

2 (542) 2020

Mining

INFORMATICS AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING

SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL



INFORMATICS
INFORMATYKA

ELECTRICAL ENGINEERING
ELEKTRONIKA

AUTOMATION
AUTOMATYKA

CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE

Mining – Informatics Automation and Electrical Engineering

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

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:
Dariusz Andriukaitis, Kaunas University of Technology, Kaunas (Lithuania)
Naj Aziz, University of Wollongong, Wollongong (Australia)
Edward Chlebus, Wrocław University of Science and Technology, Wrocław (Poland)
George L. Danko, University of Nevada, Reno (USA)
Krzysztof Filipowicz, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Jiří Fries, Technical University of Ostrava, Ostrava (Czech Republic)
Leonel Heradia, EAFIT University, Medellín (Columbia)
Arkadiusz Mężyk, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Josph Molnar, University of Miskolc, Miskolc (Hungary)
Jacek Paraszczyk, 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 2020, 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: 65

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

Dawid Szurgacz, Łukasz Bazan, Konrad Trzop, Ryszard Diederichs

A wireless pressure parameters visualization system of a powered roof support on the example of Polish mines	7
---	---

Bezprzewodowy system wizualizacji parametrów ciśnienia zmechanizowanej obudowy ścianowej na przykładzie polskich kopalń	15
--	----

*Piotr Caban, Kazimierz Stoiński, Marek Rotkegel, Sylwester Rajwa,
Adam Gnatowski, Krzysztof Paczeński*

The evolution of steel frame sets for longwall development drifts	23
---	----

Rzów konstrukcji stalowych odrzwi do rozcinów ścianowych	41
--	----

Janina Świętek, Kazimierz Stoiński, Konrad Styrylski

A contribution to the design of powered roof support for operations in a rockburst-hazardous environment	59
---	----

Przyczynek do projektowania konstrukcji sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej przeznaczonej do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu	65
--	----

Witold Frąć, Andrzej Pytlik, Krzysztof Paczeński

Strength testing of rock and ground anchor rods under static and dynamic loads	71
--	----

Badania wytrzymałościowe żerdzi kotwi górniczych i gruntowych przy obciążeniu statycznym i dynamicznym	79
---	----

ABSTRACTS

DAWID SZURGACZ
ŁUKASZ BAZAN
KONRAD TRZOP
RYSZARD DIEDERICH

A WIRELESS PRESSURE PARAMETERS VISUALIZATION SYSTEM OF A POWERED ROOF SUPPORT ON THE EXAMPLE OF POLISH MINES

The introduction of pressure monitoring for powered roof support in recent years by coal companies has been one of the main objectives of the Industry 4.0 programme. The development of the monitoring of operating parameters of powered roof supports in a longwall complex was aimed at increasing the safety of workers and improving the economic result associated with longwall downtime. One of the main objectives of monitoring is to observe the correct spreading of the sections in the excavation and to diagnose damage in the hydraulic systems and the occurrence of internal leakage in the hydraulic cylinders. A system for monitoring the operating parameters of powered roof support has been developed for this purpose. This article describes the advantages of DOH-DROPSY monitoring and its implementation based on the experience of the authors on the example of a production longwall.

PIOTR CABAN
KAZIMIERZ STOIŃSKI
MAREK ROTKEGEL
SYLWESTER RAJWA
ADAM GNATOWSKI
KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI

THE EVOLUTION OF STEEL FRAME SETS FOR LONGWALL DEVELOPMENT DRIFTS

The article presents the development of steel frame sets produced for mining purposes by Huta Łabędy S.A., intended for securing gallery workings, and longwall development drifts in particular. In recent decades, longwall development drift support has evolved in terms of characteristics such as its shape. The initially utilised rectangular frames and typical widened ŁP frames were replaced with flat frames based on ŁP arches (ŁPKO), and subsequently with special frame sets adapted to the shape of powered support units. The intermediate frame shape obtained in this way was a compromise between the rectangular (beneficial from the perspective of longwall equipment and development) and the arching design (beneficial due to the high load-bearing parameters).

JANINA ŚWIĄTEK
KAZIMIERZ STOIŃSKI
KONRAD STYRYLSKI

A CONTRIBUTION TO THE DESIGN OF POWERED ROOF SUPPORT FOR OPERATIONS IN A ROCKBURST-HAZARDOUS ENVIRONMENT

The paper presents an example of a numerical analysis using ANSYS to optimise the design of powered roof support designed to operate in rock mass tremor hazard conditions. The areas of excessive stress in the structure of powered roof support were identified, taking into account the increase in rock mass loading resulting from tremors. An increase in the load impacting on the support as a result of rock mass tremors is the cause of excessive stresses in

STRESZCZENIA

DAWID SZURGACZ
ŁUKASZ BAZAN
KONRAD TRZOP
RYSZARD DIEDERICH

BEZPRZEWODOWY SYSTEM WIZUALIZACJI PARAMETRÓW CIŚNIENIA ZMECHANIZOWANEJ OBUDOWY ŚCIANOWEJ NA PRZYKŁADZIE POLSKICH KOPALŃ

Wprowadzenie w ostatnich latach monitoringu ciśnienia zmechanizowanej obudowy ścianowej przez spółki węglowe było jednym z głównych celów realizacji programu Przemysł 4.0. Rozwój monitorowania parametrów pracy zmechanizowanej obudowy w kompleksie ścianowym miał na celu zwiększenie bezpieczeństwa pracy ludzi oraz poprawienie wyniku ekonomicznego związanego z przestojem ścian wydobywczych. Jednym z głównych celów monitoringu jest obserwowanie poprawności rozparcia sekcji w wyrobisku oraz diagnostyka uszkodzeń w układach hydraulicznych oraz powstawania nieszczelności wewnętrznej w siłownikach hydraulicznych. W tym zakresie został opracowany układ monitorowania parametrów pracy zmechanizowanej obudowy ścianowej. W prezentowanym artykule opisano zalety monitoringu DOH-DROPSY oraz jego wdrożenie na przykładzie ściany wydobywczej.

PIOTR CABAN
KAZIMIERZ STOIŃSKI
MAREK ROTKEGEL
SYLWESTER RAJWA
ADAM GNATOWSKI
KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI

ROZWÓJ KONSTRUKCJI STAŁOWYCH ODRZWI DO ROZCINEK ŚCIANOWYCH

Artykuł przedstawia rozwój konstrukcji obudów stalowych dla górnictwa, produkowanych przez Huta Łabędy S.A. z przeznaczeniem do zabezpieczania wyrobisk korytarzowych, a szczególnie rozcięć ścianowych. W ostatnich dekadach obudowa rozcięć rozruchowych ewoluowała między innymi pod względem kształtu. Stosowane początkowo odrzwia prostokątne i typowe odrzwia ŁP z poszerzeniami zostały zastąpione przez odrzwia spłaszczone na bazie łuków ŁP (ŁPKO), a następnie przez specjalne odrzwia dostosowane kształtem do sekcji obudowy zmechanizowanej. Uzyskano w ten sposób obrys odrzwi pośredni, będący kompromisem pomiędzy prostokątnym (korzystnym z uwagi na zbrojenie i uruchomienie ściany) a łukowym (korzystnym z uwagi na wysokie parametry podpornościowe).

JANINA ŚWIĄTEK
KAZIMIERZ STOIŃSKI
KONRAD STYRYLSKI

PRZYCZYNEK DO PROJEKTOWANIA KONSTRUKCJI SEKCJI ZMECHANIZOWANEJ OBUDOWY ŚCIANOWEJ PRZEZNACZONEJ DO PRACY W WARUNKACH ZAGROŻENIA WSTRZĄSAMI GÓROTWORU

Przedstawiono przykład analizy numerycznej z wykorzystaniem programu ANSYS dotyczącej optymalizacji konstrukcji sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej, przeznaczonej do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu. Uwzględniając wzrost obciążenia obudowy ze strony górotworu wynikający z występowania wstrząsów, określono miejsca występowania nadmiernych naprężeń w konstrukcji sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej. Wzrost

the section structure. The paper aims to identify them and to find ways to apply the design using numerical analysis. The analysis was conducted for roof support type ZRP-15/35-POz produced in Repair and Production Plant (ZRP-Bieruń) of Polish Mining Group S.A. (PGG S.A.) The introduction of reinforcements in places of increased stress in the support section structure should increase its operational safety in the excavation.

WITOLD FRĄC
ANDRZEJ PYTLIK
KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI

STRENGTH TESTING OF ROCK AND GROUND ANCHOR RODS UNDER STATIC AND DYNAMIC LOADS

Various types of anchor rods are commonly used for rock mass and soil reinforcement, produced either as full-section steel rods or tubes with threads along their entire length, which are used for the injection of liquid binders. This paper presents the methodology and sample results of strength tests of self-drilling injection anchor rods with R32 rope threads. Such rods are used both in underground mining and in geoenvironment under static and dynamic (impact) loads. The results of tests of injection micropiles with trapezoidal thread diameters in the range of T51–T111 mm, used mainly in geoenvironment, are provided as well. This paper also presents the basic requirements for the fatigue loading of nails and injection micropiles used in geoenvironment, based on standards and the European Assessment Document (EAD), applicable in the European Union.

obciążenia obudowy jako następstwo wstrząsów górotworu jest przyczyną występowania nadmiernych naprężeń w konstrukcji sekcji. Ich identyfikacja oraz uwzględnienie w projektowaniu z wykorzystaniem analizy numerycznej przedstawia niniejszy artykuł. Analizę przeprowadzono dla obudowy typu ZRP-15/35-POz produkowanej w Zakładzie Remontowo-Produkcyjnym Polskiej Grupy Górniczej S.A. w Bieruniu. Wprowadzenie wzmocnień w miejscach występowania zwiększonych naprężeń konstrukcji sekcji obudowy powinno zwiększyć jej bezpieczeństwo pracy w wyrobisku.

WITOLD FRĄC
ANDRZEJ PYTLIK
KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI

BADANIA WYTRZYMAŁOŚCIOWE ŻERDZI KOTWI GÓRNICZYCH I GRUNTOWYCH PRZY OBCIĄŻENIU STATYCZNYM I DYNAMICZNYM

Do wzmocniania górotworu oraz gruntu powszechnie stosuje się różnego typu żerdzie kotwi wykonane zarówno w postaci stalowych prętów o pełnym przekroju, jak i rur z gwintem na całej długości, które służą do iniekcji spoiw płynnych. W artykule przedstawiono metodykę oraz przykładowe wyniki wytrzymałościowych badań żerdzi kotwi samowierzących iniekcyjnych z gwintem falistym R32. Tego typu żerdzie stosowane są zarówno w górnictwie podziemnym, jak i geoinżynierii, przy obciążeniu statycznym i dynamicznym – o charakterze impulsowym (udarowym). Przedstawiono również wyniki badań mikropali iniekcyjnych o średnicach gwintu o zarysie trapezowym z zakresu T51–T111 mm, stosowanych głównie w geoinżynierii. Na podstawie norm oraz dokumentu EAD (*European Assessment Document*), obowiązującego w Unii Europejskiej, w artykule przedstawiono także podstawowe wymagania w zakresie obciążeń zmęczeniowych dotyczące gwoździ i mikropali iniekcyjnych stosowanych w geoinżynierii.

DAWID SZURGACZ
ŁUKASZ BAZAN
KONRAD TRZOP
RYSZARD DIEDERICH

A wireless pressure parameters visualization system of a powered roof support on the example of Polish mines

The introduction of pressure monitoring for powered roof support in recent years by coal companies has been one of the main objectives of the Industry 4.0 programme. The development of the monitoring of operating parameters of powered roof supports in a longwall complex was aimed at increasing the safety of workers and improving the economic result associated with longwall downtime. One of the main objectives of monitoring is to observe the correct spreading of the sections in the excavation and to diagnose damage in the hydraulic systems and the occurrence of internal leakage in the hydraulic cylinders. A system for monitoring the operating parameters of powered roof support has been developed for this purpose. This article describes the advantages of DOH-DROPSY monitoring and its implementation based on the experience of the authors on the example of a production longwall.

Key words: *pressure monitoring, powered roof supports, load-bearing capacity, improved occupational safety*

1. INTRODUCTION

Powered roof support sections in the Polish mining sector, as compared to other longwall system equipment, were not covered by pressure monitoring until 2000. The first reports on their implementation can be found in the literature [1]. The main task of a powered roof support is its interaction with the rock mass [2–4]. This requires the proper selection of the powered roof support [5–7] according to mining and geological conditions prior to the launch of mining operations. Properly selected powered roof supports adequately maintain the roof, which has a significant impact on the efficiency and safety of people working in the longwall [8, 9]. This, in turn, affects the safety of longwall operation and the economic performance of the coal companies. In order to ensure safety and comfort at work, reduce the negative impact of min-

ing on the environment and maintain operational efficiency, increasingly modern technologies and reliable technical means are being implemented, in particular advanced machinery and equipment. An example of this approach is the implementation of the solutions proposed in the concept of the fourth industrial revolution [10–12].

A noticeable development of pressure monitoring for powered roof support can be seen in Polish coal companies [13–15]. The works [16–18] present problems related to the supportability of powered roof support and the possibilities offered by monitoring. The use of monitoring for the analysis of operational parameters of longwall support has a significant impact on the earlier detection of leaks and of a drop in the required pressure and a sudden increase in pressure in the spaces under the hydraulic legs caused by sudden overloading of the rock mass [9, 19].

The development of the monitoring system for powered roof supports and its application in a longwall complex has a significant impact on the safety of other machinery and equipment [20, 21]. The purpose of this publication is to present the development of the DOH-DROPSY monitoring system and its implementation at longwalls in Polish coal mines. Figure 1 shows the design of a wireless pressure monitoring system.

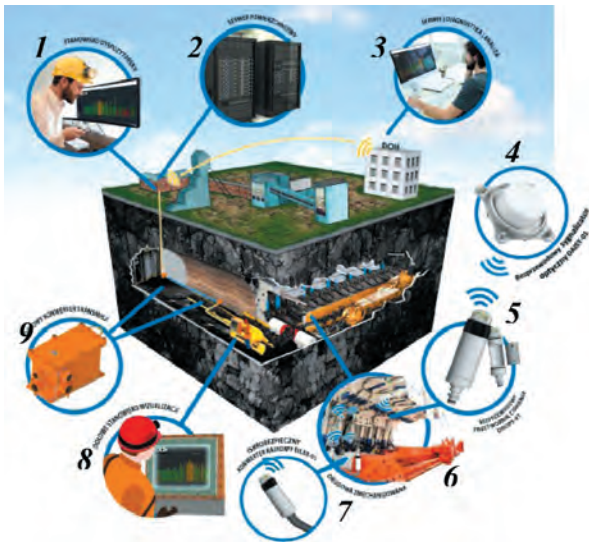


Fig. 1. The solution of a monitoring system for powered roof support:

- 1 – control stand, 2 – surface server, 3 – diagnostic and analysis server, 4 – wireless signaller DAISY-01, 5 – wireless pressure sensor DROPS-01, 6 – powered roof support, 7 – intrinsically safe radio converter DILER-01, 8 – underground visualisation station, 9 – underground transmission converter

2. DESIGN OF THE MONITORING SYSTEM

In its basic version, the system consists of pressure sensors that take measurements with a high degree of accuracy and transmit them between each other by radio. The lack of a neighbouring sensor does not cause a break in communication, as is the case with the wired transmission. The transmission continuity is ensured within the range of the radio signal and can reach up to two break sections between successive sensors. The sensors, as autonomous modules, have high-efficiency interchangeable power sources, ensuring trouble-free operation of the system for approximately one year depending on the configuration parameters. The wireless signal finally reaches the converter, which provides a local database for the sys-

tem. It is equipped with radio systems and a cable interface for communication with a face-to-face computer, on which the visualization and configuration application provides a constant view of the pressure values measured in the longwall. These include the pressure values in the legs of the powered roof support, on the supply or supply bus, as well as the supply voltage values of the sensors, so that links replacements can be planned in advance. This is carried out under underground conditions without the need to dismantle the sensor itself and transport it away from the hazardous area. This system is an open system, which makes it possible to monitor other parameters, such as the position of section elements from inclinometric sensors. Configuration of the system takes place at the customer's location, making the system user-friendly and non-hermetic. The sensors are suitable for warehouse storage without the need for cell disassembly and initial configuration/reconfiguration.

An additional feature of the system is the DAISY-01 signalling device. It is a wireless device for emitting light signals. It can be mounted anywhere and allows more convenient control of the correct spreading of the sections through visual indication of the level of the measured pressure in relation to the set threshold values.

Located in the main gate, the computer is the local data server (Fig. 2). Using specialised software, it continuously visualises and analyses the transmitted data. It enables network diagnostics, reporting and viewing of measurement history by authorised users. All the data collected by the system in the longwall is transferred to a server on the surface, whose application provides an on-line view of the data, its archiving with the possibility of generating reports and carrying out analyses. It is presented in Figure 3.

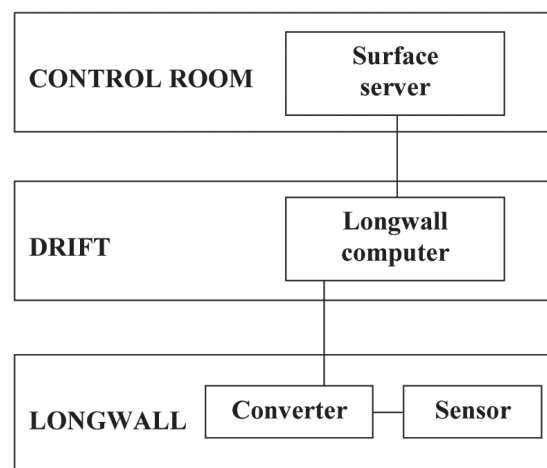


Fig. 2. System components

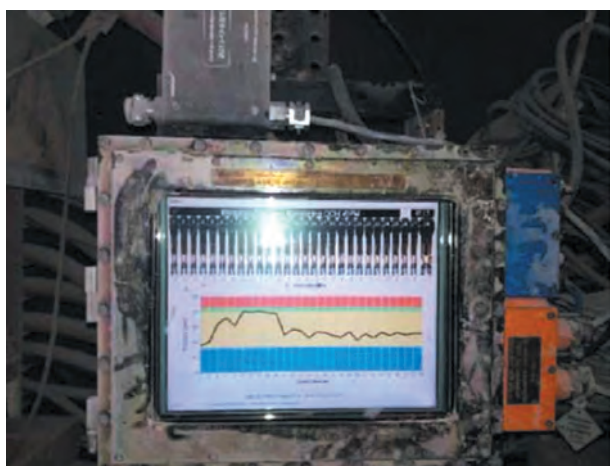


Fig. 3. Overview of pressure monitoring of powered roof supports from a computer located in the main gate

The wireless pressure monitoring system consists of sensors that are built directly into the hydraulic leg block and the canopy support cylinder. On the basis of the measurements obtained and the data collected, it is possible to visualise the working cycle of a powered roof support, and it is possible to analyse the emergence of leaks in the hydraulic systems and the power hydraulics. The data obtained from the monitoring system is compiled as a map with the pressure distribution of each support section. One of the objectives of this system is to improve safety and comfort at work.

2.1. Wireless pressure transmitter type DOH DROPSY-01

The purpose of the wireless pressure transmitter (Fig. 4) is to measure pressure every 1 second when connected to the hydraulic system. The transmitter is an intrinsically safe device. The measuring element of the transmitter is a piezoresistive pressure sensor. The sensor uses a piezoresistive process, whereby the resistance of the measuring bridge changes in proportion to the pressure being measured. Tasks (Fig. 5) that the wireless pressure transmitter performs include:

- measure pressure in section legs, as standard for all sections in the longwall,
- measure pressure in the supply and discharge mains, typically at three points in the longwall,
- measure pressure in the canopy support, by default, both pistons of the support are monitored on selected sections in the longwall, for example, every 10 sections.



Fig. 4. Wireless pressure transmitter type DOH DROPSY-01

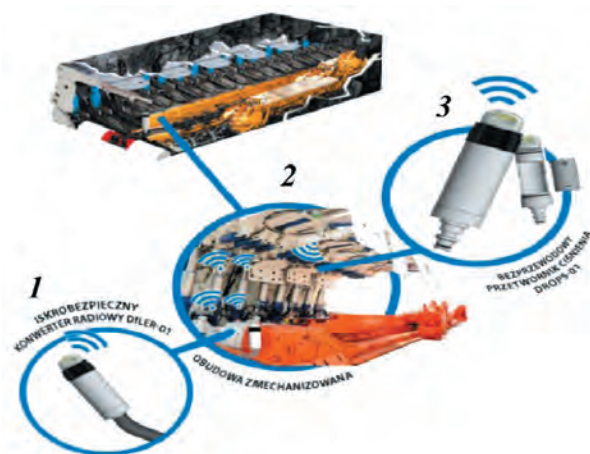


Fig. 5. A method of measuring pressure:
1 – intrinsically safe radio converter DILER-01,
2 – powered roof support, 3 – wireless pressure sensor DROPSY-01

2.2. Intrinsically safe radio converter DILER-01

This is a device (Fig. 6) that provides a connection between devices on a wireless network and wired communicating devices. It has the following functions:

- converts a wireless signal into a wired one,
- visual indicator: status of wireless communication with DROPSY-01 transmitters, the status of wired communication with the underground computer,
- assembly within 1 to 5 sections of a powered roof support.



Fig. 6. The intrinsically safe radio converter DILER-01

2.3. Underground visualisation station

The underground visualisation station (Fig. 7) is located in the main gate; it is a computer in an Exd flameproof case (Fig. 6).

Its tasks include:

- preview of the current pressure distribution in the longwall for the legs, the supply and drainage lines and the floor support actuator,
- review of archive data,
- generating a map of pressure distribution in the longwall.

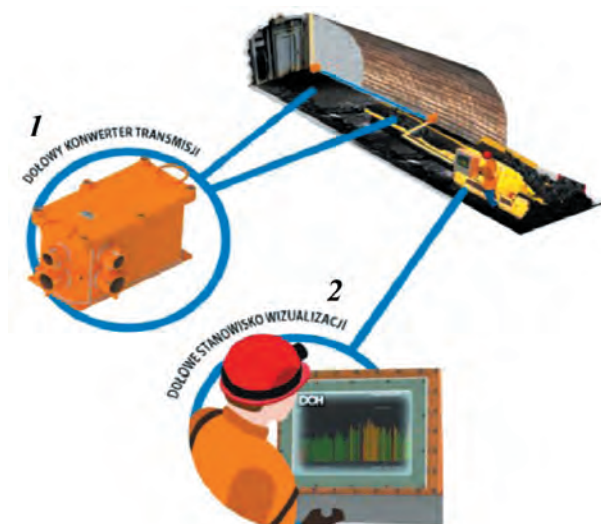


Fig. 7. Method of communication within the longwall:

- 1 – underground transmission converter,
2 – underground visualisation station

2.4. Data transmission between the excavation site and the surface server

The transmission of data obtained from pressure measurements is carried out via:

- fibre optic cable directly to the surface or,
- twisted pair, using DSL-OPTO signal media converters.

2.5. Surface server with the control station

The task of the surface server (Fig. 8) is to:

- provide measurement data via a website,
- preview the current pressure distribution in the legs of the powered roof support in the longwall,
- review of archive data,
- generate a map of pressure distribution in the longwall,
- visualise the operation of the system on any number of computer stations in the mine.

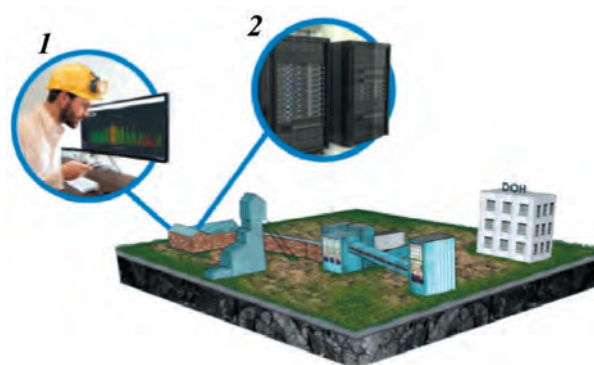


Fig. 8. A means of communication on the surface:
1 – control station, 2 – surface server

3. EXAMPLE OF USE

Longwall 7a, exploited in seam 402/K at depths of 913 m to 952 m, is characterised by a thickness of approximately 2.1 m to 3.1 m, with a transverse slope of 2° and a longitudinal slope of approximately 3°. The seam is overgrown by coal shale with a thickness ranging from about 0.45 m to about 0.9 m. The longwall was mined to the full thickness of the seam without leaving a layer of coal in the roof or floor. There are no discontinuous geological disturbances in the preparatory excavations for longwall 7a in the form of slip faults, etc.

The average compressive strengths are:

- for rocks of the direct roof:
 - shale – 16.7–32.2 MPa,
 - sandy shale – 20.7–94.9 MPa,
 - sandstone – 40.2–79.1 MPa;
- for rocks of the direct floor:
 - shale – 25.0–44.96 MPa;
- for coal bed 402 – 7.9–20.2 MPa.

The above results make it possible to classify the roof rocks in classes from A(II), which defines weak roof falling after a certain delay, to E(VI), which defines very strong and durable roofs. The floors are classified as highly compact [22].

The longwall 7a was carried out in a longitudinal system with roof rock caving with panel lengths of approximately 750 m. The length of the longwall was up to 235 m.

In longwall 7a, the mine used type KW-16/32-POz/ZRP powered roof support sections with a working height of up to 3.1 m and DOH-DROPSY pressure monitoring system. The roof support was a support and shield structure based on an articulated

quadrilateral with a lemniscate stabilisation system for the canopy. The selection of the powered roof support and its yielding was carried out by the Central Mining Institute, which determined the roof maintenance index g (0.8, correct roof maintenance conditions) and the ability to absorb loads as a result of a rockburst (according to the loading factor) $n_{\text{tz}} = 1.4$ [23].

The measuring system allowed pressure measurements to be taken with an accuracy of 0.1 MPa at a frequency of 1 second in each leg of all sections of the powered roof support.

The parameters of the system therefore allowed the pressure in the piston cavities of the legs to be measured under basically static conditions only. The pressure measurements covered 152 sections during 350 days of measurement. The measured pressure values in the spaces under the piston of the legs were compared with the area of the longwall, as shown in the following figures.

Pressure monitoring is fundamental to the operation of a longwall complex to ensure that the powered roof support operates at the correct parameters. Based on the monitoring, it is possible to control the working cycle of the powered roof support, such as withdrawing, sliding, and spreading.

This pressure monitoring registers values mainly in the piston spaces of the hydraulic legs and in the supports of the canopy. The DOH-DROPSY wireless monitoring system enables pressure measurements with an accuracy of 0.1 MPa and a frequency of 1 second to be taken. The pressure values for maintaining

the required maximum pressure of a given section for proper operation are marked in green. The red colour marks the pressure values indicating that the required pressure has not been reached, which may be the cause of, among other things, insufficient spreading of the sections, the occurrence of external or internal leakage in the piston space of the legs. Figure 9 shows the pressure distribution for the powered roof support section and Figure 10 shows a map of the pressure distribution in the long-wall field.

As literature [5, 24, 25] indicates, a powered roof support is characterised by three support capacities. The initial support obtained at the moment of expansion resulting from the supply pressure in the mains. The nominal bearing capacity is the maximum that a powered support section can achieve at static load and depends on the opening pressure of the safety valve. The support that the section reaches at a given moment under the influence of the pressure of the rock mass is the working support; its value is between the working support and the nominal support. Ensuring the required support that a powered roof support set develops is shown in Figure 11, which also interprets the work cycle of a powered roof support section. The location of the pressure sensors in the powered roof support section is shown in Figure 12, where a pressure signaller is placed on the canopy to provide light information on the pressure status. The list of applications of working monitoring in Polish mines is summarised in Table 1.

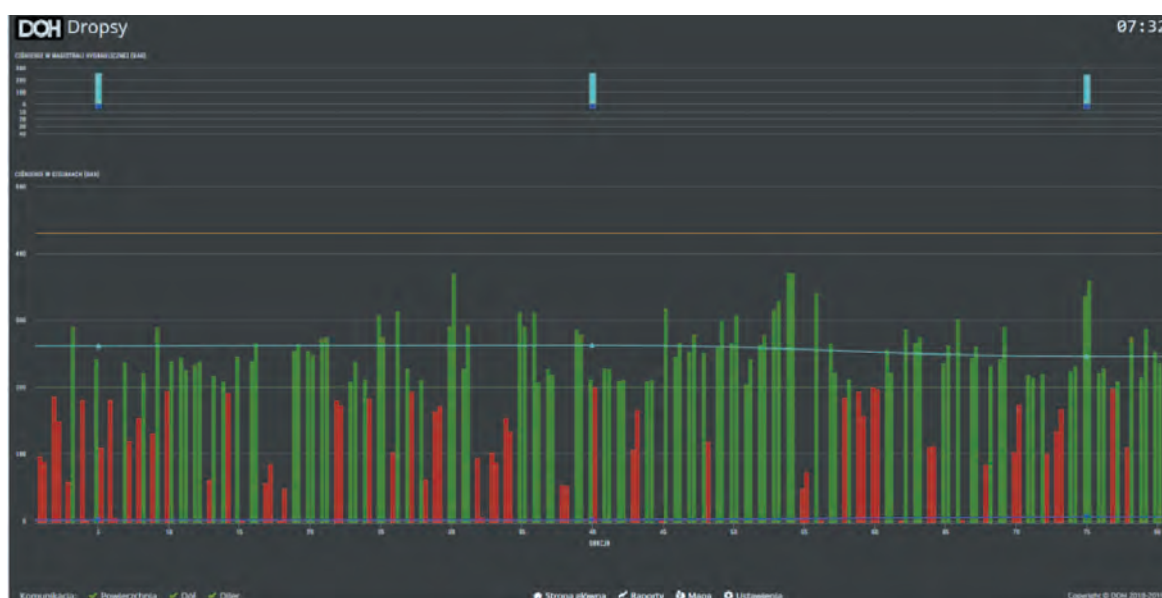


Fig. 9. Pressure distribution in a powered roof support section



Fig. 10. Map of pressure distribution in powered roof support sections



Fig. 11. The workflow of a powered roof support section: 1 – left leg, 2 – right leg, 3 – a time associated with the withdrawal, rearrangement and spragging, 4 – monitoring of section spreading in the longwall, 5 – initial support, 6 – nominal bearing capacity, 7 – working bearing capacity

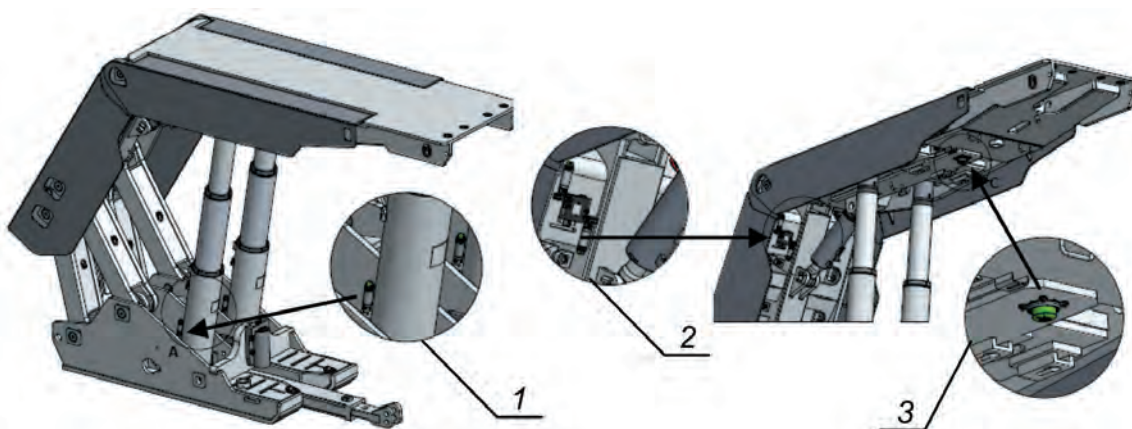


Fig. 12. Arrangement of sensors monitoring pressure parameters for powered roof supports: 1 – pressure monitoring sensor for the hydraulic leg, 2 – pressure monitoring sensor for the floor support cylinder, 3 – pressure signaling device located in the canopy

Table 1

List of applications of DOH-DROPSY type wireless pressure monitoring in coal mine longwalls

Mine	Longwall	Seam	Panel length [m]	Length [m]	Roof support type	No. of longwall sections
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel I	C-3	507	448	180	Hydromel-16/41-POz Glinik-14/34-POz	118 pcs. 3 pcs.
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel I	W-7	505	1 430	190	Hydromel-16/41-POz Glinik-14/34-POz	113 pcs. 26 pcs.
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel I	C-4	507	620	180	Hydromel-16/41-POz	125 pcs.
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel II	C-3	505	1 056	128	Glinik-14/34-POz	89 pcs.
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel II	Z-2	502/1	650	160	Glinik-14/34-POz	109 pcs.
PGG S.A. KWK Ruda Ruch Halemba	7a	402/K	730	230	KW-16/32-Poz/ZRP	152 pcs.
PGG S.A. KWK Sośnica	tb103	414/2	860	235	ZRP-15/35-POz	156 pcs.
PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Piast	393a	209	440	165	Glinik-21/46-POz	109 pcs.
JSW S.A. KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Szczygłowie	XXI	405/1	825	210	FRS-19/45-POz	138 pcs.
PGG S.A. KWK Mysłowice-Wesoła	411	416	980	142	ZRP-15/35-POz	95 pcs.
PGG S.A. KWK Murcki-Staszic	3b-S	510/III	921	155	KW-17/43-POzW1/ZRP	103 pcs.
JSW S.A. KWK Budryk	Bw-1	402	1 100	150	BW JZR-13/37-POz	98 pcs.
JSW S.A. KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Knurów	14	355	1 400	250	Glinik-08/25-POz	158 pcs.

4. CONCLUSION

Pressure monitoring of powered roof support sections is one of the key elements of Industry 4.0. The changes taking place in the energy sector are forcing companies to act to ensure profitability, increase efficiency and improve safety. The only solution is to invest in innovative solutions and modern machinery and devices.

The mining industry, characterised by a high accident rate and several natural hazards, is a testing ground for investment opportunities in innovative solutions. An additional element that will allow energy companies to secure their future in the market is increased control and supervision of the works carried out through monitoring systems. In the

course of mining work, it is necessary to continuously monitor the changes taking place in the excavation. This guarantees that the continuity of the excavation roof and the proper level of stress in the coal seam and roof rock are maintained. Monitoring will enable unprecedented operational efficiency and increased safety. Valuable information can be obtained in the course of mining operations using the pressure monitoring system in the powered roof support sections.

This article describes the DOH-DROPSY monitoring system and the process of its implementation based on own experience of the authors in longwalls. The main objective of the monitoring is to detect the abnormal expansion of the sections in the excavation and to diagnose failures in hydraulic systems.

References

- [1] Liduchowski L.: *Monitoring stanu obudowy zmechanizowanej przy zastosowaniu sterowania elektrohydraulicznego firmy Tiefenbach*, Prace Naukowe GIG, Seria "Konferencje", 40: 123–128.
- [2] Krauze K., Rączka W., Stopka G.: *Project and test results of new solution for powered roof support for low seams*, "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering" 2019 1, 537: 29–34.
- [3] Prusek S., Rajwa S., Wrana A., Krzemień A.: *Assessment of roof fall risk in longwall coal mines*, "International Journal of Mining, Reclamation and Environment" 2016: 1–17.
- [4] Rajwa S., Janoszek T., Prusek S.: *Influence of canopy ratio of powered roof support on longwall working stability – A case study*, "International Journal of Mining Science and Technology" 2019, 29, 4: 591–598.
- [5] Stoiński K. red.: *Zmechanizowane obudowy ścianowe dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2018.
- [6] Szurgacz D.: *Sposób dostosowania obudowy ścianowej do warunków obciążeń dynamicznych*, "Przegląd Górniczy" 2016, 7: 57–62.
- [7] Świątek N., Szurgacz D.: *The identification of the damage causes of the hydraulic control system components in powered roof support by means of tests and calculations*, "AIP Conferences Proceedings" 2020, 2209: 020003.
- [8] Świątek N.: *Powered roof support in conditions of mining tremors in Upper Silesian Coal Basin – current state in terms of statistical analysis*, "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering" 2019, 2, 538, 21–27.
- [9] Rajwa S., Lubosik Z., Płonka M.: *Bezpieczeństwo eksploatacji ścian zawałowych w świetle danych z systemów monitoringu*, "Maszyny Górnicze" 2019, 4: 24–34.
- [10] Brodny J., Tutak M.: *Analysing the Utilisation Effectiveness of Mining Machines Using Independent Data Acquisition System: A Case Study*, "Energies" 2019, 12, 3: 2505.
- [11] Pałka D., Paczesny B., Gurdziel M., Wieloch W.: *Industry 4.0 in development of new technologies for underground mining*, "E3S Web of Conferences" 2020, 174, 01002.
- [12] Szolc P., Stempniak M., Grudziecki R., Pałka D.: *A Survey on the potential of monitoring of longwall complex parameters based on industry 4.0*, "E3S Web of Conferences" 2020, 174, 01065.
- [13] Bazan Ł., Diederichs R., Garda W., Lubryka J., Ptak K., Zych K.: *Doświadczenia eksploatacyjne z wdrożenia systemu monitorowania ciśnienia EH-PressCater w kopalni soli*, "Napęd i Sterowanie" 2015, 3: 124–129.
- [14] Oset K., Juzwa J.: *Bezpieczeństwo pracy urządzeń hydraulicznej obudowy zmechanizowanej i osób w rejonie ściany wydobywczej na przykładzie innowacyjnego systemu X-MAN*, "Napęd i Sterowanie" 2015, 12: 110–114.
- [15] Kasprusz A., Mikuła S., Wojtas M.: *Sterowanie elektrohydrauliczne DOH-matic do automatyzacji pracy obudowy zmechanizowanej*, "Wiadomości Górnicze" 2013, 5, 64: 275–282.
- [16] Płonka M.: *Obraz podporności sekcji obudowy zmechanizowanej usytuowanych na pozycjach skrajnych na podstawie danych z system monitoringu*, "Przegląd Górniczy" 2018, 3: 34–40.
- [17] Płonka M., Rajwa S.: *Difficulties observed in operating powered support during work in lower range of its working height*, "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering" 2018, 4, 536: 45–54.
- [18] Szurgacz D., Brodny J.: *Role and importance of pressure monitoring for elektro-hydraulic control system designed for powered roof supports*, "Conference Proceedings, Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining" 2018, 18, 1.3: 793–800.
- [19] Gil J., Kołodziej M., Szurgacz D., Stoiński K.: *Introduction of standardization of powered roof supports to increase production efficiency of Polska Grupa Górnicza S.A.*, "Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering" 2018, 4, 536: 33–39.
- [20] Jasiulek D., Bartoszek S., Lubryka J.: *Efektywność wykorzystania i bezpieczeństwo techniczne górniczej obudowy zmechanizowanej – PRASS III*, "System Zasilania, Sterowania, Monitoringu i Diagnostyki" 2019, 1: 73–79.
- [21] Jasiulek D., Bartoszek S., Perutka K., Korshunov A., Jagoda J., Płonka M.: *Shield Support Monitoring System – operations during the support setting*, "Acta Montanistica Slovaca" 2019, 24, 4: 391–401.
- [22] Projekt techniczny eksploatacji pokładu 402 w partii "K" na poziomie 830 m ścianą 7a wraz z technologią wykonywania robót, 2019 [unpublished].
- [23] Sprawozdanie GIG nr 583 17039-152: *Określenie warunków poprawności oraz współpracy różnych typów obudów zmechanizowanych w polu ściany 7a w pokładzie 402 w partii "K" dla KWK Ruda Ruch Halemba*, Katowice 2019 [unpublished].
- [24] Krauze K.: *Urabianie skał strugami statycznymi, podstawy doboru i projektowania kompleksów strugowych*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 2012.
- [25] Szurgacz D.: *Zmechanizowana obudowa ścianowa w zmieniających warunkach górniczo-geologicznych*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2019.

DAWID SZURGACZ, Ph.D., Eng.

Polska Grupa Górnicza S.A.

KWK ROW Ruch Chwałowice

ul. Przewozowa 4, 44-206 Rybnik, Poland

dawidszurgacz@vp.pl

ŁUKASZ BAZAN, M.Sc., Eng.

RYSZARD DIEDERICHs, M.Sc., Eng.

Centrum Hydrauliki DOH Sp. z o.o.

ul. Konstytucji 148, 41-906 Bytom, Poland

{lukaszbazan, ryszarddiederichs}@doh.com.pl

KONRAD TRZOP, M.Sc., Eng.

Polska Grupa Górnicza S.A.

KWK Ruda Ruch Bielszowice

ul. Halembaska 160, 41-711 Ruda Śląska, Poland

konrad.trzop.kt@gmail.com

DAWID SZURGACZ
ŁUKASZ BAZAN
KONRAD TRZOP
RYSZARD DIEDERICH

Bezprzewodowy system wizualizacji parametrów ciśnienia zmechanizowanej obudowy ścianowej na przykładzie polskich kopalń

Wprowadzenie w ostatnich latach monitoringu ciśnienia zmechanizowanej obudowy ścianowej przez spółki węglowe było jednym z głównych celów realizacji programu Przemysł 4.0. Rozwój monitorowania parametrów pracy zmechanizowanej obudowy w kompleksie ścianowym miał na celu zwiększenie bezpieczeństwa pracy ludzi oraz poprawienie wyniku ekonomicznego związanego z przestojem ścian wydobywczych. Jednym z głównych celów monitoringu jest obserwowanie poprawności rozparcia sekcji w wyrobisku oraz diagnostyka uszkodzeń w układach hydraulicznych oraz powstawania nieszczelności wewnętrznej w siłownikach hydraulicznych. W tym zakresie został opracowany układ monitorowania parametrów pracy zmechanizowanej obudowy ścianowej. W prezentowanym artykule opisano zalety monitoringu DOH-DROPSY oraz jego wdrożenie na przykładzie ściany wydobywczej.

Słowa kluczowe: monitoring ciśnienia, zmechanizowana obudowa ścianowa, podpora, poprawa bezpieczeństwa pracy

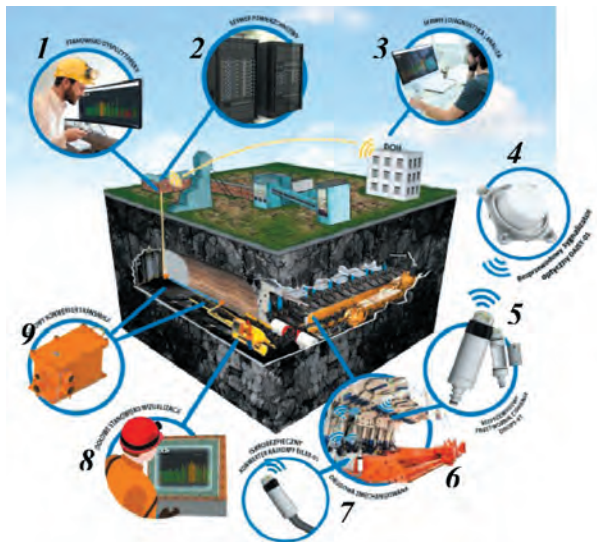
1. WPROWADZENIE

W polskim przemyśle wydobywczym sekcje zmechanizowanej obudowy ścianowej w porównaniu z pozostałymi urządzeniami kompleksu ścianowego do 2000 roku nie były objęte monitoringiem ciśnienia. Pierwsze informacje o wdrożeniu możemy znaleźć w literaturze [1]. Podstawowym zadaniem zmechanizowanej obudowy ścianowej jest jej współpraca z górotworem [2–4], aby to osiągnąć, wymagany jest odpowiedni dobór obudowy ścianowej [5–7] do warunków górniczo-geologicznych przed uruchomieniem eksploatacji. Odpowiednio dobrana zmechanizowana obudowa ścianowa wpływa prawidłowo na utrzymanie stropu, co ma znaczący wpływ na efektywność i bezpieczeństwo ludzi pracujących w ścianie [8, 9]. To z kolei przekłada się na bezpieczeństwo prowadzenia ściany oraz wyniki ekonomiczne spółek węglowych. W celu zapewnienia bezpieczeństwa i komfortu pracy, ograniczenia negatywnego wpływu górnictwa na śro-

dowisko oraz utrzymanie efektywności eksploatacji sięga się po nowoczesne technologie oraz niezawodne środki techniczne, a w szczególności zaawansowane maszyny i urządzenia. Przykładem takiego podejścia jest wdrażanie rozwiązań proponowanych w koncepcji czwartej rewolucji przemysłowej [10–12].

Widoczny rozwój monitoringu ciśnienia dla zmechanizowanej obudowy ścianowej można zauważyć w polskich spółkach węglowych [13–15]. W pracach [16–18] przedstawiono problemy związane z podpornością obudowy ścianowej oraz możliwości, jakie daje monitoring. Zastosowanie monitoringu do analizy parametrów pracy obudowy ścianowej wpływa znacznie na wcześniejsze wykrywanie nieszczelności oraz spadku wymaganego ciśnienia oraz nagłego przyrostu ciśnienia w przestrzeniach podłokowych stojaków hydraulicznych spowodowanych nagłym dociążeniem górotworu [9, 19]. Rozwój systemu monitoringu obudowy zmechanizowanej oraz jego zastosowanie w kompleksie ścianowym mają istotny wpływ na bezpieczeństwo

pozostałych maszyn i urządzeń [20, 21]. Celem niniejszej publikacji jest przedstawienie rozwoju systemu monitoringu DOH-DROPSY oraz jego wdrożenia w ścianach wydobywczych w polskich kopalniach węgla kamiennego. Na rysunku 1 przedstawiono koncepcję systemu bezprzewodowego monitoringu ciśnienia.



Rys. 1. Koncepcja wykorzystania systemu monitoringu dla zmechanizowanej obudowy ścianowej:

1 – stanowisko dyspozytorskie, 2 – serwer powierzchniowy, 3 – serwis diagnostyki i analizy, 4 – bezprzewodowy sygnalizator DAISY-01, 5 – bezprzewodowy czujnik ciśnienia DROPS-01, 6 – obudowa zmechanizowana, 7 – iskrobezpieczny konwerter radiowy DILER-01, 8 – dołowe stanowisko wizualizacji, 9 – dołowy konwerter transmisji

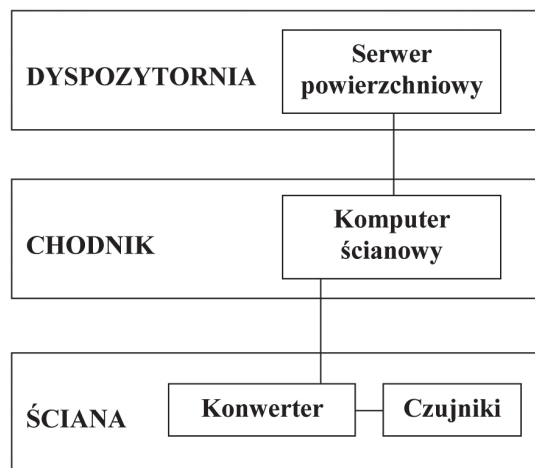
2. BUDOWA SYSTEMU MONITORINGU

System w swojej podstawowej edycji składa się z czujników ciśnienia, które dokonują pomiarów z dużą dokładnością i drogą radiową przesyłają je między sobą. Brak sąsiedniego czujnika nie powoduje przerwy w komunikacji, jak to ma miejsce w transmisji przewodowej. Ciągłość transmisji zapewniona jest w granicach zasięgu sygnału radiowego i może sięgać do dwóch sekcji przerwy pomiędzy kolejnymi czujnikami. Sensory, jako moduły autonomiczne, mają wysoko sprawne wymienne źródło zasilania zapewniające bezawaryjną pracę systemu przez okres około dwóch lat w zależności od parametrów konfiguracyjnych. Sygnał bezprzewodowy trafia finalnie do konwertera, który stanowi lokalną bazę danych dla systemu. Wyposażony jest w układy radiowe i interfejs kablowy do komunikacji z komputerem podścianowym, na którym apli-

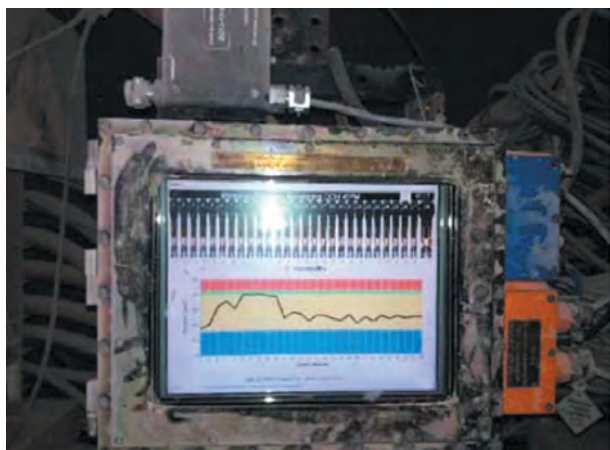
kacja wizualizacyjno-konfiguracyjna zapewnia stały podgląd wartości mierzonych w ścianie. Są to zarówno wartości ciśnienia w stojakach obudów zmechanizowanych na magistrali zasilającej czy spływowej, jak również wartości napięcia zasilania czujników, dzięki którym z wyprzedzeniem można zaplanować wymianę ogniw. Jest to realizowane w warunkach dołowych bez konieczności demontażu samego czujnika i wywożenia go poza strefę zagrożenia wybuchem. System w swojej architekturze jest systemem otwartym, co umożliwia monitorowanie innych parametrów, np. położenia elementów sekcji z czujników inklinometrycznych. Konfiguracja systemu odbywa się u klienta, dzięki czemu system staje się przyjazny dla użytkownika i nie jest hermetyczny. Czujniki przystosowane są do składowania magazynowego bez konieczności demontażu ogniw i wstępnej konfiguracji/rekonfiguracji.

Dodatkową opcją w systemie jest sygnalizator DAISY-01. Jest to urządzenie bezprzewodowe do emitowania sygnałów świetlnych. Jego montaż może odbyć się w dowolnym miejscu, co umożliwia wygodniejszą kontrolę prawidłowego rozparcia sekcji przez optyczną sygnalizację poziomu mierzonego ciśnienia względem zadanych wartości progowych.

Umieszczony w chodniku podścianowym komputer jest lokalnym serwerem danych (rys. 2). Za pomocą specjalistycznego oprogramowania na bieżąco wizualizuje i analizuje przesyłane dane. Dzięki niemu możliwa jest diagnostyka sieci, raportowanie i przeglądanie historii pomiarów przez uprawnionych użytkowników. Wszystkie dane zbierane przez system w ścianie, gromadzone w komputerze podścianowym przekazywane są do serwera na powierzchnię, którego aplikacja zapewnia podgląd danych online, ich archiwizację z możliwością generowania raportów i przeprowadzania analiz. Zostało to zobrazowane na rysunku 3.



Rys. 2. Komponenty systemu



Rys. 3. Widok wizualizacji monitoringu ciśnienia obudowy zmechanizowanej z komputera umieszczonego w chodniku podścianowym

System bezprzewodowego monitoringu ciśnienia składa się z czujników które są zabudowane bezpośrednio do bloku stojaka hydraulicznego oraz siłownika podpory stropnicy. Na podstawie uzyskanych pomiarów oraz zebranych danych można zobrazować cykl pracy zmechanizowanej obudowy, a także można przeanalizować powstanie nieszczelności w układach hydraulicznych oraz hydraulicie siłowej. Dane pozyskiwane z systemu monitoringu zestawiane są w postaci mapy z rozkładem ciśnienia każdej sekcji obudowy. Jednym z celów tego systemu jest poprawa bezpieczeństwa i komfortu pracy.

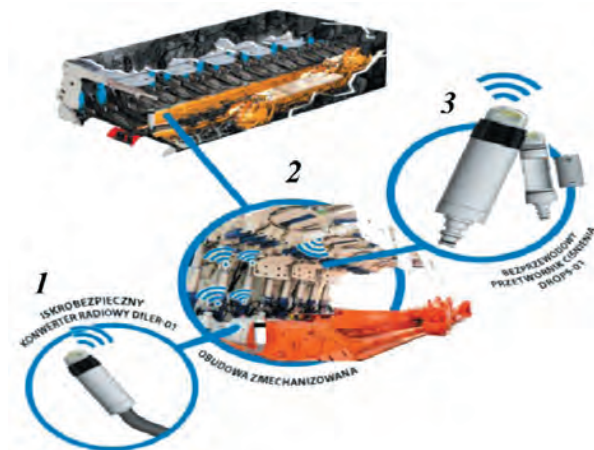
2.1. Bezprzewodowy przetwornik ciśnienia typu DOH DROPSY-01

Zadaniem bezprzewodowego przetwornika ciśnienia (rys. 4) jest pomiar ciśnienia co sekundę po podłączeniu go do układu hydraulicznego. Przedmiotowy przetwornik jest urządzeniem budowy iskrobezpiecznej. Elementem pomiarowym przetwornika jest piezorezystancyjny czujnik ciśnienia. Sensor czujnika wykorzystuje zjawisko piezorezystancyjne, polegające na zmianie rezystancji mostka pomiarowego proporcjonalnie do mierzonego ciśnienia. Bezprzewodowy przetwornik ciśnienia wykonuje następujące zadania (rys. 5):

- pomiar ciśnienia w stojakach sekcji, standardowo dla wszystkich sekcji w ścianie,
- pomiar ciśnienia w magistrali zasilającej i spływowej, standardowo w trzech punktach w ścianie,
- pomiar ciśnienia w podporze stropnicy, standardowo monitorowany jest podtłok oraz natłok podpory na wybranych sekcjach w ścianie, np. co dzieć sekcji.



Rys. 4. Widok bezprzewodowego przetwornika ciśnienia typu DOH DROPSY-01



Rys. 5. Sposób pomiaru ciśnienia:
1 – iskrobezpieczny konwerter radiowy DILER-01,
2 – obudowa zmechanizowana, 3 – bezprzewodowy czujnik ciśnienia DROPSY-01

2.2. Iskrobezpieczny konwerter radiowy DILER-01

Jest to urządzenie (rys. 6) zapewniające połączenie pomiędzy urządzeniami w sieci bezprzewodowej a urządzeniami komunikującymi się przewodowo. Charakteryzuje się następującą pracą:

- konwersją sygnału bezprzewodowego na przewodowy,
- status bezprzewodowej komunikacji z przetwornikami DROPSY-01,
- status przewodowej komunikacji z komputerem dołowym,
- montaż w odległości od pierwszej do piątej sekcji obudowy zmechanizowanej.



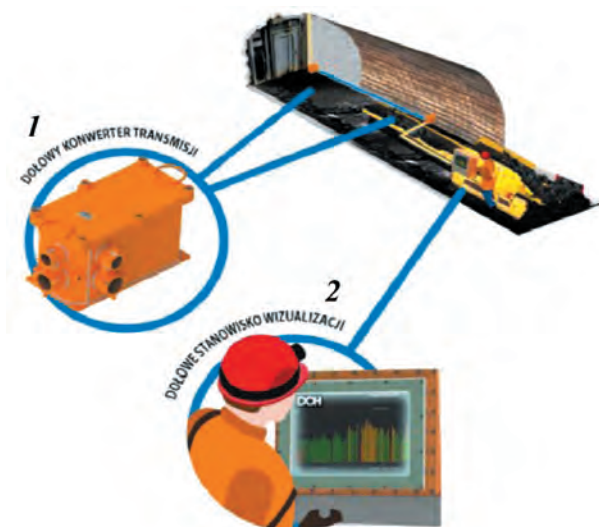
Rys. 6. Widok iskrobezpiecznego konwertera radiowego DILER-01

2.3. Dołowe stanowisko wizualizacji

Dołowe stanowisko (rys. 7) wizualizacji umieszczone jest w chodniku podścianowym – jest to komputer w osłonie ognioszczelnej Exd (rys. 6).

Do jego zadań należy:

- podgląd aktualnego rozkładu ciśnienia w ścianie dla stojaków, magistrali zasilającej oraz spływowej oraz siłownika podpory stropnicy,
- przegląd danych archiwalnych,
- generowanie mapy rozkładu ciśnienia w ścianie.



Rys. 7. Sposób komunikacji w obrębie ściany wydobywczej: 1 – dołowy konwerter transmisji, 2 – dołowe stanowisko wizualizacji

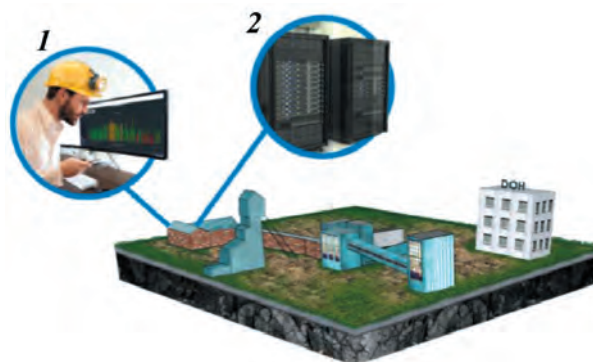
2.4. Transmisja danych pomiędzy wyrobiskiem a serwerem powierzchniowym

Transmisja danych uzyskanych z pomiarów ciśnienia odbywa się za pośrednictwem światłowodu bezpośrednio na powierzchnię lub skrętki teletechnicznej kopalni przy zastosowaniu mediakonwerterów sygnału DSL-OPTO.

2.5. Serwer powierzchniowy wraz ze stanowiskiem dyspozytorskim

Zadaniem serwera powierzchniowego (rys. 8) jest:

- udostępnianie danych pomiarowych poprzez stronę internetową,
- podgląd aktualnego rozkładu ciśnienia w stojakach obudowy zmechanizowanej w ścianie,
- przegląd danych archiwalnych,
- generowanie mapy rozkładu ciśnienia w ścianie,
- wizualizacja pracy systemu na dowolnej liczbie stanowisk komputerowych w kopalni.



Rys. 8. Sposób komunikacji na powierzchni: 1 – stanowisko dyspozytorskie, 2 – serwer powierzchniowy

3. PRZYKŁAD WYKORZYSTANIA

Ściana 7a, eksploatowana w pokładzie 402/K na głębokości od 913 m do 952 m, charakteryzuje się miąższością około 2,1 m do 3,1 m, jej nachylenie poprzeczne wynosi 2° , a nachylenie podłużne około 3° . W pokładzie występuje przerost łupka węglowego o miąższości od około 0,45 m do około 0,9 m. Ściana eksploatowana była na całą grubość pokładu bez pozostawiania warstwy węgla w stropie lub spągu. W wykonanych wyrobiskach przygotowawczych dla ściany 7a nie występują zaburzenia geologiczne o charakterze nieciągłym w postaci uskoków nasunięć itp.

Średnie wytrzymałości na ściskanie wynoszą:

- dla skał stropu bezpośredniego:
 - łupek ilasty – 16,7–32,2 MPa,
 - łupek piaszczysty – 20,7–94,9 MPa,
 - piaskowiec – 40,2–79,1 MPa;
- dla skał spągu bezpośredniego:
 - łupek ilasty – 25,0–44,96 MPa;
- dla węgla pokładu 402 – 7,9–20,2 MPa.

Powyższe wyniki pozwalają zaliczyć skały stropowe do klasy od A(II), która określa stropy słabe opadające po ich odsłonięciu z pewnym opóźnieniem do klasy E(VI), która określa stropy bardzo mocne i trwałe. Natomiast skały spągowe pozwalają zaliczyć spągi do spągów bardzo zwiezłych [22].

Ściana 7a prowadzona była systemem podłużnym z zawałem skał stropowych na wybiegu około 750 m. Długość ściany wynosiła do 235 m.

W ścianie 7a kopalnia zastosowała sekcje obudowy zmechanizowanej typu KW-16/32-POz/ZRP o wysokości roboczej do 3,1 m z systemem monitoringu ciśnienia typu DOH-DROPSY. Obudowa ta stanowiła

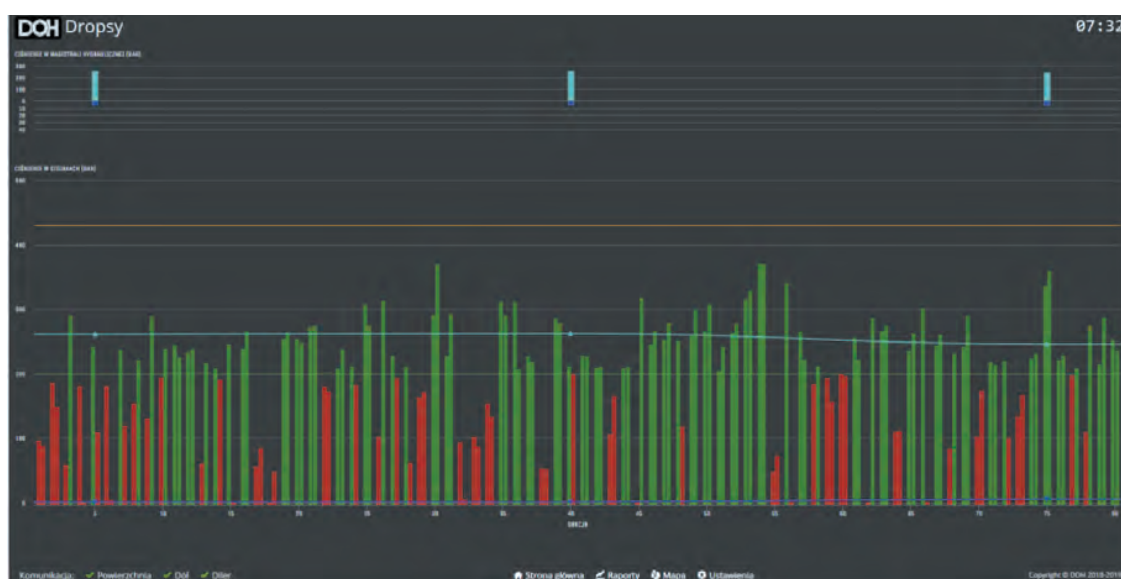
konstrukcję podporowo-osłonową opartą na czworoboku przegubowym z lemniskatowym układem stabilizacji stropnicy. Dobór zmechanizowanej obudowy ścianowej oraz jej upodatkowanie przeprowadził Główny Instytut Górnictwa. Określono wtedy wskaźnik utrzymania stropu g (0,8 poprawne warunki utrzymania stropu) oraz możliwość przejmowania obciążeń jako wynik wstrząsu górotworu (według współczynnika dociążenia) $n_{tz} = 1,4$ [23].

System pomiarowy umożliwiał wykonywanie pomiarów ciśnienia z dokładnością do 0,1 MPa z częstotliwością sekundy w każdym ze stojaków wszystkich sekcji obudowy zmechanizowanej. Parametry układu pozwalały więc na prowadzenie pomiarów ciśnienia w przestrzeniach podtłokowych stojaków w warunkach w zasadzie wyłącznie statycznych. Pomiar ciśnienia objęły zakresem ilościowym 152 sekcje podczas 350 dni pomiarowych. Zmierzone wartości ciśnienia w przestrzeniach podtłokowych stojaków odniesiono do obszaru pola ściany, co przedstawiono na rysunkach 9 i 10.

Podstawą funkcjonowania kompleksu ścianowego w celu zapewnienia odpowiednich parametrów pracy zmechanizowanej obudowy ścianowej jest monitoring ciśnienia. Na podstawie monitoringu jesteśmy w stanie kontrolować cykl pracy zmechanizowanej obudowy, to znaczy rabowanie, przesuwanie i rozpieranie. Omawiany monitoring ciśnienia rejestruje wartości głównie w przestrzeniach podtłokowych stojaków hydraulicznych oraz w podporach stropnicy. System bezprzewodowego monitoringu DOH-DROPSY umożliwia wykonanie pomiarów ciśnienia z dokładnością 0,1 MPa i częstotliwością sekundy. Wartości ciśnień dla

zachowania wymaganego maksymalnego ciśnienia danej sekcji, aby mogła prawidłowo pracować, oznaczono kolorem zielonym. Natomiast kolorem czerwonym oznaczono wartości ciśnień wskazujące na nieuzyskanie wymaganego ciśnienia, które mogą być przyczyną między innymi niedostatecznego rozparcia sekcji, wystąpienia nieszczelności zewnętrznej lub wewnętrznej w przestrzeni podtłokowej stojaków. Na rysunku 9 przedstawiono rozkład ciśnienia dla sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej, a na rysunku 10 przedstawiono mapę rozkładu ciśnień w polu ściany.

Zmechanizowana obudowa ścianowa, jak podaje literatura [5, 24, 25], charakteryzuje się trzema podpornościami. Podpornością wstępną uzyskiwaną w momencie rozparcia wynikającą z ciśnienia zasilania w magistrali. Podporność nominalna jest maksymalną, jaką może osiągnąć zestaw obudowy przy obciążeniu statycznym zależącą od otwarcia zaworu bezpieczeństwa. Podporność, jaką osiąga sekcja w danej chwili pod wpływem nacisku górotworu jest podpornością roboczą, której wartość mieści się między podpornością roboczą a nominalną. Zapewnienie wymaganej podporności, jaką rozwija zestaw obudowy zmechanizowanej, przedstawiono na rysunku 11, na którym też zinterpretowano cykl pracy sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej. Rozmieszczenie czujników ciśnienia w sekcji obudowy zmechanizowanej przedstawiono na rysunku 12, gdzie sygnalizator ciśnienia umieszczony jest na stropnicy w celu informacji świetlnej o stanie ciśnienia. Natomiast wykaz zastosowania pracującego monitoringu w polskich kopalniach zestawiono w tabeli 1.



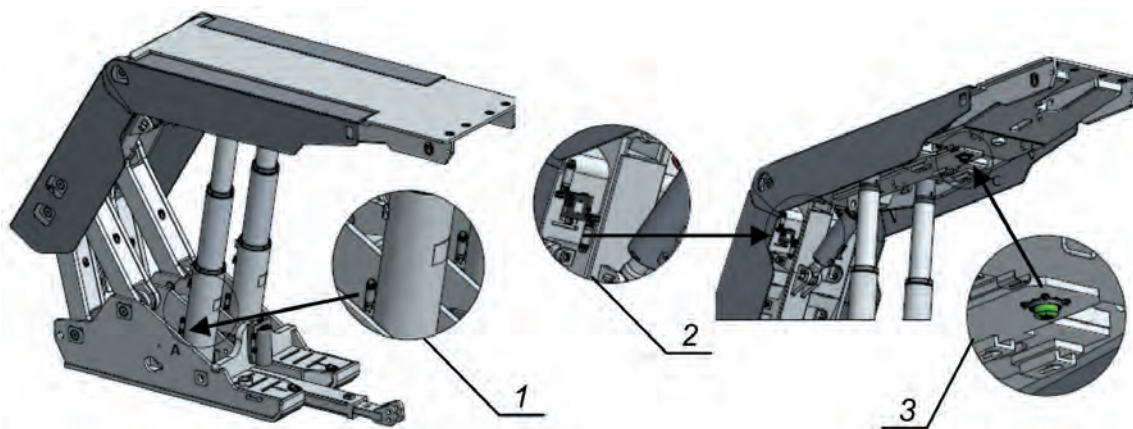
Rys. 9. Widok rozkładu ciśnienia w sekcjach zmechanizowanej obudowy ścianowej



Rys. 10. Mapa rozkładu ciśnienia sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej



Rys. 11. Przebieg pracy sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej: 1 – stojak lewy, 2 – stojak prawy, 3 – czas związany z cyklem rabowania, przestawiania oraz rozparcia, 4 – monitorowanie rozparcia sekcji w ścianie
5 – podporność wstępna, 6 – podporność nominalna, 7 – podporność robocza



Rys. 12. Rozmieszczenie czujników monitorujących parametry ciśnienia dla zmechanizowanej obudowy ścianowej: 1 – czujnik monitorujący ciśnienie dla stojaka hydraulicznego, 2 – czujnik monitorujący ciśnienie dla siłownika podpory stropnicy, 3 – sygnalizator ciśnienia umieszczony w stropnicy

Tabela 1

**Wykaz zastosowań bezprzewodowego monitoringu ciśnienia typu DOH-DROPSY
w ścianach kopalń węgla kamiennego**

Kopalnia	Ściana	Pokład	Wybieg [m]	Długość [m]	Typ obudowy	Liczba sekcji w ścianie [szt.]
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel I	C-3	507	448	180	Hydromel-16/41-POz Glinik-14/34-POz	118 3
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel I	W-7	505	1430	190	Hydromel-16/41-POz Glinik-14/34-POz	113 26
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel I	C-4	507	620	180	Hydromel-16/41-POz	125
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel II	C-3	505	1056	128	Glinik-14/34-POz	89
PGG S.A. KWK ROW Ruch Marcel II	Z-2	502/1	650	160	Glinik-14/34-POz	109
PGG S.A. KWK Ruda Ruch Halemba	7a	402/K	730	230	KW-16/32-POz/ZRP	152
PGG S.A. KWK Sośnica	tb103	414/2	860	235	ZRP-15/35-POz	156
PGG S.A. KWK Piast-Ziemowit Ruch Piast	393a	209	440	165	Glinik-21/46-POz	109
JSW S.A. KWK Knurów-Szczygłowice Ruch Szczygłowice	XXI	405/1	825	210	FRS-19/45-POz	138
PGG S.A. KWK Mysłowice-Wesoła	411	416	980	142	ZRP-15/35-POz	95
PGG S.A. KWK Murcki-Staszic	3b-S	510/III	921	155	KW-17/43-POzW1/ZRP	103
JSW S.A. KWK Budryk	Bw-1	402	1100	150	BW JZR-13/37-POz	98
JSW S.A. KWK Knurów-Szczygłowice Ruch Knurów	14	355	1400	250	Glinik-08/25-POz	158

4. PODSUMOWANIE

Monitoring ciśnienia sekcji obudowy zmechanizowanej jest jednym z elementów rozwiązań Przemysłu 4.0 w górnictwie. Zmiany zachodzące w sektorze energetycznym wymuszają na przedsiębiorstwach działania mające na celu zapewnienie rentowności, wzrost efektywności pracy oraz poprawę bezpieczeństwa. Jedynym rozwiązaniem, które umożliwi sprostanie tym wymaganiom, są inwestycje w innowacyjne metody oraz nowoczesny park maszyn i urządzeń.

Przemysł wydobywczy, który charakteryzuje się wysokim współczynnikiem wypadkowości oraz szeregiem zagrożeń naturalnych, to szerokie pole do inwestycji w innowacyjne rozwiązania. Dodatkowym elementem, który pozwoli przedsiębiorstwom energetycznym zapewnić sobie przyszłość na rynku, jest zwiększona kontrola i nadzór nad prowadzonymi ro-

botami za pomocą systemów monitoringu. W trakcie wykonywania robót górniczych niezbędny jest stały podgląd na zachodzące zmiany w wyrobisku – gwarancja zachowania ciągłości stropu wyrobiska oraz właściwego poziomu naprężeń pokładu węgla i skał stropowych. Monitoring umożliwi osiągnięcie niespotykanej dotąd efektywności operacyjnej oraz wzrostu bezpieczeństwa pracy. W trakcie prowadzenia eksploatacji z wykorzystaniem systemu monitoringu ciśnienia w sekcjach obudowy zmechanizowanej można pozyskać cenne informacje na temat prowadzenia procesów wydobywczych.

W artykule, opierając się na własnych doświadczeniach, opisano system monitoringu DOH-DROPSY oraz proces jego wdrożenia na przykładzie ścian wydobywczych. Głównym celem monitoringu jest możliwość wykrywania nieprawidłowego rozparcia sekcji w wyrobisku oraz diagnostyka uszkodzeń w układach hydraulicznych.

Literatura

- [1] Liduchowski L.: *Monitoring stanu obudowy zmechanizowanej przy zastosowaniu sterowania elektrohydraulicznego firmy Tiefenbach*, Prace Naukowe GIG, Seria „Konferencje”, 40: 123–128.
- [2] Krauze K., Rączka W., Stopka G.: *Project and test results of new solution for powered roof support for low seams*, „Mining, Informatics, Automation and Electrical Engineering” 2019, 1, 537: 29–34.
- [3] Prusek S., Rajwa S., Wrana A., Krzemień A.: *Assessment of roof fall risk in longwall coal mines*, „International Journal of Mining, Reclamation and Environment” 2016: 1–17.
- [4] Rajwa S., Janoszek T., Prusek S.: *Influence of canopy ratio of powered roof support on longwall working stability – A case study*, „International Journal of Mining Science and Technology” 2019, 29, 4: 591–598.
- [5] Stoiński K., red.: *Zmechanizowane obudowy ścianowe dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2018.
- [6] Szurgacz D.: *Sposób dostosowania obudowy ścianowej do warunków obciążeń dynamicznych*, „Przegląd Górniczy” 2016, 7: 57–62.
- [7] Świątek N., Szurgacz D.: *The identification of the damage causes of the hydraulic control system components in powered roof support by means of tests and calculations*, „AIP Conferences Proceedings” 2020, 2209: 020003.
- [8] Świątek N.: *Powered roof support in conditions of mining tremors in Upper Silesian Coal Basin – current state in terms of statistical analysis*, „Mining, Informatics, Automation and Electrical Engineering” 2019, 2, 538: 21–27.
- [9] Rajwa S., Lubosik Z., Płonka M.: *Bezpieczeństwo eksploatacji ścian zawalowych w świetle danych z systemów monitoringu*, „Maszyny Górnicze” 2019, 4: 24–34.
- [10] Brodny J., Tutak M.: *Analysing the Utilisation Effectiveness of Mining Machines Using Independent Data Acquisition System: A Case Study*, „Energies” 2019, 12, 3: 2505.
- [11] Pałka D., Paczesny B., Gurdziel M., Wieloch W.: *Industry 4.0 in development of new technologies for underground mining*, „E3S Web of Conferences” 2020, 174, 01002.
- [12] Szolc P., Stempniak M., Grudziecki R., Pałka D.: *A Survey on the potential of monitoring of longwall complex parameters based on industry 4.0*, „E3S Web of Conferences” 2020, 174, 01065.
- [13] Bazan Ł., Diederichs R., Garda W., Lubryka J., Ptak K., Zych K.: *Doświadczenia eksploatacyjne z wdrożenia systemu monitorowania ciśnienia EH-PressCater w kopalni soli*, „Napęd i Sterowanie” 2015, 3: 124–129.
- [14] Oset K., Juzwa J.: *Bezpieczeństwo pracy urządzeń hydraulicznej obudowy zmechanizowanej i osób w rejonie ściany wydobywczej na przykładzie innowacyjnego systemu X-MAN*, „Napęd i Sterowanie” 2015, 12: 110–114.
- [15] Kasprusz A., Mikuła S., Wojtas M.: *Sterowanie elektrohydrauliczne DOH-matic do automatyzacji pracy obudowy zmechanizowanej*, „Wiadomości Górnicze” 2013, 5, 64: 275–282.
- [16] Płonka M.: *Obraz podporności sekcji obudowy zmechanizowanej usytuowanych na pozycjach skrajnych na podstawie danych z systemu monitoringu*, „Przegląd Górniczy” 2018, 3: 34–40.
- [17] Płonka M., Rajwa S.: *Difficulties observed in operating powered support during work in lower range of its working height*, „Mining, Informatics, Automation and Electrical Engineering” 2018, 4, 536: 45–54.
- [18] Szurgacz D., Brodny J.: *Role and importance of pressure monitoring for elektro-hydraulic control system designed for powered roof supports*, „Conference proceedings, Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining” 2018, 18, 1.3: 793–800.
- [19] Gil J., Kołodziej M., Szurgacz D., Stoiński K.: *Introduction of standardization of powered roof supports to increase production efficiency of Polska Grupa Górnicza S.A.*, „Mining, Informatics, Automation and Electrical Engineering” 2018, 4, 536: 33–39.
- [20] Jasiulek D., Bartoszek S., Lubryka J.: *Efektywność wykorzystania i bezpieczeństwo techniczne górniczej obudowy zmechanizowanej – PRASS III*, „System Zasilania, Sterowania, Monitoringu i Diagnostyki” 2019, 1: 73–79.
- [21] Jasiulek D., Bartoszek S., Perutka K., Korshunov A., Jagoda J., Płonka M.: *Shield Support Monitoring System – operations during the support setting*, „Acta Montanistica Slovaca” 2019, 24, 4: 391–401.
- [22] Projekt techniczny eksploatacji pokładu 402 w partii „K” na poziomie 830 m ścianą 7a wraz z technologią wykonywania robót, 2019 [praca niepublikowana].
- [23] Sprawozdanie GIG nr 583 17039-152: Określenie warunków poprawności oraz współpracy różnych typów obudów zmechanizowanych w polu ściany 7a w pokładzie 402 w partii „K” dla KWK Ruda Ruch Halemba, Katowice 2019 [praca niepublikowana].
- [24] Krauze K.: *Urabianie skał strugami statycznymi, podstawy doboru i projektowania kompleksów strugowych*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 2012.
- [25] Szurgacz D.: *Zmechanizowana obudowa ścianowa w zmieniających warunkach górniczo-geologicznych*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2019.

dr inż. DAWID SZURGACZ

Polska Grupa Górnicza S.A.

KWK ROW Ruch Chwałowice

ul. Przewozowa 4, 44-206 Rybnik

dawidszurgacz@vp.pl

mgr inż. ŁUKASZ BAZAN

mgr inż. RYSZARD DIEDERICHS

Centrum Hydrauliki DOH Sp. z o.o.

ul. Konstytucji 148, 41-906 Bytom

{lukaszbazan, ryszarddiederichs}@doh.com.pl

mgr inż. KONRAD TRZOP

Polska Grupa Górnicza S.A.

KWK Ruda Ruch Bielszowice

ul. Halemba 160, 41-711 Ruda Śląska

konrad.trzop.kt@gmail.com

PIOTR CABAN
KAZIMIERZ STOIŃSKI
MAREK ROTKEGEL
SYLWESTER RAJWA
ADAM GNATOWSKI
KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI

The evolution of steel frame sets for longwall development drifts

The article presents the development of steel frame sets produced for mining purposes by Huta Łabędy S.A., intended for securing gallery workings, and longwall development drifts in particular. In recent decades, longwall development drift support has evolved in terms of characteristics such as its shape. The initially utilised rectangular frames and typical widened ŁP frames were replaced with flat frames based on ŁP arches (ŁPKO), and subsequently with special frame sets adapted to the shape of powered support units. The intermediate frame shape obtained in this way was a compromise between the rectangular (beneficial from the perspective of longwall equipment and development) and the arching design (beneficial due to the high load-bearing parameters).

Key words: frame set, road support, longwall development drift

1. INTRODUCTION

In the beginning of underground coal mining plant operations, the technology employed was only mechanised to a very minor degree. The deposits were extracted at shallow depths of 200 m to 350 m. As technology progressed, increasingly deeper deposits were mined, and their effective extraction required the application of advanced methods and technologies, such as the use of longwall shearers. Mining by means of the longwall method requires the excavation of a specific system of preparatory gates, such as longwall development drifts. It is a particular group of large and short-lived gallery workings, characterised by a significant height and width adapted to the deposit awaiting extraction. Longwall development drifts are driven in order to install the powered longwall support and the necessary auxiliary equipment enabling the development of the longwall and the ex-

traction of the coal deposit. Today, there are about 60–70 longwall development drifts driven yearly in Polish hard coal mines. Considering the average longwall length, this corresponds to about 13 km of workings, which, assuming a spacing of 0.75 m, requires the application of frame sets with a total weight of nearly 8 thousand tonnes. In a global scale, this therefore constitutes a significant number of support elements.

The purpose of the article is to present the full spectrum of frame sets produced at Huta Łabędy over the last 30 years, intended for securing longwall development drifts. The presented frame set structural solutions make it possible to secure longwall development drifts while factoring in the dimensions of all the powered support systems utilised in hard coal mines. The presented constructions were designed at the Central Mining Institute in cooperation with Huta Łabędy and various hard coal mining plants,

such as KWK Ziemowit, KWK Wesola, LW Bogdan-ka, KWK Bobrek, KWK Wujek, KWK Pniówek, KWK Zofiówka and the already decommissioned Katowice and Kleofas mines. The mines made a significant contribution in terms of the verification of the support frames and their operational qualities, which served as the basis for certain corrections and structural detail enhancements introduced at the Central Mining Institute. Such a cooperation of these three entities in terms of the new frame set solution implementation makes it possible to combine GIG's design and testing experience with the robust manufacturing capabilities of Huta Łabędy, while including the needs and observations of the users, i.e. the mines. Huta Łabędy manufactures the presented frame sets using modern steel such as 25G2Ti, S480W [1] and S550W [2], which guarantees their high mechanical strength parameters and increased resistance to corrosion.

2. ORIGINS OF LONGWALL DEVELOPMENT DRIFT SUPPORT FRAMES

In the beginning of hard coal extraction via longwall mining with the use of longwall shearers, longwall development drift support was constructed by means of ŁP-type yielding arch frames [3–5].

A drawback of this solution was the necessity to fill a significant space in the roof between the powered support canopy and the top section of the arch support with timber to ensure the appropriate spragging of the powered support at the stage of longwall equipment and mining commencement. Eventually, ŁP frames with shortened side sections were applied in order to reduce the roof lining space, which decreased the amount of timber used for cribbing, thereby also reducing the time and costs required for equipping the longwall.

Rectangular frames were used as an alternative solution, where the straight top section made it easier to sprag the powered support units. However, the low load capacity of such a support limited the scope of its application [6, 7]. It was necessary to reinforce the straight top section. One such solution was the trapezoid support, designated with the letters OPP, whose structural variants are presented in Figures 1 to 3 [8]. Depending on the roof conditions, the top section is either to be supported by a catch prop or bolted.

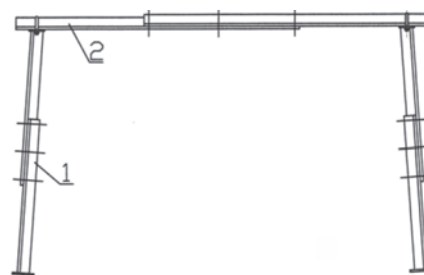


Fig. 1. OPP frame, variant 1:

1 – prop (supporting element), 2 – straight top section

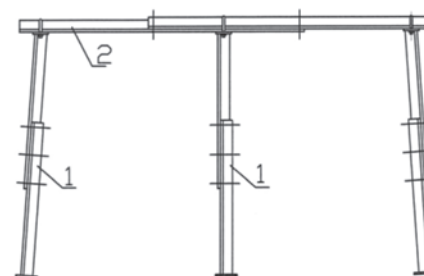


Fig. 2. OPP frame, variant 2:

1 – prop (supporting element), 2 – straight top section

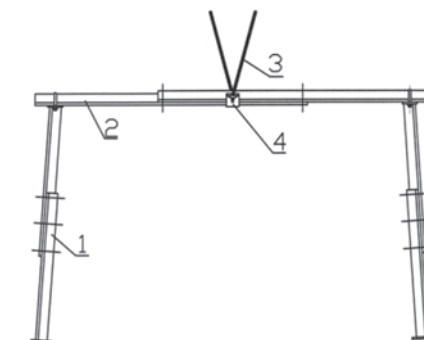


Fig. 3. OPP frame, variant 3:

1 – prop (supporting element), 2 – straight top section,
3 – bolt, 4 – washer

Progress towards the geometric optimisation of frames intended for securing longwall development drifts led to the drafting of a support catalogue [9] containing proposed series of frame set types designed for securing longwall development drifts. The series of frame sets included in the catalogue factored in the parameters of the powered support units commonly employed at the time. It was adopted as a principle that the unit transport length (*diameter of a unit in transport position increased by 5%*) would constitute the basic criterion determining the possibility of introducing a given type of powered support into a specific longwall development drift support. Adopting this principle in longwall development drift support frame selection ensured the possibility of manoeuvring with an introduced powered support unit in transport position. The main designs in the aforementioned catalogue that gained the approval of mining plants and

saw common application in practice included the series of three-element (coupled) ŁPK frames presented in Figures 4 and 5 [9] and four-element (combined) ŁPKO frames. The ŁPK frames were configured using the top and side sections of various sizes adapted from three-element ŁP frames sized 5 to 10 [9]. Figures 6 and 7 [10] present a development drift support secured with an ŁPK support, and the longwall equipment.

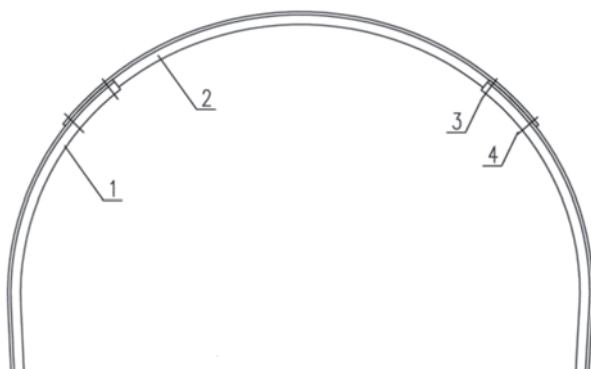


Fig. 4. ŁPK frame (coupled):
1 – side section, 2 – top section, 3, 4 – shackles

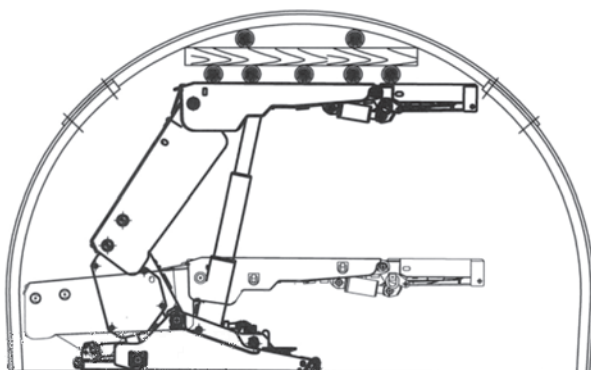


Fig. 5. Coupled ŁPK frame with an installed powered support unit (unit before and after spragging)



Fig. 6. Development drift driven in coupled ŁPK frames with shortened side sections



Fig. 7. Longwall equipment, development drift driven in coupled ŁPK frames

The experience gained during the longwall development drift performance, and the subsequent equipping and development commencement of the longwall, resulted in a rapid evolution of the designs towards specialised frame sets intended primarily for securing such workings.

3. WORK AND RESEARCH ON FRAME SET DESIGN DEVELOPMENT

Work on new structural solutions for frame sets intended for securing longwall development drifts was based primarily on the observations of the operation and functionality of already installed frames. These observations encompassed the entire working life cycle – from the driving, through the equipping to the development of the longwall. The numerous discovered deficiencies of the standard ŁP supports, the coupled ŁPK frames and the rectangular frames motivated the mining plants as well as the support designers and manufacturers to seek solutions that would improve the support functionality. As a result of these efforts, numerous frame set solutions were designed, which constituted a compromise between the arching ŁP support (with high load-bearing parameters but unfavourable shape for the powered support unit spragging and longwall mining commencement) and the rectangular support (with low load-bearing parameters but better functionality from the perspective of longwall equipment and mining commencement). The research and development work was conducted at the Department of Extraction Technologies, Rockburst and Mining Support and the Department of Mechanical Devices Testing and Rocks of the Central Mining Institute in Katowice.

The work encompassed frame set design based on the end-user requirements as well as laboratory and model testing, and appropriate certification.

Model testing is the key stage of design work. Combined with bench testing and its results, it enables the calibration of numerical models to determine the load-bearing parameters of an entire series of frames [11, 12]. The numerical analysis results are particularly important in the design and optimisation of frames with geometries diverging from typical ŁP frames, as is the case with flat frames of arching-straight shapes. These analyses are performed using the finite element method [13, 14], e.g. by means of the COSMOS/M software [15, 16]. A geometric model of the frame is constructed during the first stage, factoring in its dimensions and cross-sectional parameters. The appropriate material parameters are defined in the next steps. The key issue, particularly when modelling arching-straight frames, is to define

the frame bearing and load case. The great significance of these factors can be observed by analysing the results of the simulated operation of an arching-straight ŁPrP frame. To demonstrate this issue, a strength analysis was performed for a size 28 six-element ŁPrP frame with a nominal width of 6200 mm and height of 2600 mm, constructed from V29 sections [17] rolled using 25G2 or 34GJ steel (per standard PN-H-93441-1 [18]). In order to carry out these analyses, a model of the frame was constructed using 126 beam elements corresponding to the arching sections, 10 beam elements corresponding to the shackles and 6 spring elements corresponding to the pressure exerted by ribs with a given stiffness. The full model is presented in Figure 8. Deformed frame shapes, bearing reaction values, internal force distributions and coloured reduced stress maps were obtained as a result of the performed simulations. An example of reduced stress distribution is presented in Figure 9.

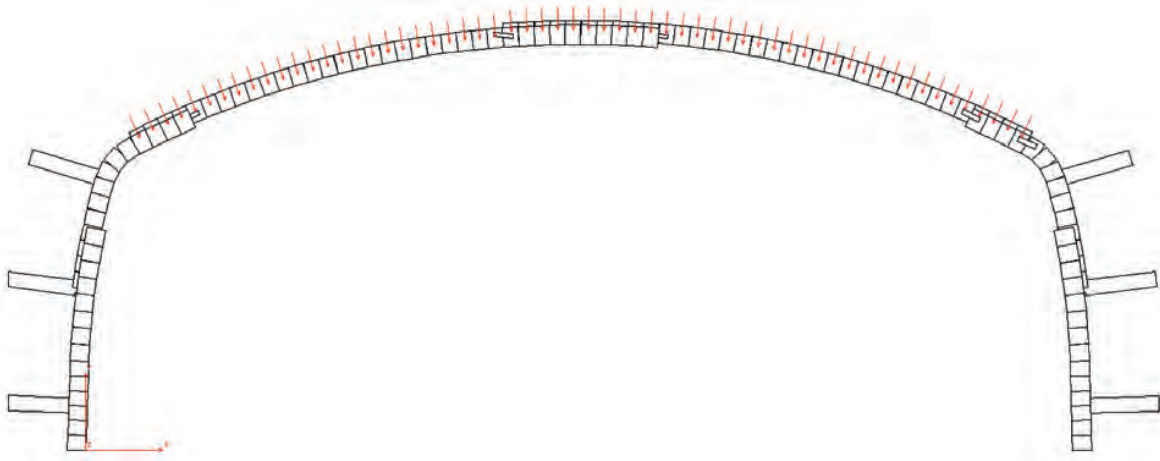


Fig. 8. ŁPrP/6/B/28 frame model (6200 mm × 2600 mm)

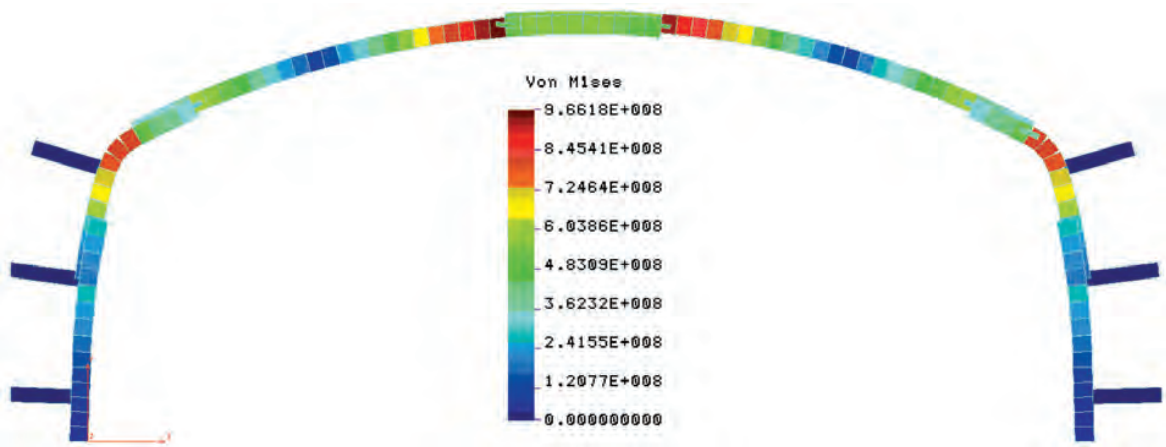


Fig. 9. Reduced stress distribution in the ŁPrP frame
(stress in Pa, scale of deformation 1x, rib pressure element stiffness $k = 1 \text{ MN/m}$, loaded top section length 2.18 m)

The influence of the frame loading method (loaded top section length) and of the rib pressure element stiffness on the frame load capacity was analysed during the tests. This factored in the strength of the V29 section formed from steel according to standard PN-H-93441-1 [18]. The analyses demonstrate that the frame load capacity increases significantly together with the increase in the loaded top section length. This can be clearly observed in the chart depicted in Figure 10. In the case of the analysed model and the stiffness of each of the elements modelling the rib pressure (the springs) at a level of $k = 15 \text{ MN/m}$, a frame subjected to an almost single-point load (loaded top section length $L = 200 \text{ mm}$) exhibits a load capacity of $N = 183 \text{ kN}$, whereas when the load is applied over a length of 5.94 m , the load capacity achieves the value of $N = 417 \text{ kN}$.

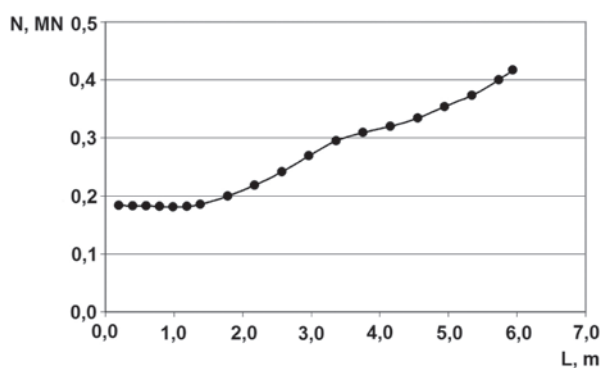


Fig. 10. Frame load capacity N depending on the loaded top section length L for a stiffness $k = 15 \text{ MN/m}$ of the elements modelling the rib pressure

Very interesting conclusions can also be drawn by analysing the influence of the rib pressure element stiffness on the frame load capacity. Assuming that the load is applied over the entire length of the top section, depending on the rib pressure element stiffness the frame load capacity can vary from 72 kN at no rib pressure to 417 kN at a tight, stiff encasement. These variations are presented as a chart in Figure 11. This indicates the need to ensure a tight pressure exerted by the ribs, particularly at the points where the roof borders the ribs.

Additional attention was dedicated to the internal forces and reduced stresses in the arching sections, generated by the maximum load applied to the frame. Table 1 presents the values of these parameters in key locations.

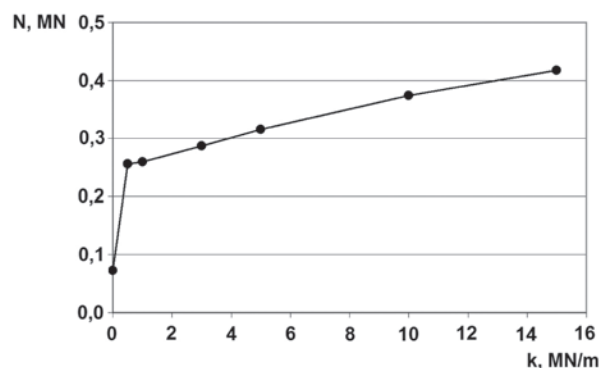


Fig. 11. Frame load capacity N depending on the stiffness k of the elements modelling the rib pressure at a load applied over the entire length of the top section

Table 1

Internal forces and reduced stresses in key frame locations once the load capacity is achieved for a load case applied over the entire length of the top section and for selected rib pressure element stiffnesses (locations with loss of V29 section load capacity in bold)

Place of measurement	Stiffness of elements modelling the rib pressure	Location	Axial force	Shearing force	Bending moment	Reduced stress
	$k \text{ [MN/m]}$		$N \text{ [kN]}$	$T \text{ [kN]}$	$M_g \text{ [kNm]}$	$\sigma_{\text{red}} \text{ [MPa]}$
	0	A	19.3	29.2	10.0	143.8
		B	8.8	6.5	57.7	625.0
	0.5	A	139.7	56.1	50.9	581.7
		B	115.9	15.9	54.3	625.0
	15.0	A	331.9	23.9	47.6	625.0
		B	312.9	16.3	31.4	434.6

As can be seen in the presented compilation, in the event of no rib pressure, the top section experiences failure close to the sliding joint (location B). Great bending moments are generated in this location, whereas the frame operates as if rigid, since there can be no yielding in the overlaps at minor axial force values [19–21]. This situation occurs already at very low loads. On the other hand, at high rib pressure the loss of frame load capacity occurs due to the exceeded strength of the corner element at the location characterised by great curvature. At the same time, the stresses in the top section exhibit significantly lower values, whereas the great axial forces and the low bending moment at the sliding joint enable a yield in the overlaps and the yielding operation of the frame. Additionally, the presented analysis reveals the significance of the corner element in relation to the load capacity of the entire frame. This element must be constructed with precision and using the appropriate materials, particularly given that the bend-

ing of a V section at such a small radius entails a number of requirements concerning the material parameters.

Full scale frame prototypes are tested at the test facility of the Department of Mechanical Devices Testing and Rocks of the Central Mining Institute, depicted in Figure 12. During testing, frames in both rigid and yielding states are subjected to static loads. The purpose of the tests is to determine the actual load-bearing and deformational parameters of a new frame set and to confirm its correct operation. The frame tests were carried out according to standard PN-G-15000-05 [22] in the past, whereas today they are conducted per standard PN-G-15022 [23]. These standards define the applied bearing and loading methods as well as the remaining parameters of the tests. Figure 13 presents a load case for a frame tested at the test facility. Apart from the full frame sets, tests are also conducted for sliding joints, which are responsible for the correct operation of the frames [19–21].

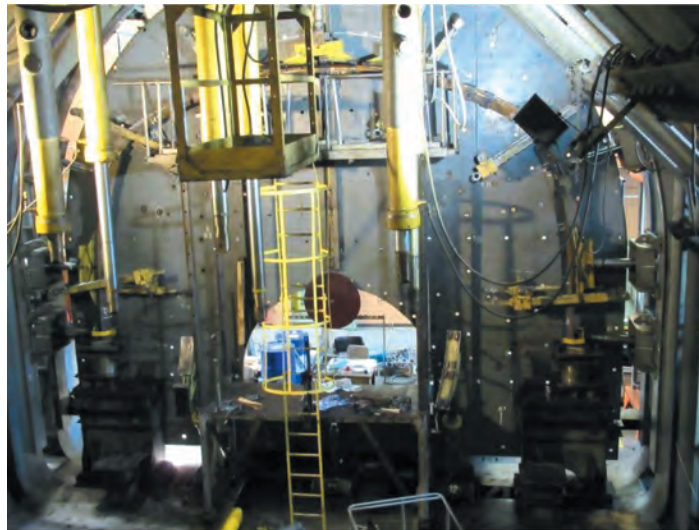


Fig. 12. Test facility with an installed frame during testing

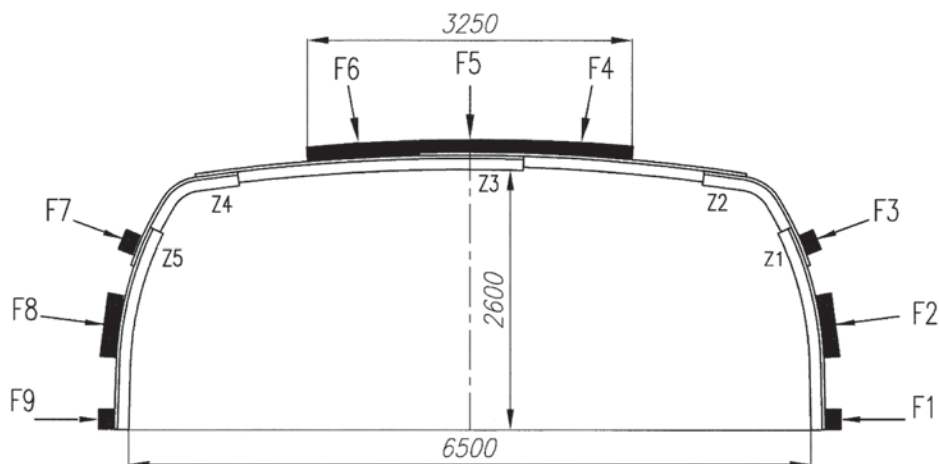


Fig. 13. Load case for an arching-straight frame tested at the test facility F_4, F_5, F_6 – active forces, $F_1, F_2, F_3, F_7, F_8, F_9$ – passive forces

The results obtained from the frame set bench tests enable comparisons with the results of numerical calculations, and the results of tests involving different constructions intended for development drifts as well as standard ŁP support frames. The result analysis also makes it possible to improve the digital frame models (model calibration) and serves as the basis for introducing potential changes in the frame structures. A report from the frame bench tests as well as the operation and maintenance documentation are the basis to grant a manufacturer a certificate for marking the frames with the safety symbol “B” .

4. FRAMES FOR LONGWALL DEVELOPMENT DRIFTS PRODUCED BY HUTA ŁĄBĘDY

One of the first structural solutions dedicated to securing longwall development drifts was the ŁPKO frame series. It was designed based on suggestions included in the 1995 draft catalogue [9] and the mining experience gained during the performance of prepa-

ratory work. The series was systematised and expanded with new variants constructed from all the V-type sections that are commonly employed in mines. The ŁPKO and ŁPKOw support frames are primarily intended for securing the longwall development drifts prepared for the installation of powered support units. The ŁPKO frame design utilises the standard and mass-produced side sections of the three-element ŁP and ŁPP frames (sized 7–10). To ensure a precise fit of the frame geometry to the planned working, it is permitted to modify the frame by shortening the side section from the direction of the straight part and by changing the size of the overlaps. In recent times, the ŁPKO frame series was expanded with the ŁPKOw variant based on the side sections of the three-element ŁPw and ŁPPw frames, which are characterised by a single bend radius of the side and top sections [24–27]. The expanded series encompasses frames with widths of 5400–8485 mm and heights of 3145–5320 mm. Figures 14 and 15 present the ŁPKOw and ŁPKO frame structures, whereas Figure 16 [28] depicts a development drift secured by means of the ŁPKO support.

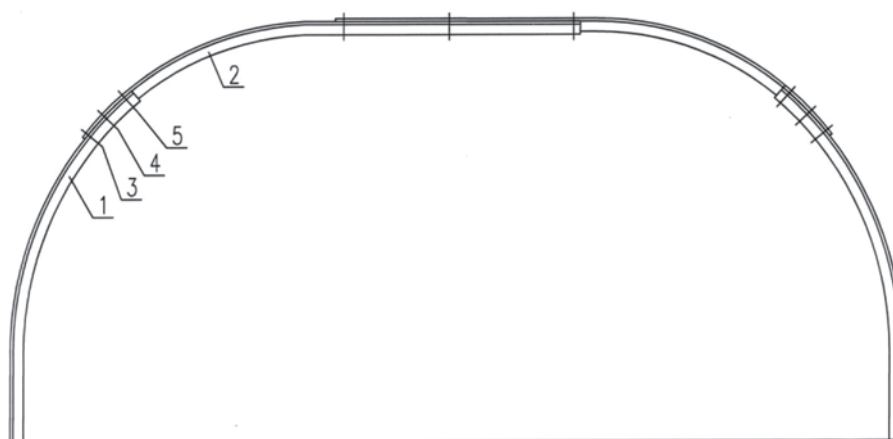


Fig. 14. ŁPKOw frame: 1 – ŁP frame side section, 2 – ŁPP frame side section installed as the top section, 3–5 – shackles

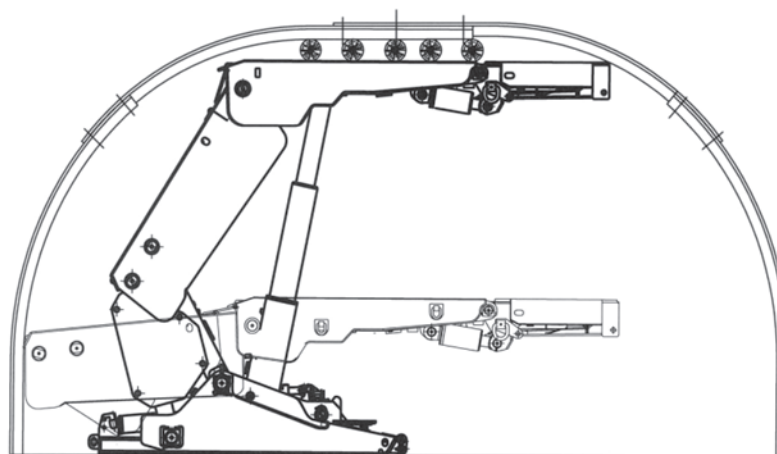


Fig. 15. ŁPKO frame with an installed powered support unit (unit before and after spragging)



Fig. 16. Development drift secured by means of the ŁPKO support

The ŁPro/B frame is a certain modification of the ŁPKO series. One of the ribs is supported by “half” of an ŁPKO frame, whereas the other – by a straight V section supported by a prop. The frame obtained in this way has an arching-rectangular shape [29]. Two types of these frames were designed in 2003 – ŁPro/A and ŁPro/B. The ŁPro/B arching-rectangular frame is intended primarily for securing longwall development drifts and longwall closure drifts, where it finds excellent application during the equipping and development commencement of a longwall, as well as when finishing the extraction of the panel. These frames

can be used in configuration with KaPa frames [30] to effectively secure gallery working junctions [31]. The ŁPro/B frame type is produced in four variants depicted in Figure 17. Variants I and III are versions with two-element top sections, whereas variants II and IV are characterised by single-element top sections. The series encompasses frames with widths of 3120–7900 mm and heights of 3200–5420 mm. The shape of the frames leads to an excellent fitting of the powered support units, as depicted in Figure 18. Meanwhile Figures 19 and 20 present example applications of this support in a working.

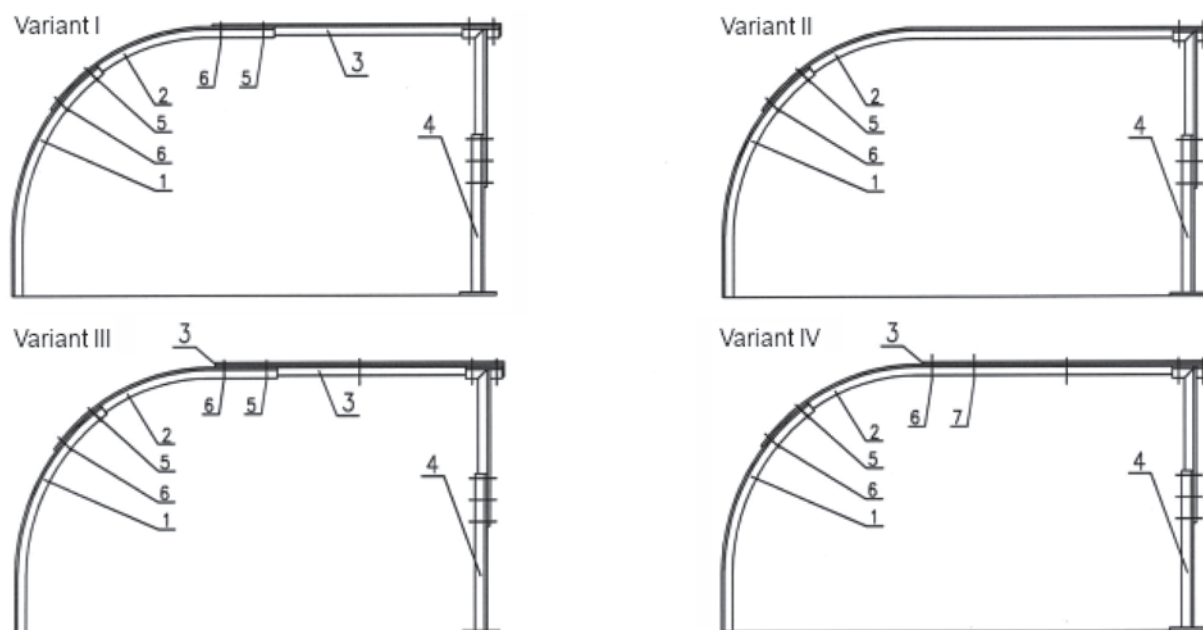


Fig. 17. ŁPro/B frame: 1 – side section, 2 – upper side section, 3 – straight top section, 4 – prop (supporting element), 5–7 – shackles

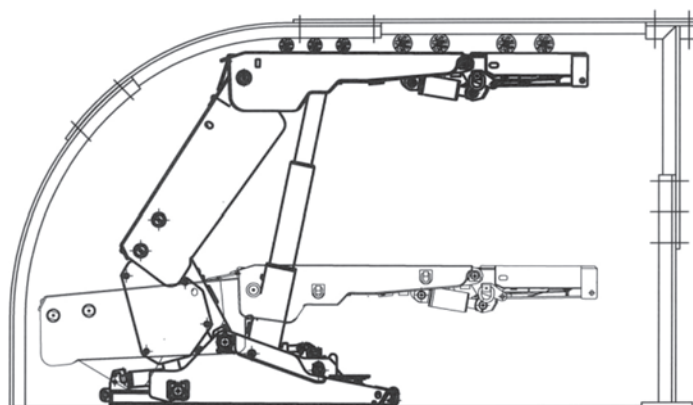


Fig. 18. ŁPro/B frame variant I with an installed powered support unit (unit before and after spragging)



Fig. 19. Development drift secured by means of the ŁPro/B support



Fig. 20. Longwall closure drift secured by means of the ŁPro/B support

The arching-rectangular ŁPro/A frame type depicted in Figures 21 and 22 is a certain variation on the ŁPro/B frame idea. Similarly to the ŁPro/B type, this frame is intended primarily for securing longwall development drifts, longwall closure drifts and gallery working junctions. This frame type was designed

in 2003 for the needs of the LW “Bogdanka” mine. The design is based on the arching elements of the ŁPrP K frame, described in later parts of the article, while its dimensions are 5900–6900 mm in width and 3300–4400 mm in height. Example applications of the ŁPro/A frame are presented in Figures 23 and 24.

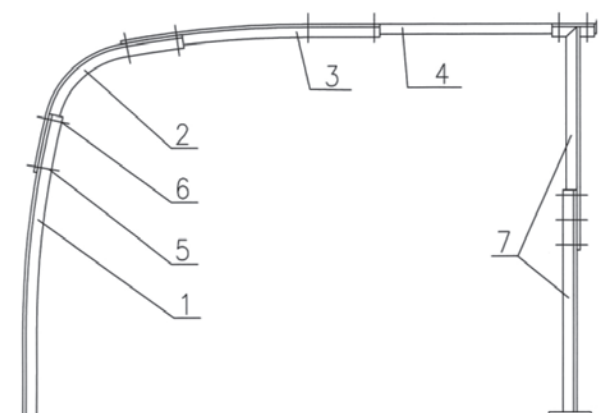


Fig. 21. ŁPro/A frame: 1 – side section, 2 – upper side section, 3 – top section, 4 – straight top section, 5, 6 – shackles, 7 – prop (supporting element)

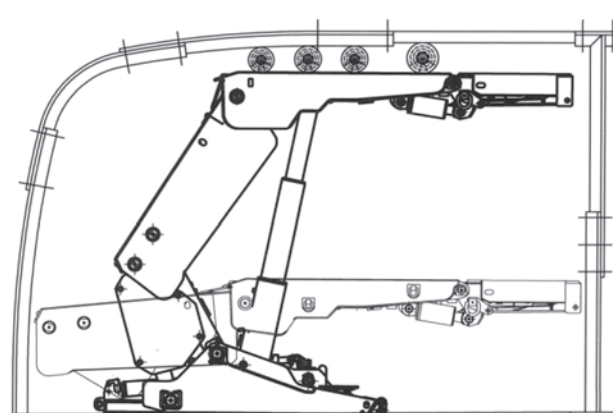


Fig. 22. ŁPro/A frame with an installed powered support unit (unit before and after spragging)



Fig. 23. Development drift secured by means of the ŁPro/A support



Fig. 24. Development drift secured by means of the ŁPro/A support

Observing the operation of support frames with straight top sections and identifying the deficiencies related to them resulted in the design of a new series of flat, arching top sections with low curvature. One of the first such designs was the ŁPS frame – its first version was produced in 1995. It is an arching-straight frame intended for development drift support. The frame design includes two variants: the first, with

a single-element top section, is presented in Figure 25, whereas the second, with a two-element top section, is depicted in Figure 26. Given the coupling of the top section with the side section (short overlap), this frame is a rigid one. No yielding capability significantly limited the application of this frame, therefore the support was eventually replaced by the ŁPrP frame, which remains in use to this day.

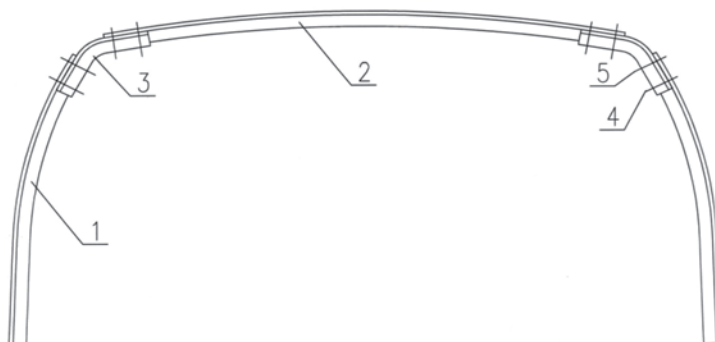


Fig. 25. ŁPS frame with a single-element top section: 1 – side section, 2 – top section, 3 – coupling, 4, 5 – shackles

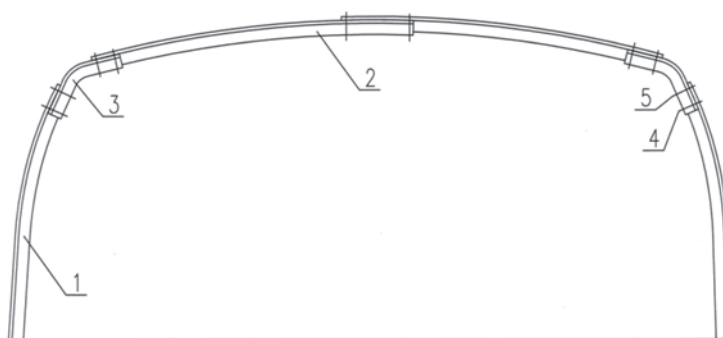


Fig. 26. ŁPS frame with a two-element top section: 1 – side section, 2 – top section, 3 – coupling, 4, 5 – shackles

The previously mentioned arching-straight ŁPrP frame is another series of frames made in accordance with the trend of designs dedicated to development drift support. It was designed in 1997 at the Central

Mining Institute. The yielding arching-straight ŁPrP frames constructed from V sections are primarily intended for securing longwall development drifts as well as other utility gallery workings with increased

lateral dimensions. The flat frame geometry, compared to the standard ŁP frame, limits overburden removal in low deposits, whereas the increased width makes it easier to equip the longwalls. The series includes three frame variants:

- four-element with a width of 4700–7650 mm, height of 2100–3000 mm (Figs. 27 and 28), and a triple-curved top section shaped for coupling with the side sections,
- five-element with a width of 3700–4200 mm and height of 2100–3000 mm (Figs. 29 and 30), a solid top section and corner elements for coupling the top with the side sections,
- six-element with a width of 4700–7650 mm and height of 2100–3000 mm (Figs. 31 and 32), a parted top section and corner elements for coupling the top with the side sections,

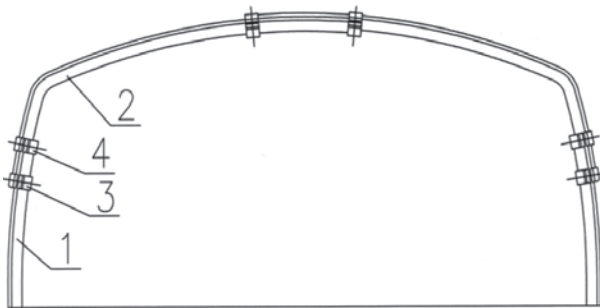


Fig. 27. Four-element ŁPrP frame:
1 – side section, 2 – top section, 3, 4 – shackles

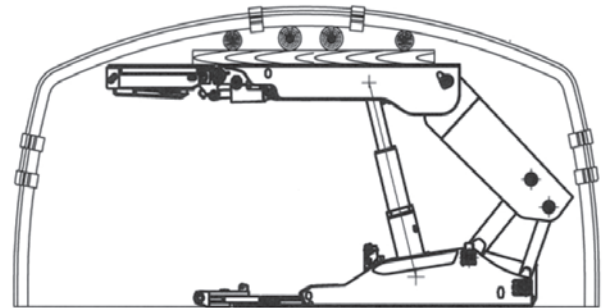


Fig. 28. Four-element ŁPrP frame with an installed
powered support unit

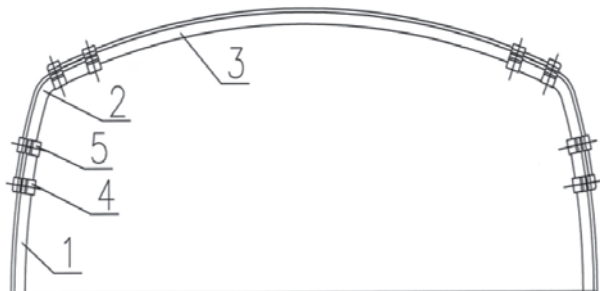


Fig. 29. Five-element ŁPrP frame: 1 – side section I,
2 – side section II, 3 – top section, 4, 5 – shackles

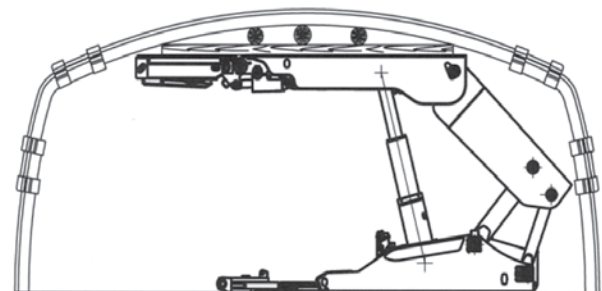


Fig. 30. Five-element ŁPrP frame with an installed
powered support unit

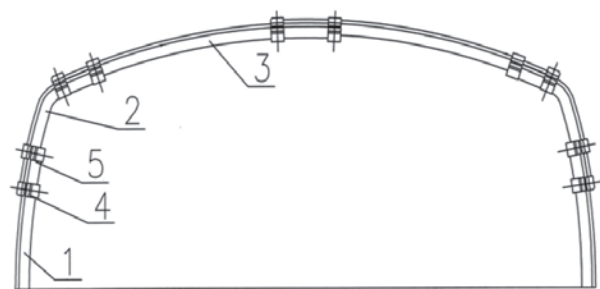


Fig. 31. Six-element ŁPrP frame: 1 – side section I,
2 – side section II, 3 – top section, 4, 5 – shackles

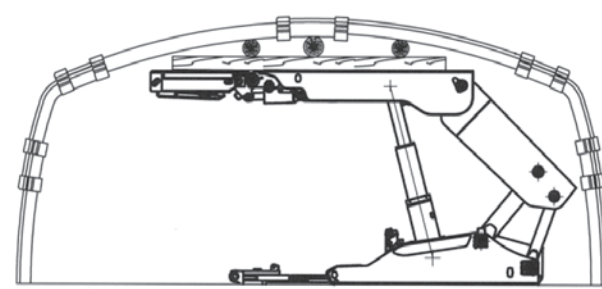


Fig. 32. Six-element ŁPrP frame with an installed
powered support unit

The frames earned the appreciation of mining plant preparatory work departments, as evidenced by the example applications presented in Figures 33 and 34 [10].

In the year 2000, the ŁPrP frame series was expanded with ŁPrP variants constructed from heavy V32 and V36 sections for use in the LW “Bogdanka” mine. The frames were designed in two variants, differing slightly in shape, and their designations referenced the names of their manufacturers at the time – Huta Łabędy Ł and Huta Katowice K. Additional sill pieces were designed as well, installed optionally should it be required. The frames were intended to secure workings with widths of 4800–6400 mm and heights of 3300–4400 mm. Figures 35 and 36 present the ŁPrP Ł frames, whereas Figures 37 and 38 – the ŁPrP K frames. Example applications of the support are depicted in Figures 39 to 44.



Fig. 33. Development drift secured with four-element ŁPrP frames



Fig. 34. Longwall equipment, development drift secured with four-element ŁPrP frames

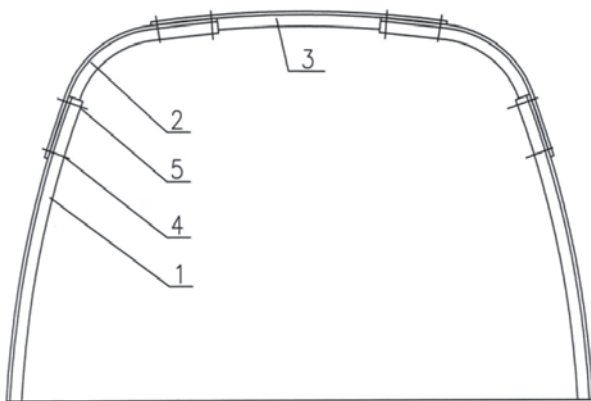


Fig. 35. ŁPrP frame variant Ł: 1 – side section I, 2 – side section II, 3 – top section, 4, 5 – shackles

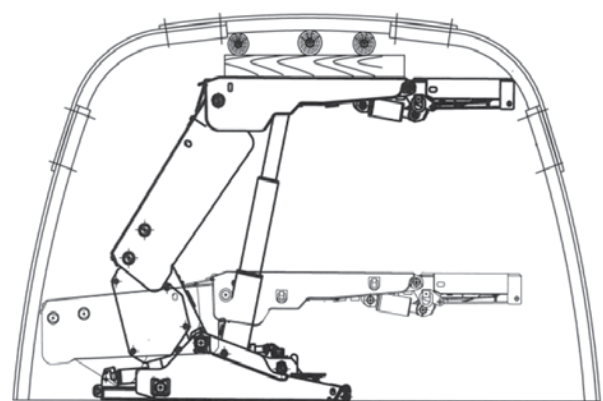


Fig. 36. ŁPrP frame variant Ł with an installed powered support unit (unit before and after spragging)

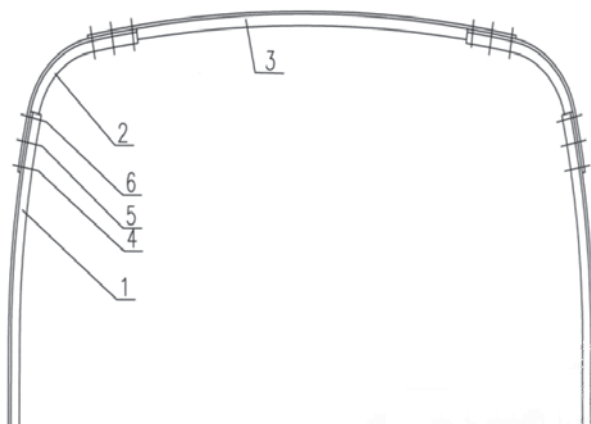


Fig. 37. ŁPrP frame variant K: 1 – side section I, 2 – side section II, 3 – top section, 4–6 – shackles

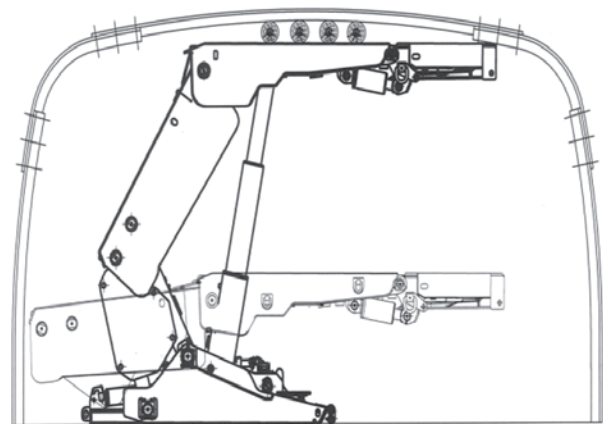


Fig. 38. ŁPrP frame variant K with an installed powered support unit



Fig. 39. Development drift secured by means of the ŁPrP variant Ł support



Fig. 40. Development drift secured by means of the ŁPrP variant K support



Fig. 41. Longwall equipment in a development drift secured by means of the ŁPrP variant K support



Fig. 42. Longwall equipment in a development drift secured by means of the ŁPrP variant K support



Fig. 43. Longwall equipment in a development drift secured by means of the ŁPrP variant K support



Fig. 44. Railway station constructed inside an ŁPrP variant Ł support

The reinforced arching-straight ŁPrw frame depicted in Figures 45 and 46, constructed from V29, V32, V34 and V36 sections, is a certain modification and expansion of the series presented above. The support was designed for securing the development drifts of longwalls developed with hydraulic filling, which makes it

possible to equip the longwall with support units of great sizes. This was the reason why the frame exhibited such a significant size for that time. Initially, the series included frames intended for workings with a maximum width of 7200 mm and height of 5000 mm and was the subject of broad consultations with the first

user – the Wujek mine [32]. The current series underwent significant expansion with bigger frame sizes a few years ago. The high load-bearing parameters of these frames, at a great width and low top section curvature, were achieved by utilising a reinforcing top section constructed from a section intended for the construction of shackle clevises. Figures 47 and 48 [33] present example practical applications of the ŁPrw frame.

At the same time, an attempt was made to combine a rectangular support with a (slightly flat) arching design. The result of this was the creation of the double

arching-rectangular KaPa frame [30–35]. These frames were primarily intended for longwall development drifts characterised by great widths, driven under difficult geological and mining conditions, where top section bolting was impossible due to the low strength of the roof rock. Their structure is a “de facto” combination of the ŁPKO frame with a rectangular frame. The frame structure is presented in Figures 49 and 50. In combination with the ŁPro frames, this frame type also finds excellent application in securing the entries to workings at junctions [31].

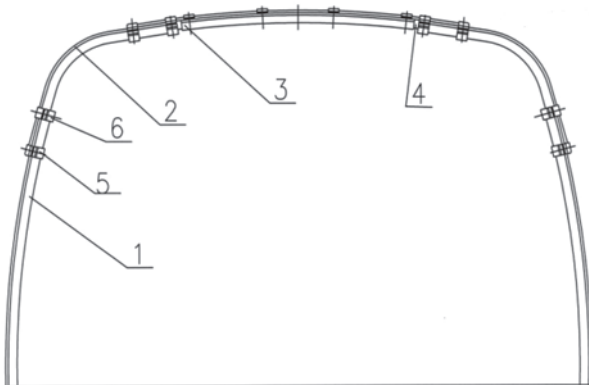


Fig. 45. ŁPrw frame: 1 – side section, 2 – upper side section, 3 – top section, 4 – reinforcing top section, 5, 6 – shackles

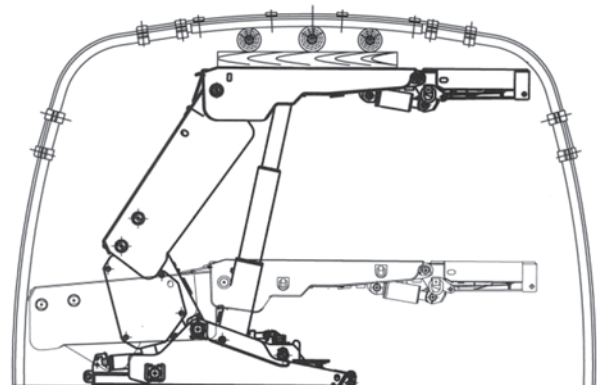


Fig. 46. ŁPrw frame with an installed powered support unit



Fig. 47. Development drift secured by means of the ŁPrw support



Fig. 48. Longwall equipment, development drift secured by means of the ŁPrw support

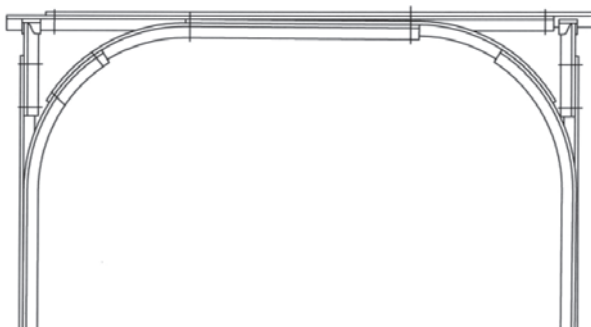


Fig. 49. KaPa frame

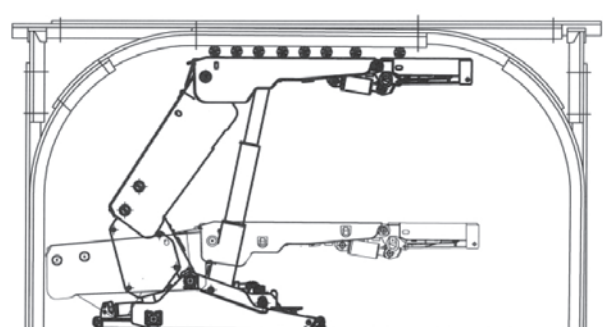


Fig. 50. KaPa frame with an installed powered support unit (unit before and after spragging)

In 2014, a new universal series of yielding arch frames designated ŁPS was designed at the Central Mining Institute [36]. Although their identification refers to the earlier constructions, these frames are completely different from those presented previously. The frames are intended for securing all types of gallery workings in underground mining plants. Their versatility stems from the potential for free configuration using arching sections of 17 sizes. Because of their particular geometry, arching sections of different sizes can be combined, resulting in frames that are varied in both dimensions and shape. Therefore, the scope of application of these frames encompasses more than just development drifts. This made it possible to obtain a universal series of frames with maximum element unification.

The second generation of the ŁPS support frame was designed as a four-element arching frame constructed from V29, V32 and V36 sections. In the basic variant, the frame comprises four identical arching sections of the same size. Each of the sections exhibits two different curvatures, one of which is shared by the entire series. The principle for assembling the arches is the same for the entire series – the sections are cou-

pled with one another at the ends that exhibit identical geometric parameters. The frame structure is presented in Figures 51 and 52 [8], whereas Figures 53 and 54 [37] present the equipping of a longwall. Currently, the basic series (four identical arching sections) encompasses 18 frames, whereas the combined series (two pairs of different-sized sections) makes it possible to obtain 306 additional frame sizes. The nominal size range for the entire series encompasses widths of 5400–8800 mm and heights of 2790–5200 mm. The nominal arching sections make it possible to assemble 324 frames of different sizes, though the number of combinations increases once the possibilities of changing the side section lengths and the overlap arrangements are taken into consideration.

With such a great number of frame variants that can be constructed as part of a single series, it was necessary to develop specialist and accessible software for the computer-assisted design of these frames [38]. The main window of this software is presented in Figure 55.

In 2020, the second generation of the ŁPS frame series was expanded with asymmetrical variants, presented in Figures 56 and 57 [8].

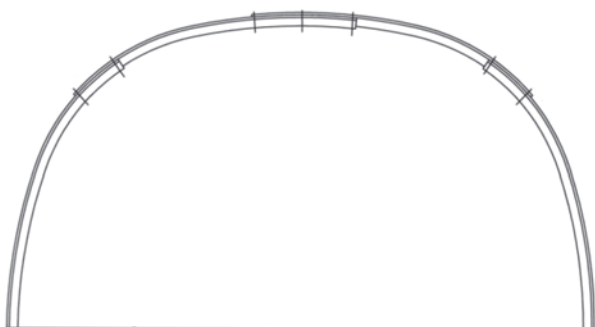


Fig. 51. Universal ŁPS II frame

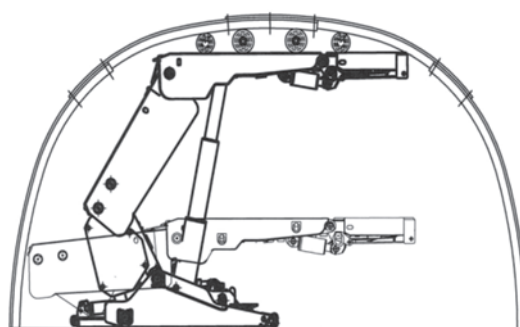


Fig. 52. Universal ŁPS II frame with an installed powered support unit



Fig. 53. Equipping a development drift driven in universal ŁPS II frames



Fig. 54. Equipping a development drift driven in universal ŁPS II frames

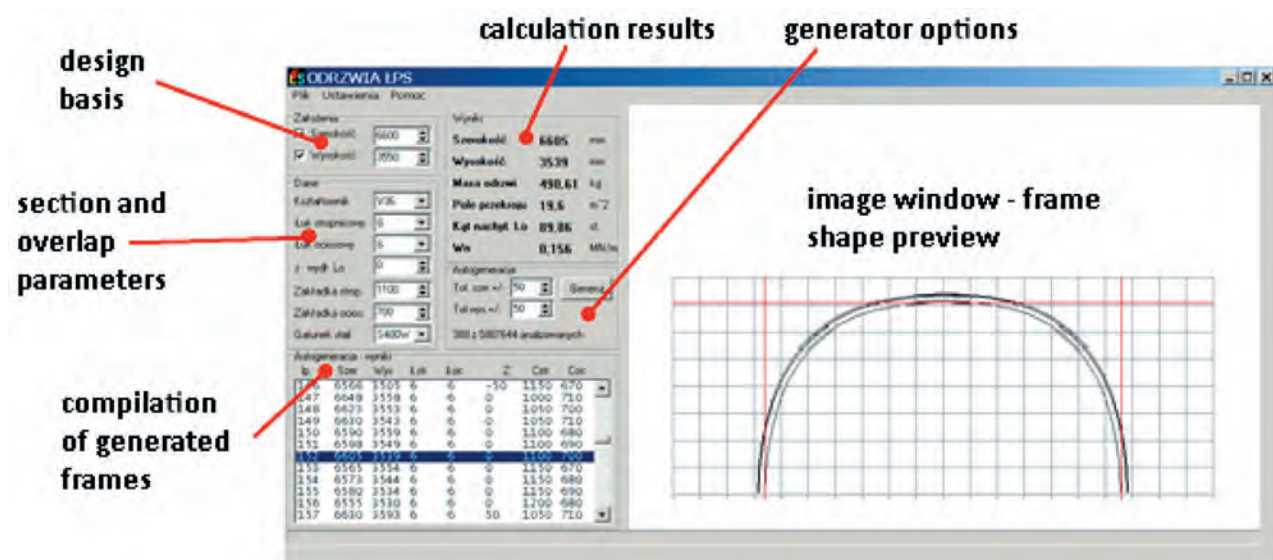


Fig. 55. Main window of the computer-assisted LPS II frame design software [23]

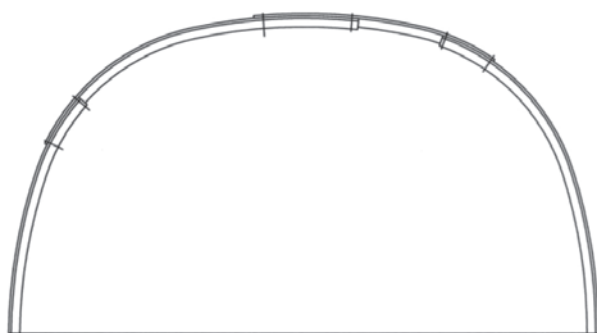


Fig. 56. Universal LPS II frame in the asymmetrical version

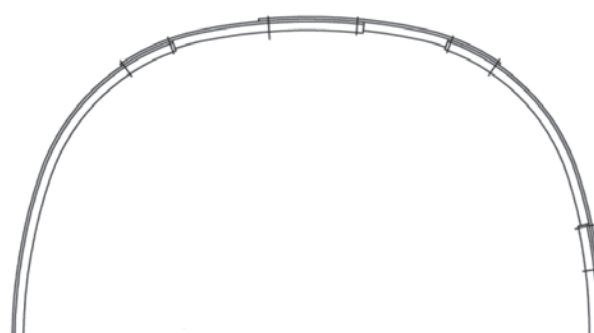


Fig. 57. Universal LPS II frame in the asymmetrical version with a parted side section

5. SUMMARY

Numerous series of frames dedicated to securing longwall development drifts have been designed over the last forty years as a result of the trilateral cooperation of the Central Mining Institute, Huta Łabędy and hard coal mining plants. Many of them also include several structural versions, which offers the users, i.e. the mines, even up to several dozen frame set variants to choose from. The solutions factor in the diversity of the geological and mining conditions found in specific mines as well as the individual circumstances resulting from the employed mining technology and powered support systems.

Such a number of structural solutions makes it possible to select the optimal support for specific conditions – the required dimensions, the expected loads exerted by the rock mass, the longwall height – which translates into the safety and efficiency of the con-

ducted work both when installing and spragging the powered support units and during the subsequent development of the longwall.

The designed solutions are an effect of many years of research and development work as well as data gathering regarding the operation of arch support systems and their interaction with the powered support.

At the same time, the continued development of this support type should be expected, particularly in the context of increasing mining depth, deteriorating geological and mining conditions, and the consequent increase in loads. Furthermore, the increase in the lateral dimensions of both the longwall development drifts and the support systems is very likely, as a result of the growing concentration of output and the increasing dimensions of powered support units and the entire longwall networks. This will most likely involve the increased contribution of rock bolts in

development drift support (mixed arch and bolt support, frame rock bolting), especially due to the necessity of reducing the support assembly costs while retaining a high level of safety [39, 40]. Another direction for the development of these supports, which can be conducted simultaneously, may be their further adaptation to the mining conditions – the longwall height or the type and size of the powered support units – accomplished through the appropriate selection of the arching section lengths and the optimal sliding joint placement. This will increase the efficiency of the powered support unit removal from the drift and the development of the longwall itself.

References

- [1] PN-H-84042:2009: *Stale mikrostopowe na kształtowniki i akcesoria górnicze*.
- [2] ZN/TT/2012/1: *Stal mikrostopowa S550W na kształtowniki i akcesoria górnicze*.
- [3] PN-93-G-15000-02: *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP, z kształtowników typu V, typoszereg A. Wymiary*.
- [4] PN-93-G-15000-03: *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP, z kształtowników typu V, typoszereg A. Łuki*.
- [5] PN-G-15021:2019-05: *Obudowa wyrobisk górniczych. Odrzwia podatne z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP z kształtowników typu V*.
- [6] Rotkegel M.: *Contribution to the problem of frame clear interval determination of rectangular steel support*, "Archives of Mining Sciences" 2001, 46, 3: 267–289.
- [7] Rotkegel M.: *Siły wewnętrzne i reakcje podporowe w elementach obudowy prostokątnej*, "Kwartalnik Prace Naukowe Głównego Instytutu Górniczego" 2009, 1: 51–66.
- [8] Katalog Wyrobów dla Górniczego, Huta Łabędy 2019.
- [9] Katalog obudów rozcięć ścianowych "Projekt" – Komisja ds. Obudów Zmechanizowanych i Kierowania Stropem w Podziemnych Zakładach Górniczych przy Centrum Mechanizacji Górniczego KOMAG, Gliwice 1997.
- [10] Bobek R., Śledź T., Ratajczak A., Mąka B., Głuch P.: *Dowiązanie ze stosowania obudów podporowych i podporowokotwionych w przecinkach ścianowych w kopalni "Knurów-Szczygłowie"* Ruch Knurów, Warsztaty Górnicze 2012 z cyklu "Zagrożenia naturalne w górnictwie".
- [11] Prusek S., Rotkegel M., Bock S.: *Design and control of working support in Polish coal mines based on three-dimensional numerical modeling*, 28th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, USA, 2009.
- [12] Prusek S., Rotkegel M., Tor A.: *Przebieg kompleksowego procesu projektowania nowej konstrukcji obudowy wyrobisk korytarzowych*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2008: 333–351.
- [13] Chmielewski T., Nowak H.: *Mechanika budowli. Metoda przemieszczeń. Metoda Crossa. Metoda elementów skończonych*, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa 1996.
- [14] Rakowski G., Kacprzyk Z.: *Metoda elementów skończonych w mechanice konstrukcji*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 1993.
- [15] Rusiński E.: *Metoda elementów skończonych. System COSMOS/M*, Wydawnictwa Komunikacji i Łączności, Warszawa 1994.
- [16] COSMOS/M – User's Guide, Structural Research & Analysis Corp. Los Angeles, USA 1999.
- [17] PN-H-93441-3:2004: *Kształtowniki stalowe walcowane na gorąco dla górnictwa. Kształtowniki typu V. Wymiary*.
- [18] PN-H-93441-1:2013-12: *Kształtowniki stalowe walcowane na gorąco dla górnictwa. Ogólne wymagania i badania*.
- [19] Brodny J.: *Determining the working characteristic of a friction joint in a yielding support*, "Archives of Mining Sciences" 2010, 55, 4: 733–746.
- [20] Brodny J.: *Tests of Friction Joints in Mining Yielding Supports Under Dynamic Load*, "Archives of Mining Sciences" 2011, 56, 2: 303–318.
- [21] Pytlik A.: *Experimental studies of static and dynamic steel arch support load capacity and sliding joint temperature parameters during yielding*, "Archives of Mining Sciences" 2020, 65, 3: 469–491.
- [22] PN-G-15000-05:1992: *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe otwarte. Badania stanowiskowe*.
- [23] PN-G-15022:2018: *Obudowa wyrobisk górniczych. Odrzwia podatne z kształtowników korytkowych. Wymagania wytrzymałościowe i badania*.
- [24] Rotkegel M., Prusek S., Grodzicki M.: *Odrzwia obudowy chodnikowej ze stali nowej generacji. Nowa konstrukcja odrzwia i wyniki przeprowadzonych badań*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2012.
- [25] Kuziak R., Żak A., Woźniak D., Rotkegel M., Grodzicki M., Nawrot J.: *Odrzwia obudowy chodnikowej ze stali II generacji*, "Prace Instytutu Metalurgii Żelaza" 2012, 4: 4–17.
- [26] Rotkegel M., Prusek S., Kuziak R., Grodzicki M.: *Obudowa ŁPw ze stali o podwyższonych parametrach mechanicznych II generacji*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2013.
- [27] Rotkegel M.: *Odrzwia obudowy ŁPw – projektowanie i wyniki badań*, "Journal of Sustainable Mining" 2013, 1, 12: 34–40.
- [28] Bobek R., Śledź T., Ratajczak A. i Głuch P.: *Porównanie obudowy ŁPKO i ŁPSp w rozcięciu ściany wydobywczej w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych w kopalni Knurów-Szczygłowie*, "Budownictwo Górnicze i Tunelowe" 2013, 4: 1–9.
- [29] Rotkegel M.: *The conditions for proper operation of the arch-rectangular support*, "Archives of Mining Science" 2019, 64, 1: 213–222.
- [30] Skrzyński K., Rotkegel M.: *Obudowa podwójna dla rozcięć ścianowych wykonywanych w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych*, Prace Naukowe GIG, Seria "Konferencje", Nr 31, Katowice 1999.
- [31] Rotkegel M., Bock S., Witek M., Adamiec P.: *Sposób zabezpieczenia połączenia wyrobisk korytarzowych w warunkach strefy uskokowej*, in: *Nowe spojrzenie na wybrane zagrożenia naturalne w kopalniach*, red. S. Prusek, J. Cygankiewicz, GIG, Katowice 2012: 5–14.
- [32] Kowalski E., Rotkegel M., Kościerzyński Z., Wójcik D.: *Obudowa łukowo-prosta przeznaczona głównie do zabezpieczenia rozcięć ścian z podsadzką hydrauliczną*, "Przegląd Górniczy" 2003, 2: 13–18.
- [33] Moszko M.: *Stosowanie obudów specjalnych do wykonywania rozcięć ścianowych w kopalni "Ziemowit"*, Konferencja Techniczno-Naukowa Huty Łabędy, 2009 [unpublished].
- [34] Skrzyński K., Rotkegel M.: *Obudowa kombinowana prostolukowa jako skuteczne zabezpieczenie rozcięć ścianowych*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków – Szczyrk 2000.

- [35] Kowalski E., Rotkegel M., Rułka K., Skrzyński K.: *Obudowy odrzwiowe proste i łukowo-proste*, in: *Stalowe obudowy odrzwiowe. Nowe rozwiązania konstrukcyjne i metody projektowania*, red. K. Rułka, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2006.
- [36] Rotkegel M.: *Nowy typ szeregu odrzwi łukowo-prostych*, "Wiadomości Górnicze" 2016, 11: 604–611.
- [37] Łaskawiec Ł., Siudyła W., Caban P.: *Efekty techniczno-ekonomiczne z zastosowania uniwersalnych odrzwi ŁPS w warunkach KWK "Bobrek-Piekary"*, "Budownictwo Górnicze i Tunnelowe" 2018, 1: 28–34.
- [38] Rotkegel M.: *Program komputerowy wspomagający dobór obudowy typu ŁPS*, "Wiadomości Górnicze" 2017, 1: 8–12.
- [39] Pytlik A.: *Comparative bench testing of steel arch support systems with and without rock bolt reinforcements*, "Archives of Mining Sciences" 2019, 64, 4: 747–764.
- [40] Pytlik A.: *Tests of steel arch and rock bolt support resistance to static and dynamic loading induced by suspended monorail transportation*, "Studia Geotechnica et Mechanica" 2019, 41, 2: 81–92.

PIOTR CABAN, Eng.
Huta Łabędy S.A.
ul. Anny Jagiellonki 45, 44-109 Gliwice, Poland
pcaban@hutałab.com.pl

KAZIMIERZ STOIŃSKI, prof.
MAREK ROTKEGEL, prof.
SYLWESTER RAJWA, Ph.D., Eng.
ADAM GNATOWSKI
KRZYSZTOF PACZEŃSKIOWSKI, Ph.D., Eng.
Główny Instytut Górnictwa (The Central Mining Institute)
pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice, Poland
{k.stoinski; mrotkegel; srajwa; agnatowski;
kpaczesniowski}@gig.eu

PIOTR CABAN
KAZIMIERZ STOIŃSKI
MAREK ROTKEGEL
SYLWESTER RAJWA
ADAM GNATOWSKI
KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI

Rzówj konstrukcji stalowych odrzwi do rozciniek ścianowych

Artykuł przedstawia rozwój konstrukcji obudów stalowych dla górnictwa, produkowanych przez Hutę Łabędy S.A. z przeznaczeniem do zabezpieczania wyrobisk korytarzowych, a szczególnie rozciniek ścianowych. Na przestrzeni ostatnich dekad obudowa rozciniek rozruchowych ewoluowała między innymi pod względem kształtu. Stosowane początkowo odrzwia prostokątne i typowe odrzwia ŁP z poszerzeniami zostały zastąpione przez odrzwia spłaszczane na bazie łuków ŁP (ŁPKO), a następnie przez specjalne odrzwia dostosowane kształtem do sekcji obudowy zmechanizowanej. Uzyskano w ten sposób obrz odrzwi pośredni, będący kompromisem pomiędzy prostokątnym (korzystnym z uwagi na zbrojenie i uruchomienie ściany), a łukowym (korzystnym z uwagi na wysokie parametry podpornościowe).

Słowa kluczowe: odrzwia, obudowa chodnikowa, rozcinka ścianowa

1. WSTĘP

W początkowym okresie działalności górniczych przedsiębiorstw wydobywających węgiel metodami podziemnymi stosowana technika była w niewielkim stopniu zmechanizowana. Eksploatowane były pokłady płytko zalegające od 200 m do 350 m. Wraz z postępem technicznym sięgano po coraz głębiej zalegające złoża, których efektywna eksploatacja wymagała zastosowania zawansowanej technologii i techniki, między innymi urabiania kombajnów ścianowych. Stosowana eksploatacja metodą ścianową wymaga wykonania określonego układu chodników przygotowawczych, między innymi tzw. rozciniek ścianowych, zwanych też rozruchowymi. Jest to specyficzna grupa krótkotrwałych wielkogabarytowych wyrobisk korytarzowych, charakteryzujących się znaczną szerokością i wysokością dostosowaną do pokładu przeznaczonego do eksploatacji. Rozcinki ścianowe drążone są w celu zainstalowania zmechanizowanej obudowy ścianowej

i niezbędnych urządzeń towarzyszących, umożliwiających rozruch ściany i eksploatację pokładu węgla. W polskich kopalniach węgla kamiennego w ostatnim czasie drąży się około 60–70 rozciniek ścianowych rocznie. Z uwzględnieniem średniej długości ściany daje to około 13 km wyrobisk, co przy założeniu rozstawu 0,75 m wymaga zastosowania odrzwi o wadze blisko 8 tysięcy ton. Zatem w skali globalnej stanowi to sporą ilość obudowy.

Celem artykułu jest przedstawienie całego spektrum konstrukcji odrzwi produkowanych przez ostatnie 30 lat w Hucie Łabędy, przeznaczonych do zabezpieczania rozciniek rozruchowych ścian. Przedstawione rozwiązania konstrukcyjne odrzwi pozwalają na zabezpieczenie rozciniek rozruchowych z uwzględnieniem gabarytów wszystkich stosowanych w kopalniach węgla kamiennego obudów zmechanizowanych. Zaprezentowane konstrukcje zostały opracowane w Głównym Instytucie Górnictwa we współpracy z Hutą Łabędy i kopalniami węgla kamiennego, wśród których można

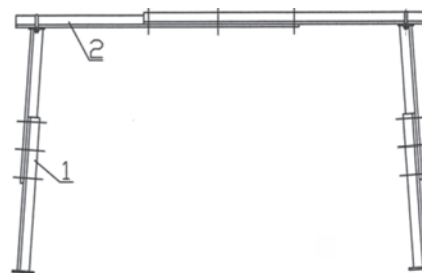
wyróżnić KWK Ziemowit, KWK Wesola, LW Bogdanka, KWK Bobrek, KWK Wujek, KWK Pniówek, KWK Zofiówka oraz nieistniejące już kopalnie Katowice i Kleofas. Kopalnie wniosły duży wkład w zakresie weryfikacji odrzwi obudów i ich walorów użytkowych, co było podstawą do pewnych korekt i doprecyzowania szczegółów konstrukcyjnych w Głównym Instytucie Górnictwa. Taka współpraca tych trzech środowisk w ramach wdrażania nowych rozwiązań odrzwi pozwala połączyć ze sobą doświadczenie GIG w projektowaniu i badaniach z szerokimi możliwościami produkcyjnymi Huty Łabędy przy uwzględnieniu potrzeb i spostrzeżeń użytkowników – Kopalń. Huta Łabędy produkuje prezentowane konstrukcje z nowoczesnych stali 25G2Ti, S480W [1] i S550W [2], dzięki czemu charakteryzują się one wysokimi mechanicznymi parametrami wytrzymałościowymi i podwyższoną odpornością korozyjną.

2. GENEZA ODRZWI OBUDÓW ROZCINEK ŚCIANOWYCH

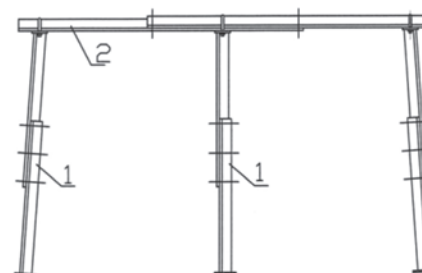
W początkowym okresie eksploatacji pokładów węgla metodą ścianową z wykorzystaniem kombajnów ścianowych do wykonywania obudów przecinek ścianowych były stosowane odrzwia łukowe podatne typu ŁP [3–5].

Wadą tych rozwiązań była konieczność wypełniania drewnem znacznej przestrzeni stropowej między stropnicą obudowy zmechanizowanej a łukami stropnicowymi obudowy podporowej w celu zapewnienia odpowiedniego rozparcia obudowy zmechanizowanej na etapie zbrojenia ściany i jej rozruchu. W celu zmniejszenia przestrzeni wykładki zaczęto stosować odrzwia ŁP o skróconych łukach ociosowych, co zmniejszało ilość stosowanego drewna do kasztowania, zmniejszając tym samym czas i koszty zbrojenia ściany.

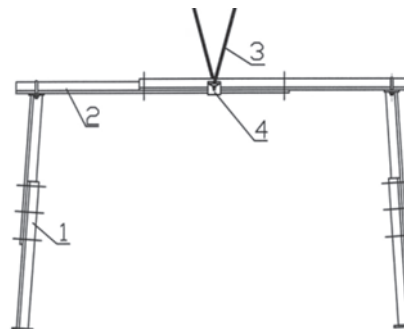
Alternatywą dla tych rozwiązań były odrzwia prostokątne, w których dzięki prostej stropnicy ułatwione było rozparcie sekcji obudowy zmechanizowanej. Jednak niewielka nośność takiej obudowy ograniczała zakres jej stosowania [6, 7]. Konieczne okazało się wzmocnienie płaskiej stropnicy. Jednym z takich rozwiązań jest obudowa o kształcie trapezowym, oznaczona symbolami OPP, której warianty wykonania przedstawiono na rysunkach 1–3 [8]. W zależności od warunków stropowych założono podparcie stropnicy stojakiem pośrednim lub jej przykotwienie.



Rys. 1. Odrzwia OPP wariant 1:
1 – stojak (element wsporczy), 2 – stropnica prosta



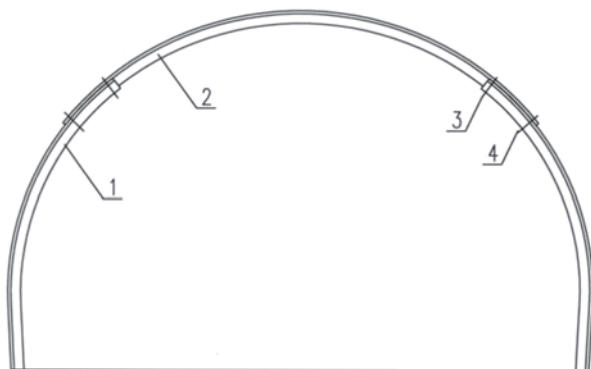
Rys. 2. Odrzwia OPP wariant 2:
1 – stojak (element wsporczy), 2 – stropnica prosta



Rys. 3. Odrzwia OPP wariant 3:
1 – stojak (element wsporczy), 2 – stropnica prosta,
3 – kotwa, 4 – podkładka

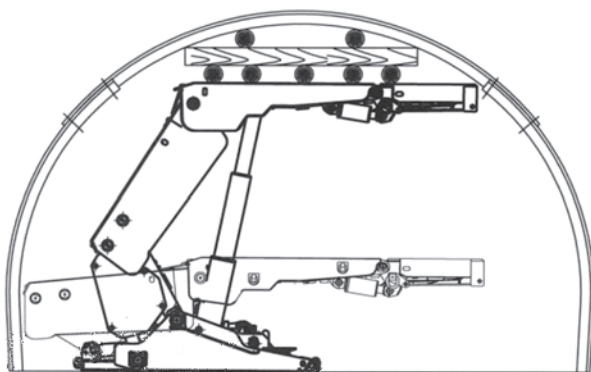
W związku z dążeniem do optymalizacji geometrii odrzwi przeznaczonych do zabezpieczania rozcinek ścianowych w 1995 roku powstał projekt katalogu obudów [9], zawierający propozycję typoszeregów odrzwi na potrzeby zabezpieczania rozcinek ścianowych. Typoszeregi odrzwi zawarte w katalogu uwzględniały parametry wówczas powszechnie stosowanych sekcji obudów zmechanizowanych. Przyjęto zasadę, że długość manewrowa sekcji (wielkość przekątnej sekcji w pozycji manewrowej powiększona o 5%) stanowić będzie podstawowe kryterium, określające możliwości wprowadzania danego typu obudowy zmechanizowanej do określonej obudowy rozcinki ścianowej. Przyjęcie tej zasady w doborze odrzwi obudowy rozcinki ścianowej zapewniało możliwość manewrowania wprowadzaną sekcją obudowy zmechanizowanej w pozycji transportowej. Głównymi konstrukcjami zawartymi w ww. katalogu, które zy-

skały aprobatę kopalń i były powszechnie stosowane w praktyce to typoszereg trzelementowych odrzwi (kojarzonych) ŁPK, przedstawionych na rysunkach 4 i 5 [9] oraz czterelementowych odrzwi (kombinowanych) ŁPKO. Odrzwia ŁPK konfigurowane były z różnych wielkości łuków stropnicowych i ociosowych odrzwi ŁP trzelementowych o wielkościach od 5 do 10 [9]. Rysunki 6 i 7 [10] przedstawiają obudowę przecinki zabezpieczoną obudową ŁPK oraz zbrojenie ściany. Natomiast typoszereg ŁPKO, konfigurowany był z dwóch par różnej wielkości łuków ociosowych odrzwi ŁP trzelementowych o wielkościach 4 do 8.



Rys. 4. Odrzwia ŁPK (kojarzone):

1 – łuk ociosowy, 2 – łuk stropnicowy, 3, 4 – strzemiona



Rys. 5. Odrzwia kojarzone ŁPK z zabudowaną sekcją (widok sekcji przed i po rozparciu)



Rys. 6. Rozcinka wykonana w odrzwiach kojarzonych ŁPK ze skróconymi łukami ociosowymi



Rys. 7. Zbrojenie ściany, rozcinka wykonana w odrzwiach kojarzonych ŁPK

Doświadczenia uzyskane w trakcie drążenia rozciniek ścianowych, a później zbrojenia i rozruchu ściany spowodowały intensywny rozwój konstrukcji w kierunku odrzwi specjalnych, przeznaczonych głównie do zabezpieczania takich wyrobisk.

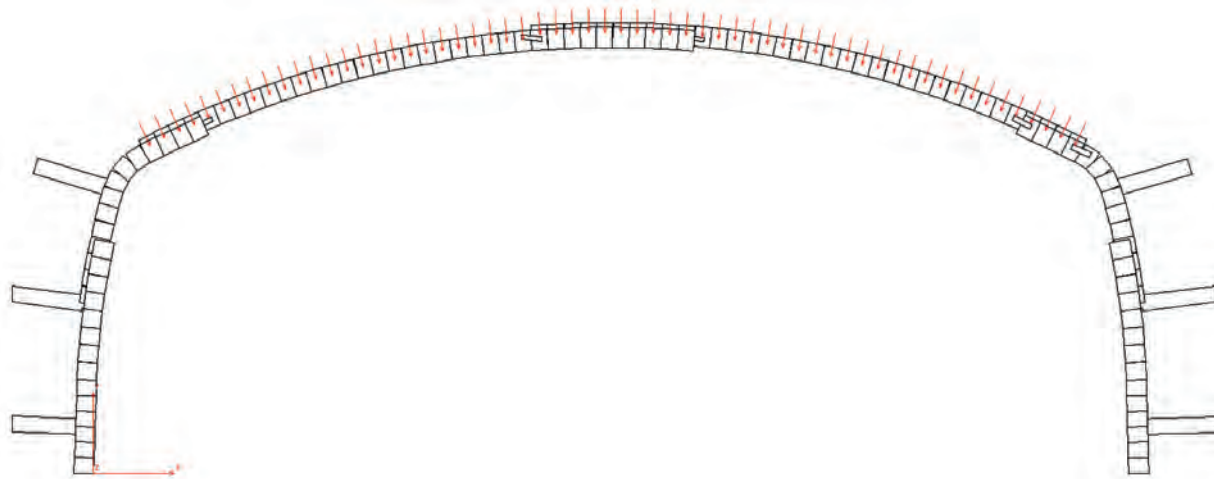
3. PRACE I BADANIA NAD ROZWOJEM KONSTRUKCJI ODRZWI

Prace nad nowymi rozwiązaniami konstrukcyjnymi odrzwi do zabezpieczania rozciniek rozruchowych ścian wynikały głównie z obserwacji pracy i funkcjonalności już stosowanych odrzwi. Obserwacje te obejmowały cały cykl trwania wyrobiska – od drążenia, przez zbrojenie ściany, aż po jej rozruch. Stwierdzone liczne mankamenty zarówno typowych obudów ŁP, kojarzonych ŁPK, jak i prostokątnych skłoniły kopalnie, producentów obudów i projektantów do poszukiwania rozwiązań poprawiających funkcjonalność obudowy. W wyniku tych działań powstały liczne rozwiązania konstrukcji odrzwi, stanowiące kompromis pomiędzy obudową łukową ŁP (o wysokich parametrach podpornościowych, ale niekorzystnym obrysie przy rozpieraniu sekcji i rozruchu ściany) i obudową prostokątną (o niskich parametrach podpornościowych, ale bardziej funkcjonalną z uwagi na zbrojenie i rozruch ściany). Prace badawczo-rozwojowe prowadzone były w Zakładzie Technologii Eksploatacji, Tępań i Obudów Górniczych oraz w Zakładzie Badań Urządzeń Mechanicznych i Skał Głównego Instytutu Górnictwa w Katowicach. Zakres prac obejmował zaprojektowanie konstrukcji odrzwi na podstawie wymagań odbiorców oraz badania laboratoryjne i modelowe, a także uzyskanie stosownego certyfikatu.

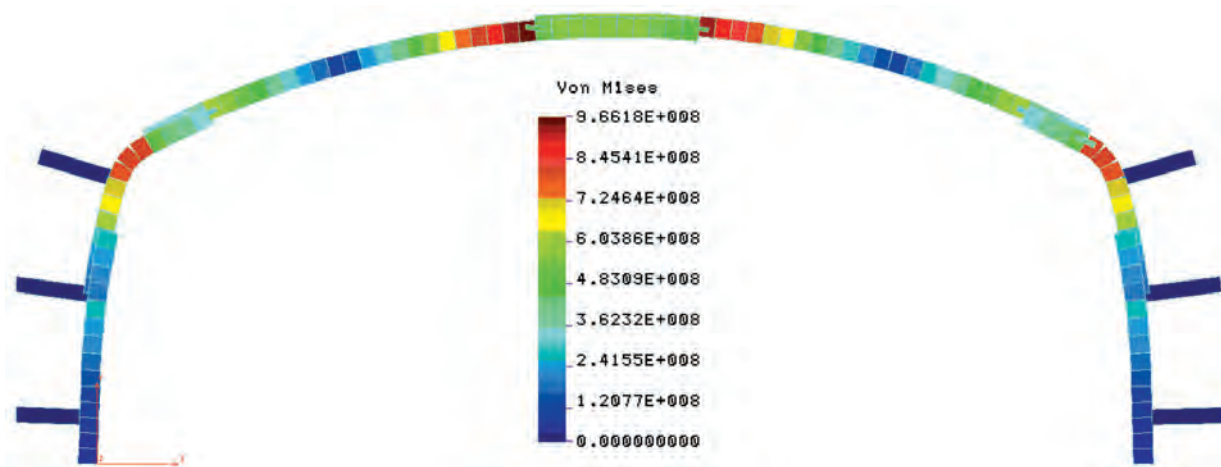
Kluczowym etapem prac projektowych są wspomniane wcześniej badania modelowe. W połączeniu

z badaniami stanowiskowymi i ich wynikami pozwalają na kalibrowanie modeli numerycznych w celu określenia parametrów podpornościowych całego typoszeręgu odrzwi [11, 12]. Wyniki analiz numerycznych są szczególnie istotne w przypadku projektowania i optymalizacji odrzwi o geometrii odbiegającej od typowych odrzwi ŁP, jak to ma miejsce przy odrzwiach łukowo-prostych, spłaszczonych. Analizy takie przeprowadza się metodą elementów skończonych [13, 14], np. za pomocą programu COSMOS/M [15, 16]. W pierwszym etapie buduje się model geometryczny odrzwi, uwzględniający ich gabaryty i parametry przekrojowe. W następnej kolejności nadaje się odpowiednie parametry materiałowe. Kluczowym zagadnieniem, zwłaszcza przy modelowaniu odrzwi łukowo-prostych, jest zdefiniowanie schematu podparcia i obciążenia odrzwi. Jak istotne są to czynniki, można przekonać się, analizując wyniki symulacji pracy odrzwi

łukowo-prostych ŁPrP. Dla zobrazowania tego zagadnienia przeprowadzono analizę wytrzymałościową sześcieelementowych odrzwi ŁPrP w rozmiarze 28 o szerokości nominalnej 6200 mm i wysokości 2600 mm, wykonanych z kształtownika V29 [17] walcowanego ze stali 25G2 lub 34GJ (wg PN-H-93441-1 [18]). W celu przeprowadzenia tych analiz zbudowano model odrzwi składający się z 126 elementów belkowych (BEAM) modelujących łuki, 10 elementów belkowych modelujących strzemiona oraz z 6 elementów sprężystych (SPRING) modelujących odpór ociosów o określonej sztywności. Kompletny model przedstawiono na rysunku 8. W wyniku przeprowadzonych symulacji uzyskano zdeformowane postacie odrzwi, wartości reakcji podporowych, rozkłady sił wewnętrznych oraz barwne mapy naprężeń zredukowanych. Przykładowy rozkład naprężeń zredukowanych przedstawiono na rysunku 9.

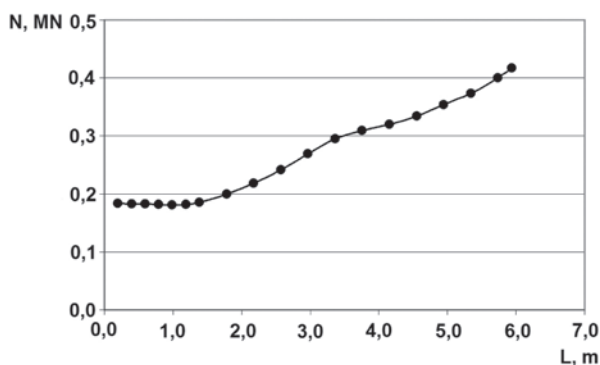


Rys. 8. Model odrzwi ŁPrP/6/B/28 (6200 mm × 2600 mm)



Rys. 9. Rozkład naprężeń zredukowanych w odrzwiach ŁPrP (naprężenia w Pa, skala deformacji 1x, sztywność odporu $k = 1 \text{ MN/m}$, długość obciążonego odcinka stropnicy 2,18 m)

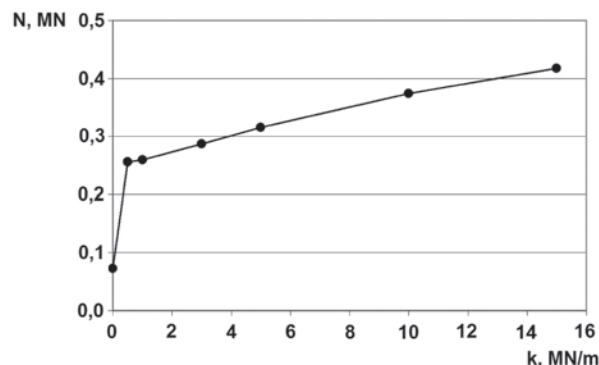
W trakcie badań analizowano wpływ sposobu obciążenia odrzwi (długości obciążonego odcinka stropnicy) na ich nośność oraz wpływ sztywności odporu ociosów na nośność odrzwi. Uwzględniono przy tym wytrzymałość kształtownika V29 wykonanego ze stali wg PN-H-93441-1 [18]. Z analiz wynika, że wraz z wydłużeniem odcinka stropnicy poddanego działaniu obciążenia wyraźnie wzrasta nośność odrzwi. Widać to na wykresie przedstawionym na rysunku 10. W przypadku analizowanego modelu i sztywności każdego z elementów modelujących odpór ociosu (tzw. wahaczy) na poziomie $k = 15 \text{ MN/m}$ odrzwia poddane obciążeniu prawie punktowemu (obciążony odcinek stropnicy $L = 200 \text{ mm}$) charakteryzują się nośnością $N = 183 \text{ kN}$, natomiast gdy obciążenie działa na stropnicę na odcinku $5,94 \text{ m}$, nośność osiąga wartość $N = 417 \text{ kN}$.



Rys. 10. Nośność odrzwi N w zależności od długości obciążonego odcinka stropnicy L dla sztywności elementów modelujących odpór ociosów $k = 15 \text{ MN/m}$

Bardzo interesujące wnioski można także wyciągnąć z analizy wpływu sztywności odporu na nośność odrzwi. Przy założeniu, że obciążenie działa na całej długości stropnicy w zależności od sztywności odporu nośność odrzwi może zmieniać się w zakresie od 72 kN przy braku odporu ociosów do 417 kN przy szczelnej, sztywnej wykładce. Zmiany te przedstawia wykres na rysunku 11. Wynika z tego konieczność zapewnienia sztywnego odporu ze strony ociosów, zwłaszcza w narożu, na granicy stropu i ociosów.

Dodatkowo zwrócono uwagę na siły wewnętrzne i naprężenia zredukowane w łukach wywołane maksymalnym obciążeniem przenoszonym przez odrzwia. W tabeli 1 przedstawiono odczyty tych wielkości w charakterystycznych miejscach.



Rys. 11. Nośność odrzwi N w zależności od sztywności k elementów modelujących odpór ociosów przy obciążeniu działającym na całej długości stropnicy

Tabela 1

Siły wewnętrzne i naprężenia zredukowane w charakterystycznych miejscach odrzwi w chwili osiągnięcia ich nośności dla przypadku obciążenia działającego na całej długości stropnicy i wybranych sztywności odporu ociosów (przekroje, w których następuje utrata nośności kształtownika pogrubiono)

Miejsce odczytu	Sztywność elementów modelujących odpór ociosów	Przekrój	Siła osiowa	Siła tnąca	Moment zginający	Naprężenia zredukowane
	$k \text{ [MN/m]}$		$N \text{ [kN]}$	$T \text{ [kN]}$	$M_g \text{ [kNm]}$	$\sigma_{red} \text{ [MPa]}$
	0	A	19,3	29,2	10,0	143,8
		B	8,8	6,5	57,7	625,0
	0,5	A	139,7	56,1	50,9	581,7
		B	115,9	15,9	54,3	625,0
	15,0	A	331,9	23,9	47,6	625,0
		B	312,9	16,3	31,4	434,6

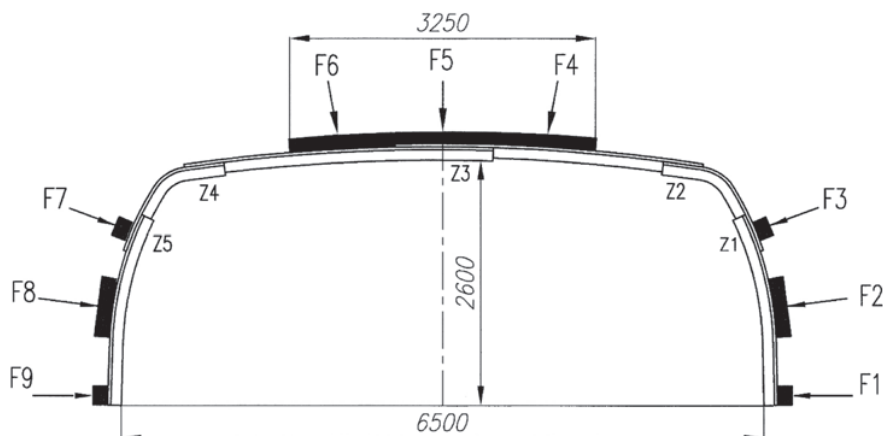
Jak wynika z przedstawionego zestawienia w przypadku braku odporu ociosów, uszkodzeniom ulega stropnica tuż przy złączu ciernym (przekrój B). Powstają w tym miejscu momenty zginające o dużych wartościach, a odrzwi pracują jak sztywne, ponieważ przy niewielkich wartościach sił osiowych nie mogą wystąpić zsuwy w zakładkach [19–21]. Sytuacja ta ma miejsce już przy niewielkich wartościach obciążenia. Natomiast przy sztywnym odporze ociosów utrata nośności odrzwi następuje przez przekroczenie wytrzymałości elementu narożnego w miejscu o dużej krzywiznie (tzw. hokejki). Jednocześnie w stropnicy naprężenia mają wyraźnie niższe wartości, a duże siły osiowe i niewielki moment zginający tuż przy złączu ciernym umożliwiają zsuw w zakładkach i pracę odrzwi jako podatne. Dodatkowo przedstawiona analiza wskazuje na znaczenie elementu narożnego w nośności całych odrzwi. Element ten musi być wykonany dokładnie i z odpowiednich materiałów, tym bardziej że proces gięcia kształtownika V na tak mały

promień stawia szereg wymagań co do parametrów materiałowych.

Prototypy odrzwi w skali naturalnej są badane w stanowisku badawczym w Zakładzie Badań Urządzeń Mechanicznych i Skał Głównego Instytutu Górnictwa, przedstawionym na rysunku 12. W trakcie badań odrzwia w stanie usztywnionym i podatnym zostają poddane obciążeniom statycznym. Celem tych badań jest wyznaczenie rzeczywistych parametrów nośnościowo-deformacyjnych nowej konstrukcji odrzwi i potwierdzenie ich poprawnej pracy. Badania odrzwi prowadzone były wg normy PN-G-15000-05 [22], zaś obecnie stosowana jest norma PN-G-15022 [23]. Określają one sposób podparcia i obciążania, a także pozostałe parametry badania. Na rysunku 13 przedstawiono schemat obciążania badanych odrzwi na stanowisku badawczym. Oprócz badań całych konstrukcji przeprowadza się też badania złączy ciernych, które odpowiadają za właściwą pracę odrzwi [19–21].



Rys. 12. Stanowisko badawcze z zainstalowanymi odrzwiami w trakcie badań



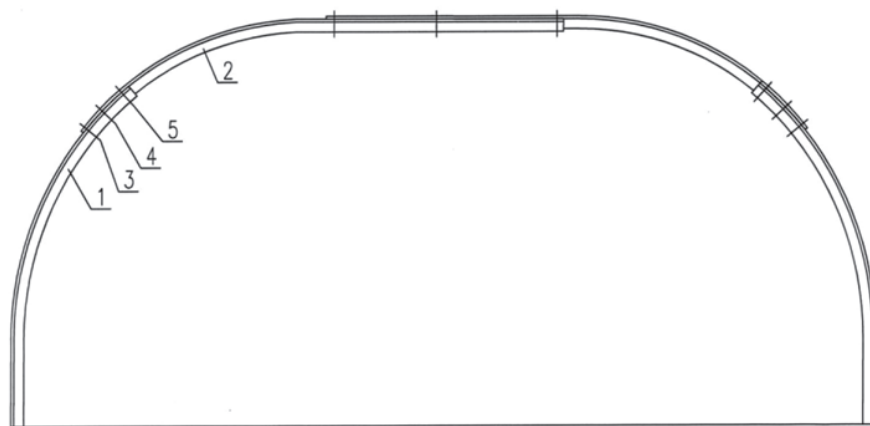
Rys. 13. Schemat obciążenia odrzwi łukowo-prostych w stanowisku badawczym (F_4, F_5, F_6 – siły czynne, $F_1, F_2, F_3, F_7, F_8, F_9$ – siły bierne)

Wyniki uzyskane ze stanowiskowych badań konstrukcji odrzwi pozwalają na porównanie z wynikami obliczeń numerycznych i badań zarówno innych konstrukcji przeznaczonych do rozciniek, jak i typowych odrzwi obudowy ŁP. Analiza wyników pozwala również na doprecyzowanie cyfrowych modeli odrzwi (kalibracja modeli) i jest podstawą do wprowadzenia ewentualnych zmian w ich konstrukcji. Sprawozdanie z badań stanowiskowych odrzwi i dokumentacja techniczno-ruchowa są podstawą do udzielenia producentowi certyfikatu uprawniającego do oznaczania odrzwi znakiem bezpieczeństwa „B” .

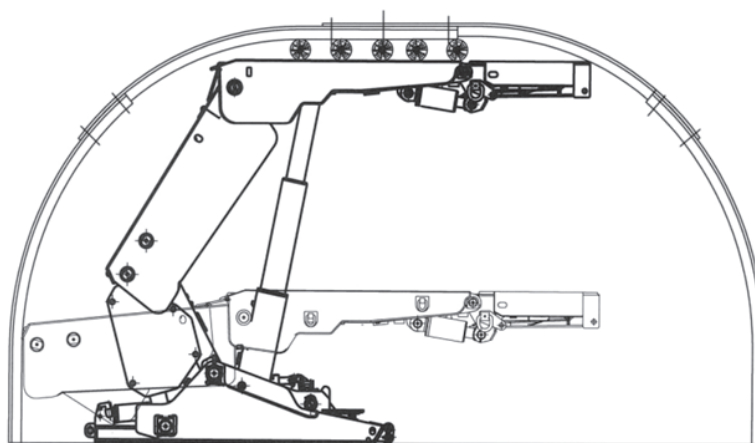
4. ODRZWI DO ROZCINEK ŚCIANOWYCH PRODUKCJI HUTY ŁABĘDY

Jednym z pierwszych rozwiązań konstrukcyjnych przeznaczonych do zabezpieczania rozciniek ściannowych jest typoszereg odrzwi ŁPKO. Został on opracowany na podstawie sugestii zawartych w projekcie katalogu z 1995 roku [9] oraz doświadczeń górniczych w czasie wykonywania robót przygotowawczych.

Typoszereg usystematyzowano i rozszerzono o nowe warianty wykonywane ze wszystkich kształtowników typu V powszechnie stosowanych w kopalniach. Odrzwia obudowy typu ŁPKO i ŁPKOw przeznaczone są głównie do zabezpieczania rozruchowych rozciniek ściannowych, w których zabudowywane będą sekcje obudowy zmechanizowanej. W konstrukcji odrzwi ŁPKO wykorzystywane są znormalizowane i produkowane seryjnie łuki ociosowe trzelementowych odrzwi ŁP i ŁPP (w rozmiarach 7–10). W celu precyzyjnego dopasowania geometrii odrzwi do planowanego wyrobiska dopuszcza się modyfikację odrzwi przez skrócenie łuku ociosowego od strony odcinka prostego oraz zmianę wielkości zakładek. W ostatnim czasie typoszereg odrzwi ŁPKO został rozszerzony o wariant ŁPKOw oparty na łukach ociosowych trzelementowych odrzwi ŁPw i ŁPPw, które charakteryzują się jednym promieniem gięcia łuków ociosowych i stropnicowych [24–27]. Rozszerzony typoszereg obejmuje odrzwia o szerokości 5400–8485 mm i wysokości 3145–5320 mm. Na rysunkach 14 i 15 pokazano konstrukcję odrzwi ŁPKOw i ŁPKO, a na rysunku 16 [28] – rozcinke zabezpieczoną obudową ŁPKO.



Rys. 14. Odrzwia ŁPKOw: 1 – łuk ociosowy odrzwi ŁP, 2 – łuk ociosowy odrzwi ŁPP zabudowany jako stropnicowy, 3–5 – strzemiona



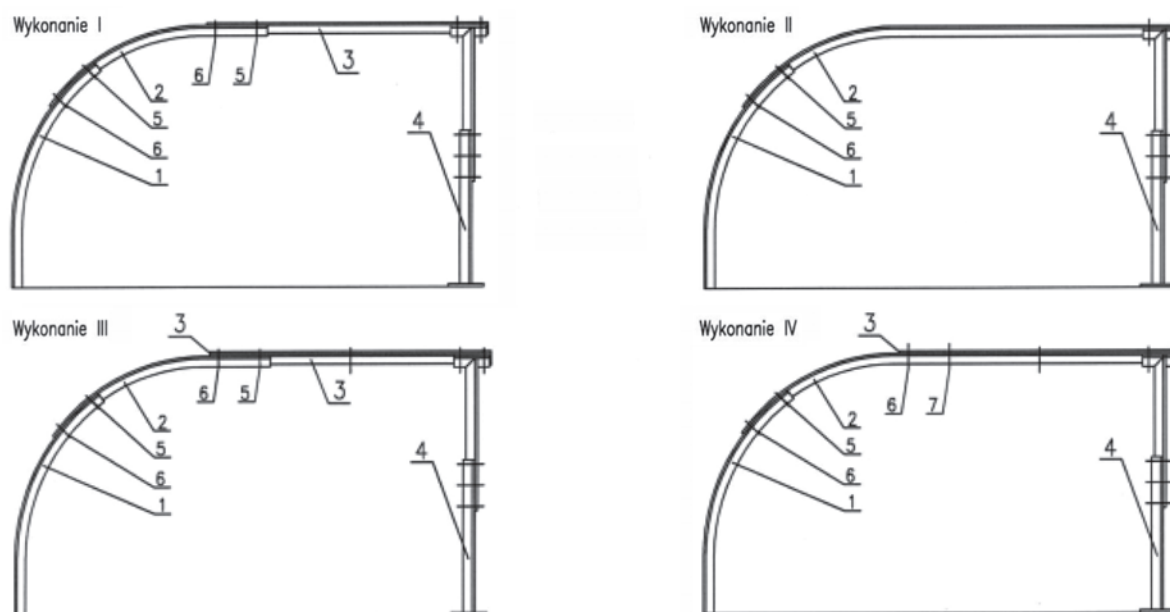
Rys. 15. Odrzwia ŁPKO z zabudowaną sekcją (widok sekcji przed rozparciem i po nim)



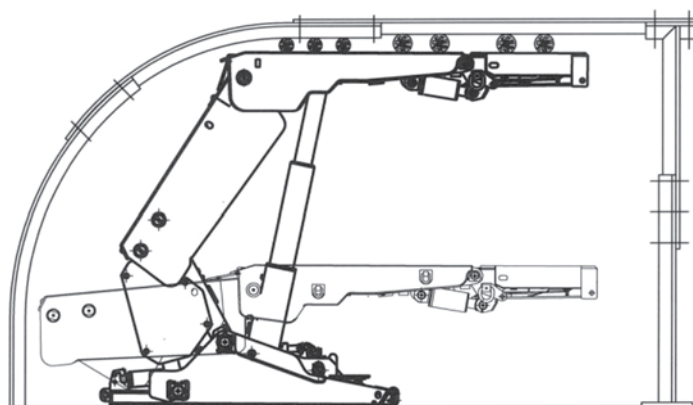
Rys. 16. Rozcinka zabezpieczona obudową ŁPKO

Pewną modyfikacją typoszeregu ŁPKO są odrzwia ŁPro/B. Na jednym odciosie zabudowana jest „połówka” odrzwi ŁPKO, natomiast na drugim – prosty odcinek kształtownika V podparty stojakiem. Uzyskane w ten sposób odrzwia mają obrys łukowo-prostokątny [29]. W 2003 roku zostały opracowane dwa typoszeregi tych odrzwi – ŁPro/A i ŁPro/B. Odrzwia łukowo-prostokątne typoszeregu ŁPro/B przeznaczone są głównie do zabezpieczania rozciniek ścianowych i kanałów likwidacyjnych ścian, gdzie sprawdzają się w trakcie zbrojenia i rozruchu ściany, a także przy kończeniu wybiegu ścian. Odrzwia te w konfiguracji z odrzwiami KaPa [30] mogą być stosowane z po-

wodzeniem do zabezpieczania skrzyżowań wyrobisk korytarzowych [31]. Typoszereg odrzwi ŁPro/B występuje w czterech wariantach wykonania, przedstawionych na rysunku 17. Wykonania I i III stanowią wersję z dwuelementową stropnicą, a wykonanie II i IV to wariant z jednoelementową stropnicą nazywaną w żargonie górniczym „fajką”. Typoszereg obejmuje odrzwia o szerokości 3120–7900 mm i wysokości 3200–5420 mm. Z racji obrysu odrzwi doskonale wpisują się w nie sekcje obudowy zmechanizowanej, co pokazano na rysunku 18. Natomiast przykłady zastosowania tej obudowy w wyrobisku przedstawiono na rysunkach 19 i 20.



Rys. 17. Odrzwia ŁPro/B: 1 – łuk ociosowy, 2 – łuk ociosowy górny, 3 – stropnica prosta, 4 – stojak (element wsporczy), 5–7 – strzemiona



Rys. 18. Odrzwia ŁPro/B, wykonanie I z zabudowaną sekcją (widok sekcji przed rozparciem i po nim)



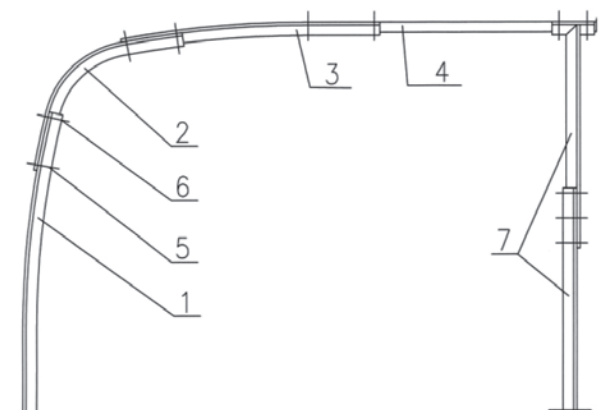
Rys. 19. Rozcinka rozruchowa zabezpieczona obudową ŁPro/B



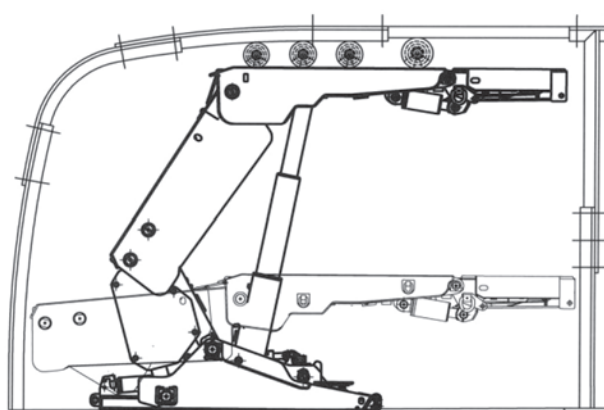
Rys. 20. Kanał likwidacyjny ściany zabezpieczony obudową ŁPro/B

Odmianą wykorzystującą ideę odrzwi ŁPro/B są odrzwia łukowo prostokątne typoszeregu ŁPro/A, przedstawione na rysunkach 21 i 22. Podobnie jak odrzwia typoszeregu ŁPro/B przeznaczone są głównie do zabezpieczania rozciniek ścianowych, kanałów likwidacyjnych ścian oraz skrzyżowań wyrobisk chodnikowych. Typo-

szereg powstał w 2003 roku na potrzeby LW „Bogdanka”. Konstrukcja oparta jest na elementach łukowych odrzwi ŁPrP K, omówionych w dalszej części artykułu, a zakres gabarytów obejmuje szerokość 5900–6900 mm i wysokość 3300–4400 mm. Przykłady zastosowania odrzwi ŁPro/A przedstawiono na rysunkach 23 i 24.



Rys. 21. Odrzwia ŁPro/A: 1 – łuk ociosowy, 2 – łuk ociosowy górny, 3 – łuk stropnicowy, 4 – stropnica prosta, 7 – stojak (element wsporczy), 5, 6 – strzemiona



Rys. 22. Odrzwia ŁPro/A z zabudowaną sekcją (widok sekcji przed rozparciem i po nim)



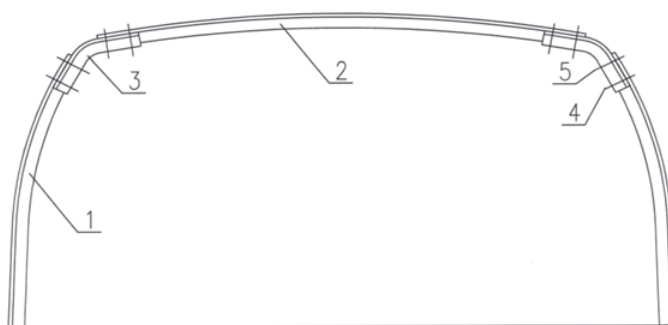
Rys. 23. Rozcinka ścianowa zabezpieczona obudową ŁPro/A



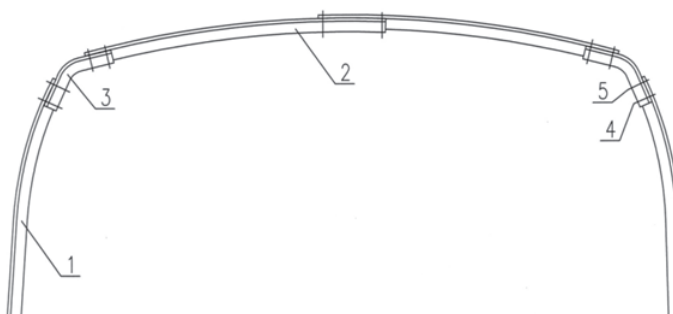
Rys. 24. Rozcinka ścianowa zabezpieczona obudową ŁPro/A

Obserwacje pracy obudów z prostoliniową stropnicą i zidentyfikowane mankamenty z tym związane spowodowały opracowanie nowego typoszerogu o łukowej, spłaszczonej stropnicy – o niewielkiej krzywiznie. Jedną z pierwszych konstrukcji tego typu są odrzwia ŁPS – pierwsza wersja powstała w 1995 roku. Są to odrzwia łukowo-proste z przeznaczeniem do wykonywania obudowy rozciniek ścianowych. Konstrukcja odrzwi obejmuje dwa warianty: pierwszy –

z jednoelementową stropnicą, przedstawiony na rysunku 25, oraz wariant drugi z dwuelementową stropnicą, pokazaną na rysunku 26. Z uwagi na sposób połączenia łuku stropnicowego z łukiem ociosowym (krótka zakładka) były to odrzwia sztywne. Brak podatności odrzwi znacznie ograniczał ich zastosowania, w rezultacie czego obudowa ta została zastąpiona przez odrzwia ŁPrP, stosowane do obecnych czasów.



Rys. 25. Odrzwia ŁPS z jednoelementową stropnicą: 1 – łuk ociosowy, 2 – łuk stropnicowy, 3 – łącznik, 4, 5 – strzemiona



Rys. 26. Odrzwia ŁPS z dwuelementową stropnicą: 1 – łuk ociosowy, 2 – łuk stropnicowy, 3 – łącznik, 4, 5 – strzemiona

Wspomniane wcześniej odrzwia łukowo-proste ŁPrP są kolejnym typoszerogiem odrzwi wpisującym się w trend konstrukcji dedykowanych do wykonywania obudów przecinek ścianowych. Został on opracowany w 1997 roku w Głównym Instytucie Górnictwa. Odrzwia łukowo prostokątne podatne ŁPrP z kształ-

towników typu V przeznaczone są głównie do zabezpieczania rozciniek ścianowych, jak również innych wyrobisk korytarzowych funkcyjnych o zwiększonych wymiarach poprzecznych. Spłaszczona geometria odrzwi w stosunku do normowych odrzwi ŁP ogranicza urabianie skały płonnej w strefie stropowej

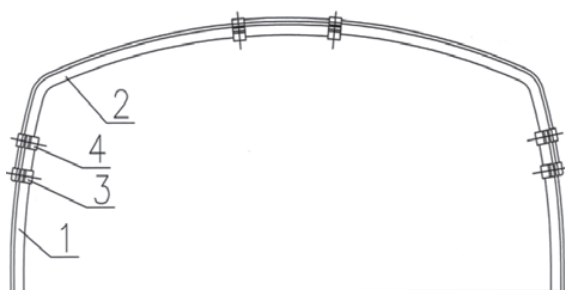
w przypadku niskich pokładów, a zwiększona szerokość ułatwia zbrojenie ścian wydobywczych. Typoszerzeg obejmuje odrzwia w trzech wariantach wykonania:

- czteroelementowym o szerokości 4700–7650 mm i wysokości 2100–3000 mm (rys. 27 i 28), ze stropnicą o trzech krzywiznach, wyprofilowaną do połączenia z łukiem ociosowym;
- pięcioelementowym o szerokości 3700–4200 mm i wysokości 2100–3000 mm (rys. 29 i 30), z niedzieloną stropnicą i elementami narożnymi do łączenia stropnicy z łukami ociosowymi;
- sześcieelementowym o szerokości 4700–7650 mm i wysokości 2100–3000 mm (rys. 31 i 32), z dzieloną stropnicą i elementami narożnymi do łączenia stropnic z łukami ociosowymi.

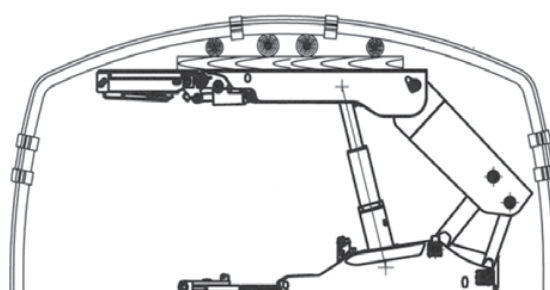
Odrzwia zyskały uznanie działów górniczych ds. robót przygotowawczych, czego dowodem mogą być

przykładowe zastosowania, przedstawione na rysunkach 33 i 34 [10].

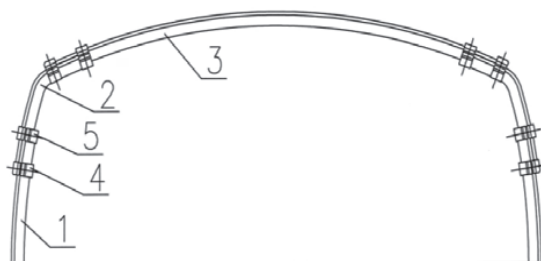
W roku 2000 typoszerzeg odrzwi ŁPrP został rozszerzony o warianty ŁPrP wykonane z ciężkich kształtowników – V32 i V36 pod kątem zastosowań w LW „Bogdanka”. Odrzwia zostały zaprojektowane w dwóch wykonaniach nieznacznie się różniących obrysem, a ich oznaczenia nawiązywały do ówczesnych nazw producentów Huty Łabędy Ł i Huty Katowice K. Dodatkowo zaprojektowane zostały spągnice, zabudowywane opcjonalnie w razie konieczności. Odrzwia przewidziano do zabezpieczania wyrobisk w zakresie szerokości 4800–6400 mm i wysokości 3300–4400 mm. Na rysunkach 35 i 36 przedstawiono odrzwia ŁPrP Ł, a na rysunkach 37 i 38 – odrzwia ŁPrP K. Natomiast przykładowe realizacje obudowy przedstawiono na rysunkach 39–44.



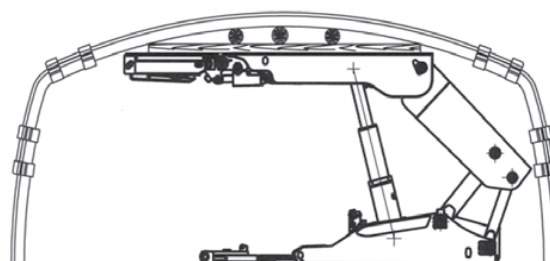
Rys. 27. Odrzwia ŁPrP czteroelementowe:
1 – łuk ociosowy, 2 – łuk stropnicowy, 3, 4 – strzemiona



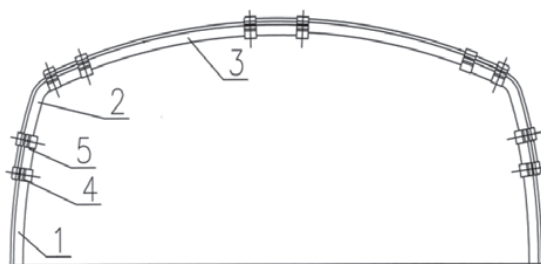
Rys. 28. Odrzwia ŁPrP czteroelementowe: widok z zabudowaną sekcją obudowy zmechanizowanej



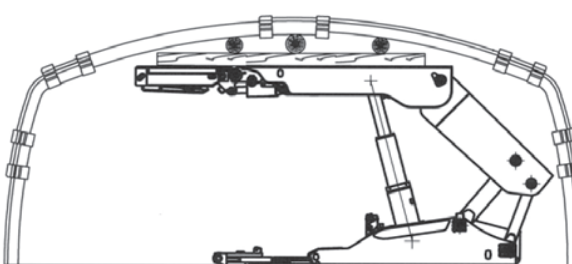
Rys. 29. Odrzwia ŁPrP pięcioelementowe:
1 – łuk ociosowy I, 2 – łuk ociosowy II,
3 – łuk stropnicowy, 4, 5 – strzemiona



Rys. 30. Odrzwia ŁPrP pięcioelementowe: widok z zabudowaną sekcją obudowy zmechanizowanej



Rys. 31. Odrzwia ŁPrP sześcieelementowe: 1 – łuk ociosowy I, 2 – łuk ociosowy II, 3 – łuk stropnicowy,
4, 5 – strzemiona



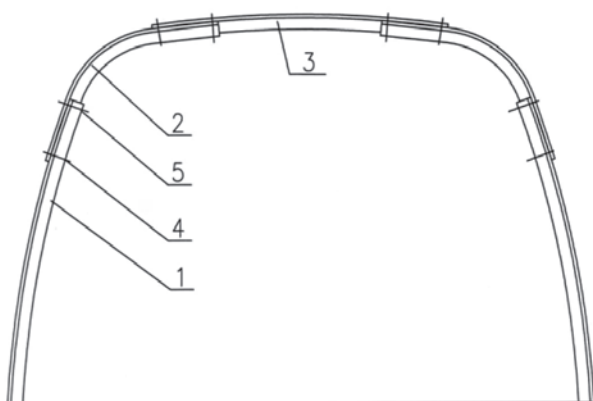
Rys. 32. Odrzwia ŁPrP sześcieelementowe: widok z zabudowaną sekcją obudowy zmechanizowanej



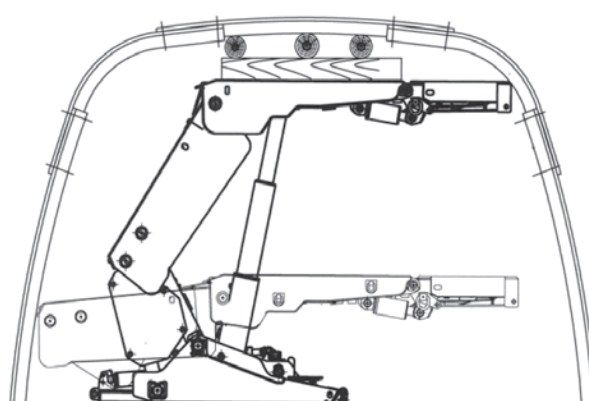
Rys. 33. Rozcinka ścianowa zabezpieczona odrzwiami ŁPrP czteroelementowymi



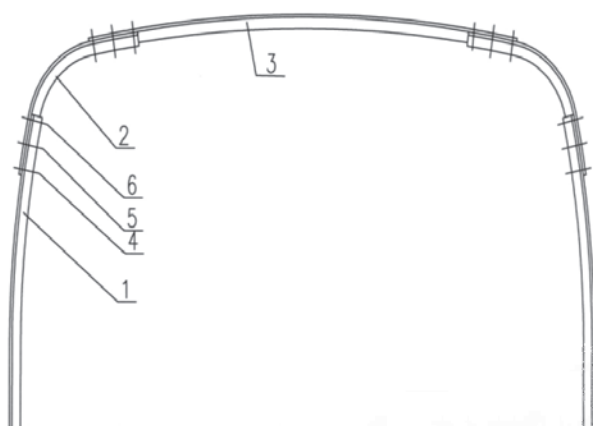
Rys. 34. Zbrojenie ściany, rozcinka zabezpieczona odrzwiami ŁPrP czteroelementowymi



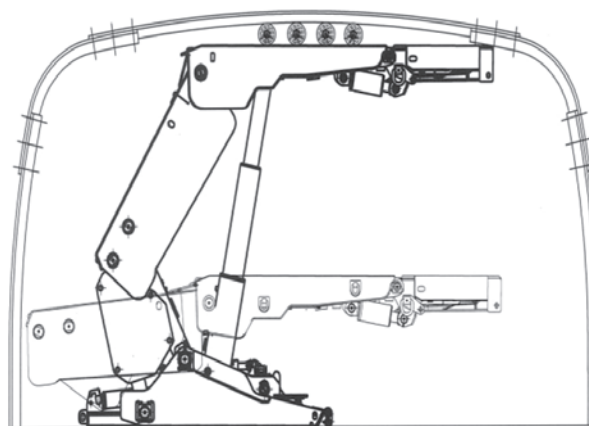
Rys. 35. Odrzwia ŁPrP, wykonanie Ł: 1 – łuk ociosowy I, 2 – łuk ociosowy II, 3 – łuk stropnicowy, 4, 5 – strzemiona



Rys. 36. Odrzwia ŁPrP, wykonanie Ł z zabudowaną sekcją (widok sekcji przed rozparciem i po nim)



Rys. 37. Odrzwia ŁPrP, wykonanie K: 1 – łuk ociosowy I, 2 – łuk ociosowy II, 3 – łuk stropnicowy, 4-6 – strzemiona



Rys. 38. Odrzwia ŁPrP, wykonanie K z wprowadzoną sekcją obudowy zmechanizowanej



Rys. 39. Rozcinka ścianowa zabezpieczona obudową ŁPrP, wykonanie Ł



Rys. 40. Rozcinka ścianowa zabezpieczona obudową ŁPrP, wykonanie K



Rys. 41. Zbrojenie ściany w rozcince ścianowej zabezpieczonej obudową ŁPrP, wykonanie K



Rys. 42. Zbrojenie ściany w rozcince ścianowej zabezpieczonej obudową ŁPrP, wykonanie K



Rys. 44. Dworzec zrealizowany w obudowie ŁPrP, wykonanie Ł



Rys. 43. Zbrojenie ściany w rozcince ścianowej zabezpieczonej obudową ŁPrP, wykonanie K

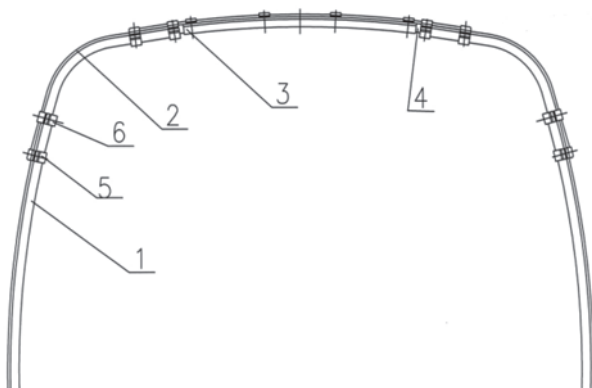
Pewną modyfikacją i rozszerzeniem powyższych są odrzwa łukowo-proste wzmocnione ŁPrw, przedstawione na rysunkach 45 i 46, wykonywane są z kształtowników V29, V32, V34 i V36. Obudowa została zaprojektowana z myślą o zabezpieczaniu rozciniek rozruchowych ścian prowadzonych z podszatką hydrauliczną, umożliwiającą uzbrojenie w sekcje o znacz-

nych wymiarach. Z tego też wynikają znaczne, jak na tamte czasy, gabaryty odrzwi. Pierwotnie typoszerzeg obejmował odrzwa przeznaczone do wyrobisk o maksymalnej szerokości 7200 mm i wysokości 5000 mm i był szeroko konsultowany z pierwszym użytkownikiem – Kopalnią Węgla Kamiennego „Wujek” [32]. Obecny typoszerzeg został kilka lat temu istotnie rozbudowany

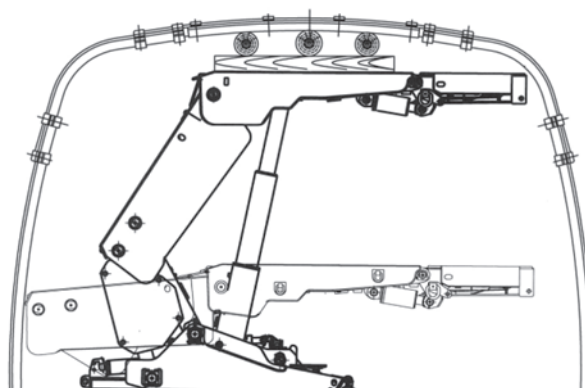
o kolejne wielkości odrzwi. Wysokie parametry podpornościowe odrzwi przy znacznych ich szerokościach i małej krzywiznie stropnicy osiągnięto przez zastosowanie łuku wzmacniającego stropnicę, wykonanego z kształtownika stosowanego na jarzma strzemion. Na rysunkach 47 i 48 przedstawiono przykłady praktycznego zastosowania odrzwi ŁPrw [33].

W tym samym czasie podjęto próbę połączenia obudowy prostokątnej z łukową (nieco spłaszczoną). W efekcie tego powstały odrzwia łukowo-prostokątne, podwójne typu KaPa [30, 34, 35]. Przeznaczone były

przede wszystkim do rozcinek ścianowych o znacznych szerokościach, wykonywanych w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych, gdzie z uwagi na skały stropowe o niskiej wytrzymałości nie było możliwe przykotwienie stropnicy. Ich konstrukcja jest *de facto* połączeniem odrzwi ŁPKO z odrzwiami prostokątnymi. Konstrukcję tych odrzwi przedstawiono na rysunkach 49 i 50. Odrzwia tego typu w połączeniu z odrzwiami ŁPro doskonale nadają się również do zabezpieczania wlotu do wyrobiska w miejscu skrzyżowania [31].



Rys. 45. Odrzwia ŁPrw: 1 – łuk ociosowy, 2 – łuk ociosowy górny, 3 – łuk stropnicowy, 4 – łuk stropnicowy wzmacniający, 5, 6 – strzemiona



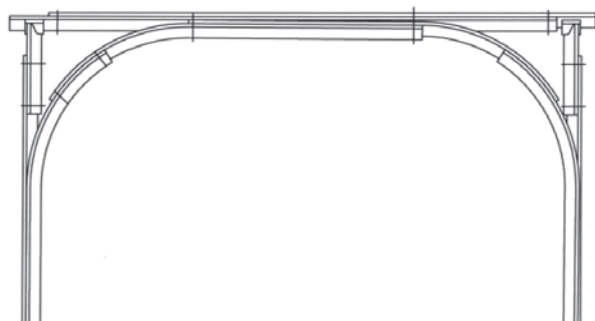
Rys. 46. Odrzwia ŁPrw z wprowadzoną sekcją obudowy zmechanizowanej



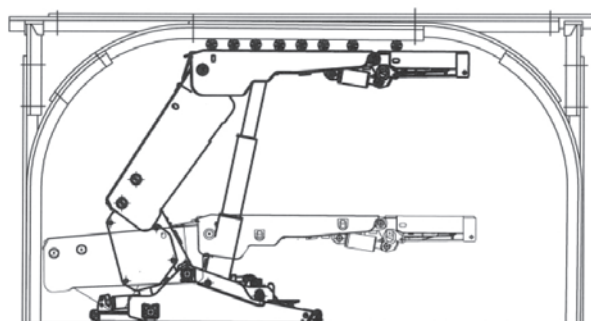
Rys. 47. Rozcinka zabezpieczona obudową ŁPrw



Rys. 48. Zbrojenie ściany, przecinka zabezpieczona obudową ŁPrw



Rys. 49. Odrzwia KaPa



Rys. 50. Odrzwia KaPa z zabudowaną sekcją (widok sekcji przed rozparciem i po nim)

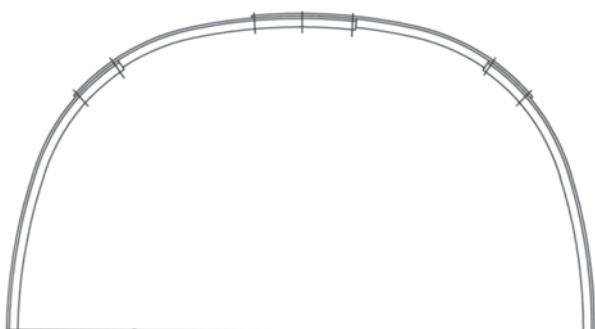
W 2014 roku w Głównym Instytucie Górnictwa został opracowany nowy uniwersalny typoszereg odrzwi łukowych podatnych o oznaczeniu ŁPS [36]. Mimo że oznaczeniem nawiązują do wcześniejszej konstrukcji, są to zupełnie inne odrzwia niż prezentowane wcześniej. Odrzwia przeznaczone są do zabezpieczania wszystkich rodzajów wyrobisk korytarzowych w podziemnych zakładach górniczych. Ich uniwersalność polega na tym, że można je dowolnie konfigurować z 17 wielkości łuków. Dzięki odpowiedniej geometrii łuki różnych wielkości można łączyć ze sobą, uzyskując zarówno zróżnicowane gabaryty odrzwi, jak i różny ich obrys. Poszerza to zakres stosowania odrzwi także poza rozciągnięcia. W ten sposób uzyskano uniwersalny typoszereg odrzwi przy maksymalnej unifikacji elementów.

Odrzwia obudowy ŁPS II generacji zaprojektowane zostały jako czteroelementowe o zarysie łukowym z kształtowników V29, V32 i V36. W podstawowym wykonaniu składają się z czterech jednakowych łuków tej samej wielkości. Każdy z łuków posiada dwie różne krzywizny, z których jedna jest wspólna dla całego typoszeregu. W całym typoszeregu odrzwi zasada kompletowania łuków jest jednakowa – łuki łączone

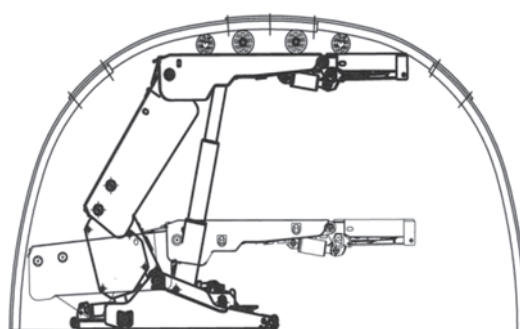
są ze sobą końcami o identycznych parametrach geometrycznych. Konstrukcję tych odrzwi przedstawiono na rysunkach 51 i 52 [8], a na rysunkach 53 i 57 [37] – zbrojenie ściany. Obecnie typoszereg podstawowy (cztery łuki jednakowe) obejmuje 18 odrzwi natomiast typoszereg kombinowany (dwie pary łuków różnych rozmiarów) daje możliwość uzyskania kolejnych 306 wielkości odrzwi. Nominalny zakres wymiarowy całego typoszeregu obejmuje szerokości od 5400 mm do 8800 mm i wysokości od 2790 mm do 5200 mm. Z łuków nominalnych możliwe jest skompletowanie 324 różnych wielkości odrzwi, a uwzględniając możliwości zmiany długości łuków ociosowych i wartości zakładek, liczba kombinacji dodatkowo wzrasta.

Tak dużo wariantów odrzwi możliwych do uzyskania w ramach jednego typoszeregu spowodowało konieczność opracowania specjalnego ogólnodostępnego programu komputerowego wspomagającego projektowanie tych odrzwi [38]. Okno tego programu przedstawiono na rysunku 55.

W 2020 roku typoszereg odrzwi ŁPS II generacji został rozszerzony o warianty asymetryczne, przedstawione na rysunkach 56 i 57 [8].



Rys. 51. Uniwersalne odrzwia ŁPS II



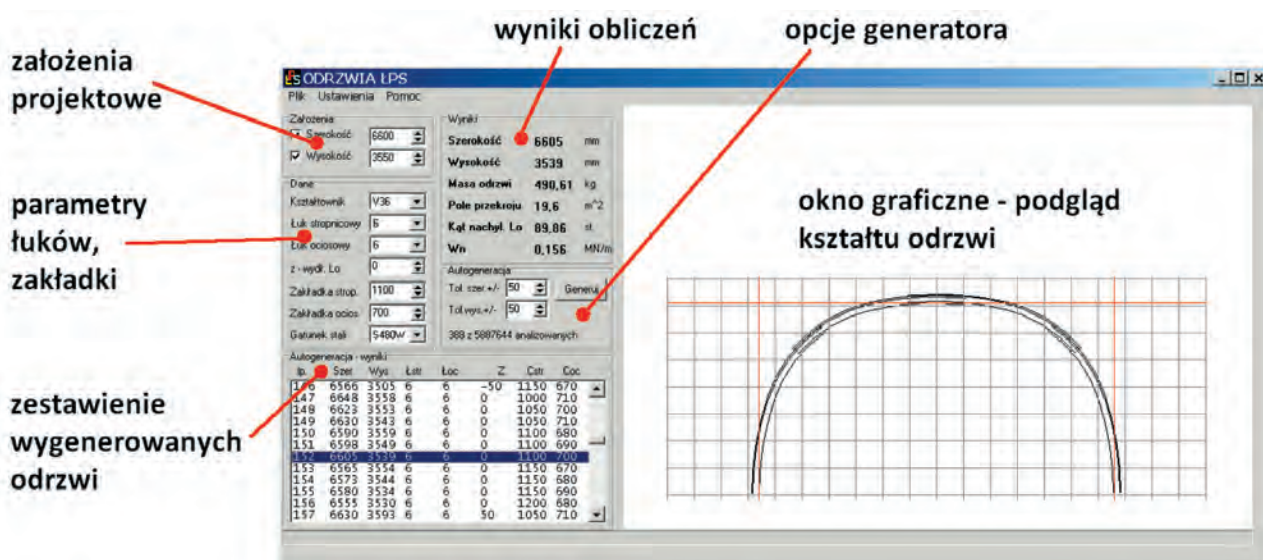
Rys. 52. Uniwersalne odrzwia ŁPS II z wprowadzoną sekcją obudowy zmechanizowaną



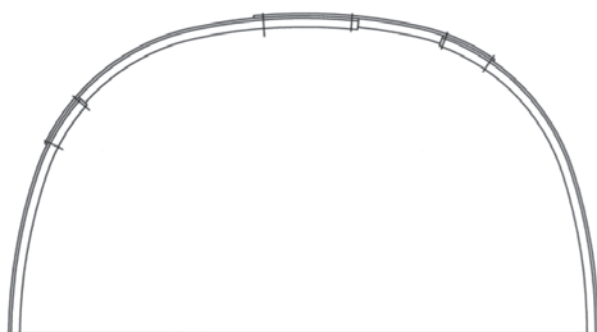
Rys. 53. Zbrojenie przecinki ściennowej wykonanej w uniwersalnych odrzwiach ŁPS II



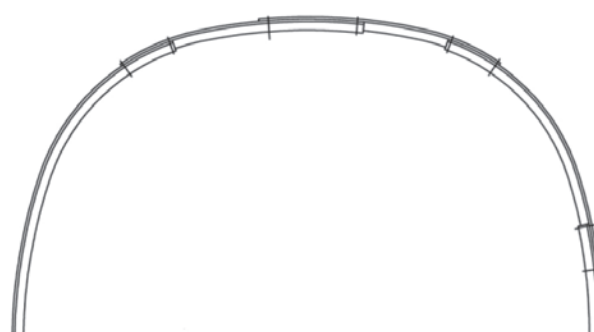
Rys. 54. Zbrojenie przecinki ściennowej wykonanej w uniwersalnych odrzwiach ŁPS II



Rys. 55. Główne okno programu wspomagającego projektowanie odrzwi ŁPS II [23]



Rys. 56. Uniwersalne odrzwi ŁPS II generacji
w wersji asymetrycznej



Rys. 57. Uniwersalne odrzwi ŁPS II generacji
w wersji asymetrycznej
z dzielonym łukiem ociosowym

5. PODSUMOWANIE

Na przestrzeni ostatnich czterdziestu lat w ramach trójstronnej współpracy Głównego Instytutu Górniczego, Huty Łabędy i kopalń węgla kamiennego opracowanych zostało wiele typoszeregów odrzwi dedykowanych do zabezpieczania rozcięć ścianowych. Wiele z nich obejmuje dodatkowo kilka wersji wykonania, co daje użytkownikom – kopalniom kilkanaście, a nawet kilkadziesiąt wariantów konstrukcji odrzwi. Rozwiązania uwzględniają różnorodność warunków geologiczno-górnictwowych panujących w poszczególnych kopalniach oraz indywidualnych uwarunkowań wynikających z technologii eksploatacji i stosowanych obudów zmechanizowanych.

Ta liczba rozwiązań konstrukcyjnych pozwala na dobór obudowy optymalnej do specyficznych uwarunkowań – wymaganych gabarytów, spodziewanych obciążeń ze strony górotworu, wysokości ściany,

co przekłada się na bezpieczeństwo oraz efektywność wykonywania prac zarówno w trakcie wprowadzania i rozpierania sekcji obudowy zmechanizowanej, jak i późniejszego rozruchu ściany.

Opracowane rozwiązania są efektem wieloletnich prac projektowych, badawczych oraz zbierania informacji na temat pracy obudowy odrzwiowej i współpracy z obudową zmechanizowaną.

Jednocześnie należy spodziewać się dalszego rozwoju tego typu obudowy, szczególnie w sytuacji zwiększania głębokości eksploatacji, pogarszających się warunków geologiczno-górnictwowych i co za tym idzie – wzrostu obciążeń. Ponadto bardzo prawdopodobne jest zwiększanie rozmiarów poprzecznych rozcięć ścian i obudowy wynikające z postępującej koncentracji wydobywania i zwiększania gabarytów sekcji obudowy zmechanizowanej i całych kompleksów ścianowych. Wiązać się to będzie z pewnością ze zwiększonym udziałem kotwi w sposobach zabezpie-

czenia rozcięć ścian (obudowa kotwowo-podporowa, przykotwienie odrzwi), zwłaszcza na skutek konieczności redukcji kosztów obudowy przy zachowaniu wysokiego poziomu bezpieczeństwa [39, 40]. Innym kierunkiem rozwoju tych obudów, realizowanym jednocześnie, może być dalsze dostosowanie do warunków górniczych – do wysokości ściany czy typu i rozmiaru sekcji obudowy zmechanizowanej – przez odpowiedni dobór długości łuków i optymalne usytuowanie złączy ciernych. Pozwoli to na sprawniejszy wyjazd sekcji z rozcięcia i uruchomienie ściany.

Literatura

- [1] PN-H-84042:2009: *Stale mikrostopowe na kształtowniki i akcesoria górnicze*.
- [2] ZN/TT/2012/1: *Stal mikrostopowa S550W na kształtowniki i akcesoria górnicze*.
- [3] PN-93-G-15000-02: *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP, z kształtowników typu V, typoszereg A. Wymiary*.
- [4] PN-93-G-15000-03: *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP, z kształtowników typu V, typoszereg A. Łuki*.
- [5] PN-G-15021:2019-05: *Obudowa wyrobisk górniczych. Odrzwia podatne z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe podatne ŁP z kształtowników typu V*.
- [6] Rotkegel M.: *Contribution to the problem of frame clear interval determination of rectangular steel, support*, „Archives of Mining Sciences” 2001, 46, 3: 267–289.
- [7] Rotkegel M.: *Siły wewnętrzne i reakcje podporowe w elementach obudowy prostokątnej*, „Kwartalnik Prace Naukowe Głównego Instytutu Górniczego” 2009, 1: 51–66.
- [8] Katalog Wyrobów dla Górniczego, Huta Łabędy 2019.
- [9] Katalog obudów rozcięć ścianowych „Projekt” – Komisja ds. Obudów Zmechanizowanych i Kierowania Stropem w Podziemnych Zakładach Górniczych przy Centrum Mechanizacji Górniczego KOMAG, Gliwice 1997.
- [10] Bobek R., Śledź T., Ratajczak A., Mąka B., Gluch P.: *Doświadczenia ze stosowania obudów podporowych i podporowo-kotwowych w przecinkach ścianowych w kopalni „Knurów-Szczygłowie”* *Ruch Knurów*, Warsztaty Górnicze 2012 z cyklu „Zagrożenia naturalne w górnictwie”.
- [11] Prusek S., Rotkegel M., Bock S.: *Design and control of working support in Polish coal mines based on three-dimensional numerical modeling*, 28th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, USA, 2009.
- [12] Prusek S., Rotkegel M., Tor A.: *Przebieg kompleksowego procesu projektowania nowej konstrukcji obudowy wyrobisk korytarzowych*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2008: 333–351.
- [13] Chmielewski T., Nowak H.: *Mechanika budowli. Metoda przemieszczeń. Metoda Crossa. Metoda elementów skończonych*, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa 1996.
- [14] Rakowski G., Kacprzyk Z.: *Metoda elementów skończonych w mechanice konstrukcji*, Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 1993.
- [15] Rusiński E.: *Metoda elementów skończonych. System COSMOS/M*, Wydawnictwa Komunikacji i Łączności, Warszawa 1994.
- [16] COSMOS/M – User’s Guide, Structural Research & Analysis Corp. Los Angeles, USA 1999.
- [17] PN-H-93441-3:2004: *Kształtowniki stalowe walcowane na gorąco dla górnictwa. Kształtowniki typu V. Wymiary*.
- [18] PN-H-93441-1:2013-12: *Kształtowniki stalowe walcowane na gorąco dla górnictwa. Ogólne wymagania i badania*.
- [19] Brodny J.: *Determining the working characteristic of a friction joint in a yielding support*, „Archives of Mining Sciences” 2010, 55, 4: 733–746.
- [20] Brodny J.: *Tests of Friction Joints in Mining Yielding Supports Under Dynamic Load*, „Archives of Mining Sciences” 2011, 56, 2: 303–318.
- [21] Pytlak A.: *Experimental studies of static and dynamic steel arch support load capacity and sliding joint temperature parameters during yielding*, „Archives of Mining Sciences” 2020, 65, 3: 469–491.
- [22] PN-G-15000-05:1992: *Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Odrzwia łukowe otwarte. Badania stanowiskowe*.
- [23] PN-G-15022:2018: *Obudowa wyrobisk górniczych. Odrzwia podatne z kształtowników korytkowych. Wymagania wytrzymałościowe i badania*.
- [24] Rotkegel M., Prusek S., Grodzicki M.: *Odrzwia obudowy chodnikowej ze stali nowej generacji. Nowa konstrukcja odrzwi i wyniki przeprowadzonych badań*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2012.
- [25] Kuziak R., Żak A., Woźniak D., Rotkegel M., Grodzicki M., Nawrot J.: *Odrzwia obudowy chodnikowej ze stali II generacji*, „Prace Instytutu Metalurgii Żelaza” 2012, 4: 4–17.
- [26] Rotkegel M., Prusek S., Kuziak R., Grodzicki M.: *Obudowa ŁPw ze stali o podwyższonych parametrach mechanicznych II generacji*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2013.
- [27] Rotkegel M.: *Odrzwia obudowy ŁPw – projektowanie i wyniki badań*, „Journal of Sustainable Mining” 2013, 1, 12: 34–40.
- [28] Bobek R., Śledź T., Ratajczak A. i Gluch P.: *Porównanie obudowy ŁPKO i ŁPSP w rozcięcie ściany wydobywczej w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych w kopalni Knurów-Szczygłowie*, „Budownictwo Górnicze i Tunelowe” 2013, 4: 1–9.
- [29] Rotkegel M.: *The conditions for proper operation of the arch-rectangular support*, „Archives of Mining Science” 2019, 64, 1: 213–222.
- [30] Skrzyński K., Rotkegel M.: *Obudowa podwójna dla rozcięć ścianowych wykonywanych w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych*, Prace Naukowe GIG, Seria „Konferencje”, Nr 31, Katowice 1999.
- [31] Rotkegel M., Bock S., Witek M., Adamiec P.: *Sposób zabezpieczenia połączenia wyrobisk korytarzowych w warunkach strefy uskokowej*, w: *Nowe spojrzenie na wybrane zagrożenia naturalne w kopalniach*, red. S. Prusek, J. Cygankiewicz, GIG, Katowice 2012: 5–14.
- [32] Kowalski E., Rotkegel M., Kościelnyński Z., Wójcik D.: *Obudowa łukowo-prosta przeznaczona głównie do zabezpieczenia rozcięć ścian z podszatką hydrauliczną*, „Przegląd Górniczy” 2003, 2: 13–18.
- [33] Moszko M.: *Stosowanie obudów specjalnych do wykonywania rozcięć ścianowych w kopalni „Ziemowit”*, Konferencja Techniczno-Naukowa Huty Łabędy, 2009.
- [34] Skrzyński K., Rotkegel M.: *Obudowa kombinowana prostolukowa jako skuteczne zabezpieczenie rozcięć ścianowych*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków – Szczyrk 2000.

- [35] Kowalski E., Rotkegel M., Rułka K., Skrzyński K.: *Obudowy odrzwiowe proste i łukowo-proste*, w: *Stalowe obudowy odrzwiowe. Nowe rozwiązania konstrukcyjne i metody projektowania*, red. K. Rułka, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2006.
- [36] Rotkegel M.: *Nowy typ szeregu odrzwi łukowo-prostych*, „Wiadomości Górnicze” 2016, 11: 604–611.
- [37] Łaskawiec Ł., Siudyła W., Caban P.: *Efekty techniczno-ekonomiczne z zastosowania uniwersalnych odrzwi ŁPS w warunkach KWK „Bobrek-Piekary”*, „Budownictwo Górnicze i Tunnelowe” 2018, 1: 28–34.
- [38] Rotkegel M.: *Program komputerowy wspomagający dobór obudowy typu ŁPS*, „Wiadomości Górnicze” 2017, 1: 8–12.
- [39] Pytlik A.: *Comparative bench testing of steel arch support systems with and without rock bolt reinforcements*, „Archives of Mining Sciences” 2019, 64, 4: 747–764.
- [40] Pytlik A.: *Tests of steel arch and rock bolt support resistance to static and dynamic loading induced by suspended monorail transportation*, „Studia Geotechnica et Mechanica” 2019, 41, 2: 81–92.

inż. PIOTR CABAN

Huta Łabędy S.A.

ul. Anny Jagiellonki 45, 44-109 Gliwice

pcaban@hutałab.com.pl

prof. dr hab. inż. KAZIMIERZ STOIŃSKI

dr hab. inż. MAREK ROTKEGEL, prof. GIG

dr inż. SYLWESTER RAJWA

ADAM GNATOWSKI

dr inż. KRZYSZTOF PACZEŃNIEWSKI

Główny Instytut Górnictwa

pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice

{k.stoinski; mrotkegel; srajwa; agnatowski;

kpaczesniowski}@gig.eu

JANINA ŚWIĄTEK
KAZIMIERZ STOIŃSKI
KONRAD STYRYLSKI

A contribution to the design of powered roof support for operations in a rockburst-hazardous environment

The paper presents an example of a numerical analysis using ANSYS to optimise the design of powered roof support designed to operate in rock mass tremor hazard conditions. The areas of excessive stress in the structure of powered roof support were identified, taking into account the increase in rock mass loading resulting from tremors. An increase in the load impacting on the support as a result of rock mass tremors is the cause of excessive stresses in the section structure. The paper aims to identify them and to find ways to apply the design using numerical analysis. The analysis was conducted for roof support type ZRP-15/35-POz produced in Repair and Production Plant (ZRP-Bieruń) of Polish Mining Group S.A. (PGG S.A.) The introduction of reinforcements in places of increased stress in the support section structure should increase its operational safety in the excavation.

Key words: powered roof support, numerical modelling, rock mass tremors, dynamic loads

1. INTRODUCTION

Powered roof support is part of the basic equipment of a longwall system and is responsible, among other things, for securing the workings against roof rockfall into the working space. The high variability of geological-mining conditions, including those resulting from natural hazards, in particular rock mass tremors, places high support requirements on lining sections. These requirements include both static and dynamic loads [1, 2]. Longwall powered roof supports are marketed following the regulations laid down in the Directives and Polish standards harmonised with them. The basic directive is the Machinery Directive [3] and Polish standards harmonised with it from the PN-EN 1804 series [4–6]. The scope of safety requirements laid down in harmonised standards does not cover the case of rock mass tremor hazards. The safety requirements for rock mass tremor hazard conditions are supplemented following the Regulation of the Minister of Energy of 23 November 2016, Journal

of Laws. No. 2017 item 1118 §523 paragraph 1, pt. 1, and concerns yielding [7]. The provision does not specify in detail the requirements and procedures to be followed, leaving the problem to the discretion of the scientific research unit preparing the evaluation of the yielding of the support. Figure 1 shows an example of the rules for the introduction of powered roof support intended for work in rock mass tremor hazard conditions into the market and service, based on the directives and harmonised Polish standards.

Currently, the yielding assessment is prepared by the Central Mining Institute (GIG) according to its methodology. The GIG methodology assumes that due to a rock mass tremor, the hydraulic leg of the support must not be overloaded beyond the permissible capacity, taking into account its overload factor [8–12]. Safety was related to the leg assuming that it is the most important element supporting the roof. Such assumptions allow for the overloading of individual support elements beyond their capacity.

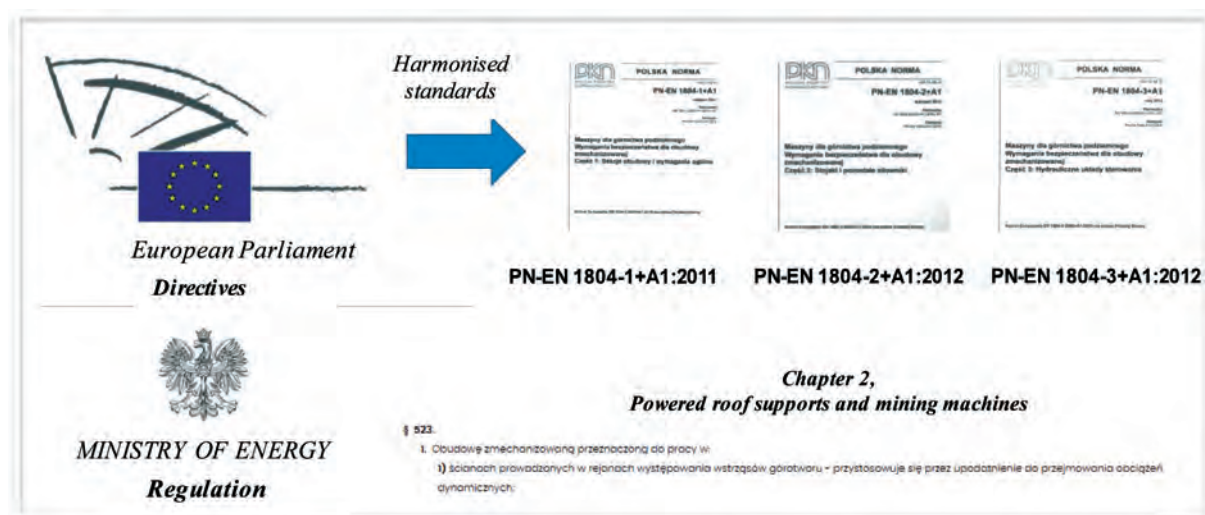


Fig. 1. Principles of introducing powered roof support intended for operation in rock mass tremor hazard conditions into the Polish market and exploitation

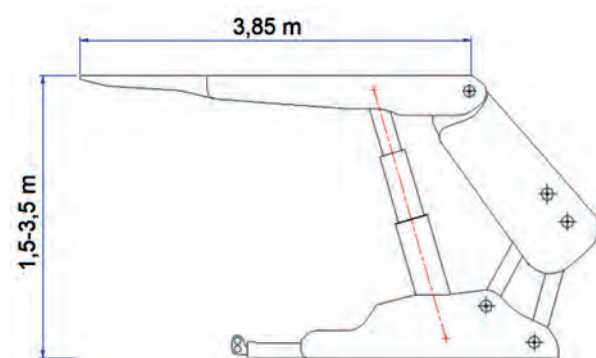
The paper aims to determine the locations in the support structure where stresses exceed the permissible values for increased strength loads on the support using numerical modelling, which has been successfully used in other fields of science such as aviation, construction, or the automotive industry [13–15].

For the cases analysed, an increased support load of 100% over the working values was assumed, while the method of support loading was referred to in the PN-EN1804-1+A1:2011 standard. Areas, where the stress in the material of the support exceeds the permissible limits, should be redesigned or reinforced for safety. Numerical methods using ANSYS [16] were used to analyse the stresses in the support elements for different support modes and overload values. The subject of the analysis is a powered roof support type ZRP-15/35-POz. The results, in the form of stress maps, will be used by designers when upgrading the support, as well as in the development of the support yielding evaluation.

2. THE SUBJECT OF THE ANALYSIS – A POWERED ROOF SUPPORT TYPE ZRP-15/35-POz

The ZRP-15/35-POz powered roof support was developed in the design office of Repair and Production Plant – ZRP Bieruń (ZRP) and is manufactured by ZRP, as well as by other companies commissioned by Polish Mining Group S.A. (PGG S.A.) The documentation is supplemented by 2D support drawings made using CAD software, which can be used for fur-

ther numerical analysis. An overview drawing of the support and the basic technical parameters are shown below in Figure 2.



Geometric and support data	
Geometric/ lateral range of support height	1.5–3.5 m / 1.7–3.4 m
Sectional steps	0.8 m
Length of the canopy	3.85 m
Type	shield support equipped with two legs
Number of legs	2
I / II diameters of the legs	Ø 0.30/0.23 m
Initial leg support	1.767–2.121 MN
Working leg support	3.039 MN
Supply pressure	25–30 MPa
Working pressure	43 MPa
Leg securing system	type ZRP II

Fig. 2. Outline drawing and basic technical data of powered roof support type ZRP-15/35-POz

The designed section ZRP-15/35-POz is included in the current program of the ZRP plant connected with the unification and standardization of powered supports for the needs of PGG S.A.

3. PREPARATION OF THE MODEL AND ITS BORDER CONDITIONS

Using drawings imported from CAD, a 3D model was built to represent the structural form of the powered roof support in terms of the geometry of the entire system. Figure 3 shows the created 3D model of the ZRP-15/35-POz powered roof support used for further analysis.

The kinetostatic calculations of the model were performed with the PrsLab 1.4.5 program [17] while the strength calculations were performed with the ANSYS program [16]. Isotropic material with linear deformation characteristics was assumed for the analyses. The material parameters were taken as for structural steel, i.e. Young's modulus $E = 200$ GPa and Poisson's ratio $\nu = 0.3$. The minimum yield point of steel grade S690QL was used as the strength criterion, i.e. $Re = 690$ MPa. The mesh and number of elements were generated by ANSYS software. Numerical calculations were performed for loads of the support ele-

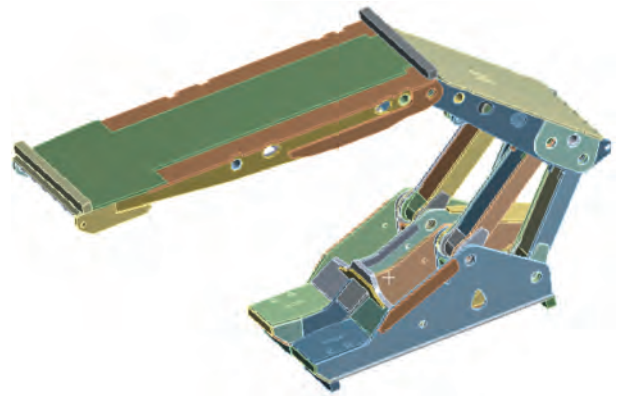


Fig. 3. A spatial model of powered roof support ZRP-15/35-POz used in numerical calculations

ments following PN-EN 1804-1+A1:2011 [4] and assumed overload coefficients of 1.05 for asymmetrical loads, and 1.2 for symmetrical loads. Additionally, for symmetrical and asymmetrical loads, an overload factor of 2.0 was adopted according to the GIG method for the yielding of powered roof support [11, 12]. The subject of analysis was supported as shown in Figure 4.

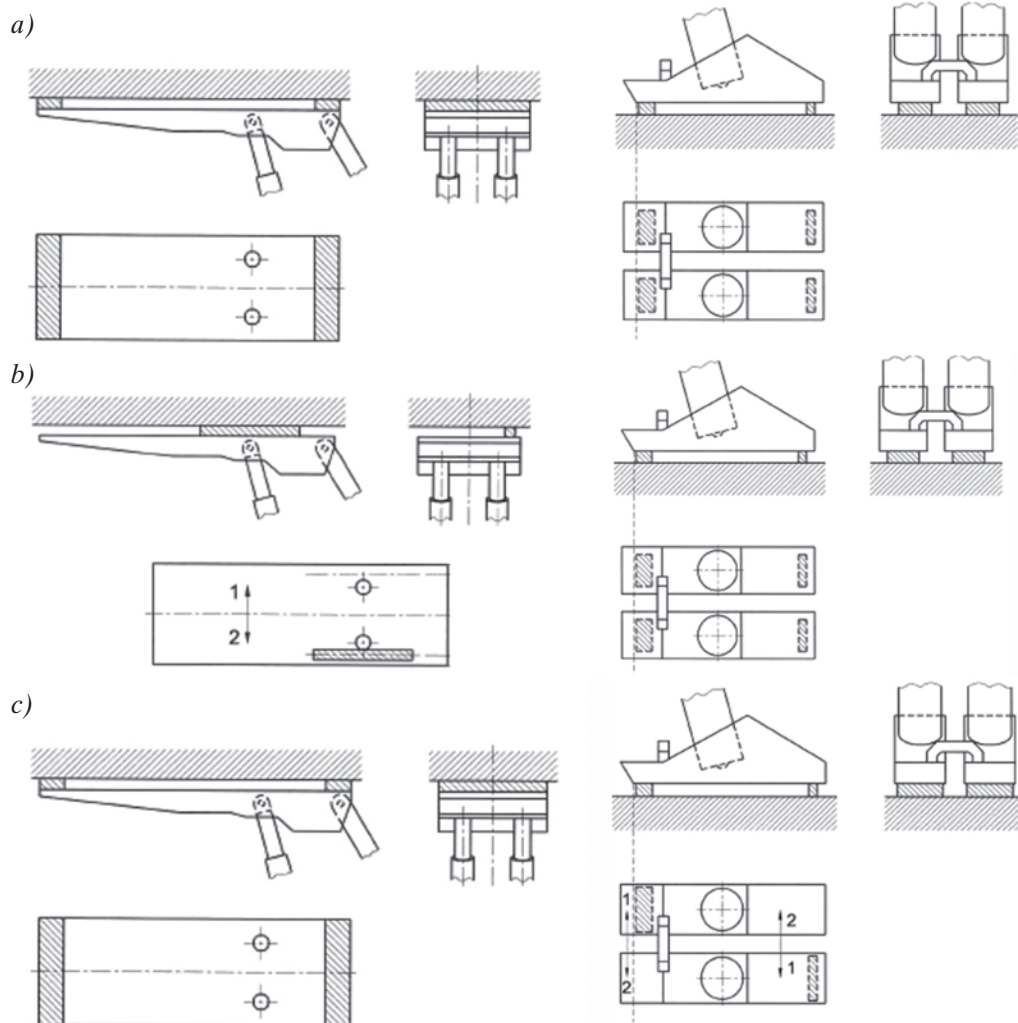


Fig. 4. Analysed ways of supporting sections: a) symmetry; b) asymmetry of the side of the canopy; c) asymmetry on the diagonal of the floor base

The numerical analysis was carried out for the three selected ways of support and for the working height of the ZRP powered roof support for which the highest stresses in the material of the elements occur.

4. NUMERICAL CALCULATION OF POWERED ROOF SUPPORTS

The results of the numerical simulations carried out are presented in the form of colour maps of the stresses reduced in the individual elements of the powered roof support. The simulations were carried

out separately for the basic elements of the support (canopy, caving shield, base) and jointly for the roof support. The publication only presents maps of reduced stresses that sufficiently represent the results of the numerical analyses carried out. The analyses were carried out for overload values resulting from the Polish standard for different ways of supporting the roof support (1.05 and 1.2) and for the case of overload resulting from the yielding condition (2.0), as a derivative of the rock mass tremor. Maps of the reduced stresses in the roof support and their components for different support modes and overload factors are shown in Figures 5–10.

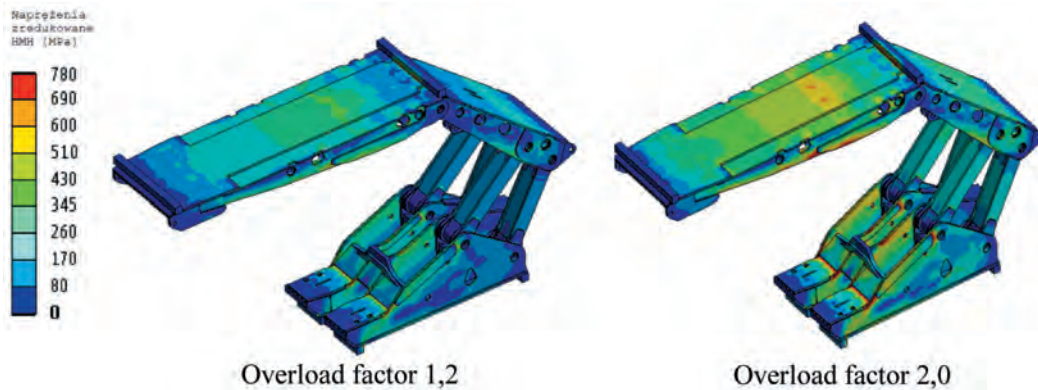


Fig. 5. Maps of reduced stresses in the section with symmetric support according to Figure 4a

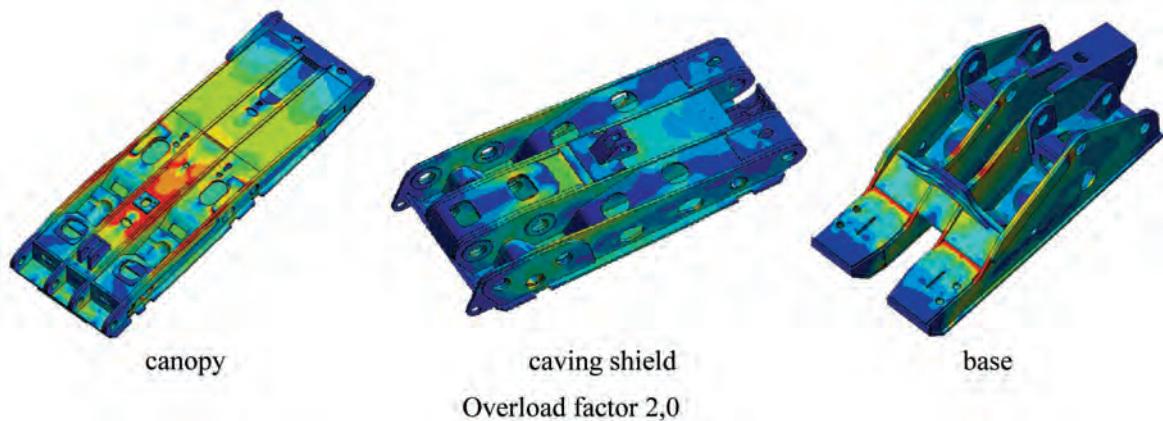


Fig. 6. Maps of reduced stresses in elements of sections with symmetric support according to Figure 4a

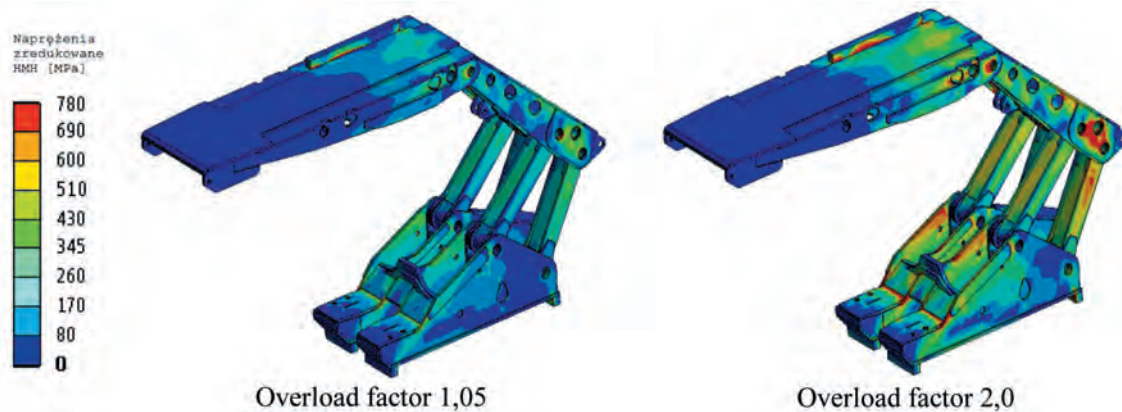


Fig. 7. Maps of reduced stresses in the section with asymmetric canopy support according to Figure 4b

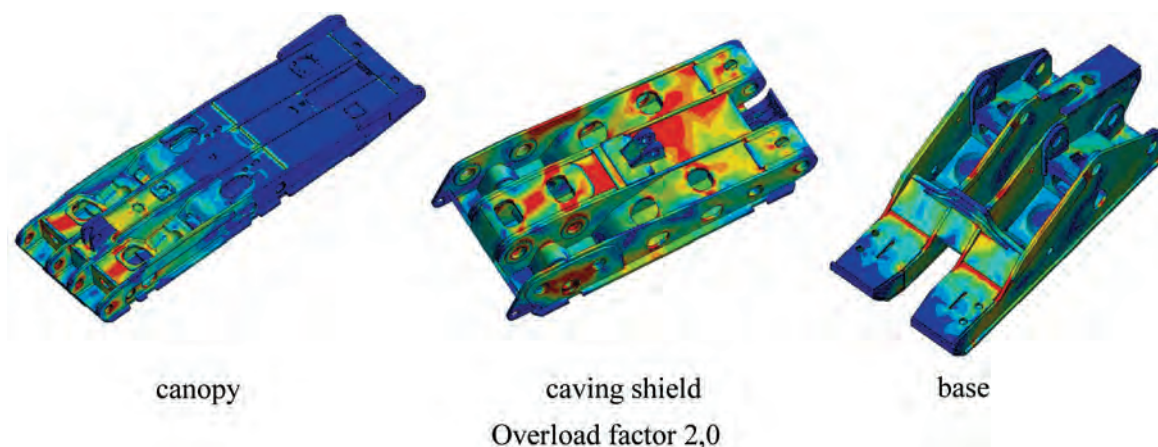


Fig. 8. Maps of reduced stresses in section elements with asymmetric canopy support according to Figure 4b

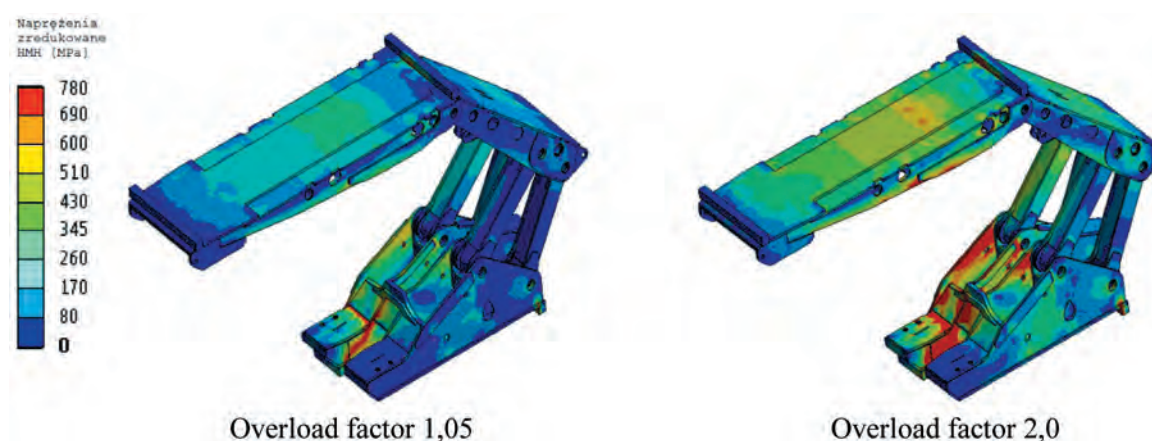


Fig. 9. Reduced stress maps in the section with diagonal asymmetry of the floor base according to Figure 4c

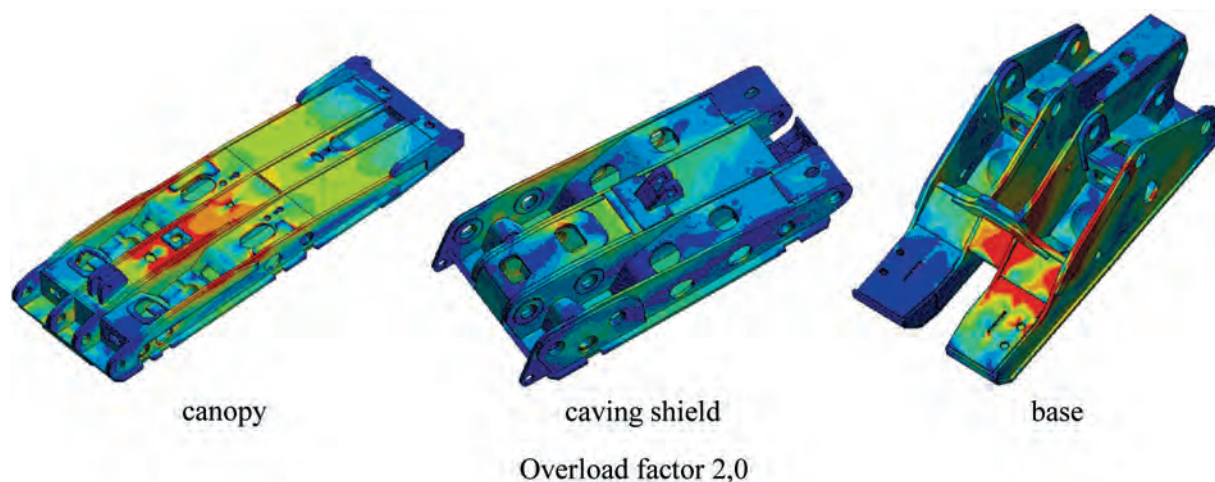


Fig. 10. Maps of reduced stresses in elements of sections with diagonal asymmetry of the floor base according to Figure 4c

5. SUMMARY AND I CONCLUSION

The problem presented in this article concerns an extremely important issue for the safety of longwall exploitation since currently more than 60% of extraction takes place in seams exposed to rock mass tremors. The occurrence of rock mass tremors results

in overloading the powered roof support structure significantly above the coefficients (1.05 and 1.2) required by Polish standards [2, 5, 6, 11]. There is also the possibility of a large asymmetry in the load distribution on the roof support which further deteriorates the operating conditions of the section. This is why the authors of the publication decided to load the

roof support with twice the overload to get an indication of the extent and location in the structure of the occurrence of increased overloads (marked in red in Figures 5–10). As shown in Figure 6, under symmetrical loading the largest overloads occur at the canopy of the section. In the case of asymmetric roof support, the highest overloads occur in the shield support – Figure 8. In the case of diagonal asymmetry of the floor base, the most overloaded elements are the elements of the base and the canopy, as shown in Figure 10.

The data obtained regarding the overloading of individual elements of the roof support allows the designer to strengthen these areas by changing the strength of the material, reinforcing them, or making structural changes. Each such action improves occupational safety and extends the failure-free operation of the powered roof support. The numerical analyses carried out also indicate that it is advisable to carry out numerical calculations of the section's structure given the large discrepancies between the overload coefficients required by Polish standards and the overloads occurring. The presented procedure will be implemented in the process of designing and manufacturing sections at ZRP-Bieruń.

References

- [1] Prusek S., Rajwa S., Wrańa A., Krzemień A.: *Assessment of roof fall risk in longwall coal mines*, "International Journal of Mining, Reclamation and Environment" 2016: 1–17.
- [2] Świątek J., Stoiński K.: *Case Analysis of Damages to Control Hydraulics of the Leg in the Powered Roof Support Section*, IVth International Innovative Mining Symposium, E3S Web Conf. Vol. 105, 2019, DOI: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201910503013>.
- [3] *Dyrektywa 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE, Dziennik Urzędowy Unii Europejskiej L157/24.*
- [4] PN-EN 1804-1+A1:2011: *Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne.*
- [5] PN-EN 1804-2+A1:2012: *Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 2: Stojaki i pozostałe siłowniki.*
- [6] PN-EN 1804-3+A1:2012: *Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 3: Hydrauliczne układy sterowania.*
- [7] *Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych*, Dz.U. z 2017 r., poz. 1118.
- [8] Prusek S., Rajwa S., Walentek A., Masny W.: *Powered support selection for longwall workings in dynamic load conditions*, "3rd International Symposium on Mine Safety Science and Engineering, Montreal" 2016: 13–19.
- [9] Rajwa S., Masny W., Wrańa A.: *A comprehensive method for the selection of powered roof support in conditions of the rock-burst hazard*, "Wiadomości Górnicze" 2017, 1: 2–7.
- [10] Rajwa S., Prusek S., Stoiński K.: *Opis metody upodatkowania zmechanizowanej obudowy ścianowej*, "Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie" 2016, 12: 3–8.
- [11] Stoiński K.: *Obudowy górnicze w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2000.
- [12] Stoiński K.: *Metoda upodatkowania sekcji zmechanizowanych obudów ścianowych*, Praca statutowa GIG, No. 10001103-150, Katowice 2006 [unpublished].
- [13] Przemyk A., Harlecki A., Tengler S.: *Metoda obliczania wytrzymałości ram samochodów ciężarowych*, "Autobusy" 2017, 12: 1252–1257.
- [14] Dębski H., Koszałka G., Ferdynus M.: *Wykorzystanie MES w analizie struktury nośnej ramy naczepy o zmiennych parametrach eksploatacyjnych*, "Eksploatacja i Niezawodność" 2012, 14, 2: 107–113.
- [15] Osmęda A.: *Porównanie wyników analiz numerycznych i prób wytrzymałościowych demonstratora struktury lotniczej*, "Prace Instytutu Lotnictwa" 2016, 3, 244: 123–134.
- [16] ANSYS V16, 2015.
- [17] PrsLab 1.4.5, program of PGG S.A., Oddział ZRP.

JANINA ŚWIĄTEK, Ph.D., Eng.

KAZIMIERZ STOIŃSKI, prof.

Główny Instytut Górnictwa (The Central Mining Institute)

pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice, Poland

{jswiatek, kstoiński}@gig.eu

KONRAD STYRYLSKI, M.Sc., Eng.

PGG S.A. Zakład Remontowo-Produkcyjny

ul. Granitowa 132, 43-155 Bieruń, Poland

konrad.styrylski@gmail.com

JANINA ŚWIĄTEK
KAZIMIERZ STOŃSKI
KONRAD STYRYLSKI

Przyczynek do projektowania konstrukcji sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej przeznaczonej do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu

Przedstawiono przykład analizy numerycznej z wykorzystaniem programu ANSYS dotyczącej optymalizacji konstrukcji sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej, przeznaczonej do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu. Uwzględniając wzrost obciążenia obudowy ze strony górotworu wynikający z występowania wstrząsów, określono miejsca występowania nadmiernych naprężeń w konstrukcji sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej. Wzrost obciążenia obudowy jako następstwo wstrząsów górotworu jest przyczyną występowania nadmiernych naprężeń w konstrukcji sekcji. Ich identyfikacja oraz uwzględnienie w projektowaniu z wykorzystaniem analizy numerycznej przedstawia niniejszy artykuł. Analizę przeprowadzono dla obudowy typu ZRP-15/35-POz produkowanej w Zakładzie Remontowo-Produkcyjnym (ZRP-Bieruń) Polskiej Grupy Górniczej S.A. Wprowadzenie wzmocnień w miejscach występowania zwiększonych naprężeń konstrukcji sekcji obudowy powinno zwiększyć jej bezpieczeństwo pracy w wyrobisku.

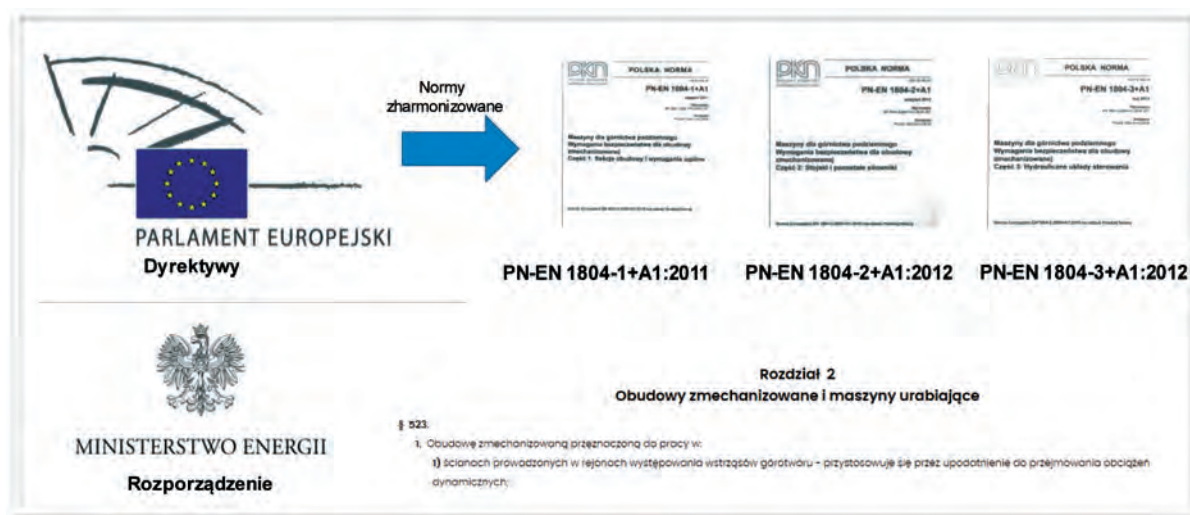
Słowa kluczowe: obudowa zmechanizowana, modelowanie numeryczne, wstrząsy górotworu, obciążenia dynamiczne

1. WPROWADZENIE

Zmechanizowana obudowa ścianowa należy do podstawowego wyposażenia kompleksu ścianowego i odpowiedzialna jest między innymi za zabezpieczenie wyrobiska przed opadem skał stropowych do jego przestrzeni roboczej. Duża zmienność warunków geologiczno-górnich, w tym wynikająca z zagrożeń naturalnych, w szczególności wstrząsami górotworu, stawia wysokie wymagania podpornościowe wobec sekcji obudowy. Wymagania te zawierają się zarówno w zakresie obciążeń statycznych, jak również dynamicznych [1, 2]. Sekcje zmechanizowanej obudowy ścianowej są wprowadzane na rynek zgodnie z uregulowaniami ujętymi dyrektywami oraz ze zharmonizowanymi z nimi polskimi normami. Podstawową dyrektywą jest dyrektywa maszynowa [3] oraz polskie normy z nią zharmonizowane z serii PN-EN 1804 [4–6]. Zakres wymagań bezpieczeństwa określony w zharmonizowanych normach nie obejmuje przypadku zagrożenia wstrząsami górotworu. Uzupełnienie wymagań bezpieczeństwa dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu następuje zgodnie z Rozporządzeniem

Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. (Dz.U. Nr 2017 poz. 1118 §523 ust. 1, pkt 1), dotyczącym upodatkowania [7]. Zapis nie określa szczegółowo wymagań i procedur postępowania, pozostawiając problem w gestii jednostki naukowo-badawczej opracowującej opinię dotyczącą upodatkowania sekcji obudowy. Na rysunku 1 przedstawiono, opierając się na dyrektywach i zharmonizowanych polskich normach, zasady wprowadzania na rynek i do eksploatacji sekcji zmechanizowanych obudów ścianowych przeznaczonych do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu.

Aktualnie ocenę upodatkowania opracowuje Główny Instytut Górnictwa (GIG) według metodyki własnej. Metodyka GIG zakłada, że skutek wstrząsu górotworu dla poszczególnych ocenianych przypadków nie może nastąpić przeciążenie stojaka hydraulicznego sekcji ponad dopuszczalną podporność, przy uwzględnieniu współczynnika jego przeciążenia [8–12]. Bezpieczeństwo odniesiono do stojaka sekcji, zakładając, że jest najważniejszym elementem podpierającym strop. Przyjęcie takich założeń dopuszcza wystąpienie przeciążeń poszczególnych elementów sekcji ponad ich wytrzymałość.



Rys. 1. Zasady wprowadzania na polski rynek i do eksploatacji zmechanizowanych obudów ścianowych przeznaczonych do pracy w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu

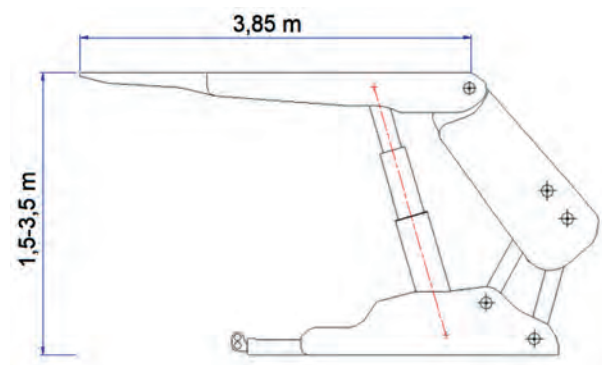
Niniejsza praca ma na celu wyznaczenie miejsc w konstrukcji sekcji, w których występują naprężenia przekraczające wartości dopuszczalne dla zwiększonych obciążeń wytrzymałościowych sekcji przy wykorzystaniu modelowania numerycznego, które z powodzeniem jest stosowane w innych dziedzinach nauki, takich jak lotnictwo, budownictwo czy przemysł samochodowy [13–15].

Dla analizowanych przypadków przyjęto zwiększone obciążenie sekcji o 100% ponad wartości robocze, natomiast sposób obciążenia sekcji odniesiono do ujętego normą PN-EN1804-1+A1:2011. Miejsca, w których naprężenia w materiale sekcji przekroczą dopuszczalne granice, w celu zachowania bezpieczeństwa powinny być przeprojektowane lub wzmocnione. Do analizy naprężeń w elementach sekcji dla różnych sposobów podparcia oraz wartości przeciążeń wykorzystano metody numeryczne z wykorzystaniem programu ANSYS [16]. Przedmiotem analizy jest sekcja zmechanizowanej obudowy ścianowej typu ZRP-15/35-POz. Wyniki w postaci map naprężeń zostaną wykorzystane przez projektantów podczas modernizacji sekcji, jak również przy opracowaniu opinii updatnienia sekcji.

2. PRZEDMIOT ANALIZY – SEKCJA ZMECHANIZOWANEJ OBUDOWY ŚCIANOWEJ TYPU ZRP-15/35-POz

Zmechanizowana obudowa ścianowa typu ZRP-15/35-POz zaprojektowana została w biurze konstrukcyjnym ZRP Bieruń i jest produkowana przez zakład ZRP, jak również inne firmy na zlecenie PGG S.A. Uzupełnieniem dokumentacji są rysunki sekcji 2D wykonane w programie CAD, z możliwością

ich wykorzystania do dalszych analiz numerycznych. Rysunek poglądowy sekcji oraz podstawowe parametry techniczne przedstawiono poniżej na rysunku 2.



Dane geometryczne i podpornościowe	
Zakres wysokości obudowy geometryczny/roboczy	1,5–3,5 m / 1,7–3,4 m
Krok sekcji	0,8 m
Długość stropnicy	3,85 m
Typ	podporowo-osłonowa dwustojakowa
Liczba stojaków	2
Średnice stojaka I st. / II st.	Ø 0,30/0,23 m
Podporność wstępna stojaka	1,767–2,121 MN
Podporność robocza stojaka	3,039 MN
Ciśnienie zasilania	25–30 MPa
Ciśnienie robocze	43 MPa
Przyłącze stojakowe i zabezpieczenie przed przeciążeniami	typ ZRP II

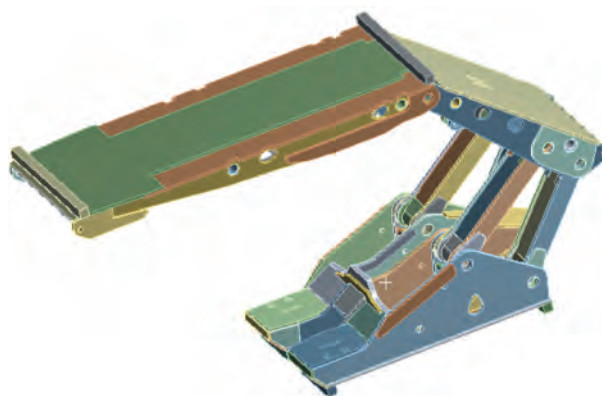
Rys. 2. Rysunek poglądowy oraz podstawowe dane techniczne sekcji zmechanizowanej obudowy typu ZRP-15/35-POz

Zaprojektowana sekcja ZRP-15/35-POz mieści się w realizowanym programie zakładu ZRP-Bieruń związanym z unifikacją i normalizacją obudów dla potrzeb PGG S.A.

3. PRZYGOTOWANIE MODELU ORAZ JEGO WARUNKI BRZEGOWE

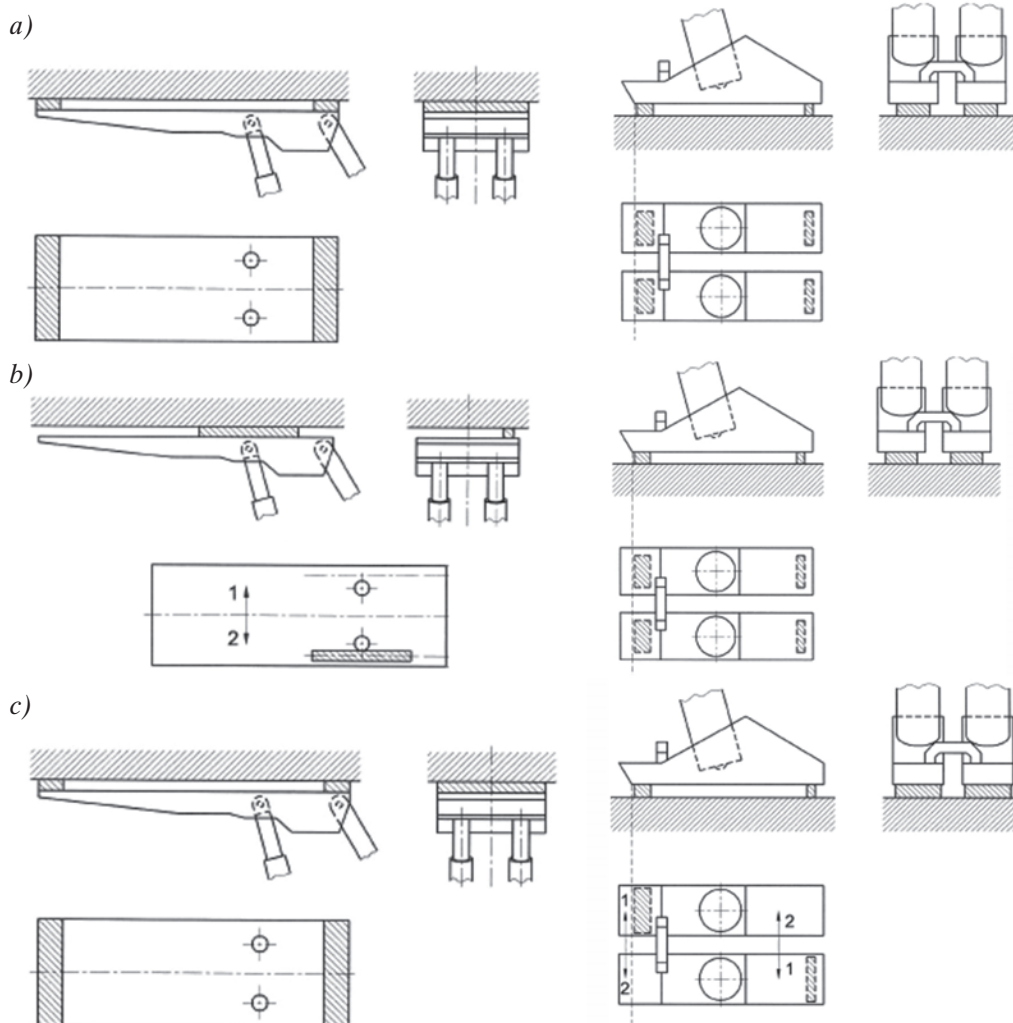
Wykorzystując rysunki importowane z programu CAD, zbudowano model 3D odwzorowujący postać konstrukcyjną sekcji obudowy pod względem geometrii całego układu. Na rysunku 3 przedstawiony został stworzony model 3D sekcji zmechanizowanej obudowy ZRP-15/35-POz wykorzystany do dalszych analiz.

Obliczenia kinetostatyczne modelu wykonano programem PrsLab 1.4.5 [17], natomiast wytrzymałościowym programem ANSYS [16]. Do analiz przyjęto materiał izotropowy o liniowej charakterystyce odkształceniowej. Parametry materiału przyjęto jak dla stali konstrukcyjnej tj. moduł Younga $E = 200 \text{ GPa}$ i współczynnik Poissona $\nu = 0,3$. Jako kryterium wytrzymałościowe przyjęto minimalną granicę plastyczności stali gatunek S690QL, tj. $Re = 690 \text{ MPa}$. Siatka i liczba elementów została wygenerowana przez program ANSYS. Wykonano obliczenia numeryczne dla obciążeń elementów sekcji zgodnie z normą



Rys. 3. Model przestrzenny sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej ZRP-15/35-POz wykorzystany w obliczeniach numerycznych

PN-EN 1804-1+A1:2011 [4] i przyjęto współczynniki przeciążenia 1,05 dla obciążeń niesymetrycznych oraz 1,2 dla obciążeń symetrycznych. Dodatkowo dla obciążeń symetrycznych i asymetrycznych przyjęto współczynnik przeciążenia 2,0 zgodnie z metodą GIG dotyczącą upodatkowania sekcji obudowy [11, 12]. Przedmiotem analiz była sekcja podparta zgodnie z rysunkiem 4.



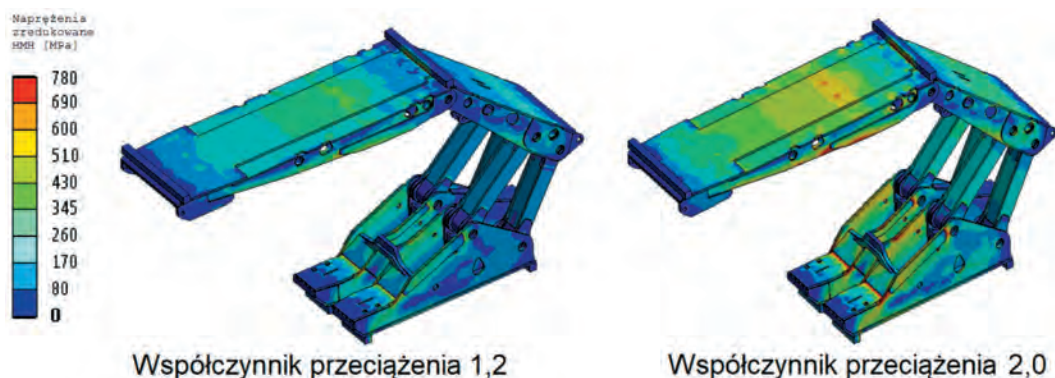
Rys. 4. Analizowane sposoby podparcia sekcji: a) symetria; b) asymetria boku stropnicy; c) asymetria po przekątnej spągnicy

Analizę numeryczną przeprowadzono dla wybranych trzech sposobów podparcia i dla wysokości roboczej sekcji ZRP, dla której występują największe naprężenia w materiale elementów.

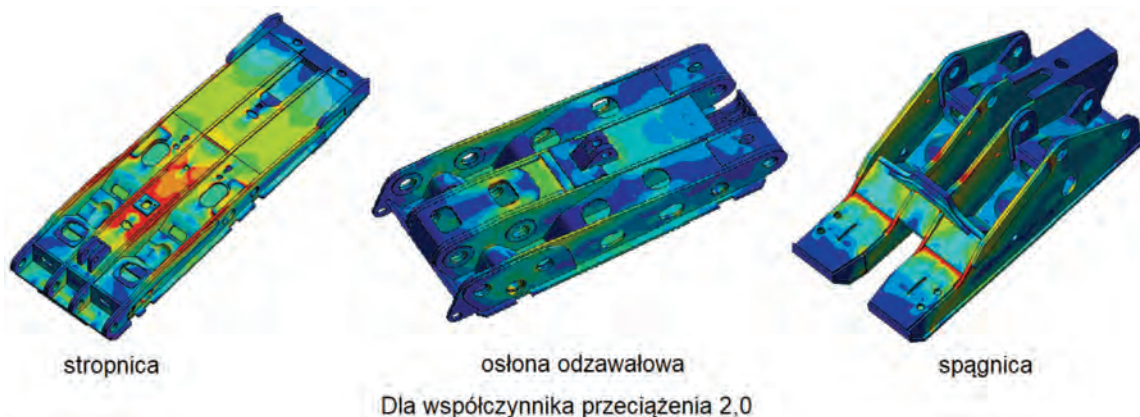
4. OBLICZENIA NUMERYCZNE OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ

Wyniki przeprowadzonych symulacji numerycznych przedstawiono w postaci barwnych map naprężeń zredukowanych w poszczególnych elementach sekcji. Symulacje przeprowadzono oddzielnie dla

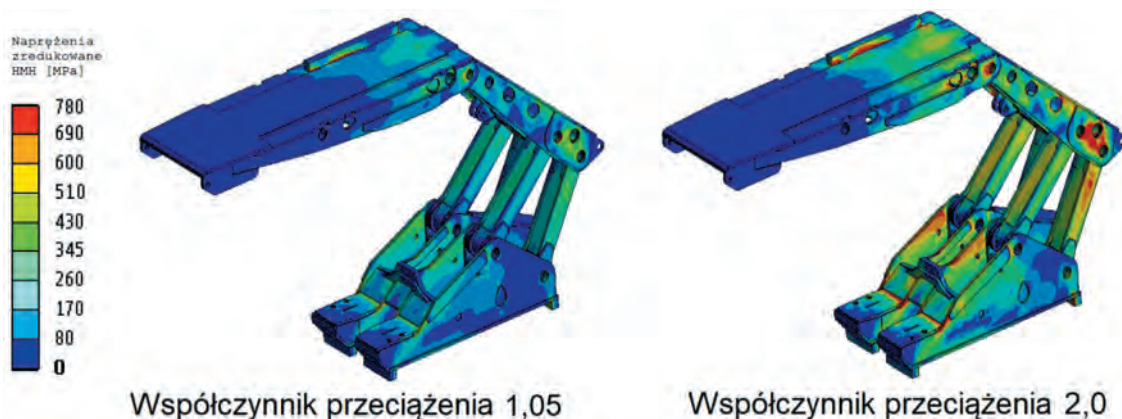
podstawowych elementów sekcji (stropnica, spąglica) oraz złożeniowo dla sekcji. W publikacji omówiono jedynie mapy złożone naprężeń zredukowanych, które w wystarczający sposób przedstawiają wyniki przeprowadzonych analiz numerycznych. Analizy zostały przeprowadzone dla wartości przeciążenia wynikających z polskiej normy dla różnych sposobów podparcia sekcji (1,05 i 1,2) oraz przypadku przeciążenia wynikającego z warunku upodatknienia (2,0) jako pochodna wstrząsu górotworu. Mapy naprężeń zredukowanych w sekcji i jej elementach dla różnych sposobów podparcia i współczynników przeciążenia pokazano na rysunkach 5–10.



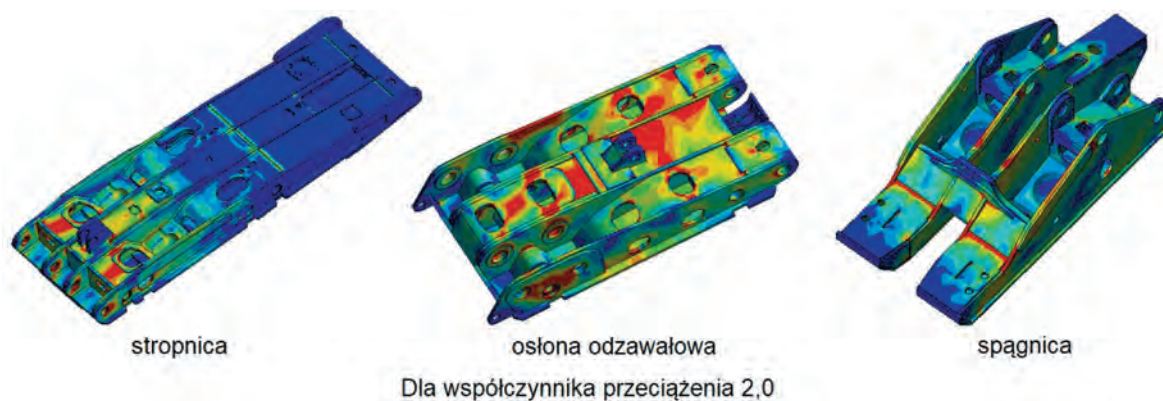
Rys. 5. Mapy naprężeń zredukowanych w sekcji przy podparciu symetrycznym według rysunku 4a



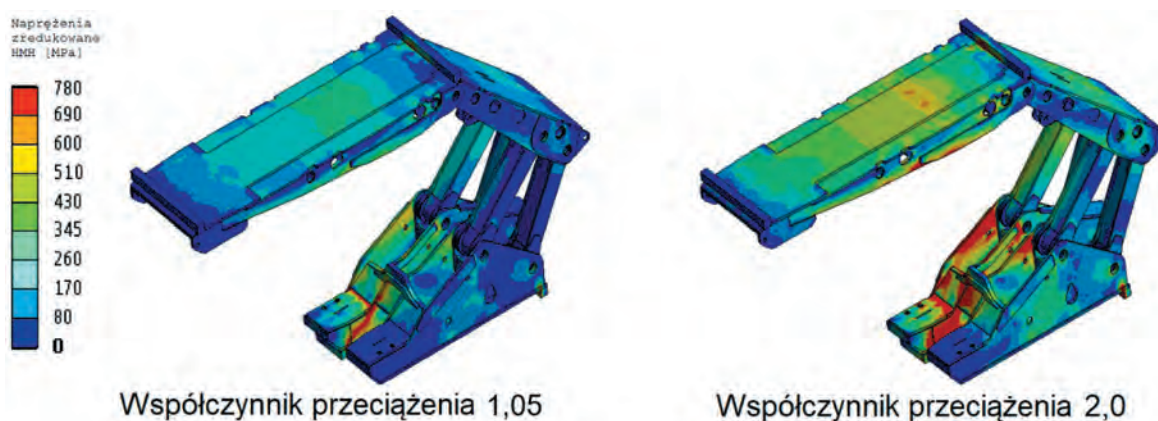
Rys. 6. Mapy naprężeń zredukowanych w elementach sekcji przy podparciu symetrycznym według rysunku 4a



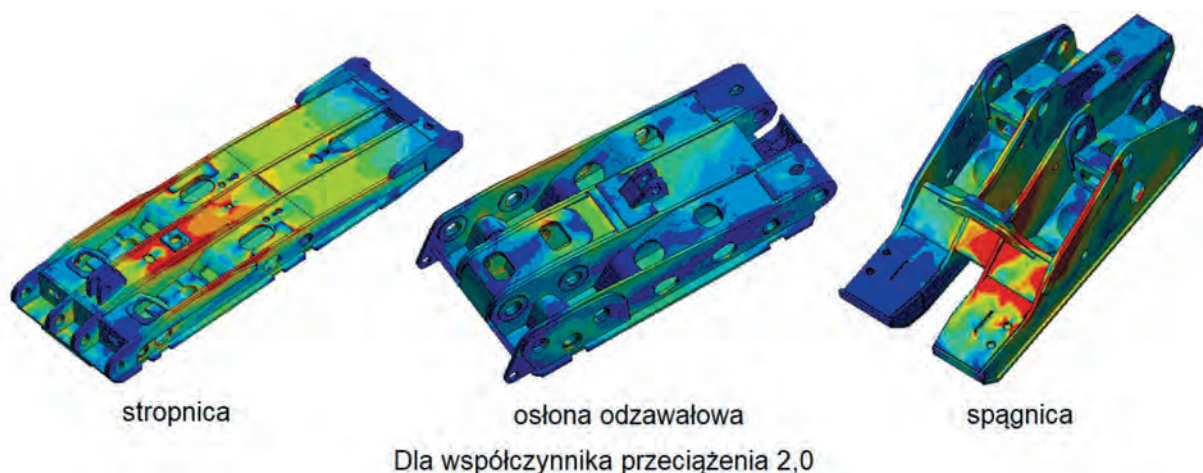
Rys. 7. Mapy naprężeń zredukowanych w sekcji przy asymetrycznym podparciu stropnicy według rysunku 4b



Rys. 8. Mapy naprężeń zredukowanych w elementach sekcji przy asymetrycznym podparciu stropnicy według rysunku 4b



Rys. 9. Mapy naprężeń zredukowanych w sekcji przy asymetrii po przekątnej spągnicy według rysunku 4c



Rys. 10. Mapy naprężeń zredukowanych w elementach sekcji przy asymetrii po przekątnej spągnicy według rysunku 4c

5. PODSUMOWANE I WNIOSKI

Przedstawiona w niniejszym artykule problematyka dotyczy niezwykle ważnego zagadnienia dla bezpieczeństwa eksploatacji w ścianie z uwagi na to, że aktualnie ponad 60% wydobywania odbywa się w pokładach zagrożonych wstrząsami górotworu. Wskutek występowania wstrząsów górotworu następuje przeciążenie konstrukcji sekcji obudowy zmechanizowanej znacznie powyżej wymaganych polskimi normami

współczynników (1,05 i 1,2) [2, 5, 6, 11]. Występuje również możliwość dużej asymetrii rozkładu obciążenia na obudowie, co dodatkowo pogarsza warunki pracy sekcji. Dlatego właśnie autorzy publikacji zdecydowali się na obciążenie sekcji obudowy z dwukrotnym przeciążeniem, aby uzyskać informację co do zakresu i miejsca w konstrukcji występowania zwiększonych przeciążeń (na rysunkach 5–10 kolor czerwony). Jak pokazano na rysunku 6 przy obciążeniu symetrycznym największe przeciążenia występują w stropnicy sekcji.

W przypadku asymetrycznego podparcia stropnicy największe przeciążenia występują w osłonie odzawalowej (rys. 8). Natomiast w przypadku asymetrii po przekątnej spągnicy najbardziej przeciążone są elementy spągnicy i stropnicy, co obrazuje rysunek 10.

Uzyskane informacje odnośnie do przeciążenia poszczególnych elementów sekcji umożliwiają konstruktorowi wzmocnienie tych miejsc w wyniku zmiany wytrzymałości materiału, wzmocnienia ich czy dokonania zmian konstrukcyjnych. Każda taka czynność poprawia bezpieczeństwo pracy, powoduje również wydłużenie bezawaryjnej pracy sekcji obudowy zmechanizowanej. Przeprowadzone analizy numeryczne wskazują również na celowość dokonywania obliczeń numerycznych konstrukcji sekcji z uwagi na duże rozbieżności pomiędzy współczynnikami przeciążenia wymaganymi polskimi normami, a rzeczywistości występującymi przeciążeniami. Przedstawiona procedura postępowania zostanie wprowadzana w procesie projektowania i produkcji sekcji w ZRP-Bieruń.

Literatura

- [1] Prusek S., Rajwa S., Wrana A., Krzemień A.: *Assessment of roof fall risk in longwall coal mines*, „International Journal of Mining, Reclamation and Environment” 2016: 1–17.
- [2] Świątek J., Stoiński K.: *Case Analysis of Damages to Control Hydraulics of the Leg in the Powered Roof Support Section*, IVth International Innovative Mining Symposium, E3S Web Conf. Vol. 105, 2019, DOI: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201910503013>.
- [3] *Dyrektywa 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE*, Dziennik Urzędowy Unii Europejskiej L157/24.
- [4] PN-EN 1804-1+A1:2011: *Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne*.
- [5] PN-EN 1804-2+A1:2012: *Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 2: Stojaki i pozostałe siłowniki*.
- [6] PN-EN 1804-3+A1:2012: *Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 3: Hydrauliczne układy sterowania*.
- [7] *Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych*, Dz.U. z 2017 r., poz. 1118.
- [8] Prusek S., Rajwa S., Walentek A., Masny W.: *Powered support selection for longwall workings in dynamic load conditions*, „3rd International Symposium on Mine Safety Science and Engineering, Montreal” 2016: 13–19.
- [9] Rajwa S., Masny W., Wrana A.: *A comprehensive method for the selection of powered roof support in conditions of the rock-burst hazard*, „Wiadomości Górnicze” 2017, 1: 2–7.
- [10] Rajwa S., Prusek S., Stoiński K.: *Opis metody upodatkowania zmechanizowanej obudowy ścianowej*, „Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie” 2016, 12: 3–8.
- [11] Stoiński K.: *Obudowy górnicze w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu*, Wydawnictwo GIG, Katowice 2000.
- [12] Stoiński K.: *Metoda upodatkowania sekcji zmechanizowanych obudów ścianowych*, Praca statutowa GIG, nr 10001103-150, GIG, Katowice 2006 [niepublikowane].
- [13] Przemyk A., Harlecki A., Tengler S.: *Metoda obliczania wytrzymałości ram samochodów ciężarowych*, „Autobusy” 2017, 12: 1252–1257.
- [14] Dębski H., Koszałka G., Ferdynus M.: *Wykorzystanie MES w analizie struktury nośnej ramy naczepy o zmiennych parametrach eksploatacyjnych*, „Eksploatacja i Niezawodność” 2012, 14, 2: 107–113.
- [15] Osmęda A.: *Porównanie wyników analiz numerycznych i prób wytrzymałościowych demonstratora struktury lotniczej*, „Prace Instytutu Lotnictwa” 2016, 3, 244: 123–134.
- [16] ANSYS V16, 2015.
- [17] PrsLab 1.4.5, program autorski PGG S.A., Oddział ZRP.

dr inż. JANINA ŚWIĄTEK
 prof. dr hab. inż. KAZIMIERZ STOIŃSKI
 Główny Instytut Górnictwa
 pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice
 {jswiatek, kstoiński}@gig.eu

mgr inż. KONRAD STYRYLSKI
 PGG S.A. Zakład Remontowo-Produkcyjny
 ul. Granitowa 132, 43-155 Bieruń
 konrad.styrylski@gmail.com

WITOLD FRĄC
ANDRZEJ PYTLIK
KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI

Strength testing of rock and ground anchor rods under static and dynamic loads

Various types of anchor rods are commonly used for rock mass and soil reinforcement, produced either as full-section steel rods or tubes with threads along their entire length, which are used for the injection of liquid binders. This paper presents the methodology and sample results of strength tests of self-drilling injection anchor rods with R32 rope threads. Such rods are used both in underground mining and in geoengineering under static and dynamic (impact) loads. The results of tests of injection micropiles with trapezoidal thread diameters in the range of T51–T111 mm, used mainly in geoengineering, are provided as well. This paper also presents the basic requirements for the fatigue loading of nails and injection micropiles used in geoengineering, based on standards and the European Assessment Document (EAD), applicable in the European Union.

Key words: rock bolts, soil nails, injection micropiles, resistance to static and dynamic load, fatigue tests

1. INTRODUCTION

Various types of anchor rods are commonly used for rock mass and soil reinforcement, produced either as full-section steel rods or tubes with threads along their entire length, which are used for the injection of liquid binders. The increase in deep mine outputs consequently entails the growing significance of rock bolting, performed primarily in order to reinforce the rock mass and increase its self-supporting capacity. Rock bolt support is not only used under the conditions of dynamic loads generated by rock mass tremors and rock bursts [1], but also by dynamic impacts of the means of transport [2]. Anchors are mainly exposed to dynamic tensile impact [3, 4] and shear [5] during rock mass tremors. The economic factor also plays a significant role in the increasing popularity of rock bolting, as this form of support is less expensive compared to steel arch support systems and more convenient from the perspective of transportation. Modern anchors are characterized by great resistance to not only static loads, but also dy-

namic impact loads. Requirements for the performance of geotechnical works are included in the standards for nails [6] and micropiles [7], which are mainly used for soil strengthening [8–10], foundation of building structures and tunnels stabilization [11]. Therefore, the anchor rods, nuts, coupling sleeves and other elements, constituting the complete reinforcement system, are produced using steel materials with high mechanical properties confirmed through strength testing, primarily under static and fatigue loading. This paper presents the methodology and sample results of strength tests of self-drilling injection anchor rods, used both in underground mining and in geoengineering, under static and dynamic impact loading. The results of static strength tests of injection micropiles, used primarily in geoengineering, are provided as well. This paper also presents the basic requirements for the fatigue loading of nails and injection micropiles used in geoengineering, based on standards and the European Assessment Document (EAD) [12, 13], applicable in the European Union.

2. TEST METHODOLOGY

2.1. Tests under static loading

The basic anchor rod strength parameters are tensile strength R_m , upper R_{eH} and lower R_{eL} yield stress or the proof stress $R_{0.2}$, total percent elongation A_{gt} at maximum force and total percent elongation at break A_t . Tensile testing of the samples of steel used to produce the rods is not reliable. This is primarily due to the fact that the mechanical properties of the steel undergo changes during rod production as a result of processing. It is therefore necessary to subject the end product, i.e. the anchor rod, to tensile testing, which is defined in standard PN-EN ISO 6892-1 [14]. The results of such studies, although carried out under slightly different conditions, are presented in the work [15].

Tests of such rods, as well as of rods coupled by means of couplers, are conducted in a static testing machine with a maximum tensile force of 5000 kN (accuracy class 1). Figure 1 shows a schematic of a static test. The tested anchor rod (3) is mounted between the machine crossbeams and locked on both sides by means of two nuts (2). The force measurement is carried out by force sensor (1) mounted on the fixed crossbeam and the measurement of the dis-

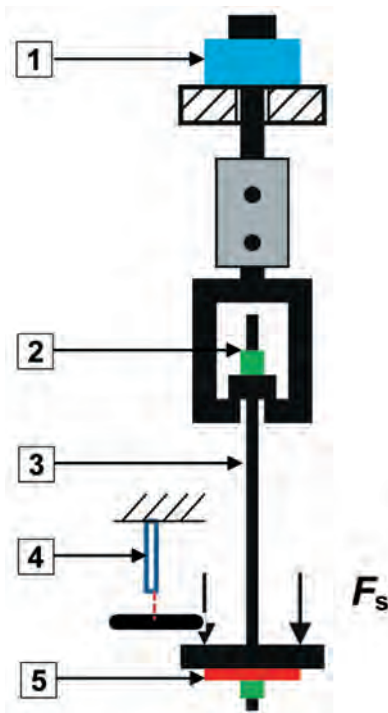


Fig. 1. Load case for an anchor rod under static loading: 1 – force sensor; 2 – anchor nut; 3 – anchor rod; 4 – displacement sensor; 5 – anchor washer

placement is carried out with the use of a line sensor (4) attached to the movable crossbeam to which the force F_s is applied. The initial measurement length L_o is typically 1000 mm. The test consists in loading the tested rod with a tensile force F_s until rupture. The tensile speed is determined on the basis of the stress increase rate (method B in the PN-EN ISO 6892-1 [14]), that is 6–60 MPa·s⁻¹. During the test, the loading force F_s and the elongation of the rod ΔL are recorded.

The loading force and rod elongation are recorded during the test. The rod strength parameters are determined using software developed at the GIG Laboratory of Mechanical Devices Testing, based on standard PN-EN ISO 6892-1 [14]. The software calculated those parameters on the basis of measurement data saved in an ASCII code file and information about the cross-sectional area of tested sample S_o and the initial measurement length L_o . The results are presented in a graphical (tensile diagram) and tabular form.

2.2. Tests under dynamic impact loading

The method for anchor testing under dynamic loading according to standard ASTM D7401-08 [16] consists in the free fall (by gravity) of a ram of a mass m from a given height h onto the anchor rod end (Fig. 2).

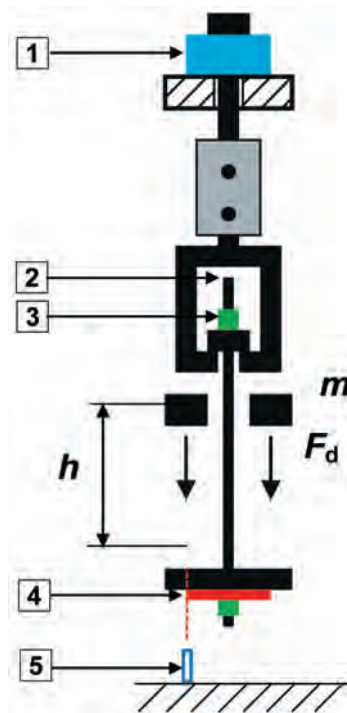


Fig. 2. Load case for an anchor rod under dynamic impact loading: 1 – force sensor; 2 – anchor nut; 3 – anchor rod; 4 – anchor washer; 5 – displacement sensor

The force measurement is carried out by means of a force sensor (1) mounted on the fixed crossbeam and the displacement measurement is carried out by a laser sensor (5) attached to the ground, which measures the displacement of the end of the bold rod.

The test result is deemed positive if the anchor rod transfers a load of an energy and impact velocity declared by the manufacturer without failure.

According to the ASTM D7401-08 standard [16], the initial energy of the impact against the tested rod, corresponding to the potential energy E_p , is calculated using the following formula:

$$E_p = mgh \quad (1)$$

whereas the velocity v of the impact against the tested rod is calculated as follows:

$$v = \sqrt{2gh} \quad (2)$$

where:

h – ram free fall height [m],

m – ram mass [kg],

g – gravitational constant 9.81 [m/s²].

During testing, the dynamic loading force F_d is measured by means of a strain gauge force sensor (class 0.5), whereas the anchor elongation L_d is measured by a laser sensor (0.1% mm resolution, 0.25% linearity error) with a minimum sampling rate of about $f = 10$ kHz (as required by standard ASTM D7401-08 [16]). However, the experience of the GIG Laboratory of Mechanical Devices Testing reveals that in order to better capture the character of the dynamic load F_d wave variations, the minimum sampling frequency during testing should equal $f = 19.2$ kHz. The sensors are connected to a measuring amplifier cooperating with a computer that registers the measurement data. The measuring amplifier is equipped with 24-bit analog-to-digital converters and the measurement data are transferred in a 4-byte form (3 bytes describing the measured value and 1 status byte).

2.3. Tests under dynamic fatigue loading

Anchor tests under dynamic fatigue loading are performed according to [12, 13]. The test is performed in a testing machine with a constant load frequency no greater than 30 Hz, at a constant upper load of 65% of the anchor rod characteristic strength – in this case it is the yield force $F_{p0.2}$, which must first be determined during tensile rod testing under static loading. The range of loads $\Delta F_p = F_{zmax} - F_{zmin}$ must

be maintained on a constant level for the entire duration of the test. This corresponds to a stress amplitude of 80 MPa in the nominal cross section of the tested rod. The full test consists of 2 million load cycles. Figure 3 presents the test scheme. The tested anchor rod (3) is fixed between the machine crossbeams and is locked on each side with nuts (1). The axially of the anchor rod is ensured by the washers (4). Force measurement is performed by means of a strain gauge force sensor (2)

The sample must be tested in a manner precluding secondary oscillations (resonance). It is also important for the sample to be free of filling material. It is essential to maintain a constant vibration amplitude and count the number of cycles during the test. The condition of the tested elements must be inspected after testing – whether cracking or deformation can be observed.

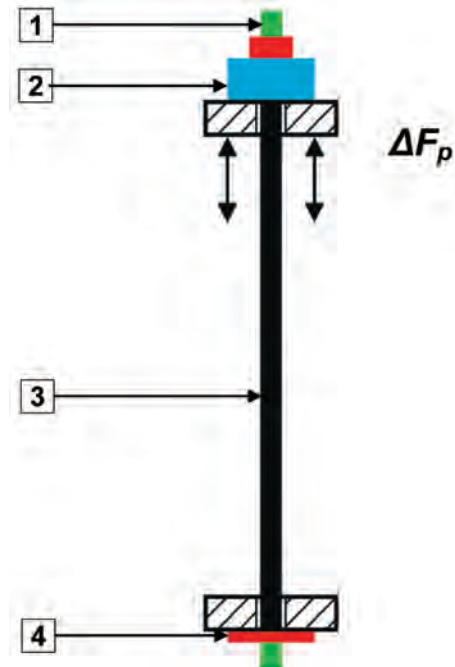


Fig. 3. Load case for an anchor rod under dynamic fatigue loading: 1 – anchor nut, 2 – force sensor, 3 – anchor rod, 4 – anchor washer

3. TEST RESULTS

3.1. Results of tests under static loading

The basic test of an anchor rod under static load is the tensile test. On the basis of this test, the maximum tensile strength R_m , upper R_{eH} and lower R_{eL} yield strength or proof stress $R_{0.2}$, total percent elongation A_{gt} at maximum force and total percent elongation A_t at break are determined.

The tests under static loading encompassed anchor rods with R32 rope threads and injection micropiles with coupling elements (Fig. 4).

Figure 5 presents an example R32 self-drilling rock anchor rod tension chart under static loading.

The anchor rod broke at force $F_{smax} = 366$ kN.

Figures 6–8 present example T51, T76 and T111 injection micropile rod tension charts under static loading.

An example picture of a steel rod with a coupling sleeve and nuts in a testing machine with a range of up to 5000 kN during tensile testing under static loading is presented in Figure 9. Coupling sleeve allows to connect the anchor rods or micropiles together in order to extend them. Figure 10 demonstrates an anchor rod after a tensile test.

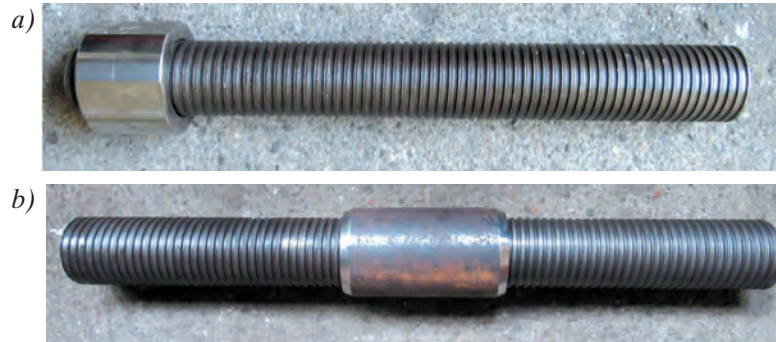


Fig. 4. Example view of an injection micropile with a nut (a) and two sections of an injection micropiles connected with coupling sleeve (b)

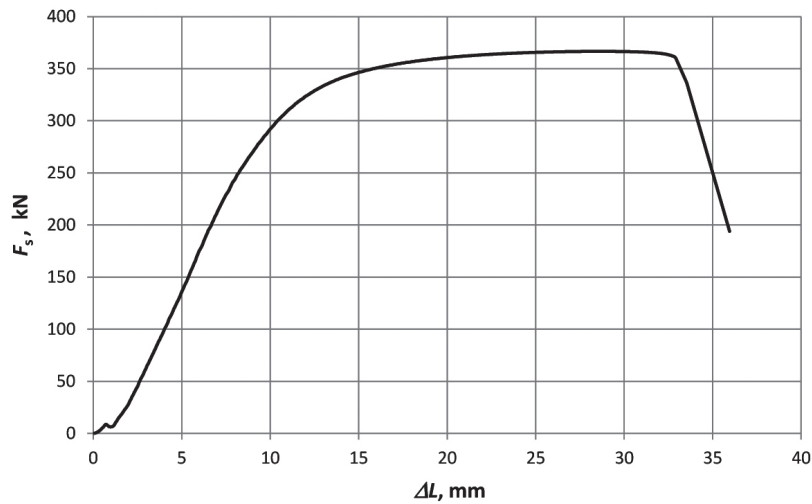


Fig. 5. R32 anchor rod tension chart

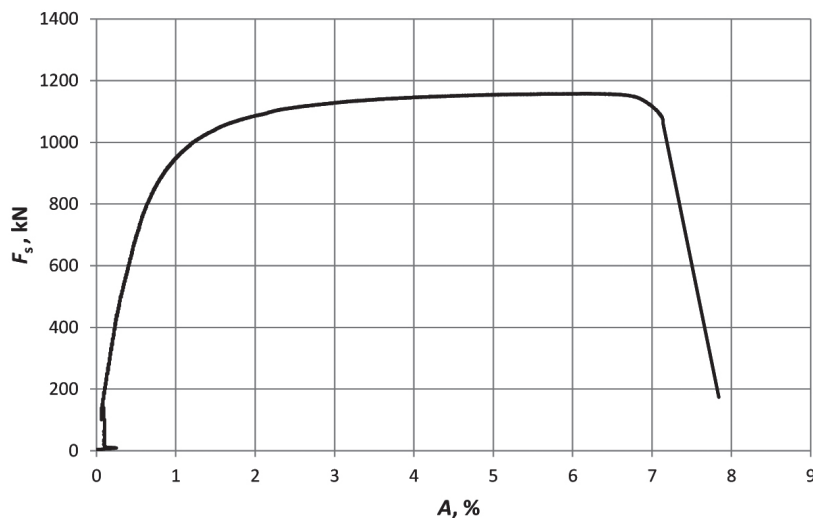


Fig. 6. T51 anchor rod tension chart ($F_{smax} = 1159$ kN; $A_{gt} = 6.2\%$)

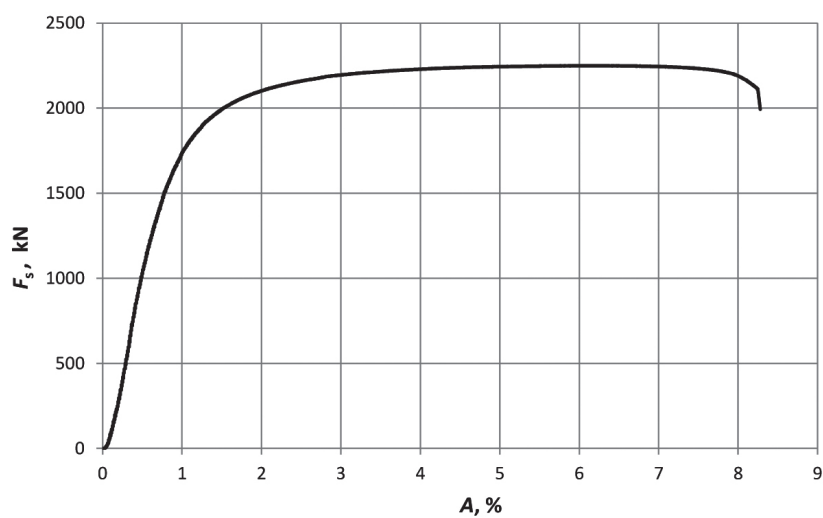


Fig. 7. T76 anchor rod tension chart ($F_{smax} = 2250$ kN; $A_{gt} = 6.0\%$)

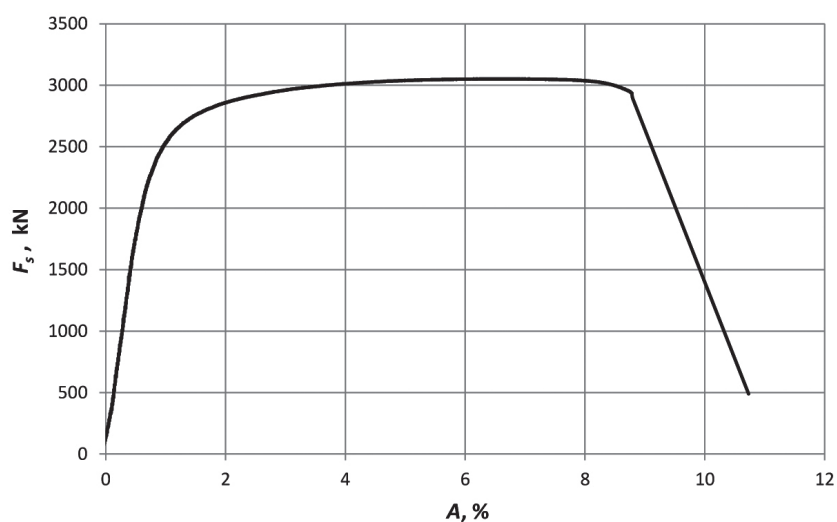


Fig. 8. T111 anchor rod tension chart ($F_{smax} = 3052$ kN; $A_{gt} = 6.4\%$)



Fig. 9. Rod and coupling sleeve during tensile testing in a testing machine with a range of up to 5000 kN



Fig. 10. Ruptured T111 anchor rod after a tensile test

3.2. Results of tests under dynamic impact loading

The tests encompassed self-drilling anchors with R32 rope threads, equipped with steel square washers with dimensions of 200 mm × 200 mm × 12 mm. The tests inspected the anchor rod resistance to loads of an impact energy $E_p = 30$ kJ and impact velocity of about 5 m/s (test parameters are calculated according to formulas 1 and 2). A ram of a mass $m = 1950$ kg lowered onto the anchor from a height $h = 1560$ mm

was used during testing; consequently, the anchor was struck with an impact velocity $v = 5.5$ m/s. An example course of dynamic force F_d as a function of time t obtained during a test is presented in Figure 11.

The anchor transferred the impact load, the energy of which was 30 kJ, without failure. Damped vibrations generated as a result of the ram rebounding from the anchor washer are visible in Figure 11a. Figure 11b presents the first load impulse, when the anchor rod was subjected to the maximum load $F_{dmax} = 410$ kN and underwent the maximum elongation $L_{dmax} = 119$ mm.

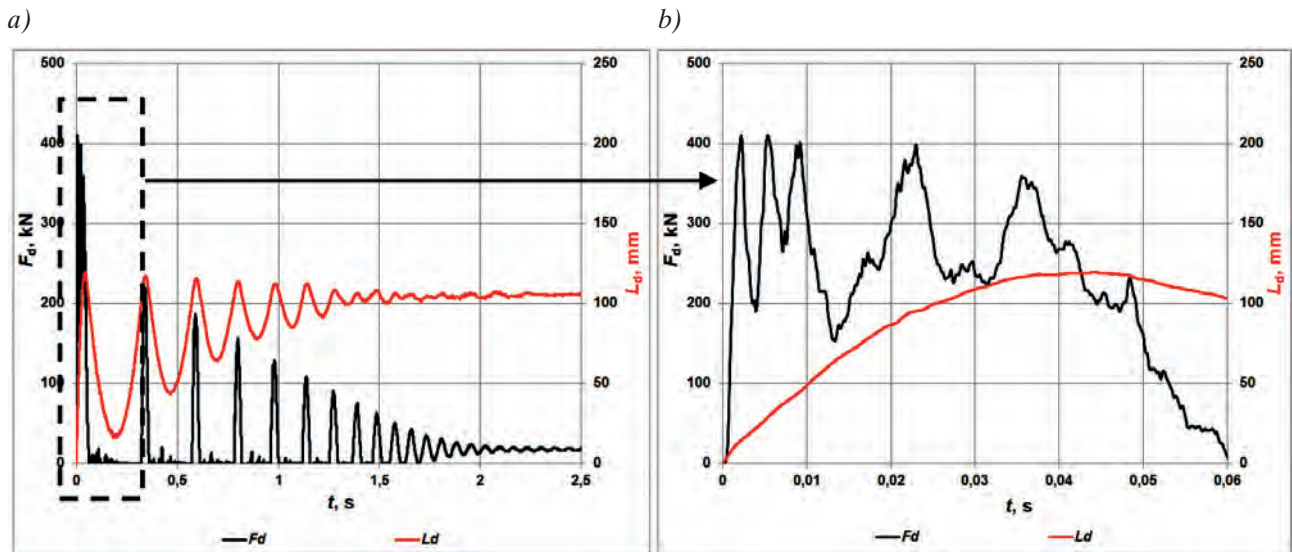


Fig. 11. Example course of dynamic force F_d as a function of time t obtained during a test
a – full course of the test, b – first load impulse

The remaining load impulses, resulting from consecutive, minor collisions of the ram against the anchor washer, result in no plastic deformation of the rod and therefore are not subjected to analysis.

3.3. Results of tests under dynamic fatigue loading

The tests under dynamic fatigue loading encompassed anchor rods with R25 rope threads. The nomi-

nal yield force $F_{p0.2}$ is 150 kN, and the nominal cross section area S_o is 300 mm². The maximum cyclic load is 65% of $F_{p0.2}$, i.e. 97.5 kN at a load amplitude of 24 kN. The load frequency during testing was over 10 Hz. An example picture of a steel rod in a testing machine during fatigue testing is presented in Figure 12, whereas Figure 13 demonstrates an example chart of cyclic force F_z as a function of time t obtained during a test. After the test, the anchor rod did not show any visible defects or cracks.



Fig. 12. Anchor rod mounted in a fatigue testing machine

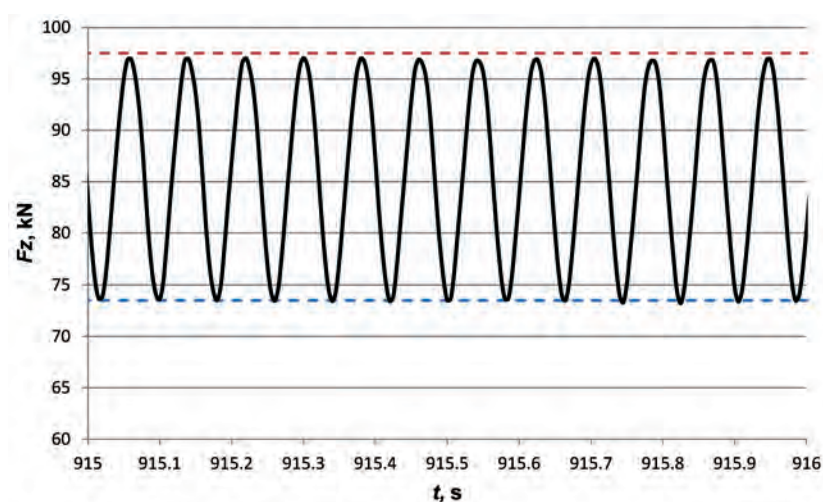


Fig. 13. Example course of cyclic force F_z as a function of time t obtained during a test

4. SUMMARY

The methodologies for testing self-drilling injection anchors with R32 rope threads and injection micropiles with trapezoidal thread diameters in the range of T51–T111 mm presented in this paper factor in the typical operational characteristics of anchors under various conditions of their application. Naturally, these devices are tested under static loading as a standard practice, but the anchor, micropile and soil nail elements may be subjected to various load cases during their operation. Tests of micropiles and soil nails under dynamic fatigue loading are very important to determine their resistance to long-term cy-

clic loads. However, it seems that, since they find common application in critical infrastructure building stabilisation, it should be considered that they may also be subjected to impact loads induced e.g. by earthquakes or tremors in post-mining areas.

The activities of the Central Mining Institute aim to improve personal safety and work conditions not only in underground mines, but also in post-mining areas, which often struggle with great difficulties in maintaining the stability of embankments, slopes, roads and other elements of structural engineering. For this reason, the micropile and soil nail testing is planned to be expanded with fatigue and impact tests in the future.

References

- [1] Li C.C.: *Principles of rockbolting design*, "Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering" 2017, 9, 3: 396–414.
- [2] Pytlik A.: *Tests of steel arch and rock bolt support resistance to static and dynamic loading induced by suspended monorail transportation*, "Studia Geotechnica et Mechanica" 2019, 2, 41: 81–92.
- [3] Pytlik A., Prusek S., Masny W.: *A methodology for laboratory testing of rockbolts used in underground mines under dynamic loading conditions*, "Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy" 2016, 12, 116: 1101–1110.
- [4] Li C.C., Hadjigeorgiou J., Mikula P., Knox G., Darlington B., Royer R., Pytlik A., Hosp M.: *Performance of identical rockbolts tested on four dynamic testing rigs employing the direct impact method*, "Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering" 2021, 13, 4: 745–754.
- [5] Pytlik A.: *Comparative Shear Tests of Bolt Rods Under Static and Dynamic Loading*, "Studia Geotechnica et Mechanica" 2020, 2, 42: 151–167.
- [6] PN-EN 14490:2010: *Wykonawstwo specjalnych robót geotechnicznych – Gwoździe gruntowe*.
- [7] PN-EN 14199:2015-07: *Wykonawstwo specjalnych robót geotechnicznych – Mikropale*.
- [8] Cała M., Kowalski M.: *Analiza stateczności skarp z gruntu zbrojonego*, "Górnictwo i Geoinżynieria" 2008, 2, 32: 67–77.
- [9] Furtak K., Gaszyński J., Pabian Z.: *Geotechniczne systemy zabezpieczeń i stabilizacji na terenach osuwiskowych, cz. 1*, "Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne" 2011, 6, 39: 68–70.
- [10] Furtak K., Gaszyński J., Pabian Z.: *Geotechniczne systemy zabezpieczeń i stabilizacji na terenach osuwiskowych, cz. 2*, "Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne" 2012, 1, 40: 44–48.
- [11] Majcherczyk T., Niedbalski Z., Kowalski M.: *3D numerical modeling of road tunnel stability. The Laliki project*, "Archives of Mining Sciences" 2012, 1, 57: 61–78.
- [12] European Assessment Document EAD: *Post-tensioning kits for prestressing of structures*, 2016, September: 160004-00-0301.
- [13] European Assessment Document EAD: *Kit for micropiles – kit with hollow bars for self-drilling micropiles – hollow bars of seamless steel tubes*, 2016, August: 200036-00-0103.
- [14] PN-EN ISO 6892-1:2019:11: *Metale – Próba rozciągania – Część 1: Metoda badania w temperaturze pokojowej*.
- [15] Skrzypkowski K., Korzeniowski W., Herezy Ł.: *Metody badania obudowy kotwowej w Katedrze Górnictwa Podziemnego AGH*, "CUPRUM – Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud" 2015, 3, 76: 49–60.
- [16] ASTM D7401-08: *Standard Test Methods for Laboratory Determination of Rock Anchor Capacities by Pull and Drop Tests*.

WITOLD FRĄĆ, M.Sc., Eng.

ANDRZEJ PYTLIK, Ph.D., Eng.

KRZYSZTOF PACZEŃSKI, Ph.D., Eng.

Główny Instytut Górnictwa (Central Mining Institute)

pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice, Poland

{wfrac, apytlik, kpaczesniowski}@gig.eu

WITOLD FRĄC
ANDRZEJ PYTLIK
KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI

Badania wytrzymałościowe żerdzi kotwi górniczych i gruntowych przy obciążeniu statycznym i dynamicznym

Do wzmacniania górotworu oraz gruntu powszechnie stosuje się różnego typu żerdzie kotwi wykonane zarówno w postaci stalowych prętów o pełnym przekroju, jak i rur z gwintem na całej długości, które służą do iniekcji spoiw płynnych. W artykule przedstawiono metodykę oraz przykładowe wyniki wytrzymałościowych badań żerdzi kotwi samowiercących iniekcyjnych z gwintem falistym R32. Tego typu żerdzie stosowane są zarówno w górnictwie podziemnym, jak i geoinżynierii, przy obciążeniu statycznym i dynamicznym – o charakterze impulsowym (udarowym). Przedstawiono również wyniki badań mikropali iniekcyjnych o średnicach gwintu o zarysie trapezowym z zakresu T51–T111 mm, stosowanych głównie w geoinżynierii. Na podstawie norm oraz dokumentu EAD (European Assessment Document), obowiązującego w Unii Europejskiej, w artykule przedstawiono także podstawowe wymagania w zakresie obciążeń zmęczeniowych, stawiane gwoździom i mikropalom iniekcyjnym stosowanym w geoinżynierii.

Słowa kluczowe: kotwie górnicze, gwoździe gruntowe, mikropale iniekcyjne, wytrzymałość na obciążenie statyczne i dynamiczne, badania zmęczeniowe

1. WPROWADZENIE

Do wzmacniania górotworu oraz gruntu powszechnie stosuje się różnego typu żerdzie kotwi wykonane zarówno w postaci stalowych prętów o pełnym przekroju, jak i rur z gwintem na całej długości, które służą do iniekcji spoiw płynnych. Wraz ze wzrostem eksploatacji górniczej w kopalniach głębinowych rośnie również rola obudowy kotwowej, której działanie polega głównie na wzmocnieniu i zwiększeniu samonośności górotworu. Obudowę kotwową stosuje się również w warunkach obciążeń dynamicznych wywołanych nie tylko wstrząsami górotworu i tąpnięciami [1], ale również dynamicznymi oddziaływaniami środków transportu [2]. Podczas tąpnięcia kotwie narażone są głównie na dynamiczne obciążenie rozciągające [3, 4] oraz ścinające [5]. Ważną rolę w coraz większej popularności obudowy kotwowej odgrywa również czynnik ekonomiczny, ponieważ obudowa kotwowa jest tańsza od stalowej obudowy podporowej i wygodniejsza w transporcie. Współczesne kotwie charakteryzują się dużą wytrzymałością nie tylko na obciążenia statyczne, ale i na obciążenia dynamiczne o charakterze udarowym. Wymagania dotyczące wy-

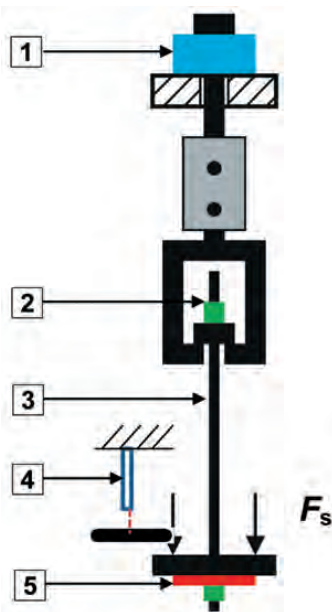
konawstwa robót geotechnicznych ujęte zostały w normach dotyczących gwoździ [6] i mikropali [7], które stosowane się głównie do wzmacniania gruntu [8–10], posadowienia obiektów budowlanych oraz stabilizacji tuneli [11]. Dlatego do wykonania żerdzi kotwi, nakrętek, tulei łączących oraz innych elementów stanowiących cały system wzmocnień stosuje się materiały stalowe o wysokich właściwościach mechanicznych potwierdzonych badaniami wytrzymałościowymi głównie przy obciążeniu statycznym i zmęczeniowym. W artykule przedstawiono metodykę oraz przykładowe wyniki wytrzymałościowych badań żerdzi kotwi samowiercących iniekcyjnych, stosowanych zarówno w górnictwie podziemnym, jak i geoinżynierii, przy obciążeniu statycznym i dynamicznym – o charakterze impulsowym (udarowym). Przedstawiono również wyniki badań mikropali iniekcyjnych, stosowanych głównie w geoinżynierii, przy obciążeniu statycznym. Na podstawie norm oraz dokumentu EAD [12, 13], obowiązującego w Unii Europejskiej, w artykule przedstawiono także podstawowe wymagania w zakresie obciążeń zmęczeniowych, stawiane gwoździom i mikropalom iniekcyjnym stosowanym w geoinżynierii.

2. METODYKA BADAŃ

2.1. Badania przy obciążeniu statycznym

Podstawowymi parametrami wytrzymałościowymi żerdzi jest ich maksymalna wytrzymałość na rozciąganie R_m , górna R_{eH} i dolna R_{eL} granica plastyczności lub umowna granica plastyczności $R_{0,2}$, wydłużenie procentowe całkowite A_{gt} przy sile maksymalnej oraz wydłużenie całkowite procentowe po rozerwaniu A_r . Badania rozciągania próbek stali, z której wykonuje się żerdzie, nie są miarodajne. Wynika to głównie z faktu, że podczas produkcji żerdzi na skutek procesów technologicznych ulegają również zmianom właściwości mechaniczne stali. Konieczne więc jest przeprowadzanie prób rozciągania gotowego wyrobu, to znaczy żerdzi kotwi, co dopuszcza norma PN-EN ISO 6892-1 [14]. Wyniki takich badań, choć przeprowadzonych w nieco innych warunkach, przedstawione są w pracy [15].

Badania takich żerdzi, jak również żerdzi połączonych ze sobą za pomocą łączników, przeprowadzane są w statycznej maszynie wytrzymałościowej o maksymalnej sile rozciągającej 5000 kN (klasa dokładności 1). Na rysunku 1 został pokazany schemat badania statycznego. Badana żerdź (3) zamocowana jest między trawersami maszyny i zablokowana z każdej strony za pomocą dwóch nakrętek (2). Pomiar siły realizowany jest za pomocą czujnika siły (1) zamocowanego na trawersie stałej, a pomiar przemieszczenia jest realizowany za pomocą czujnika linkowego (4) zamocowanego do trawersy ruchomej, do której jest przyłożona siła F_s . Długość pomiarowa początko-



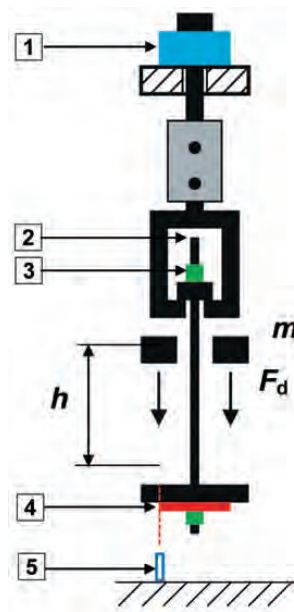
Rys. 1. Schemat obciążenia żerdzi kotwi przy obciążeniu statycznym: 1 – czujnik siły, 2 – nakrętka kotwi, 3 – żerdź kotwi, 4 – czujnik przemieszczenia, 5 – podkładka kotwi

wa L_o wynosi zwykle 1000 mm. Badanie polega na obciążaniu badanej żerdzi siłą rozciągającą F_s , aż do momentu jej zerwania. Szybkość rozciągania określana jest na podstawie szybkości przyrostu naprężenia (metoda B w normie PN-EN ISO 6892-1 [14]), tj. 6–60 MPa·s⁻¹. Podczas badania rejestrowana jest siła obciążająca F_s oraz wydłużenie żerdzi ΔL .

Parametry wytrzymałościowe żerdzi wyznaczane są za pomocą programu komputerowego, który został opracowany i zwalidowany w Laboratorium Badań Urządzeń Mechanicznych GIG na podstawie zaleceń normy PN-EN ISO 6892-1 [14]. Program ten na podstawie danych pomiarowych zapisywanych w pliku w kodzie ASCII oraz informacji o polu poprzecznego przekroju badanej próbki S_o i długości pomiarowej L_o oblicza parametry wytrzymałościowe żerdzi. Wyniki przedstawiane są w postaci graficznej (wykres rozciągania) oraz tabelarycznej.

2.2. Badania przy obciążeniu dynamicznym o charakterze uderowym

Metoda badania kotwi według normy ASTM D7401-08 [16] przy obciążeniu dynamicznym o charakterze impulsowym (uderowym) polega na swobodnym spadku (pod wpływem siły grawitacji) bijaka o masie m z określonej wysokości h na końcówkę żerdzi kotwi (rys. 2). Pomiar siły realizowany jest za pomocą czujnika siły (1) zamocowanego na trawersie stałej, a pomiar przemieszczenia jest realizowany za pomocą czujnika laserowego (5) zamocowanego do podłoża mierzącego przesunięcie końcówki żerdzi kotwi.



Rys. 2. Schemat obciążenia żerdzi kotwi przy obciążeniu dynamicznym o charakterze uderowym: 1 – czujnik siły, 2 – żerdź kotwi, 3 – nakrętka kotwi, 4 – podkładka kotwi, 5 – czujnik przemieszczenia

Wynik próby uznaje się za pozytywny, jeżeli żerdź kotwi przeniesie bez zniszczenia obciążenie o określonej przez jej producenta energii i prędkości uderzenia.

Zgodnie z normą amerykańską ASTM D7401-08 [16] początkową energię uderzenia, odpowiadającą energii potencjalnej E_p obliczamy ze wzoru:

$$E_p = mgh \quad (1)$$

a prędkość uderzenia v w badaną kotew obliczamy ze wzoru:

$$v = \sqrt{2gh} \quad (2)$$

gdzie:

- h – wysokość swobodnego spadku masy bijaka [m],
- m – masa bijaka [kg],
- g – stała grawitacji 9,81 [m/s²].

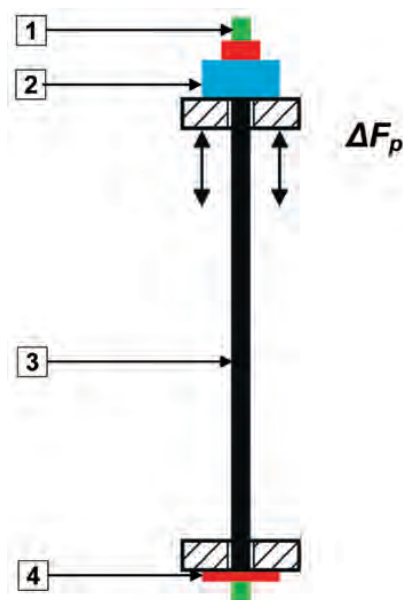
Podczas badań mierzona jest dynamiczna siła obciążająca F_d za pomocą tensometrycznego czujnika siły (klasa 0,5) oraz wydłużenie L_d kotwi za pomocą czujnika laserowego (rozdzielczość 0,1% mm, błąd liniowości 0,25%) z minimalną częstotliwością próbkowania około $f = 10$ kHz (wymaganie normy ASTM D7401-08 [16]). Doświadczenia Laboratorium Badań Urządzeń Mechanicznych GIG wskazują jednak, że w celu lepszego uchwycenia charakteru zmian fali obciążenia dynamicznego F_d minimalna częstotliwość próbkowania podczas prób powinna wynosić $f = 19,2$ kHz. Czujniki połączone są ze wzmacniaczem pomiarowym, który współpracuje z komputerem, gdzie rejestrowane są dane pomiarowe. Wzmacniacz pomiarowy wyposażony jest w 24-bitowe przetworniki analogowo-cyfrowe, a dane pomiarowe przekazywane są w postaci 4-bajtowej (3 bajty opisujące wartość zmierzoną i 1 bajt statusu).

2.3. Badania przy obciążeniu dynamicznym o charakterze pulsacyjnym

Badania kotwi przy obciążeniu dynamicznym o charakterze pulsacyjnym wykonuje się na podstawie dokumentu EAD (ang. European Assessment Document) [12, 13]. Badanie przeprowadza się w maszynie wytrzymałościowej o stałej częstotliwości obciążenia nie większej niż 30 Hz przy stałym obciążeniu górnym wynoszącym 65% wytrzymałości charakterystycznej żerdzi kotwi – w tym przypadku jest to siła uplastyczniająca $F_{p0,2}$, którą uprzednio należy wyznaczyć podczas badań na rozciąganie żerdzi przy statycznym obciążeniu. Zakres obciążeń $\Delta F_p = F_{zmax} - F_{zmin}$ należy utrzy-

mywać na stałym poziomie przez cały czas trwania badania. Odpowiada to amplitudzie naprężeń wynoszącej 80 MPa w nominalnym przekroju poprzecznym rozciąganej żerdzi. Całe badanie składa się z 2 mln cykli obciążenia. Schemat badania pokazano na rysunku 3. Badana żerdź kotwi (3) zamocowana jest między trawersami maszyny i jest zablokowana z każdej strony za pomocą nakrętek (1). Osiowość żerdzi zapewniają podkładki kotwi (4). Pomiar siły jest realizowany za pomocą tensometrycznego czujnika siły (2).

Próbkę należy badać w taki sposób, aby wykluczyć drgania wtórne (rezonans). Również istotne jest, aby próbka nie zawierała materiału wypełniającego. Podczas badania istotne jest utrzymywanie stałej amplitudy drgań i zliczanie ilości cykli. Po badaniu należy sprawdzić stan elementów badanych, np. czy nastąpiły pęknięcia oraz odkształcenia.



Rys. 3. Schemat obciążenia żerdzi kotwi przy obciążeniu dynamicznym o charakterze pulsacyjnym:

- 1 – nakrętka kotwi, 2 – czujnik siły, 3 – żerdź kotwi,
- 4 – podkładka kotwi

3. WYNIKI BADAŃ

3.1. Wyniki badań przy obciążeniu statycznym

Podstawowym badaniem żerdzi przy obciążeniu statycznym jest próba rozciągania. Na podstawie tej próby wyznacza się maksymalną wytrzymałość na rozciąganie R_m , górną R_{eH} i dolną R_{eL} granicę plastyczności lub umowną granicę plastyczności $R_{0,2}$, wydłużenie procentowe całkowite A_{gt} przy sile maksymalnej oraz wydłużenie całkowite procentowe po rozerwaniu A_r .

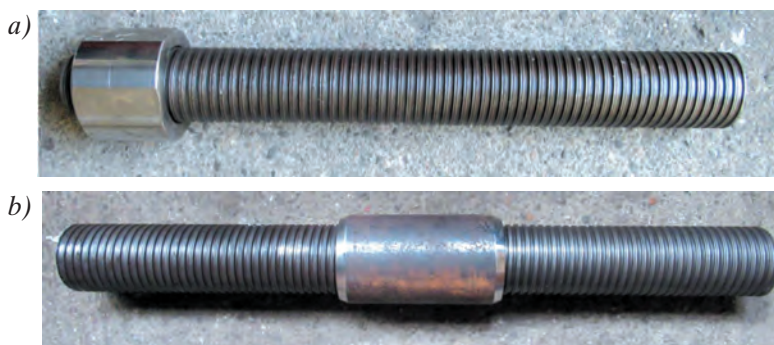
Badaniom przy obciążeniu statycznym poddano żerdzie kotwi z gwintem falistym R32 oraz mikropale iniekcyjne wraz z elementami łącznymi (rys. 4).

Na rysunku 5 pokazano przykładowy wykres rozciągania żerdzi górniczych kotwi samowiercących R32 przy obciążeniu statycznym.

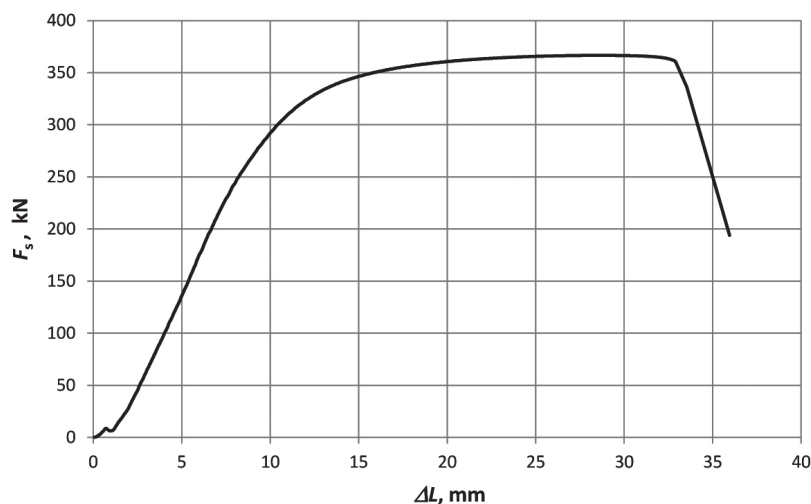
Żerdź kotwi uległa zerwaniu przy sile $F_{smax} = 366$ kN. Na rysunkach 6–8 pokazano przykładowe wykresy

rozciągania żerdzi mikropali iniekcyjnych T51, T76 oraz T111 przy obciążeniu statycznym.

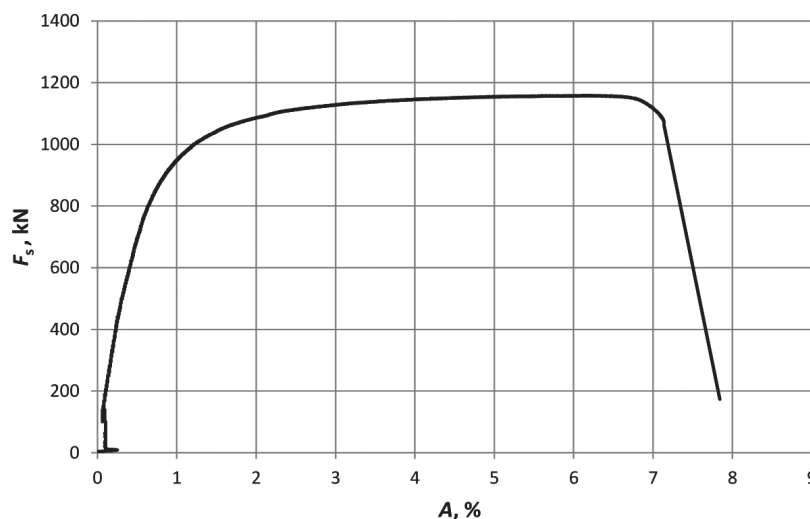
Przykładowe zdjęcia stalowej żerdzi z łącznikiem i nakrętkami w maszynie wytrzymałościowej o zakresie 5000 kN podczas badania wytrzymałości na rozciąganie przy obciążeniu statycznym przedstawiono na rysunku 9. Łącznik pozwala na łączenie ze sobą żerdzi kotwi celem jej przedłużenia. Na rysunku 10 pokazano żerdź kotwi po próbie rozciągania.



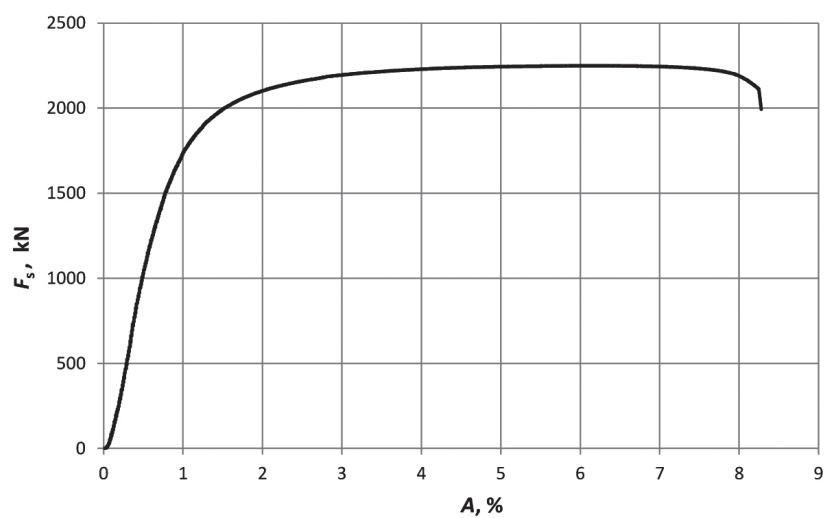
Rys. 4. Przykładowy widok mikropala iniekcyjnego z nakrętką (a) oraz dwóch odcinków mikropali połączonych ze sobą za pomocą łącznika (b)



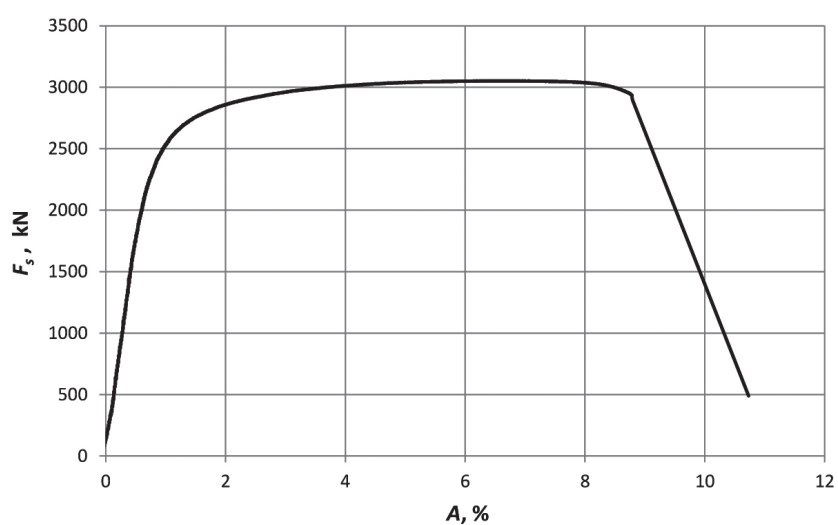
Rys. 5. Wykres rozciągania żerdzi kotwi R32



Rys. 6. Wykres rozciągania żerdzi kotwi T51 ($F_{smax} = 1159$ kN; $A_{gt} = 6,2\%$)



Rys. 7. Wykres rozciągania żerdzi kotwi T76 ($F_{smax} = 2250$ kN; $A_{gt} = 6,0\%$)



Rys. 8. Wykres rozciągania żerdzi kotwi T111 ($F_{smax} = 3052$ kN; $A_{gt} = 6,4\%$)



Rys. 9. Badanie wytrzymałości na rozciąganie żerdzi z łącznikiem w maszynie wytrzymałościowej o zakresie 5000 kN



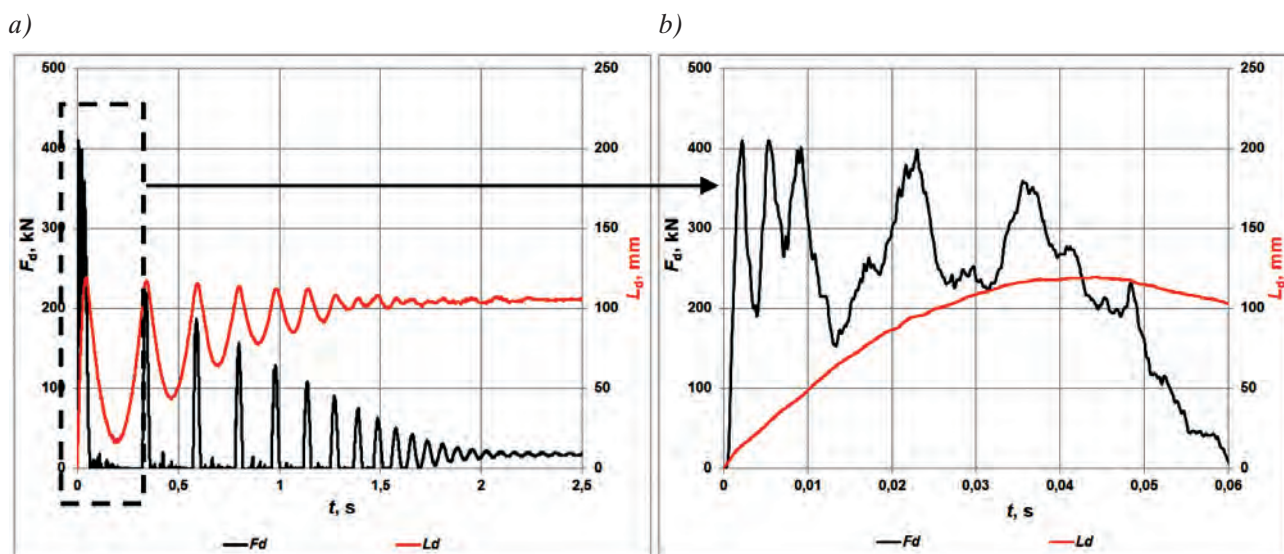
Rys. 10. Zerwana żerdź kotwi T111 po próbie rozciągania

3.2. Wyniki badań przy obciążeniu dynamicznym o charakterze uderowym

Badaniom poddano kotwie samowierzące z gwintem falistym R32, wyposażone w stalowe podkładki kwadratowe o wymiarach 200 mm × 200 mm × 12 mm. Sprawdzano odporność żerdzi kotwi na obciążenie o energii uderzenia $E_p = 30$ kJ i prędkości uderzenia 5,5 m/s (parametry badania obliczane są wg wzorów (1) i (2)). Podczas badań użyto bijaka o masie $m = 1950$ kg, który opuszczany był na kotew z wysokości $h = 1560$ mm, co powodowało, że kotew uderza-

na była z prędkością $v = 5,5$ m/s. Przykładowy przebieg dynamicznej siły F_d w funkcji czasu t uzyskany podczas próby przedstawiono na rysunku 11.

Kotew bez zniszczenia przeniosła obciążenie dynamiczne o charakterze impulsowym, którego energia wyniosła 30 kJ. Na rysunku 11a widoczne są drgania gasnące spowodowane odbiciami bijaka od podkładki kotwi. Na rysunku 11b widoczny jest pierwszy impuls obciążenia, podczas którego żerdź kotwi poddana została maksymalnemu obciążeniu o wartości $F_{dmax} = 410$ kN, a żerdź kotwi uległa maksymalnemu wydłużeniu o wartości $L_{dmax} = 119$ mm.



Rys. 11. Przykładowy przebieg dynamicznej siły F_d w funkcji czasu t uzyskany podczas próby:

a) pełny przebieg próby; b) pierwszy impuls obciążenia

Pozostałe impulsy obciążenia wynikające z kolejnych niewielkich odbić bijaka od podkładki kotwi, nie powodują odkształcenia plastycznego żerdzi, dlatego nie są poddawane analizie.

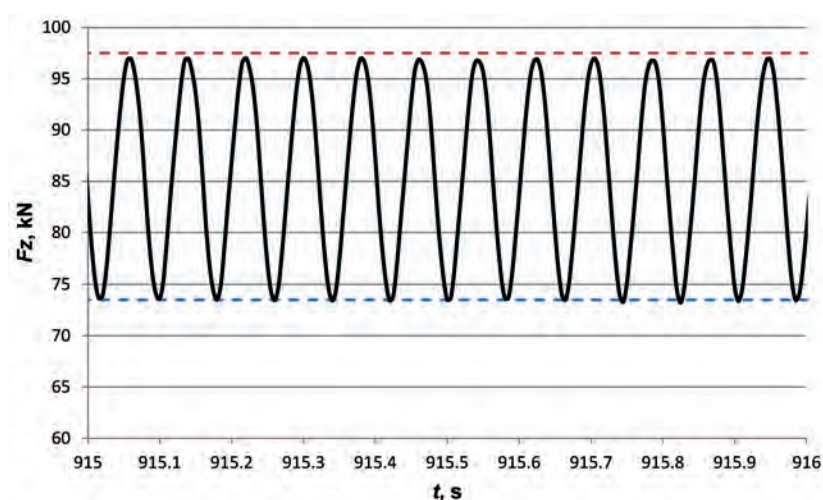
3.3. Wyniki badań przy obciążeniu dynamicznym o charakterze pulsacyjnym

Badaniom przy obciążeniu dynamicznym o charakterze pulsacyjnym poddano żerdzie kotwi z gwintem falistym R25. Jej nominalna siła uplastyczniająca

$F_{p0,2}$ wynosi 150 kN, a nominalne pole powierzchni przekroju S_o wynosi 300 mm². Maksymalna siła pulsacji wynosi 65% z $F_{p0,2}$, czyli 97,5 kN przy amplitudzie pulsacji 24 kN. Podczas próby częstotliwość pulsacji wynosiła powyżej 10 Hz. Przykładowe zdjęcia stalowej żerdzi w maszynie wytrzymałościowej podczas badania pulsacyjnego przedstawiono na rysunku 12, a przykładowy przebieg pulsacyjnej siły F_z w funkcji czasu t uzyskany podczas próby przedstawiono na rysunku 13. Żerdź kotwi po próbie nie wykazywała żadnych widocznych wad ani pęknięć.



Rys. 12. Żerdź kotwi zamocowana w pulsacyjnej maszynie wytrzymałościowej



Rys. 13. Przykładowy przebieg pulsacyjnej siły F_z w funkcji czasu t uzyskany podczas próby

4. PODSUMOWANIE

Przedstawione w artykule metody badań kotwi samowiercących iniekcyjnych z gwintem falistym R32 oraz mikropali iniekcyjnych o trapezowym zarysie gwintu z zakresu T51–T111 mm uwzględniają typową specyfikę pracy kotwi w różnych warunkach ich stosowania. Standardowo wykonuje się badania tych elementów przy obciążeniu statycznym, ale w czasie eksploatacji kotwi, mikropali i gwoździ gruntowych mogą się zdarzyć różne przypadki ich obciążenia. Badania mikropali i gwoździ gruntowych przy dynamicznym obciążeniu o charakterze zmęczeniowym są bardzo ważne dla określenia ich wytrzymałości na długotrwałe obciążenia cykliczne. Wydaje się jednak,

że ze względu na to, że są one stosowane często do stabilizacji obiektów infrastruktury krytycznej, powinno się wziąć pod uwagę fakt, że mogą one być również poddane obciążeniom udarowym, indukowanym, np. przez trzęsienia ziemi lub wstrząsy na terenach górniczych i pogórniczych.

Działania Głównego Instytutu Górnictwa zmierzają do tego, aby poprawić bezpieczeństwo ludzi oraz warunki ich pracy nie tylko w podziemiach kopalń, ale również na terenach pogórniczych, na których występują duże problemy z utrzymaniem stabilizacji nasypów, skarp, dróg oraz innych obiektów inżynierskich. Dlatego planuje się rozszerzenie badań mikropali i gwoździ gruntowych, w tym również o badania zmęczeniowe i udarowe.

Literatura

- [1] Li C.C.: *Principles of rockbolting design*, „Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering” 2017, 9, 3: 396–414.
- [2] Pytlik A.: *Tests of steel arch and rock bolt support resistance to static and dynamic loading induced by suspended monorail transportation*, „Studia Geotechnica et Mechanica” 2019, 2, 41: 81–92.
- [3] Pytlik A., Prusek S., Masny W.: *A methodology for laboratory testing of rockbolts used in underground mines under dynamic loading conditions*, „Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy” 2016, 12, 116: 1101–1110.
- [4] Li C.C., Hadjigeorgiou J., Mikula P., Knox G., Darlington B., Royer R., Pytlik A., Hosp M.: *Performance of identical rockbolts tested on four dynamic testing rigs employing the direct impact method*, „Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering” 2021, 13, 4: 745–754.
- [5] Pytlik A.: *Comparative Shear Tests of Bolt Rods Under Static and Dynamic Loading*, „Studia Geotechnica et Mechanica” 2020, 2, 42: 151–167.
- [6] PN-EN 14490:2010: *Wykonawstwo specjalnych robót geotechnicznych – Gwoździe gruntowe*.
- [7] PN-EN 14199:2015-07: *Wykonawstwo specjalnych robót geotechnicznych – Mikropale*.
- [8] Cała M., Kowalski M.: *Analiza stateczności skarp z gruntu zbrojonego*, „Górnictwo i Geoinżynieria” 2008, 2, 32: 67–77.
- [9] Furtak K., Gaszyński J., Pabian Z.: *Geotechniczne systemy zabezpieczeń i stabilizacji na terenach osuwiskowych, cz. 1*, „Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne” 2011, 6, 39: 68–70.
- [10] Furtak K., Gaszyński J., Pabian Z.: *Geotechniczne systemy zabezpieczeń i stabilizacji na terenach osuwiskowych, cz. 2*, „Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne” 2012, 1, 40: 44–48.
- [11] Majcherczyk T., Niedbalski Z., Kowalski M.: *3D numerical modeling of road tunnel stability. The Laliki project*, „Archives of Mining Sciences” 2012, 1, 57: 61–78.
- [12] European Assessment Document EAD: *Post-tensioning kits for prestressing of structures*, 2016, September: 160004-00-0301.
- [13] European Assessment Document EAD: *Kit for micropiles – kit with hollow bars for self-drilling micropiles – hollow bars of seamless steel tubes*, 2016, August: 200036-00-0103.
- [14] PN-EN ISO 6892-1:2019:11: *Metale – Próba rozciągania – Część 1: Metoda badania w temperaturze pokojowej*.
- [15] Skrzypkowski K., Korzeniowski W., Herezy Ł.: *Metody badania obudowy kotwowej w Katedrze Górnictwa Podziemnego AGH*, „CUPRUM – Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud” 2015, 3, 76: 49–60.
- [16] ASTM D7401-08: *Standard Test Methods for Laboratory Determination of Rock Anchor Capacities by Pull and Drop Tests*.

mgr inż. WITOLD FRĄC

dr inż. ANDRZEJ PYTLIK

dr inż. KRZYSZTOF PACZEŃSKIOWSKI

Główny Instytut Górnictwa

pl. Gwarków 1, 40-166 Katowice

{wfrac, apytlik, kpaczesniowski}@gig.eu

