

3 (551) 2022

# **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*



# **Mining**

**INFORMATICS AUTOMATION  
AND ELECTRICAL ENGINEERING**

---

SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL

NO. 3 (551) 2022

**AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING**  
**MECHANICAL ENGINEERING**  
**TECHNICAL IT AND TELECOMMUNICATIONS**  
**ENVIROMENTAL ENGINEERING, MINING AND ENERGY TECHNOLOGY**  
**MATERIALS ENGINEERING**  
**QUALITY MENAGEMENT**

**AUTOMATYKA, ELEKTRONIKA I ELEKTROTECHNIKA**  
**INŻYNIERIA MECHANICZNA**  
**INFORMATYKA TECHNICZNA I TELEKOMUNIKACJA**  
**INŻYNIERIA ŚRODOWISKA, GÓRNICCTWO I ENERGETYKA**  
**INŻYNIERIA MATERIAŁOWA**  
**NAUKI O ZARZĄDZANIU I JAKOŚCI**



WYDAWNICTWA AGH  
KRAKÓW 2022

ISSN 2450-7326  
e-ISSN 2449-6421

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

DOI: <https://doi.org/10.7494/miag>

Chairman of the Scientific Board/ Przewodniczący Rady Naukowej:  
*Grzegorz Cieplok*, AGH University of Krakow (Poland)

Secretary of the Scientific Board/ Sekretarz Rady Naukowej:  
*Krzysztof Kotwica*, AGH University of Krakow (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)  
*Liubomyr Romanyshyn*, Ivano-Frankivsk National Technical University of Oil and Gas, Ivano-Frankivsk Ukraine)  
*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 – *Jacek Korski*  
Managing Editor/ Kierownik redakcji – *Kamil Mucha*  
Manuscript Editor/ Redaktor techniczny – *Tomasz Wydro*  
Web Editor/ Redaktor strony internetowej – *Marcin Nawrocki*

Associate editors/ Redaktorzy tematyczni:

*Jarosław Joostberens* (automation and robotics/ automatyka i robotyka)  
*Tomasz Siostrzonek* (electrical engineering/ elektronika i energotechnika)  
*Tomasz Machniewicz* (mechanical engineering/ inżynieria mechaniczna)  
*Ryszard Klempka* (technical IT/ informatyka techniczna)  
*Antoni Wojacek* (telecommunications/ telekomunikacja)  
*Waldemar Korzeniowski* (environmental engineering, mining and energy technology/ inżynieria środowiska, górnictwo i energetyka)  
*Kazimierz Drozd* (materials engineering/ inżynieria materiałowa)  
*Patrycja Hąbek* (quality management/ nauki o zarządzaniu i jakości)

**PUBLISHER**

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 2022, 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: 45*

---

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

---

## Table of Contents

*Jan Kurek, Tomasz Wydro*

The mining of igneous rocks – mining technology exemplified by the “ZALAS” Porphyry Mine .....	7
Małopolskie górnictwo skał magmowych – technologia wydobywania na przykładzie Kopalni Porfiru „Zalas” .....	14

*Piotr Kulinowski*

Directions for reducing the energy consumption of mining belt conveyors.....	21
Kierunki zmniejszenia energochłonności górniczych przenośników taśmowych .....	28

*Zygmunt Zuski*

The creation of a new transportation route near the Crystal Grotto in the “Wieliczka” Salt Mine through the construction of a fore-shaft equipped with a transportation device .....	35
Wytyczenie nowej drogi transportowej w rejonie Grot Kryształowych Kopalni Soli „Wieliczka” pw postaci szybiku z urządzeniem transportowym .....	44

*Beata Borska, Dawid Szurgacz, Jan Gil*

Development of a charging system ensuring the load-carrying capacity for powered roof support .....	53
Rozwój układu doładowania dla zapewnienia podporności zmechanizowanej obudowy ścianowej .....	61



## ABSTRACTS

JAN KUREK  
TOMASZ WYDRO

### THE MINING OF IGNEOUS ROCKS – MINING TECHNOLOGY EXEMPLIFIED BY THE “ZALAS” PORPHYRY MINE

The geological structure and rock resources of the region of Krakow are very diverse. This results from its location at the junction of three structural units as well as from the variety of geological processes that have taken place during their geological history. Devonian to Quaternary formations are visible on the surface, while the rocks found in boreholes are even older. Igneous rocks in the region of Małopolska (Lesser Poland) are concentrated in a relatively small area. The following rocks have been mined in the past: red porphyry in Miękinia, melaphyre in Regulice, porphyry in Orla. Currently active mines – quarries, which are engaged in continuous exploitation, include the “Zalas” Porphyry Mine in Zalas and the „Niedźwiedzia Góra” Diabase Mine in Tenczynek.

PIOTR KULINOWSKI

### DIRECTIONS FOR REDUCING THE ENERGY CONSUMPTION OF MINING BELT CONVEYORS

The article discusses the issue of energy savings in the operation of mining belt conveyors. Using the concept of energy consumption indicators, the directions for reducing the energy consumption of belt conveyors are presented by applying energy-efficient components, upgrading the drive system, or introducing organizational and technical changes in the conveying process.

ZYGMUNT ZUSKI

### THE CREATION OF A NEW TRANSPORTATION ROUTE NEAR THE CRYSTAL GROTTA IN THE “WIELICZKA” SALT MINE THROUGH THE CONSTRUCTION OF A FORE-SHAFT EQUIPPED WITH A TRANSPORTATION DEVICE

This article presents the planned fore-shaft construction between the 2nd upper and 2nd lower levels equipped with a hoisting device for materials transportation. The main aim of this venture was to create a means of transporting materials used in the process of protecting and maintaining the Crystal Grotto. There is currently no vertical connection between the 2nd upper and 2nd lower level. As a result, all material transportation is performed manually over the incline paths.

BEATA BORSKA  
DAWID SZURGACZ  
JAN GIL

### DEVELOPMENT OF A CHARGING SYSTEM ENSURING THE LOAD-CARRYING CAPACITY FOR POWERED ROOF SUPPORT

The powered roof support is an essential part of the protection of the mining wall. Its main task is to support the roof of the wall

## STRESZCZENIA

JAN KUREK  
TOMASZ WYDRO

### MAŁOPOLSKIE GÓRNICTWO SKAŁ MAGMOWYCH – TECHNOLOGIA WYDOBYCIA NA PRZYKŁADZIE KOPALNI PORFIRU „ZALAS”

Budowa geologiczna oraz zasoby skalne okolic Krakowa są bardzo urozmaicone. Wynika to z jednej strony z położenia tego obszaru na styku trzech jednostek strukturalnych, a z drugiej strony jest spowodowane różnorodnością zachodzących w tej części Małopolski procesów geologicznych. Na powierzchni terenu ukazują się utwory powstałe w okresie od dewonu do czwartorzędzu, natomiast w otworach wiertniczych stwierdzono skały jeszcze starsze. Występowanie skał magmowych w Małopolsce koncentruje się na stosunkowo małym obszarze. W przeszłości eksploatowano czerwony porfir w Miękinii, melafir w Regulicach oraz porfir w miejscowości Orlej. Obecnie czynne kamieniołomy, prowadzące ciągłą eksploatację to Kopalnia Porfiru „Zalas” w miejscowości Zalas oraz Kopalnia Diabazu „Niedźwiedzia Góra” w Tenczyнку.

PIOTR KULINOWSKI

### KIERUNKI ZMNIEJSZENIA ENERGOCHŁONNOŚCI GÓRNICZYCH PRZENOŚNIKÓW TAŚMOWYCH

W artykule poruszono problematykę oszczędności energii zużywanej przez górnicze przenośniki taśmowe. Wykorzystując pojęcie wskaźnika energochłonności, przedstawiono kierunki ograniczenia zużycia energii przenośników taśmowych przez zastosowanie energooszczędnych podzespołów, modernizację układu napędowego lub wprowadzenie zmian organizacyjno-technicznych w procesie odstawy urobku.

ZYGMUNT ZUSKI

### WYTYCZENIE NOWEJ DROGI TRANSPORTOWEJ W REJONIE GROT KRYSZTAŁOWYCH KOPALNI SOLI „WIELICZKA” W POSTACI SZYBIKU Z URZĄDZENIEM TRANSPORTOWYM

W artykule przedstawiono koncepcję budowy szybiku materiałowego pomiędzy poziomem II niższym i II wyższym oraz wyposażenie go we wciągnik do transportu materiałów. Celem przedsięwzięcia jest zapewnienie drogi transportowej dla materiałów koniecznych do wykonania zabezpieczenia szeroko rozumianego rejonu grot kryształowych. Aktualnie nie ma połączenia pomiędzy poziomami II<sub>n</sub> i II<sub>w</sub> wyrobiskiem transportowym pionowym. Transport materiałów w ograniczonym zakresie odbywa się ręcznie pochylniami.

BEATA BORSKA  
DAWID SZURGACZ  
JAN GIL

### ROZWÓJ UKŁADU DOŁADOWANIA DLA ZAPEWNIENIA PODPORNOŚCI ZMECHANIZOWANEJ OBUDOWY ŚCIANOWEJ

Zmechanizowana obudowa ścianowa stanowi podstawowe zabezpieczenie w ścianie wydobywczej. Jej zasadniczym zadaniem jest

excavation and, as such, it must resist the coal mass that has the potential to collapse the mining pit. The force with which the powered roof support acts on the roof of the excavation is called load-carrying capacity. This paper describes the problem of the load-carrying capacity of powered roof support, in particular reviewing their charging systems. The research aims to ensure that the required initial load-carrying capacity is obtained and the working load-carrying capacity is maintained. This paper presents the research results of a double-block prototype equipped with an automatic charging system. We present the results of both bench and operational testing in real conditions.

utrzymanie stropu znajdującego się nad wyrobiskiem ścianowym. Tym samym obudowa musi mieć zdolność do stawiania oporu górotworowi, który stara się zacisnąć wyrobisko górnicze. Siła, z jaką obudowa działa na strop wyrobiska, nazywana jest podpornością. W artykule opisano problematykę podporności zmechanizowanej obudowy ścianowej. Dokonano przeglądu układów doładowania. Jako cel pracy przyjęto zapewnienie uzyskania wymaganej podporności wstępnej i utrzymania podporności roboczej. W tym zakresie przedstawiono uzyskane wyniki badań nad prototypowym podwójnym blokiem z automatycznym doładowaniem ciśnienia. Artykuł uwzględnia wyniki badań stanowiskowych oraz eksploatacyjnych w warunkach rzeczywistych.

JAN KUREK  
TOMASZ WYDRO

## The mining of igneous rocks – mining technology exemplified by the “ZALAS” Porphyry Mine

*The geological structure and rock resources of the region of Krakow are very diverse. This results from its location at the junction of three structural units as well as from the variety of geological processes that have taken place during their geological history. Devonian to Quaternary formations are visible on the surface, while the rocks found in boreholes are even older.*

*Igneous rocks in the region of Małopolska (Lesser Poland) are concentrated in a relatively small area. The following rocks have been mined in the past: red porphyry in Miękinia, melaphyre in Regulice, porphyry in Orla. Currently active mines – quarries, which are engaged in continuous exploitation, include the “Zalas” Porphyry Mine in Zalas and the “Niedźwiedzia Góra” Diabase Mine in Tenczynek.*

Key words: *igneous rocks, quarry, opencast mines, deposit exploitation system, blasting works*

### 1. INTRODUCTION

The area where igneous rocks occur in the region of Krzeszowice is relatively small. It should be mentioned that within a radius of several kilometres, there used to be four quarries where rocks of volcanic origin were mined.

Melaphyre was mined in Regulice, whereas porphyry was found in Miękinia.

Currently, igneous rocks are extracted and processed in two mines – quarries belonging to Porphyre and Diabase Mines in Krzeszowice: the “Niedźwiedzia Góra” Mine, with a mining tradition of 120 years, and the “Zalas” Porphyry Mine, which has been operating for 50 years.

The “Zalas” Porphyry Mine (Fig. 1) is engaged in the extraction and mechanical processing of porphyry rocks of volcanic origin [1].



Fig. 1. “Zalas” Porphyry Mine

Porphyry is a very hard, difficult to process volcanic rock. The word “porphyry” comes from the Latin word meaning “purple”, which was a noble colour for the Romans. Despite the processing difficulties, porphyry was the most prestigious stone in the Roman Empire, used for making columns, vases, altars, busts and other objects.



It is a rock with very good physical properties, characterized by high strength and frost resistance, as well as high resistance to polishing. Owing to its properties, porphyry is a valued material in the construction of roads and highways. It is usually found in the layers most exposed to abrasion, i.e. in asphalt. In addition, porphyry is widely used as a ballast for both tram and railway tracks. Due to its low water absorption, it is valued as a hydrotechnical stone in water melioration facilities [2].

## 2. HISTORICAL OVERVIEW

The porphyry quarry in Zalas was exploited in primitive ways by the local population.

The obtained material was used to harden roads as well as for the foundations of cottages and farm buildings.

In the interwar period, crushed stone, stone slabs and cobblestone were produced in this place for the construction of local roads and streets.

In 1972, the finishing works of the new plant were intensified (Fig. 2). At the same time, the staff were trained and the start-up of a new processing plant began.



*Fig. 2. Beginning of exploitation*

In 1974, the planned annual production capacity of one million tons was exceeded (Fig. 3).

Over the years, the machines for both stone processing and preparatory processes have been modified. Modern technical solutions were applied with the use of both domestic and foreign equipment [1].

In the initial phase of the mine's operation, production was based on the following machines and devices: DCJ jaw crushers, MAKRUM 40.17 jaw crushers, and SYMONS 5.5 cone crushers.



*Fig. 3. Millionth ton – 1974*

The mined rock was loaded by means of E-302, E-303 single-bucket rope-electric front shovels.

Technological transport is mostly based on Belarussian Bielaz 7523 rigid dump trucks.

The blastholes were drilled with HS-6 drilling rigs driven by WEK-103 mine compressors.

The blasting works were carried out and supervised by the plant's own blasting staff.

Loading of finished materials and auxiliary works were performed by HSW Ł-34 loaders.

## 3. CHARACTERISTICS OF THE MINE

The "Zalas" Porphyry Mine is a hillslope-deep-seated mining excavation. The overburden at the overburden levels and the deposit at levels I +328, II +308, III +292, IV +273, V +260, VI +240 and VII +220 are mined in a hillslope manner.

The overburden is removed and transported to the landfill in order to uncover the mineral deposit. Both the removal of the overburden and the exploitation of the proper mineral are carried out in parallel to each other on one or several levels.

Mining on several levels enables pre-emptive extraction, ensuring continuous, uninterrupted production.

Individual levels are designed to ensure safe operation of the mining and transport machines located on them. The height of the levels is limited by the reach of the mining/loading machines. The width of the levels must provide sufficient manoeuvring space for excavators or front loaders and haul trucks [3, 4].

Figure 4 shows the characteristic elements of the construction of the slope of an open-pit mine.

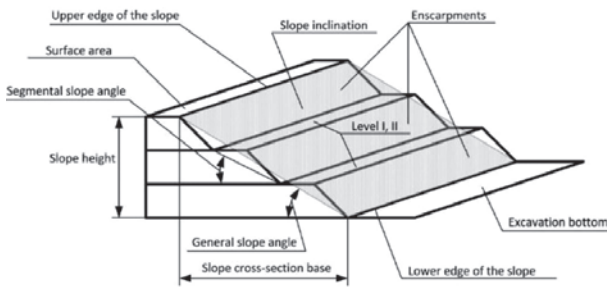


Fig. 4. Elements of the construction of an open-pit mine slope

#### 4. DEPOSIT EXPLOITATION SYSTEM

The deposit exploitation system determines the way the mineral is extracted from the deposit. It includes all elements of the technological process and auxiliary works. In rock materials mines, exploitation systems based on the use of explosive materials (EM) for rock excavation are usually used.

The mining cycle applied in nearly all mines extracting hard-to-mine rocks is based on four basic cycles:

- blasthole drilling,
- blasting,
- loading the blasted rock by means of an excavator or a loader,
- transport to a processing plant or to a mobile crusher.

#### 5. BLASTING WORKS

The rock extracted in volcanic origin rock mines is hard and difficult to mine mechanically. If there are no contraindications, the only solution enabling large-scale extraction and production is drilling and blasting (blasting works) (Fig. 5).



Fig. 5. Blasting works [5]

The type of blasting works depends on a number of factors, such as: blasthole drilling methods, mining and geological conditions, type of final product, available technical facilities.

#### 6. BLASTHOLE DRILLING

Blasting works in the “Zalas” Porphyry Mine are supervised by the manager of the blasting technology department.

He/she plans blasting sites, calculates the required parameters, plans a grid of drills and controls their correct execution.

The duties of the head of the blasting technology department also include supervision of the performance of blasting works by a specialized external entity.

Blastholes are drilled with Furukawa DCR22 (Fig. 6) and HCR 1450 Japanese rigs.



Fig. 6. Furukawa rig in the process of drilling

#### 7. BLASTING

The process of transporting explosive materials (EM) and their loading into the prepared blastholes is performed by the blasting company SSE (Figs. 7, 8) or MAXAM. The blasting company loads the holes in accordance with the adopted guidelines and, next, connects the loaded holes into a blasting grid.

The process of performing blasting works is related to the strict observance of OSH rules.

The firing of explosive charges is preceded by sound signals in accordance with the applicable regulation. Every person on the premises of the mine during blasting works is obliged to comply with the rules of conduct to be observed during blasting. The end of

blasting works is signalled by appropriate sound signals and it is not until the signals have been transmitted that people can leave safe places – shelters.



*Fig. 7. Blasting rig produced by SSE [6]*



*Fig. 8. Blasting works performed by SSE*

## 8. LOADING OF MINED ROCK

In the initial operation of the “Zalas” Porphyry Mine, Skoda E-303 single-bucket rope-electric front shovels were used to load mined rock (Fig. 9).



*Fig. 9. Skoda E-303 single-bucket rope-electric front shovel*

These machines, popular especially in the 1950s in Polish opencast mines of rock materials, were basic loading machines that worked very well in difficult conditions in quarries.

The working mechanisms of the machines were driven by three electric motors.

The excavator was connected by means of a high-voltage (6,000 V) sheathed cable to a transformer located in the rear of the machine cabin.

Currently, the blasted spoil is loaded with single-bucket hydraulic front shovels.

These are more efficient machines, characterized by high performance capabilities, high cost-effectiveness, low failure rate and high flexibility, which means that they can be used for various works. The operation of these machines guarantees the continuity of production.

Currently, Caterpillar (CAT) 385C FS (Fig. 10) and Bola LB-600 single-bucket hydraulic front shovels are used for loading (Fig. 11).



*Fig. 10. CAT 385C FS single-bucket hydraulic front shovel*



*Fig. 11. Bola LB-600 single-bucket hydraulic front shovel*

## 9. MAIN TRANSPORT SYSTEM

In each open-pit mine, the spoil that has been separated from the face is transported to its destination, where it can be stored or further processed. In the “Zalas” Porphyry Mine, the spoil and overburden in spoil tips or excavations is mostly transported on temporary roads.

Temporary technological roads are made on a stone base. The main vehicles used to transport the excavated material are Białaz rigid dump trucks (Figs. 12, 13).



*Fig. 12. Białaz 7547 rigid dump truck*



*Fig. 13. Białaz 75454 rigid dump truck*

Permanent technological roads are located between the exploitation levels.

Temporary roads on a soft base (loose overburden level, spoil tip) are hardened with a stone material derived from solid overburden or weathered rock, and, if necessary, refined with aggregate.

The traffic of motor vehicles on exploitation levels, overburden levels, yards and spoil tips is compliant with the rules of the Highway Code. Speed limits, the

prescribed direction of traffic and roads without right of way are marked with road signs compliant with the Highway Code [3].

## 10. PORPHYRY PROCESSING

After blasting, the rock material is transported to the processing plant (Figs. 14, 15).

First, the spoil goes to the first crushing stage (primary crushing) to DCJ jaw crushers, from where it is directed after initial separation to the second crushing stage (secondary crushing), where Metso C-110 jaw crushers and Metso HP-300 cone crushers are installed.



*Fig. 14. Mineral aggregates production plant*



*Fig. 15. Processing plant of the “Zalas” Porphyry Mine*

## 11. ASSORTMENT OFFER

Currently, the assortment offer of the “Zalas” Porphyry Mine is as follows:

Porphyry grits available in many fractions are used for wearing, binding and levelling layers in road construction (in the production of mineral and asphalt mixtures).

Porphyry and mineral crushed stone for road construction and voussoir are designed to be used in the foundations of roads with heavy and very heavy traffic and other engineering structures. In addition, they are used as a subbase of yards and in drainage works.

Stone mixes are used for road works (roadbase and mechanically stabilized subbase, anti-frost layers, concrete). In addition, they are used as a subbase of yards and pavements. They can be used as a levelling – stabilizing layer on the previously applied thicker material (e.g. crushed stone).

Crushed porphyry for the railways (31.5–50 mm), for track works, has a Certificate of Conformity issued by the Railway Institute and a Certificate issued by the Chief Railway Inspector, allowing 31.5–50 mm crushed porphyry to be used as a ballast material for the construction and maintenance of railway surfaces. It is also used in the construction of tram tracks.

The 0–100 mm; 0–200 mm; 0–300 mm mineral blends are materials used for earthworks and embankments.

The sorted crushed stone (90–250 mm) is mainly used in hydrotechnical construction (cladding of river banks, construction of river bars, groynes). It is also used in building works. Due to the high decorativeness resulting from its natural colours, the material is suitable for the construction of fences, flower beds and yards. Its hardness and frost resistance allow the construction of street furniture elements that are resistant to weather conditions.

## 12. LOADING OF FINISHED MATERIALS

Finished materials are loaded using Caterpillar (CAT) 972H, 972M (Fig. 18), 980K and Hyundai HL-770 wheel loaders.

Finished materials are loaded onto both cars (Fig. 16) and wagons (Fig. 18).



Fig. 16. Loading on a yard with a CAT 972M loader

Apart from loading works, loaders are also used for all kinds of auxiliary works, such as: cleaning works (Fig. 17), the shaping of piles at storage yards, ongoing maintenance of permanent and temporary roads.



Fig. 17. Loaders during cleaning works



Fig. 18. Loading of railway wagons

## 13. SUMMARY

The processing of volcanic origin rocks is complicated due to their properties.

On the one hand, their parameters are advantageous with regard to their functional properties. However, in processing terms, the same parameters should be considered a drawback. This does not change the fact that despite difficulties generated in the processing of these rocks, they have a wide range of applications in many branches of the construction industry, as well as road and railway engineering.

A wide range of aggregates produced in the “Zalas” Porphyry Mine are used in road and railway engineering, the construction industry and in landscape architecture.

They are mainly used for:

- the construction of railway and tram tracks,
- subbase of roads and yards,
- the construction of embankments,
- land stabilization,
- hardening the surface of yards,
- soil replacement,
- production of bituminous masses and cement concretes.

#### References

- [1] Molenda R., Sierpień M., Tarkowski R.: *Kopalnie Porfiru i Diabazu Sp. z o.o. w Krzeszowicach*, Krzeszowice 2015.
- [2] Zako Zaczernie: *Co to jest porfir*, <https://www.kamieniarstwo-rzeszow.pl/co-to-jest-porfir/> [30.11.2022].
- [3] Bęben A.: *Legendarne maszyny. Z historii koparek łyżkowych do procesów wydobywczych w odkrywkowym górnictwie skalnym*, [www.kieruneksurowce.pl/Resources/art/2581/bmp\\_4b94f0-98deb6f.pdf](http://www.kieruneksurowce.pl/Resources/art/2581/bmp_4b94f0-98deb6f.pdf) [30.11.2022].
- [4] *Plan of the “Zalas” Porphyry Mine Operation* [unpublished].
- [5] E-górnik – Serwis górnika odkrywkowego: *Nowe rozporządzenie strzałowe*, <https://egornik.pl/nowe-rozporzadzenie-strzalowe/> [30.11.2022].
- [6] SSE Polska: *Materiały wybuchowe luzem*, <https://www.sse-polska.pl/produkty/materiały-wybuchowe-luzem> [30.11.2022].

JAN KUREK, M.Sc. Eng.

Kopalnie Porfiru i Diabazu Spółka z o.o.

(Porphyry and Diabase Mines Ltd.)

ul. Kościuszki 10, 32-065 Krzeszowice, Poland

nt@kruszywa.com

TOMASZ WYDRO, Ph.D. Eng.

AGH University of Krakow

Department of Machinery Engineering and Transport

Faculty of Mechanical Engineering and Robotics

al. Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland

wydro@agh.edu.pl

JAN KUREK  
TOMASZ WYDRO

## Małopolskie górnictwo skał magmowych – technologia wydobycia na przykładzie Kopalni Porfiru „Zalas”

*Budowa geologiczna oraz zasoby skalne okolic Krakowa są bardzo urozmaicone. Wynika to z jednej strony z położenia tego obszaru na styku trzech jednostek strukturalnych, a z drugiej strony jest spowodowane różnorodnością zachodzących w tej części Małopolski procesów geologicznych. Na powierzchni terenu ukazują się utwory powstałe w okresie od dewonu do czwartorzędu, natomiast w otworach wiertniczych stwierdzono skały jeszcze starsze.*

*Występowanie skał magmowych w Małopolsce koncentruje się na stosunkowo małym obszarze. W przeszłości eksploatowano czerwony porfir w Miękini, melafir w Regulicach oraz porfir w miejscowości Orlej. Obecnie czynne kamieniołomy, prowadzące ciągłą eksploatację to Kopalnia Porfiru „Zalas” w miejscowości Zalas oraz Kopalnia Diabazu „Niedźwiedzia Góra” w Tenczynku.*

Słowa kluczowe: *skały magmowe, kamieniołom, kopalnie odkrywkowe, system eksploatacji złoża, roboty strzałowe*

### 1. WPROWADZENIE

Obszar występowania skał magmowych w okolicach Krzeszowic jest stosunkowo niewielki. W przeszłości w promieniu kilkunastu kilometrów znajdowały się cztery kamieniołomy, w których eksploatowane były skały pochodzenia wulkanicznego.

Melafir był wydobywany w Regulicach, porfir występował w Miękini.

Obecnie wydobycie i przeróbka skał magmowych odbywa się w dwóch kamieniołomach należących do spółki Kopalnie Porfiru i Diabazu w Krzeszowicach. Są to: Kopalnia „Niedźwiedzia Góra” prowadząca wydobycie od 120 lat oraz Kopalnia Porfiru „Zalas” działająca od 50 lat.

Kopalnia „Zalas” (rys. 1) zajmuje się wydobyciem i przeróbką mechaniczną porfiru [1]. Jest to skała pochodzenia wulkanicznego, bardzo twarda i trudna w obróbce.



Rys. 1. Kopalnia Porfiru „Zalas”

Słowo „porfir” pochodzi od łacińskiego słowa *porphyrites* oznaczającego fiolet, który w starożytnym Rzymie był kolorem zarezerwowanym dla osób szlacheckie urodzonych. Pomimo trudności w obróbce porfir był najbardziej prestiżowym kamieniem w Cesarstwie Rzymskim. Wykonywano z niego kolumny, wazy, ołtarze, popiersia i inne przedmioty.

Jest to skała o bardzo dobrych własnościach fizycznych, charakteryzująca się wysoką wytrzymałością oraz dużą odpornością na mróz i polerowanie. Dzięki swoim właściwościom porfir jest cenionym materiałem stosowanym w budownictwie dróg i autostrad, najczęściej w warstwie najbardziej narażonej na ścieranie, czyli w asfalcie. Porfiru używa się też często jako podsypki pod tory zarówno tramwajowe, jak i kolejowe. Ze względu na niską nasiąkliwość jest ceniony w budowach melioracji wodnych jako kamień hydrotechniczny [2].

## 2. RYS HISTORYCZNY

Łom porfiru w Zalasiu eksploatowany był prymitywnymi sposobami przez tutejszą ludność. Pozyskany materiał stanowił budulec do utwardzania dróg, na podbudówki chałup i zabudowań gospodarczych.

W okresie międzywojennym produkowano tutaj kamień łamany, płytowany i brukowiec przeznaczony do budowy lokalnych dróg i ulic.

W 1972 roku zintensyfikowano prace wykończeniowe nowej kopalni (rys. 2), a jednocześnie szkolono załogę i rozpoczęto rozruch nowego zakładu przerobczego.



Rys. 2. Początki eksploatacji

W 1974 roku przekroczono planowaną zdolność produkcyjną jednego miliona ton rocznie (rys. 3).

Na przestrzeni lat modyfikowano park maszyn zarówno przeróbki – kamienia, jak i procesów przygotowawczych. Zastosowano nowoczesne rozwiązania techniczne z użyciem zarówno krajowych, jak i zagranicznych maszyn i urządzeń [1].

W początkowej fazie funkcjonowania kopalni zakład prowadził produkcję z wykorzystaniem następujących maszyn i urządzeń: kruszarki szczękowe DCJ, kruszarki szczękowe MAKRUM 40.17, kruszarki stożkowe SYMONS 5.5.



Rys. 3. Milionowa tona – rok 1974

Załadunek urobku prowadzono jednonaczyniowymi linowo-elektrycznymi koparkami przedsiębiornymi E-302 i E-303.

Transport technologiczny odbywa się w większości białoruskimi wozidłami sztywnoramowymi Bielaz 7523. Otwory strzałowe wiercono wiertnicami HS-6 napędzanymi sprężarkami kopalnianymi WEK-103. Roboty były prowadzone i nadzorowane przez własną służbę strzałową kopalni. Załadunek materiałów gotowych oraz prace pomocnicze wykonywane były przez ładowarki HSW Ł-34.

## 3. CHARAKTERYSTYKA KOPALNI

Do Kopalni Porfiru „Zalas” należy wyrobisko górnicze o charakterze stokowo-węglbnym. Stokowo urabiany jest nadkład na poziomach nadkładowych oraz złoża na poziomach I +328, II +308, III +292, IV +273, V +260, VI +240 i VII +220.

Aby odkryć złoża kopaliny, nadkład jest zdejmowany i transportowany na składowisko. Zarówno zdejmowanie nadkładu, jak i eksploatacja właściwej kopaliny prowadzone są równolegle na jednym lub kilku poziomach. Prowadzenie eksploatacji na kilku poziomach zapewnia wydobycie z wyprzedzeniem, co zabezpiecza ciągłą produkcję. Poszczególne poziomy są zaprojektowane tak, aby zapewnić bezpieczną pracę znajdującym się na nich maszynom wydobywczym i transportowym. Wysokość poziomów jest ograniczona zasięgiem maszyn urabiających/ładujących. Szerokość poziomów musi zapewnić wystarczającą przestrzeń manewrową dla koparek lub ładowarek czołowych oraz wozideł technologicznych [3, 4].

Na rysunku 4 pokazano charakterystyczne elementy budowy zbocza kopalni odkrywkowej.





Rys. 4. Elementy budowy zbocza kopalni odkrywkowej

#### 4. SYSTEM EKSPLOATACJI ZŁOŻA

System eksploatacji złoża określa sposób, w jaki kopalnia jest wydobywana ze złoża. Zalicza się do niego wszystkie elementy procesu technologicznego oraz roboty pomocnicze. W kopalniach surowców skalnych stosuje się najczęściej systemy eksploatacji oparte na stosowaniu materiałów wybuchowych (MW) do urabiania skały.

Podstawowy cykl wydobywczy stosowany niemalże we wszystkich kopalniach wydobywających trudno urabialne skały opiera się na czterech podstawowych cyklach:

- wiercenie otworów strzałowych,
- strzelanie,
- załadunek odstrzelonego urobku koparką lub ładowarką,
- transport do zakładu przerobczego lub do kruszarki mobilnej.

#### 5. ROBOTY STRZAŁOWE

Wydobywane w kopalniach skały pochodzenia wulkanicznego są twarde i trudne do mechanicznego urabiania. Jeżeli nie ma przeciwwskazań, to jedynym rozwiązaniem umożliwiającym wydobywanie i produkcję na dużą skalę są wiercenie i strzały (roboty strzałowe) (rys. 5).



Rys. 5. Roboty strzałowe [5]

Rodzaj prowadzonych robót strzałowych uzależniony jest od szeregu czynników, takich jak: metody wiercenia otworów strzałowych, uwarunkowania górnictwo-geologiczne, rodzaj finalnego produktu i dostępne zaplecze techniczne.

#### 6. WIERCENIE OTWORÓW STRZAŁOWYCH

W Kopalni Porfiru „Zalas” nadzór nad wykonywaniem robót strzałowych sprawuje kierownik działu techniki strzałowej.

Planuje miejsca prowadzonych robót strzałowych, oblicza wymagane parametry, opracowuje siatkę wierceń i kontroluje ich poprawne wykonanie.

Do jego obowiązków należy także sprawowanie nadzoru nad wykonywaniem robót strzałowych przez wyspecjalizowany podmiot zewnętrzny.

Otwory strzałowe wiercone są japońskimi wiertnicami Furukawa DCR22 (rys. 6) oraz HCR1450.



Rys. 6. Wiertnica Furukawa podczas wiercenia

#### 7. STRZELANIE

Transport materiałów wybuchowych (MW) oraz ich załadunek do przygotowanych otworów strzałowych realizuje firma strzałowa SSE (rys. 7, 8) lub MAXAM. Firma strzałowa ładuje otwory zgodnie z przyjętymi wytycznymi, a następnie łączy załadowane otwory w sieć strzałową.

Proces wykonywania robót strzałowych związany jest z bezwzględnym przestrzeganiem zasad BHP.

Odpalenie ładunków materiałów wybuchowych poprzedzane jest sygnałami dźwiękowymi zgodnie z obowiązującym rozporządzeniem. Każda osoba przebywająca na terenie kopalni podczas prowadzonych robót strzałowych jest zobowiązana do przestrzegania zasad bezpieczeństwa. Zakończenie robót

strzałowych ogłaszane jest odpowiednimi sygnałami dźwiękowymi i dopiero po ich nadaniu ludzie mogą opuścić miejsca bezpieczne – schrony.



Rys. 7. Wóz strzałowy firmy SSE [6]



Rys. 8. Prace strzałowe wykonywane przez SSE

## 8. ZAŁADUNEK UROBKU

W początkowej działalności Kopalni Porfiru „Zalas” do załadunku urobku wykorzystywane były jednonaczyniowe linowo-elektryczne koparki przedsiębiorne Skoda E-303 (rys. 9).



Rys. 9. Jednonaczyniowa linowo-elektryczna koparka przedsiębiorna Skoda E-303

Były one szczególnie popularne w latach 50. XX wieku i w polskich kopalniach odkrywkowych surowców skalnych stanowiły podstawowe maszyny ładujące, które bardzo dobrze spisywały się w pracy w trudnych warunkach panujących w kamieniołomach. Mechanizmy robocze tych maszyn były napędzane trzema silnikami elektrycznymi.

Koparka była podłączona za pomocą przewodu opowego wysokiego napięcia (6000 V) do transformatora umieszczonego w tylnej części kabiny maszynowej.

W obecnym czasie załadunek odstrzelonego urobku odbywa się za pomocą jednonaczyniowych hydraulicznych koparek przedsiębiornych.

Są to wydajniejsze maszyny, charakteryzujące się wysokimi możliwościami wydajnościowymi, wysoką ekonomicznością, małą awaryjnością oraz dużą elastycznością, polegającą na możliwości wykorzystania ich do różnych prac. Praca tych maszyn gwarantuje ciągłość produkcji.

Obecnie załadunek prowadzony jest jednonaczyniowymi hydraulicznymi koparkami przedsiębiornymi Caterpillar (CAT) 385C FS (rys. 10) oraz Bola LB-600 (rys. 11).



Rys. 10. Jednonaczyniowa hydrauliczna koparka przedsiębiorna CAT 385C FS



Rys. 11. Jednonaczyniowa hydrauliczna koparka przedsiębiorna Bola LB-600

## 9. SYSTEM TRANSPORTU GŁÓWNEGO

W każdej kopalni odkrywkowej po odspojeniu urobku od calizny następuje proces przemieszczenia tego urobku w miejsce docelowe, gdzie może zostać zmagazynowany lub poddany dalszej obróbce. W Kopalni Porfiru „Zalas” transport urobku i nadkładu na zwałowiskach i wyrobiskach w większości odbywa się drogami tymczasowymi.

Drogi technologiczne tymczasowe prowadzone są na podłożu kamiennym. Głównymi pojazdami samochodowymi służącymi do transportu urobku są wozy sztywnoramowe Bielaz (rys. 12, 13).



Rys. 12. Wozidło sztywnoramowe Bielaz 7547



Rys. 13. Wozidło sztywnoramowe Bielaz 75454

Drogi technologiczne stałe usytuowane są między poziomami eksploatacyjnymi.

Drogi tymczasowe na podłożu miękkim (poziom nadkładu luźnego, zwałowisko) są utwardzane materiałem kamiennym pochodzącym z nadkładu zwięzłego lub zwietrzeliny, a w razie potrzeby uszlachetniane kruszywem.

Ruch pojazdów samochodowych na poziomach eksploatacyjnych, poziomach nadkładowych, na placach oraz zwałowiskach odbywa się według zasad ko-

deksu drogowego. Ograniczenia prędkości, nakazany kierunek ruchu, drogi podporządkowane są oznaczone znakami drogowymi zgodnymi z kodeksem drogowym [3].

## 10. PRZERÓBKA PORFIRU

Materiał skalny po odstrzale transportowany jest do zakładu przerobczego (rys. 14, 15).

W pierwszej kolejności urobek trafia na I stopień kruszenia (wstępne kruszenie) do kruszarek szczękowych DCJ, skąd po wstępnej separacji kierowany jest na II stopień kruszenia (wtórne kruszenie), gdzie zainstalowane są kruszarki szczękowe Metso C-110 oraz kruszarki stożkowe Metso HP-300.



Rys. 14. Zakład produkcji kruszyw mineralnych



Rys. 15. Zakład przerobczy Kopalni Porfiru „Zalas”

## 11. OFERTA ASORTYMENTOWA

Obecnie oferta asortymentowa Kopalni Porfiru „Zalas” przedstawia się następująco:

- Grysy porfirowe dostępne w wielu frakcjach stosowane są do budowy dróg (przy produkcji mieszanek mineralno-asfaltowych) na warstwy ścieralne, wiążące i wyrównawcze.

- Tłuczeń porfirowy i mineralny dla drogownictwa oraz kliniec. Przeznaczone są do stosowania w drogownictwie do podbudów na drogach o ruchu ciężkim i bardzo ciężkim oraz innych obiektach inżynierskich. Poza tym wykorzystywane są do podbudowy placów oraz robót drenarskich.
- Niesorty wykorzystuje się do robót drogowych (zasadnicze i pomocnicze podbudowy stabilizowane mechanicznie, warstwy mrozoochronne, beton). Poza tym służą do podbudowy placów, także jako podkład pod kostkę brukową. Mogą być stosowane jako warstwa wyrównująco-stabilizująca na wysypach wcześniej grubszy materiał (np. tłuczeń).
- Tłuczeń porfirowy dla kolejnictwa (31,5–50 mm), do robót torowych, posiada Certyfikat Zgodności Instytutu Kolejnictwa oraz Świadectwo wydane przez Głównego Inspektora Kolejnictwa umożliwiające stosowanie tłuczni porfirowego 31,5–50 mm jako materiał podsypkowy do budowy i utrzymania nawierzchni kolejowych. Stosowany również do budowy torowisk tramwajowych.
- Mieszanki mineralne o granulacji 0–100 mm, 0–200 mm i 0–300 mm. Jest to materiał wykorzystywany do robót ziemnych i nasypów.
- Kamień łamany sortowany (90–250 mm) znajduje głównie zastosowanie w budownictwie hydrotechnicznym (okładzina brzegów rzek, budowa progów, ostróg). Poza tym do robót budowlanych. Ze względu na dużą dekoracyjność wynikającą z naturalnej kolorystyki materiał nadaje się do budowy ogrodzeń, klombów czy wykładania placów. Jego twardość i mrozoodporność pozwalają na budowanie elementów małej architektury odpornych na działanie warunków atmosferycznych.

## 12. ZAŁADUNEK MATERIAŁÓW GOTOWYCH

Załadunek materiałów gotowych realizowany jest przez ładowarki kołowe Caterpillar (CAT) 972H, 972M (rys. 18), 980K oraz Hyundai HL-770.



Rys. 16. Załadunek na placu ładowarką CAT 972M

Materiały gotowe ładowane są zarówno na samochody (rys. 16), jak i na wagony kolejowe (rys. 18).

Ponadto ładowarki wykorzystywane są do wszelkich prac pomocniczych, takich jak: prace porządkowe (rys. 17), kształtowanie pryzm na placach składowych i magazynowych, utrzymanie bieżące dróg stałych i tymczasowych.



Rys. 17. Ładowarka podczas prac porządkowych



Rys. 18. Załadunek wagonów kolejowych

## 13. PODSUMOWANIE

Proces przeróbki skał pochodzenia wulkanicznego jest skomplikowany z uwagi na ich właściwości.

Z jednej strony ich parametry są zaletami, jeżeli chodzi o właściwości użytkowe, natomiast ze względu na łatwość ich przeróbki są to wady. Nie zmienia to faktu, że pomimo trudności, jakie generują w procesie przeróbczym, są to skały o wszechstronnym zastosowaniu w wielu gałęziach przemysłu.

Szeroka gama kruszyw produkowanych w Kopalni Porfiru „Zalas” znajduje zastosowanie w drogownictwie, kolejnictwie i budownictwie oraz tworzeniu małej architektury.

Wykorzystuje się je przede wszystkim do:

- budowy dróg kolejowych i tramwajowych,
- podbudowy dróg i placów,
- budowy nasypów,
- stabilizacji gruntów,
- utwardzania nawierzchni placów,
- wymiany gruntów,
- produkcji mas bitumicznych i betonów cementowych.

#### Literatura

- [1] Molenda R., Sierpień M., Tarkowski R.: *Kopalnie Porfiru i Diabazu Sp. z o.o. w Krzeszowicach*, Krzeszowice 2015.
- [2] Zako Zaczernie: *Co to jest porfir*, <https://www.kamieniarstwo.rzeszow.pl/co-to-jest-porfir/> [30.11.2022].
- [3] Bęben A.: *Legendarne maszyny. Z historii koparek łyżkowych do procesów wydobywczych w odkrywkowym górnictwie skalnym*, [www.kieruneksurowce.pl/Resources/art/2581/bmp\\_4b94f0-98deb6f.pdf](http://www.kieruneksurowce.pl/Resources/art/2581/bmp_4b94f0-98deb6f.pdf) [30.11.2022].

- [4] *Plan of the "Zalas" Porphyry Mine Operation* [unpublished].
- [5] E-górnik – Serwis górnika odkrywkowego: *Nowe rozporządzenie strzałowe*, <https://egornik.pl/nowe-rozporzadzenie-strzalowe/> [30.11.2022].
- [6] SSE Polska: *Materiały wybuchowe luzem*, <https://www.sse-polska.pl/produkty/materiały-wybuchowe-luzem> [30.11.2022].

mgr inż. JAN KUREK

Kopalnie Porfiru i Diabazu Spółka z o.o.  
ul. Kościuszki 10, 32-065 Krzeszowice  
nt@kruszywa.com

dr inż. TOMASZ WYDRO

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza  
Katedra Inżynierii Maszyn i Transportu  
Wydział Inżynierii Mechanicznej i Robotyki  
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków  
wydro@agh.edu.pl

PIOTR KULINOWSKI

## Directions for reducing the energy consumption of mining belt conveyors

*The article discusses the issue of energy savings in the operation of mining belt conveyors. Using the concept of energy consumption indicators, the directions for reducing the energy consumption of belt conveyors are presented by applying energy-efficient components, upgrading the drive system, or introducing organizational and technical changes in the conveying process.*

*Key words: belt conveyors, design, calculations, industrial research, laboratory research, monitoring, operation*

### 1. INTRODUCTION

The main element of the transport system in coal, lignite, and copper mines are belt conveyors, which, as a continuous transport medium, ensure adequate efficiency while maintaining high availability. Despite the best energy consumption indicators among other transport equipment used, the increase in transport routes in mines results in a growing percentage of transport expenses in the overall costs of extracting valuable minerals. Therefore, in connection with this phenomenon and with the constantly increasing costs of electricity, the issues related to the reduction of the energy consumption of belt conveyors are becoming increasingly important.

The basic technical operational parameter that comprehensively describes the unit energy consumption of a belt conveyor drive unit is the energy consumption indicator, defined as the energy value consumed to transport 1 kg of material over a distance of 1 m [1]:

$$w_g = \frac{N}{\dot{M} \cdot L} \left[ \frac{\text{W} \cdot \text{s}}{\text{kg} \cdot \text{m}} \right] \quad (1)$$

where:

- $\dot{M}$  – mass flow rate [kg/s],
- $N$  – required drive power [W],
- $L$  – length of the transport path (conveyor) [m].

The energy consumption index is significantly influenced by the profile of the route, the design characteristics of the conveyor, the quality of the components, and the degree of wear, as well as the operating conditions, maintenance, and the use of the conveyor's transport capacity. According to the definition of the index, conveyors with a low load of material will have the highest, i.e. unfavorable values of the energy consumption index, despite the lower power consumption of the drive system, because it relates both to the conveyor's throughput and to the consumption of electrical energy.

After the appropriate transformation of equation (1), taking into account the efficiency of the drive and the fact that its power is the product of the resistance of the conveyor and the speed of the belt, the following expression is obtained:

$$w_E = \frac{N}{M \cdot \eta} \left[ \frac{\text{N}}{\text{kg}} \right] \quad (2)$$

where:

- $W$  – total resistance of the conveyor [N],
- $M$  – mass carried on the conveyor [kg],
- $\eta$  – efficiency of the drive system [-].

According to equation (2), the energy consumption index can be lowered by reducing the resistance of the conveyor –  $W$ , increasing the mass carried on

the conveyor –  $M$ , and improving the efficiency of the drive system –  $\eta$ .

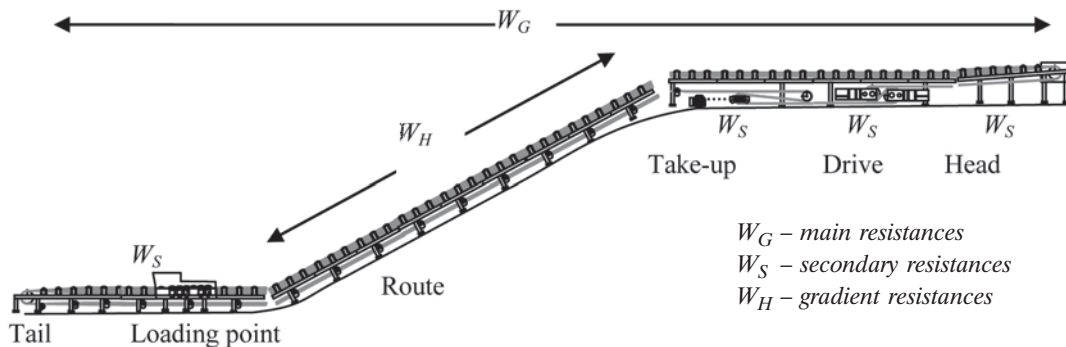
The following are issues related to reducing the energy consumption of belt conveyors by:

- reducing the resistance of the conveyor by proper selection of operating parameters and the use of appropriate components such as energy-saving belts and rollers with low rotational resistance;
- increasing the degree of utilization of the conveyor's transport capacity through organizational and technical measures;

- improving the efficiency of the drive system by modernizing motors, clutches, gears, and optimizing drum drive systems.

## 2. RESISTANCE OF BELT CONVEYORS

The sources of resistance in belt conveyors are friction, gravity, and inertia (Fig. 1). They occur both uniformly distributed along the entire conveyor route  $W_G$ , as well as in strictly defined construction locations  $W_S$  and on inclined sections of the route  $W_H$ .



$W_G$  – main resistances  
 $W_S$  – secondary resistances  
 $W_H$  – gradient resistances

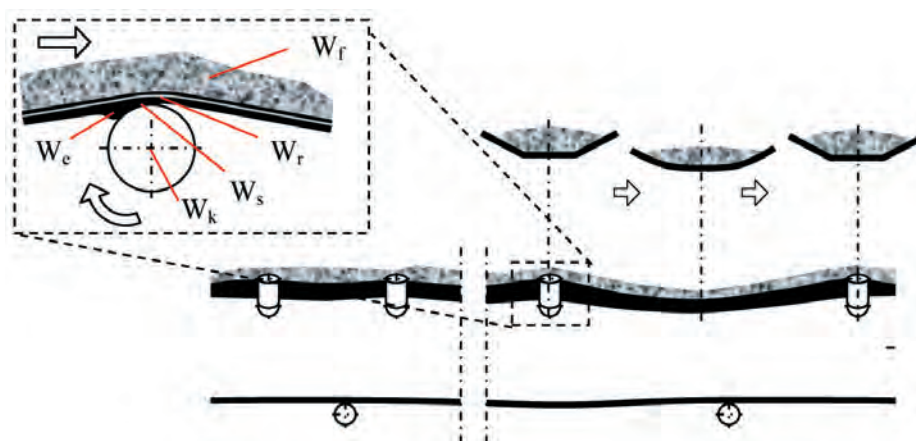
Fig. 1. Examples of areas of occurrence of individual types of resistance in belt conveyors [2]

### 2.1. Main resistances

The first group of resistances that occurs along the entire conveyor path is called main resistances  $W_G$ . The components of these resistances are the following (Fig. 2) [3]:

- rotation of the rollers, dependent on the friction forces in the bearings and their seals –  $W_k$ ,

- movement of the belt on the rollers, related to the indentation of the roller into the rubber belt covers –  $W_e$ ,
- bending of the belt on the idler sets –  $W_r$ ,
- related to the nature and properties of the material being transported –  $W_f$ ,
- friction of the belt on the rollers, related to the interaction of the surface of the roller with the rubber belt covers –  $W_s$ .



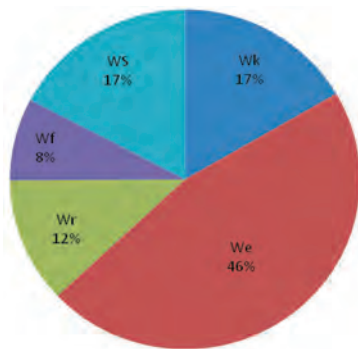
$W_k$  – resistances rotation of the rollers,  
 $W_e$  – resistances movement of the belt on the rollers,  
 $W_r$  – resistances bending of the belt on the idler sets,  
 $W_f$  – resistances related to the nature and properties of the material being transported,  
 $W_s$  – resistances friction of the belt on the rollers.

$$W_G = W_k + W_e + W_r + W_f + W_s$$

Fig. 2. The components of the main resistance of a belt conveyor's motion

The main resistances are of decisive importance in the selection of a drive system for long conveyors with a slight angle of inclination angle of the path (Fig. 3).

Figure 3 shows an example of the percentage distribution of the individual resistance components in the total movement resistance of a fully loaded horizontal conveyor in an open-cast lignite mine ( $L = 1100$  m,  $Q = 20,000$  t/h,  $v = 5.5$  m/s), determined using the QNK-TT computer program [4]. The structure that constitutes the components of the resistance of a belt conveyor's motion is not constant; it may vary depending on the type of conveyor, its operating parameters, the place of operation, the degree of loading, and the properties of the transported material.



- $W_k$  – resistances rotation of the rollers,
- $W_e$  – resistances movement of the belt on the rollers,
- $W_r$  – resistances bending of the belt on the idler sets,
- $W_f$  – resistances related to the nature and properties of the material being transported,
- $W_s$  – resistances friction of the belt on the rollers.
- $WS$  – secondary resistances.

Fig. 3. The components in the total movement resistance of a fully loaded horizontal conveyor in an open-cast lignite mine

Figure 3 highlights the belt movement resistances  $W_e$ , resulting from the indentation of the belt into the roller, which accounts for nearly 50% of the total conveyor movement resistance in this case. For this reason, most of the actions to reduce the energy consumption of the conveyor have focused on the development of energy efficient belts characterized mainly by reduced-thickness covers and made of rubber blends with appropriate properties. The use of energy-efficient belts will reduce this component of the resistance to movement by about one-third compared to a standard belt [1, 3–8]. Some belt manufacturers also consider the possibility of building belts with a special energy-efficient core, which are lighter and cause a reduction in the resistances of bending and belt movement –  $W_r$ ,  $W_e$  [9].

Limiting the value of the conveyor's movement resistance can be achieved by using rollers with diame-

ters larger than the standard, resulting in a reduction of bending resistances –  $W_r$ , belt movement resistances –  $W_e$ , and roller rotation resistances –  $W_k$ . There is also ongoing research on design solutions for rollers with reduced rotation resistances through the use of special bearings and seals [10, 11].

The DIN 22101 standard [12], which describes the basic method of calculating belt conveyors, indicates the directions for reducing the main resistances of the conveyor by:

- properly setting the conveyor route structure,
- limited bias angle for each of the side rollers,
- increasing the distance between the roller sets,
- increasing the roller diameters,
- increasing the tension force on the belt,
- reducing the speed of the belt,
- limiting the trough angle.

While ensuring the proper alignment of the conveyor and increasing the roller diameter is unquestionable, it should be noted that modifying any other parameters can lead to unfavorable consequences. Increasing the distance between idler sets leads to increased loads and requires greater tension force on the belt, decreasing belt and joint durability, and increasing the load on the drums. In contrast, decreasing speed and trough angle can reduce conveyor transport capacity.

## 2.2. Secondary resistances

In the case of short conveyors with high capacity, the resistances that often determine the value of the selected drive power are secondary resistances –  $WS$ , which occur at certain points of the conveyor such as: the head and tail stations, the drum drive system, the take-up device, and the loading and unloading stations. The main components of these resistances are:

- resistances at the loading point, associated with the acceleration of the transported material,
- resistances at the loading point caused by the friction of the transported material on the skirtboards,
- resistances related to the pressure of the material in the loading hopper,
- resistances of scrapers, strips, and other cleaning devices,
- resistance to belt bending on the drums,
- resistance to drum rotation resulting from friction forces in bearings and seals.



In addition, additional resistances –  $W_D$ , resulting from the installation of special equipment such as:

- idler sets for the centering belt,
- installations for reversing belt,
- plows or discharge carts etc., can also be included in secondary resistances.

In the case of belt conveyors operating in open-pit mines with a capacity of approximately 20,000 t/h, the loading resistance is also important, and is included in the secondary resistances  $W_S$ . The direction of modernization of transfer points, in terms of reducing their energy consumption, focuses on shaping the flow of the load by changing the angle of inclination of the baffle bar and increasing the horizontal component of the velocity of the load in place of falling onto the receiving belt and reducing the height of the lifting load, which will reduce the loading resistances by half compared to the currently used solutions [13, 14].

Undoubtedly, reducing secondary resistances is achieved by constructing the longest conveyors possible, contributing to a reduction in the number of transfer points, drums, and belt cleaning devices.

### 2.3. Gradient resistance

In belt conveyors with a significant incline angle, the basic component of motion resistance is gradient resistance ( $W_H$ ), related to the lifting or lowering of the conveyed material in inclined sections of the conveyor route. Unlike other types of resistance, gradient resistance can have a positive or negative value depending on the sign of the angle of the slope of the route.

The resistance of lifting the material significantly changes the structure of the conveyor's motion resis-

tance components (Fig. 4). In the case of a conveyor with motion resistance components presented in Figure 3, a change in the average slope angle of the conveyor by  $2^\circ$  resulted in the percentage contribution of belt movement resistance dropping from almost 50% to 20% of the total resistance. In the case of a conveyor inclined at an angle of  $5^\circ$ , these resistances represent only 10% of the total resistance, as 80% of the drive power is used to lift the material, and only 20% is consumed to overcome the main and secondary resistances of the conveyor.

The given example concerns a fully loaded high-capacity lignite open-pit conveyor. In the case of lower capacities and a smaller fill factor value, the percentage values of individual components' contributions may differ from those given in the above example. Nevertheless, regardless of the conveyor construction variant used, the effects of using energy-saving belts and idler sets will be clearly noticeable only for long, horizontal conveyors with a slight incline angle.

The belt conveyor is a transport device that is well suited to the topography of the terrain. Therefore, a relatively large group of belt conveyors transport material downwards at an average slope angle greater than  $-5^\circ$ . In such a situation, there is an opportunity not only to limit consumption but also to recover energy. For example, at the Los Pelambres mine in Chile, a 13 km long belt conveyor system transports copper ore from a mine located at an altitude of 3200 m above sea level to a processing plant 1310 m below. The location of the conveyors has resulted in the need for 10 engines with a power of 2.5 MW each working as generators. In 2007, the transport system generated 90,000,000 kWh [2].

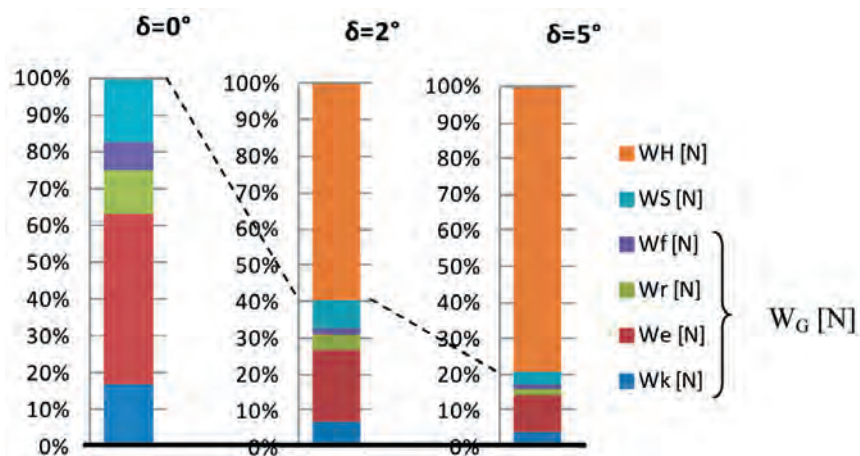


Fig. 4. Structure of the motion resistance of a horizontal and inclined conveyor at angles of  $2^\circ$  and  $5^\circ$  according to QNK TT

### 3. TRANSPORT CAPACITY OF A CONVEYOR BELT

Another parameter, besides the conveyor's rolling resistance, which has a significant impact on the energy consumption of the conveyor, is the amount of transported material, that is on the conveyor belt. Due to the operating system and the organization of the crew's working time, the transport capacity of belt conveyors is not fully utilized. An example of the average performance changes of three belt conveyors working in an underground mine is presented below (Fig. 5). The theoretical maximum capacity of each conveyor is 2,500 Mg/h, but the degree of utilization of the transport capacity does not exceed 60%.

To reduce the energy consumption of the conveyors, it is necessary to minimize their operation without material (the energy consumption index of the

conveyor without a load tends toward infinity) and ensure at least a 40% loading level of the conveyor (Fig. 8). This can be achieved by stabilizing the material flow using retention silos or by using a belt speed control system. Stabilizing material flow using retention containers will reduce the energy consumption of all conveyors downstream of the silos, while regulating the belt speed to increase the load level will reduce the power consumption of only one conveyor. The problem of regulating the belt speed as a function of the feed rate is quite complex and multidimensional, being dependent on the rolling resistance and efficiency of the drive system [15]. The character of the energy consumption curve indicates that it is undoubtedly worth ensuring a minimum 40% loading level of the conveyor, while the value of the optimal filling of the trough depends on the type of conveyor, its configuration and location, and the components used.

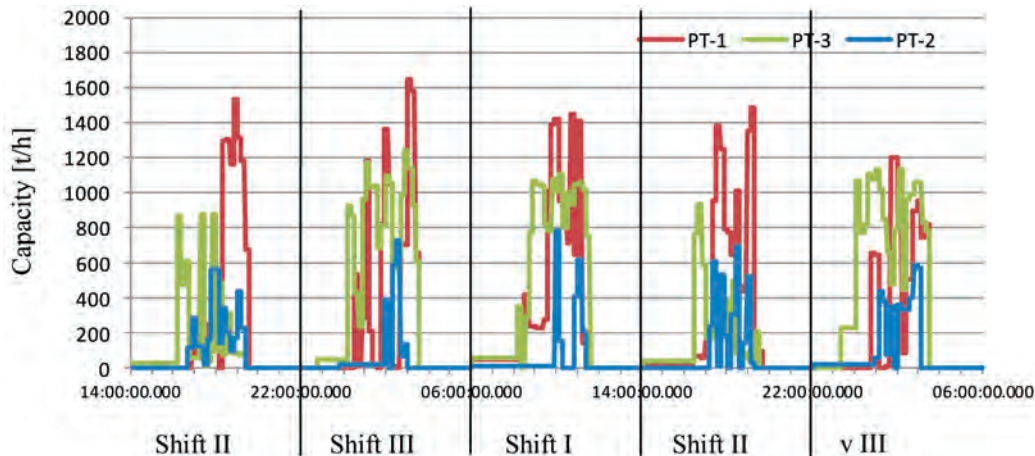


Fig. 5. Changes in the capacity of three example conveyors during five work shifts

### 4. EFFICIENCY OF THE DRIVE SYSTEM

During the industrial research conducted on a conveyor belt, it was found that obtaining full filling of the belt trough over its entire length is a major challenge. As a result, the drive system is not fully loaded and often well below the nominal values of motor and gearbox loads. Using a mobile system for measuring the parameters of the belt conveyors, a series of tests were carried out on the selected conveyors, based on which the total efficiency of the multi-drum conveyor drive system was determined as the ratio of the mechanical power applied to the belt to the active power measured on the electrical distribution panel (Fig. 6) [16]. The measurement results indicated that losses in the drive system can be a significant cause of increased energy consumption of belt conveyors,

and the phenomenon of reduced drive system efficiency intensifies when operating below 30% of the nominal load.

A typical conveyor drive system consists of an induction motor, a coupling, a gear, and drive drums, and may also be equipped with a frequency inverter controlling the motor's operation or a hydrodynamic starting coupling (Fig. 7). The total drive efficiency is the product of the efficiency of the individual components of the system, so reducing the energy consumption of the drive can be achieved by increasing the efficiency of each element.

The frequency inverter's efficiency is highest at the nominal load and a frequency of 50 Hz. At a frequency reduced to 25 Hz (halving the belt speed), a decrease in efficiency of up to 81% at 25% motor load should be expected [17].

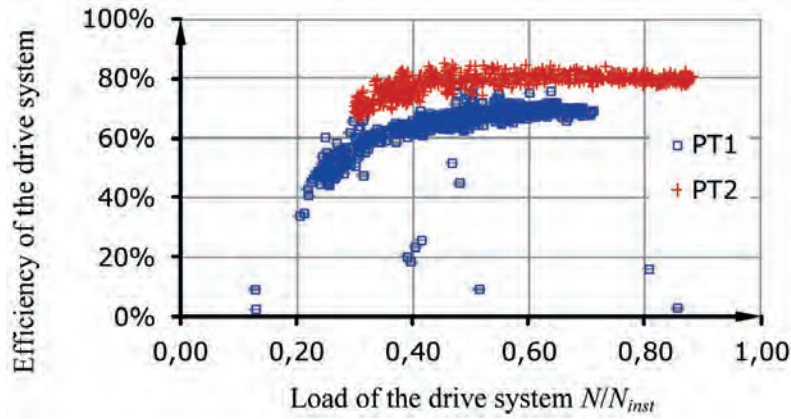


Fig. 6. Total efficiency of the conveyor drive system determined based on industrial research [2]

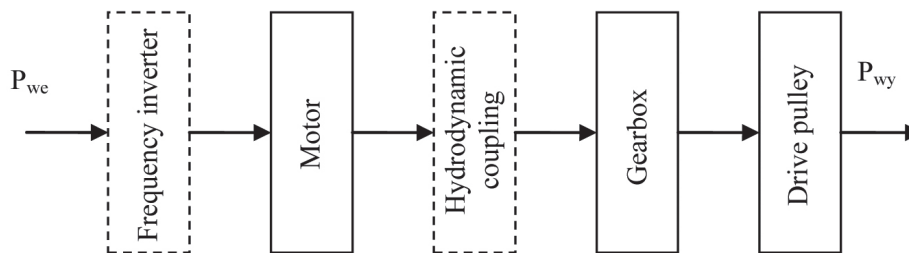


Fig. 7. Block diagram of the conveyor drive system

In simplified terms, the efficiency of an induction motor depends on the transfer load, rated power, motor type, and the number of pairs [2]. Higher motor power and higher synchronous speed mean higher efficiency. The motor efficiency can be increased by 4% to 6% using energy-efficient motors [18].

The hydrodynamic coupling only transmits torque when there is a slip between its pump and turbine parts. The nominal slip of the coupling is between 2% and 3%, so during the steady operation of the conveyor, its efficiency is greater than 97%, as the slip decreases at loads below the nominal.

The mechanical efficiency of the gearbox depends on the transferred load, the rated power, the gear ratio, the number of stages and the rotational speed and operating temperature. The lower the gear ratio and speed, the higher the efficiency of the gearbox.

The final element of the drive system is the drive drum. The efficiency of converting torque into driving force depends, among other things, on the belt bending resistance, its properties, tensile force, bearing resistance of the drums, their diameter, and energy losses associated with transferring driving force from the drum surface to the belt. As the research results have shown, the proper design and selection of the drum and belt, as well as adequate tensioning, can significantly improve the efficiency of the drive system.

## 5. SUMMARY

Possible directions to reduce the energy consumption of a conveyor belt can be illustrated based on the example graph shown in Figure 8. A conveyor with an energy consumption characteristic described in curve B can be subjected to modernization involving reducing resistance and increasing drive efficiency (1→2), resulting in a reduction in energy consumption without changing the degree of load of the conveyor (state A). Alternatively, one can retain the characteristics of energy consumption B (without modernization) and increase the average degree of loading of the conveyor by organizational-technological changes in its operating parameters (1→3).

It is almost indisputable that there is a need for energy-efficient solutions in the operation of conveyor belts. This article presents potential directions for reducing the energy consumption of conveyors, which should be chosen individually, taking into account the specific conditions of the operation of a particular conveyor. Better conveyors equipped with modern components can be built and provided with the best possible working conditions, or one can take advantage of the existing resources in the work organization of the mining site.

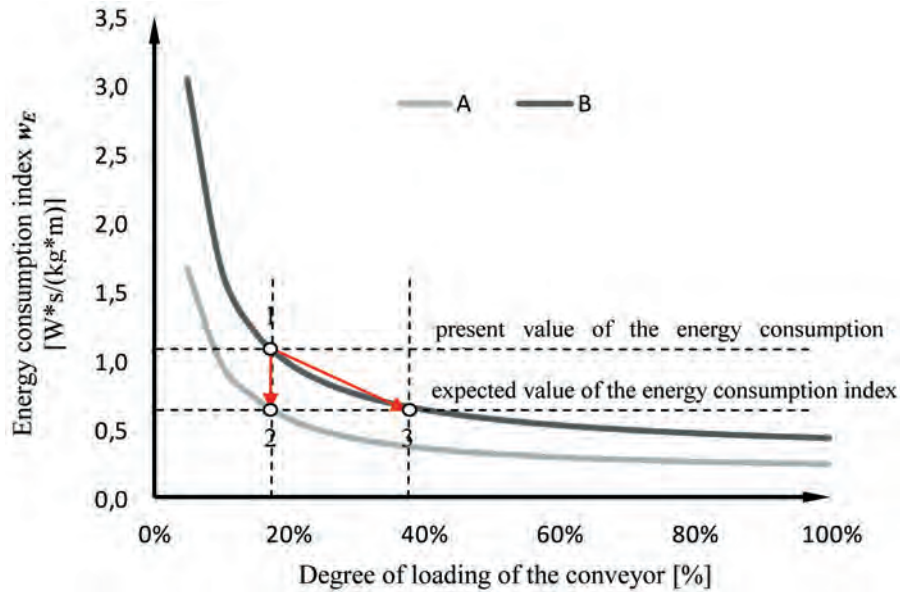


Fig. 8. Energy consumption index before (B) and after (A) modernization of the conveyor

#### References

- [1] Kulinowski P.: *Identyfikacja parametrów techniczno-ruchowych przenośników taśmowych jako sposób na obniżenie kosztów wydobywania*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2010 [unpublished].
- [2] Kulinowski P.: *Metodyka zintegrowanego projektowania górniczych przenośników taśmowych*. Wydawnictwa AGH, Kraków 2012.
- [3] Gładysiewicz L.: *Przenośniki taśmowe. Teoria i obliczenia*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2003.
- [4] Kawalec W., Kulinowski P.: *Obliczenia przenośników taśmowych metodą podstawową oraz oporów jednostkowych w zintegrowanym środowisku programowym*. Transport Przemysłowy 2007, 1(27): 6–11.
- [5] Gładysiewicz L.: *Badania oporów ruchu przenośnika taśmowego w warunkach eksploatacyjnych*. Sympozjum Naukowo-Techniczne Sempertrans Bełchatów 2013: 5–17.
- [6] Michalczuk A.: *Nowe produkty i rynki w Sempertrans*. Sympozjum Naukowo-Techniczne Sempertrans Bełchatów 2013: 5–17.
- [7] Stefanowicz M., Dyduch J., Gwiazda Z.: *Własności energooszczędne taśm przenośnikowych*. XX Międzynarodowe Sympozjum “20 lat doświadczeń i perspektywy rozwoju transportu taśmowego” 2012: 162–170.
- [8] Bajda M., Hardygóra M.: *Szacowanie energooszczędności transportu przenośnikowego na podstawie badań parametrów dynamicznych okładki bieżnej taśmy przenośnikowej*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2011, 4(14): 12–15.
- [9] Łodewijks G.: *Nowa generacja energooszczędnych przenośników taśmowych*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2012, 3(17): 12–21.
- [10] Furmanik K., Kasza P., Zarzycki J., Kulinowski P.: *Badania oporów ruchu krążników nowej konstrukcji*. Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 2013 [unpublished].
- [11] Gładysiewicz L.: *Kierunki optymalizacji transportu taśmowego*. Transport Przemysłowy 2008, 1(31): 5–9.
- [12] Standard *Gurtförderer für Schüttgüter – DIN 22 101*.
- [13] Gładysiewicz L., Kulinowski P., Czuba W., Katterfeld A.: *Optymalizacja przesypów przenośnikowych*. Instytut Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 2010 [unpublished].
- [14] Kawalec W.: *Przenośniki taśmowe dalekiego zasięgu do transportu węgla brunatnego*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2009, 1(3): 6–13.
- [15] Lauhoff H.: *Speed Control on Belt Conveyors – Does it Really Save Energy?* Bulk Solids Handling 2005, 25: 6.
- [16] Kulinowski P.: *Mobilny system pomiarowy pracy przenośników taśmowych*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2012 [unpublished].
- [17] Misiewicz W., Misiewicz A.: *Napędy regulowane w układach pompowych źródeł ciepła*. Krajowa Agencja Poszanowania Energii S.A. 2008.
- [18] Bernatt M., Zieliński T., Piszczek J.M.: *Remontować czy wymienić silniki elektryczne dużej mocy*. Fundacja na rzecz Efektywnego Wykorzystania Energii, Katowice 2006, <https://docplayer.pl/42478848-Remontowac-czy-wymieniac-stare-silniki-elektryczne-w-przemysłowych-napedach-sredniej-i-duzej-mocy.html> [10.07.2022].

PIOTR KULINOWSKI, Ph.D. Dsc. Eng., prof. AGH  
AGH University of Krakow  
Department of Machinery Engineering and Transport  
Faculty of Mechanical Engineering and Robotics  
al. Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland  
[piotr.kulinowski@agh.edu.pl](mailto:piotr.kulinowski@agh.edu.pl)

PIOTR KULINOWSKI

## Kierunki zmniejszenia energochłonności górniczych przenośników taśmowych

*W artykule poruszono problematykę oszczędności energii zużywanej przez górnicze przenośniki taśmowe. Wykorzystując pojęcie wskaźnika energochłonności, przedstawiono kierunki ograniczenia zużycia energii przenośników taśmowych przez zastosowanie energooszczędnych podzespołów, modernizację układu napędowego lub wprowadzenie zmian organizacyjno-technicznych w procesie odstawy urobku.*

Słowa kluczowe: *przenośniki taśmowe, projektowanie, obliczenia, badania przemysłowe, badania laboratoryjne, monitoring, eksploatacja*

### 1. WSTĘP

Głównym elementem systemu odstawy urobku w kopalniach węgla kamiennego, brunatnego oraz rud miedzi są przenośniki taśmowe, które jako środek transportu ciągłego zapewniają odpowiednią wydajność przy zachowaniu wysokiej dyspozycyjności. Mimo najlepszych wskaźników energochłonności spośród pozostałych stosowanych urządzeń transportowych wzrost długości dróg transportowych w kopalniach powoduje, że rośnie procentowy udział kosztu transportu w ogólnych kosztach wydobycia kopaliny użytecznej. W związku z tym zjawiskiem oraz stale rosnącymi kosztami energii elektrycznej coraz większego znaczenia nabierają zagadnienia poświęcone obniżeniu energochłonności przenośników taśmowych.

Podstawowym parametrem techniczno-ruchowym opisującym kompleksowo jednostkowy pobór energii przez jednostkę napędową przenośnika taśmowego jest wskaźnik energochłonności, zdefiniowany jako wartość energii zużytej na przetransportowanie 1 kg urobku na odległość 1 m [1]:

$$w_g = \frac{N}{\dot{M} \cdot L} \left[ \frac{\text{W} \cdot \text{s}}{\text{kg} \cdot \text{m}} \right] \quad (1)$$

gdzie:

- $\dot{M}$  – strumień masy, wydajność [kg/s],
- $N$  – wymagana moc napędu [W],
- $L$  – długość drogi transportowej (przenośnika) [m].

Na wartość wskaźnika energochłonności istotnie wpływa profil trasy, cechy konstrukcyjne przenośnika, jakość wykonania i stopień zużycia podzespołów oraz warunki pracy, kultura eksploatacji i wykorzystanie zdolności transportowej przenośnika. Zgodnie z definicją wskaźnika przenośniki nieznacznie obciążone urobkiem będą miały najwyższe, czyli niekorzystne wartości wskaźnika energochłonności, mimo mniejszego poboru mocy przez układ napędowy, ponieważ odnosi się on zarówno do wydajności przenośnika, jak i zużycia energii elektrycznej.

Po odpowiednim przekształceniu wzoru (1), uwzględniającym sprawność napędu i to, że jego moc jest iloczynem oporów ruchu przenośnika i prędkości taśmy, otrzymano wyrażenie:

$$w_E = \frac{N}{M \cdot \eta} \left[ \frac{\text{N}}{\text{kg}} \right] \quad (2)$$

gdzie:

- $W$  – całkowity opór ruchu przenośnika [N],
- $M$  – masa nosiwa na przenośniku [kg],
- $\eta$  – sprawność układu napędowego [-].

Zgodnie ze wzorem (2) wartość wskaźnika energochłonności można obniżyć przez zmniejszenie oporu ruchu przenośnika  $W$ , zwiększenie masy nosiwa na

przenośniku  $M$  i poprawę sprawności układu napędowego  $\eta$ .

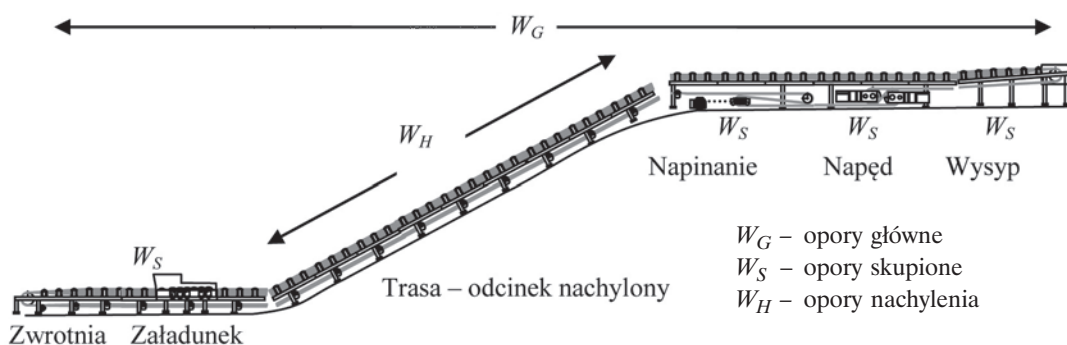
Ograniczenia energochłonności przenośników taśmowych mogą się odbyć przez:

- zmniejszenie oporów ruchu przenośnika dzięki właściwemu dobraniu parametrów pracy oraz stosowanie odpowiednich podzespołów, takich jak np. taśm energooszczędnych i krążników o małych oporach obracania;
- zwiększenie stopnia wykorzystania zdolności transportowej przenośnika w wyniku działań organizacyjno-technicznych;

- poprawę sprawności układu napędowego przez modernizację silników, sprzęgieł i przekładni oraz optymalizację bębnowych układów napędowych.

## 2. OPORY RUCHU PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO

Źródłem oporów ruchu przenośnika są siły tarcia, grawitacji i bezwładności (rys. 1). Występują zarówno równomiernie rozłożone wzdłuż całej trasy przenośnika  $W_G$ , jak i w ściśle określonych miejscach konstrukcji  $W_S$  oraz na nachylonych odcinkach trasy  $W_H$ .



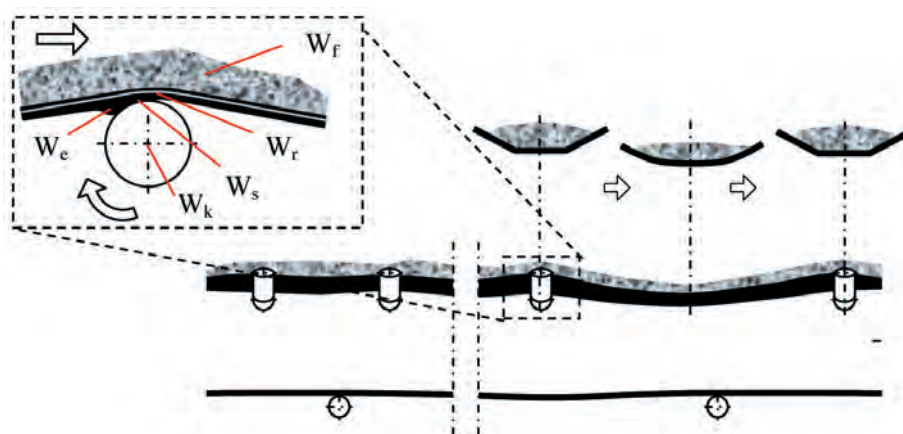
Rys. 1. Przykładowe rejony występowania poszczególnych rodzajów oporów ruchu przenośnika [2]

### 2.1. Opory główne

Pierwsza grupa oporów ruchu występujących wzdłuż całej trasy przenośnika nosi nazwę oporów głównych  $W_G$ . Należą do niej opory (rys. 2) [3]:

- obracania krążników, zależne od sił tarcia w łożyskach i ich uszczelnieniach  $W_k$ ,

- przemieszczania taśmy po krążnikach związane z wgniataniem płaszcza krążnika w gumowe okładki taśmy  $W_e$ ,
- przeginania taśmy na zestawach krążnikowych  $W_r$ ,
- związane z falowaniem urobku  $W_f$ ,
- tarcia taśmy o krążniki związane ze współpracą powierzchni płaszcza krążnika z gumowymi okładkami taśmy  $W_s$ .

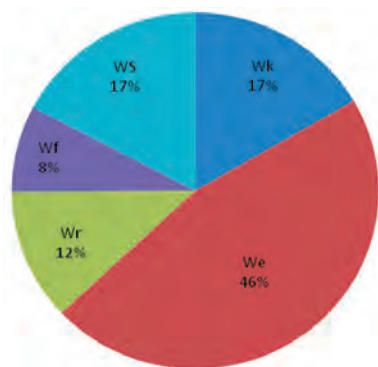


- $W_k$  – opory obracania krążników  
 $W_e$  – opory przemieszczania taśmy po krążnikach  
 $W_r$  – opory przeginania taśmy na zestawach krążnikowych  
 $W_f$  – opory związane z falowaniem urobku  
 $W_s$  – opory tarcia taśmy o krążniki  
 $W_G = W_k + W_e + W_r + W_f + W_s$

Rys. 2. Składowe oporów głównych ruchu przenośnika

Opory główne mają decydujące znaczenie przy doborze mocy układu napędowego dla przenośników długich o nieznacznym kącie nachylenia trasy (rys. 3).

Na rysunku 3 przedstawiono przykładowy, wyznaczony za pomocą programu komputerowego QNK-TT [4], procentowy udział poszczególnych składowych oporów w całkowitym oporze ruchu przenośnika poziomego, w pełni załadowanego, w kopalni odkrywkowej węgla brunatnego ( $L = 1100$  m,  $Q = 20\ 000$  t/h,  $v = 5,5$  m/s). Struktura składowych oporów ruchu przenośnika taśmowego nie jest stała, może się zmieniać w zależności od typu przenośnika i jego parametrów pracy, miejsca eksploatacji, stopnia załadowania i własności materiału transportowanego.



- $W_k$  – opory obracania krążników
- $W_e$  – opory przemieszczania taśmy po krążnikach
- $W_r$  – opory przeginanania taśmy na zestawach krążnikowych
- $W_f$  – opory związane z falowaniem urobku
- $W_s$  – opory tarcia taśmy o krążniki (pomijalnie małe)
- $W_s$  – opory skupione

Rys. 3. Składowe oporów ruchu w pełni załadowanego przenośnika poziomego z kopalni węgla brunatnego

Wyróżniającym składnikiem na tym wykresie są opory przemieszczenia taśmy po krążnikach  $W_e$  będące wynikiem wgniatania taśmy w krążnik i stanowiące w tym przypadku niemal 50% całkowitego oporu ruchu przenośnika. Z tego powodu większość działań zmniejszających energochłonność przenośnika skoncentrowano na opracowaniu taśm energooszczędnych, cechujących się głównie okładkami o zmniejszonej grubości i wytworzonymi z mieszanek gumowych o odpowiednich własnościach. Zastosowanie taśm energooszczędnych pozwoli na zmniejszenie tej składowej oporów ruchu o około 1/3 w stosunku do taśmy standardowej [1, 3–8]. Niektórzy producenci zwracają także uwagę na możliwości budowy taśm ze specjalnym, energooszczędnym rdzeniem, lżejszych i powodujących zmniejszenie oporów przeginanania i przemieszczania taśmy –  $W_p$ ,  $W_e$  [9].

Ograniczenie wartości oporów ruchu przenośnika można uzyskać przez zastosowanie krążników o śred-

nicach większych niż standardowe, uzyskując: zmniejszenie oporów przeginanania  $W_p$ , przemieszczania taśmy po krążnikach  $W_e$  i obracania krążników  $W_k$ . Równolegle trwają także poszukiwania rozwiązań konstrukcyjnych krążników o zmniejszonych oporach obracania przez zastosowanie specjalnych łożysk i uszczelnień [10, 11].

Niemiecka norma DIN 22101 [12], opisująca podstawową metodę obliczania przenośników taśmowych, wskazuje kierunki zmniejszenia oporów głównych przenośnika przez:

- prawidłowe ustawienie trasy przenośnika,
- ograniczenie kąta wyprzedzenia krążników bocznych,
- zwiększenie rozstawu zestawów krążnikowych,
- powiększenie średnic krążników,
- zwiększenie siły napinającej taśmę,
- redukcja prędkości taśmy.

Chociaż dbałość o prawidłowe ustawienie przenośnika i zwiększenie średnic krążników nie budzi żadnych wątpliwości, to należy pamiętać o tym, że zmiana każdego z pozostałych parametrów niesie za sobą także niekorzystne konsekwencje. Powiększenie rozstawu zestawów krążnikowych spowoduje wzrost ich obciążenia i będzie skutkowało koniecznością zwiększenia sił napinających taśmę, przyczyniających się do zmniejszenia trwałości taśmy i jej złączy oraz zwiększenia obciążenia bębnow. Natomiast redukcja prędkości i kąta niecki może obniżyć zdolność transportową przenośnika.

## 2.2. Opory skupione

W przypadku przenośników krótkich, o dużej wydajności często o wartości dobranej mocy napędu decydują opory skupione  $W_s$  występujące w określonych miejscach przenośnika, takich jak: stacja czołowa i zwrotna, bębnowy układ napędowy, urządzenie napinające oraz stacje załadunkowe i rozładunkowe. Podstawowymi składowymi tych oporów są:

- opory w miejscu załadunku związane z przyspieszeniem materiału transportowanego,
- opory w miejscu załadunku wywołane tarciami materiału transportowanego o listwy ograniczeń bocznych,
- opory związane z parciem materiału znajdującego się w koszu zasypowym,
- opory pochodzące od zgarniaków, listew i innych urządzeń czyszczących,
- opory przeginanania taśmy na bębnach,
- opory obracania bębnow wynikające z sił tarcia w łożyskach i uszczelnieniach.

Ponadto w skład oporów skupionych mogą wchodzić opory dodatkowe  $W_D$ , wynikające z instalacji urządzeń specjalnych, takich jak:

- krążnikowe zestawy centrujące bieg taśmy,
- instalacje do odwracania taśmy,
- pługi lub wózki zrzutowe itp.

W przypadku przenośników taśmowych pracujących w kopalniach odkrywkowych z wydajnością około 20 000 t/h istotny jest także opór załadunku wchodzący w skład oporów skupionych  $W_S$ . Kierunki modernizacji punktów przesypowych, w aspekcie zmniejszenia ich energochłonności, koncentrują się na kształtowaniu strugi nosiwa przez zmianę kąta nachylenia odbojnicy i zwiększeniu składowej poziomej prędkości strugi urobku w miejscu spadku na taśmę odbierającą i zmniejszeniu wysokości podnoszenia urobku, co pozwoli ograniczyć opory załadunku o połowę w stosunku do rozwiązań obecnie stosowanych [13, 14].

Niewątpliwie ograniczenie oporów skupionych uzyskuje się przez zabudowę jak najdłuższych przenośników, co przyczynia się do redukcji liczby przesyków, bębnow i urządzeń czyszczących taśmę.

### 2.3. Opory nachylenia

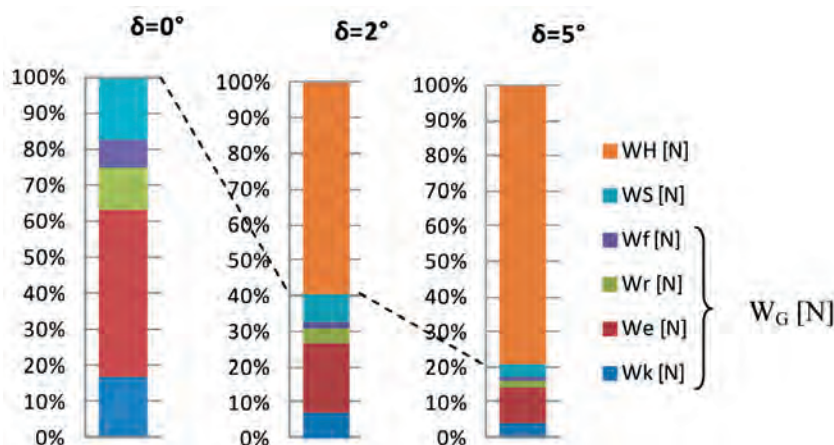
W przenośnikach taśmowych o znacznym kącie nachylenia podstawową składową oporów ruchu są opory nachylenia –  $W_H$ , związane z podnoszeniem lub opuszczaniem materiału transportowanego na nachylonych odcinkach trasy przenośnika. Jako jedyne spośród różnych rodzajów oporów mogą mieć wartość dodatnią lub ujemną, zależną od znaku kąta nachylenia trasy.

Opory podnoszenia urobku istotnie zmieniają strukturę składowych oporów ruchu przenośnika (rys. 4). W przypadku przenośnika, którego składowe opory ruchu przedstawiono na rysunku 3, zmiana

średniego kąta nachylenia przenośnika o  $2^\circ$  spowodowała, że procentowy udział oporów przemieszczania taśmy po krążnikach spadł z prawie 50% do 20% oporu całkowitego. W przypadku przenośnika nachylnego pod kątem  $5^\circ$  opory te stanowią już tylko 10% oporu całkowitego, gdyż 80% mocy napędu jest wykorzystywane do podnoszenia urobku, a tylko 20% jest zużywane na pokonanie oporów głównych i skupionych przenośnika.

Podany przykład dotyczy w pełni obciążonego przenośnika z kopalni odkrywkowej węgla brunatnego o znacznej wydajności. W przypadku mniejszych wydajności i nieznacznego wykorzystania przekroju niecki wartości procentowe udziału poszczególnych składowych mogą odbiegać od podanych w powyższym przykładzie. Niemniej, niezależnie od zastosowanego wariantu konstrukcji przenośnika taśmowego efekty zastosowania energooszczędnych taśm i zestawów krążnikowych będą wyraźnie zauważalne jedynie w przypadku przenośników długich, poziomych i o nieznacznym kącie nachylenia.

Przenośnik taśmowy jest urządzeniem transportowym dobrze dostosowującym się do ukształtowania terenu. Zatem całkiem niemała grupa przenośników taśmowych transportuje nosiwo w dół pod średnim kątem nachylenia trasy większym od  $-5^\circ$ . W takiej sytuacji istnieje możliwość nie tylko ograniczenia zużycia, ale i odzysku energii. Na przykład w kopalni Los Pelambres w Chile pracuje ciąg przenośników taśmowych o długości 13 km. Trzy przenośniki taśmowe o wydajności 8700 t/h transportują rudę miedzi z kopalni znajdującej się na wysokości 3200 m n.p.m. do zakładu przerobczego ulokowanego 1310 m niżej. Lokalizacja przenośników spowodowała, że 10 silników o mocy 2,5 MW każdy działa jako generatory prądu. W roku 2007 system transportowy wygenerował 90 000 000 kWh [2].



Rys. 4. Struktura oporów ruchu przenośnika poziomego i nachylnego pod kątem  $2^\circ$  i  $5^\circ$  wg QNK-TT

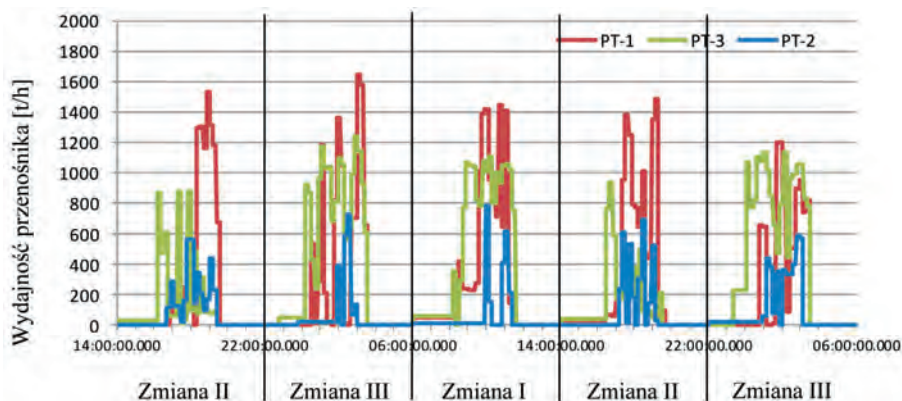


### 3. ZDOLNOŚĆ TRANSPORTOWA PRZENOŚNIKA TAŚMOWEGO

Kolejnym parametrem (poza oporami ruchu przenośnika) mającym istotny wpływ na energochłonność przenośnika jest masa transportowanego urobku, która znajduje się na taśmie przenośnika. Z uwagi na stosowany system eksploatacji i organizację czasu pracy załogi zdolność transportowa przenośników taśmowych nie jest w pełni wykorzystywana. Poniżej przedstawiono przykładowy przebieg zmian uśrednionej wydajności trzech przenośników taśmowych, pracujących w kopalni podziemnej (rys. 5). Maksymalna wydajność teoretyczna każdego z przenośników wynosi 2500 Mg/h, natomiast stopień wykorzystania zdolności transportowej nie przekracza 60%.

By zmniejszyć wartość wskaźnika energochłonności przenośników, należy ograniczyć do minimum ich pracę bez urobku (wartość wskaźnika energochłonności przenośnika bez nosiwa dąży do nieskończo-

ności) i zapewnić co najmniej czterdziestoprocentowy stopień załadowania przenośnika (rys. 8). Można to zrealizować w wyniku stabilizacji strugi urobku za pomocą zbiorników retencyjnych lub z zastosowaniem układu regulacji prędkości taśmy. Ustabilizowanie strugi urobku za pomocą zbiorników wyrównawczych pozwoli na zmniejszenie energochłonności wszystkich przenośników w ciągu za zbiornikiem, natomiast regulacja prędkości taśmy w celu zwiększenia stopnia załadowania zmniejszy pobór mocy przez napęd tylko jednego przenośnika. Problem regulacji prędkości taśmy w funkcji wydajności nadawy jest dość złożony i wielopłaszczyznowy, zależny od oporów ruchu i sprawności układu napędowego [15]. Charakter przebiegu krzywej energochłonności wskazuje, że niewątpliwie warto zapewnić minimum 40% załadowania przenośnika, natomiast wartość optymalnego wypełnienia niekiedy zależy od typu przenośnika, jego konfiguracji i lokalizacji oraz od zastosowanych podzespołów.



Rys. 5. Zmiana wydajności trzech przykładowych przenośników podczas pięciu zmian pracy

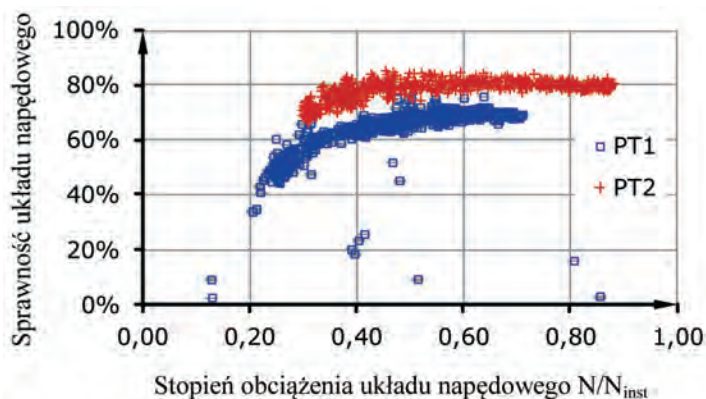
### 4. SPRAWNOŚĆ UKŁADU NAPĘDOWEGO

Podczas badań przemysłowych prowadzonych w miejscu eksploatacji przenośnika stwierdzono, że dużą trudność sprawia uzyskanie pełnego wypełnienia niecki taśmy przenośnika na całej jego długości. W związku z tym układ napędowy nie jest w pełni obciążony i często znacznie poniżej nominalnych wartości obciążenia silnika i przekładni. Za pomocą mobilnego układu do pomiaru parametrów pracy przenośników taśmowych przeprowadzono serię badań wybranych przenośników, na podstawie których określono całkowitą sprawność wielobębnowego układu napędowego przenośnika taśmowego, wyznaczoną jako stosunek mocy mechanicznej nadanej taśmie do mocy czynnej zmierzonej w rozdzielni elektrycznej (rys. 6) [16]. Wyniki pomiarów wskazały, że straty w układzie napędowym mogą być istotną przyczyną zwiększonej ener-

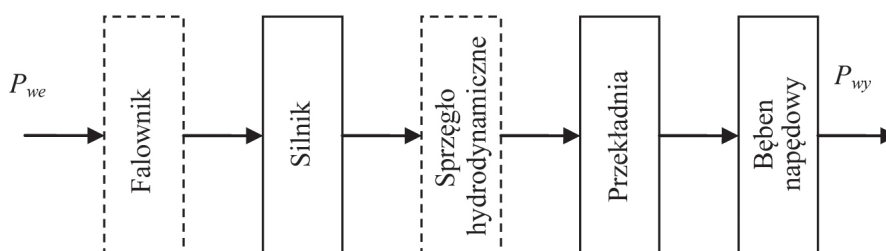
gichłonności przenośników taśmowych, a zjawisko spadku sprawności układu napędowego nasila się przy pracy poniżej 30% obciążenia znamionowego.

Typowy układ napędowy przenośnika taśmowego składa się z silnika indukcyjnego, sprzęgła, przekładni zębatej i bębnowych napędowych oraz może być także wyposażony w falownik sterujący pracą silnika lub rozruchowe sprzęgło hydrodynamiczne (rys. 7). Całkowita sprawność napędu jest iloczynem sprawności poszczególnych podzespołów układu, zatem zmniejszenie energochłonności napędu można uzyskać, zwiększając sprawność każdego z elementów.

Sprawność przemiennika częstotliwości jest najwyższa przy obciążeniu nominalnym i częstotliwości 50 Hz. Przy częstotliwości obniżonej do 25 Hz (zmniejszenie prędkości taśmy o połowę) należy liczyć się ze spadkiem sprawności nawet do 81% przy 25% obciążeniu silnika [17].



Rys. 6. Całkowita sprawność układu napędowego przenośników taśmowych wyznaczona na podstawie badań przemysłowych [2]



Rys. 7. Schemat blokowy układu napędowego przenośnika taśmowego

Sprawność silnika indukcyjnego w dużym uproszczeniu zależy od przenoszonego obciążenia, mocy znamionowej, typu silnika i liczby par biegunów [2]. Większa moc silnika i wyższa prędkość synchroniczna oznacza jego większą sprawność. Sprawność silnika można podnieść o 4–6% dzięki zastosowaniu silników energooszczędnych [18].

Sprzęgło hydrodynamiczne przenosi moment obrotowy jedynie wtedy, gdy występuje poślizg między jego częścią pompową i turbinową. Nominalny poślizg sprzęgła wynosi od 2% do 3%, zatem podczas pracy ustalonej przenośnika jego sprawność jest większa niż 97%, gdyż przy mniejszym obciążeniu od nominalnego poślizg maleje.

Sprawność mechaniczna przekładni zębatej zależy od przenoszonego obciążenia, mocy znamionowej, przełożenia, liczby stopni oraz od prędkości obrotowej i temperatury pracy. Im niższe przełożenie i mniejsza prędkość, tym większa jest sprawność przekładni.

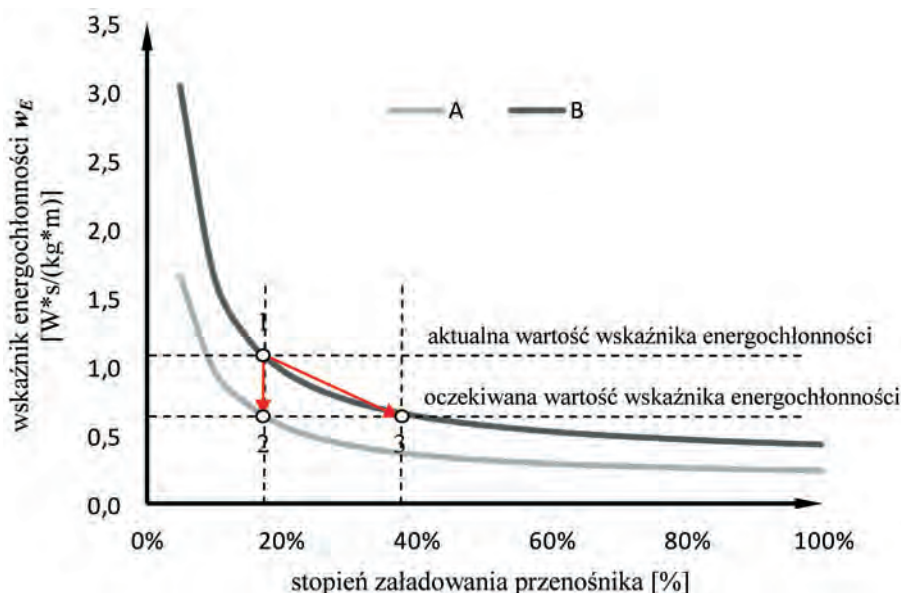
Ostatnim elementem w układzie napędowym jest bęben napędowy. Sprawność zamiany momentu napędowego na obwodową siłę napędową jest zależna między innymi od oporów przeginięcia taśmy, jej własności, siły napinającej, oporów w łożyskach bębnowych, ich średnicy oraz strat energetycznych związanych z przeniesieniem siły napędowej z powierzchni bębnowych na taśmę. Jak wykazały wyniki badań przemysłowych (rys. 6), wartość ta może być znacząca i wymaga

dokładniejszego zbadania zarówno w aspekcie analiz teoretycznych, i badań laboratoryjnych.

## 5. PODSUMOWANIE

Możliwe kierunki zmniejszenia energochłonności przenośnika taśmowego można zilustrować na podstawie przykładowego wykresu zamieszczonego na rysunku 8. Przenośnik, o charakterystyce energochłonności opisanej krzywą B, można poddać modernizacji polegającej na obniżeniu oporów ruchu i zwiększeniu sprawności napędu (1→2). Dzięki temu, nie zmieniając stopnia załadunku przenośnika, uzyska się zmniejszenie jego energochłonności (stan A). Można też pozostać przy charakterystyce energochłonności B (bez modernizacji) i zwiększyć średni stopień załadunku przenośnika przez zmiany organizacyjno-technologiczne parametrów jego pracy (1→3).

Nikt praktycznie nie polemizuje z tezą o konieczności stosowania energooszczędnych rozwiązań w eksploatacji przenośników taśmowych. Niniejszy artykuł przedstawia możliwe kierunki zmniejszenia energochłonności przenośników, które powinny być wybierane indywidualnie, z uwzględnieniem specyfiki warunków eksploatacji określonego przenośnika. Można budować lepsze przenośniki, wyposażone w nowoczesne podzespoły i zapewniać im jak najlepsze warunki pracy lub też sięgnąć do rezerw istniejących w organizacji pracy odstawy kopalnianej.



Rys. 8. Wskaźnik energochłonności przenośnika przed modernizacją (B) i po modernizacji (A)

#### Literatura

- [1] Kulinowski P.: *Identyfikacja parametrów techniczno-ruchowych przenośników taśmowych jako sposób na obniżenie kosztów wydobywania*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2010 [niepublikowane materiały konferencyjne].
- [2] Kulinowski P.: *Metodyka zintegrowanego projektowania górniczych przenośników taśmowych*. Wydawnictwa AGH, Kraków 2012.
- [3] Gładysiewicz L.: *Przenośniki taśmowe. Teoria i obliczenia*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2003.
- [4] Kawalec W., Kulinowski P.: *Obliczenia przenośników taśmowych metodą podstawową oraz oporów jednostkowych w zintegrowanym środowisku programowym*. Transport Przemysłowy 2007, 1(27): 6–11.
- [5] Gładysiewicz L.: *Badania oporów ruchu przenośnika taśmowego w warunkach eksploatacyjnych*. Sympozjum Naukowo-Techniczne Sempertrans Bełchatów 2013: 5–17.
- [6] Michalczyk A.: *Nowe produkty i rynki w Sempertrans*. Sympozjum Naukowo-Techniczne Sempertrans Bełchatów 2013: 5–17.
- [7] Stefanowicz M., Dyduch J., Gwiazda Z.: *Własności energooszczędne taśm przenośnikowych*. XX Międzynarodowe Sympozjum „20 lat doświadczeń i perspektywy rozwoju transportu taśmowego” 2012: 162–170.
- [8] Bajda M., Hardygóra M.: *Szacowanie energooszczędności transportu przenośnikowego na podstawie badań parametrów dynamicznych okładki bieżnej taśmy przenośnikowej*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2011, 4(14): 12–15.
- [9] Łodewijks G.: *Nowa generacja energooszczędnych przenośników taśmowych*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2012, 3(17): 12–21.
- [10] Furmanik K., Kasza P., Zarzycki J., Kulinowski P.: *Badania oporów ruchu krążników nowej konstrukcji*. Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 2013 [niepublikowane].
- [11] Gładysiewicz L.: *Kierunki optymalizacji transportu taśmowego*. Transport Przemysłowy 2008, 1(31): 5–9.
- [12] Norma *Gurtförderer für Schüttgüter – DIN 22 101*.
- [13] Gładysiewicz L., Kulinowski P., Czuba W., Katterfeld A.: *Optymalizacja przesyłków przenośnikowych*. Instytut Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 2010 [praca niepublikowana].
- [14] Kawalec W.: *Przenośniki taśmowe dalekiego zasięgu do transportu węgla brunatnego*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2009, 1(3): 6–13.
- [15] Lauhoff H.: *Speed Control on Belt Conveyors – Does it Really Save Energy?* Bulk Solids Handling 2005, 25: 6.
- [16] Kulinowski P.: *Mobilny system pomiarowy pracy przenośników taśmowych*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2012 [niepublikowane materiały konferencyjne].
- [17] Misiewicz W., Misiewicz A.: *Napędy regulowane w układach pompowych źródeł ciepła*. Krajowa Agencja Poszanowania Energii S.A. 2008.
- [18] Bernatt M., Zieliński T., Piszczek J.M.: *Remontować czy wymienić silniki elektryczne dużej mocy*. Fundacja na rzecz Efektywnego Wykorzystania Energii, Katowice 2006, <https://docplayer.pl/42478848-Remontowac-czy-wymieniac-stare-silniki-elektryczne-w-przemysłowych-napedach-sredniej-i-duzej-mocy.html> [10.07.2022].

dr hab. inż. PIOTR KULINOWSKI, prof. AGH  
 AGH Akademia Górniczo-Hutnicza  
 Wydział Inżynierii Mechanicznej i Robotyki  
 Katedra Inżynierii Maszyn i Transportu  
 al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków  
 piotr.kulinowski@agh.edu.pl

ZYGMENT ZUSKI

# The creation of a new transportation route near the Crystal Grotto in the “Wieliczka” Salt Mine through the construction of a fore-shaft equipped with a transportation device

*This article presents the planned fore-shaft construction between the 2nd upper and 2nd lower levels equipped with a hoisting device for materials transportation. The main aim of this venture was to create a means of transporting materials used in the process of protecting and maintaining the Crystal Grotto. There is currently no vertical connection between the 2nd upper and 2nd lower level. As a result, all material transportation is performed manually over the incline paths.*

Key words: *fore-shaft, construction, pit, vertical transport*

## 1. HISTORICAL BACKGROUND

---

The area covered by the construction plan was excavated for the first time in the 17th and 18th centuries. When the “Wieliczka” Saltworks company was taken over by the Austrian occupying powers, intensive exploration and exploitation was focused in the northeast region of the mine and a shaft type deposit of salt. Classical longitudinal based drilling with a levelled corridor and simple techniques was initiated at the turn of the first and second decade of the 19th century in what became known as the Baum part of the mine. After 1824, the traditional excavations were stopped for several years and the focus was placed on the recognition and exploitation of the shaft salt deposit which was located in the top part of the Crystal Grotto dome.

Until 1856, when the connection of the Baum Chamber with the Leopold-Münch Canal was created, the Baum longitudinal was the only communication and transportation route leading to exploitation works in the top part of the Crystal Grotto dome. The importance of the gallery decreased in the 1870s, when salt exploitation from this part of the deposit was ended [1]. After World War II, communication with this area was only possible from the 3rd level via the Leopold-Münch Canal or from the 2nd level through the Schwind traverse.

## 2. TECHNICAL CHARACTERISTICS OF THE FORE-SHAFT AND AIM AND SCOPE OF PLANNED WORKS

---

The fore-shaft that will be created near the Crystal Grotto is supposed to connect the 2nd upper level with the 2nd lower level. This will also serve as the way for maintenance materials to be transported to these excavations (the group of chambers is as follows: Baum, Schmidt and Ferro, Ksawer, Leopold, Schwind).

Currently, the only existing connection between the material shaft and the Crystal Grotto is via the infrastructure on the 3rd level which means that all materials once transported to the 3rd level are moved from this region of the mine through the Schwind fore-shaft to the 2nd lower level. Further information about equipping the Schwind shaft with a transportation device was presented in the journal “Mining Informatics Automation and Electrical Engineering” nr 2(538) 2019 [2]. As there is no further connection between 2nd lower level and 2nd upper level, the transport of materials is taking place manually and in a limited way, with miners using existing incline corridors for that purpose.

The designed fore-shaft, with a depth of approx. 22.4 m, will connect the 2nd upper level and 2nd lower level with a transportation device enabling the mechanical transport of maintenance materials to described area of the Salt Mine – from the Schwind shaft

and crossbar Schwind through the planned fore-shaft at the 2nd upper level to the longitudinal Baum and then to direction where all mining jobs based on the reinforcement of the Crystal Grotto are taking place.

This is the next stage of the process aiming at mechanizing the transportation of materials between the 2nd upper level and the 3rd level in the region of the mine that covers the Crystal Grotto. The main materials to be transported are: sawn timber, including sawn timber with a length of up to 6 running meters, and bagged loose materials.

#### Technical data of the fore-shaft:

- Location: eastern part of “Wieliczka” Salt Mine.
- Function: transportation fore-shaft.
- Size: depth of 22.4 m.
- Cross-section: rectangular with size of 3.05 m × 1.8 m.
- Equipment: transportation compartment, ladder compartment.

### 3. CHARACTERISTICS OF THE GEOLOGICAL, NATURAL, AND MINING CONDITIONS

#### 3.1. Geological structure of the orogen surrounding the shaft

The deposit in the analysed part of the rock mass takes the form of a structure known as the dome of

the Crystal Grotto (Fig. 1). It is an anticlinal elevation, on the northern slope of which there is situated a natural object from which the name of the Crystal Grotto derives. On top of the formation of sub-salt which has formed an anticline (known as the Skawina Formations), the salt has created a bedded deposit, with a block deposit of salt on top of this.

The salt rocks are separated from the aquifers by secondary clay-gypsum cover. The overburden consists of the Chodenickie Formation lying over the northern slope of the dome. They are important due to the water hazard in the analysed excavations of the salt mine.

The entire complex is covered with Quaternary formations formed of post-glacial clays with inserts of water-logged dust, sand and gravel.

The analysed excavations of the 2nd upper and 2nd lower-level cut through the bedded deposit formations. Bronze salts, shaft salt and seam green salts are exposed in them, with one of the seams creating rubble containing lumps of the oldest salts. Under the seams of green salts there is so-called sub-salt sandstone, which is a conglomerate of sandstone, mudstone and claystone with a WT3 tephite insert.

Water deposits from the Skawina Formation, which is part of the residual formations, are in the process of leaching in the area under the Crystal Grotto [3].

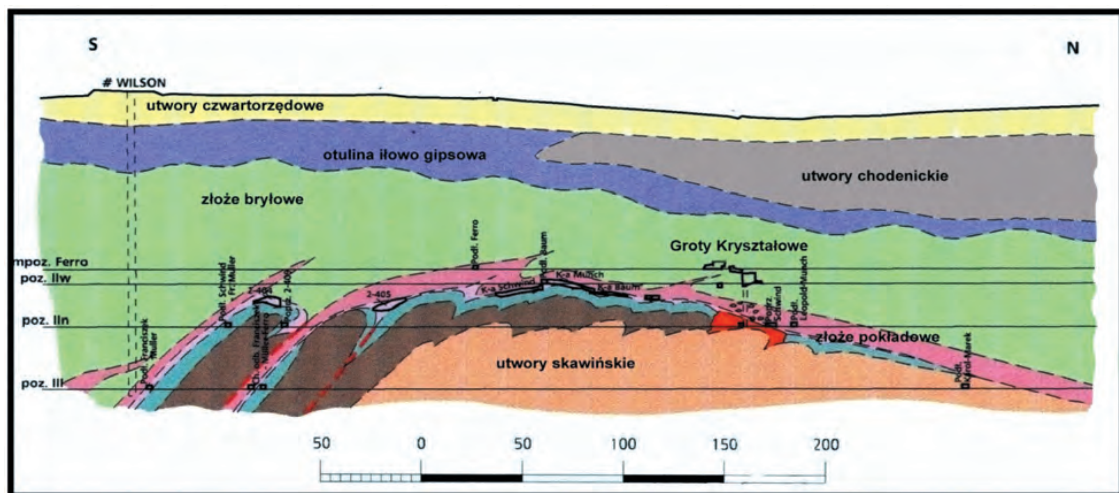


Fig. 1. Cross-section through the dome of the Crystal Grotto [3]

#### 3.2. Projected shaft profile

The bottom of the Baum longitudinal in the analysed area is situated at a depth of about 172.5 m above sea level, and the bottom of the Schwind transverse at a depth of about 150.1 m above sea level. Therefore, the designed shaft will be approximately 22.4 m deep,

and formations of the bed deposit should be expected from the height of the Baum longitudinal to the height of the Schwind transverse.

In the Baum longitudinal, bronze salts with intergrowths of gangue anhydrite-claystone with a thickness between several and dozen centimetres have been exposed.

Below the Baum longitudinal (about 1 m), there is a shaft salt seam which was mined by the Baum Chamber. This seam is approximately 1–1.2 m thick.

Shaft salt is situated on bedded green salts. They form a complex with a thickness of about 5–7 m. The last, lowest layer of green salt in the profile is formed in the form of rubble and residual formations created as a result of the leaching of the deposit with waters from sub-salt formations.

### 3.3. Hydrogeological conditions in the analysed region

The Baum longitudinal and the Schwind transverse in the area of the planned shaft are classified as the 1st degree of water hazard. The final, eastern section of the Baum longitudinal, about 30 m long, has been classified as the 3rd degree of water hazard, as is the final, northern section of the Schwind transverse. These excavations were made in bedded deposit formations – seabed green salts, shaft salts and bronze salts.

The Baum longitudinal and the Schwind transverse are located within a structure called the dome of the Crystal Grotto. Due to the presence of water in the Skawina Formation found in the vicinity of the analysed area, there is a probability of water appearing under pressure during the execution of the works.

The planned shaft with a depth of 22.4 m will intersect the formations of the bedded deposit – bronze salts, shaft salts and green bedded salts. The brine migrates along the intergrowths of the gangue within the salt, so there is a possibility that there will be small inflows of water during the construction of the shaft. This will be related to leaks recorded in the immediate vicinity and other observed water phenomena.

### 3.4. Natural values of the analysed region

The area of the planned shaft is protected in the form of:

- buffer zones of the Crystal Grotto nature reserve,
- documentation stations.

The nature reserve was established by *Regulation No. 84/2000 of the Lesser Poland Voivode of September 11, 2000* (announcement in the Official Journal of the Lesser Poland Province No. 77, item 711, September 29, 2000). According to the regulation, the

reserve includes Lower Crystal Grotto (706 m<sup>3</sup>) and Upper Crystal Grotto (1000.17 m<sup>3</sup>) together with their surroundings in a block with a base of 10,400 m<sup>2</sup> and a height of 44 m, reaching from the second lower level of the mine to 20 m above its second upper level.

In addition, the ordinance established the underground and above-ground buffer zone of the reserve.

The network of documentation sites of inanimate nature was established by *the Ordinance of the Krakow Voivode No. 10 of June 6, 1997 on the legal protection in the form of documentation sites of geological objects in the Wieliczka Salt Mine* (announcement in the Official Journal of the Krakow Voivodeship No. 21, item 119, of July 1, 1997).

The Baum longitudinal at the second upper level is included in the documentation site No. 35.B/19.

The Schmidt crossbar at the second lower level is included in the documentation site No. 35.B/22.

The content of the above ordinances shows that all mining works designed and carried out in the analysed excavations require the approval and permission of the relevant services of the voivode as the planned works not only relate to the protection of monuments, but also to the protection of the environment.

Due to the natural and geological values of the area where the works will be carried out, the contractor should bear in mind that if any signs of secondary crystallization of halite are encountered during the drilling of the shaft, the works must be immediately stopped and the geological service of the mine notified.

### 3.5. Existing area of planned works

In the area of the planned works at the second upper level, the longitudinal Baum is made in a rectangular section in a wooden casing, consisting of single arches and a lining of floorboards, the width of the longitudinal is approximately 1.3 m, and the spacing of the arches is approximately 0.5 m (Figs. 2 and 3).

At the second upper level, the projected ventilation shaft will pass through the void of the Baum Chamber (Fig. 4), piercing the chamber's ceiling and floor at the southern abutment of the pillar. In the area of penetration through the chamber floor, there is a layer of loose debris estimated to be approximately 1 to 1.3 m thick. Local disintegration of limestone and evident squeezing of the chamber are present in the chamber ceiling. Due to the poor technical condition of the chamber, protective works are being conducted, including the construction of wooden casings.



*Fig. 2. Baum longitudinal. The area of the planned shaft. Exposure of bronze salts with intergrowths of anhydrite claystones. As of July 2017 [4]*



*Fig. 3. Baum longitudinal. The area of the planned shaft. Exposure of spizium salts. As of July 2017 [4]*



*Fig. 4. Baum Chamber. State as of November 2018 [4]*

At the planned work area on second lower level, the cross-section of the Schwind traverse is rectangular and enclosed in a wooden casing. The casing consists of individual doorframes and linings made

of boards from the ceiling fields and partially from the abutments. The transverse width is approximately 1.5 m, and the spacing between doorframes is about 1.0 m (Fig. 5).



Fig. 5. Schwind Transverse. Area of the planned ventilation shaft. State as of July 2017 [4]

#### 4. TECHNICAL CHARACTERISTICS OF THE PROJECTED FORE-SHAFT

##### 4.1. Location of the projected fore-shaft and connecting excavations

The planned shaft, with a depth of 22.4 m, vertically connects the second higher level to the second lower level. It is located in the eastern part of the mine, at the intersection of the Baum longitudinal trace at second upper level and the Schwind transverse trace at second lower level, situated between levels 2nd upper and 2nd lower of the Baum and Ferro chambers. The shaft is situated outside the boundaries of the Crystal Grotto nature reserve within the buffer zone of the reserve.

At 2nd upper level, the shaft's headframe and the connecting drift to the Baum longitudinal drift, running north south direction with a length of approximately 10.7 m, are located above the Baum Chamber's pillar.

Also, below the Baum Chamber at 2nd lower level, the shaft's bottom frame and the connecting drift to the Schwind transverse drift were located, running north by northwest and south by southeast with a length of about 20.3 m. A ventilation airlock with board doors and a temporary storage area for materials is planned in the drift connecting the bottom frame with the Schwind transverse drift. The location of the fore-shaft and connecting drifts to the existing workings is shown in Figure 6.



Fig. 6. Layout of the planned excavations



## 4.2. Shaft headframe

The projected shaft headframe has a rectangular cross-section with dimensions of 3.05 m by 1.80 m.

The shaft headframe includes a transport compartment and a ladder compartment for monitoring the shaft casing. The ladder compartment elements will be made of composites and stainless steel, with installed cables and power, control, and signaling lines. The shaft casing will be wooden and crown-shaped. The shaft headframe is shown in Figure 7.

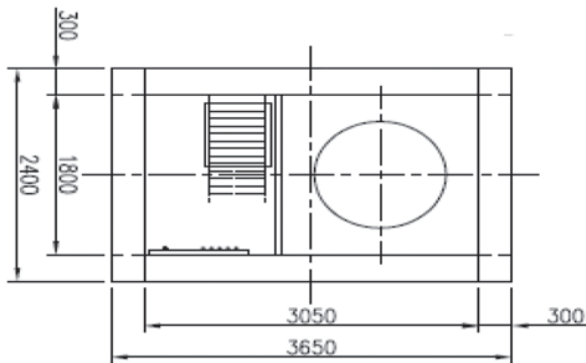


Fig. 7. Shaft headframe

## 4.3. Shaft casing

The shaft casing is designed as a wooden frame (crown-shaped) made of solid pine beams. The crown elements will be made of rectangular beams with dimensions of 0.2 m × 0.3 m (height × width). The beams will be joined in the corners using carpentry joints with overlapping straight joints and reinforced with carpentry clamps driven from the outside of the beams to add stability. The void space between the wooden casing and the shaft will be filled with debris to stabilize the crown elements.

At the section where the shaft passes through the Baum Chamber, the chamber's ceiling and abutment will be secured with a full wooden casing made of spruce beams with a square cross-section of 0.2 m × 0.2 m. The casing will be placed on a levelled and cleaned limestone bed. It is estimated that approximately 1.0–1.3 m of loose debris will be present on the chamber's floor in the area of the planned works.

The shaft openings will be designed as closed truss frames made of wooden beams with a cross-section of 0.3 m × 0.3 m. To stabilize the shaft casing, three feet with extended crown beams are planned. The ends of the feet beams should be placed on a levelled concrete bed made of C20/25 concrete. Approximately 15 centimetres of space should be left between the

front of the beams and the shaft void. The top foot should be built on the levelled and cleaned floor of the Baum Chamber.

The shaft casing structure and elements with the openings are presented in Figure 8.

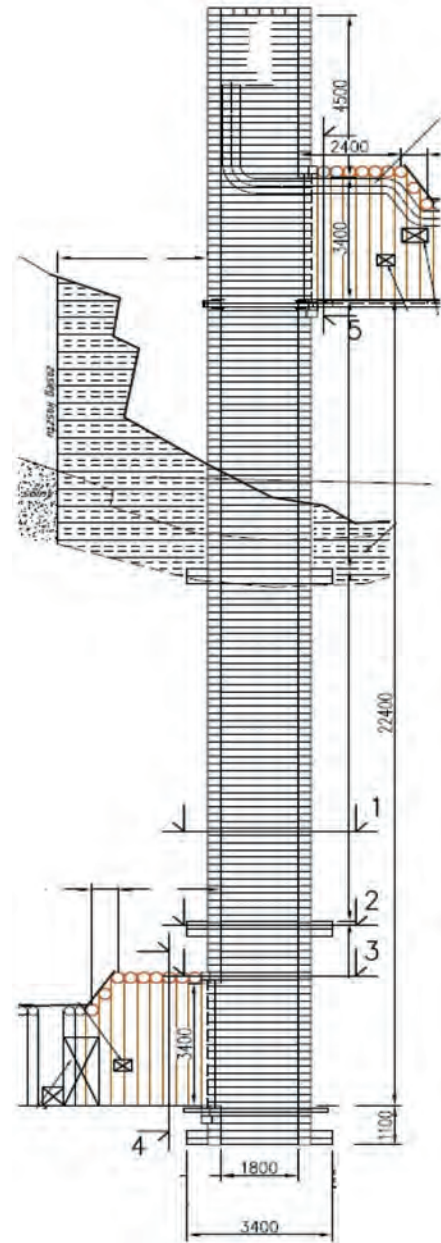


Fig. 8. Vertical cross-section of the shaft

## 5. EQUIPMENT OF THE FORE-SHAFT

### 5.1. Ladder compartment

The fore-shaft is equipped with a ladder compartment allowing for technical inspections and passage between the 2nd lower and 2nd upper levels. The components of the ladder compartment will be made of composite materials [5], such as EVER P and

EVER K. All steel elements of the ladder compartment will be made of stainless steel (grade A4 according to norm 1.4401) [6], including small connecting elements such as screws, fixing anchors, and guide brackets. This ensures that the ladder compartment will be entirely resistant to corrosion. The ladder compartment consists of a resting platform for relaxation during passage and allows individuals to transfer from one ladder to another. The platform has drain holes to prevent water accumulation, and its surface is non-slip. The resting platform is fixed to the shaft casing using channels attached to the casing with stainless steel elements. This frame also serves as a support for the ladder and the installation of a partition that separates the ladder compartment from other parts of the shaft, protecting individuals passing through the ladder compartment from falling into the shaft. The partition netting is attached to the end frames using specially prepared stainless-steel brackets to prevent it from deviating beyond the outline of the ladder compartment structure. The fixed ladder is immobilized at both ends by screw connections through suitable stainless-steel brackets, ensuring its stability during movement. Ladder rungs are welded to the stringers on both sides, providing a secure connection. The selected elements used in the ladder compartment's construction allow for quick replacement without the need for welding techniques. The ladder compartment elements meet the requirements of the *Minister of Energy's Regulation of November 23, 2016, regarding specific requirements for underground mining plant operation* [7] and strength requirements according to norm PN-G-46222 [8].

## 5.2. Transport compartment

The transport compartment is designed for material transportation, primarily lumber, including boards with lengths of up to 6 meters, and bagged bulk materials. The load capacity of the transport device is 10 kN.

Materials can be transported in a chain-driven transport basket without guiding. A wire hoist is provided for moving the basket. In the case of long materials with dimensions exceeding the basket's size, they can be directly transported using a suspension on the hoist hook.

At the bottom and top of the bottom frame and top frame, access to the transport compartment will be secured with gates on each level.

During the transportation of long materials, it is prohibited for the operators to be in the shaft at the

2nd lower level. Workers at the 2nd upper level must always use fall protection equipment, such as safety harnesses attached to fixed structural elements, with safety lines and shock absorbers.

### 5.2.1. Transport basket

The basic elements of the transport basket shown in Figure 9 include: the transport platform (1), four sets of chain pull rods (5), securing chains (7), the frame traverse with a protective roof (2), and four-rope chain suspension (6). The basket is suspended on a swivel bearing (8) on the hoist hook (4).

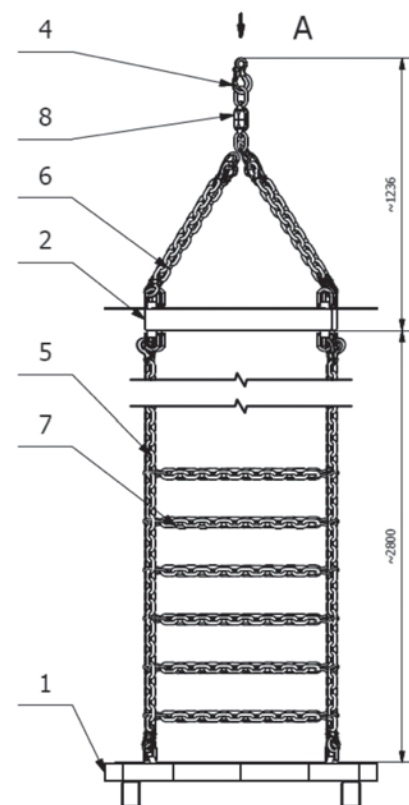


Fig. 9. Transport basket

### 5.2.2. Transport hoist

The main operational element of the system is the wire hoist equipped with a 9 kW maximum power motor powered by 500 VAC voltage through a frequency converter. The hoist will also be equipped with the following additional elements:

- electromagnetic brake (HM1),
- external cooling (WM1),
- encoder (CEN),
- overload sensor (CPR),
- maximum rope extension sensor (CMR),
- minimum rope retraction sensor (CMZ).

Other elements of the system include:

- power and control distribution board (RZS1),
- operating control panel (PSOD),
- operating control panel (PSOG),
- junction box (SKP),
- audible warning signal (SOS1, SOS2),
- visual signal (SOP1, SOP2),
- shaft gate opening sensor (COWD, COWG),
- basket support extension sensor (COP),
- shaft gate latch (EZD, EZG).

The entire system is managed by PLC controllers placed in a RZS1 distribution board and SKP switching box. The input and output modules of the controller are primarily used to operate manipulators, buttons, switches, sensors, and indicator lamps, as well as to control the operation of the frequency converter powering the hoist motor through Ethernet communication.

The devices included in the designed system are controlled using the PSOD and PSOG operating control panels. The PSOD panel will be located at the 2nd lower level, while the PSOG panel will be at the 2nd upper level. Additionally, LCD displays are mounted on the facades of the PSOD and PSOG panels, showing information about the hoist operation, sensor status, and any system malfunctions. The LCD display communicates with the PLC controller via the RS-485 standard [9].

## 6. TRANSPORT SAFETY ELEMENTS IN THE FORE-SHAFT

To ensure the highest level of safety for transportation work in the ventilation shaft, the following safety elements have been implemented:

- fixed support for the transport platform at the 2nd lower level and extendable support at the 2nd upper level,
- roof above the transport platform,
- lockable shaft gates to the transport and ladder compartments,
- transport control system managed by a PLC controller,
- safety system lockouts for the hoist operation,
- it ensures the safety of the hoist operation through appropriate sensors,
- stationary lighting in the bottom and top frames of the shaft.

### 6.1. Lockouts

The hoist operation has been secured using specific sensors. The individual sensors and their functions are described in Table 1.

**Table 1**  
Overview of hoist safety sensors

Sensor name	Sensor function	Remarks
Lower shaft gate opening sensor	Activating the sensor results in an immediate stoppage of the basket movement. Basket movement in any direction is not possible	Stopping the movement only in “with basket” mode
Upper shaft gate opening sensor	Activating the sensor results in an immediate stoppage of the basket movement. Basket movement in any direction is not possible	Stopping the movement only in “with basket” mode
Basket support extension sensor	Activating the sensor results in a stoppage of the upward basket movement	Stopping the upward movement in any operating mode
Overload sensor	Activating the sensor results in a stoppage of the upward basket movement	Stopping the upward movement in any operating mode
Maximum rope extension sensor	Activating the sensor results in a stoppage of rope extension	Stopping rope extension in any operating mode
Maximum rope retraction sensor	Activating the sensor results in a stoppage of rope retraction	Stopping rope retraction in any operating mode
Encoder sensor	The primary function of the encoder is to control the rotational speed of the hoist motor, ensuring it matches the desired speed. The secondary function is to control the direction of the hoist motor, ensuring it aligns with the desired direction. If the speed exceeds allowable values (e.g., motor overrun) or the direction does not match the intended direction (e.g., unintentional downward movement of the basket), the basket will stop. The encoder also continuously monitors the length of the rope extension	The sensor operates in any operating mode

## 7. CONCLUSION

With the construction of the transport shaft from the 2nd lower level to the 2nd upper level in the “Wieliczka” Salt Mine, a connection will be established between the 2nd upper and 2nd lower levels in the eastern part of the mine near the Crystal Grotto. This will provide a transportation route for materials required for securing the broader Crystal Grotto area (including the Baum, Schmidt, and Ferro chambers, Ksawer, Leopold, Schwind areas). Currently, the Kinga material shaft is the only connection to the Crystal Grotto area, and it is only accessible from level three. There is currently no direct connection between the 2nd upper and 2nd lower levels. The planned transport shaft, approximately 22.4 m long, will link the 2nd lower level to the 2nd upper level, providing a transportation route from the Schwind shaft to the Schwind transverse, then through the proposed shaft to the 2nd upper level and the Baum longitudinal section for mining operations aimed at securing the Crystal Grotto.

This project includes powering and controlling the hoist for material transportation in the Baum shaft. The implementation of this project will significantly improve safety in the mine workings and mining operations in the mentioned area. This will be achieved by:

- eliminating manual material transportation using inclined planes and stairs from the 2nd lower to 2nd upper level,
- mechanizing work processes,
- automating the control processes of the transportation device (hoist),
- implementing multi-level safety elements and lockouts for transportation work in the shaft.

Furthermore, the process of securing the Crystal Grotto area will be considerably expedited, contributing to the preservation of this unique natural reserve on a global scale. Additionally, the transportation costs from the 2nd lower and 2nd upper level will be reduced.

### References

- [1] Charkot J., Skubisz M.: *Studium historyczno-konserwatorskie dla rejonu planowanego wykonania szybiku łączącego podłużnię Baum na poziomie IIw z poprzeczną Schwind na poziomie IIn w Kopalni Soli Wieliczka*. MZK Wieliczka, sierpień 2018.
- [2] Zuski Z., Pasek R., Rożenek Z.: *Equipping the Schwind shaft with transport device*. Mining Informatics Automation and Electrical Engineering 2019, 2(538): 33–38.
- [3] Brudnik K. *Przekrój przez kopulę Grot Krystalowych*. Archiwum działu Mierniczo-Geologicznego K.S. „Wieliczka” S.A., 2000.
- [4] Przybyło J.: *Dokumentacja fotograficzna wyrobisk podłużnia Baum, komora Baum, poprzeczna Schwind*. Archiwum działu Mierniczo-Geologicznego K.S. „Wieliczka” S.A., 2017–2018.
- [5] Zuski Z.: *Kompozyty – innowacyjne materiały dla górnictwa*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej Międzynarodowa Konferencja Naukowa, Kraków 2021.
- [6] Fundacja Nauka i Tradycje Górnicze z siedzibą: Wydział Inżynierii Ładowej i Gospodarki Zasobami, Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie: *Aktualizacja dokumentacji projektowej wykonania szybiku transportowego (wraz z dobudowaniami do szybiku górny i dolny) z podłużni Baum na poziomie IIw do poprzeczni Schwind na poziomie IIn kopalni wraz z jego wyposażeniem*. Kraków 2021 [unpublished].
- [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 z późn. zm.
- [8] Polska Norma PN-G-46222: *Szyby górnicze – Przedziały drabinowe – Wymagania i badania*.
- [9] Biuro Studiów i Projektów Górniczych w Katowicach: *Projekt techniczny wykonania szybiku wraz z jego wyposażeniem z poz. IIw na poz. IIn; z podłużni Baum do poprzeczni Schwind w podziemnej części zakładu Kopalni Soli „Wieliczka”, nr proj. 31022*. Katowice 2018 [unpublished].

ZYGMUNT ZUSKI, M.Sc., Eng.

“Wieliczka” Salt Mine

Park Kingi 1, 32-020 Wieliczka, Poland

zygmunt.zuski@kopalnia.pl

ZYG MUNT ZUSKI

# Wytyczenie nowej drogi transportowej w rejonie Grot Kryształowych Kopalni Soli „Wieliczka” w postaci szybiku z urządzeniem transportowym

*W artykule przedstawiono koncepcję budowy szybiku materiałowego pomiędzy poziomem II niższym i II wyższym oraz wyposażenie go we wciągnik do transportu materiałów. Celem przedsięwzięcia jest zapewnienie drogi transportowej dla materiałów koniecznych do wykonania zabezpieczenia szeroko rozumianego rejonu Grot Kryształowych. Aktualnie nie ma połączenia pomiędzy poziomami II<sub>n</sub> i II<sub>w</sub> wyrobiskiem transportowym pionowym. Transport materiałów w ograniczonym zakresie odbywa się ręcznie pochylniami.*

Słowa kluczowe: szybiki, budowa, podszybia, transport pionowy

## 1. RYS HISTORYCZNY

---

Pierwsze wyrobiska w rejonie planowanych robót powstały w XVII i XVIII stuleciu. Po przejęciu żupy wielickiej przez zaborcę austriackiego jednym z kierunków intensywnych prac poszukiwawczych i eksploatacyjnych był północno-wschodni rejon kopalni. Udostępniono pokład soli szybikowej. Drażnienie klasycznej podłużni w postaci prostoliniowego i wypoziomowanego wyrobiska korytarzowego, nazwanego Baum, zainicjowano na przełomie pierwszego i drugiego dziesięciolecia XIX w. Po 1824 r. na kilka lat wstrzymano klasyczne prace rozcinające i skoncentrowano się na rozpoznaniu oraz eksploatacji pokładu soli szybikowej w szczytowej części kopuły Grot Kryształowych.

Do 1856 r., tj. do czasu połączenia komory Baum z kanałem Leopold-Münch, podłużnia Baum była jedynym szlakiem komunikacyjnym i transportowym dla intensywnie prowadzonej eksploatacji w szczytowej części kopuły Grot Kryształowych. Znaczenie chodnika zmalało w latach 70. XIX w., kiedy produkcję soli w tej części złoża zakończono [1]. Po II wojnie światowej łączność z tym rejonem możliwa była tylko z poziomem III za pośrednictwem kanału Leopold-Münch lub z poziomem II<sub>n</sub> przez poprzeczną Schwind.

## 2. CHARAKTERYSTYKA TECHNICZNA SZYBIKU, CEL I ZAKRES PRZEWIDYWANYCH ROBÓT

---

Utworzony szybik łączy poziomy II<sub>w</sub> z II<sub>n</sub> we wschodniej części kopalni w rejonie Grot Kryształowych i stanowi drogę transportową dla materiałów koniecznych do wykonania zabezpieczenia szeroko rozumianego rejonu Grot Kryształowych (zespołów komór Baum, Schmidt i Ferro, Ksawer, Leopold, Schwind). Aktualnie istnieje połączenie szybu materiałowego Kinga z rejonem Grot Kryształowych tylko przez poziom III. Z poziomu III szybikiem Schwind odbywa się transport materiałów na poziom II<sub>n</sub>. Wyposażenie szybiku Schwind w urządzenie transportowe zostało zaprezentowane w czasopiśmie „Mining Informatics Automation and Electrical Engineering” nr 2(538) 2019 [2]. Nie ma natomiast połączenia pomiędzy poziomami II<sub>n</sub> i II<sub>w</sub>. Transport materiałów w ograniczonym zakresie odbywa się ręcznie pochylniami.

Projektowany szybik o głębokości 22,4 m łączy technologicznie poziom II<sub>n</sub> z II<sub>w</sub>, zapewniając tym samym drogę transportu materiałów do omawianego rejonu, tj. z szybiku Schwind do poprzeczni Schwind, następnie przez projektowany szybik na poziom II<sub>w</sub> do podłużni Baum w kierunku rejonów, gdzie prowa-

dzone są roboty górnicze w celu zabezpieczenia Grot Krysztalowych. Będzie to kontynuacja procesu zmierzającego do zmechanizowania transportu materiałów z poziomu III na poziom IIw w rejonie Grot Krysztalowych. Podstawowe materiały przewidziane do transportu to tarcica, w tym tarcica o długości do 6 mb, oraz materiały sypkie workowane.

#### Dane techniczne szybiku:

- Lokalizacja: wschodnia część Kopalni Soli „Wieliczka”.
- Funkcja: szybik transportowy.
- Gabaryty szybiku: głębokość 22,4 m.
- Przekrój poprzeczny: prostokątny o wymiarach  $3,05 \times 1,80$  m.
- Wyposażenie: przedział transportowy, przedział drabinowy.

### 3. CHARAKTERYSTYKA WARUNKÓW GEOLOGICZNO-PRZYRODNICZYCH I GÓRNICZYCH

#### 3.1. Budowa geologiczna górotworu otaczającego szybik

Złoże w analizowanej partii górotworu wykształcone jest w postaci struktury zwanej kopułą Grot Krysztalowych

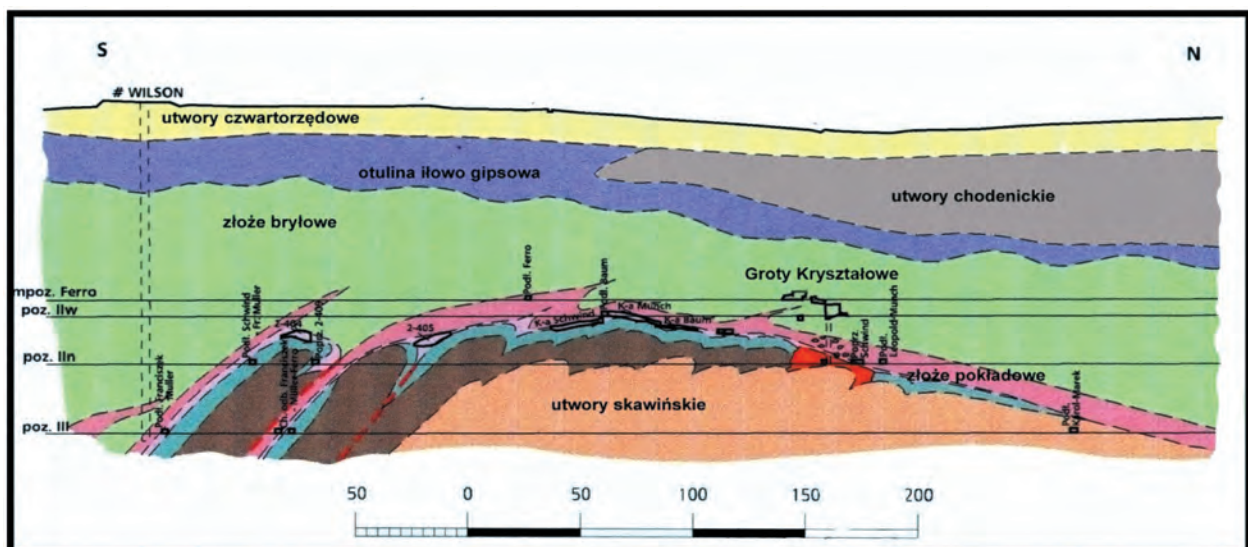
(rys. 1). Jest to antyklinalne wyniesienie, na którego północnym skłonie znajduje się przyrodniczy obiekt. To od niego pochodzi nazwa Groty Krysztalowej. Na uformowanych w antyklinę utworach podsolnych – skawińskich spoczywają utwory złoże pokładowego, a na nich – utwory złoże bryłowego.

Skąły solne oddzielone są od utworów wodonośnych wtórnie wykształconą otuliną ilowo-gipsową. Na nadkład składają się utwory chodenickie, zalegające nad północnym skłonem kopuły. Są one istotne ze względu na zagrożenie wodne wyrobisk kopalni w analizowanym obszarze.

Całość kompleksu przykrywają utwory czwartorzędowe wykształcone w postaci glin polodowcowych z wkładkami zawodnionych pyłów, piasków i żwirów.

Analizowane wyrobiska poziomów IIw oraz II n rozcinają utwory złoże pokładowego. Odsłaniają się w nich sole spizowe, sól szybikowa oraz sole zielone pokładowe, wśród których jeden ma postać druzgotu z bryłami soli najstarszych. Pod pokładami soli zielonych występuje tzw. piaskowiec podsolny, będący konglomeratem piaskowców, mułowców i ilowców z wkładką tufitową WT3.

W rejonie pod Grotami Krysztalowymi stwierdzono występowanie strefy utworów residualnych powstałych w wyniku ługowania złoże wodami z utworów skawińskich.



Rys. 1. Przekrój przez kopułę Grot Krysztalowych [3]

#### 3.2. Przewidywany profil szybiku

Spąg podłużni Baum w analizowanym rejonie leży na głębokości około 172,5 m n.p.m., zaś spąg poprzeczni Schwind na głębokości około 150,1 m n.p.m.

Projektowany szybik ma mieć zatem głębokość około 22,4 m. W jego profilu należy spodziewać się od wysokości podłużni Baum do wysokości poprzeczni Schwind utworów złoże pokładowego. W podłużni Baum odsłaniają się sole spizowe z przerostami skał

płonnych – iłowców anhydrytowych o miąższości od kilku do kilkunastu centymetrów. Poniżej podłużni Baum (około 1 m) występuje pokład soli szybikowej, który był eksploatowany komorą Baum. Pokład ten ma miąższość około 1–1,2 m.

Sól szybikowa spoczywa na solach zielonych pokładowych. Tworzą one kompleks o miąższości około 5–7 m. Ostatni, leżący najniżej w profilu pokład soli zielonej jest wykształcony w postaci druzgotu, a także utworów residualnych powstałych w efekcie ługowania złoża wodami z utworów podsolnych.

### 3.3. Warunki hydrogeologiczne w analizowanym rejonie

Podłużnia Baum i poprzecznia Schwind w rejonie projektowanego szybiku zaliczone są do I stopnia zagrożenia wodnego. Końcowy, wschodni odcinek podłużni Baum o długości około 30 m zaliczony został do III stopnia zagrożenia wodnego. Także końcowy, północny odcinek poprzeczni Schwind ma III stopień zagrożenia wodnego. Wyrobiska te zostały wykonane w utworach złoża pokładowego – solach zielonych pokładowych, soli szybikowej oraz solach spizowych.

Podłużnia Baum i poprzecznia Schwind zlokalizowane są w obrębie struktury zwanej kopułą Grot Krysztalowych. Ze względu na obecność wód w utworach skażeniowych, stwierdzonych w sąsiedztwie analizowanego rejonu, w trakcie wykonywania robót istnieje prawdopodobieństwo pojawienia się wody pod ciśnieniem.

Projektowany szybik o głębokości 22,4 m będzie przecinał utwory złoża pokładowego – sole spizowe, sole szybikowe oraz sole zielone pokładowe. Solanka migruje wzdłuż przerostów skał płonnych w obrębie soli, istnieje zatem możliwość, że w trakcie wykonywania szybiku pojawią się niewielkie dopływy wód, związane z wyciekami rejestrowanymi w najbliższym otoczeniu oraz innymi obserwowanymi zjawiskami wodnymi.

### 3.4. Walory przyrodnicze analizowanego rejonu

Rejon lokalizacji projektowanego szybiku podlega ochronie w postaci:

- otuliny rezerwatu przyrody Groty Krysztalowe,
- stanowisk dokumentacyjnych.

Rezerwat przyrody został ustanowiony *Rozporządzeniem nr 84/2000 Wojewody Małopolskiego z dnia 11 września 2000 r.* (ogłoszenie w Dzienniku Urzędowym Województwa Małopolskiego nr 77, poz. 711,

z dnia 29 września 2000 r.). Według rozporządzenia w skład rezerwatu wchodzi Grota Krysztalowa Dolna (706 m<sup>3</sup>) i Grota Krysztalowa Górna (1000,17 m<sup>3</sup>) wraz z ich otoczeniem w bloku o podstawie 10 400 m<sup>2</sup> i wysokości 44 m sięgającym od poziomu II niższego kopalni do 20 m ponad jej poziom II wyższy. Ponadto rozporządzeniem ustanowiono otulinę podziemną i naziemną rezerwatu.

Sieć stanowisk dokumentacyjnych przyrody nieożywionej została ustanowiona *Rozporządzeniem nr 10 Wojewody Krakowskiego z dnia 6 czerwca 1997 r. w sprawie objęcia ochroną prawną, w formie stanowisk dokumentacyjnych, obiektów geologicznych w Kopalni Soli „Wieliczka”* (ogłoszenie w Dzienniku Urzędowym Województwa Krakowskiego nr 21, poz. 119, z dnia 1 lipca 1997 r.).

Podłużnia Baum na poziomie II wyższym objęta jest stanowiskiem dokumentacyjnym nr 35.B/19. Poprzecznia Schmidt na poziomie II niższym objęta jest stanowiskiem dokumentacyjnym nr 35.B/22.

Z treści powyższych rozporządzeń wynika, że wszelkie prace górnicze projektowane i wykonywane w analizowanych wyrobiskach kopalni wymagają uzgodnienia i zezwolenia stosownych służb wojewody związanych nie tylko z ochroną zabytków, ale także z ochroną środowiska.

Z uwagi na walory przyrodniczo-geologiczne rejonu, w którym będą wykonywane prace, należy zwrócić uwagę wykonawcy, że w przypadku napotkania podczas drążenia szybiku przejawów wtórnej krystalizacji halitu trzeba natychmiast wstrzymać roboty oraz powiadomić służbę geologiczną kopalni.

### 3.5. Istniejący rejon wykonywania planowanych robót

W rejonie planowanych robót na poziomie IIw podłużnia Baum wykonana jest w przekroju prostokątnym w obudowie drewnianej, składającej się z pojedynczych odrzwi i wykładki z desek pół stropowych, szerokość podłużni wynosi około 1,3 m, a rozstaw odrzwi wynosi około 0,5 m (rys. 2 i 3).

Na poziomie IIw rura szybowa projektowanego szybiku przechodzić będzie przez pustkę komory Baum (rys. 4), przebijając strop i spąg komory przy południowym ociosie filara. W rejonie przebicia spągu komory zalega warstwa luźnego urobku o szacowanej grubości około 1,0–1,3 m. W jej stropie występują lokalne odspojenia calizny i widoczne jest zaciskanie komory. Ze względu na zły stan techniczny komory prowadzone są w niej prace zabezpieczające, tj. budowane są kaszty drewniane.



Rys. 2. Podłużnia Baum. Rejon planowanego szybiku. Odślonięcie soli spizowych z przerostami iłowców anhydrytowych. Stan na lipiec 2017 r. [4]



Rys. 3. Podłużnia Baum. Rejon planowanego szybiku. Odślonięcie soli spizowych. Stan na lipiec 2017 r. [4]



Rys. 4. Komora Baum. Stan na listopad 2018 r. [4]

W rejonie planowanych robót na poziomie II n poprzecznia Schwind ma przekrój prostokątny, jest w obudowie drewnianej, składającej się z pojedynczych odrzwi

i wykładki z desek pół stropowych i częściowo ociosowych, szerokość poprzeczni wynosi około 1,5 m, a rozstaw odrzwi około 1,0 m (rys. 5).





Rys. 5. Poprzecznia Schwind. Rejon planowanego szybiku. Stan na lipiec 2017 r. [4]

#### 4. CHARAKTERYSTYKA TECHNICZNA PROJEKTOWANEGO SZYBIKU

##### 4.1. Lokalizacja projektowanego szybiku i wyrobisk łączących

Projektowany szybik o głębokości 22,4 m łączący pionowo poziom II wyższy z poziomem II niższym znajduje się we wschodniej części kopalni w rejonie przecięcia śladu podłużni Baum na poziomie IIw z poprzeczną Schwind na poziomie IIn i zlokalizowanych pomiędzy poziomami IIw a IIn komór Baum i Ferro. Szybik mieści się poza terenem rezerwatu przyrody „Groty Kryształowe” w granicach otuliny rezerwatu.

Na poziomie IIw nadszybie szybiku i chodnik łączący z podłużnią Baum o przebiegu N – S i długości około 10,7 m znajdują się w caliznie nad filarem komory Baum.

Także w caliznie pod komorą Baum na poziomie IIn ulokowano podszybie szybiku i chodnik łączący z poprzeczną Schwind, o przebiegu NNW – SSE i długości około 20,3 m. W chodniku łączącym podszybie z poprzeczną Schwind przewidziano służbę wentylacyjną z tam deskowych oraz poszerzenie chodnika na tymczasowy skład materiałów. Lokalizację szybiku i chodników łączących szybik z istniejącymi wyrobiskami przedstawiono na rysunku 6.

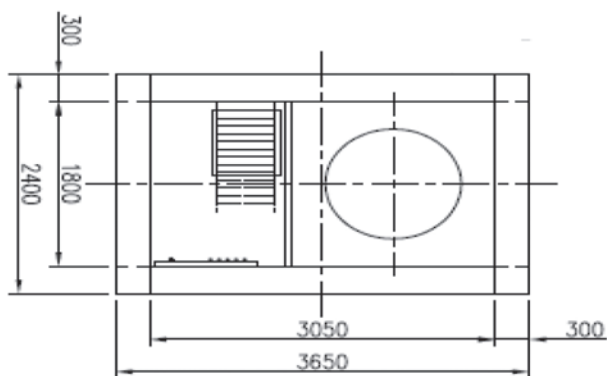


Rys. 6. Usytuowanie planowanych do wykonania wyrobisk

## 4.2. Tarcza szybiku

Tarcza projektowanego szybiku ma przekrój prostokątny o wymiarach w świetle 3,05 m na 1,80 m.

Tarcza projektowanego szybiku zawiera przedział transportowy i przedział drabinowy dla kontroli obudowy szybiku. Elementy przedziału drabinowego zostaną wykonane z kompozytów i stali nierdzewnej, w przedziale drabinowym zamontowane zostaną kabłe i przewody zasilania, sterowania i sygnalizacji. Projektowana obudowa szybiku będzie wieńcowa, drewniana. Tarczę szybiku przedstawiono na rysunku 7.



Rys. 7. Tarcza szybiku

## 4.3. Obudowa szybiku

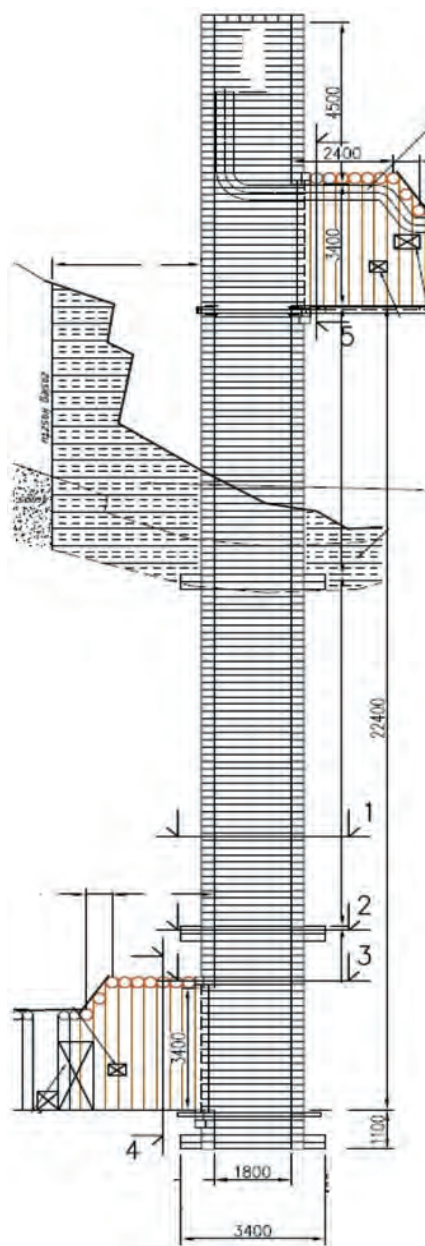
Obudowę rury szybiku projektuje się jako drewnianą ramową (wieńcowa) z belek z litego drewna sosnowego. Wieńce wykonane będą z belek o przekroju prostokątnym i wymiarach 0,2 m × 0,3 m (wysokość × szerokość). W narożach belki łączone będą złączem ciesielskim na nakładkę prostą – na wrąb czołowy pod kątem i dla usztywnienia spięte klamrami ciesielskimi zabijanymi od strony zewnętrznej belek. Przestrzeń pomiędzy obudową drewnianą a wyłomem w celu wypełnienia pustki i stabilizacji wieńców obudowy drewnianej należy wypełnić urobkiem.

Na odcinku przechodzenia rury szybowej przez komorę Baum należy zabezpieczyć strop i ocios komory przez zabudowę kasztu pełnego z belek drewna iglastego o przekroju kwadratowym 0,2 m × 0,2 m. Kaszt należy posadzić na wypoziomowanej i oczyszczonej caliźnie solnej. Szacunkowo przyjęto, że na spągu komory w rejonie planowanych robót zalega około 1,0–1,3 m luźnego urobku.

Włoty szybowe projektuje się jako zamknięte ramy trój-słupowe z belek drewnianych o przekroju 0,3 m × 0,3 m. Do stabilizacji obudowy szybiku przewidziano trzy stopy z wieńców o wydłużonych belkach wieńcowych. Końce belek stopy należy posadzić na caliźnie wyrównanej podlewką z betonu C20/25. Pomiędzy czo-

łem belek a wyłomem należy pozostawić około 15 cm przestrzeni. Górną stopę należy wykonać na wypoziomowanym i oczyszczonym spągu komory Baum.

Konstrukcję oraz elementy obudowy szybiku z włotami przedstawiono na rysunku 8.



Rys. 8. Przekrój pionowy szybiku

## 5. WYPOSAŻENIE SZYBIKU

### 5.1. Przedział drabinowy

Szybik został wyposażony w przedział drabinowy, który umożliwi kontrolę stanu technicznego, jak również przejście pomiędzy poziomami II n i II w. Elementy przedziału drabinowego będą wykonane z materiałów kompozytowych [5], np. EVER P i EVER K.

Wszystkie elementy stalowe przedziału drabinowego będą wykonane ze stali nierdzewnej (stal gat. A4 wg normy 1.4401) [6], w tym głównie drobne elementy łączące, takie jak połączenia śrubowe, kotwy mocujące, wsporniki szybowe. Tym samym przedział drabinowy będzie całkowicie odporny na korozję. Przedział drabinowy składa się z pomostu spoczynkowego, przeznaczonego do odpoczynku w czasie przechodzenia przedziałem drabinowym oraz umożliwiającego przejście z jednej drabiny na drugą osób poruszających się. W pomoście wykonane są otwory zapobiegające zbieraniu się wody, a jego powierzchnia jest antypoślizgowa. Pomost spoczynkowy umocowany jest do ramy wykonanej z ceowników przytwierdzonych do obudowy szybu. Rama ta stanowi również element nośny dla drabiny oraz do zawieszenia przepierzenia, które będzie odgradzało przedział drabinowy od innych części szybu, chroniąc osoby przechodzące przedziałem drabinowym przed upadkiem do szybu. Siatka przepierzenia mocowana jest do ramy skrajnych pomostów za pomocą odpowiednio przygotowanych uchwytów (wykonanych ze stali nierdzewnej), aby uniemożliwić jej odchylenie poza obrys konstrukcji przedziału drabinowego. Zabudowana drabina unieruchomiona jest na obu końcach za pomocą połączenia śrubowego poprzez odpowiednie uchwyty ze stali nierdzewnej. Zabezpiecza to przed możliwością poruszenia się drabiny w trakcie przemieszczania się po niej osób. Szceble drabiny mocowane są do wzdłużnic przez zgrzewanie w obu ściankach wzdłużnicy, zapewniając pewniejsze mocowanie. Zastosowane elementy w konstrukcji przedziału drabinowego zapewniają możliwość szybkiej wymiany elementów bez stosowania technik spawalniczych. Elementy przedziału drabinowego zapewniają spełnienie wymagań *Rozporządzenia Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych* [7], a także wymogów wytrzymałościowych w zakresie normy PN-G-46222 [8].

## 5.2. Przedział transportowy

Przedział transportowy służy do transportu materiałów. Podstawowymi materiałami przewidzianymi do transportu jest tarcica, w tym deski o długości do 6 mb, oraz materiały sypkie workowane. Nośność urządzenia transportowego wynosi 10 kN.

Materiały będą mogły być transportowane w łańcuchowym koszu transportowym bez prowadzenia. Do przemieszczania kosza przewidziano wciągnik liny. W przypadku materiałów długich, których gaba-

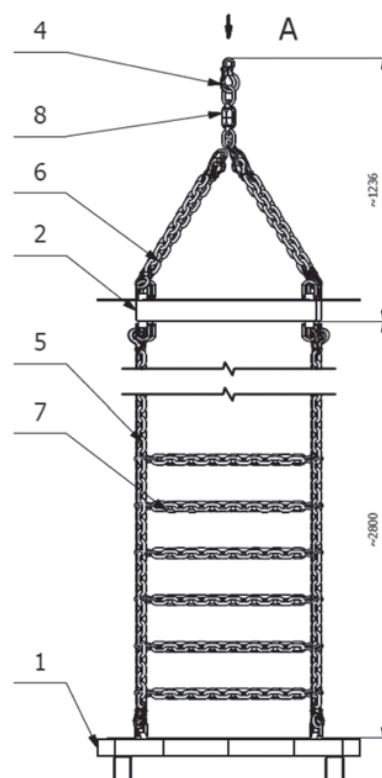
ryty przekraczają rozmiary kosza, istnieje możliwość ich transportu bezpośrednio przez zawiesie na haku wciągnika.

Na poziomie podszybia i nadszybia wejście do przedziału transportowego będzie na każdym poziomie zabezpieczone wrotami dolnymi i górnymi.

W trakcie transportowania materiałów długich zabronione jest przebywanie obsługi w szybiku na poziomie II<sub>n</sub>, pracownicy poziomu II<sub>w</sub> bezwzględnie muszą stosować sprzęt chroniący przed upadkiem z wysokości, czyli przymocowane do stałych elementów konstrukcji szelki bezpieczeństwa z linką bezpieczeństwa i amortyzatorem.

### 5.2.1. Kosz transportowy

Podstawowe elementy kosza transportowego przedstawionego na rysunku 9 to: platforma transportowa (1), cztery sztuki cięgieł łańcuchowych (5), łańcuchy zabezpieczające (7), trawersa ramowa z daszkiem zabezpieczającym (2), zawiesie łańcuchowe czterocięgnowe (6). Kosz zawieszony jest poprzez krętnik łożyskowy (8) na haku wciągnika (4).



Rys. 9. Kosz transportowy

### 5.2.2. Wciągnik transportowy

Głównym elementem wykonawczym układu jest wciągnik liny wyposażony w silnik o mocy maks. 9 kW zasilany napięciem 500 VAC przez przemiennik

częstotliwości. Wciągnik zostanie wyposażony dodatkowo w następujące elementy:

- hamulec elektromagnetyczny (HM1),
- obce chłodzenie (WM1),
- enkoder (CEN),
- czujnik przeciążenia (CPR),
- czujnik maksymalnego rozwinięcia liny (CMR),
- czujnik minimalnego zwinięcia liny (CMZ).

Pozostałymi elementami układu są:

- rozdzielnica zasilająco-sterownicza (RZS1),
- pulpit sterowniczy (PSOD),
- pulpit sterowniczy (PSOG),
- skrzynka pośrednicząca (SKP),
- sygnalizator ostrzegawczy dźwiękowy (SOS1, SOS2),
- sygnalizator optyczny (SOP1, SOP2),
- czujnik otwarcia wrót szybiku (COWD, COWG),
- czujnik wysunięcia podpór kosza (COP),
- rygiel wrót szybiku (EZD, EZG).

Pracą całego układu zarządzają sterowniki PLC umieszczone w rozdzielnicy RZS1 oraz w skrzynce przełączeniowej SKP. Moduły wejściowe i wyjściowe sterownika służą przede wszystkim do obsługi manipulatorów, przycisków, przełączników, czujników i lampek sygnalizacyjnych, a także przez sieć Ethernet sterują pracą falownika zasilającego silnik wciągnika.

Sterowanie urządzeniami wchodzącymi w skład zaprojektowanego układu odbywa się za pomocą pulpitu sterowniczego PSOD oraz PSOG. Pulpit PSOD zostanie umieszczony na poziomie II<sub>n</sub>, natomiast pulpit sterowniczy PSOG na poziomie II<sub>w</sub>. Dodatkowo

na elewacji pulpitów PSOD oraz PSOG znajdują się wyświetlacze LCD, na których wyświetlane są m.in. informacje o pracy wciągnika, stanie czujników oraz ewentualnej awarii układu. Wyświetlacz LCD komunikuje się z sterownikiem PLC za pomocą standardu RS-485 [9].

## 6. ELEMENTY BEZPIECZEŃSTWA TRANSPORTU W SZYBIKU

W celu zapewnienia maksymalnego poziomu bezpieczeństwa dla prac transportowych w szybiku zastosowano następujące elementy bezpieczeństwa:

- podparcia platformy transportowej: stałe na poziomie II<sub>n</sub>, wysuwne na poziomie II<sub>w</sub>,
- daszek nad platformą transportową,
- wrota szybowe ryglowane do przedziału transportowego i drabinowego,
- system sterowania transportem zarządzany sterownikiem PLC,
- system blokad układu bezpieczeństwa pracy wciągarki,
- zabezpieczenie pracy wciągarki za pomocą odpowiednich czujników,
- oświetlenie stacjonarne podszybia i nadszybia.

### 6.1. Blokady

Praca wciągarki została zabezpieczona za pomocą odpowiednich czujników. Poszczególne czujniki oraz ich funkcja zostały opisane w tabeli 1.

**Tabela 1**  
Zestawienie czujników zabezpieczających pracę wciągarki

Nazwa czujnika	Funkcja czujnika	Uwagi
Czujnik otwarcia wrót szybiku dolnych	Zadziałanie czujnika powoduje natychmiastowe zatrzymanie jazdy kosza. Nie jest możliwa jazda kosza w żadnym kierunku	Zatrzymanie jazdy tylko w trybie pracy „z koszem”
Czujnik otwarcia wrót szybiku górnych	Zadziałanie czujnika powoduje natychmiastowe zatrzymanie jazdy kosza. Nie jest możliwa jazda kosza w żadnym kierunku	Zatrzymanie jazdy tylko w trybie pracy „z koszem”
Czujnik wysunięcia podpory kosza	Zadziałanie czujnika powoduje zatrzymanie jazdy kosza w górę	Zatrzymanie jazdy w górę w każdym trybie pracy
Czujnik przeciążenia	Zadziałanie czujnika powoduje zatrzymanie jazdy kosza w górę	Zatrzymanie jazdy w górę w każdym trybie pracy układu
Czujnik maksymalnego rozwinięcia liny	Zadziałanie czujnika powoduje zatrzymanie rozwijania liny	Zatrzymanie rozwijania liny w każdym trybie pracy
Czujnik maksymalnego zwinięcia liny	Zadziałanie czujnika powoduje zatrzymanie zwijania liny	Zatrzymanie zwijania liny w każdym trybie pracy
Czujnik enkodera	Podstawową funkcją enkodera jest kontrola prędkości obrotowej silnika wciągnika – czy jest zgodna z prędkością zadaną. Drugą główną funkcją jest kontrola kierunku obrotów silnika wciągnika, czy są zgodne z kierunkiem zadanym. W przypadku gdy prędkość jazdy przekracza dopuszczalne wartości (np. rozbieg silnika) lub kierunek jazdy jest niezgodny z zadanym (np. mimowolna jazda kosza w dół) następuje zatrzymanie kosza. Dodatkową funkcją enkodera jest możliwość ciągłej kontroli długości rozwinięcia liny	Zadziałanie czujnika jest aktywne w każdym trybie pracy

## 7. PODSUMOWANIE

Dzięki wykonaniu szybiku transportowego z poziomu II<sub>n</sub> na poziom II<sub>w</sub> kopalnia Wieliczka uzyska połączenie poziomów II<sub>w</sub> z II<sub>n</sub> we wschodniej części kopalni w rejonie grot kryształowych. Dzięki temu zapewniona zostanie droga transportowa dla materiałów koniecznych do wykonania zabezpieczenia szeroko rozumianego rejonu Grot Kryształowych (zespołów komór Baum, Schmidt i Ferro, Ksawer, Leopold, Schwind). Aktualnie istnieje połączenie szybu materiałowego Kinga z rejonem grot kryształowych tylko poprzez poziom III. Z poziomu III szybikiem Schwind odbywa się transport materiałów na poziom II<sub>n</sub>. Brak jest połączenia pomiędzy poziomami II<sub>n</sub> i II<sub>w</sub>. Planowany do wykonania szybik o długości około 22,4 m połączy poziom II<sub>n</sub> z II<sub>w</sub>, zapewniając tym samym drogę transportu materiałów do omawianego rejonu, tj. z szybiku Schwind do poprzeczni Schwind, następnie przez projektowany szybik na poziom II<sub>w</sub> do podłużni Baum w kierunku rejonów robót górniczych w celu zabezpieczenia Grot Kryształowych.

Poniższe przedsięwzięcie obejmuje zasilanie oraz sterowanie wciągnikiem do transportu materiałów w szybiku Baum.

Dzięki przedsięwzięciu zostanie podniesiony poziom bezpieczeństwa w wyrobiskach kopalni oraz prac górniczych wykonywanych w omawianym rejonie. Stanie się to dzięki:

- wyeliminowaniu transportu ręcznego materiałów pochylniami i schodami z poziomu II<sub>n</sub> na II<sub>w</sub>,
- mechanizacji robót,
- automatyzacji procesów sterowania urządzeniem transportowym (wciągarką),
- zastosowaniu wielopoziomowych elementów bezpieczeństwa oraz blokad dla prac transportowych w szybiku.

Ponadto znacznie przyspieszy proces zabezpieczania rejonu Grot Kryształowych, co przyczyni się do ochrony tego unikatowego na skalę światową rezerwatu przyrody, a także zredukowane zostaną koszty transportu materiałów z poziomu II<sub>n</sub> na II<sub>w</sub>.

### Literatura

- [1] Charkot J., Skubisz M.: *Studium historyczno-konserwatorskie dla rejonu planowanego wykonania szybiku łączącego podłużnię Baum na poziomie II<sub>w</sub> z poprzeczną Schwind na poziomie II<sub>n</sub> w Kopalni Soli Wieliczka*. MŻK Wieliczka, sierpień 2018.
- [2] Zuski Z., Pasek R., Rożenek Z.: *Equipping the Schwind shaft with transport device*. Mining Informatics Automation and Electrical Engineering 2019, 2(538): 33–38.
- [3] Brudnik K. *Przekrój przez kopulę Grot Kryształowych*. Archiwum działu Mierniczo-Geologicznego K.S. „Wieliczka” S.A., 2000.
- [4] Przybyło J.: *Dokumentacja fotograficzna wyrobisk podłużni Baum, komora Baum, poprzeczni Schwind*. Archiwum działu Mierniczo-Geologicznego K.S. „Wieliczka” S.A., 2017–2018.
- [5] Zuski Z.: *Kompozyty – innowacyjne materiały dla górnictwa*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej Międzynarodowa Konferencja Naukowa, Kraków 2021.
- [6] Fundacja Nauka i Tradycje Górnicze z siedzibą: Wydział Inżynierii Łądowej i Gospodarki Zasobami, Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie: *Aktualizacja dokumentacji projektowej wykonania szybiku transportowego (wraz z dobudowaniami do szybiku górna i dolna) z podłużni Baum na poziomie II<sub>w</sub> do poprzeczni Schwind na poziomie II<sub>n</sub> kopalni wraz z jego wyposażeniem*. Kraków 2021 [niepublikowane].
- [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 z późn. zm.
- [8] Polska Norma PN-G-46222: *Szyby górnicze – Przedziały drabinowe – Wymagania i badania*.
- [9] Biuro Studiów i Projektów Górniczych w Katowicach: *Projekt techniczny wykonania szybiku wraz z jego wyposażeniem z poz. II<sub>w</sub> na poz. II<sub>n</sub>; z podłużni Baum do poprzeczni Schwind w podziemnej części zakładu Kopalni Soli „Wieliczka”, nr proj. 31022*. Katowice 2018 [niepublikowane].

mgr inż. ZYGMUNT ZUSKI  
Kopalnia Soli „Wieliczka” S.A.  
Park Kingi 1, 32-020 Wieliczka  
zygmunt.zuski@kopalnia.pl

BEATA BORSKA  
DAWID SZURGACZ  
JAN GIL

# Development of a charging system ensuring the load-carrying capacity for powered roof support

*The powered roof support is an essential part of the protection of the mining wall. Its main task is to support the roof of the wall excavation and, as such, it must resist the coal mass that has the potential to collapse the mining pit. The force with which the powered roof support acts on the roof of the excavation is called load-carrying capacity. This paper describes the problem of the load-carrying capacity of powered roof support, in particular reviewing their charging systems. The research aims to ensure that the required initial load-carrying capacity is obtained and the working load-carrying capacity is maintained. This paper presents the research results of a double-block prototype equipped with an automatic charging system. We present the results of both bench and operational testing in real conditions.*

*Słowa kluczowe: powered roof support, hydraulic prop, load-carrying capacity, bench tests, tests under real conditions*

## 1. INTRODUCTION

Mining is an important component of the economies of many countries, including Poland. Man has extracted mineral resources for centuries, and their use forms the basis of industrial development and enables technical progress. At the current level of economic development, mining activity is increasingly problematic, with demands primarily connected to reducing adverse environmental impacts [1] and improving work safety [2, 3]. At the same time, deteriorating mining and geological conditions associated with selecting difficult-to-access deposits require even greater efficiency and effectiveness of the work carried out to ensure economic profitability [4]. The increase in the depth of exploitation of deposits also leads to increased natural hazards and the need for continuous development [5, 6].

In coal mining, the development of automatic wall complexes is essential [7–9]. A wall complex is a set of machines constituting the basic equipment of a mining wall. It is used to mechanize the mining, loading and transport of coal. The mechanized wall complex

consists of a mining machine, a conveyor, and a powered roof support [10]. These machines are characterized by the interdependence of design and movement; they work in a serial system. The failure of one of them causes the entire complex to stop working, thus stopping the mining process as well. Therefore, the reliable operation of each element of the wall complex is vital for stable extraction [11].

The authors of this article have decided to tackle the issue of improving the reliability of powered roof support. This topic is of particular importance due to the deteriorating working conditions of powered roof supports. Coal mining in increasingly low-lying coal beds generates an increase in the load that the powered roof support must be able to carry. The mines exploit increasing numbers of coal beds in conditions of rock mass shocks. Thus, the powered roof support, in addition to carrying static loads, is exposed to the dynamic impact of the rock mass [12]. For this reason, bench tests concerning the dynamic load of powered roof support are carried out [13–15]. The results of bench tests are supplemented by in-service and in situ research [15–17].

This paper addresses the problem of the powered roof support's load-carrying capacity, which is crucial for adequately maintaining the excavation's roof and, thus, for safety during exploitation [18]. This paper aims to ensure that the required initial load-carrying capacity is obtained, and the working load-carrying capacity is maintained. This goal can be achieved by introducing a specific change in the prop's hydraulic system. The change involves replacing the traditional prop block with a double block with automatic pressure charging. Bench and exploitative tests were conducted to confirm that the adopted concept and the proposed system are correct. The research results are presented in this article.

## 2. LOAD-CARRYING CAPACITY OF A LONGWALL POWERED ROOF SUPPORT

The force with which the powered roof support acts on the excavation's roof is called the load-carrying capacity. During the operation of the powered roof support, the following types can be distinguished [10]:

- initial load-carrying capacity ( $P_w$ ),
- working load-carrying capacity ( $P_R$ ),
- nominal load-carrying capacity ( $P_N$ ).

The following dependencies describe the load-carrying capacity of the powered roof support:

$$P_w = \frac{\pi d^2}{4} \cdot p_{zas,N} \quad (1)$$

$$P_R = \frac{\pi d^2}{4} \cdot p_{rob,N} \quad (2)$$

$$P_N = \frac{\pi d^2}{4} \cdot p_{nom,N} \quad (3)$$

where:

- $d$  – the prop's diameter [m],
- $p_{zas}$  – the supply pressure [Pa],
- $p_{rob}$  – the working pressure (safety valve opening pressure) [Pa],
- $p_{nom}$  – the nominal pressure [Pa].

The initial load-carrying capacity is obtained when the powered roof support expands and depends on the pressure present in the power supply line of the wall. After the powered roof support carries the pressure of the roof rocks, the section gradually increases the load-carrying capacity to its working value, at which the prop reveals its amenability. It depends on the

opening pressure of the safety valve in the prop's valve block. Nominal load-carrying capacity, on the other hand, is the maximum force value for which the powered roof support section is designed [10].

The load-carrying capacity of the sections is mainly determined by the parameters of the hydraulic props – namely their diameter and pressure in the sub-piston space. Therefore, to ensure proper operation of the powered roof support, it is necessary to maintain the appropriate pressure in the sub-piston space of the props.

## 3. REVIEW OF THE CHARGING SYSTEMS OF LOAD-CARRYING CAPACITY FOR POWERED ROOF SUPPORT

The powered roof support is supplied with pressurized liquid from the hydraulic network. The hydraulic mining network usually consists of a central pump station built underground and hydraulic lines that bring the liquid to the mining walls. Typically, one pipeline brings the pressurized medium to the powered roof support (pressure pipeline), and the other drains the liquid from the powered roof support back to the pump station (drain pipeline). Main lines run along the excavation wall – one supplying liquid to individual sections (power supply line) and the second draining the medium from the section (drain line). The power supply line has a liquid at a pressure of approx. 20–30 MPa. The mine hydraulic network operates in a closed circuit. The hydraulic medium moves from the pump station to the powered roof support and back. The liquid flow is accompanied by high resistance and pressure drops. The liquid pressure in the power supply line is subjected to considerable fluctuations, adversely affecting the section's initial load-carrying capacity.

The initial load-carrying capacity depends directly on the liquid pressure in the power supply line at the time of expansion of the section [19]. In addition to the instantaneous pressure value in the supply line, the initial load-carrying capacity of the powered roof support is also affected by the human factor. The operator can expand the powered roof support to a more or less substantial degree. The above factors indicate that the initial load-carrying capacity will differ depending on the section of the powered roof support [19]. Thus, the sections will exert different pressures on the excavation roof, causing stress of different values over subsequent sections. As a result, the roof might crack or crumble, which makes exploitation difficult.

In addition, due to pressure drops in the supply line and human error during the powered roof support's expansion, the sections may not achieve the required initial load-carrying capacity. A load-carrying capacity that is too low can lead to excessive settling of the roof rocks and stratifications, resulting in the roof rocks falling and collapsing [20].

Thus, solutions are sought to achieve the required pressure in the props' sub-piston spaces and minimize differences in the load-carrying capacity of individual sections. Various types of devices have been developed to boost the load-carrying capacity of powered roof support [21].

### 3.1. Hans Berger Meßtechnik GmbH device

Hans Berger Meßtechnik device (Fig. 1) allows the simultaneous charging of two props.

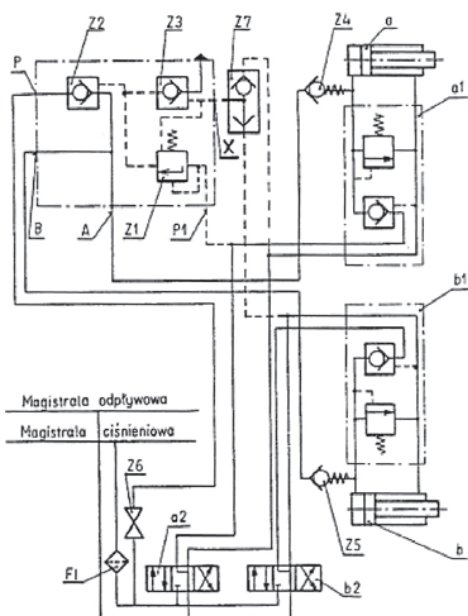


Fig. 1. The load-carrying capacity system of the prop with Hans Berger Meßtechnik GmbH device [21]  
*a, b – prop, a1, b1 – valve block, a2, b2 – distributor, A, B, P, P1, X – connection, Z1 – threshold valve, Z2, Z3 – controlled check valve, Z4, Z5 – check valve, Z6 – shut-off valve, Z7 – circuit switch, F1 – filter*

The charge flow is closed and opened by valve Z2. From connection P, the device is directly connected to the power supply via the shut-off valve Z6 and filter F1. The charging device starts to operate automatically when the pressure in the sub-piston space of the prop reaches the value set at the threshold Valve Z1. When the pressure in the sub-piston spaces of the props is equal to the pressure in the power supply

line, the charging device stops working. In the event of a pressure drop in the sub-piston spaces, the charging system is automatically activated.

### 3.2. Richard Voß Grubenausbau GmbH device

Richard Voß device (Fig. 2) allows for only one prop to be charged. During the expansion of the section, the liquid flows into the sub-piston space of the prop and, at the same time, into contact A of the charging device. When the pressure value in the prop's sub-piston space exceeds the value of the threshold valve setting, the charging system is switched on. Then the liquid can flow from the power supply line to the under-piston space of the prop. Thus, recharging begins.

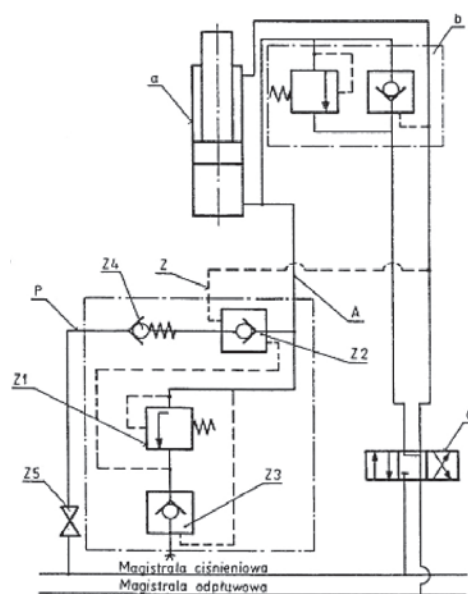


Fig. 2. The load-carrying capacity system of the prop with Richard Voß Grubenausbau GmbH device [21]  
*a – prop, b – valve block, c – distributor, A, P, Z – connection, Z1 – threshold valve, Z2, Z3 – controlled check valve, Z4 – check valve, Z5 – shut-off valve*

When the pressure in the sub-piston space of the prop is equal to the pressure in the power supply line, the Z4 Valve is closed, and the recharge halts. After a pressure drop in the sub-piston space, the device starts recharging – until the pressure in the power supply line is equal to that in the prop's sub-piston space.

### 3.3. KOMAG KDS device

The KOMAG KDS device (Fig. 3) is built of two separating threshold valves A and B. Valve A is set to



the threshold pressure, i.e. the pressure at which the charging starts. Valve B is set to the initial pressure of the powered roof support.

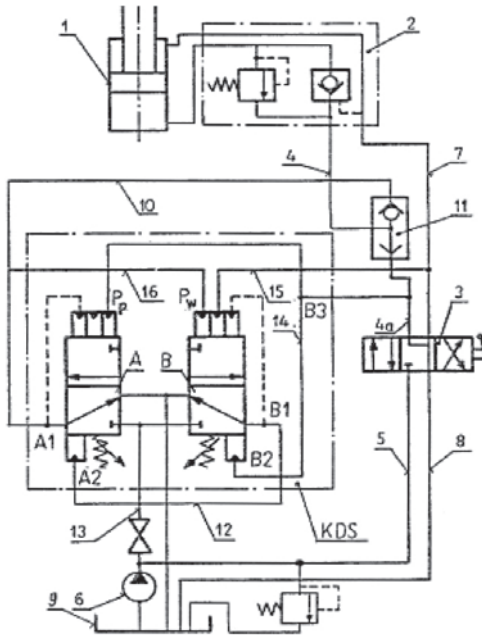


Fig. 3. The load-carrying capacity system of the prop with KDS device [21]

1 – prop, 2 – valve block, 3 – distributor,  
4, 4a, 5, 7, 8, 10, 12, 13, 14, 15, 16 – hydraulic hose,  
6 – pump, 9 – tank, 11 – circuit switch,  
A, B – separating threshold valve,  
A1, A2, B1, B2, B3 – connection

When the pressure of the liquid in the sub-piston space of the prop exceeds the value to which Valve A is set, the valve is activated. At the same time, Valve B is switched off, which triggers the charging. When the pressure in the sub-piston space reaches the expected initial load-carrying capacity value, Valve A is switched off, and Valve B is switched on simultaneously and this is also when the prop stops charging.

### 3.4. UDS device

The UDS device (Fig. 4) is designed to work with one prop; it is an additional element in the hydraulic system. During the expansion of the powered roof support, the liquid flowing into the prop, with an adequate increase in pressure in the sub-piston space, opens valve Z1, triggering the recharge. The UDS device allows for charging with the liquid at a specific pressure. Set-ups of the threshold valves Z2 and Z4 control this pressure. After the powered roof support expansion, the recharge will be activated after the pressure drop in the prop's sub-piston space.

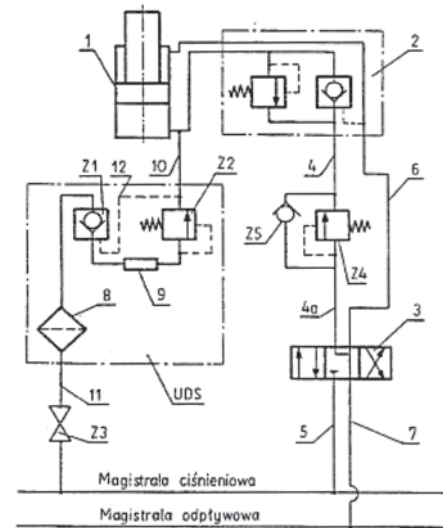


Fig. 4. The load-carrying capacity system of the prop with UDS device [21]

1 – prop, 2 – valve block, 3 – distributor,  
4, 4a, 5, 6, 7, 10, 11, 12 – hydraulic hose, 8 – filter,  
9 – nozzle, Z1 – controlled check valve,  
Z2, Z4 – threshold valve, Z3 – shut-off valve,  
Z5 – check valve

The modernized version of the UDS device (Fig. 5) can adjust the flow rate of the charge liquid. In addition, this device recharges both props of the powered roof support's expansion, the liquid flowing into the prop simultaneously flows into the UDS device. When the pressure of the liquid entering the prop reaches the value of the pressure initiating the operation of the UDS device, the charge liquid flow is opened.

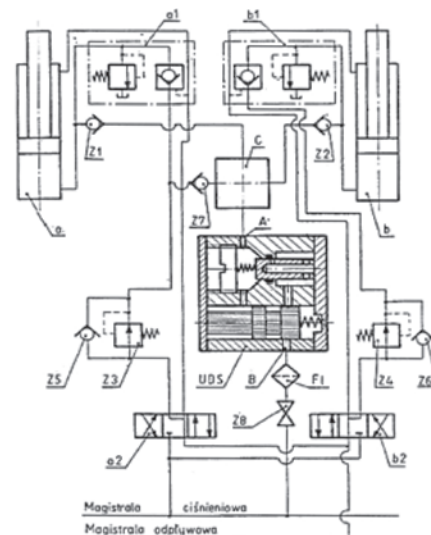


Fig. 5. The load-carrying capacity system of the prop with modernized version of the UDS device [21]

a, b – prop, a1, b1 – valve block, a2, b2 – distributor, c – tee,  
A, B – connection, Z1, Z2, Z5, Z6, Z7 – check valve,  
Z3, Z4 – pressure reducer, Z8 – shut-off valve, F1 – filter

### 3.5. The active pressure maintenance system from Elsta

The active pressure maintenance system from Elsta (Fig. 6) automatically diagnoses the pressure's state in the props and the ability to dose the pressure. The key elements of the active monitoring system of the powered roof support section are the  $\mu$ RUFUS pressure maintenance sensors, which consist of devices of electronic and electrical equipment, a hydraulic valve control unit, hydraulic valves and transmission wires. An electric valve built into the prop controls its pressure. If the operator applies too little pressure to the hydraulic prop, the support system automatically activates and corrects the load-carrying capacity of the sections [22].



Fig. 6. The active pressure maintenance system from Elsta [22]

### 4. DOUBLE BLOCK WITH AUTOMATIC PRESSURE BOOST

The authors propose their own system for recharging the load-carrying capacity of the powered roof support (Fig. 7) based on a prototype double block with automatic pressure boost (2). The proposed block (2) consists of a threshold valve (2c) with a check valve (2d). The threshold valve (2c) placed in the block has an opening pressure setting of 9 MPa. The automatic pressure boost function does not work below this value. The charging system is activated when the pressure exceeds 9 MPa during the props' expansion. The block is connected to the power supply line via a second check valve (6). The use of an additional check valve (6) is intended to eliminate the possibility of fluid backflow to the power supply line in the event of contamination of the check valve (2d) [23].

The system and the prop are protected against excessive increases in the working load-carrying capacity of the medium by safety valves 4 and 5. In the event of an excessive increase in pressure in the prop's sub-piston space, valve 4 will drain a certain amount of liquid outside the system. On the other hand, valve 5 is supposed to protect against the destruction of the hydraulic cables connecting the valve block to the over-piston space of the prop, adequate protection in the event of an internal leak and a pressure increase in the over-piston space.

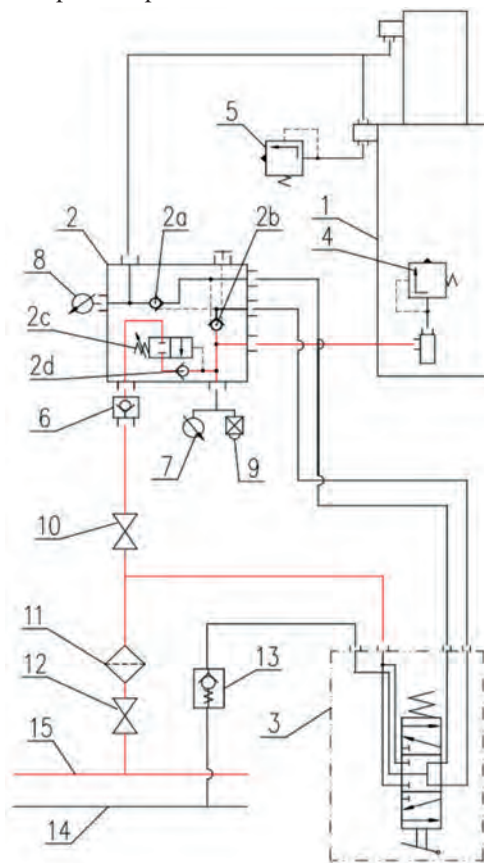


Fig. 7. The prop's hydraulic system with double block with automatic pressure boost

When charging, it is necessary to protect the prop from liquid backflow. It is vital that the prop's over-piston and sub-piston space are protected in case of an internal leak in the prop. In the proposed double block, the over-piston space is protected by check valve 2a, while the sub-piston space is protected by check valve 2b.

The charging function replenishes all pressure losses in the sub-piston space of the prop [24, 25]. The proposed system minimizes the effects of internal leaks of the prop [26]. In addition, the system ensures the expansion of the props to the required initial load-carrying capacity equal to the maximum

pressure value in the power supply line. The required load-carrying capacity is achieved despite pressure fluctuations in the power supply line and interruptions to the expansion performed by the operator. To confirm the validity of the accepted concept, i.e. to ensure initial and work load-carrying capacity, bench and in-service tests in real conditions were carried out.

## 5. RESULTS OF BENCH AND IN-SERVICE TESTS OF THE SYSTEM

The bench tests consisted of measuring the pressure in the sub-piston space of the prop and the pressure in the power supply line. The measurements were carried out by a portable measuring device, the Parker Service Master Plus. The sampling rate was 10,000 measurements per second. Based on the tests, pressure variation against time was generated. Figure 8 shows a view of the test bench with the prop and the tested block. An example graph of the measurements is shown in Figure 9.

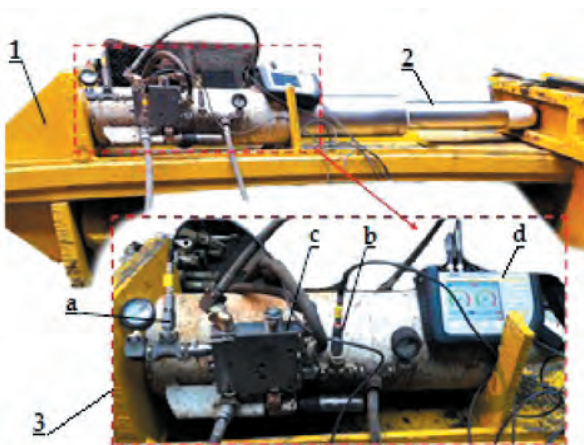


Fig. 8. View of the test bench

1 – frame of test site, 2 – hydraulic prop, 3 – tested system, a, b – pressure sensors, c – double block with pressure charging, d – measuring device

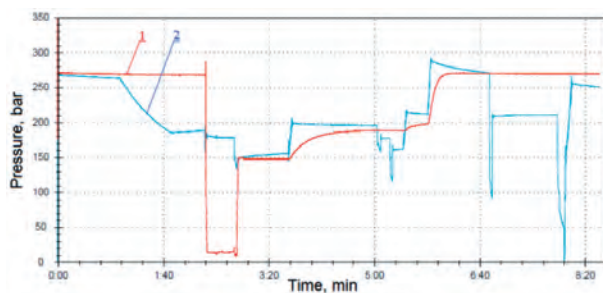


Fig. 9. The course of the pressure in the space under the piston of the hydraulic prop (1) and in the power supply line (2)

At the start of the measurement, the pressure in the sub-piston space of the prop was 270 bar. After 1.00 min, the pressure in the power supply line began to drop. Despite this, the pressure value in the prop's sub-piston space remained at a constant level of 270 bar. Thus, the required load-carrying capacity was maintained. At 2.20 min, the prop is removed, and the pressure drops to near 0. Then at 2.50 min, the prop was expanded again. At the time of the prop's expansion, the pressure in the power supply line was 150 bar. This allowed the operator to expand the prop to obtain 150 bar in the prop's sub-piston space. By 3.40, the power supply line pressure had risen to 200 bar. Then the automatic charging system replenished the pressure in the sub-piston space to a value of approx. 190 bar. Then the pressure increased in the power supply line at 5.30 min (up to 220 bar) and 5.50 min (up to 290 bar). At that time, the block recharged further. The pressure in the prop's sub-piston space has increased to 270 bar thanks to automatic recharging. Thus, the prop has obtained the required load-carrying capacity. The load-carrying capacity was maintained, despite subsequent pressure drops in the power supply line.

After the positive results of the bench tests, the system was tested in real conditions. The proposed system was installed in the mining wall. For the purpose of the study, the authors selected a prop with an internal leak. This allowed them to assess the block's usefulness in minimizing the leak's effects. During the tests, the pressure in the sub-piston space of the prop was measured. A DOH DROPS wireless pressure sensor was used for this purpose. An example graph of the measurements is shown in Figure 10.

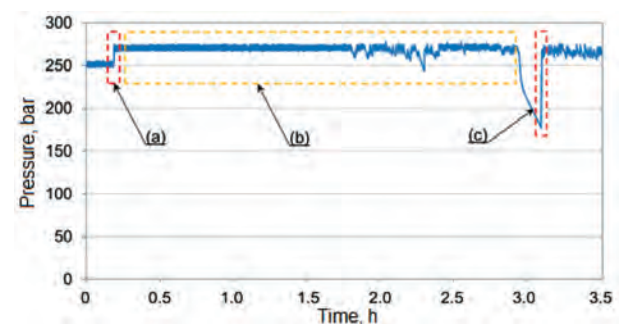


Fig. 10. The course of the pressure in the space under the piston of the hydraulic prop a, c – pressure boost, b – maintenance of the load-carrying capacity

The graph (Fig. 10) shows the course of pressure variation in the sub-piston space of the prop. When

there was pressure charging, its value increased from 250 bar to approx. 270 bar. It is likely a pressure increase in the power supply line, making it possible to implement automatic recharging. For the next few hours (area *b*) the pressure was maintained at approx. 270 bar, despite the internal leakage of the prop. After 3 hours, there was a pressure drop. The system automatically replenished the pressure to 270 bar (*c*). The section divider cannot be seen in the diagram, meaning the wall was at a standstill. The measurements presented could be implemented during a maintenance shift. There is also no characteristic pressure increase during the prop's operation, which may indicate an incorrect geometry of the section.

## 6. CONCLUSIONS

One of the important factors for properly maintaining the wall excavation's roof is ensuring the required load-carrying capacity of the powered roof support. The prop's hydraulic system maintains the powered roof support's load-carrying capacity. The authors propose changing this system by introducing a double block with automatic pressure charging. The proposed block is intended for use in the control system of the direct adjacent type. The idea of the system is to provide powered roof support with initial and working load-carrying capacity.

The bench and in-service tests' results confirmed the adopted concept's validity. The automatic charging function ensures that the prop is expanded to the maximum pressure value in the power supply line. This means that the proposed system makes achieving the required initial load-carrying capacity possible, despite pressure fluctuations in the power supply line. The system also eliminates the problem of the influence of the human factor when expanding the section to its load-carrying capacity. Suppose the operator interrupts the expansion before the required load-carrying capacity is obtained. In that case, the charging system will automatically replenish the pressure in the sub-piston space to the value resulting from the power supply line's pressure. The tests also confirmed that the system maintains the working load-carrying capacity despite the pressure drops in the power supply line. In addition, the system minimizes the effects of internal leaks. The results confirm that the initial hypotheses are correct and that it is possible to introduce changes in the powered roof

support's hydraulic system. The presented prototype block can be introduced to the market, confirmed by the positive result of EC type examination according to the PN EN-1804-3 standard.

## References

- [1] Bortnowski P., Gładysiewicz L., Król R., Ozdoba M.: *Energy Efficiency Analysis of Copper Ore Ball Mill Drive Systems*. Energies 2021, 14, 1786.
- [2] Uth F., Polnik B., Kurpiel W., Baltés R., Kriegsch P., Clause E.: *An innovate person detection system based on thermal imaging cameras dedicate for underground belt conveyors*. Mining Science 2019, 26: 263–276.
- [3] Zimroz P., Trybała P., Wróblewski A., Góralczyk M., Szrek J., Wójcik A., Zimroz R.: *Application of UAV in Search and Rescue Actions in Underground Mine-A Specific Sound Detection in Noisy Acoustic Signal*. Energies 2021, 14, 3725.
- [4] Wodecki J., Góralczyk M., Krot P., Ziętek B., Szrek J., Worsak-Kozak M., Zimroz R., Śliwiński P., Czajkowski A.: *Process Monitoring in Heavy Duty Drilling Rigs-Data Acquisition System and Cycle Identification Algorithms*. Energies 2020, 13, 6748.
- [5] Prostański D.: *Empirical Models of Zones Protecting Against Coal Dust Explosion*. Archives of Mining Sciences 2017, 62(3): 611–619.
- [6] Ziętek B., Banasiewicz A., Zimroz R., Szrek J., Gola S.: *A Portable Environmental Data-Monitoring System for Air Hazard Evaluation in Deep Underground Mines*. Energies 2020, 13, 6331.
- [7] 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 2019, 56: 33–38.
- [8] Krauze K., Mucha K., Wydro T., Pieczora E.: *Functional and Operational Requirements to Be Fulfilled by Conical Picks Regarding Their Wear Rate and Investment Costs*. Energies 2021, 14, 3696.
- [9] Kotwica K., Stopka G., Kalita M., Bałaga D., Siegmund M.: *Impact of Geometry of Toothed Segments of the Innovative KOMTRACK Longwall Shearer Haulage System on Load and Slip during the Travel of a Track Wheel*. Energies 2021, 14, 2720.
- [10] Krauze K.: *Urabianie skał strugami statycznymi, podstawy doboru i projektowania kompleksów strugowych*. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 2012.
- [11] Szurgacz D.: *Zmechanizowana obudowa ścianowa w zmiennych warunkach górnictwo-geologicznych*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2019.
- [12] Stoiński K.: *Zmechanizowane obudowy ścianowe dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu*. Wydawnictwo GIG, Katowice 2018.
- [13] Szurgacz D.: *Analysis of the Pressure Increase in the Hydraulic Cylinder of the Longwall Powered Roof Support during Use*. Applied Sciences 2022, 12, 8806.
- [14] Szurgacz D.: *Dynamic Analysis for the Hydraulic Leg Power of a Powered Roof Support*. Energies 2021, 14, 5715.
- [15] Szurgacz D.: *Analysis of the Causes of Damage to the Stabilisation Actuator of the Cap Piece of the Powered Roof Supports and a Proposal to Reduce the Effects*. Machines 2023, 11, 194.
- [16] 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.
- [17] Świątek J., Janoszek T., Cichy T., Stoiński K.: *Computational Fluid Dynamics Simulations for Investigation of the Damage Causes in Safety Elements of Powered Roof Supports-A Case Study*. Energies 2021, 14, 1027.
- [18] Rajwa S., Lubosik Z., Płonka M.: *Bezpieczeństwo eksploatacji ścian zawałowych w świetle danych z systemów monitoringu*. Maszyny Górnicze 2019, 4: 24–34.

- [19] Szurgacz D., Więcek P., Borska B.: *Analiza zachowania podporności zmechanizowanej obudowy ścianowej w oparciu o badania rzeczywiste*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 2022, 10(338): 2–7.
- [20] Prusek S.: *Stateczność wyrobisk ścianowych podczas eksploatacji pokładów węgla kamiennego z zawałem skał stropowych*. Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice 2016.
- [21] Gwiazda J.B.: *Górnictwa obudowa hydrauliczna odporna na tąpnięcia*. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1997.
- [22] Krasucki K., Kudłacik T., Augustyniak K.: *System monitoringu podporności RUFUS 3G służący do diagnostyki pracy zmechanizowanej obudowy ścianowej*. Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering 2021, 59(2): 20–32.
- [23] Szurgacz D., Borska B., Diederichs R., Zhironkin S.: *Development of a Hydraulic System for the Automatic Expansion of Powered Roof Support*. Energies 2022, 15, 680.
- [24] Szurgacz D., Borska B., Zhironkin S., Diederichs R., Spearing A.J.S.: *Optimization of the Load Capacity System of Powered Roof Support: A Review*. Energies 2022, 15, 6061.
- [25] Szurgacz D., Borska B., Diederichs R.: *Wstępne badania stanowiskowe nad rozwojem podwójnego bloku z funkcją doładowania dla układu hydraulicznego zmechanizowanej obudowy ścianowej*. Napędy i Sterowanie 2022, 7/8: 44–46.
- [26] Szurgacz D., Borska B., Diederichs R., Spearing A.J.S., Zhironkin S.: *Minimizing Internal Leaks of a Powered Roof Support's Hydraulic Prop Based on Double Block with Charging*. Energies 2023, 16, 1341.

BEATA BORSKA, M.Sc., Eng.  
Polska Grupa Górnicza S.A.  
KWK Ruda Ruch Halemba  
ul. Halembaska 160, 41-711 Ruda Śląska, Poland  
borskab@gmail.com

DAWID SZURGACZ, prof.  
Polska Grupa Górnicza S.A.  
KWK ROW Ruch Chwałowice  
ul. Przewozowa 4, 44-206 Rybnik, Poland  
dawidszurgacz@vp.pl

JAN GIL, Ph.D., Eng.  
Polska Grupa Górnicza S.A.  
Zakład Remontowo-Produkcyjny  
ul. Granitowa 132, 43-155 Bieruń, Poland  
j.gil@pgg.pl

BEATA BORSKA  
DAWID SZURGACZ  
JAN GIL

## Rozwój układu doładowania dla zapewnienia podporności zmechanizowanej obudowy ścianowej

*Zmechanizowana obudowa ścianowa stanowi podstawowe zabezpieczenie w ścianie wydobywczej. Jej zasadniczym zadaniem jest utrzymanie stropu znajdującego się nad wyrobiskiem ścianowym. Tym samym obudowa musi mieć zdolność do stawiania oporu górotworowi, który stara się zacisnąć wyrobisko górnicze. Siła, z jaką obudowa działa na strop wyrobiska, nazywana jest podpornością. W artykule opisano problematykę podporności zmechanizowanej obudowy ścianowej. Dokonano przeglądu układów doładowania. Jako cel pracy przyjęto zapewnienie uzyskania wymaganej podporności wstępnej i utrzymania podporności roboczej. W tym zakresie przedstawiono uzyskane wyniki badań nad prototypowym podwójnym blokiem z automatycznym doładowaniem ciśnienia. Artykuł uwzględnia wyniki badań stanowiskowych oraz eksploatacyjnych w warunkach rzeczywistych.*

*Słowa kluczowe: zmechanizowana obudowa ścianowa, stojak hydrauliczny, podporność, badania stanowiskowe, badania w warunkach rzeczywistych*

### 1. WPROWADZENIE

Górnictwo jest istotną gałęzią gospodarki wielu krajów, w tym Polski. Surowce mineralne od wieków pozyskiwane są przez człowieka, a ich wykorzystanie stanowi podstawę rozwoju przemysłu i umożliwia postęp techniczny. Przy obecnym poziomie rozwoju gospodarczego prowadzonej działalności górniczej stawia się coraz wyższe wymagania. Są one przede wszystkim ukierunkowane na ograniczenie niekorzystnego wpływu na środowisko [1] oraz poprawę bezpieczeństwa pracy [2, 3]. Jednocześnie pogarszające się warunki górniczo-geologiczne, związane z wybieraniem coraz trudniej dostępnych złóż, wymagają jeszcze większej wydajności i efektywności prowadzonych robót dla zapewnienia ekonomicznej opłacalności [4]. Wzrost głębokości prowadzonej eksploatacji złóż powoduje też narastanie zagrożeń naturalnych i konieczność ciągłego rozwoju w zakresie ich zwalczania [5, 6].

W górnictwie węgla kamiennego istotne znaczenie ma rozwój zmechanizowanych kompleksów ścianowych [7–9]. Kompleks ścianowy to zespół maszyn stanowiących podstawowe wyposażenie ściany wydobywczej. Służą on do mechanizacji procesu urabiania,

ładowania oraz transportu urobku. W skład zmechanizowanego kompleksu ścianowego wchodzi maszyna urabiająca, przenośnik oraz obudowa zmechanizowana [10]. Maszyny te charakteryzuje wzajemna współzależność konstrukcyjna i ruchowa, pracują one w systemie szeregowym. Oznacza to, że awaria jednej z nich powoduje postój całego kompleksu, a tym samym wstrzymanie prowadzonego wydobywania. Zatem dla utrzymania założonego wydobywania istotna jest niezawodna praca każdego elementu kompleksu ścianowego [11].

Autorzy artykułu podjęli temat poprawy niezawodności zmechanizowanej obudowy ścianowej. Tematyka ta ma szczególne znaczenie z uwagi na pogarszające się warunki pracy obudowy. Prowadzenie wydobywania węgla w coraz niżej położonych pokładach generuje wzrost obciążeń, jakie obudowa musi być w stanie przenieść. Coraz więcej pokładów eksploatowanych jest w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu. Zatem obudowa, oprócz przejmowania obciążeń statycznych, narażona jest na dynamiczne oddziaływanie górotworu [12]. W związku z tym prowadzone są badania stanowiskowe w zakresie dynamicznego obciążenia obudowy zmechanizowanej [13–15]. Wyniki badań stanowiskowych uzupełniane są o badania modelowe oraz badania *in situ* [15–17].

W niniejszej pracy podjęto problem podporności obudowy zmechanizowanej. Ma to znaczenie dla prawidłowego utrzymania stropu wyrobiska, a tym samym zachowania bezpieczeństwa podczas prowadzenia eksploatacji [18]. Zatem celem podjętej przez autorów pracy było zapewnienie uzyskania wymaganej podporności wstępnej i utrzymania podporności roboczej. Cel ten ma być osiągnięty przez wprowadzenie zmiany w układzie hydraulicznym stojaka. Zmiana ta polega na zastąpieniu tradycyjnego bloku stojakowego przez podwójny blok z automatycznym doładowaniem ciśnienia. Dla potwierdzenia słuszności przyjętej koncepcji i sprawdzenia poprawności pracy proponowanego układu przeprowadzone zostały badania stanowiskowe oraz eksploatacyjne. Uzyskane wyniki badań zaprezentowano w niniejszym artykule.

## 2. PODPORNÓŚĆ ZMECHANIZOWANEJ OBUDOWY ŚCIANOWEJ

Przez podporność obudowy zmechanizowanej rozumie się siłę, z jaką obudowa działa na strop wyrobiska. W trakcie pracy obudowy zmechanizowanej można wyróżnić następujące rodzaje podporności [10]:

- podporność wstępną ( $P_w$ ),
- podporność roboczą ( $P_R$ ),
- podporność nominalną ( $P_N$ ).

Podporność sekcji obudowy zmechanizowanej opisują następujące zależności:

$$P_w = \frac{\pi d^2}{4} \cdot p_{zas,N} \quad (1)$$

$$P_R = \frac{\pi d^2}{4} \cdot p_{rob,N} \quad (2)$$

$$P_N = \frac{\pi d^2}{4} \cdot p_{nom,N} \quad (3)$$

gdzie:

- $d$  – średnica robocza stojaka [m],
- $p_{zas}$  – ciśnienie zasilania [Pa],
- $p_{rob}$  – ciśnienie robocze (ciśnienie otwarcia zaworów bezpieczeństwa) [Pa],
- $p_{nom}$  – ciśnienie nominalne [Pa].

Podporność wstępną uzyskuje się w momencie rozparcia obudowy i zależy ona od ciśnienia występującego w magistrali zasilającej ścianę. Po przejściu przez obudowę nacisku skał stropowych sekcja stopniowo zwiększa podporność do wartości roboczej, przy której stojak ujawnia swoją podatność. Zależy ona od ciśnienia otwarcia zaworu bezpieczeństwa w stojakowym

bloku zaworowym. Natomiast podporność nominalna to maksymalna siła, na którą została zaprojektowana sekcja obudowy zmechanizowanej [10].

O podporności sekcji w dużym stopniu decydują parametry stojaków hydraulicznych – ich średnica oraz ciśnienie w przestrzeni podtłokowej. Zatem dla zapewnienia prawidłowej pracy obudowy konieczne jest utrzymanie odpowiedniego ciśnienia w przestrzeni podtłokowej stojaków.

## 3. PRZEGLĄD UKŁADÓW DOŁADOWANIA PODPORNÓŚCI ZMECHANIZOWANEJ OBUDOWY ŚCIANOWEJ

Zmechanizowana obudowa ścianowa zasilana jest z sieci hydraulicznej cieczą pod ciśnieniem. Kopalniana sieć hydrauliczna składa się zazwyczaj z centralnej stacji pomp zabudowanej pod ziemią oraz z przewodów hydraulicznych doprowadzających ciecz do ścian wydobywczych. Zwykle jeden rurociąg doprowadza medium pod ciśnieniem do obudowy (rurociąg ciśnieniowy), a drugi odprowadza ciecz z obudowy z powrotem do stacji pomp (rurociąg odpływowy). Wzdłuż wyrobisk ścianowych poprowadzone są przewody magistralne – jeden doprowadzający ciecz do poszczególnych sekcji (magistrala zasilająca) i drugi odprowadzający medium z sekcji (magistrala spływowa). W magistrali zasilającej znajduje się ciecz pod ciśnieniem około 20–30 MPa. Kopalniana sieć hydrauliczna pracuje w obiegu zamkniętym. Medium hydrauliczne przemieszcza się ze stacji pomp do obudowy i z powrotem. Przepływowi cieczy towarzyszą duże opory ruchu i spadki ciśnienia. Ciśnienie cieczy w magistrali zasilającej ulega sporym wahaniom, co wpływa niekorzystnie na osiąganą przez sekcję podporność wstępną.

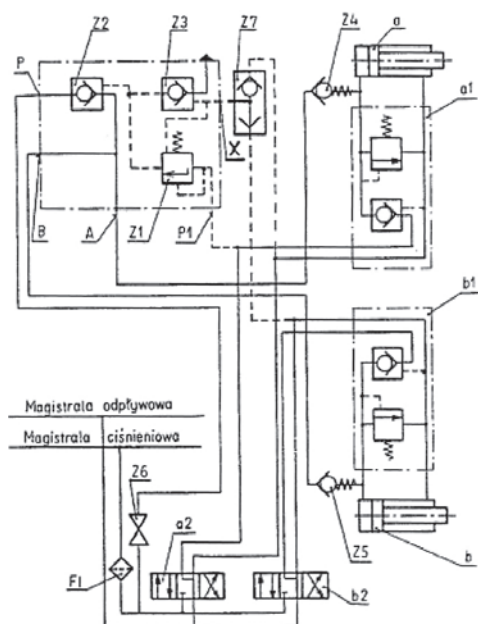
Podporność wstępną zależy bezpośrednio od ciśnienia cieczy, jakie było w magistrali zasilającej w chwili rozpierania danej sekcji [19]. Na podporność wstępną obudowy, oprócz chwilowej wartości ciśnienia w magistrali zasilającej, ma również wpływ czynnik ludzki. Operator może rozprzeć obudowę słabiej lub mocniej. Z powyższych powodów podporność wstępną będzie różna w poszczególnych sekcjach obudowy [19]. Tym samym sekcje będą wywierały różnicowane naciski na strop wyrobiska, powodując powstawanie naprężeń o różnych wartościach nad kolejnymi sekcjami. W konsekwencji może dochodzić do pęknięć i kruszenia stropu, co utrudnia prowadzenie eksploatacji. Ponadto w wyniku spadków ciśnienia w magistrali zasilającej oraz błędów ludzkich podczas rozpierania obudowy sekcje mogą nie osiągnąć wymaganej podporności wstępnej. Zbyt niska podporność może prowadzić do

nadmiernego osiadania skał stropowych i występowania rozwarstwień, co w konsekwencji może skutkować opadami i obwałami skał stropowych [20].

Aby zapobiec tej niekorzystnej sytuacji, poszukuje się rozwiązań umożliwiających uzyskanie wymaganego ciśnienia w przestrzeniach podtłokowych stojaków i minimalizowanie różnic w podporności poszczególnych sekcji. W tym celu opracowane zostały różnego rodzaju urządzenia do doładowania podporności sekcji obudowy zmechanizowanej [21].

### 3.1. Urządzenie firmy Hans Berger Meßtechnik GmbH

Urządzenie firmy Hans Berger Meßtechnik (rys. 1) umożliwia jednocześnie doładowywanie dwóch stojaków.



Rys. 1. Układ podpornościowy stojaka z zastosowaniem urządzenia firmy Hans Berger Meßtechnik GmbH [21]

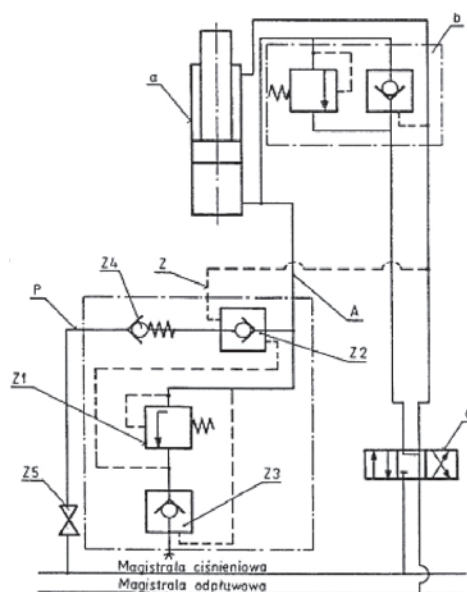
a, b – stojak hydrauliczny, a1, b1 – blok zaworowy, a2, b2 – rozdzielacz hydrauliczny, A, B, P, P1, X – przyłącze, Z1 – zawór progowy, Z2, Z3 – zawór zwrotny sterowany, Z4, Z5 – zawór zwrotny, Z6 – zawór odcinający, Z7 – przełącznik obiegu, F1 – filtr

Przepływ doładowania jest zamykany i otwierany przez zawór Z2. Z przyłącza P wyprowadzone jest bezpośrednie połączenie urządzenia do magistrali zasilającej przez zawór odcinający Z6 oraz filtr F1. Urządzenie do doładowania zaczyna samoczynnie działać, gdy ciśnienie w przestrzeni podtłokowej stojaka osiągnie wartość nastawioną na zaworze progowym Z1. Gdy ciśnienie w przestrzeniach podtłokowych stojaków zrówna się z ciśnieniem w magistrali zasilającej, urządzenie doładowujące przestaje pracować. W przy-

padku spadku ciśnienia w przestrzeniach podtłokowych układ doładowania zostaje automatycznie włączony.

### 3.2. Urządzenie firmy Richard Voß Grubenausbau GmbH

Urządzenie firmy Richard Voß (rys. 2) umożliwia doładowanie tylko jednego stojaka. W czasie rozpie-rania sekcji ciecz dopływa do przestrzeni podtłokowej stojaka i jednocześnie do przyłącza A urządzenia do doładowania. W momencie, kiedy wartość ciśnienia w przestrzeni podtłokowej stojaka przekroczy wartość nastawy zaworu progowego, układ doładowania zostaje włączony. Wówczas możliwy jest przepływ cieczy z magistrali zasilającej do przestrzeni podtłokowej stojaka. Tym samym rozpoczyna się doładowanie.



Rys. 2. Układ podpornościowy stojaka z zastosowaniem urządzenia firmy

Richard Voß Grubenausbau GmbH [21]

a – stojak hydrauliczny, b – blok zaworowy, c – rozdzielacz hydrauliczny, A, P, Z – przyłącze, Z1 – zawór progowy, Z2, Z3 – zawór zwrotny sterowany, Z4 – zawór zwrotny, Z5 – zawór odcinający

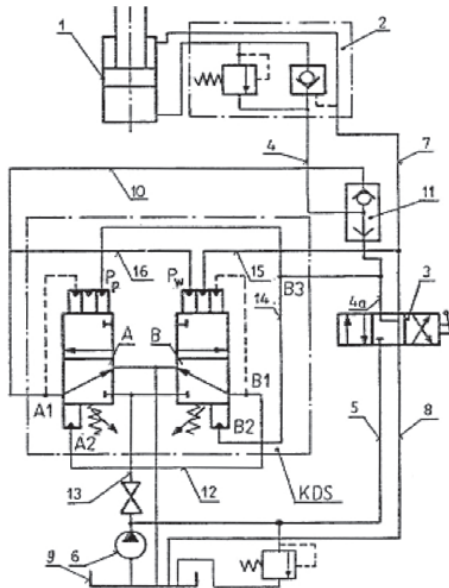
W chwili gdy ciśnienie w przestrzeni podtłokowej stojaka zrówna się z ciśnieniem w magistrali zasilającej, zawór Z4 zostaje zamknięty, a doładowanie ustaje. Po jakimkolwiek spadku ciśnienia w przestrzeni podtłokowej urządzenie ponownie realizuje doładowanie – aż do wyrównania ciśnień w magistrali zasilającej z ciśnieniem pod tłokiem stojaka.

### 3.3. Urządzenie KDS firmy KOMAG

Urządzenie KDS firmy KOMAG (rys. 3) zbudowane jest z dwóch zaworów rozdzielająco-progowych A i B.



Zawór A nastawiony jest na ciśnienie progowe, czyli ciśnienie, przy którym włącza się doładowanie. Natomiast na zaworze B nastawione jest założone ciśnienie wstępne obudowy.

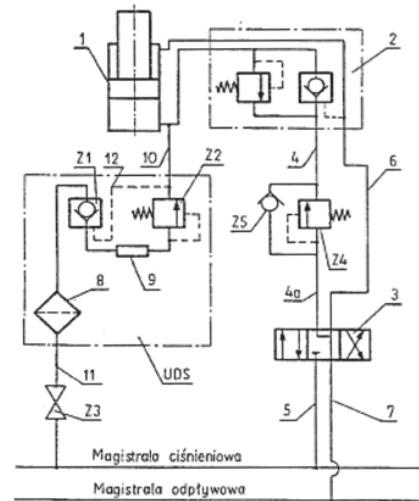


Rys. 3. Układ podpornościowy stojaka z zastosowaniem urządzenia KDS firmy KOMAG [21]  
1 – stojak hydrauliczny, 2 – blok zaworowy, 3 – rozdzielacz hydrauliczny, 4, 4a, 5, 7, 8, 10, 12, 13, 14, 15, 16 – przewód hydrauliczny, 6 – pompa, 9 – zbiornik, 11 – przełącznik obiegu, A, B – zawór rozdzielająco-progowy, A1, A2, B1, B2, B3 – przyłącze

Gdy ciśnienie cieczy w przestrzeni podtłokowej stojaka przekroczy wartość, na którą nastawiony jest zawór A, zostaje on włączony. W tym samym momencie wyłącza się zawór B. Powoduje to uruchomienie doładowania. W momencie gdy ciśnienie pod tłokiem osiągnie wartość założonej podporności wstępnej, zawór A zostaje wyłączony i jednocześnie zawór B włączony. Wówczas doładowanie stojaka ustaje.

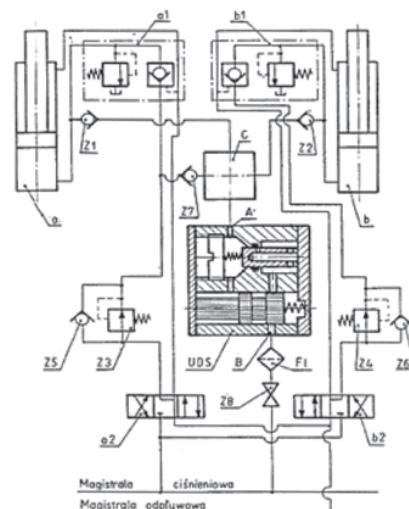
### 3.4. Urządzenie UDS konstrukcji J.B. Gwiazdy

Urządzenie UDS (rys. 4) przeznaczone jest do współpracy z jednym stojakiem i stanowi ono dodatkowy element w układzie hydraulicznym. Podczas rozpierania obudowy dopływająca do stojaka ciecz, przy odpowiednim wzroście ciśnienia w przestrzeni podtłokowej, otwiera zawór Z1, uruchamiając doładowanie. Urządzenie UDS pozwala na doładowanie cieczą o określonym ciśnieniu. Ciśnienie to regulowane jest przez odpowiednie nastawy zaworów progowych Z2 i Z4. Po rozparciu obudowy w przypadku spadku ciśnienia w przestrzeni podtłokowej stojaka doładowanie zostanie aktywowane.



Rys. 4. Układ podpornościowy stojaka z zastosowaniem urządzenia UDS J.B. Gwiazdy [21]  
1 – stojak hydrauliczny, 2 – blok zaworowy, 3 – rozdzielacz hydrauliczny, 4, 4a, 5, 6, 7, 10, 11, 12 – przewód, 8 – filtr, 9 – dysza, Z1 – zawór zwrotny sterowany, Z2, Z4 – zawór progowy, Z3 – zawór odcinający, Z5 – zawór zwrotny

Zmodernizowana wersja urządzenia UDS (rys. 5) charakteryzuje się możliwością regulacji natężenia dopływu cieczy doładowania. Ponadto urządzenie to doładuje obydwie stojaki sekcji obudowy zmechanizowanej. Podczas rozpierania sekcji obudowy ciecz płynąca do stojaka jednocześnie dopływa do urządzenia UDS. Gdy ciśnienie cieczy dopływającej do stojaka osiągnie wartość ciśnienia inicjującego działanie urządzenia UDS, otwarty zostaje przepływ cieczy doładowania.



Rys. 5. Układ podpornościowy stojaka z zastosowaniem zmodernizowanego urządzenia UDS konstrukcji J.B. Gwiazdy [21]  
a, b – stojak hydrauliczny, a1, b1 – blok zaworowy, a2, b2 – rozdzielacz hydrauliczny, c – czwórnik, A, B – przyłącze, Z1, Z2, Z5, Z6, Z7 – zawór zwrotny, Z3, Z4 – reduktor ciśnienia, Z8 – zawór odcinający, F1 – filtr

### 3.5. Układ aktywnego podtrzymania ciśnienia w stojakach obudowy zmechanizowanej firmy Elsta

Układ aktywnego podtrzymania ciśnienia firmy Elsta (rys. 6) charakteryzuje się automatycznym diagnozowaniem stanu ciśnienia w stojakach i możliwością dozowania ciśnienia. Kluczowymi elementami układu aktywnego monitoringu sekcji obudowy zmechanizowanej są czujniki podtrzymywania ciśnienia  $\mu$ RUFUS, które składają się m.in. z urządzeń wyposażenia elektronicznego i elektrycznego, hydraulicznego bloku sterowania elektrozaworem, zaworów hydraulicznych oraz przewodów transmisyjnych. Zabudowany na stojaku elektrozawór kontroluje jego ciśnienie. W razie zadania przez operatora zbyt niskiego ciśnienia na stojak hydrauliczny automatycznie włącza się system wspomagania i koryguje stan podporności sekcji [22].

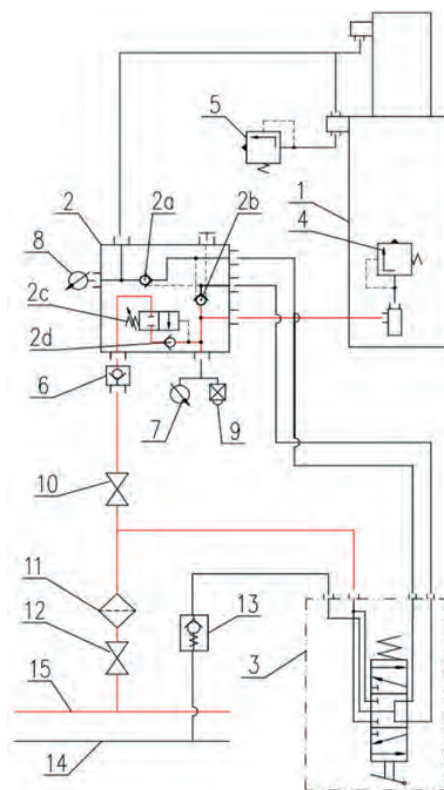


Rys. 6. Układ aktywnego podtrzymania ciśnienia firmy Elsta [22]

### 4. PODWÓJNY BLOK Z AUTOMATYCZNYM DOŁADOWANIEM CIŚNIENIA

W zakresie doładowania podporności obudowy zmechanizowanej autorzy artykułu proponują własny układ (rys. 7), opierający się na prototypowym podwójnym bloku z automatycznym doładowaniem ciśnienia (2). Proponowany blok (2) zbudowany jest z zaworu progowego (2c) z zaworem zwrotnym (2d). Umieszczony zawór progowy (2c) w bloku ma nastawę ciśnienia otwarcia 9 MPa. Oznacza to, że poniżej tej wartości funkcja automatycznego doładowania ciśnienia nie działa. Po przekroczeniu w trakcie rozpięcia stojaków ciśnienia 9 MPa układ doładowania zostaje włączony. Blok podłączony jest do magistrali zasilającej poprzez drugi zawór zwrotny (6). Zastosowanie dodatkowego zaworu zwrotnego (6) ma na celu wyeliminowanie możliwości cofania się cieczy do magistrali zasilającej

w przypadku zanieczyszczenia zaworu zwrotnego (2d) [23]. Układ wraz ze stojakiem zabezpieczone są przed nadmiernym wzrostem ciśnienia roboczego medium przez zawory bezpieczeństwa 4 oraz 5. W przypadku nadmiernego wzrostu ciśnienia pod tłokiem stojaka zawór 4 odprowadzi na zewnątrz układu określoną ilość cieczy. Natomiast zawór 5 ma za zadanie zabezpieczenie przed zniszczeniem przewodów hydraulicznych łączących blok zaworowy z przestrzenią nadtlokową stojaka. Jest to skuteczne zabezpieczenie w przypadku powstania nieszczelności wewnętrznej i związanego z tym wzrostu ciśnienia w przestrzeni nadtlokowej.



Rys. 7. Układ hydrauliczny stojaka z zastosowaniem podwójnego bloku z automatycznym doładowaniem ciśnienia

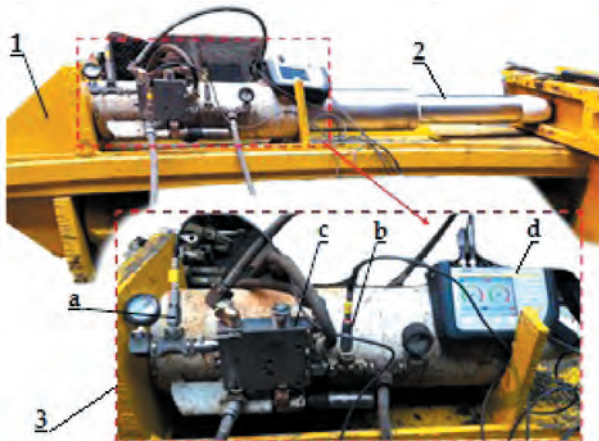
Przy stosowaniu doładowania konieczne jest zabezpieczenie stojaka przed cofaniem się cieczy. Zabezpieczona musi być zarówno przestrzeń nadtlokowa, jak i podtlokowa stojaka. Jest to istotne na wypadek powstania w stojaku nieszczelności wewnętrznej. W proponowanym podwójnym bloku przestrzeń nadtlokowa zabezpieczona jest przez zawór zwrotny 2a, natomiast przestrzeń podtlokową zabezpiecza zawór zwrotny 2b.

Dzięki funkcji doładowania zostają uzupełniane wszystkie ubytki ciśnienia w przestrzeni podtlokowej stojaka [24, 25]. Proponowany układ minimalizuje skutki nieszczelności wewnętrznych stojaka [26]. Ponadto układ zapewnia rozparcie stojaka do wymaganej podporności wstępnej równej maksymalnej

wartości ciśnienia w magistrali zasilającej. Wymagana podporność jest osiągana pomimo wahań ciśnienia w magistrali zasilającej oraz pomimo przerwania operacji rozpierania wykonywanej przez operatora. W celu potwierdzenia słuszności przyjętej koncepcji, tj. zapewnienia podporności wstępnej i roboczej, przeprowadzone zostały badania stanowiskowe oraz badania eksploatacyjne w warunkach rzeczywistych.

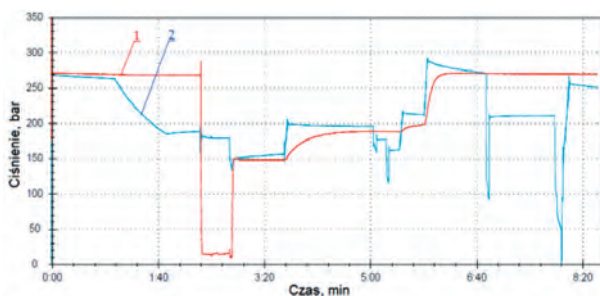
## 5. WYNIKI BADAŃ STANOWISKOWYCH I EKSPLOATACYJNYCH UKŁADU

Badania stanowiskowe polegały na pomiarze ciśnienia w przestrzeni podtłokowej stojaka oraz w magistrali zasilającej. Pomiar realizowany był przez przenośne urządzenie pomiarowe The Parker Service Master Plus. Częstość próbkowania wynosiła 10 000 pomiarów na sekundę. Na podstawie przeprowadzonych badań wygenerowano przebiegi zmian ciśnienia w czasie. Na rysunku 8 przedstawiono stanowisko badawcze wraz ze stojakiem i badanym blokiem. Przykładowy wykres z uzyskanych pomiarów przedstawiono na rysunku 9.



Rys. 8. Widok stanowiska badawczego

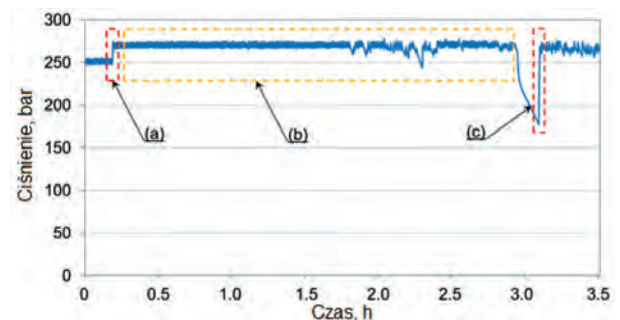
1 – rama stanowiska, 2 – stojak hydrauliczny,  
3 – badany układ, a, b – czujniki do pomiaru ciśnienia,  
c – podwójny blok z automatycznym doładowaniem,  
d – urządzenie pomiarowe



Rys. 9. Przebieg ciśnienia w przestrzeni podtłokowej stojaka (1) oraz w magistrali zasilającej (2)

W chwili rozpoczęcia pomiaru ciśnienie w przestrzeni podtłokowej stojaka wynosiło 27 MPa (270 barów). Po czasie 1,00 min ciśnienie w magistrali zaczęło spadać. Pomimo to wartość ciśnienia pod tłokiem stojaka utrzymywała się na stałym poziomie 27 MPa (270 barów). Tym samym zachowana była wymagana podporność. W czasie 2,20 min stojak został zrabowany i ciśnienie spadło do wartości bliskiej 0. Następnie w czasie 2,50 min stojak ponownie rozparto. W momencie rozpierania stojaka ciśnienie w magistrali wynosiło 15 MPa (150 barów). Pozwoliło to operatorowi na rozparcie stojaka do uzyskania w jego przestrzeni podtłokowej ciśnienia wynoszącego 15 MPa (150 barów). W czasie 3,40 min ciśnienie w magistrali wzrosło do wartości 200 barów. Wówczas układ automatycznego doładowania uzupełnił ciśnienie pod tłokiem stojaka do wartości około 19 MPa (190 barów). Kolejne wzrosty ciśnienia w magistrali nastąpiły w czasie 5,30 min (do 22 MPa) i 5,50 min (do 29 MPa). Wówczas blok realizował kolejne doładowania. Dzięki automatycznemu doładowaniu ciśnienie w przestrzeni podtłokowej stojaka wzrosło do wartości 27 MPa (270 barów). Tym samym stojak uzyskał wymaganą wartość podporności. Podporność stojaka została utrzymana pomimo kolejnych spadków ciśnienia w magistrali zasilającej.

Po pozytywnych wynikach prób stanowiskowych przeprowadzono badania układu w warunkach rzeczywistych. Proponowany układ zamontowano w ścianie wydobywczej. Do celów badań wybrano stojak z nieszczelnością wewnętrzną. Pozwoliło to ocenić przydatność bloku dla minimalizowania skutków tej nieszczelności. Podczas badań mierzono ciśnienie w przestrzeni podtłokowej stojaka. Wykorzystano do tego bezprzewodowy czujnik ciśnienia DOH DROPS. Przykładowy wykres z badań eksploatacyjnych przedstawiono na rysunku 10.



Rys. 10. Przebieg ciśnienia w przestrzeni podtłokowej  
a, c – doładowanie ciśnienia,  
b – utrzymanie podporności

Na wykresie (rys. 10) przedstawiono przebieg zmian ciśnienia w przestrzeni podtłokowej stojaka. W chwili a nastąpiło doładowanie ciśnienia, które wzrosło z wartości 25 MPa (250 barów) do około 27 MPa (270 barów).

Prawdopodobnie nastąpił wówczas wzrost ciśnienia w magistrali zasilającej, co umożliwiło realizację automatycznego doładowania. Przez kolejne godziny (obszar *b*) ciśnienie było utrzymywane na poziomie około 27 MPa (270 barów) pomimo nieszczelności wewnętrznej stojaka. Po trzech godzinach nastąpił spadek ciśnienia. Układ automatycznie zwiększył je do wartości 27 MPa (270 barów) (*c*). Na przedstawionym wykresie nie widać przekładki sekcji, co oznacza, że ściana była wówczas w postoju. Prezentowany fragment pomiarów mógł być zrealizowany na zmianie konserwacyjnej. Nie widać również charakterystycznego przyrostu ciśnienia podczas pracy stojaka, co może świadczyć o nieprawidłowej geometrii sekcji.

## 6. PODSUMOWANIE

Jednym z czynników istotnych dla prawidłowego utrzymania stropu wyrobiska ścianowego jest zapewnienie wymaganej wartości podporności obudowy zmechanizowanej. Za utrzymanie sekcji podporności obudowy zmechanizowanej odpowiada układ hydrauliczny stojaka. Autorzy artykułu proponują zmianę w tym układzie polegającą na wprowadzeniu podwójnego bloku z automatycznym doładowaniem ciśnienia. Proponowany blok przeznaczony jest do stosowania w systemie sterowania typu bezpośredniego przyległego. Ideą proponowanego układu jest zapewnienie obudowie podporności wstępnej oraz roboczej.

Wyniki z przeprowadzonych badań stanowiskowych i eksploatacyjnych potwierdziły słuszność przyjętej koncepcji. Funkcja automatycznego doładowania zapewnia rozparcie stojaka do maksymalnej wartości ciśnienia w magistrali zasilającej. Oznacza to, że proponowany układ umożliwi osiągnięcie wymaganej podporności wstępnej pomimo wahań ciśnienia w magistrali zasilającej. Jednocześnie układ ten eliminuje problem wpływu czynnika ludzkiego podczas rozpierania sekcji na osiąganą wartość podporności. W przypadku przerwania funkcji rozpierania przez operatora przed uzyskaniem wymaganej podporności układ doładowania automatycznie uzupełni ciśnienie pod tłokiem stojaka do wartości wynikającej z ciśnienia w magistrali zasilającej. Badania potwierdziły również, że układ zapewnia utrzymanie podporności roboczej pomimo spadków ciśnienia w magistrali. Ponadto układ minimalizuje skutki nieszczelności wewnętrznych. Wyniki z przeprowadzonych badań potwierdzają poprawność przyjętych założeń oraz dają możliwość wprowadzenia zmiany w układzie hydraulicznym zmechanizowanej obudowy ścianowej. Prezentowany prototypowy blok może być wprowadzony

na rynek, co zostało potwierdzone pozytywnym wynikiem badań WE według normy PN EN-1804-3.

## Literatura

- [1] Bortnowski P., Gładysiewicz L., Król R., Ozdoba M.: *Energy Efficiency Analysis of Copper Ore Ball Mill Drive Systems*. Energies 2021, 14, 1786.
- [2] Uth F., Polnik B., Kurpiel W., Baltes R., Kriegsch P., Clause E.: *An innovate person detection system based on thermal imaging cameras dedicate for underground belt conveyors*. Mining Science 2019, 26: 263–276.
- [3] Zimroz P., Trybała P., Wróblewski A., Góralczyk M., Szrek J., Wójcik A., Zimroz R.: *Application of UAV in Search and Rescue Actions in Underground Mine-A Specific Sound Detection in Noisy Acoustic Signal*. Energies 2021, 14, 3725.
- [4] Wodecki J., Góralczyk M., Krot P., Ziętek B., Szrek J., Worsak-Kozak M., Zimroz R., Śliwiński P., Czajkowski A.: *Process Monitoring in Heavy Duty Drilling Rigs-Data Acquisition System and Cycle Identification Algorithms*. Energies 2020, 13, 6748.
- [5] Prostański D.: *Empirical Models of Zones Protecting Against Coal Dust Explosion*. Archives of Mining Sciences 2017, 62(3): 611–619.
- [6] Ziętek B., Banasiewicz A., Zimroz R., Szrek J., Gola S.: *A Portable Environmental Data-Monitoring System for Air Hazard Evaluation in Deep Underground Mines*. Energies 2020, 13, 6331.
- [7] 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 2019*, 56: 33–38.
- [8] Krauze K., Mucha K., Wydro T., Pieczora E.: *Functional and Operational Requirements to Be Fulfilled by Conical Picks Regarding Their Wear Rate and Investment Costs*. Energies 2021, 14, 3696.
- [9] Kotwica K., Stopka G., Kalita M., Bałaga D., Siegmund M.: *Impact of Geometry of Toothed Segments of the Innovative KOMTRACK Longwall Shearer Haulage System on Load and Slip during the Travel of a Track Wheel*. Energies 2021, 14, 2720.
- [10] Krauze K.: *Urabianie skał strugami statycznymi, podstawy doboru i projektowania kompleksów strugowych*. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 2012.
- [11] Szurgacz D.: *Zmechanizowana obudowa ścianowa w zmiennych warunkach górniczo-geologicznych*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2019.
- [12] Stoiński K.: *Zmechanizowane obudowy ścianowe dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu*. Wydawnictwo GIG, Katowice 2018.
- [13] Szurgacz D.: *Analysis of the Pressure Increase in the Hydraulic Cylinder of the Longwall Powered Roof Support during Use*. Applied Sciences 2022, 12, 8806.
- [14] Szurgacz D.: *Dynamic Analysis for the Hydraulic Leg Power of a Powered Roof Support*. Energies 2021, 14, 5715.
- [15] Szurgacz D.: *Analysis of the Causes of Damage to the Stabilisation Actuator of the Cap Piece of the Powered Roof Supports and a Proposal to Reduce the Effects*. Machines 2023, 11, 194.
- [16] 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.
- [17] Świątek J., Janoszek T., Cichy T., Stoiński K.: *Computational Fluid Dynamics Simulations for Investigation of the Damage Causes in Safety Elements of Powered Roof Supports. A Case Study*. Energies 2021, 14, 1027.
- [18] Rajwa S., Lubosik Z., Płonka M.: *Bezpieczeństwo eksploatacji ścian zawałowych w świetle danych z systemów monitoringu*. Maszyny Górnicze 2019, 4: 24–34.
- [19] Szurgacz D., Więcek P., Borska B.: *Analiza zachowania podporności zmechanizowanej obudowy ścianowej w oparciu o badania rzeczywiste*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 2022, 10(338): 2–7.

- [20] Prusek S.: *Stateczność wyrobisk ścianowych podczas eksploatacji pokładów węgla kamiennego z zawalem skał stropowych*. Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice 2016.
- [21] Gwiazda J.B.: *Górnictwo obudowa hydrauliczna odporna na tapania*. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1997.
- [22] Krasucki K., Kudłacik T., Augustyniak K.: *System monitoringu podporności RUFUS 3G służący do diagnostyki pracy zmechanizowanej obudowy ścianowej*. Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering 2021, 59(2): 20–32.
- [23] Szurgacz D., Borska B., Diederichs R., Zhironkin S.: *Development of a Hydraulic System for the Automatic Expansion of Powered Roof Support*. Energies 2022, 15, 680.
- [24] Szurgacz D., Borska B., Zhironkin S., Diederichs R., Spearing A.J.S.: *Optimization of the Load Capacity System of Powered Roof Support: A Review*. Energies 2022, 15, 6061.
- [25] Szurgacz D., Borska B., Diederichs R.: *Wstępne badania stanowiące nad rozwojem podwójnego bloku z funkcją doładowania dla układu hydraulicznego zmechanizowanej obudowy ścianowej*. Napędy i Sterowanie 2022, 7/8: 44–46.
- [26] Szurgacz D., Borska B., Diederichs R., Spearing A.J.S., Zhironkin S.: *Minimizing Internal Leaks of a Powered Roof Support's Hydraulic Prop Based on Double Block with Charging*. Energies 2023, 16, 1341.

mgr inż. BEATA BORSKA  
Polska Grupa Górnicza S.A.  
KWK Ruda Ruch Halemba  
ul. Halembaska 160, 41-711 Ruda Śląska  
borskab@gmail.com

dr hab. inż. DAWID SZURGACZ  
Polska Grupa Górnicza S.A.  
KWK ROW Ruch Chwałowice  
ul. Przewozowa 4, 44-206 Rybnik  
dawidszurgacz@vp.pl

dr inż. JAN GIL  
Polska Grupa Górnicza S.A.  
Zakład Remontowo-Produkcyjny  
ul. Granitowa 132, 43-155 Bieruń  
j.gil@pgg.pl

