hoisting devices with the machine located on the framework not only wear as a result of corrosion, but also as a result of the abrasions of the outer layer wires. This is due to the design of the hoisting device where the rope runs over the steering wheel at an angle.
- In each of the analyzed shaft hoists, the ropes were the most elongated in the first 6 months of operation. This elongationis between 62% and 90% of the total elongation.
- Ropes of the same construction, working in the same shaft hoist, but with a higher work index, are subject to greater elongation.
- Following further research, the results of which were not presented in this article, it was also found that steel-rubber compensating ropes operating in shaft hoists in one of the mines under consideration wear mainly as a result of corrosion. It especially occurs as a result of damage to the rubber coating. In order to extend their service life, the period between the detection of damage to the rubber coating and the vulcanization should be shortened.

#### References

- Carbogno A., Żołnierz M.: Badania momentu odkrętnego lin wyciągowych, "Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria Górnictwo" 2007, 280: 219–229.
- [2] Hankus J.: Budowa i własności mechaniczne lin stalowych, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2000.
- [3] Kędziora A.: Eksploatacja szybowych urządzeń wyciągowych, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1983.
- [4] Tytko A.: Eksploatacja lin stalowych, Wydawnictwo Śląsk, Katowice – Warszawa 2003.
- [5] Darling P. ed.: SME Mining Engineering Handbook. 3rd ed., 2011.
- [6] Hansel J., Kwaśniewski J., Lankosz L., Tytko A.: Badania magnetyczne lin stalowych, Wydawnictwa AGH, Kraków 1990.
- [7] Kwaśniewski J.: Badania magnetyczne lin stalowych. System certyfikacji personelu w metodzie MTR, Wydawnictwa AGH, Kraków 2010.
- [8] Tytko A., Nowacki J.: Abrasive wear of external wires of mining hoist ropes, The International Journal of Transport and Logistics, 2010, 10: 101–105.
- [9] Hankus J., Szołtysik P. i in.: Metoda oceny czasu pracy lin w oparciu o wskaźnik meganiutonometrów (tonokilometrów): (wzory, zasady stosowania, przykłady obliczania), Główny Instytut Górnictwa. Instytut Nowych Technik Górniczych i Atestacji, Katowice 1982.
- [10] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, Dz.U. z 2002 r., nr 139, poz. 1169.

MICHAŁ STAWOWIAK, Ph.D., Eng. Department of Mining Mechanization and Robotization Faculty of Mining, Safety Engineering and Industrial Automation Silesian University of Technology ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Poland michal.stawowiak@polsl.pl

ZENON ROŻENEK, Ph.D., Eng. KAZ Serwis Sp. z o.o. ul. Jasna 3B1, 44-122 Gliwice, Poland z.rozenek@kaz-serwis.pl

© 2019 Authors. This is an open access publication, which can be used, distributed and reproduced in any medium according to the Creative Commons CC-BY 4.0 License.

MICHAŁ STAWOWIAK ZENON ROŻENEK

### Ocena trwałości lin pracujących w górniczych wyciągach szybowych

W artykule przedstawiono problematykę trwałości lin nośnych i wyrównawczych eksploatowanych w wybranych szybach kopalń głębinowych. Opisano podstawowe przyczyny zużywania się lin wyciągowych, podano metody oceny zużycia lin stalowych, przedstawiono także kryteria oceny trwałości lin nośnych wyciągowych. Autor zaprezentował również wybrane wyniki z wydłużeń lin nośnych wyciągowych. Artykuł zakończony jest wnioskami wynikającymi z przeprowadzonych badań. Artykuł został także opatrzony zdjęciami przedstawiającymi aparaturę pomiarową, wykorzystywaną do oceny trwałości lin stalowych oraz stalowo-gumowych. W artykule przytoczono zostały kryteria oceny trwałości lin nośnych.

Słowa kluczowe: eksploatacja, liny, ocena, trwałość

#### 1. WPROWADZENIE

Górnicze urządzenia wyciągowe stanowią najważniejsze ogniwo i są podstawowym środkiem transportu w polskim górnictwie węgla kamiennego. Za pomocą tych urządzeń odbywa się transport wydobytego urobku z podziemi kopalń. Urządzenia wyciągowe pełnią też szereg innych funkcji, takich jak zjazd i wyjazd załogi oraz opuszczanie różnego rodzaju materiałów niezbędnych do eksploatacji złoża, a także utrzymywania infrastruktury kopalni [1].

Zmniejszająca się liczba złóż węgla zalegających w dogodnych warunkach górniczo-geologicznych oraz stale zwiększająca się głębokość eksploatacji wpływa na wzrost kosztów wydobycia. Jeśli dodamy do tego relatywnie niskie ceny węgla na światowych rynkach, to wyłania się rzeczywisty obraz górnictwa węgla kamiennego w Polsce i na świecie. Szansą na polepszenie opłacalności eksploatacji, a co za tym idzie: utrzymanie rentowności polskich kopalń, jest wzrost koncentracji wydobycia. Opisany powyżej stan przyczynia się do konieczności stosowania coraz bardziej wydajnych i niezawodnych urządzeń wyciągowych. Można to osiągnąć, stosując naczynia wyciągowe o coraz większej pojemności, a także prędkości jazdy w szybach wyciągowych. Skutkiem tego typu działań jest wzrost parametrów pracy lin, co ma wpływ na zmniejszenie ich trwałości [1–3].

Liny stalowe stosowane w wyciągach szybowych ulegają różnym procesom zużyciowym. Wpływają one

na zmianę ich parametrów mechanicznych, w rezultacie tracą one swoje właściwości eksploatacyjne. Liny podlegają nieliniowym w funkcji czasu procesom zużyciowym. Skutkom przewidywalnego zużycia próbuje się przeciwdziałać, prowadząc regularne badania oraz kontrole różnymi metodami: od wizualnych do nieniszczących [3–5].

Aby lepiej poznać procesy zużyciowe lin, przydatne może okazać się przeprowadzenie analizy ich trwałości. Analizie takiej poddane zostały liny pracujące w wyciągach szybowych zjazdowo-materiałowych) na jednej z wybranych kopalń węgla kamiennego. Źródłem danych były raporty z badań okresowo przeprowadzanych przez rzeczoznawców, książki okresowych kontroli wyciągów szybowych i książki raportów szybowych.

#### 2. METODY OCENY STANU LIN STALOWYCH

Do oceny stanu liny będącej w eksploatacji stosuje się kilka metod. Można wśród nich wyróżnić dwie grupy [4]:

- nieaparaturowe opierają się na przyglądaniu się procesom zużyciowym lub na pomiarach cech geometrycznych liny zmieniających się wraz z jej eksploatacją,
- aparaturowe polegają na wykorzystaniu specjalistycznej aparatury – najczęściej stosowane są badania magnetyczne [6].

#### 2.1. Metody nieaparaturowe

#### 2.1.1. Metoda wizualna

Metoda ta opiera się na wzrokowej obserwacji stanu dostępnej części liny. To najbardziej rozpowszechniona metoda diagnostyczna do oceny stanu lin. Wymaga ona dużego doświadczenia osoby przeprowadzającej obserwacje. Ze względu na brak jednoznacznych kryteriów metoda ta jest mało obiektywna. Cykliczne zliczanie złomów zmęczeniowych drutów może być wykorzystane do sporządzenia charakterystyki zużycia zmęczeniowego lin [4].

Obserwacje umożliwiają ujawnienie uszkodzeń, takich jak [7]:

- zerwanie splotek,
- korozja,
- pęknięcia drutów,
- zmiana średnicy liny,
- deformacje,
- falistości,
- miejsca mocowania liny.

#### 2.1.2. Metody pomiaru cech geometrycznych liny

Najbardziej rozpowszechnioną metodą oceny stanu lin w tej grupie jest rejestracja zmian średnic w wyznaczonym przekroju liny. Odniesieniem jest wymiar nominalny lub rzeczywisty w wyznaczonym przekroju. Rejestracji średnic dokonuje się po pewnym czasie od założenia nowej liny, gdy średnica wyraźnie się ustabilizuje. Zmniejszenie średnicy w danym miejscu w większości przypadków jest związane z uszkodzeniem lub wadą rdzenia. Maleje lub wzrasta wówczas sztywność poprzeczna liny, co ma wpływ na przyspieszenie zużycia zmęczeniowego. Niebezpieczny jest również lokalny wzrost sztywności poprzecznej liny oraz opadanie splotek na rdzeń. Zjawiska te w linach przeginanych mogą prowadzić do złomów zmęczeniowych drutów [4].

Przykład wzoru:

$$\Delta d = \frac{d - d_{nom}}{d_{nom}} \cdot 100\% \tag{1}$$

gdzie:

*d<sub>nom</sub>* – średnica nominalna liny [mm],
 *d* – zmierzona średnica liny [mm].

Kolejną metodą oceny stanu lin w tej grupie jest pomiar długości skoku liny. To długość skoku helisy, którą zakreślają pojedyncze splotki. Skoki lin z rdzeniami stalowymi wynoszą od 7 do 9 średnic nominalnych. W celu zwiększenia dokładności pomiaru dokonuje się na trzykrotnej długości skoku. Należy wykonać go w kilku oznaczonych odcinkach. Odniesieniem jest wymiar rzeczywisty lub nominalny liny w danym miejscu. Pomiar długości skoku liny jest uzasadniony dopiero po określonym czasie, innym dla każdego urządzenia i konstrukcji liny. Zwłoka ta ma na celu stabilizację parametrów sprężystych liny (brak wydłużenia). Gdy po tym okresie długość skoku zmienia się, może to wskazywać na kręcenie się lin. Znacząca różnica długości skoku w porównaniu z wartością nominalną oddziałuje na spadek trwałości zmęczeniowej [4, 7]:

$$\Delta l = \frac{l_s - l_{nom}}{l_{nom}} \times 100 \tag{2}$$

gdzie:

l<sub>nom</sub> – nominalna długość skoku liny [mm],

*l*<sub>s</sub> – mierzona długość skoku liny [mm].

#### 2.1.3. Metody pomiaru wielkości geometrycznych ubytków

Do pomiaru wielkości starć drutów wykorzystywane są trzy metody: metoda pomiaru średnicy liny, metoda pomiaru wymiarów starcia pojedynczego drutu oraz metoda pomiaru powierzchni odbicia liny *in print*.

Metoda pomiaru średnic wykorzystywana jest w przypadku lin półzamkniętych i zamkniętych. Jest to dla nich jedyna metoda pomiaru tej wielkości. Metoda ta polega na porównaniu średnicy zmierzonej ze średnicą nowej liny.

Metoda pomiaru wymiarów starcia pojedynczego drutu (rys. 1) polega na pomiarze wysokości starcia *h* lub cięciwy starcia *c*. Pomiar cięciwy starcia jest zadaniem bardzo utrudnionym i obarczonym wielkim błędem. Aby dokonać pomiaru wysokości starcia, konieczne jest wycięcie drutu. Wymiar starcia oblicza się ze wzoru:

$$\Delta S_{Fe} = r^2 \cdot \arcsin\left(\frac{c}{2r}\right) - 0.5 \cdot \sqrt{r^2 - 0.25c^2} \tag{3}$$



*Rys. 1. Obliczanie powierzchni starcia drutu [8]* c – cięciwa starcia drutu, h – wysokość starcia drutu,  $\delta$  – średnica drutu, r – promień (r = 0,5 ·  $\delta$ )

Bardziej precyzyjną metodą wyznaczania cięciwy starcia drutu jest metoda *in print* (rys. 2). Polega ona na nałożeniu na wolną od zabrudzeń powierzchnię liny kredy, grafitu lub przeznaczonej do tego celu farby. Po odciśnięciu śladu na papierze otrzymuje się obraz, na którym są dobrze widoczne powierzchnie starcia. Cięciwę starcia można bardzo dokładnie zmierzyć bezpośrednio z odbitki lub z kopii wykonanej w odpowiedniej skali. W celu obliczenia powierzchni startego drutu uzyskaną w ten sposób wielkość cięciwy należy wstawić do wzoru (3). Wartości wyliczone przy użyciu tej metody są zazwyczaj niższe niż wyliczone na podstawie bezpośredniego pomiaru cięciwy starć [1].



Rys. 2. Pomiar wielkości starć drutów metodą in print odbicia powierzchni liny [8]

#### 2.1.4. Metody aparaturowe – badanie magnetyczne

Badanie magnetyczne jest najbardziej rozpowszechnioną aparaturową metodą badania lin wyciągowych. Polska była pierwszym krajem, który wprowadził w swoich kopalniach prawny obowiązek badania magnetycznego lin nośnych urządzeń wyciągowych. Dzisiejsze przepisy wymagają badania magnetycznego również lin wyrównawczych i prowadniczych.

W czasie badania lina zostaje namagnesowana polem stałym. Przepływający przez nią strumień magnetyczny generowany jest przez magnesy trwałe. Na fragmencie liny, który ulega namagnesowaniu, pomiędzy nabiegunnikami ulokowany jest czujnik indukcyjny (cewka pomiarowa). Wartość chwilowa strumienia magnetycznego skojarzona z cewką pomiarową ulega zmianie w momencie przesuwania odcinka liny, na którym znajduje się uszkodzenie. W rezultacie tego zjawiska zostaje wyindukowana siła elektromotoryczna, której wartość jest wprost proporcjonalna do zmiany przekroju ferromagnetycznego badanej liny. Wpływ na wartość tej siły ma również wiele czynników zależnych od głowicy pomiarowej oraz parametrów uszkodzenia liny. Część strumienia magnetycznego indukowanego przez magnesy trwałe przepływa przez obszar otaczający linę. Tę część strumienia nazywa się strumieniem rozproszenia. Linie strumienia rozproszenia są do siebie równoległe, pod warunkiem że na magnesowanym odcinku nie występuje zmiana przekroju ferromagnetycznego badanej liny (rys. 3) [8].



Rys. 3. Rozkład linii pola magnetycznego w nieuszkodzonej linie [6] 1 – lina, 2 – magnesy trwałe, 3 – nabiegunniki, 4 – zwora, 5 – strumień rozproszenia

Gdy wystąpi skokowa zmiana przekroju liny (wżery korozyjne, pęknięcia itp.) lub zmiana jednolitej struktury linii, dochodzi do odkształcenia linii sił pola magnetycznego (rys. 4). Nie zmienia się natomiast wartość strumienia magnesującego.



Rys. 4. Rozkład pola magnetycznego w uszkodzonej linie [6] 1 – lina, 2 – uszkodzenie liny, 3 – indukcyjny czujnik pomiarowy skokowych zmian przekroju, 4 – hallotronowy czujnik zmian przekroju

Do najważniejszych parametrów mających wpływ na charakter oraz wartość impulsu indukowanego w cewce pomiarowej należą: odległość między końcami pękniętego drutu, odległość uszkodzenia od osi liny, a także ubytek przekroju ferromagnetycznego badanej liny.

Do badań magnetycznych lin wyciągowych stosuje się tę samą metodę – magnesowanie liny magnesami trwałymi. Jednak różni producenci wykorzystują odmienne rodzaje czujników. W zależności od liczby i rodzaju czujników detekcyjnych, konstrukcji koncentratorów magnetycznych, podatności na magnesowanie i zasady działania czujniki wysyłają inne odmienne sygnały. Czujniki indukcyjne i hallotrony to najczęściej stosowane elementy detekcyjne. Podstawowym zadaniem czujnika indukcyjnego jest wykrywanie i pomiar uszkodzeń skokowych. W przypadku jego zastosowania uszkodzenie powinno przemieszczać się względem czujnika. Stosuje się także czujniki hallotronowe, które dają możliwość pomiaru tzw. uszkodzeń ciągłych, takich jak starcia drutów czy korozja. Używa się ich również w celu wzrostu wykrywalności uszkodzeń, takich jak wżery korozyjne lub pęknięcia drutów [6].



Rys. 5. Parametry wpływające na impuls indukowany w cewce [3] S – długość szczeliny między końcami pękniętego drutu, Fu – ubytek przekroju ferromagnetycznego, α – promieniowa odległość od osi liny

Mogą one być stosowane jako czujniki zewnętrzne lub wewnętrzne. Dane dotyczące składowych pochodzących od promieniowej linii sił pola magnetycznego są zbierane przez czujnik zewnętrzny. Powinien on być umieszczony w odpowiedniej odległości od badanej liny przy zworze. Na podstawie informacji z czujników: zewnętrznego i wewnętrznego możliwe jest uzyskanie danych dotyczących głębokości wystąpienia wady w badanej linie (rys. 5). Jeśli wada znajduje się głęboko w linie, to wartości pochodzące z obu czujników są zbliżone. W przypadku gdy wartość sygnału z czujnika zewnętrznego jest mniejsza od wartości sygnału pochodzącego z czujnika wewnętrznego, to wada powstała w warstwie zewnętrznej liny. Rozwiązania te uznaje się za najlepsze w wykrywaniu znacznej części typowych uszkodzeń lin [1, 9].

Aparatura do wykonywania defektoskopii magnetycznej składa się z dwóch elementów: głowicy pomiarowej oraz rejestratora wyjściowego sygnału (rys. 6). Efektem przeprowadzonego badania jest defektogram, na którym zarejestrowane są wyniki badania. Aparatura wyposażona jest w dodatkowy układ, którego zadaniem jest zrównoważenie zmian prędkości. Wysuw taśmy, na której rejestrowane są wyniki, dostosowany jest do prędkości ruchu liny. W rezultacie sygnał pochodzący z czujników i zapisywany na taśmie nie zależy od tej prędkości. Głowica pomiarowa powinna być kalibrowana przez osobę niezależną zgodnie z normami co trzy lata [9].

Prędkość badania liny nie ma wpływu na dokładność pomiaru, jeżeli stosuje się układ kompensacji tej wartości.



Rys. 6. Schemat aparatury pomiarowej zamontowanej na linie [3] 1 – głowica pomiarowa, 2 – część rejestrująca, 3 – przewody połączeniowe, 4 – rolka czujnika ruchu i przemieszczenia liny, 5 – badana lina, 6 – krążek kompensacyjny, 7 – wzmacniacz sygnału, 8 – rejestrator

Dużą popularność ze względu na swoje parametry metrologiczne zyskał defektograf MD-120, który został przedstawiony na rysunkach 7 i 8.



Rys. 7. Zestaw aparatury do badania lin stalowych okrągłych 1 – rejestrator MD-120, 2 – głowica GP-2, 3 – przewód łączący głowicę z rejestratorem, 4 – badana lina





Rys. 8. Zestaw aparatury do badania lin stalowo-gumowych 1 – rejestrator MD-120, 2 – głowica SAG/LRM, 3 – przewód łączący głowicę z rejestratorem, 4 – badana lina

#### 3. ANALIZA PRACY LIN W WYBRANYM SZYBIE WYDOBYWCZYM

Charakterystyka szybu:

- Rodzaj szybu: wydechowy, jednoprzedziałowy.
- Przeznaczenie szybu: jazda ludzi, wydobycie kamienia.
- Poziomy wydobywcze: zrąb, poziom 840 m, poziom 1000 m.
- Średnica szybu: 7,5 m.
- Głębokość szybu: 1050 m.
- Wysokość wieży: 27 m (wieża jednozastrzałowa).
- Głębokość rząpia: 28 m.
- Prowadzenie naczyń: sztywne, dwustronne, czołowe.

Charakterystyka urządzenia wyciągowego:

- Naczynia: dwie klatki.
- Udźwig użyteczny:
  - jazda ludzi: 4,5 Mg,
  - jazda z materiałem: 12,0 Mg,
  - wydobycie kamienia: 7,5 + 2,6 Mg.
- Średnica kół linowych: 5000 mm.
- Rodzaj wykładziny koła pędnego: Modar R3.
- Prędkość jazdy:
  - jazda ludzi: 10 m/s,
  - jazda z materiałem: 10 m/s,
  - wydobycie kamienia: 10 m/s.
- Droga jazdy: 992,8 m.

Maszyna wyciągowa:

- Lokalizacja: na zrębie.
- Typ: 2L-5000/2000.
- Rok budowy: 1990.
- Wytwórca: ZUT ZGODA-DOLMEL.
- Moc znamionowa silnika: 2300 kW.

Liny nośne [1]:

- Liczba lin nośnych: 2 sztuki.
- Oznaczenie: 48,0-6×36 WS+FE-S/z-n-1-g 1570.

- Konstrukcja: 6(14×2,72 + 7×1,7/7×2,15 + 7×2,24 + 1×3,00) + FE.
- Natężenie pracy lin: 180 wyciągnięć na dobę.
- Liny pracowały w warunkach mokrych.

Analiza zużycia liny [1, 10].

Liny nośne w tym wyciągu szybowym pracowały od 27 do 32 miesięcy. We wszystkich przypadkach powodem wymiany lin było osłabienie współczynnika bezpieczeństwa na skutek korozji. W takich przypadkach dominującą formą diagnostyczną są badania magnetyczne. W tabeli 1 zostały zestawione liny nośne analizowane w przedmiotowym szybie wydobywczym.

W wyniku badania przeprowadzonego 21.05.2015 r. otrzymano wykresy z defektografu, które przedstawiono na rysunku 9, orazpodjęto decyzję o konieczności wymiany lin. Stwierdzono utlenienie powłoki cynkowej i nalot korozyjny przechodzący w punktową korozję wżerową na całej długości lin. Ponadto zaobserwowano starcia i pojedyncze fabryczne pęknięcia drutów.

Metody diagnostyczne, na podstawie których została podjęta decyzja o wymianie lin, to:

- A metoda wizualna, nalot korozyjny oraz korozja wżerowa na całej długości.
- B! metoda magnetyczna, nalot korozyjny oraz postępująca korozja wżerowa, starcia oraz braki fabryczne drutów.



Rys. 9. Fragment defektografu z ostatniego badania liny odłożonej 21.02.2015 r.

Tabela 1	L
----------	---

Numer zestawu	Data założenia	Data wymiany	Producent/Symptomy zużycia	Czas pracy [miesiące]	Metoda diagnostyczna: A – metoda wizualna, B! – metoda magnetyczna
1	28.07.2002	23.04.2005	Polskie Liny Sp. z o.o. w Katowicach/Korozja	32	B! A
2	24.04.2005	26.10.2007	Polskie Liny Sp. z o.o. w Katowicach/Korozja	30	B! A
3	27.10.2007	16.05.2010	ŽDB a.s. Bohumin – Republika Czeska/Korozja	31	B! A
4	17.05.2010	8.12.2012	ŽDB a.s. Bohumin – Republika Czeska/Korozja	31	B! A
5	9.12.2012	14.03.2015	ŽDB a.s. Bohumin – Republika Czeska/Korozja	27	B! A
6	15.03.2015	15.11.2017	ŽDB a.s. Bohumin – Republika Czeska/Korozja	32	B! A

#### Zestawienie lin nośnych w analizowanym szybie wydobywczym [1]

#### 4. KRYTERIA OCENY LIN NOŚNYCH

Rozpatrywanym kryterium oceny trwałości lin jest wskaźnik czasu eksploatacji liny T [MNm/kg]. Liny o podobnej konstrukcji, lecz pracujące w odmiennych warunkach, mają inną żywotność. Współczynnik ten stosowany jest w celu porównania ich "wytężenia pracy". Dla urządzeń wyciągowych określany jest wzorem R. Meebolda [2, 9]:

$$T = \frac{N \cdot Q}{100 \cdot q_i \cdot i_n} \tag{4}$$

gdzie:

- N liczba cykli pracy wyciągu,
- q<sub>i</sub> masa metra bieżącego liny nośnej [kg/m],
- $i_n$  liczba lin nośnych,
- *Q* maksymalne dopuszczalne obciążenie liny [MN].

Maksymalne obciążenie liny pochodzi od masy naczynia z jego zawieszeniem na linie lub linach nośnych, prowadnic, zawieszenia liny lub lin wyrównawczych, maksymalnej masy transportowanego ładunku, masy zwisu liny lub lin nośnych i wyrównawczych.

#### 5. OBLICZANIE WSKAŹNIKA CZASU PRACY LIN PRACUJĄCYCH W WYBRANYM SZYBIE WYDOBYWCZYM

W tabeli 2 przedstawiono liczbę cykli oraz wartość wskaźnika pracy dla kolejnych zestawów lin pracujących w szybie VI. Do obliczeń przyjęto następujące dane:

- maksymalne statyczne obciążenie liny nośnej: Q = 429 kN,
- masa metra bieżącego liny nośnej:  $q_i = 8,7$  kg/m.

#### 6. WYDŁUŻENIE EKSPLOATACYJNE LIN NOŚNYCH

W celu obserwacji wydłużania lin nośnych podczas eksploatacji bada się ich wydłużenie w funkcji liczby przepracowanych cykli (tab. 2). Natomiast na rysunku 10 przedstawiono wskaźnik czasu pracy *T* dla poszczególnych zestawów lin w szybie VI. Wydłużenie względne liny wyraża się zależnością [4]:

$$=\frac{\Delta L}{l} \cdot 100\% \tag{5}$$

gdzie:

ε

 $\varepsilon$  – wydłużenie względne liny [%],

$$\Delta L$$
 – wydłużenie bezwzględne liny [m],

l – długość pracującej liny [m].

# Tabela 2 Liczba cykli oraz wartość wskaźnika czasu pracy dla kolejnych zestawów lin

pracujących w przedziale zachodnim wybranego szybu wydobywczego [1]

Wskaźnik czasu pracy lin T Numer kolejnego zestawu lin Liczba cykli wyciągów [MNm/kg] 1 123 573 3046,7 2 100 853 2486,5 3 88 621 2185,0 4 94 156 2321,4 5 95 019 2342,7



Rys. 10. Wskaźniki czasu pracy T dla poszczególnych zestawów lin, szyb VI

#### 6.1. Wydłużenie eksploatacyjne lin pracujących w analizowanym wyciągu wybranego szybu wydobywczego

#### 6.1.1. Zestaw lin pracujący od 17.05.2010 r. do 8.12.2012 r.

Lina wschodnia  $\emptyset$  48,0 mm, oznaczona 48,0-6×36 WS+FE–S/z-n-l-g 1570, w czasie eksploatacji uległa

wydłużeniu łącznie o 3,95 m. Przebieg pracy liny w funkcji liczby cykli wyciągowych oraz wskaźnika czasu pracy zestawiono w tabeli 3.

Lina zachodnia  $\emptyset$  48,0 mm, oznaczona 48,0-6×36 WS+FE–Z/s-n-l-g 1570, w czasie eksploatacji uległa wydłużeniu łącznie o 3,95 m. Przebieg pracy liny w funkcji liczby cykli wyciągowych oraz wskaźnika czasu pracy zestawiono w tabeli 4.

#### Tabela 3

#### Przebieg pracy liny w funkcji liczby cykli wyciągów, lina wschodnia, zestaw 4 [1]

Czas pracy liny [miesiące]	Liczba cykli wyciągów	Wskaźnik <i>T</i> [MNm/kg]	Długość odciętej liny ΔL [m]	ε [%]
1	2851	70	2,05	0,18
6	16 995	419	3,45	0,31
12	34 587	852	3,65	0,32
18	50 756	1251	3,85	0,34
24	68 845	1897	3,95	0,35
30	83 965	2070	3,95	0,35

#### Tabela 4

Przebieg pracy liny w funkcji liczby cykli wyciągów, lina zachodnia, zestaw 4 [1]

Czas pracy liny [miesiące]	Liczba cykli wyciągów	Wskaźnik <i>T</i> [MNm/kg]	Długość odciętej liny ΔL [m]	ε [%]
1	2851	70	2,05	0,18
6	16 995	419	3,25	0,29
12	34 587	852	3,55	0,31
18	50 756	1251	3,85	0,34
24	68 845	1897	3,85	0,34
30	83 965	2070	3,95	0,35

#### 6.1.2. Zestaw lin pracujący od 9.12.2012 r. do 14.03.2014 r.

Lina wschodnia  $\emptyset$  48,0 mm, oznaczona 48,0-6×36 WS+FE-S/z-n-l-g 1570, w czasie eksploatacji uległa wydłużeniu łącznie o 4,1 m. Przebieg pracy lin wschodniej i zachodniej w funkcji liczby cykli wyciągowych oraz wskaźnika czasu pracy zestawiono w tabelach 5 i 6.

Na rysunkach 11–14 przedstawione zostały charakterystyki zależności wydłużenia względnego lin ε w funkcji liczby przepracowanych cykli wyciągowych.

Tabela 5
Przebieg pracy liny w funkcji liczby cykli wyciągów, lina wschodnia, zestaw 5 [1]

Czas pracy liny [miesiące]	Liczba cykli wyciągów	Wskaźnik <i>T</i> [MNm/kg]	Długość odciętej liny ΔL [m]	٤ [%]
1	3658	90	2,0	0,18
8	30 102	742	3,5	0,31
12	46 011	1135	3,8	0,34
18	66 780	1648	3,8	0,34
27	92 582	2285	4,0	0,35

Czas pracy liny [miesiące]	Liczba cykli wyciągów	Wskaźnik <i>T</i> [MNm/kg]	Długość odciętej liny ΔL [m]	٤ [%]
1	3658	90	2,1	0,19
8	30 102	742	3,6	0,32
12	46 011	1135	3,9	0,35
18	66 780	1648	3,9	0,35
27	92 582	2285	4,1	0,36

Tabela 6Przebieg pracy liny w funkcji liczby cykli wyciągów, lina zachodnia, zestaw 5 [1]



Rys. 11. Wykres wydłużenia względnego liny  $\varepsilon$  w funkcji liczby cykli wyciągowych, lina wschodnia, zestaw 4



Rys. 12. Wykres wydłużenia względnego liny  $\varepsilon$  w funkcji liczby cykli wyciągowych, lina zachodnia, zestaw 4



Rys. 13. Wykres wydłużenia względnego liny  $\varepsilon$  w funkcji liczby cykli wyciągowych, lina wschodnia, zestaw 5



Rys. 14. Wykres wydłużenia względnego liny  $\varepsilon$  w funkcji liczby cykli wyciągowych, lina zachodnia, zestaw 5

#### 7. PODSUMOWANIE

Na podstawie przeprowadzonej w niniejszym artykule analizy można wyciągnąć następujące wnioski [5, 7, 10]:

- Liny nośne eksploatowane w jednej z analizowanych kopalń w wyciągach szybowych zużywają się głównie wskutek korozji. Aby wydłużyć ich czas eksploatacji, należy zwiększyć częstotliwość dosmarowywania lin.
- Liny nośne pracujące w urządzeniach wyciągowych z maszyną znajdującą się na zrębie zużywają się nie tylko w wyniku korozji, ale również wskutek starć drutów warstwy zewnętrznej. Wynika to z konstrukcji urządzenia wyciągowego, w którym lina nabiega na koło kierujące pod pewnym kątem.
- W każdym z analizowanych wyciągów szybowych liny uległy największemu wydłużeniu w pierwszych 6 miesiącach eksploatacji. Wydłużenie to wynosi od 62% do 90% całkowitego wydłużenia.
- Liny tej samej konstrukcji, pracujące w tym samym wyciągu szybowym, lecz z większym wskaźnikiem pracy ulegają większym wydłużeniom.
- W ślad za dalszymi badaniami, których wyników nie zaprezentowano w niniejszym artykule, stwierdzono także, że liny wyrównawcze stalowo-gumowe pracujące w wyciągach szybowych, w jednej z rozpatrywanych kopalń, zużywają się głównie w wyniku korozji. Dochodzi do niej zwłaszcza z powodu uszkodzenia powłoki gumowej. W celu wydłużenia ich czasu eksploatacji należy skrócić okres między wykryciem uszkodzenia powłoki gumowej a wykonaniem wulkanizacji.

#### Literatura

- Carbogno A., Żołnierz M.: Badania momentu odkrętnego lin wyciągowych, "Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria Górnictwo" 2007, 280: 219–229.
- [2] Hankus J.: Budowa i własności mechaniczne lin stalowych, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2000.
- [3] Kędziora A.: Eksploatacja szybowych urządzeń wyciągowych, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1983.
- [4] Tytko A: Eksploatacja lin stalowych, Wydawnictwo Śląsk, Katowice – Warszawa 2003.
- [5] Darling P., ed.: SME Mining Engineering Handbook, wyd. 3, 2011.
  [6] Hansel J., Kwaśniewski J., Lankosz L., Tytko A.: Badania
- [6] Hansel J., Kwasmewski J., Lankosz L., Tytko A.: Badanta magnetyczne lin stalowych, Wydawnictwa AGH, Kraków 1990.
- [7] Kwaśniewski J.: Badania magnetyczne lin stalowych. System certyfikacji personelu w metodzie MTR, Wydawnictwa AGH, Kraków 2010.
- [8] Tytko A., Nowacki J.: Abrasive wear of external wires of mining hoist ropes, The International Journal of Transport and Logistics 2010, 10: 101–105.
- [9] Hankus J., Szołtysik P. i in.: Metoda oceny czasu pracy lin w oparciu o wskaźnik meganiutonometrów (tonokilometrów): (wzory, zasady stosowania, przykłady obliczania), Główny Instytut Górnictwa. Instytut Nowych Technik Górniczych i Atestacji, Katowice 1982.
- [10] Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, Dz.U. z 2002 r., nr 139, poz. 1169.

dr inż. MICHAŁ STAWOWIAK Katedra Mechanizacji i Robotyzacji Górnictwa Wydział Górnictwa, Inżynierii Bezpieczeństwa i Automatyki Przemysłowej Politechnika Śląska ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice michal.stawowiak@polsl.pl

> dr inż. ZENON ROŻENEK KAZ Serwis Sp. z o.o. ul. Jasna 3B1, 44-122 Gliwice z.rozenek@kaz-serwis.pl

© 2019 Autorzy. Jest to publikacja ogólnodostępna, którą można wykorzystywać, rozpowszechniać i kopiować w dowolnej formie zgodnie z licencją Creative Commons CC-BY 4.0.

http://dx.doi.org/10.7494/miag.2019.4.540.39

MAREK PŁACHNO SŁAWOMIR BARANOWSKI IRENEUSZ OŚLIŹNIOK

### Difficulties related to the renovation of the reinforcement of the V shaft at PGG Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice

The article presents an analysis of the possibility of carrying out repairs of shaft reinforcement without limiting its transport tasks, with operating parameters in accordance with the technical documentation of the shaft hoist, specified technical condition of the girders and guides, using the capital of knowledge and experience in maintaining the required level of safety for guiding the extraction vessels in conditions of the acceptable wear of guides and girders included in the mine shaft hoist documentation.

Key words: mining shafts, shaft reinforcement, reinforcement repairs performed without limiting the transport tasks of the shaft, safety of guiding the extraction vessels in the shaft

#### 1. INTRODUCTION

The shaft is a structure that requires appropriate maintenance and conservation, hence the reinforcement work is long and requires appropriate maintenance. A reinforced mining shaft is a multi-element structure, most often made of steel, the main purpose of which is to provide safe space for the movement of the lifting vessels moving in the shaft during its transport tasks. This space is a limited area of possible horizontal displacements of the suction vessel in the shaft, ensuring that events such as contact of the vessel with the shaft casing, with its equipment, as well as contact with the other vessel while passing the vessels, can be considered by the users of the shafts as excluded.

In vertical mining shafts, a mechanical system for guiding extraction vessels from the so-called rigid guides. Such a system of guidance can be found in the Ruch Bielszowice discussed in the article of shafts V of the combined mine Ruda. Being one of the most important shafts in PGG (Polska Grupa Górnicza) Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice, it performs the mining and downhill function, and is currently classified as one of the shafts with inspiratory functionality. In light of the shaft casing, it has a nominal diameter of 7.5 m and a total depth of 1111.62 m.

The system of guiding the exhaust vessels in shaft V consists of eight guide tracks. Each of them has a chain of guides formed by nine-meter box-section guides composed of two steel channel sections 200 attached to the main eastern and western girders, respectively. Each of the girders also has a box cross-section, however, it is composed of two steel channel sections 180. The structural diagram of the system for guiding the exhaust vessels in the shaft shield is shown in Figure 1.



Fig. 1. Structural diagram of the reinforcement system in the V shaft shield at KWK Ruda Ruch Bielszowice

#### 2. ACTIONS TAKEN TO SOLVE THE PROBLEM AND THE RESULTS OBTAINED

Based on the results of routine wall thickness measurements of the guides and girders in the V shaft [1, 2], a forecast of the progress of their wear in the subsequent years of shaft use was made, and then the results of this forecast were subjected to statistical analysis. On this basis, the premises of the problem of shaft reinforcement renovation were determined and presented below:

- During the use of the V shaft in the near future, we expect: developed progress in the wear of the guides and girders [3, 4], characterized by the fact that the number of replacements of these elements required in subsequent years due to exceeding the permissible wear and tear may be much greater than the number of replacements possible due to the mining tasks of the shaft.

- Rapid progress of the non-parametric form of wear of the guides is expected, manifested by cracks in the welds at their ends in the joints of the guide sections.
- Rapid progress is expected in the perforation of the upper walls of the main girders, occurring mainly at both ends adjacent to the anchored consoles, and often propagating towards the support of the guides.
- Rapid progress is also expected in the perforation of the upper walls of the struts, largely randomly located along their length.

Taking into account the renovation needs of the V shaft reinforcement and the fact that its mining tasks should not be limited, it was decided to carry out an examination of the substantive possibilities of increasing the permissible wear of the guides and girders by more than 50% of the initial thickness of their webs.

The steps of this discernment were carried out as follows:

- 1. Analysis of the straightness of the lead tracks in shaft V and determination of the conditions for its improvement.
- Diagnosis of the causes of weld cracks in the chain section connection and determination of the impact of such damage on the safety of the chain's use.
- 3. Determination of the impact of perforation of the upper walls of main and strut girders on the safety of the guide tracks.

The merit of the first step of research was the assumption that the greatest deviations from straightness, determining the greatest forces of the suction vessel on the shaft reinforcement, are the sum of two components [4]. One of them has a structural origin, resulting from the geological deformation of the shaft casing and the dimensional tolerance of the reinforcement elements in the shaft. The second – as a result of corrosion of the connections between the guides and the girders – is caused by the clusters of gap disappearances on the assembly of the strings of the guides. The experience already obtained in this field [4, 5] has shown that using the straightness measurement reports of the guides in the shaft, prepared routinely (see point 3.13.7.6. Annex No. 4 to the Regulation [6]) for each shaft with rigid guides, it is possible – by means of an appropriate statistical analysis – to isolate both of these components, and also to verify them by making an inventory in the shaft of the above-mentioned clusters of fissure disappearances.

On the basis of the measurement survey [7], for all guide tracks in the V shaft, diagrams were developed reflecting the distributions of differential frontal and lateral deviations from the straightness of the tracks leading the extraction vessels along successive main girders in the shaft. Figure 2 shows, as an example, graphs representing one of these distributions. Each of the discussed distributions was then subjected to the mentioned statistical analysis. It showed that for each of the guide tracks in shaft V, the proportion of the corrosive component in the extreme values of these deviations is not less than 50%. On this basis, it was decided to carry out an inventory of fissure disappearances in the assembly of individual sequences in shaft V, and then to take steps to remove the identified clusters of these disappearances.



Fig. 2. One of the distributions – along the successive main girders – of differential frontal (a) and lateral (b) deviations from the straightness of the tracks leading to the hoisting vessels of the eastern southern ski-frame track in shaft V, developed on the basis of the measurement survey [7]

Approximately 3 months after the removal of the largest clusters of gap disappearances on the assembly of the chain of individual track guides, straightness measurements were made again and, based on the measurement frame [8], graphs were again developed reflecting the distribution of differential frontal and lateral deviations from straightness along successive main girders in the V shaft, illustrating effect of actions taken. These charts (Fig. 3) were drawn on the same scale as the previous ones (Fig. 2), which was meant to facilitate the perception of the obtained effect. This effect, in the case of the eastern southern snap-shot guide, is to reduce the greatest frontal deflections from 21 mm to 9 mm and the greatest lateral deflections from 20 mm to 7 mm. As a similar effect was obtained for the remaining lead tracks in the northern section of shaft V, it was not only found that the assumptions made were correct, but also the action taken and implemented was justified.

The second step in the scope of the research undertaken was, as already mentioned, the diagnosis of the causes of the weld cracks in the connection of the chain sections and the determination of the impact of such damage on the safety of the chain's use. For this purpose – for the chain sections showing the damage in question – a calculation scheme of the stresses experienced by the weld as above was adopted, shown in Figure 4. The computational force  $(P_c)$  of the girders included in it, which, when the V shaft reinforcement was designed, was defined as:

$$P_c = \frac{1.3 \cdot Q}{12} \tag{1}$$

where Q – the weight of the draft vessel with a maximum payload of 40 kN.

Using the relationships given in [9], for the calculated stresses, the following formula was formulated:

$$\sigma_s = 0,75 \cdot \frac{2 \cdot p \cdot \frac{h}{b} + 3}{\left(p \cdot \frac{h}{b} + 3\right)} \cdot \frac{P_c \cdot b}{g_s^2 \cdot c}$$
(2)

where:

- *p* dimensionless coefficient which for the section of a guide made of two 200 channels is equal to 2.48,
- c distance of the guide's end edge from the axis of its holder, given in [9] as 290 mm.



Fig. 3. One of the distributions developed on the basis of the measurement [6] – along the successive main girders – of differential frontal (a) and lateral (b) deviations from the straightness of the traction vessel tracks of the eastern southern ski-cage track in shaft V – after removing the largest clusters of gap disappearances on folding the chain



Fig. 4. Calculation diagram for stresses in the weld connecting the chain sections a - joint convexity defined in the BN-78/1727 [1] standard as  $a \le 1.5$  mm, b - the width of the front wall of the chain equal to 150 mm, g - joint thickness defined in [9] as 7 mm, h - side width guide walls equal to 200 mm,  $P_c - girders$  calculation force

Using formulas (1) and (2), it was calculated that when the actual force of the extraction vessel on the shaft reinforcement reaches the value of the force  $P_c$ , the stress  $\sigma_s$  may have a value of approx. 530 MPa, which means that it will be greater than the immediate strength  $R_m$  of the material guides of 380 MPa. Therefore, it was found that the direct cause of cracking of the weld connecting the chain sections is the convexity of this weld, although such convexity is accepted by the standard BN-78/1727 [1].

On this basis, the impact of the damage in question on the safe use of the chain is as follows:

 Each fracture of the weld has a tendency to propagate along the weld in both directions, and therefore in the conditions of shaft V it will endanger the safety of the chain when it reaches the length of 0.5 m. Then, the chain with such damage may experience a rapid loss of lateral stiffness, which – with a probability significantly greater than zero – may lead to the suction vessel falling out of its guide tracks. Any chain in the V shaft showing a weld fracture of a length equal to or greater than 0.5 m should therefore be replaced immediately.

- The guides in the V shaft which show a weld fracture less than 0.5 m in length may be operated if:
  - show wall wear lower than acceptable;
  - this consumption is controlled in accordance with the requirement of point 3.13.7.4.1 of Annex 4 to the Regulation [6];
  - the ends of the weld crack are protected against its propagation, e.g. by drilling an appropriate hole;
  - records of chains showing both existing and newly formed cracks in joints are verified at least every 6 months;
  - the records, in addition to the number of the girder closest to each fracture, contain information on the length of the recorded fracture and the absence or occurrence of its propagation beyond the securing holes.

The third and final step in the scope of the research undertaken was to determine the impact of the perforation of the upper walls of the main and strut girders on the safety of the guide tracks. For the main girders, this influence was determined by comparing the bending strength indices calculated - according to the diagram in Figure 5a – for the cross-section of the main girder without perforation of its walls with such indices calculated on the basis of the diagram shown in Figure 5b. The comparison was made using the graphs in Figure 6, which show the results of the calculations performed. On this basis, it was determined that the perforation of the upper wall of the main girders in the V shaft reduces their strength by approx. 16%, therefore the main girders in this shaft showing such damage can be safely used, as long as their wear outside the perforation area is not greater than 84% of the permissible wear of girders without perforation.



*Fig. 5. Calculation diagrams of the cross-section of the main girder in the V shaft for the girder case: a) without perforation of its walls; b) with perforation of its upper wall* 



Fig. 6. Influence of the decrease in thickness ( $\Delta G$ ) of the walls of the main spar in shaft V on its bending strength indexes (Wx, Wy) in the absence of (a) or presence (b) of perforation of its upper wall

On the other hand, for the spreader beams, it was assumed that, before formulating the analysis scheme that would enable the determination of the impact of the perforation of their upper walls on the safety, calculations of the permissible compressive force of these beams were made. Their results (Fig. 7) showed that the perforation of the upper wall of the expansion beams in the V shaft significantly reduces their allowable compressive force that in strength calculations of the V shaft reinforcement, the perforated span beams cannot be considered as rigid supports of the main beams. On this basis, it was assumed that the impact of the discussed damage to the spacers on the safety of the guide tracks in the V shaft can be determined when the safety coefficients of these tracks are compared, calculated in two ways, i.e. for the case of:

- expansion girders as rigid supports of the main girders, i.e. when the expansion girders do not show perforation;
- main girders without spreader girders, which happens when the spreader girders have had their upper walls perforated.



Fig. 7. Influence of the thickness loss ( $\Delta G$ ) of the walls of the expansion girder in the V shaft on the allowable compressive force ( $P_s$ ) of this spar in the absence of (a) or the presence (b) of the perforation of its upper wall

The computations of the compared safety factors were made for each of the guide tracks in the V shaft with the following assumptions [4–6]:

- Each of the safety factors is the quotient of the immediate strength Rm of the material to the highest stress in the guide track elements, caused by the maximum frontal and lateral forces of the suction vessel on this track, in conditions of intense work of the sliding guide without the use of a rolling guide, as well as by vertical forces the resulting actions and the weight of the shaft reinforcement.
- The following factors of these forces were taken into account in the calculation of the maximum forces:
  - extreme frontal and lateral differential deviations from the straightness of each guide track in the V shaft, determined for the skip frame guide tracks in the northern section of the shaft based on the measurement frame [8], and for the skip run tracks in the southern section of the shaft on the basis of the measurement frame [7];
  - currently used operating parameters of individual hoisting vessels in shaft V, that is steady travel speed and permissible load capacity;
  - design parameters of the exhaust vessels in shaft V, determining the weight distribution of each of these vessels in its structure;
  - cross-sectional bending stiffnesses of guides, main beams and connection elements of guides with main beams and girders with the shaft casing;
  - bending length, which for main girders with strut girders damaged by the perforation of their upper walls are significantly greater than in the case of strut girders without such perforation.

One of the sets of calculation results of the compared safety coefficients is shown in Figure 8. Such sets of results obtained for the tracks of the remaining vessels in this shaft turned out to be almost identical, therefore they were not published.

Based on the results of the discussed comparison, it was found that the perforation of the upper walls of the strut girders in the V shaft did not have a significant impact on the safety of the tracks of the exhaust vessels in the shaft. This is due to the fact that the loss of the expansion girder - due to the perforation in question - of its ability to perform the function of a sufficiently rigid support of the main girder causes a reduction in the structural rigidity of the main girder as a support for the guides attached to it. As a result - in the elastic range of the material - also the maximum frontal forces absorbed by the main girder from the suction vessels are proportionally reduced. Then the guidance track safety coefficient does not experience any significant reduction, nor does the deflection of this track increase significantly.

An equally important finding resulted from the evaluation of the values of both variables appearing in the graphs in Figure 8. With the wear of the walls of the guides and girders equal to 50% of the initial thickness of their webs, the smallest excess of the calculated value of the safety factor of the tracks leading the exhaust vessels in the V shaft, in relation to the required value of this coefficient as it amounts to approximately 67%. This statement indicated that with the current technical condition of the reinforcement of the V shaft, it is possible to maintain the required safety of the tracks of the extraction vessels during the renovation of this reinforcement with an increase of over 50% of the permissible wear of the guides and girders. On this basis, the user of the shaft in question decided to take action in this regard, in accordance with § 536 par. 1 lit. h of the Regulation [1] and with the recommendations given in the publication [2, 11].



Fig. 8. One of the sets of results for the calculation of the safety coefficients of the southern ski-cage guides in the V shaft, corresponding to the stretchers without (a) and (b) with wall perforation, depending on the wear (Z) of the walls of the guides and main girders

#### 3. SUMMARY

The problem with the renovation of the reinforcement of V shaft at PGG Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice is that with the traditional implementation of this renovation, it would be necessary – in the coming years – to significantly reduce the transport tasks of the shaft, because otherwise the number of necessary changes of guides and girders would be unattainable.

Bearing in mind the above, it was decided to carry out an examination of the substantive conditions for increasing the permissible wear of the guides and girders over 50% of the initial thickness of their webs. The creation of conditions in this regard would enable the implementation of plans for both the renovation of the reinforcement and the mining tasks of V shaft.

The conducted research showed that the conditions in question can be achieved by removing the main cause of the greatest forces of the extraction vessels on their tracks in the shaft, which are the largest deviations from the straightness of the guide strings caused by the disappearance of the slots in the assembly of these strings. In order to eliminate the indicated cause, appropriate works were undertaken in the shaft, the exemplary effect of which is shown in Figures 2 and 3 concerning the eastern ski-frame track in the northern part of the V shaft. This effect is to reduce the largest frontal deviations from 21 mm to 9 mm and the largest lateral deviations from 20 mm to 7 mm. As for the remaining guide tracks in the northern section of the V shaft, a similar effect was obtained, it was possible - by means of an appropriate analysis - to show that with the wear of the walls of the guides and girders equal to 50% of the initial thickness of their webs, the smallest excess of the calculated value of the safety factor of the reinforcement structure relative to the required value this ratio is approx. 67%.

Therefore, conditions were created for the renovation of the reinforcement in shaft V to be carried out without the need to limit the transport tasks of this shaft.

#### References

[1] BN-78//1727-22: Prowadniki szybowe. Prowadniki stalowe z ceowników.

- [2] Jędruszak Ł., Potyka K.: Sprawozdanie z wykonanych pomiarów stalowych elementów zbrojenia szybowego szybu V przedział "A" – prowadników stalowych, Kompania Węglowa SA Oddział KWK "Bielszowice", Ruda Śląska 2014 [unpublished].
- [3] Kiercz M.: Doświadczenia z pomiarów sił rzeczywistych oddziaływania naczynia górniczego wyciągu szybowego na zbrojenie szybu, "WUG Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie" 2009, 8: 21–25.
- [4] Płachno M.: Nowe metody projektowania i eksploatacyjnej kontroli zbrojenia pionowych szybów górniczych, Monografie. Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica. Wydział Inżynierii Mechanicznej i Robotyki, Problemy Inżynierii Mechanicznej i Robotyki, nr 31, Kraków 2005.
- [5] Płachno M.: Doświadczenia poznawcze wynikające z badań sił rzeczywistych oddziaływania naczyń wyciągowych na zbrojenie szybów górniczych, [in:] Klich A., Kozieł A. (red.), Transport szybowy, ITG KOMAG, Gliwice 2013: 19–32.
- [6] Rozporządzenie Ministra Energii dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, Dz.U. z 2017 r., nr 1118.
- [7] Operat pomiarowy kontrolnych pomiarów geometrii obudowy i elementów zbrojenia, prostoliniowości torów prowadzenia naczyń oraz wartości luzów między prowadnikami szybowymi a prowadnicami ślizgowymi w szybie "V" KWK "Bielszowice", DARTECH, Mysłowice 2016 [unpublished].
- [8] Opracowanie wyników geometrii zbrojenia i obudowy, prostoliniowości torów prowadzenia naczyń oraz wymiarów określonych w § 545 i 558 Rozporządzenia Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. (Dz.U. 2017 poz. 1118), szybu V przedział B, PMG SILESIA Sp. z o.o., Katowice 2018 [unpublished].
- [9] Kubicki J., Polak J., Podziemski R., Ciszek W.: Prowadnik stalowy 200. Rysunek nr 322168a, BPG, Katowice 1978 [unpublished].
- [10] Płachno M.: Obliczanie poziomych sił dopuszczalnych zbrojenia szybowego z dźwigarami o dużej sztywności konstrukcyjnej, [in:] Tytko A., Wójcik M. (red.), Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie, Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego Sp. z o.o., Lędziny 2014: 126–137.
- [11] Szmelik P.: Sprawozdanie z wykonanych pomiarów stalowych elementów zbrojenia szybowego szybu V, PGG S.A. Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice, Ruda Śląska 2016 [unpublished].

MAREK PŁACHNO, prof. Department of the Strength and Fatique of Materials and Structures Faculty of Mechanical Engineering and Robotics AGH University of Science and Technology al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland labniz.marek@gmail.com

SŁAWOMIR BARANOWSKI, Ph.D., Eng. IRENEUSZ OŚLIŹNIOK, Eng. PGG S.A. Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice ul. Halembska 160, 41-711 Ruda Śląska, Poland [s.baranowski, i.oslizniok]@pgg.pl

© 2019 Authors. This is an open access publication, which can be used, distributed and reproduced in any medium according to the Creative Commons CC-BY 4.0 License.

MAREK PŁACHNO SŁAWOMIR BARANOWSKI IRENEUSZ OŚLIŹNIOK

### Trudności związane z remontem zbrojenia szybu V w PGG Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice

W artykule przedstawiono analizę możliwości wykonywania remontów zbrojenia szybu bez ograniczania jego zadań transportowych, przy parametrach eksploatacji zgodnych z dokumentacją techniczną wyciągu szybowego, określonym stanie technicznym dźwigarów i prowadników, z wykorzystaniem posiadanego kapitału wiedzy i doświadczenia w zakresie utrzymania wymaganego poziomu bezpieczeństwa prowadzenia naczyń wyciągowych w warunkach uwzględnionego w dokumentacji górniczego wyciągu szybowego dopuszczalnego zużycia prowadników i dźwigarów.

Słowa kluczowe: szyby górnicze, zbrojenie szybu, remonty zbrojenia wykonywane bez ograniczania zadań transportowych szybu, bezpieczeństwo prowadzenia naczyń wyciągowych w szybie

#### 1. WSTĘP

Szyb jest konstrukcją, która wymaga odpowiedniego utrzymania i konserwowania, zaś prace zbrojeniowe są długotrwałe i wymagają odpowiedniej obsługi. Szyb górniczy zbrojony jest za pomocą wielu elementów, najczęściej stalowych, których głównym przeznaczeniem jest zapewnienie bezpiecznej przestrzeni ruchu naczyniom wyciągowym poruszającym się w szybie podczas wykonywania jego zadań transportowych. Ta przestrzeń jest ograniczonym obszarem możliwych poziomych przemieszczeń naczynia wyciągowego w szybie, gwarantującym, że takie zdarzenia, jak kontakt naczynia z obudową szybu, z elementami jego wyposażenia, a także z drugim naczyniem podczas mijania się naczyń, nie mogą wystąpić.

W pionowych szybach górniczych najczęściej stosowany jest w tym celu mechaniczny układ prowadzenia naczyń wyciągowych z tzw. prowadnikami sztywnymi. Taki właśnie układ prowadzenia ma omawiany w artykule szyb V zespolonej Kopalni Węgla Kamiennego Ruda Ruch Bielszowice. Jako jeden z najważniejszych szybów w KWK "Ruda" pełni funkcję wydobywczo-zjazdową, przy czym jest aktualnie zaliczany do szybów o funkcjonalności wdechowej. W świetle obudowy szybowej ma średnicę o wartości nominalnej 7,5 m oraz głębokość całkowitą 1111,62 m.

Układ prowadzenia naczyń wyciągowych w szybie V składa się z ośmiu torów prowadzenia. Każdy z nich ma ciąg prowadników utworzony z dziewięciometrowych prowadników o przekroju skrzynkowym, złożonym z dwu ceowników hutniczych 200, zamocowanych do dźwigarów głównych, odpowiednio wschodnich i zachodnich. Każdy z dźwigarów ma również przekrój skrzynkowy, jednak złożony z dwu ceowników hutniczych 180. Schemat konstrukcyjny układu prowadzenia naczyń wyciągowych w tarczy szybu pokazano na rysunku 1.



Rys. 1. Schemat konstrukcyjny układu zbrojenia w tarczy szybu V KWK Ruda Ruch Bielszowice

#### 2. DZIAŁANIA PODJĘTE W CELU ROZWIĄZANIA PROBLEMU ORAZ UZYSKANE WYNIKI

Na podstawie wyników rutynowych pomiarów grubości ścianek prowadników i dźwigarów w szybie V [1, 2] sporządzono prognozę postępu ich zużycia w kolejnych latach użytkowania szybu, a następnie wyniki tej prognozy poddano analizie statystycznej, co doprowadziło do sformułowania następujących wniosków:

- Podczas użytkowania szybu V w najbliższym okresie spodziewamy się rozwiniętego postępu zużycia prowadników i dźwigarów [3, 4], charakteryzującego się tym, że wymagana w kolejnych latach (ze względu na przekroczenie dopuszczalnego zużycia) liczba wymian tych elementów może być znacznie większa niż liczba wymian możliwa ze względu na zadania wydobywcze szybu.
- Spodziewany jest szybki postęp nieparametrycznej postaci zużycia prowadników, objawiającej się przez występujące na ich końcach pęknięcia spoiny w połączeniach kształtowników prowadnika. Zużycie to może objawiać się zarówno powstawaniem pęknięć przy prowadnikach niewykazujących jeszcze takich uszkodzeń, jak i przez propagację wzdłuż spoiny pęknięć już istniejących.
- Spodziewany jest szybki postęp perforacji górnych ścianek dźwigarów głównych, występującej zwłaszcza na obu ich końcach przylegających do wsporników kotwionych, a nierzadko propagującej w stronę podparcia prowadników.
- Spodziewany jest także szybki postęp perforacji górnych ścianek dźwigarów rozporowych, w znacznym stopniu losowo umiejscowionej wzdłuż nich.

Nie powinno się lekceważyć potrzeb remontowych zbrojenia szybu V, nie można jednak dopuścić do ograniczenia jego zadań wydobywczych, dlatego zdecydowano się przeprowadzić rozeznanie merytorycznych możliwości powiększenia dopuszczalnego zużycia prowadników i dźwigarów ponad 50% początkowej grubości ich środników. Kolejne kroki tego rozeznania były następujące:

- 1. Analiza stanu prostoliniowości torów prowadzenia w szybie V oraz określenie warunków poprawy tego stanu.
- Diagnoza przyczyn pęknięć spoiny w połączeniu kształtowników prowadnika oraz określenie wpływu takiego uszkodzenia na bezpieczeństwo jego użytkowania.
- Określenie wpływu perforacji górnych ścianek dźwigarów głównych i rozporowych na bezpieczeństwo torów prowadzenia.

Meritum pierwszego kroku rozeznania było założenie, że największe odchylenia od prostoliniowości, decydujące o największych siłach oddziaływania naczynia wyciągowego na zbrojenie szybu, są sumą dwu składników [4]. Jeden z nich ma pochodzenie strukturalne, wynikające z geologicznych odkształceń obudowy szybu i tolerancji wymiarowej elementów zbrojenia w szybie. Drugi natomiast – jako skutek korozji połączeń prowadników z dźwigarami – jest powodowany przez skupiska zaników szczelin na składaniu ciągów prowadników. Uzyskane już w tym zakresie doświadczenia [4, 5] wykazały, że wykorzystując operaty pomiarowe prostoliniowości torów prowadzenia w szybie, opracowywane rutynowo (por. pkt 3.13.7.6 zał. nr 4 do rozporządzenia [6]) dla każdego szybu z prowadnikami sztywnymi, można – w wyniku stosownej analizy statystycznej – wyodrębnić oba te składniki, a także zweryfikować je przez inwentaryzację w szybie ww. skupisk zaników szczelin.

Bazując na operacie pomiarowym [7] dla wszystkich torów prowadzenia w szybie V, opracowano wykresy odwzorowujące rozkłady różnicowych odchyleń czołowych i bocznych od prostoliniowości torów prowadzenia naczyń wyciągowych wzdłuż kolejnych dźwigarów głównych w szybie. Na rysunku 2 pokazano jako przykład wykresy odwzorowujące jeden z takich rozkładów. Każdy z omawianych rozkładów poddano następnie wspomnianej analizie statystycznej. Wykazała ona, że przy każdym z torów prowadzenia w szybie V udział składnika korozyjnego w ekstremalnych wartościach tych odchyleń wynosi nie mniej niż 50%. Na tej podstawie zdecydowano o przeprowadzeniu w szybie V inwentaryzacji zaników szczelin na składaniu poszczególnych ciągów, a następnie podjęciu działań w celu usunięcia stwierdzonych skupisk tych zaników.



Rys. 2. Jeden z rozkładów – wzdłuż kolejnych dźwigarów głównych – różnicowych odchyleń czołowych (a) i bocznych (b) od prostoliniowości torów prowadzenia naczyń wyciągowych wschodniego toru prowadzenia skipoklatki południowej w szybie V, opracowanych na bazie operatu pomiarowego [7]

Po około trzech miesiącach od usunięcia największych skupisk zaników szczelin na składaniu ciągu prowadników poszczególnych torów wykonano ponownie pomiary prostoliniowości i wykorzystując operat pomiarowy [8], opracowano wykresy odwzorowujące rozkład różnicowych odchyleń czołowych i bocznych od prostoliniowości wzdłuż kolejnych dźwigarów głównych w szybie V, które ilustrują efekt podjętych działań. Wykresy te (rys. 3) sporządzono w takiej samej skali jak poprzednie (rys. 2), co miało na celu ułatwienie percepcji uzyskanego efektu. Tym efektem, w przypadku wschodniego toru prowadzenia skipoklatki południowej, jest zmniejszenie największych odchyleń czołowych z 21 mm do 9 mm oraz największych odchyleń bocznych z 20 mm do 7 mm. Ponieważ w przypadku pozostałych torów prowadzenia w północnym przedziale szybu V uzyskano podobny efekt, stwierdzono, że potwierdziła się nie tylko słuszność przyjętych założeń, ale także zasadność przeprowadzonego działania.

Drugim krokiem w zakresie podjętego rozeznania była, jak już podano, diagnoza przyczyn pęknięć spoiny w połączeniu kształtowników prowadnika oraz określenie wpływu takiego uszkodzenia na bezpieczeństwo użytkowania prowadnika. W tym celu – dla odcinków prowadnika wykazujących omawiane uszkodzenia – przyjęto schemat obliczeniowy naprężeń doznawanych przez spoinę pokazany na rysunku 4. Ujęto w nim siłę obliczeniową ( $P_c$ ) dźwigarów, którą (gdy projektowano zbrojenie szybu V) określano jako:

$$P_c = \frac{1, 3 \cdot Q}{12} \tag{1}$$

gdzie Q – ciężar naczynia wyciągowego z dopuszczalną masą użyteczną równy 40 kN.

Wykorzystując z kolei zależności podane w [9], dla obliczanych naprężeń sformułowano następujący wzór:

$$\sigma_s = 0,75 \cdot \frac{2 \cdot p \cdot \frac{h}{b} + 3}{\left(p \cdot \frac{h}{b} + 3\right)} \cdot \frac{P_c \cdot b}{g_s^2 \cdot c}$$
(2)

gdzie:

- p bezwymiarowy współczynnik, który dla przekroju, jaki ma prowadnik wykonany z dwu ceowników 200, jest równy 2,48,
- c odległość końcowej krawędzi prowadnika od osi jego uchwytu, podana w [9] jako 290 mm.



Rys. 3. Jeden z rozkładów – wzdłuż kolejnych dźwigarów głównych – różnicowych odchyleń czołowych (a) i bocznych (b) od prostoliniowości torów prowadzenia naczyń wyciągowych wschodniego toru prowadzenia skipoklatki południowej w szybie V, opracowanych na bazie operatu pomiarowego [8] po usunięciu największych skupisk zaników szczelin na składaniu ciągu prowadników



Rys. 4. Schemat obliczeniowy naprężeń w spoinie łączącej kształtowniki prowadnika a – wypukłość spoiny określona w normie BN-78/1727 [1] jako a  $\leq 1,5$  mm, b – szerokość czołowej ściany prowadnika równa 150 mm, g – grubość spoiny określona w [9] jako 7 mm, h – szerokość bocznej ściany prowadnika równa 200 mm,  $P_c$  – siła obliczeniowa dźwigarów

Za pomocą wzorów (1) i (2) obliczono, że gdy siła rzeczywista oddziaływania naczynia wyciągowego na zbrojenie szybu osiągnie wartość siły  $P_c$ , to naprężenie  $\sigma_s$  może mieć wartość ok. 530 MPa, co oznacza, że będzie większe od wytrzymałości doraźnej  $R_m$  materiału prowadników równej 380 MPa. Uznano zatem, że bezpośrednią przyczyną pękania spoiny łączącej kształtowniki prowadnika jest wypukłość tej spoiny, mimo że taka wypukłość jest akceptowana przez normę BN-78/1727 [1].

Na tej podstawie wpływ omawianego uszkodzenia na bezpieczeństwo użytkowania prowadnika określono następująco:

 Każde pęknięcie spoiny ma tendencję do propagacji wzdłuż tej spoiny w obie strony, w związku z czym w warunkach szybu V zagrozi ono bezpieczeństwu prowadnika, gdy osiągnie długość 0,5 m. Wtedy prowadnik z takim uszkodzeniem może doznawać szybkiej utraty bocznej sztywności, co – z prawdopodobieństwem znacząco większym od zera – może doprowadzić do wypadnięcia naczynia wyciągowego z jego torów prowadzenia. Każdy prowadnik w szybie V wykazujący pęknięcie spoiny o długości równej lub przekraczającej 0,5 m powinien zatem zostać niezwłocznie wymieniony.

- Prowadniki w szybie V, które wykazują pęknięcie spoiny mające długość mniejszą niż 0,5 m, mogą być eksploatowane, jeżeli:
  - wykazują zużycie ścianek mniejsze od dopuszczalnego;
  - zużycie to jest kontrolowane zgodnie z wymogiem punktu 3.13.7.4.1 załącznika nr 4 do rozporządzenia [6];
  - końce pęknięcia spoiny są zabezpieczone przed jego propagacją, np. przez nawiercenie stosownego otworu;
  - ewidencja prowadników wykazujących zarówno istniejące, jak i nowopowstałe pęknięcia spoin jest weryfikowana przynajmniej co 6 miesięcy;
  - ewidencja ta, oprócz numeru dźwigara najbliższego miejscu każdego pęknięcia, zawiera informację o długości ewidencjonowanego pęknięcia oraz o braku bądź o zaistnieniu jego propagacji poza zabezpieczające otwory.

Trzecim i ostatnim krokiem w zakresie podjętego rozeznania było określenie wpływu perforacji górnych ścianek dźwigarów głównych i rozporowych na bezpieczeństwo torów prowadzenia. W przypadku dźwigarów głównych wpływ ten określono, porównując wskaźniki wytrzymałości na zginanie obliczone – według schematu z rysunku 5a – dla przekroju dźwigara głównego bez perforacji jego ścianek z takimi wskaźnikami obliczonymi według schematu pokazanego na rysunku 5b. Porównanie przeprowadzono, wykorzystując wykresy zamieszczone na rysunku 6, które przedstawiają wyniki wykonanych obliczeń.



Rys. 5. Schematy obliczeniowe poprzecznego przekroju dźwigara głównego w szybie V dla przypadku dźwigara: a) bez perforacji jego ścianek; b) z perforacją jego górnej ścianki



Rys. 6. Wpływ ubytku grubości ( $\Delta G$ ) ścianek dźwigara głównego w szybie V na jego wskaźniki wytrzymałości na zginanie ( $W_x$ ,  $W_y$ ) w przypadku braku (a) lub obecności (b) perforacji jego górnej ścianki

Na tej podstawie określono, że perforacja górnej ścianki dźwigarów głównych w szybie V obniża ich wytrzymałość o ok. 16%, w związku z czym dźwigary główne w tym szybie wykazujące takie uszkodzenie mogą być bezpiecznie użytkowane, o ile ich zużycie poza obszarem perforacji nie jest większe niż 84% dopuszczalnego zużycia dźwigarów bez perforacji.

Dla dźwigarów rozporowych przyjęto natomiast, aby przed sformułowaniem schematu analizy umożliwiającej określenie wpływu perforacji ich górnych ścianek na bezpieczeństwo wykonać obliczenia dopuszczalnej siły ściskającej tych dźwigarów. Ich wyniki (rys. 7) wskazały, że perforacja górnej ścianki dźwigarów rozporowych w szybie V tak znacząco obniża ich dopuszczalną siłę ściskającą, że w obliczeniach wytrzymałościowych zbrojenia szybu V dźwigary rozporowe z perforacją nie mogą być uważane za sztywne podpory dźwigarów głównych. Na tej podstawie przyjęto, że wpływ omawianych uszkodzeń dźwigarów rozporowych na bezpieczeństwo torów prowadzenia w szybie V można określić, gdy porówna się ze sobą współczynniki bezpieczeństwa tych torów obliczone dwojako, czyli w przypadku:

- dźwigarów rozporowych jako sztywnych podpór dźwigarów głównych, tj. gdy dźwigary rozporowe nie wykazują perforacji;
- dźwigarów głównych bez dźwigarów rozporowych, co ma miejsce wtedy, gdy dźwigary rozporowe doznały perforacji górnych ścianek.



Rys. 7. Wpływ ubytku grubości ( $\Delta G$ ) ścianek dźwigara rozporowego w szybie V na dopuszczalną siłę ściskającą ( $P_s$ ) tego dźwigara w przypadku braku (a) lub obecności (b) perforacji jego górnej ścianki

Obliczenia porównywanych współczynników bezpieczeństwa wykonano dla każdego z torów prowadzenia w szybie V przy następujących założeniach [4–6]:

- Każdy ze współczynników bezpieczeństwa jest ilorazem wytrzymałości doraźnej  $R_m$  materiału do największego naprężenia w elementach toru prowadzenia, spowodowanego przez maksymalne siły czołowe i boczne oddziaływania naczynia wyciągowego na ten tor, w warunkach intensywnej pracy prowadnicy ślizgowej bez udziału prowadnicy tocznej, a także przez siły pionowe wynikające z tego oddziaływania oraz z ciężaru zbrojenia szybowego.
- W obliczeniach sił maksymalnych uwzględniono następujące czynniki tych sił:
  - ekstremalne odchylenia różnicowe czołowe i boczne od prostoliniowości każdego z torów prowadzenia w szybie V, określone dla torów prowadzenia skipoklatek w przedziale północnym tego szybu na bazie operatu pomiarowego [8], a dla torów prowadzenia skipów w przedziale południowym szybu na podstawie operatu pomiarowego [7];
  - aktualnie stosowane parametry eksploatacyjne poszczególnych naczyń wyciągowych w szybie V, tj. prędkość jazdy ustalonej oraz dopuszczalną ładowność;
  - parametry konstrukcyjne naczyń wyciągowych w szybie V decydujące o rozkładzie masy każdego z tych naczyń w jego konstrukcji;
  - sztywności przekrojowe na zginanie prowadników, dźwigarów głównych i elementów połączeń prowadników z dźwigarami głównymi oraz dźwigarów z obudową szybu;
  - długości zginania, które dla dźwigarów głównych z dźwigarami rozporowymi uszkodzonymi przez perforację ich górnych ścianek są znacząco większe niż w przypadku dźwigarów rozporowych bez takiej perforacji.

Jeden spośród zestawów wyników obliczeń porównywanych współczynników bezpieczeństwa przedstawiono na rysunku 8. Takie zestawy wyników uzyskane dla torów prowadzenia pozostałych naczyń w tym szybie okazały się prawie identyczne, dlatego zrezygnowano z ich publikowania.

Na podstawie wyników omawianego porównania stwierdzono, że perforacje górnych ścianek dźwigarów rozporowych w szybie V nie mają znaczącego wpływu na bezpieczeństwo torów prowadzenia naczyń wyciągowych w szybie. Jest to spowodowane tym, że utrata przez dźwigar rozporowy - wskutek omawianej perforacji - zdolności do pełnienia funkcji odpowiednio sztywnej podpory dźwigara głównego powoduje zmniejszenie sztywności konstrukcyjnej dźwigara głównego jako podpory zamocowanych do niego prowadników. Skutkiem tego - w zakresie sprężystym materiału - ulegają proporcjonalnemu zmniejszeniu także maksymalne siły czołowe przejmowane przez dźwigar główny od naczyń wyciągowych. Współczynnik bezpieczeństwa toru prowadzenia nie doznaje wtedy istotnego zmniejszenia, jak również nie powiększa się istotnie ugięcie tego toru.

Równie ważne stwierdzenie wyniknęło z oceny wartości obu zmiennych występujących na wykresach z rysunku 8. Przy zużyciu ścianek prowadników i dźwigarów równym 50% początkowej grubości ich środników najmniejszy nadmiar obliczonej wartości współczynnika bezpieczeństwa torów prowadzenia naczyń wyciągowych w szybie V względem wymaganej wartości tego współczynnika wynosi bowiem ok. 67%. To stwierdzenie prowadzi do wniosku, że przy aktualnym stanie technicznym zbrojenia szybu V istnieje możliwość, aby na czas remontu tego zbrojenia utrzymać wymagane bezpieczeństwo torów prowadzenia naczyń wyciagowych przy powiększonym ponad 50% dopuszczalnym zużyciu prowadników i dźwigarów. Na tej podstawie użytkownik przedmiotowego szybu zdecydował podjąć działania w tym zakresie, zgodne z § 536 ust. 1 lit. h rozporządzenia [1] oraz z zaleceniami podanymi w publikacji [2, 11].



Rys. 8. Jeden spośród zestawów wyników obliczeń współczynników bezpieczeństwa torów prowadzenia skipoklatki południowej w szybie V, odpowiadający dźwigarom rozporowym bez (a) i z (b) perforacją ścianek, w zależności od zużycia (Z) ścianek prowadników i dźwigarów głównych

#### 3. PODSUMOWANIE

Problem remontu zbrojenia szybu V w KWK Ruda Ruch Bielszowice Polskiej Grupy Górniczej polega na tym, że przy tradycyjnym przeprowadzaniu tego remontu należałoby w najbliższych latach znacznie ograniczyć zadania transportowe szybu, gdyż w innym przypadku liczba koniecznych wymian prowadników i dźwigarów byłaby nieosiągalna.

Mając na uwadze powyższe, zdecydowano się przeprowadzić rozeznanie merytorycznych warunków powiększenia dopuszczalnego zużycia prowadników i dźwigarów ponad 50% początkowej grubości ich środników, co umożliwiłoby zrealizowanie planów zarówno w zakresie remontu zbrojenia, jak i zadań wydobywczych szybu V.

Przeprowadzone rozeznanie wykazało, że przedmiotowe warunki można osiągnąć przez usunięcie głównej przyczyny największych sił oddziaływania naczyń wyciągowych na ich tory prowadzenia w szybie, którą są największe odchylenia od prostoliniowości ciągów prowadników powodowane przez zaniki szczelin na składaniu tych ciągów. W celu usunięcia wskazanej przyczyny podjęto w szybie stosowne prace, których przykładowy efekt pokazują rysunki 2 i 3 dotyczące wschodniego toru skipoklatki w północnym przedziale szybu V. Tym efektem jest zmniejszenie największych odchyleń czołowych z 21 mm do 9 mm oraz największych odchyleń bocznych z 20 mm do 7 mm. Ponieważ dla pozostałych torów prowadzenia w północnym przedziale szybu V uzyskano podobny efekt, można było - w wyniku stosownej analizy - wykazać, że przy zużyciu ścianek prowadników i dźwigarów równym 50% początkowej grubości ich środników najmniejszy nadmiar obliczonej wartości współczynnika bezpieczeństwa konstrukcji zbrojenia względem wymaganej wartości tego współczynnika wynosi ok. 67%.

Powstały zatem warunki, aby remont zbrojenia w szybie V mógł być prowadzony bez konieczności ograniczania zadań transportowych tego szybu.

#### Literatura

[1] BN-78//1727-22: Prowadniki szybowe. Prowadniki stalowe z ceowników.

- [2] Jędruszak Ł., Potyka K.: Sprawozdanie z wykonanych pomiarów stalowych elementów zbrojenia szybowego szybu V przedział "A" – prowadników stalowych, Kompania Węglowa SA Oddział KWK "Bielszowice", Ruda Śląska 2014 [praca niepublikowana].
- [3] Kiercz M.: Doświadczenia z pomiarów sił rzeczywistych oddziaływania naczynia górniczego wyciągu szybowego na zbrojenie szybu, "WUG Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie" 2009, 8: 21–25.
- [4] Płachno M.: Nowe metody projektowania i eksploatacyjnej kontroli zbrojenia pionowych szybów górniczych, Monografie. Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica. Wydział Inżynierii Mechanicznej i Robotyki, Problemy Inżynierii Mechanicznej i Robotyki, nr 31, Kraków 2005.
- [5] Płachno M.: Doświadczenia poznawcze wynikające z badań sił rzeczywistych oddziaływania naczyń wyciągowych na zbrojenie szybów górniczych, [w:] Klich A., Kozieł A. (red.), Transport szybowy, ITG KOMAG, Gliwice 2013: 19–32.
- [6] Rozporządzenie Ministra Energii dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, Dz.U. z 2017 r., nr 1118.
- [7] Operat pomiarowy kontrolnych pomiarów geometrii obudowy i elementów zbrojenia, prostoliniowości torów prowadzenia naczyń oraz wartości luzów między prowadnikami szybowymi a prowadnicami ślizgowymi w szybie "V" KWK "Bielszowice", DARTECH, Mysłowice 2016 [praca niepublikowana].
- [8] Opracowanie wyników geometrii zbrojenia i obudowy, prostoliniowości torów prowadzenia naczyń oraz wymiarów określonych w § 545 i 558 Rozporządzenia Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. (Dz.U. 2017 poz. 1118), szybu V przedział B, PMG SILESIA Sp z o.o., Katowice 2018 [praca niepublikowana].
- [9] Kubicki J., Polak J., Podziemski R., Ciszek W.: Prowadnik stalowy 200. Rysunek nr 322168a, BPG, Katowice 1978 [praca niepublikowana].
- Płachno M.: Obliczanie poziomych sił dopuszczalnych zbrojenia szybowego z dźwigarami o dużej sztywności konstrukcyjnej,
  [w:] Tytko A., Wójcik M. (red.), Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie, Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego Sp. z o.o., Lędziny 2014: 126–137.
- [11] Szmelik P.: Sprawozdanie z wykonanych pomiarów stalowych elementów zbrojenia szybowego szybu V, PGG S.A. Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice, Ruda Śląska 2016 [praca niepublikowana].

dr hab. inż. MAREK PŁACHNO Katedra Wytrzymałości, Zmęczenia Materiałów i Konstrukcji Wydział Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH Akademia Górniczo-Hutniczna im. Stanisława Staszica w Krakowie al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków labniz.marek@gmail.com

dr inż. SŁAWOMIR BARANOWSKI inż. IRENEUSZ OŚLIŹNIOK PGG S.A. Oddział KWK Ruda Ruch Bielszowice ul. Halembska 160, 41-711 Ruda Śląska [s.baranowski, i.oslizniok]@pgg.pl

© 2019 Autorzy. Jest to publikacja ogólnodostępna, którą można wykorzystywać, rozpowszechniać i kopiować w dowolnej formie zgodnie z licencją Creative Commons CC-BY 4.0.

TOMASZ CICHY ARTUR SEKTA

### Pressure monitoring in powered support legs in selected longwalls at Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.

This article presents the role of systems for monitoring the capacity of sections of the powered support forming part of mining complexes. It shows systems for monitoring powered support sections during the mining of coal deposits and the method of transmitting measurements of pressure in hydraulic legs to the analytical system used at Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. The results of an evaluation of the interaction between the powered support and the rock mass and the manner of their presentation are provided.

Key words: mining, powered support, capacity

#### 1. INTRODUCTION

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. (JWS S.A.) comprises five hard coal mines in which coal seams are exploited with the use of modern mining complexes. Powered support is one of the primary components of the said mining complexes, determining the safety of employees and the stability of the longwall working and thereby ensuring an appropriate mining level [1]. The principle of operation of powered support provides for a controlled reduction of the support when it is loaded from the side of the roof by a force arising from the capacity at yield of the support itself. Capacity at yield is a parameter that defines the boundary capacity of the powered support to carry pressures coming from a roof opened by mining operations. It is measured as the pressure of roof rocks on a single support section, which generates such pressure in the hydraulic legs that is equal to the setpoint on the valve blocks protecting the said legs [2, 3]. It is obvious, thus, that it is the control of the said pressure that is extremely significant in the coal seam mining process. These systems help advance the sections and permit the visualization of parameters such as: pressure in section's hydraulic legs, time of measurement performance, time of running of process engineering operations, moments of occurrence of irregularities or failures. At present, monitoring systems at JSW operate on several longwalls and, ultimately, they are supposed to be used on all of them. It must be noted that such systems are expensive and, for this reason, powered supports operating in the harshest geological conditions are the first to be equipped with them [4].

#### 2. DATA ANALYSIS

JSW S.A. has been operating a Sophisticated Data Research Center for several years. It is tasked, among others, with analyzing process engineering data based on an integrated IT system for managing data coming from production processes, which comprises a Central Process Engineering Data Server (CSDT). The system is based on a platform that enables real-time processing of large information sets and easy integration with business systems, at the same time providing ICT security of physical systems. Data from all longwall shearers which are covered by systems for powered support section monitoring are transmitted to CSDT and processed for the purpose of gaining a broad evaluation of the interaction between the powered support and the rock mass. Such information is determined based on the pressure present in the legs of the powered support section. The obtained results are presented and reported to the relevant mine service staff.

#### 3. MINING OF DEPOSITS

The mining of underground coal deposits by means of a longwall system employs a mining complex comprising among others powered support, the primary task of which is to ensure the longwall working stability and crew safety. One of the key actions to improve work safety and allow an increase in the production effectiveness is the evaluation of operation of the relevant powered support. When analyzing the interaction between the powered support and the rock mass, certain aspects exerting significant influence on the longwall working stability can be determined. A loss of working stability results in a roof fall or caving in the longwall, which may be related to the following irregularities in the operation of powered supports [5, 6]: incorrect selection of sections for specified geological and mining conditions, failures of (damage to) individual components of sections, incorrect handling (use) of sections and incorrect geometrical form of the section structure. Owing to the monitoring of the section's operating cycle [7, 8], information may be obtained that refers, among others, to both the damage in the capacity part of the section's hydraulic system or the incorrect capacity at set value [9] and to the rock overhangs behind powered support sections that cause a considerable increase in the section load by the rock mass [10–12]. A view of a section with a data transmission system is presented in Figure 1.



Fig. 1. Powered support capacity monitoring system

#### 4. MEASUREMENT SYSTEMS

For the purpose of ensuring the correct conditions of roof maintenance and the operation of powered support sections, they are equipped with appropriate measurement and signaling systems. At present, pressures in the parts under the pistons of the primary legs of powered support sections are measured and recorded, and then this information from the monitored longwalls in JWS's mines is sent to the Sophisticated Data Research Center.

Measurement systems allow local monitoring of support's operation with the use of computers adapted for use in underground conditions as well as on the mine's surface. Figures 2 and 3 present a view of the powered support section monitoring with the use of systems created by Centrum Hydrauliki DOH sp. z o.o. and the FAMUR Group.



Fig. 2. Distribution of pressures in powered support legs – system created by Centrum Hydrauliki DOH sp. z o.o.



Fig. 3. Distribution of pressures in powered support legs – system created by the Famur Group

#### 5. ANALYSES AND ALERTS

As a result of the analyses of pressure in the spaces under leg pistons, a range of events are identified in real time which require an appropriate reaction. Figure 4 reveals an asymmetry of pressures between the legs of a section, which indicates a leak in the leg's hydraulic system. This is visible after comparing with the correct powered support cycle in Figure 5. Figure 6 presents the tripping of a relief valve, which should trip on a specified pressure setpoint. It does not allow an increase in pressure above the permissible value specified by the section manufacturer. The following significant parameters are also identifiable based on pressure values: section withdrawal and expansion, and pressure in the main supply line [4].

It is important that the results of the analyses are delivered in real time and received directly by persons responsible for the proper operation of the mining complex - the mine's maintenance service staff. This is not simply due to the large production scale at JSW. This task was accomplished with the use of tools by OSISoft – PI System [13]. The basic information from a longwall shearer and from a single section is presented in Figures 7 and 8, respectively. The person who uses such information should very quickly evaluate the operation of the powered support section as regards its interaction with the rock mass. A summary of all alerts and important events occurring during the operation of powered support, i.e. an event map, is presented in Figure 9. It shows such events occurring on individual powered support legs for the last 24 hours as: operating cycles, asymmetry of support, repeated tripping of the relief valve, incorrect value of capacity at set.



Fig. 4. Pressure asymmetry between section's legs



Fig. 5. Pressure measurement during successive operating cycles of the section



Fig. 6. Tripping of relief valve in section's leg



Fig. 7. Current view of pressures in powered support sections



Fig. 8. View of pressures in selected sections



Fig. 9. Signaling of event occurrence in powered support sections

#### 6. CONCLUSION

The implemented systems for the monitoring and analysis of section capacity enable a broad evaluation of the operation of powered support in the context of interaction with the rock mass. Due to the variety of factors affecting the support advancement, the interaction was evaluated by analyzing geological and organizational factors. The continuous control of capacity permits an evaluation of rock mass stress and a quicker reaction on the part of employees to achieve the correct state of rock mass equilibrium which has been disturbed during coal extraction. Such actions permit more effective remedial actions to be taken towards the impact of rock mass loosening (roof falls) during the course of mining. Work organization is a significant factor during support advancement. Owing to the monitoring of the section's operating cycle, information is obtained concerning, among others, the damage in the capacity part of the section's hydraulic system or the incorrect capacity at set value, or an overly long delay in supporting the newly uncovered roof, and the work culture of the longwall crew is improved.

The benefits achieved in this manner considerably improve crew safety and production effectiveness and extend the life of powered support.

#### References

- Rajwa S., Prusek S., Walentek A., Płonka M.: Wpływ wybranych czynników na współpracę obudowy zmechanizowanej z górotworem i warunki prowadzenia ściany, "Wiadomości Górnicze" 2015, 66, 10: 533–543.
- [2] Obudowa zmechanizowana Hydrotech-JZR-14/39-PO Instrukcja obsługi i konserwacji Nr:01/2019/IOK, Jastrzębskie Zakłady Remontowe Spółka z o.o. [unpublished].
- [3] Kulakiewicz A., Marianowski J.: Nowe rozwiązanie zabezpieczeń funkcjonowania upodatnionej obudowy zmechanizowanej, "Napędy i Sterowanie" 2011, 13, 7/8: 152–155.
- [4] Płonka M.: Obraz podporności sekcji obudowy zmechanizowanej usytuowanej na pozycjach skrajnych na podstawie danych z systemów monitoringu, "Przegląd Górniczy" 2018, 74, 3: 34–40.
- [5] Rajwa S.: Główne przyczyny utraty stateczności wyrobiska ścianowego, "Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie" 2017, 3: 3–12.
- [6] Rajwa S.: Rozdział 4. Stateczność wyrobiska ścianowego, [w:] K. Stoiński (red.), Zmechanizowane obudowy ścianowe dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2018: 73–88.
- [7] Peng S.S.: Longwall mining, 2<sup>nd</sup> ed., Department of Mining Engineering, West Virginia University, Morgantown 2006.
- [8] Cheng J., Wan Z., Peng S.S., Liu S., Ji Y.: What can the changes in shield resistance tell us during the period of shearer's cutting and neighboring shields' advance, "International Journal of Mining Science and Technology" 2015, 3, 25: 361–367.

- [9] Płonka M., Rajwa S., Lubosik Z.: Ocena pracy obudowy zmechanizowanej na podstawie danych z monitoringu ciśnień i postępu sekcji, "Przegląd Górniczy" 2017, 73, 4: 25–33.
- [10] Trueman R., Hutchinson I.: The use of shield monitoring data for predicting in advance roof control problems on longwall faces, "Mining Technology" 2018, 127, 4: 209–218.
- [11] Trueman R., Lyman G., Cocker A.: Longwall roof control through a fundamental understanding of shield-strata interaction, "International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences" 2009, 46, 2: 371–380.
- [12] Medhurst T.P.: Practical considerations in longwall support behaviour and ground response, https://ro.uow.edu.au/coal/72/ [21.04.2021].
- [13] PI System Architecture, Planning and Implementation Course Version 2021, Course materials, http://cdn.osisoft.com/ learningcontent/pdfsPISystemArchitecturePlanningAnd ImpleplementationWorkbook.pdf [26.04.2021].

TOMASZ CICHY, M.Sc. ARTUR SEKTA, M.Sc. Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. al. Jana Pawła II 4, 44-330 Jastrzębie-Zdrój, Poland {tcichy, asekta}@jsw.pl

© 2019 Authors. This is an open access publication, which can be used, distributed and reproduced in any medium according to the Creative Commons CC-BY 4.0 License.

#### TOMASZ CICHY ARTUR SEKTA

### Monitorowanie ciśnienia w stojakach obudowy zmechanizowanej w wybranych ścianach w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A.

Artykuł przedstawia rolę systemów monitorowania podporności sekcji obudowy zmechanizowanej, wchodzącej w skład kompleksów wydobywczych. Zaprezentowano systemy jej monitorowania podczas eksploatacji złoża węgla oraz sposób przesyłania pomiarów ciśnień w stojakach hydraulicznych do systemu analitycznego wykorzystywanego w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. Przedstawiono wyniki oceny współpracy obudowy zmechanizowanej z górotworem oraz sposób ich prezentacji.

Słowa kluczowe: górnictwo, obudowa zmechanizowana, podporność

#### 1. WSTĘP

W skład Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. (JSW S.A.) wchodzi pięć kopalń węgla kamiennego, w których eksploatację pokładów węgla prowadzi się za pomocą nowoczesnych kompleksów wydobywczych. Obudowa zmechanizowana jest jednym z podstawowych elementów tych kompleksów, decydującym o bezpieczeństwie pracowników i stateczności wyrobiska ścianowego i tym samym zapewniającym odpowiedni poziom wydobycia [1]. Istota działania obudowy zmechanizowanej sprowadza się do kontrolowanego obniżania obudowy, w przypadku gdy jest ona obciążana ze strony stropu siłą wynikającą z podporności roboczej samej obudowy. Podporność robocza to parametr określający graniczną zdolność obudowy zmechanizowanej do przenoszenia nacisków pochodzących od stropu otwartego eksploatacją górniczą. Mierzona jest ona jako nacisk skał stropowych na pojedynczą sekcję obudowy, wywołujący w stojakach hydraulicznych ciśnienie równe nastawie na blokach zaworowych chroniących te stojaki [2, 3]. Oczywiste jest więc, że właśnie kontrola tego ciśnienia jest bardzo istotna w procesie eksploatacji pokładu węgla. Opisane systemy pomagają w prowadzeniu sekcji, umożliwiają wizualizację takich parametrów jak ciśnienie w stojakach hydraulicznych sekcji, czas wykonywania pomiarów, czas przebiegu operacji technologicznych, momentów wystąpienia nieprawidłowości czy awarii. Aktualnie w JSW S.A. systemy monitoringu pracują na kilku ścianach, a docelowo mają być zastosowane na wszystkich. Pamiętajmy, że są one kosztowne i z tego względu w pierwszej kolejności wyposaża się obudowy zmechanizowane pracujące w najtrudniejszych warunkach geologicznych [4].

#### 2. ANALIZA DANYCH

W JSW S.A. od kilku lat funkcjonuje Centrum Zaawansowanej Analityki Danych, którego zadaniem jest m.in. analizowanie danych z procesów technologicznych z wykorzystaniem zintegrowanego systemu informatycznego do zarządzania danymi pochodzącymi z procesów produkcji, w skład którego wchodzi centralny server danych technologicznych (CSDT). System opiera się na platformie umożliwiającej przetwarzanie dużych zbiorów informacji w czasie rzeczywistym, pozwalającej na łatwą integrację z systemami biznesowymi i zapewniającej równocześnie bezpieczeństwo teleinformatyczne systemów technicznych. Dane ze wszystkich kompleksów ścianowych objętych systemami monitorowania sekcji obudowy zmechanizowanej są przesyłane do CSDT i przetwarzane w celu uzyskania szerokiej oceny współpracy obudowy zmechanizowanej z górotworem. Informacje te są określane na podstawie ciśnienia panującego w stojakach sekcji obudowy zmechanizowanej. Uzyskane wyniki są przedstawiane i raportowane odpowiednim służbom kopalni.

#### 3. EKSPLOATACJA ZŁOŻA

Do eksploatacji podziemnych złóż węgla systemem ścianowym stosuje się zmechanizowany kompleks wydobywczy, w skład którego wchodzi m.in. obudowa zmechanizowana. Jej głównym zadaniem jest zapewnienie stateczności wyrobiska ścianowego, jak również bezpieczeństwa załogi. Jednym z kluczowych działań poprawiających bezpieczeństwo pracy oraz pozwalających na zwiększenie efektywności produkcyjnej jest ocena pracy przedmiotowej obudowy zmechanizowanej. Analizując współpracę obudowy zmechanizowanej z górotworem, możemy określić pewne aspekty mające istotny wpływ na stateczność wyrobiska ścianowego. Utrata stateczności wyrobiska powoduje powstanie obwału lub zawału stropu w ścianie, co może być związane z następującymi nieprawidłowościami w pracy obudów zmechanizowanych, tj. nieprawidłowym doborem sekcji do określonych warunków geologicznogórniczych, awariami (uszkodzeniem) poszczególnych elementów sekcji, niewłaściwą obsługą (użytkowaniem) sekcji i nieprawidłową postacią geometryczną konstrukcji sekcji [5, 6]. Dzięki monitoringowi cyklu pracy sekcji [7, 8] możemy pozyskać m.in. informacje zarówno na temat uszkodzeń w układzie podpornościowym sekcji lub niewłaściwej wartości podporności wstępnej [9], jak i dotyczące zawisania skał za sekcjami obudów zmechanizowanych powodujących znaczny wzrost obciążenia sekcji ze strony górotworu [10–12]. Widok sekcji wraz ze schematem systemu transmisji danych przedstawia rysunek 1.



Rys. 1. System monitoringu podporności obudowy zmechanizowanej

#### 4. SYSTEMY POMIAROWE

W celu zapewnienia prawidłowych warunków utrzymania stropu oraz pracy sekcji obudowy zmechanizowanej wyposaża się je w odpowiednie systemy pomiarowe i sygnalizacyjne. Obecnie dokonuje się pomiarów i rejestracji ciśnień z podtłokowych części stojaków głównych sekcji obudów zmechanizowanych. Informacje te z monitorowanych ścian w kopalniach JSW S.A. spływają do Centrum Zaawansowanej Analityki Danych.

Systemy pomiarowe pozwalają na lokalne monitorowanie pracy obudowy za pomocą komputerów przystosowanych do pracy w warunkach dołowych, jak również na powierzchni kopalni. Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono okna monitoringu sekcji obudów zmechanizowanych z wykorzystaniem systemów Centrum Hydrauliki DOH sp. z o.o. oraz Grupy FAMUR S.A.



Rys. 2. Rozkład ciśnień w stojakach obudowy zmechanizowanej – system Centrum Hydrauliki DOH sp. z o.o.



Rys. 3. Rozkład ciśnień w stojakach obudowy zmechanizowanej – system Grupy Famur

#### 5. ANALIZY I ALERTY

W wyniku przeprowadzanych analiz ciśnienia w podtłokowych przestrzeniach stojaków w trybie rzeczywistym identyfikowany jest szereg zdarzeń, na które należy odpowiednio reagować. Na rysunku 4 jest widoczna asymetria ciśnień pomiędzy stojakami sekcji, która wskazuje na nieszczelność w układzie hydraulicznym stojaka. Widoczne to jest po porównaniu z prawidłowym cyklem obudowy zmechanizowanej (rys. 5). Rysunek 6 przedstawia zadziałanie zaworu upustowego, który powinien zadziałać przy określonej nastawie ciśnienia. Nie pozwala on na wzrost ciśnienia powyżej dopuszczalnej wartości określonej przez producenta sekcji. Istotnymi parametrami również identyfikowanymi na podstawie ciśnień są rabowanie i rozparcie sekcji oraz ciśnienie w magistrali zasilającej [4].

Istotne jest, aby wyniki analiz były dostarczane w czasie rzeczywistym i trafiały bezpośrednio do osób

odpowiedzialnych za prawidłową pracę kompleksu wydobywczego - służby utrzymania ruchu w kopalni. Nie jest to proste ze względu na duża skalę produkcyjną JSW S.A. Zadanie to zostało wykonane za pomocą narzędzi firmy OSISoft - PI System [13]. Podstawowe informacje z danego kompleksu ścianowego oraz z pojedynczej sekcji przedstawione są kolejno na rysunkach 7 i 8. Osoba korzystająca z tych informacji powinna bardzo szybko ocenić pracę sekcji obudowy zmechanizowanej w zakresie jej współpracy z górotworem. Zbiorcze zestawienie wszystkich alertów i istotnych zdarzeń zachodzących podczas pracy obudowy zmechanizowanej (tzw. mapa zdarzeń) zostało przedstawione na rysunku 9. Widoczne są tam zdarzenia występujące na poszczególnych stojakach obudowy zmechanizowanej za ostatnią dobę, takie jak cykle pracy, asymetria podparcia, wielokrotne zadziałanie zaworu upustowego, niewłaściwa wartość podporności wstępnej.



Rys. 4. Asymetria ciśnienia pomiędzy stojakami sekcji



Rys. 5. Pomiar ciśnienia podczas kolejnych cykli pracy sekcji



Rys. 6. Zadziałanie zaworu upustowego w stojakach sekcji



Rys. 7. Widok bieżący ciśnień w sekcjach obudowy zmechanizowanej



Rys. 8. Widok ciśnienia w wybranych sekcjach



Rys. 9. Sygnalizacja wystąpienia zdarzeń w sekcjach obudowy zmechanizowanej

#### 6. PODSUMOWANIE

Wdrożone systemy monitoringu i analiz podporności sekcji pozwalają na szeroką ocenę pracy obudowy zmechanizowanej w kontekście współpracy z górotworem. Ze względu na różnorodność czynników mających wpływ na prowadzenie obudowy dokonano oceny współpracy, analizując czynniki geologiczne i organizacyjne. Ciągła kontrola podporności pozwala na ocenę naprężenia górotworu oraz na szybszą reakcję pracowników w celu osiągnięcia poprawnego stanu równowagi górotworu, który został zakłócony podczas wybierania węgla. Działania te pozwalają skuteczniej niwelować wpływ odspojenia i poluźnienia górotworu (obwały stropu) na przebieg wydobycia. Istotnym czynnikiem podczas prowadzenia obudowy jest organizacja pracy. Dzięki monitoringowi cyklu pracy sekcji pozyskujemy m.in. informacje na temat uszkodzeń w układzie podpornościowym sekcji lub niewłaściwej wartości podporności wstępnej, a także zbyt długiego opóźnienia w podparciu świeżo odsłoniętego stropu. Wpływa to na poprawę kultury pracy załogi w ścianie.

Uzyskane w ten sposób korzyści w istotny sposób poprawiają bezpieczeństwo załogi i efektywność produkcyjną oraz zwiększają żywotność obudowy zmechanizowanej.

#### Literatura

- Rajwa S., Prusek S., Walentek A., Płonka M.: Wpływ wybranych czynników na współpracę obudowy zmechanizowanej z górotworem i warunki prowadzenia ściany, "Wiadomości Górnicze" 2015, 66, 10: 533–543.
- [2] Obudowa zmechanizowana Hydrotech-JZR-14/39-PO instrukcja obsługi i konserwacji Nr:01/2019/IOK, Jastrzębskie Zakłady Remontowe Spółka z o.o. [praca niepublikowana].
- [3] Kulakiewicz A., Marianowski J.: Nowe rozwiązanie zabezpieczeń funkcjonowania upodatnionej obudowy zmechanizowanej, "Napędy i Sterowanie" 2011, 13, 7/8: 152–155.
- [4] Płonka M.: Obraz podporności sekcji obudowy zmechanizowanej usytuowanej na pozycjach skrajnych na podstawie danych z systemów monitoringu, "Przegląd Górniczy" 2018, 74, 3: 34–40.
- [5] Rajwa S.: Główne przyczyny utraty stateczności wyrobiska ścianowego, "Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie" 2017, 3: 3–12.
- [6] Rajwa S.: Rozdział 4. Stateczność wyrobiska ścianowego, [w:] K. Stoiński (red.), Zmechanizowane obudowy ścianowe dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2018: 73–88.
- [7] Peng S.S.: Longwall mining, wyd. 2, Department of Mining Engineering, West Virginia University, Morgantown 2006.
- [8] Cheng J., Wan Z., Peng S.S., Liu S., Ji Y.: What can the changes in shield resistance tell us during the period of shearer's cutting and neighboring shields' advance, "International Journal of Mining Science and Technology" 2015, 3, 25: 361–367.

- [9] Płonka M., Rajwa S., Lubosik Z.: Ocena pracy obudowy zmechanizowanej na podstawie danych z monitoringu ciśnień i postępu sekcji, "Przegląd Górniczy" 2017, 73, 4: 25–33.
- [10] Trueman R., Hutchinson I.: The use of shield monitoring data for predicting in advance roof control problems on longwall faces, "Mining Technology" 2018, 127, 4: 209–218.
- [11] Trueman R., Lyman G., Cocker A.: Longwall roof control through a fundamental understanding of shield-strata interaction, "International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences" 2009, 46, 2: 371–380.
- Medhurst T.P.: Practical considerations in longwall support behaviour and ground response, https://ro.uow.edu.au/coal/72/ [21.04.2021].
- [13] PI System Architecture, Planning and Implementation Course Version 2021, Materiał szkoleniowy, http://cdn.osisoft.com/ learningcontent/pdfs/PISystemArchitecturePlanningAnd ImplementationWorkbook.pdf [26.04.2021].

mgr inż. TOMASZ CICHY mgr inż. ARTUR SEKTA Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. al. Jana Pawła II 4 44-330 Jastrzębie-Zdrój {tcichy, asekta}@jsw.pl

© 2019 Autorzy. Jest to publikacja ogólnodostępna, którą można wykorzystywać, rozpowszechniać i kopiować w dowolnej formie zgodnie z licencją Creative Commons CC-BY 4.0.













e-ISSN 2449-6421 ISSN 2450-7326