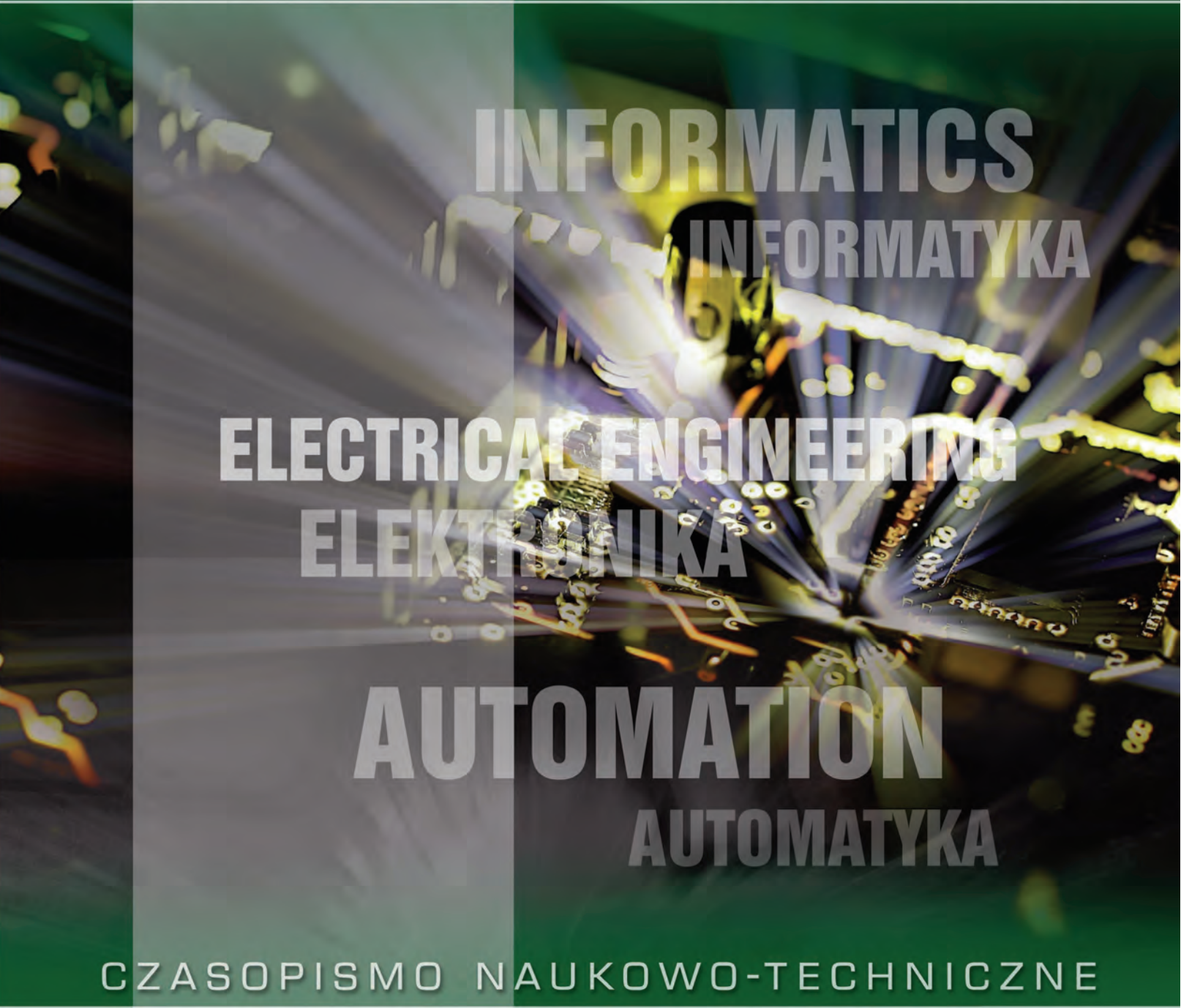


4 (556) 2023

Mining

**INFORMATICS AUTOMATION
AND ELECTRICAL ENGINEERING**

SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL



**INFORMATICS
INFORMATYKA**

**ELECTRICAL ENGINEERING
ELEKTRYKA**

**AUTOMATION
AUTOMATYKA**

CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE

Mining – Informatics Automation and Electrical Engineering

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

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

MINING – INFORMATICS, AUTOMATION AND ELECTRICAL ENGINEERING
Published since 1962

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

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

Secretary of the Scientific Board/ Sekretarz Rady Naukowej:
Tomasz Rokita, AGH University of Krakow, Krakow (Poland)

Members of the Scientific Board/ Członkowie Rady Naukowej:
Dariusz Andriukaitis, Kaunas University of Technology, Kaunas (Lithuania)
Imashev Askar, Karaganda Technical University, Karaganda (Kazakhstan)
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)
Jiří Fries, Technical University of Ostrava, Ostrava (Czech Republic)
Waldemar Korzeniowski, AGH University of Krakow, Krakow (Poland)
Dou Lin-ming, China University of Mining and Technology, Xuzhou (China)
Arkadiusz Meżyk, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Josph Molnar, University of Miskolc, Miskolc (Hungary)
Jacek Paraszczak, Laval University, Quebec (Canada)
Liubomyr Romanyshyn, Ivano-Frankivsk National Technical University of Oil and Gas, Ivano-Frankivsk (Ukraine)
Sorin Mihai Radu, University of Petrosani, Petrosani (Romania)
Yuan Shujie, Anhui University of Science and Technology, Huainan (China)
Marek Sikora, Institute of Innovative Technologies EMAG, Katowice (Poland)
Radosław Zimroz, Wrocław University of Science and Technology, Wrocław (Poland)
Nenad Zrnić, University of Belgrade, Belgrade (Serbia)

Editorial staff/ Redakcja czasopisma:

Editor in Chief/ Redaktor naczelny – *Krzysztof Krauze*, AGH University of Krakow, Krakow (Poland)
Deputy Editor in Chief/ Zastępca redaktora naczelnego – *Krzysztof Filipowicz*, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Managing Editor/ Kierownik redakcji – *Kamil Mucha*, AGH University of Krakow, Krakow (Poland)
Manuscript Editor/ Redaktor techniczny – *Tomasz Wydro*, AGH University of Krakow, Krakow (Poland)
Web Editor/ Redaktor strony internetowej – *Marcin Nawrocki*, AGH University of Krakow, Krakow (Poland)

Associate editors/ Redaktorzy tematyczni:

Automation and robotics – *Jaroslav Joostberens*, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Electrical engineering – *Tomasz Siostrzonek*, AGH University of Krakow, Krakow (Poland)
Environmental engineering, mining and energy technology – *Horst Gondek*, VSB Technical University of Ostrava, Ostrava (Czechia)
Materials engineering – *Vitalii Panchuk*, Ivano-Frankivsk National Technical University of Oil and Gas, Ivano-Frankivsk (Ukraine)
Mechanical engineering – *Leonel Francisco Castañeda Herediaeradia*, EAFIT University, Medellin (Columbia)
Technical IT – *Ryszard Klempka*, AGH University of Krakow, Krakow (Poland)
Telecommunications – *Antoni Wojaczek*, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Quality management – *Erika Sujová*, Technical University in Zvolen, Zvolen (Slovakia)

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 2023, 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
www.wydawnictwo.agh.edu.pl

Table of Contents

Juliusz Krupiński, Herbert Wirth

Opportunities for the future development of energy infrastructure after production closure in the KGHM shaft, by the example of the creation of an underground pumped – storage hydropower plant	7
Perspektywy rozwoju infrastruktury energetycznej na przykładzie projektu podziemnej elektrowni szczytowo-pompowej w wybranym szybie KGHM po zakończeniu eksploatacji	13

Ryszard Snopkowski, Marta Sukiennik, Aneta Napieraj

Decision-making in hard coal mines with the support of selected stochastic methods	19
Podejmowanie decyzji w kopalniach węgla kamiennego ze wsparciem wybranych metod stochastycznych	24

Beata Świątek

A case study of the TS-26 tunnel – the longest non-urban road tunnel in Poland using NATM technology	29
TS-26 – najdłuższy pozamiejski tunel drogowy w Polsce, realizowany w technologii NATM. Studium przypadku	39

Jacek Zarzycki

The influence of selected parameters on the elasticity modulus of conveyor belts with a polyester-polyamide core	49
Wpływ wybranych parametrów na wartość modułu sprężystości taśm przenośnikowych z rdzeniem poliestrowo-poliamidowym	56

ABSTRACTS

JULIUSZ KRUPIŃSKI
HERBERT WIRTH

OPPORTUNITIES FOR THE FUTURE DEVELOPMENT OF
ENERGY INFRASTRUCTURE AFTER PRODUCTION CLOSURE
IN THE KGHM SHAFT, BY THE EXAMPLE OF THE CREATION OF
AN UNDERGROUND PUMPED –
STORAGE HYDROPOWER PLANT

The article touches on the technical and technological aspects in the field of the possibility of creating energy infrastructure after the end of production in a selected shaft of “KGHM Polska Miedź S.A.” A cascade system of placing turbines in the shaft was proposed and the possibility of its creation was evaluated, respecting the dimensions of the turbines and the shaft. During the analysis, the relevant turbine capacities, flows, infrastructure dimensions, and possible solutions to overcome the limitations of developing an Underground Peak and Pumped Storage Power Plant (UPSH) in a post-mining facility were examined.

RYSZARD SNOPKOWSKI
MARTA SUKIENNIK
ANETA NAPIERAJ

DECISION-MAKING IN HARD COAL MINES
WITH THE SUPPORT OF SELECTED
STOCHASTIC METHODS

The article presents selected methods of stochastic process modeling that can support decision-makers in Polish hard coal mines. It outlines the classification of determinants that have a significant impact on the processes carried out in the mines. The article also distinguishes between programmed and non-programmed decisions made by the management in the mines. In the following sections, three selected methods are presented, enabling decision-makers to make more effective decisions that may be crucial for the processes implemented in hard coal mines.

BEATA ŚWIĄTEK

A CASE STUDY OF THE TS-26 TUNNEL –
THE LONGEST NON-URBAN ROAD TUNNEL
IN POLAND
USING NATM TECHNOLOGY

The article describes in detail the legal, technical and geological conditions faced by the designers and contractors of the TS-26 tunnel, located within the S3 expressway. The tunnel, which is the longest non-urban road tunnel in Poland, was constructed using the New Austrian Tunnel Construction Method (NATM). The project represented a considerable engineering challenge due to the geological conditions and the need to ensure the highest safety standards. The article describes the design process, including detailed geological analyses, and the construction phases of the tunnel, which included excavation, construction of the primary and secondary lining, and the installation of advanced safety systems. The TS-26 tunnel is a key element of the road infrastructure that will significantly improve communication in the region and support the economic development of Lower Silesia.

STRESZCZENIA

JULIUSZ KRUPIŃSKI
HERBERT WIRTH

PERSPEKTYWY ROZWOJU
INFRASTRUKTURY ENERGETYCZNEJ
NA PRZYKŁADZIE PROJEKTU PODZIEMNEJ ELEKTROWNI
SZCZYTOWO-POMPOWEJ W WYBRANYM SZYBIE KGHM
PO ZAKOŃCZENIU EKSPLOATACJI

Artykuł porusza aspekty techniczne oraz technologiczne w zakresie możliwości stworzenia infrastruktury energetycznej, po zakończeniu produkcji w wybranym szybie KGHM Polska Miedź S.A. Zaproponowano kaskadowy system umieszczenia turbin w szybie i rozważono możliwości jego utworzenia, respektując przy tym wymiary turbin i szybu. W trakcie analizy zbadano odpowiednie moce turbin, przepływy, wymiary infrastruktury oraz możliwe rozwiązania w przewyżczeniu ograniczeń rozwoju podziemnej elektrowni szczytowo-pompowej (PESP) w obiekcie pogórnym.

RYSZARD SNOPKOWSKI
MARTA SUKIENNIK
ANETA NAPIERAJ

PODEJMOWANIE DECYZJI
W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO
ZE WSPARCIEM WYBRANYCH METOD STOCHASTYCZNYCH

W artykule przedstawiono wybrane metody modelowania procesów stochastycznych, które mogą wspierać decydentów w polskich kopalniach węgla kamiennego. Przedstawiono klasyfikację determinantów, które mają istotny wpływ na procesy realizowane w kopalniach. W opracowaniu rozróżniono również decyzje programowane i nieprogramowane podejmowane przez kadry zarządzające w kopalniach. Następnie przedstawiono trzy wybrane metody, które umożliwiają decydentom podejmowanie skutecznych decyzji, które mogą mieć kluczowe znaczenie dla procesów realizowanych w kopalniach węgla kamiennego.

BEATA ŚWIĄTEK

TS-26 – NAJDŁUŻSZY POZAMIEJSKI
TUNEL DROGOWY W POLSCE,
REALIZOWANY W TECHNOLOGII NATM.
STUDIUM PRZYPADKU

W artykule szczegółowo opisano uwarunkowania prawne, techniczne oraz geologiczne, z jakimi musieli zmierzyć się projektanci i wykonawcy tunelu TS-26, znajdującego się w ciągu drogi ekspresowej S3. Tunel, będący najdłuższym pozamiejskim tunelem drogowym w Polsce, został zrealizowany przy użyciu nowej metody austriackiej budowy tuneli (NATM), będącej metodą górniczą. Projekt ten stanowił ogromne wyzwanie inżynierskie ze względu na skomplikowane warunki geologiczne oraz konieczność zapewnienia najwyższych standardów bezpieczeństwa. W artykule omówiono proces projektowania, w tym szczegółowe analizy geologiczne, oraz etapy realizacji tunelu, które obejmowały drążenie, wykonanie obudowy wstępnej i ostatecznej, a także instalację zaawansowanych systemów bezpieczeństwa. Tunel TS-26 jest kluczowym elementem infrastruktury drogowej, który znacząco poprawi komunikację w regionie oraz przyczyni się do rozwoju gospodarczego Dolnego Śląska.

JACEK ZARZYCKI

THE INFLUENCE OF SELECTED PARAMETERS
ON THE ELASTICITY MODULUS
OF CONVEYOR BELTS
WITH A POLYESTER-POLYAMIDE CORE

The article compiles information on the influence of selected factors on the elasticity modulus of conveyor belts with a textile core. It presents a laboratory method for testing the modulus of elasticity, highlighting how its value changes depending on the load range and temperature. The modulus of elasticity is a parameter essential for the proper design of conveyor belts, especially those that are long or unconventional.

JACEK ZARZYCKI

WPLYW WYBRANYCH PARAMETRÓW
NA WARTOŚĆ MODUŁU SPRĘŻYSTOŚCI
TAŚM PRZENOŚNIKOWYCH
Z RDZENIEM POLIESTROWO-POLIAMIDOWYM

W artykule zestawiono informacje na temat wpływu wybranych czynników na wartość modułu sprężystości taśm przenośnikowych z rdzeniem tekstylnym. Przedstawiono metodę badania modułu sprężystości w warunkach laboratoryjnych, wskazano, jak wartość modułu sprężystości zmienia się w zależności od zakresu obciążenia oraz temperatury. Moduł sprężystości jest to parametr, którego wartość jest niezbędna do poprawnego projektowania w szczególności długich i niekonwencjonalnych przenośników taśmowych.

JULIUSZ KRUPIŃSKI
HERBERT WIRTH

Opportunities for the future development of energy infrastructure after production closure in the KGHM shaft, by the example of the creation of an underground pumped – storage hydropower plant

The article touches on the technical and technological aspects in the field of the possibility of creating energy infrastructure after the end of production in a selected shaft of “KGHM Polska Miedź S.A.” A cascade system of placing turbines in the shaft was proposed and the possibility of its creation was evaluated, respecting the dimensions of the turbines and the shaft. During the analysis, the relevant turbine capacities, flows, infrastructure dimensions, and possible solutions to overcome the limitations of developing an Underground Peak and Pumped Storage Power Plant (UPSH) in a post-mining facility were examined.

Key words: energy storage, hydroelectric power plant, reclamation, underground pumped storage hydropower, post-mining facilities

1. INTRODUCTION

The presented analysis is a proposal for the development and further exploration of design opportunities in the creation of post-mining infrastructure for energy storage and production. Its main purpose is to analyse the possibility of using mining locations, e.g. shafts and underground infrastructure for energy storage and production to secure the needs of power generation in the Legnica-Głogów Copper Belt. The article is based on calculations and analyses performed in the Master's thesis entitled: “Opportunities for future development of an energy infrastructure after production closure in “KGHM Polska Miedź S.A.” shaft, by the example of an underground pumped – storage hydropower creation. For a more in-depth discussion of the topic, as well as the processes and analyses carried out, the authors encourage readers to seek out the original thesis [1].

2. PROPOSAL OF ENERGY INFRASTRUCTURE DEVELOPMENT IN THE SHAFT OF “KGHM POLSKA MIEDŹ S.A.” AFTER THE END OF COPPER PRODUCTION

In an era of increasing environmental awareness, many companies are expanding their climate-neutral business operations in line with EU recommendations. Such a tendency is also evident in mining, for example through the use of electric cars, the establishment of photovoltaic and wind farms on reclaimed post-mining land [2]. “KGHM Polska Miedź S.A.” in its policy does not differ from the general international pro-environmental trend. The company's plan is to generate 50% of its electricity from the company's own environmentally friendly sources by 2030 [3]. Once mining ceases, mine shafts will be decommissioned in accordance

with the Polish Mining and Geological Law. An important part of decommissioning mining facilities is their efficient use in the future [4]. The location of an electrical power generation facility in the shaft for the production of electricity is one such proposal. In the literature, a few examples have been proposed as to how to use post-mining infrastructure for the establishment of an energy-producing system, but none has been commercialized so far [5]. Typically, it is possible to find proposals in the literature for converting potential energy into kinetic energy using the natural gradient in a mine shaft, or using energy stored in water, or even by gravity. As for the solution using water, such an idea has been called Underground Pumped-Storage Hydropower (UPSH). The presented solution can be combined with the company's already existing power facilities and efficiently use surplus energy by storing it in the hydropower plant, and during times of increased energy consumption, the previously stored potential energy can be converted into electricity. The energy generated in this manner can be used to make nearby cities in the copper basin energy independent, and will also give an opportunity for a new development impulse in the region after KGHM's copper ore exploitation ends.

3. BASIC PRINCIPLES OF PUMPED STORAGE HYDROPOWER

According to the KOMAG Institute of Mining Technology in "Review of Energy Storage Solutions" (2021) pumped storage power plants are the most cost-effective energy storage facilities at this point (compared to other energy market proposals) [6]. In Poland, these power plants are well-known, as there are as many as six such facilities in operation in the country, and several are still in the design phase. The main operating principle of such a power plant is to use the surplus energy produced by nearby electric power facilities, including RES. During periods when this energy is not used, it can be stored, while when there is a high demand for energy, the stored energy can be exploited. This is done relatively quickly (in a few hours or so), responding to market needs accordingly.

The power infrastructure of such power plants includes turbines, pumps, a generator together with an engine and, outside the shaft, an upper and lower reservoir in which water is stored. Often the role of water reservoirs for PSH is played by lakes, ponds, or artificial reservoirs. The pump can be a separate device, but so-called pump-turbines and Francis turbines are

also known and quite often used, which can act as turbines as well as pumps, depending on the system in which they operate [6].

4. CHALLENGES IN THE DEVELOPMENT OF UPSH INFRASTRUCTURE IN THE SELECTED SHAFT OF KGHM POLSKA MIEDŹ S.A.

4.1. Limitations of UPSH system

In the literature, it is possible to find information on ongoing research regarding the development of UPSH systems in underground mines, for example in "The FCN Working Paper Series" or in "Energies" [7, 8]. In Poland, preliminary studies on the implementation of UPSH were conducted at Jastrzębska Spółka Węglowa (JSW S.A.) and the KOMAG Institute of Mining Technology. In Europe, such studies were conducted in Germany, Spain, and the Czech Republic, where a prototype of such a system was established in the Jeremenko coal mine. This was based on a Pelton turbine and with the use of the already existing mine drainage system [9]. Analysing the possibilities of designing a UPSH system at KGHM, it is easy to conclude that a major challenge will be properly designed lower reservoir. In the Copper Basin, mining is carried out by the chamber-pillar method, with ceiling collapse, and with the use of a hydraulic filling. Such a system already imposes very high design constraints at the outset. The lower reservoir cannot serve as a reservoir in the strict sense of this term, as there is no adequate space in the excavations. The possibility of simply flooding the tunnels, preceded by sealing them, was also considered, but such a solution would carry too many risks. This is due to the need of maintaining permanent access to the mine workings, which makes flooding impossible. The second issue is the potential risk of water leakage. The German research and development centre E.ON has proposed an alternative solution involving the construction of new tunnels to act as a lower reservoir. While this is a promising idea, it could be very costly to implement due to the high cost of conducting mining operations [8].

4.2. Project assumptions

After a careful analysis of the possibilities, it was decided to build a network of pipes underground.

Part of the excavations will be used to store water, which will be accumulated in pipes. The other part will be a designated access road to carry out operations: safety work, etc. With such a proposal, it would also be necessary to think about appropriate venting so that the flow in the lower reservoir can be controlled efficiently. In Figure 1, a cutout with a typical

KGHM mine pit of averaged size, with a network of pipes installed is visible. With such a system, it is also necessary to take into account potential additional costs associated with the design of the network and the indispensable mining work required for its construction. It was calculated that it would be possible to use pipes with an outside diameter of 3 to 3.5 m.

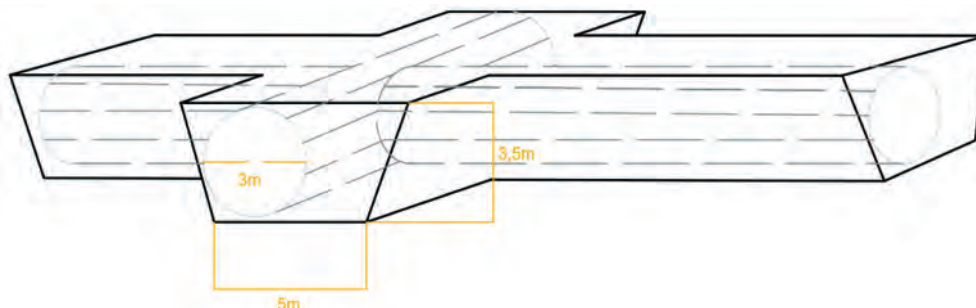


Fig. 1. A cutout of KGHM tunnels with installed network pipeline (lower reservoir)

Calculations carried out on the proposed pipe dimensions show that underground workings, preferably transport workings (collapses and galleries) ranging from 73 km to as much as 100 km in length, would be used for this purpose.

The upper reservoir should not be on a par with the lower one in terms of problems but rather in terms of the technical design.

Conceptually, this would be a standard water reservoir, with the most favourable solution being the use of an existing nearby reservoir. If this is not possible, it is proposed to build one with appropriate sealing. Depending on whether underground water (from mine dewatering) will be used in the UPSH or not, the reservoir will need to be properly protected against possible leakage and environmental contamination.

The SW-3 shaft, a ventilation shaft which is 950 m long, is located near the city of Polkowice and was selected for the design analysis (Fig. 2). It also has a shaft tower with a hoist that can be appropriately converted, which was confirmed during a conversation with an employee of KGHM Cuprum – CBR Sp. z o.o. The main idea is to appropriately develop and use the diameter of the shaft to build PESP infrastructure in a cascade system. Francis turbines would be installed together with the engine and generator in the shaft. This would be a competitive solution to that of the power plant at the Czech coal mine “Jeremenko”, as it will not require as much in terms of mining operations. It would also not be necessary to conduct additional mining in the areas of the shaft, which is rather inadvisable due to the possible violation of the stability of the infrastructure and the shaft itself. For such a solution, it will be necessary to make appropriate

calculations of the size of the turbines so that, respecting the diameter, they can fit into the shaft.

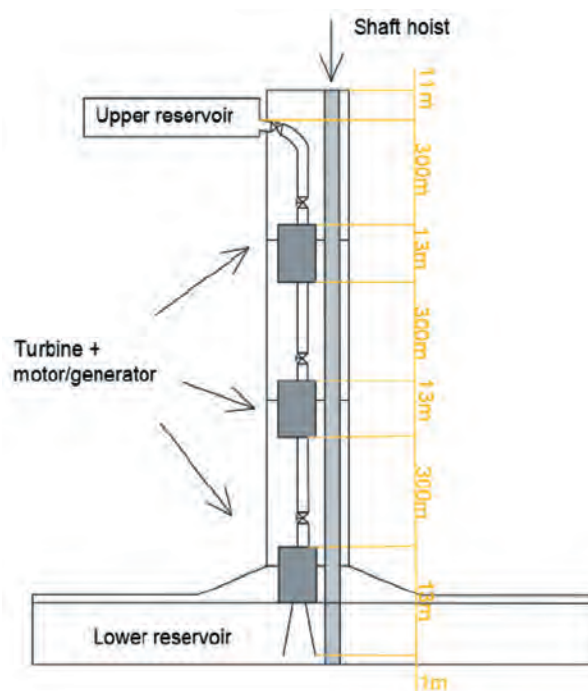


Fig. 2. UPSH infrastructure setup within the SW-3 shaft

A horizontal projection on the shaft can show the idea of infrastructure layout in a mine shaft in an easier way. The dimensioned parts of the infrastructure in Figure 3 are:

- inlet to the spiral casing – 1.38 m;
- diameter of the spiral casing of the selected Francis Turbine – 4.79 m;
- space for the “rebuilt shaft” – 2.5 m (this is not a binding dimension, but rather a proposal);
- diameter of the SW-3 shaft – 7.5 m.

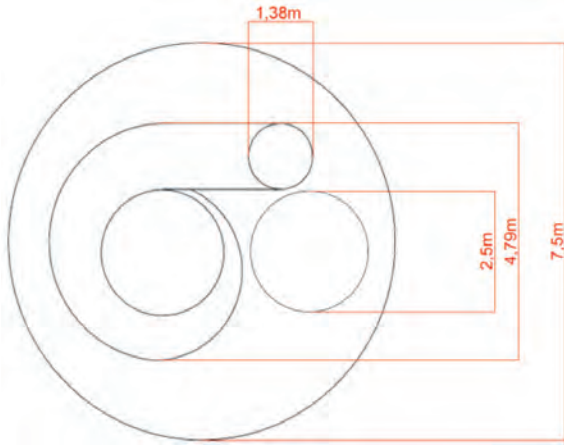


Fig. 3. Possible infrastructure setup within the SW-3 shaft – top view

5. CALCULATIONS

5.1. Basics of Francis Turbine operations

During the performed analysis, appropriate design assumptions were used which made it possible for the correct calculations to be made. The capacity (volumetric flow rate) was calculated and a turbine casing diagram was developed (Fig. 4), and from it the volume of water that can be pumped out over a typical head of the system, which equals 300 m. The result made it possible to determine the appropriate capacity for further calculations. This is a value that can be controlled anyway by appropriate adjustment of the blades of the turbine itself. $Q_p = 12.24 \text{ m}^3/\text{s}$, and $Q_g = 15.12 \text{ m}^3/\text{s}$ [8].

Pumping:

$$Q_p = \frac{P_p \cdot \eta_p}{g \cdot \rho \cdot h} \quad (1)$$

Generating:

$$Q_g = \frac{P_g}{g \cdot \rho \cdot h \cdot \eta_g} \quad (2)$$

where:

- Q_p – volume flow rate [m^3/s],
- P_p – power [W],
- η_p – efficiency [–],
- g – gravitational acceleration [m/s^2],
- ρ – water density [1000 kg/m^3],
- h – head [m].

The results of the computations indicated that the water reservoir will have a volume of min 0.69 Gl of

water. For the purpose of mathematical analyses, the efficiencies during pumping and generation $\eta = 90\%$ were assumed, while these numbers final may change due to the specifics of the system.

5.2. Francis Turbine dimensions analysis

Further calculations required the iterative analysis of turbine dimensions with respect to the diameter of the shaft – 7.5 m. After careful analysis, it was concluded that the most reasonable choice would be a turbine with a power of about 40 MW. It will be possible to install such a unit in the shaft without any major problems. The designs proposed by F. de Siervo & F. de Leva were used for this [10].

$$A = \left(1.2 - \frac{19.56}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (3)$$

$$B = \left(1.1 + \frac{54.8}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (4)$$

$$C = \left(1.32 + \frac{49.25}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (5)$$

$$D = \left(1.5 + \frac{48.8}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (6)$$

$$E = \left(0.98 + \frac{63.6}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (7)$$

where:

- D_r – diameter at the outlet of the rotor [m],
- N_s – speed [–].

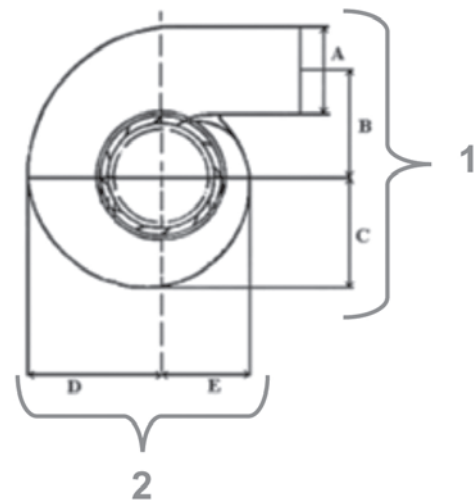


Fig. 4. Francis turbine spiral casing
(own elaboration based on F. de Siervo & F. de Leva [10])

$$1 = D + E, \quad 2 = 1/2A + B + C$$

Based on these values for each turbine power, it was possible to iteratively check the values of the longest side 1 and 2.

5.3. Operation of the system during the pumping cycle

Further testing consisted of checking the water pressure height loss, or so-called hydraulic loss, during pumping in the cascade system proposed in Figure 2. Table 1 presents the parameter values during water pumping.

$$H_{total} = H_s + H_d \quad (8)$$

where:

H_s – static head [m],

H_d – dynamic head [m].

$$H_d = \frac{Kv^2}{2g} \quad (9)$$

where:

K – losses [–],

v – velocity [m/s],

g – gravitational acceleration [m/s²].

Table 1
Operating conditions and parameter values during water pumping

Parameter	Value	Unit
I Turbine		
Head	306.3253	[m]
Power	40 885 053	[W]
Power (buffer)	42	[MW]
II Turbine		
Head	305.3812	[m]
Power	40 771 506	[W]
Power (buffer)	42	[MW]
III Turbine		
Head	305.3812	[m]
Power	40 759 041	[W]
Power (buffer)	42	[MW]

The results of the turbines' cooperation in the proposed cascade system showed that it would be worth adopting an appropriate safety buffer for the turbine power. It needs less than 41 MW of power, but it is reasonable to overestimate this value. The dimen-

sions for the 42 MW Francis turbine have already been plotted in Figure 3. These are the dimensions that meet the design assumptions and such a turbine can be installed in mine shaft SW-3.

5.4. Operation of the system during the power generation cycle

For the initial analysis of the working system, it was decided to use the basic equation in fluid mechanics, the Bernoulli equation. However, it assumes a number of simplifications, including the assumption that the flow is not turbulent, but laminar, which is false. Laminar flow occurs very rarely in nature, yet it offers room for promising analysis. By using Bernoulli's equation, which is suitably extended, very reliable results can be obtained for academic consideration [9].

$$P_1 + 0.5\rho v_1^2 + \rho gh_1 + P_p = P_2 + 0.5\rho v_2^2 + \rho gh_2 + f_R \rho g + P_T \quad (10)$$

where:

P_i – pressure [Pa],

ρ_i – water density [1000 kg/m³],

v_i – water velocity [m/s],

h_i – head [m],

P_p – pumping power [W],

f_R – friction factor [–],

P_T – generating power [W],

g – gravitational acceleration [9.81 m/s²].

Table 2
Operating conditions and parameter values during power generation

Turbine	Power [MW]	Efficiency [%]
I Turbine	36.86	87.76
II Turbine	35.22	83.85
III Turbine	35.20	83.82

The results presented in Table 2 are very satisfactory therefore it indicates that the design assumptions and power selection were correct. Most PSH systems have a capacity within 0.81 (0.9 × 0.9). The results of the present analysis, for pumping and generating, were also similar: I Turbine – 78.99%, II Turbine – 75.46%, III Turbine – 75.44%. Overall Efficiency of the proposed system: 76.63%.

Table 3
The total amount of energy
in different cycles of operation

Cycle	Amount of Energy [MWh]	Time [h]
Generating	1173.12	11
Pumping	1652.61	13.5

It therefore follows that the operational time required to pump water to the surface will be 13.5 hours, according to the assumptions, while it will be possible to generate power for almost 11 hours.

6. SUMMARY

The energy capacity of the system is remarkably close to those power plants operating in the energy market today. The capacity of the aforementioned system analysed is 107.28 MW. In comparison, PSH Żydowo has 156 MW and the height difference is 80 m. It can operate for about 5h. Due to the higher water drop, and flow regulation, the proposed Underground Peak-Pumped Power Plant has a chance to be as important a unit in maintaining energy stability as the smallest PSH in Poland – “Żydowo”.

A series of calculations showed that a preliminary analysis for the proposed cascade system demonstrates the potential design possibilities for the concept under consideration. The proposed UPSH is feasible to build in the shaft after mining operations are complete. Of course, additional, more detailed analyses would need to be performed including:

- A detailed study of the feasibility of designing the underground pipe network as a lower reservoir with appropriate venting. The focus should not only be on the appropriate choice of levelling, but also on protecting the infrastructure from potential leakages. One would also have to consider the possibility of supplying additional water, in case the pipe network leaks.
- The cooperation of Francis turbines and losses in the proposed system would have to be carefully analysed using CFD, or other experimental calculations,
- Financial analysis of the project, based on the studied technical capabilities of the shaft and the cascade system of Francis turbine operation, taking into account the specifics of the underground power plant.

It would be necessary to keep in mind that during construction, and during the continued operation of the Underground Pumped Storage Hydropower (UPSH), it will be necessary to assume that the operating system will be similar to the one that existed during the operation of the mining plant. It will be important to maintain mine supervision, the excavations, tunnels (repair work, revisions, etc.) and properly ventilate the mine, so there may be a need to include an additional shaft in the overall system. Of course, this will involve additional maintenance costs for the entire PESP infrastructure. It is likely that additional supervision of the entire project will also be the responsibility of the Higher Mining Authority.

References

- [1] Krupiński J.: *Opportunities for future development of an energy infrastructure after production closure in KGHM shaft, by the example of an underground pumped – storage hydropower creation*. Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wrocław 2024 [master's thesis].
- [2] PGE Polska Grupa Energetyczna SA: *Sprawozdanie na temat informacji niefinansowych PGE Polskiej Grupy Energetycznej SA oraz Grupy Kapitałowej PGE za 2020 rok*. <https://www.gkpge.pl/dla-inwestorow/akcje/dane-finansowe> [15.09.2024].
- [3] KGHM Polska Miedź S.A. <https://kgbm.com/pl/inwestorzy/esg> [15.09.2024].
- [4] *Rozporządzenie Ministra Rozwoju z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych*. Dz.U. 2017, poz. 1118.
- [5] Koritarov V., Ploussard Q., Kwon J., Balducci P.: *A Review of Technology Innovations for Pumped Storage Hydropower*. U.S. NREL, HydroWIREs, April 2022, <https://publications.anl.gov/anlpubs/2022/05/175341.pdf> [15.09.2024].
- [6] Instytut Techniki Górniczej KOMAG: *Mechaniczne zasobniki energii*. Przegląd Rozwiązań Magazynowania Energii, 2021: 3–6.
- [7] Menéndez J., Fernández-Oro J.M., Galdo M., Loredó J.: *Transient Simulation of Underground Pumped Storage Hydropower Plants Operating in Pumping Mode*. Energies 2020, 13, 1781: 1–4.
- [8] Madlener R., Specht J.M.: *An Exploratory Economic Analysis of Underground Pumped-Storage Hydro Power Plants in Abandoned Coal Mines*. FCN Working Paper 2013, 2: 1–22.
- [9] Peczkis G.: *Elektrownie szczytowo-pompowe. Możliwości wykorzystania likwidowanych kopalń*. Pompy – Pompownie 2022, 1/22 (802): 20–30.
- [10] de Siervo F., de Leva F.: *Modern trends in selecting and designing Francis turbines*. Water Power & Dam Construction 1976, 28, 8: 28–35.

JULIUSZ KRUPIŃSKI, M.Sc., Eng.

HERBERT WIRTH, Prof.

Herbert.Wirth@pwr.edu.pl

Faculty of Geoengineering, Mining and Geology
Wrocław University of Science and Technology
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław, Poland

JULIUSZ KRUPIŃSKI
HERBERT WIRTH

Perspektywy rozwoju infrastruktury energetycznej na przykładzie projektu podziemnej elektrowni szczytowo-pompowej w wybranym szybie KGHM po zakończeniu eksploatacji

Artykuł porusza aspekty techniczne oraz technologiczne w zakresie możliwości stworzenia infrastruktury energetycznej po zakończeniu produkcji w wybranym szybie KGHM Polska Miedź S.A. Zaproponowano kaskadowy system umieszczenia turbin w szybie i rozważono możliwości jego utworzenia, respektując przy tym wymiary turbin i szybu. W trakcie analizy zbadano odpowiednie moce turbin, przepływy, wymiary infrastruktury oraz możliwe rozwiązania w przewyżczeniu ograniczeń rozwoju podziemnej elektrowni szczytowo-pompowej (PESP) w obiekcie pogórnym.

Słowa kluczowe: magazyny energii, hydroelektrownia, rekultywacja, podziemna elektrownia szczytowo-pompowa, obiekty pogórnice

1. WSTĘP

Niniejsza analiza jest propozycją kierunku rozwoju oraz dalszego poszukiwania możliwości projektowych w zakresie zagospodarowania infrastruktury pogórnicej na potrzeby magazynowania i produkcji energii. Głównym jej celem jest przeanalizowanie możliwości wykorzystania infrastruktury górniczej, np. szybów i infrastruktury dołowej, do magazynowania i produkcji energii dla zabezpieczenia potrzeb energetycznych LGOM. Artykuł opiera się na obliczeniach i analizach wykonanych w pracy magisterskiej pt. *Opportunities for future development of an energy infrastructure after production closure in KGHM shaft, by the example of an underground pumped – storage hydropower creation*. W celu pogłębienia tematu, procesów i przeprowadzonych analiz autorzy zachęcają do sięgnięcia po oryginalną pracę dyplomową [1].

2. PROPOZYCJA BUDOWY INFRASTRUKTURY ENERGETYCZNEJ W SZYBIE KGHM POLSKA MIEDŹ S.A. PO ZAKOŃCZENIU EKSPLOATACJI

W dobie wzrastającej świadomości ekologicznej wiele przedsiębiorstw zgodnie z zaleceniami UE zwiększa swoją neutralność klimatyczną w działalności gospodarczej. Taki trend również widoczny jest w górnictwie, realizowany np. przez zastosowanie elektrycznych samochodów, zakładanie farm fotowoltaicznych i wiatrowych na zrekultywowanych terenach pogórnich [2]. KGHM Polska Miedź S.A. w swojej polityce nie odbiega od ogólnego, międzynarodowego, proekologicznego trendu. Plan firmy zakłada, by do roku 2030 w 50% produkować energię elektryczną z własnych, ekologicznych, należących do spółki źródeł [3]. Po zaprzestaniu wydobywania szyby górnicze zostaną zlikwidowane zgodnie z Prawem Górniczym i Geologicznym.

Ważnym elementem likwidacji obiektów górniczych jest ich efektywne wykorzystanie [4]. Jedną z takich propozycji jest lokalizacja w szybie instalacji elektroenergetycznej do produkcji energii elektrycznej. W literaturze można znaleźć wiele przykładów wykorzystania infrastruktury pogórnictwa na potrzeby utworzenia systemu produkującego energię, lecz żaden do tej pory nie został skomercjalizowany [5]. Zazwyczaj można znaleźć w literaturze propozycje przekształcenia energii potencjalnej w kinetyczną z wykorzystaniem naturalnego spadku w szybie górniczym lub korzystając z energii gromadzonej w wodzie czy nawet gromadzonej grawitacyjnie. Jeżeli chodzi o rozwiązanie z użyciem wody, to taki pomysł nazwany został podziemną elektrownią szczytowo-pompową (PESP, ang. *Underground Pumped-Storage Hydropower*). Prezentowane rozwiązanie można połączyć z już istniejącymi obiektami energetycznymi spółki miedziowej i efektywnie wykorzystywać nadwyżki energii, magazynując je w elektrowni wodnej, a w czasie zwiększonego zapotrzebowania na energię można zmagazynowaną uprzednio energię potencjalną przekształcić w energię elektryczną. Wytworzona w ten sposób energia może posłużyć do uniezależniania energetycznego pobliskich miast w zagłębiu miedziowym, da też szansę na nowy impuls rozwojowy regionu po zakończeniu eksploatacji rud miedzi w KGHM-ie.

3. PODSTAWOWE ZASADY DZIAŁANIA ELEKTROWNI SZCZYTOWO-POMPOWYCH

Jak podaje Instytut Techniki Górniczej KOMAG w „Przeglądzie Rozwiązań Magazynowania Energii”, elektrownie szczytowo-pompowe są najbardziej opłacalnymi magazynami energii w porównaniu z innymi propozycjami rynku energetycznego dostępnymi w roku 2021 [6]. W Polsce działa aż sześć takich obiektów, a kilka znajduje się jeszcze w fazie projektowej. Elektrownie tego typu przede wszystkim wykorzystują do pracy nadwyżkę energii produkowanej przez blisko działające obiekty elektroenergetyczne, w tym OZE. W okresach, w których ta energia nie jest zużywana, można ją magazynować, natomiast wykorzystuje się ją w czasie dużego zapotrzebowania energetycznego. W reakcji na dane potrzeby rynku odbywa się to stosunkowo szybko.

Infrastruktura elektroenergetyczna takich elektrowni to turbiny, pompy, generator wraz z silnikiem, a poza szybem górny i dolny zbiornik, gdzie magazynuje się wodę. Często funkcję rezerwuarów wodnych na potrzeby ESP pełnią jeziora, stawy bądź sztuczne zbiorniki. Pompa może być stosowana jako samodzielne urządzenie, ale znane są również i dość często wyko-

rzystywane tzw. turbiny Francisca oraz pompoturbiny które mogą służyć albo jednocześnie za pompy oraz za turbiny w zależności od systemu, w jakim działają [6].

4. WYZWANIA DOTYCZĄCE ROZWOJU INFRASTRUKTURY PESP W WYBRANYM SZYBIE KGHM POLSKA MIEDŹ S.A.

4.1. Ograniczenia systemu PESP

Informacje na temat badań rozwoju PESP w kopalniach podziemnych można znaleźć w literaturze, np. w „The FCN Working Paper Series” czy w „Energies” [7, 8]. W Polsce wstępne analizy nad implementacją PESP prowadzono w JSW S.A., oraz w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG, zaś w Europie badania tego typu robiono w Niemczech, Hiszpanii czy w Czechach – w kopalni węgla kamiennego Jeremenko, gdzie został utworzony prototyp systemu. Rozwiązanie to opierało się na wykorzystaniu turbiny Peltona oraz na istniejącym systemie odwadniania kopalni [9].

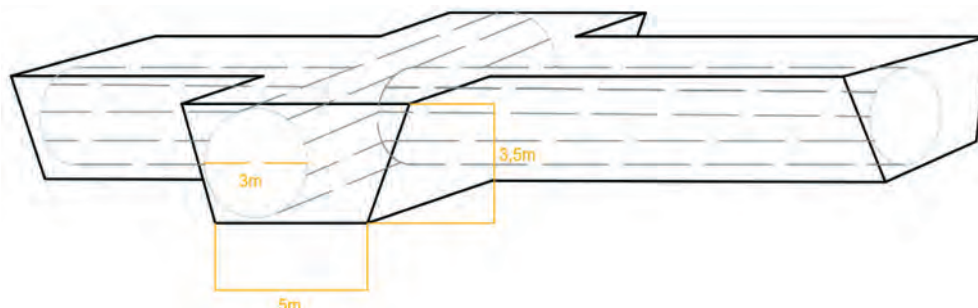
Analizując możliwości zaprojektowania systemu PESP w KGHM-ie, łatwo dojść do wniosku, że projekt dolnego zbiornika będzie stanowić duże wyzwanie. W zagłębiu miedziowym eksploatacja prowadzona jest metodą komorowo-filarową, z ugięciem stropu oraz z zastosowaniem posadzki hydraulicznej. Taki system już na wstępie zakłada bardzo duże ograniczenia projektowe. Dolny zbiornik nie może pełnić funkcji rezerwuaru w pełnym znaczeniu tego terminu, ponieważ w wyrobiskach brakuje odpowiedniej przestrzeni. Rozważano również możliwość zalania wyrobisk po ich uprzednim uszczelnieniu, jednak takie rozwiązanie wiązałoby się ze zbyt dużym ryzykiem. Wynika to z konieczności zapewnienia stałego dostępu do wyrobisk górniczych, co uniemożliwia ich zalanie. Dodatkowym problemem jest potencjalne ryzyko wycieku wody. Niemieckie centrum badawczo-naukowe E.ON zaproponowało alternatywne rozwiązanie polegające na budowie nowych tuneli, które miałyby pełnić funkcję dolnego rezerwuaru. Choć jest to obiecujący pomysł, jego realizacja może wymagać zbyt dużych nakładów finansowych ze względu na wysokie koszty prowadzenia robót górniczych [8].

4.2. Założenia projektowe

Po dokładnej analizie możliwości zdecydowano się na wykonanie sieci rur pod ziemią. Część wyrobisk

zostanie przeznaczona na magazyn wody gromadzonej w rurach. Druga część będzie stanowić drogę dojazdową, która pozwoli na wykonanie prac zabezpieczających itd. Przy takiej propozycji należałoby również przemyśleć odpowiednie odpowietrzanie, by dało się sprawnie sterować przepływem w dolnym zbiorniku. Na rysunku 1 przedstawiono wyciek w typowym wyro-

bisku kopalnianym KGHM o uśrednionych rozmiarach, w którym zamontowano sieć rur. W przypadku takiego systemu należy uwzględnić dodatkowe koszty związane z projektowaniem sieci oraz niezbędnymi pracami górniczymi, które są nieodzowne przy jej budowie. Wyliczono, że można zastosować rury o średnicy zewnętrznej od 3 m do 3,5 m.



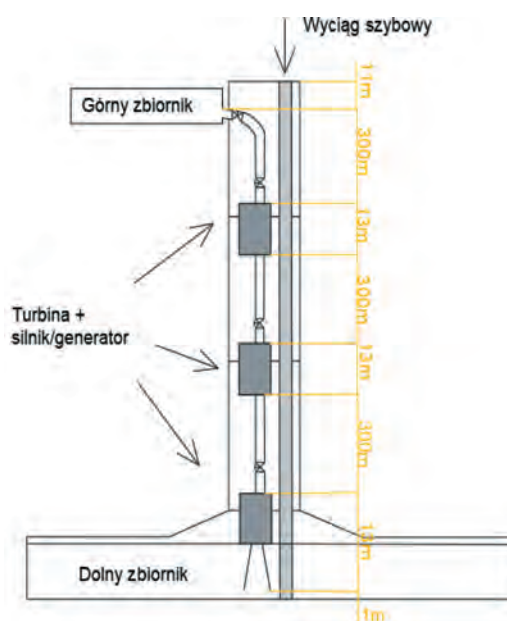
Rys. 1. Wycinek z przykładowej sieci rur pod ziemią (dolny zbiornik)

Obliczenia przeprowadzone na rurach o proponowanych wymiarach ukazują, że do tego celu można wykorzystać wyrobiska dołowe, najlepiej transportowe (upadowe oraz chodniki) o długości od 73 km do nawet 100 km.

Górny zbiornik, w przeciwieństwie do dolnego, nie powinien stwarzać tak dużych problemów technicznych, a jego projektowanie powinno być prostsze. Konceptyjnie byłby to standardowy rezerwuuar wodny, przy czym najbardziej korzystnym rozwiązaniem byłoby wykorzystanie istniejącego w pobliżu zbiornika. Gdy nie ma takiej możliwości, proponuje się jego wybudowanie oraz odpowiednie uszczelnienie. Zależnie od tego, czy w PESP będzie wykorzystana woda dołowa (z odwadniania kopalni) czy też nie, odpowiednio trzeba będzie zabezpieczyć zbiornik przed możliwym wyciekami oraz skażeniem środowiska.

Do analizy projektowej wybrano szyb SW-3 o długości 950 m, znajdujący się blisko miasta Polkowice. Jest to szyb wentylacyjny (rys. 2). Ma on również wieżę szybową z wyciągiem, która może być odpowiednio przekształcona, co zostało potwierdzone podczas rozmowy z pracownikiem KGHM Cuprum – CBR Sp. z o.o. Głównym założeniem jest odpowiednie zagospodarowanie i wykorzystanie średnicy szybu w celu zbudowania infrastruktury PESP w systemie kaskadowym. W szybie zostałyby zamontowane turbiny Francisza wraz z silnikiem i generatorem. Byłoby to rozwiązanie konkurencyjne dla tego z elektrowni w czeskiej kopalni węgla kamiennego Jeremenko, gdyż nie będzie ono wymagało tak dużego nakładu robót górniczych. Nie trzeba będzie również prowadzić eksploatacji dodatkowej w rejonach szybu, co jest raczej niewskazane ze względu na możliwe naruszenie sta-

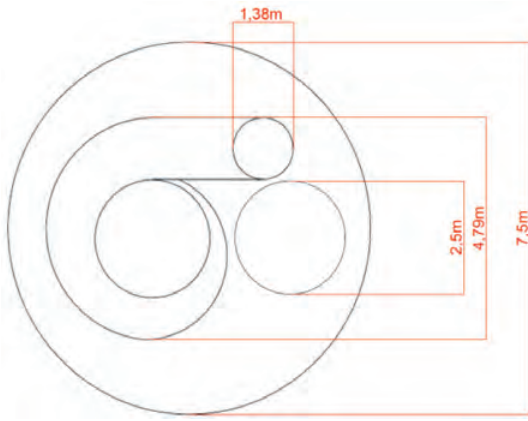
teczności wyrobisk i samego szybu. Do takiego rozwiązania potrzeba będzie wykonać odpowiednie obliczenia rozmiaru turbin, zwłaszcza ich średnicy, tak aby mogły zmieścić się w szybie.



Rys. 2. Rozmieszczenie infrastruktury w szybie O/ZG Polkowice-Sieroszowice SW-3

Horyzontalny rzut szybu może w łatwiejszy sposób ukazać pomysł rozmieszczenia infrastruktury w kopalni. Zwymiarowane części infrastruktury na rysunku 3 to:

- wlot do obudowy spiralnej – 1,38 m,
- średnica obudowy spiralnej wybranej turbiny Francisza – 4,79 m,
- miejsce na „przebudowany szyb” – 2,5 m (nie jest to wiążący wymiar, a raczej propozycja),
- średnica szybu SW-3 – 7,5 m.



Rys. 3. Rozmieszczenie infrastruktury w szybie O/ZG Polkowice-Sierszowice SW-3 – rzut horyzontalny

5. OBLICZENIA

5.1. Podstawowe parametry turbiny Francisa

Podczas prowadzonych analiz zastosowano odpowiednie założenia projektowe, które umożliwiły poprawne przeprowadzenie obliczeń. Obliczono wydajność (objętościowe natężenie przepływu) a z niej objętość wody, jaka może zostać wypompowana z typowego spad systemu, wynoszącego 300 m, i opracowano rysunek obudowy turbiny (rys. 4). Wynik pozwolił przyjąć odpowiednią wydajność do dalszych obliczeń. Jest to wartość, która i tak może być kontrolowana przez odpowiednie ustawienie łopatek samej turbiny. $Q_p = 12,24 \text{ m}^3/\text{s}$, a $Q_g = 15,12 \text{ m}^3/\text{s}$ [9].

Podczas pompowania:

$$Q_p = \frac{P_p \cdot \eta_p}{g \cdot \rho \cdot h} \quad (1)$$

Podczas generowania energii:

$$Q_g = \frac{P_g}{g \cdot \rho \cdot h \cdot \eta_g} \quad (2)$$

gdzie:

- Q_p – wydajność [m^3/s],
- P_p – moc [W]
- η_p – sprawność [–],
- g – przyspieszenie ziemskie [m/s^2],
- ρ – gęstość wody [$1000 \text{ kg}/\text{m}^3$],
- h – spad wody [m].

Wyniki obliczeń wskazały, że rezeruar wodny będzie miał objętość min 0,69 Gł wody. Do wykonania analiz matematycznych przyjęto sprawności podczas pompowania i generowania $\eta = 90\%$, natomiast liczb

by te mogą się ostatecznie zmienić ze względu na specyfikę systemu.

5.2. Wymiary turbin Francisa

Dalsze obliczenia wymagały iteracyjnego przeanalizowania wymiarów turbin z uwzględnieniem średnicy szybu wynoszącej 7,5 m. Po dokładnej analizie wynika, że najrozsądniejszy będzie wybór turbiny o mocy około 40 MW. Taka jednostka będzie mogła bez większych problemów być zamontowana w szybie. Wykorzystane zostały do tego wzory, które zaproponowali F. de Siervo i F. de Leva [10].

$$A = \left(1,2 - \frac{19,56}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (3)$$

$$B = \left(1,1 + \frac{54,8}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (4)$$

$$C = \left(1,32 + \frac{49,25}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (5)$$

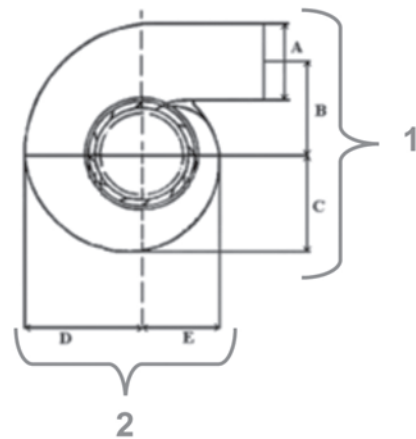
$$D = \left(1,5 + \frac{48,8}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (6)$$

$$E = \left(0,98 + \frac{63,6}{N_s} \right) \cdot D_r \quad (7)$$

gdzie:

D_r – średnica na wylocie z wirnika [m],

N_s – wyróżnik szybkobieżności [–].



Rys. 4. Obudowa spiralna turbiny Francisa (opracowanie własne na podstawie [10])

$$1 = D + E, \quad 2 = 1/2A + B + C$$

Na podstawie tych wartości dla każdej mocy turbiny można było iteracyjnie sprawdzić wartości najdłuższego boku 1 i 2.

5.3. Działanie systemu w trakcie cyklu pompowania

Dalsze badania polegały na sprawdzeniu strat wysokości ciśnienia wody, czyli tzw. strat hydraulicznych w trakcie pompowania w systemie kaskadowym, zaproponowanym na rysunku 2. W tabeli 1 przedstawiono wartości parametrów w trakcie pompowania wody.

$$H_{total} = H_s + H_d \quad (8)$$

gdzie:

H_s – statyczna wysokość ciśnienia [m],
 H_d – dynamiczna wysokość ciśnienia [m].

$$H_d = \frac{Kv^2}{2g} \quad (9)$$

gdzie:

K – współczynnik strat [–],
 v – prędkość w rurze [m/s],
 g – przyspieszenie ziemskie [m/s²].

Tabela 1

Warunki pracy i wartości parametrów w trakcie pompowania wody

Parametr	Wartość	Jednostka
I Turbina		
Wysokość	306,3253	[m]
Moc	40 885 053	[W]
Moc (bufor)	42	[MW]
II Turbina		
Wysokość	305,3812	[m]
Moc	40 771 506	[W]
Moc (bufor)	42	[MW]
III Turbina		
Wysokość	305,3812	[m]
Moc	40 759 041	[W]
Moc (bufor)	42	[MW]

Wyniki analizy współpracy turbin w zaproponowanym systemie kaskadowym wykazały, że warto przyjąć odpowiedni bufor bezpieczeństwa dla mocy turbiny. Choć zapotrzebowanie wynosi niecałe 41 MW, rozsądnym rozwiązaniem jest zwiększenie tej wartości. Na rysunku 3 przedstawiono wymiary dla turbiny Francisza

o mocy 42 MW, które spełniają założenia projektowe. Taka turbina może być zamontowana w szybie kopalnianym SW-3.

5.4. Działanie systemu w trakcie cyklu generowania energii

Na potrzeby wstępnej analizy pracującego systemu zdecydowano się na wykorzystanie podstawowego równania w mechanice płynów, czyli równania Bernoulliego. Zakłada ono jednak szereg uproszczeń, w tym założenie, że przepływ nie jest turbulentny, lecz laminarny, co jest nieprawdziwe. Przepływ laminarny występuje w przyrodzie bardzo rzadko, aczkolwiek daje on pole do obiecujących analiz. Dzięki zastosowaniu równania Bernoulliego, które jest odpowiednio rozszerzone, można otrzymać na potrzeby akademickich rozważań bardzo rzetelne wyniki [9].

$$P_1 + 0,5\rho v_1^2 + \rho gh_1 + P_p = P_2 + 0,5\rho v_2^2 + \rho gh_2 + f_R \rho g + P_T \quad (10)$$

gdzie:

P_i – ciśnienie [Pa],
 ρ_i – gęstość wody [1000 kg/m³],
 v_i – prędkość wody [m/s],
 h_i – wysokość [m],
 P_p – moc pompowania [W],
 f_R – współczynnik tarcia [–],
 P_T – moc podczas generowania [W],
 g – przyspieszenie ziemskie [9,81 m/s²].

Tabela 2

Warunki pracy i wartości parametrów w trakcie generowania energii

Jednostka	Moc [MW]	Sprawność [%]
I Turbina	36,86	87,76
II Turbina	35,22	83,85
III Turbina	35,20	83,82

Wyniki przedstawione w tabeli 2 są zadowalające i wskazują na poprawność założeń projektowych i doboru mocy. Wydajność większości systemów ESP mieści się w granicach 0,81 (0,9 × 0,9). Podobnie też kształtowały się wyniki niniejszej analizy, dla pompowania i generowania: I Turbina – 78,99%, II Turbina – 75,46%, III Turbina – 75,44%. Całkowita sprawność systemu wynosi 76,63%.

Tabela 3

Całkowita ilość energii w różnych cyklach pracy

Cykl	Ilość energii [MWh]	Czas [h]
Generowanie	1173,12	11
Pompowanie	1652,61	13,5

Z tabeli 3 wynika, że czas operacyjny potrzebny na wypompowanie wody na powierzchnię będzie wynosił, zgodnie z założeniami, 13,5 godziny, natomiast przez prawie 11 godzin będzie można generować energię.

6. PODSUMOWANIE

Możliwości energetyczne systemu są bardzo zbliżone do elektrowni aktualnie funkcjonujących na rynku. Moc wyżej analizowanego systemu wynosi 107,28 MW. W celu porównania parametrów elektrowni szczytowo-pompowych możemy wykorzystać aktualnie działającą ESP Żydowo, której moc wynosi 156 MW, a różnica wysokości to 80 m. Może ona pracować około 5 godzin. Proponowana instalacja Podziemnej Elektrowni Szczytowo-Pompowej ze względu na większy spad wody oraz regulację przepływu ma szansę być równie istotną jednostką w utrzymaniu stabilności energetycznej, co najmniejsza ESP w Polsce – Żydowo.

Przeprowadzone obliczenia pokazały, że wstępna analiza proponowanego systemu kaskadowego ukazuje potencjalne możliwości projektowe dla rozważanej koncepcji. Proponowaną PESP można wybudować w szybie po zakończonej eksploatacji. Oczywiście należałoby wykonać dodatkowe, bardziej szczegółowe analizy, takie jak:

- Dokładne zbadanie możliwości zaprojektowania podziemnej sieci rur jako dolnego zbiornika z odpowiednim odpowietrzaniem. Należałoby się skupić nie tylko na doborze niwelacji, ale również na zabezpieczeniu infrastruktury przed potencjalnym wyciekami. Trzeba również rozważyć możliwość doprowadzenia dodatkowej ilości wody w razie rozszczelnienia się sieci rur.
- Przeanalizowanie pracy turbin Francisz i strat w zaproponowanym systemie za pomocą CFD albo innych obliczeń eksperymentalnych.
- Finansowa analiza projektu, bazująca na przebadanych możliwościach technicznych szybu i kaskadowego systemu pracy turbin Francisz z uwzględnieniem specyfiki elektrowni podziemnej.

W trakcie budowy i dalszego funkcjonowania Podziemnej Elektrowni Szczytowo-Pompowej (PESP) należy przyjąć, że system pracy będzie podobny do tego, który istniał podczas funkcjonowania kopalni. Istotne będzie zachowanie funkcji dozoru górniczego, utrzymanie wyrobisk (prace naprawcze, rewizje itp.) oraz odpowiednie przewietrzanie kopalni, dlatego może pojawić się potrzeba włączenia dodatkowego szybu do systemu. Oczywiście wiąże się to z większymi kosztami utrzymania całej infrastruktury PESP. Prawdopodobnie nadzór nad całym przedsięwzięciem będzie również spoczywał po stronie Wyższego Urzędu Górniczego.

Literatura

- [1] Krupiński J.: *Opportunities for future development of an energy infrastructure after production closure in KGHM shaft, by the example of an underground pumped – storage hydropower creation*. Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wrocław 2024 [praca magisterska].
- [2] PGE Polska Grupa Energetyczna SA: *Sprawozdanie na temat informacji niefinansowych PGE Polskiej Grupy Energetycznej SA oraz Grupy Kapitałowej PGE za 2020 rok*. <https://www.gkpge.pl/dla-inwestorow/akcje/dane-finansowe> [15.09.2024].
- [3] KGHM Polska Miedź S.A. <https://kgbm.com/pl/inwestorzy/esg> [15.09.2024].
- [4] *Rozporządzenie Ministra Rozwoju z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych*. Dz.U. 2017, poz. 1118.
- [5] Koritarov V., Ploussard Q., Kwon J., Balducci P.: *A Review of Technology Innovations for Pumped Storage Hydropower*. U.S. NREL, HydroWIREs, April 2022, <https://publications.anl.gov/anlpubs/2022/05/175341.pdf> [15.09.2024].
- [6] Instytut Techniki Górniczej KOMAG: *Mechaniczne zasobniki energii*. Przegląd Rozwiązań Magazynowania Energii, 2021: 3–6.
- [7] Menéndez J., Fernández-Oro J.M., Galdo M., Loredó J.: *Transient Simulation of Underground Pumped Storage Hydropower Plants Operating in Pumping Mode*. Energies 2020, 13, 1781: 1–4.
- [8] Madlener R., Specht J.M.: *An Exploratory Economic Analysis of Underground Pumped-Storage Hydro Power Plants in Abandoned Coal Mines*. FCN Working Paper 2013, 2: 1–22.
- [9] Peczkis G.: *Elektrownie szczytowo-pompowe. Możliwości wykorzystania likwidowanych kopalń*. Pompy – Pompownie 2022, 1/22 (802): 20–30.
- [10] de Siervo F., de Leva F.: *Modern trends in selecting and designing Francis turbines*. Water Power & Dam Construction 1976, 28, 8: 28–35.

mgr inż. JULIUSZ KRUPIŃSKI

prof. dr hab. inż. HERBERT WIRTH

Herbert.Wirth@pwr.edu.pl

Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

Politechnika Wrocławska

ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

RYSZARD SNOPKOWSKI
MARTA SUKIENNIK
ANETA NAPIERAJ

Decision-making in hard coal mines with the support of selected stochastic methods

The article presents selected methods of stochastic process modeling that can support decision-makers in Polish hard coal mines. It outlines the classification of determinants that have a significant impact on the processes carried out in the mines. The article also distinguishes between programmed and non-programmed decisions made by the management in the mines. In the following sections, three selected methods are presented, enabling decision-makers to make more effective decisions that may be crucial for the processes implemented in hard coal mines.

Key words: *hard coal mining, decision making, stochastic methods*

1. INTRODUCTION

Decision-making is a process that should consistently be supported by the most reliable analysis, both of the available data regarding the process and of the conditions surrounding it. This influences the properly planned organization of the process and allows for appropriate responses in case of changes.

To be effective, any human activity should be properly organized. This is the fundamental assumption that serves as the starting point for the implementation of the production process [1]. In the case of mining, work organization was not adequately implemented from its inception. There were two reasons for the delayed introduction of work organization into the mining production process. The first was the complexity of the natural conditions associated with the production process in mining, which for many years fostered the belief that mining experience and practice were more suitable than scientific methods of organization. The second reason was the attempt to transfer scientific theories of work organization directly to mining without any modification or adapta-

tion [2–3]. Over time, however, it became clear that by appropriately modifying general principles, work underground could be successfully improved. Credit in this area is attributed to Karol Adamiecki, who, by proving that “the methods employed by scientific organization lead to the economy of forces and resources,” convinced miners to undertake efforts to determine the conditions for applying and introducing scientific organization into mining [2].

2. FACTORS DETERMINING PROCESSES IN HARD COAL MINES

In the case of hard coal mines, the factors determining the process fall into two groups: mining-geological conditions and technical-organizational conditions.

Mining-geological conditions include:

- type of roof,
- type of floor,
- coal workability,
- thickness and incline of the coal seam,
- natural hazards.

Technical-organizational conditions that significantly influence the production process include:

- mechanization system,
- technical parameters of machines,
- equipment failure rates,
- organization of the production cycle, which consists of the organization of tasks, the form of work organization, and the work system,
- the training and experience of the workers.

The occurrence of these factors causes the production cycle carried out in the longwall face to become destabilized. In the literature, methods can be found that determine the impact of these factors on the duration of activities carried out at the longwall face. These methods use, for example, regression and correlation analysis [4–5].

The phenomena occurring in the rock mass, due to its varied geological and hydrogeological structure, are complex and difficult to precisely determine. Improper mining operations can lead to areas of high pressure, sudden collapses of roof layers, rock bursts, or other hazards. Even correctly conducted operations carry the risk of natural hazards [6]. Therefore, to maintain the highest level of safety and minimize disruptions in the production cycle at the longwall face, efforts are made to fully understand the mining-geological conditions present in the exploited deposit.

3. PROGRAMMED AND NON-PROGRAMMED DECISIONS

Decision-making is a procedural and technological feature of the management process, influenced by multiple economic and psychosociological factors. Decision-making can be viewed in two senses [7]. There are many classifications and divisions of decision types, depending on the adopted criteria. However, in the decision-making process, especially in hard coal mining, one of the key distinctions is between programmed and non-programmed decisions.

The multitude of factors determining the coal extraction process means that both programmed and non-programmed decisions should be supported by the most accurate insights and available mathematical methods.

Programmed decisions, by definition, deal with routine problems, typically governed by rules, proce-

dures, or guidelines. Non-programmed decisions, on the other hand, concern non-routine problems within the process and often lack a predefined structure.

Witold Kieżun suggests that the essence of the decision-making process lies in processing input information, along with existing knowledge and experience, into output information, which serves as the basis for making a non-random choice of action [8]. Therefore, utilizing available stochastic methods in the decision-making process in hard coal mines can bring decision-makers closer to success. In the following section, selected methods supporting decision-makers in mining will be highlighted and briefly presented.

4. EXAMPLES OF THE USE OF STOCHASTIC METHODS TO SUPPORT DECISION-MAKING PROCESSES IN HARD COAL MINES

4.1. Selection of longwall crew based on the stochastic nature of the production process

Work organization in a hard coal mine is a challenging task due to the high unpredictability of extraction conditions. Geological surveys of the deposit allow for estimating production parameters, but these estimates do not always serve as a precise basis for calculations during production planning. The presence of heterogeneity in the geological structure of the deposit, natural hazards, or machine failures are just some of the factors that can contribute to the stochastic nature of the production process in mines. One of the most important aspects of work organization is staffing. Production efficiency largely depends on the rational assignment of workers to specific tasks. The very high costs of purchasing machines and equipment installed at the longwall face, as well as energy and labor costs, mean that any downtime results in significant economic losses. Downtime caused by random events, such as machine failures, can be mitigated only through preventive measures related to repairs and maintenance. However, downtimes resulting from poor work organization should be decisively eliminated. One of the main causes of such downtime can be the improper allocation of the number of workers to tasks. The use of appropriate mathematical tools, combined with data obtained through

repeated observations of actual task durations, allows for the identification of the nature of random events and the determination of staffing levels, taking into account the stochastic nature of the production process. This methodology consists of the following steps:

- Identification of key activities in the production process.
- Division of the production process into characteristic modules, based on the simultaneity of actions
- Identification of the probability density functions for task durations in the separate modules.
- Selection of initial staffing variants for individual modules.
- Optimization of staffing in the modules by considering the probability of task execution with the given staffing levels, taking into account the characteristics of the modules.

A detailed description of this procedure is provided in the following works [9–10].

As mentioned, decision-making processes in hard coal mines are determined by many factors. The proposed decision support method can be useful both in routine decision-making processes and in emergency situations, where quick action is required due to sudden risk factors. The development of this method has led to the following conclusions and statements regarding its potential application:

- Replacing deterministic variables with random variables allowed for the simultaneous consideration of many factors influencing task completion time in the form of probability density functions.
- Every production process can be divided into a finite number of modules, differing in the simultaneity of task execution.
- Isolating modules from the production process enables easier analysis of the production process and, as a result, simplifies staffing decisions.
- The criterion of the probability of achieving the assumed module completion time used in the method allows for rational staffing, as the completion of the module as a whole takes precedence over the completion of individual tasks.
- The results of the calculations support the validity of the hypothesis presented at the beginning of the study, that using the probability criterion in the method for determining the staffing of the longwall face in coal mines allows for consideration of the stochastic nature of the production process carried out at the face.

4.2. Probabilistic modelling method for task duration in the production cycle at longwall faces in hard coal mines

The production process carried out at the longwall faces of hard coal mines is influenced by factors described in Section 2. The production cycle in the longwall face of a coal mine is defined as a set of operations repeated in a specific sequence and time, necessary to move the longwall face by the distance of one cut [11]. The production process involves the continuous repetition of such cycles until the production potential is exhausted (programmed decisions) or until an event occurs that prevents the process from continuing (non-programmed decisions).

The execution of the production cycle includes performing a series of tasks directly related to coal extraction, as well as managing the longwall face space while maintaining the proper condition of the roadway intersections, i.e., the gallery with the longwall face. All the tasks are necessary due to the technology applied; however, not all of them directly affect the duration of the production cycle. In the proposed decision support methodology, the first step was to select those actions that directly influence the production cycle duration, define the factors contributing to the instability of the task duration, and determine a set of probability density functions that best describe the selected tasks in the production cycle [12].

The scheme for modeling and stochastic simulation of task duration in the production cycle at the longwall face consists of the following stages, with a detailed description of the procedure found in [13]:

- 1) Defining the probability density functions for the task durations of the production cycle under the conditions of a given longwall face.
- 2) Generating task durations of the production cycle based on the defined probability density functions.
- 3) Determining the duration of the production cycle from the generated values.
- 4) Determining the shift production of the longwall face.
- 5) Checking the fulfillment of the probabilistic modeling completion condition (if the condition is not met, return to step 2).
- 6) Analyzing the results of the stochastic simulation of task duration in the production cycle.

The question arises as to what benefits the decision-maker may gain from using this method to make decisions (both programmed and non-programmed).

The practical benefit of the discussed model is the ability to determine:

- the probability that the production from a selected longwall will exceed a predetermined level during a work shift,
- the probability that the output from a selected longwall will vary within an accepted range,
- the accepted level of shift production, the exceedance and non-exceedance of which is equally probable at 0.5.

4.3. Use of marginal distribution to assess the duration of stochastic processes in underground mines

The method proposed in the article can also be used to analyze processes, including extraction processes, in which the resources (such as workforce and ma-

chinery) allocated for their execution are not quantitatively determined. Let's assume we are dealing with a process where the number of workers (i.e., the labor force of the process) assigned to carry out the process is unspecified. This example can also apply to varying numbers of machines, equipment, etc.

From a mathematical perspective, the "process workforce" in this case is a random variable, meaning we are not 100% certain how many workers will be available to carry out the process, perhaps due to absences or other reasons. We can consider the characteristic of the "process workforce" to be a probability distribution, in which the probability represents the likelihood of the process being executed by a specific workforce size.

The conditional distribution of the process duration is determined for each realization of the random variable "process workforce" according to the scheme shown in Figure 1.

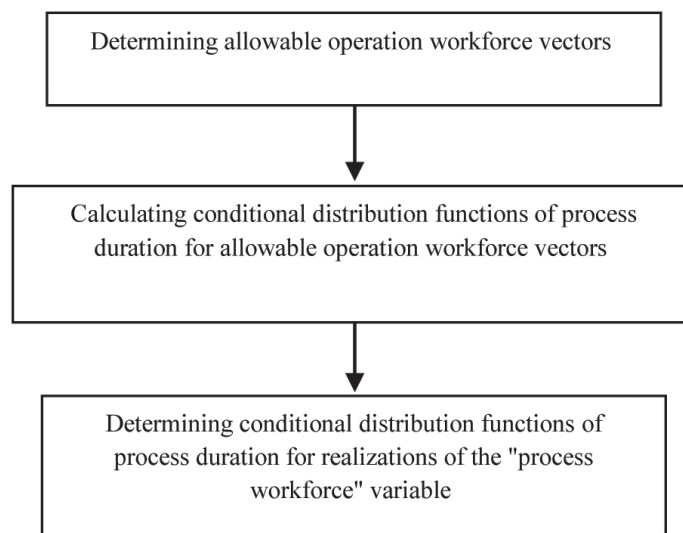


Fig. 1. Stages of the procedure for determining conditional distribution functions of process duration

A detailed description of the use of this method is the subject of a separate article, in which a selected example is presented step by step. This article is currently in the process of publication and will be available in both Polish and English.

The method of using the marginal distribution to assess the duration of stochastic processes in underground mines can serve as a complement to other process analysis and optimization methods. The assessment of stochastic process flows is a significant issue from the perspective of those managing these processes or investors who allocate their resources (e.g., in the case of an investment process). It is also

important to emphasize that the application of the method described in this paper results in outcomes provided along with probability values. Therefore, the final assessment of these results always rests with the party conducting the process analysis.

5. CONCLUSION

The decision-making process is not easy, especially when it is influenced by many factors, both organizational and natural, as is often the case in coal mining. Supporting such a process with stochastic methods,

which are designed to account for the random nature of the phenomenon under analysis, may prove helpful and effective. Both decision-makers responsible for programmed decisions and those making non-programmed decisions can use such methods. The article highlights only selected methods, which have been thoroughly analyzed by the authors and are the subject of separate publications. However, this does not exhaust the full scope of what can be supported in the mining industry.

References

- [1] Bendkowski J.: *Ekonomika i zarządzanie przemysłem*. Politechnika Śląska, Gliwice 1990.
- [2] Zając E.: *Organizacja produkcji w kopalni węgla kamiennego*. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1994.
- [3] Karolczak Z., Trzaska K.: *Automatyzacja transportu przenośnikowego i kołowego*. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 1978, 6.
- [4] Snopkowski R.: *Metoda identyfikacji rozkładu prawdopodobieństwa wydobywania uzyskiwanego z przodków ścianowych kopalń węgla kamiennego*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2000.
- [5] Magda R., Woźny T., Kowalczyk B., Głodzik S., Grylik D.: *Racjonalizacja modelu i wielkości kopalni węgla kamiennego w warunkach gospodarczych początku XXI wieku*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2002.
- [6] Krzemień S.: *Zagrożenia litosferyczne w ujęciu teorii procesów losowych*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo nr 159, Gliwice 1987.
- [7] Targalski J., *Podjęmowanie decyzji*. W: *Organizacja i zarządzanie*, red. A. Stabryła, J. Trzcieniecki, Warszawa 1986.
- [8] Kieżun W.: *Sprawne zarządzanie organizacją*. Szkoła Główna Handlowa, Warszawa 1997.
- [9] Snopkowski R., Sukiennik M.: *Selection of the longwall face crew with respect to stochastic character of the production process – part 1 – procedural description*. Archives of Mining Sciences 2012, 57, 4, <https://doi.org/10.2478/v10267-012-0071-9>.
- [10] Snopkowski R., Sukiennik M.: *Longwall face crew selection with respect to stochastic character of the production process – part 2 – calculation example*. Archives of Mining Sciences 2013, 58, 1, <https://doi.org/10.2478/amsc-2013-0016>.
- [11] Kozdrój M., Kozdrój-Weigel M.: *Teoria i praktyka organizowania produkcji górniczej*. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1993.
- [12] Napieraj A.: *Metoda probabilistycznego modelowania czasu trwania czynności cyklu produkcyjnego realizowanego w przodkach ścianowych kopalń węgla kamiennego*. Wydawnictwa AGH, Kraków 2012.
- [13] Napieraj A., Snopkowski R.: *Method of the production cycle duration time modeling within hard coal longwall faces*. Archives of Mining Science 2012, 57, 1, 3, <https://doi.org/10.2478/v10267-012-0009-2>.

RYSZARD SNOBKOWSKI, prof.
snopkows@agh.edu.pl

MARTA SUKIENNIK, prof.
marta.sukiennik@agh.edu.pl

ANETA NAPIERAJ, Ph.D., Eng.
aneta.napieraj@agh.edu.pl

Faculty of Civil Engineering
and Resource Management
AGH University of Krakow
al. A. Mickiewicza 30,
30-059 Krakow, Poland

RYSZARD SNOPKOWSKI
MARTA SUKIENNIK
ANETA NAPIERAJ

Podejmowanie decyzji w kopalniach węgla kamiennego ze wsparciem wybranych metod stochastycznych

W artykule przedstawiono wybrane metody modelowania procesów stochastycznych, które mogą wspierać decydentów w polskich kopalniach węgla kamiennego. Przedstawiono klasyfikację determinant, które mają istotny wpływ na procesy realizowane w kopalniach. W opracowaniu rozróżniono również decyzje programowane i nieprogramowane podejmowane przez kadry zarządzające w kopalniach. Następnie omówiono trzy wybrane metody, które umożliwiają decydentom podejmowanie skutecznych decyzji, które mogą mieć kluczowe znaczenie dla procesów realizowanych w kopalniach węgla kamiennego.

Słowa kluczowe: kopalnie węgla kamiennego, podejmowanie decyzji, metody stochastyczne

1. WPROWADZENIE

Podejmowanie decyzji nieustannie powinno być wspierane jak najbardziej rzetelną analizą zarówno danych dostępnych o procesie, jak też warunków otaczających proces. Wpływa to na prawidłowo zaplanowaną organizację procesu i pozwala na odpowiednie reagowanie w przypadku wystąpienia zmian.

Każda działalność człowieka, aby była skuteczna, powinna być odpowiednio zorganizowana. Jest to podstawowe założenie, które stanowi punkt wyjścia do realizacji procesu produkcyjnego [1]. Organizacja pracy w górnictwie nie była od jego początków odpowiednio wdrażana z dwóch powodów. Pierwszym były złożone warunki naturalne, związane z procesem produkcyjnym w górnictwie, co przez wiele lat dawało przekonanie, że doświadczenie oraz praktyka górnicza są bardziej odpowiednie niż naukowe metody organizacji. Drugim powodem był fakt, że próbowano przenosić naukowe teorie organizacji pracy bezpośrednio do górnictwa bez żadnej modyfikacji czy dostosowania [2–3]. Z czasem jednak przekonano się, że odpowiednio modyfikując ogólne zasady, można z po-

wodzeniem usprawnić pracę pod ziemią. Zasługi na tym polu przypisywane są Karolowi Adamieckiemu, który dowodząc, że „metody, którymi posiłkuje się naukowa organizacja, doprowadzają do ekonomii sił i środków”, przekonał górników do podejmowania prac nad ustaleniem warunków zastosowania i wprowadzenia naukowej organizacji do górnictwa [2].

2. CZYNNIKI DETERMINUJĄCE PROCESY REALIZOWANE W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

W przypadku kopalń węgla kamiennego wyróżnia się dwie grupy czynników determinujących proces: warunki górniczo-geologiczne oraz warunki techniczno-organizacyjne.

Do warunków górniczo-geologicznych zalicza się:

- rodzaj stropu,
- rodzaj spągu,
- urabialność węgla,
- grubość i nachylenie pokładu,
- zagrożenia naturalne.

Warunki techniczno-organizacyjne, mające istotny wpływ na przebieg procesu produkcyjnego, to między innymi:

- układ mechanizacyjny,
- parametry techniczne maszyn,
- awaryjność urządzeń,
- organizacja cyklu produkcyjnego, na którą składają się: forma organizacji robót, forma organizacji pracy oraz system pracy,
- wyszkolenie i doświadczenie pracowników.

Występowanie tych czynników powoduje, że cykl produkcyjny zachodzący w przodku ścianowym może być destabilizowany. W literaturze spotyka się metody określające wpływ tych czynników na czas realizacji czynności w przodku ścianowym. Metody te wykorzystują np. rachunek regresji i korelacji [4–5].

Ze względu na zróżnicowaną budowę geologiczną i hydrogeologiczną górotworu zjawiska w nim zachodzące są skomplikowane i trudne do ścisłego określenia. Prowadzenie eksploatacji w sposób niewłaściwy może przyczynić się do wystąpienia stref dużych ciśnień, nagłych załamań się warstw stropowych, tąpnięć czy innych zagrożeń. Nawet prawidłowe prowadzenie eksploatacji wiąże się z ryzykiem wystąpienia zagrożeń naturalnych [6]. Dlatego w celu zachowania najwyższego poziomu bezpieczeństwa oraz zminimalizowania zakłóceń w cyklu produkcyjnym w przodku ścianowym dąży się do maksymalnego poznania warunków górniczo-geologicznych występujących w urabianym złożu.

3. DECYZJE PROGRAMOWE I NIEPROGRAMOWE

Podejmowanie decyzji stanowi proceduralno-technologiczną cechę procesu zarządzania o wielorakich uwarunkowaniach ekonomicznych i psychosocjologicznych. Podejmowanie decyzji można rozpatrywać w dwóch znaczeniach [7].

Wyróżnia się wiele klasyfikacji i podziałów na typy decyzji w zależności do przyjętego kryterium. Ale w procesie decyzyjnym, zwłaszcza realizowanym w kopalniach węgla kamiennego, kluczowy jest m.in. podział na decyzje programowe i nieprogramowe. Duża liczba czynników determinujących proces wydobywania węgla powoduje, że zarówno programowe, jak i nieprogramowe decyzje powinny być wspomagane jak najdokładniejszym rozeznaniem i dostępnymi metodami matematycznymi.

Decyzje programowe z definicji dotyczą rutynowych problemów, zazwyczaj są określone przez zasady, procedury lub wytyczne. Decyzje nieprogramowe dotyczą nierutynowych problemów w procesie, a także często o nieokreślonej strukturze.

Witold Kieżun uważa, że istota procesu decyzyjnego polega na przetwarzaniu informacji wejściowych oraz posiadanej wiedzy i doświadczenia w informację wyjściową, co stanowi podłoże dokonywania nielosowego wyboru działania [8]. Zatem wykorzystanie dostępnych metod stochastycznych przy podejmowaniu decyzji w kopalniach węgla kamiennego może przybliżyć decydenta do sukcesu. W dalszej części zostaną wskazane i omówione wybrane metody wspierające decydentów w górnictwie.

4. PRZYKŁADY WYKORZYSTANIA METOD STOCHASTYCZNYCH DO WSPOMAGANIA PROCESÓW DECYZYJNYCH W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

4.1. Sposób doboru załogi przodka ścianowego ze względu na stochastyczny charakter procesu produkcyjnego

Organizacja pracy w kopalni węgla kamiennego jest trudnym zadaniem ze względu na dużą nieprzewidywalność warunków wydobywania. Badania geologiczne złoża pozwalają na oszacowanie parametrów produkcji, jednak przybliżenia te nie zawsze muszą być podstawą precyzyjnych obliczeń na etapie organizacji produkcji. Występowanie niejednorodności w budowie geologicznej złoża, zagrożenia naturalne czy awarie maszyn to tylko niektóre z czynników mogących powodować stochastyczny charakter procesu produkcyjnego prowadzonego w kopalniach. Jednym z najważniejszych aspektów organizacji pracy jest obsada stanowisk. Efektywność produkcji zależy w dużej mierze od racjonalnego przydzielania pracowników do stanowisk. Bardzo wysokie koszty zakupu maszyn i urządzeń zainstalowanych w przodku górniczym, a także energii i robocizny sprawiają, że każdy przestój powoduje znaczne straty ekonomiczne. Przestoje mogą wynikać ze zdarzeń losowych, takich jak awarie maszyn. W takim przypadku można zastosować jedynie środki prewencyjne związane z ich naprawami i konserwacją. Jednak przestoje wynikające ze złej organizacji

pracy powinny zostać zdecydowanie wyeliminowane. Jedną z głównych przyczyn tego typu przestojów może być zły dobór liczby pracowników do wykonywanych czynności. Zastosowanie odpowiedniej aparatury matematycznej w połączeniu z danymi uzyskanymi w wyniku wielokrotnych obserwacji rzeczywistych czasów wykonywania czynności pozwala na zidentyfikowanie charakteru zjawisk losowych oraz określenie obsady stanowisk z uwzględnieniem stochastycznego charakteru procesu produkcyjnego. Zastosowanie tej metody składa się z następujących etapów:

- identyfikacja kluczowych działań w procesie produkcyjnym,
- podział procesu produkcyjnego na charakterystyczne moduły ze względu na jednoczesność działań,
- identyfikacja funkcji gęstości czasów trwania aktywności w oddzielnych modułach,
- przyjęcie wstępnych wariantów odlewu dla poszczególnych modułów,
- optymalizacja obsadzania stanowisk w modułach z uwzględnieniem prawdopodobieństwa wykonywania czynności przy założonej obsadzie oraz charakterystyki modułów.

Szczegółowy opis postępowania zawarty jest w artykułach [9–10].

Jak wspomniano, procesy decyzyjne w kopalniach węgla kamiennego determinowane są wieloma czynnikami. Zaproponowana metoda wsparcia decydenta może być przydatna zarówno w programowym procesie podejmowania decyzji, jak i w sytuacjach awaryjnych, gdzie konieczne jest szybkie działanie ze względu na występujące nagle czynniki ryzyka.

Można sformułować następujące wnioski i stwierdzenia, wynikające z możliwości stosowania metody:

- Zastąpienie zmiennych deterministycznych zmiennymi losowymi pozwoliło na jednoczesne uwzględnienie w postaci funkcji gęstości prawdopodobieństwa wielu czynników wpływających na czas realizacji czynności.
- Każdy proces produkcyjny można podzielić na skończoną liczbę modułów różniących się jednoczesnością realizacji czynności.
- Wyodrębnianie modułów z procesu produkcyjnego pozwala na łatwiejszą analizę procesu produkcyjnego, a co za tym idzie ułatwia dobór obsady.
- Użyte w metodzie kryterium prawdopodobieństwa osiągnięcia założonego czasu trwania realizacji modułu pozwala na racjonalny dobór obsady, gdyż ukończenie modułu jako całości ma wyższy priorytet niż realizacja poszczególnych czynności wchodzących w jego skład.

- Wyniki przeprowadzonych obliczeń pozwalają przyjąć prawdziwość postawionej na początku pracy tezy, że wykorzystanie kryterium prawdopodobieństwa w metodzie wyznaczania obsady przodka ścianowego kopalń węgla kamiennego pozwala na uwzględnienie stochastycznego charakteru procesu produkcyjnego, realizowanego w tym przodku.

4.2. Metoda probabilistycznego modelowania czasu trwania czynności w cyklu produkcyjnym w przodkach ścianowych kopalń węgla kamiennego

Proces produkcyjny realizowany w przodkach ścianowych kopalń węgla kamiennego charakteryzuje się wpływem czynników, które zostały wymienione w rozdziale 2. Cykl produkcyjny w przodku ścianowym kopalni węgla kamiennego definiuje się jako zespół operacji powtarzanych w określonej kolejności i czasie, niezbędnych do przesunięcia przodka ścianowego na odległość jednego zabioru [11]. Proces produkcyjny polega na konsekwentnym powtarzaniu takich cykli, aż do końca możliwości produkcyjnych (decyzje programowe) lub wystąpienia jakiegoś zdarzenia uniemożliwiającego realizację procesu (decyzje nieprogramowe).

Realizacja cyklu produkcyjnego obejmuje wykonanie szeregu czynności bezpośrednio związanych z eksploatacją węgla, a także zagospodarowaniem przestrzeni przodkowej przy odpowiednim utrzymaniu skrzyżowań wyrobisk, tj. chodnika z przodkiem. Wszystkie prace są konieczne ze względu na zastosowaną technologię, jednak nie wszystkie z nich wpływają bezpośrednio na czas trwania cyklu produkcyjnego. W proponowanej metodyce wspomagającej podejmowanie decyzji w pierwszej kolejności wybrano działania mające bezpośredni wpływ na czas trwania cyklu produkcyjnego, zdefiniowano czynniki wpływające na niestabilność czasu trwania czynności oraz ustalono zestaw funkcji gęstości, które najlepiej opisują wybrane czynności cyklu produkcyjnego [12].

Schemat modelowania i symulacji stochastycznej czasu trwania czynności w cyklu produkcyjnym prowadzonym w przodku ścianowym składa się z sześciu etapów, a szczegółowo procedurę opisali Napieraj i Snopkowski [13]:

- 1) Definiowanie funkcji gęstości czasów trwania czynności cyklu produkcyjnego w warunkach danego przodka ścianowego.

- 2) Generowanie czasów trwania czynności cyklu produkcyjnego na podstawie zdefiniowanych funkcji gęstości prawdopodobieństwa.
- 3) Wyznaczenie czasu trwania cyklu produkcyjnego na podstawie wygenerowanych wartości.
- 4) Wyznaczanie wydobywania zmianowego przodka ścianowego.
- 5) Sprawdzenie spełnienia warunku zakończenia modelowania probabilistycznego (jeśli warunek nie jest spełniony, należy wrócić do etapu 2).
- 6) Analiza wyników symulacji stochastycznej czasu trwania czynności w cyklu produkcyjnym.

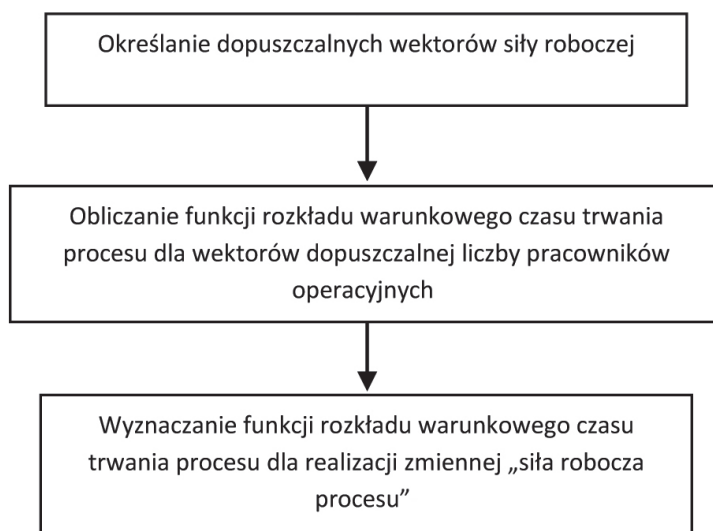
Pojawia się pytanie o korzyści, jakie może przynieść decydentowi wykorzystanie tej metody w podejmowaniu decyzji (zarówno programowych, jak i nieprogramowych). Praktyczną korzyścią płynącą z omawianego modelu jest możliwość określenia:

- prawdopodobieństwa, że wydobywanie z wybranej ściany przekroczy ustalony z góry poziom podczas zmiany roboczej,
- prawdopodobieństwa, że urobek z wybranej ściany wydobywczej będzie się zmieniał w przyjętym zakresie,
- poziomu wydobywania zmianowego, którego przekroczenie i nieprzekroczenie jest tak samo prawdopodobne i wynosi 0,5.

4.3. Wykorzystanie dystrybucyj brzegowej do oceny czasu trwania procesów stochastycznych w kopalniach podziemnych

Metoda zaproponowana w artykule może być również wykorzystana do analizy procesów, na przykład wydobywczych, w których zasoby (takie jak siła robocza i maszyny) przeznaczone do ich wykonania nie są determinowane ilościowo. Załóżmy, że mamy do czynienia z procesem, w którym liczba pracowników (czyli siły roboczej procesu) przydzielonych do przeprowadzenia procesu jest nieokreślona. Przykład ten może również odnosić się do różnej liczby maszyn, urządzeń itp.

Z matematycznego punktu widzenia „zespół procesowy” w tym przypadku jest zmienną losową, co oznacza, że nie mamy 100% pewności, ilu pracowników będzie dostępnych do przeprowadzenia procesu, być może z powodu nieobecności lub innych przyczyn. Możemy traktować charakterystykę „zespołu procesowego” jako rozkład prawdopodobieństwa, w którym prawdopodobieństwo reprezentuje szansę realizacji procesu przez określoną liczbę pracowników. Warunkowy rozkład czasu trwania procesu jest określony dla każdej realizacji zmiennej losowej „zespół procesowy” zgodnie ze schematem przedstawionym na rysunku 1.



Rys. 1. Etapy dystrybucyj brzegowej wykorzystywanej do oceny czasu trwania procesów stochastycznych

Dokładny opis wykorzystania tej metody jest przedmiotem odrębnego artykułu (w języku polskim i angielskim, złożony do druku), w którym krok po kroku przedstawiono wybrany przykład.

Metoda wykorzystania dystrybucyj brzegowej do oceny czasu trwania procesów stochastycznych w ko-

palniach podziemnych może być wykorzystana jako uzupełnienie innych metod analizy i optymalizacji procesu. Ocena przebiegu procesów stochastycznych jest istotna z perspektywy zarządzających tymi procesami lub inwestorów, którzy alokują swoje zasoby (np. w przypadku procesu inwestycyjnego). Należy

również podkreślić, że zastosowanie metody opisanej w tej pracy skutkuje uzyskaniem wyników, które są podawane wraz z wartościami prawdopodobieństwa. Dlatego ostateczna ocena tych wyników zawsze należy do strony przeprowadzającej analizę procesu.

5. PODSUMOWANIE

Proces podejmowania decyzji nie jest łatwy, szczególnie wtedy, kiedy determinowany jest wieloma czynnikami zarówno od strony organizacyjnej, jak i środowiska naturalnego, co często ma miejsce w górnictwie węgla kamiennego. Wsparcie takiego procesu metodami stochastycznymi, które w założeniu mają uwzględniać losowy charakter analizowanego zjawiska może się okazać pomocne i efektywne. Zarówno decydenci programowych decyzji, jak i tych nieprogramowych mogą wykorzystywać tego typu metody. W artykule wskazano tylko wybrane z nich, które przez autorów zostały dogłębnie przeanalizowane i są przedmiotem odrębnych publikacji.

Nie wyczerpuje to jednak pełnego zakresu metod, które mogą wspierać przemysł wydobywczy.

References

- [1] Bendkowski J.: *Ekonomika i zarządzanie przemysłem*. Politechnika Śląska, Gliwice 1990
- [2] Zając E.: *Organizacja produkcji w kopalni węgla kamiennego*. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1994.
- [3] Karolczak Z., Trzaska K.: *Automatyzacja transportu przenośnikowego i kołowego*. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 1978, 6.
- [4] Snopkowski R.: *Metoda identyfikacji rozkładu prawdopodobieństwa wydobywania uzyskiwanego z przodków ścianowych kopalń węgla kamiennego*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2000.
- [5] Magda R., Woźny T., Kowalczyk B., Głodzik S., Gryglik D.: *Racjonalizacja modelu i wielkości kopalni węgla kamiennego w warunkach gospodarczych początku XXI wieku*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2002.
- [6] Krzemień S.: *Zagrożenia litosferyczne w ujęciu teorii procesów losowych*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo nr 159, Gliwice 1987.
- [7] Targalski J., *Podjęmowanie decyzji*. W: *Organizacja i zarządzanie*, red. A. Stabryła, J. Trzcieniecki, Warszawa 1986.
- [8] Kieżun W.: *Sprawne zarządzanie organizacją*. Szkoła Główna Handlowa, Warszawa 1997.
- [9] Snopkowski R., Sukiennik M.: *Selection of the longwall face crew with respect to stochastic character of the production process – part 1 – procedural description*. Archives of Mining Sciences 2012, 57, 4, <https://doi.org/10.2478/v10267-012-0071-9>.
- [10] Snopkowski R., Sukiennik M.: *Longwall face crew selection with respect to stochastic character of the production process – part 2 – calculation example*. Archives of Mining Sciences 2013, 58, 1, <https://doi.org/10.2478/amsc-2013-0016>.
- [11] Kozdrój M., Kozdrój-Weigel M.: *Teoria i praktyka organizowania produkcji górniczej*. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1993.
- [12] Napieraj A.: *Metoda probabilistycznego modelowania czasu trwania czynności cyklu produkcyjnego realizowanego w przodkach ścianowych kopalń węgla kamiennego*. Wydawnictwa AGH, Kraków 2012.
- [13] Napieraj A., Snopkowski R.: *Method of the production cycle duration time modeling within hard coal longwall faces*. Archives of Mining Science 2012, 57, 1, 3, <https://doi.org/10.2478/v10267-012-0009-2>.

prof. dr hab. inż. RYSZARD SNOBKOWSKI
snopkows@agh.edu.pl

dr hab. inż. MARTA SUKIENNIK, prof. AGH
marta.sukiennik@agh.edu.pl

dr inż. ANETA NAPIERAJ
aneta.napieraj@agh.edu.pl

Wydział Inżynierii Łądowej
i Gospodarki Zasobami AGH
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
al. A. Mickiewicza 30
30-059 Kraków

BEATA ŚWIĄTEK

A case study of the TS-26 tunnel – the longest non-urban road tunnel in Poland using NATM technology

The article describes in detail the legal, technical and geological conditions faced by the designers and contractors of the TS-26 tunnel, located within the S3 expressway. The tunnel, which is the longest non-urban road tunnel in Poland, was constructed using the New Austrian Tunnel Construction Method (NATM). The project represented a considerable engineering challenge due to the geological conditions and the need to ensure the highest safety standards. The article describes the design process, including detailed geological analyses, and the construction phases of the tunnel, which included excavation, construction of the primary and secondary lining, and the installation of advanced safety systems. The TS-26 tunnel is a key element of the road infrastructure that will significantly improve communication in the region and support the economic development of Lower Silesia.

Key words: tunnelling, tunnelling and tunnel construction, mining method of tunnelling

1. INTRODUCTION

The beginning of the 21st century brought about the dynamic development of road transport networks and infrastructure construction in Poland. Alongside these developments, a special branch of underground construction began to develop, allowing roads to be run smoothly under terrain obstacles.

The construction of more than a dozen road tunnels has been successfully completed, including the tunnel under Świna River in Świnoujście, the tunnel under the Martwa Wisła in Gdańsk, the Emilia tunnel in Laliki, and the TS-26 and TS-32 tunnels along the S3 expressway, with others along the S1 or S19 expressways currently under construction, to mention just a few examples.

Regarding the techniques used for tunnelling, the most commonly used are: open-cut methods, mining methods and special methods (including the shield method, which is becoming increasingly popular in Poland) [1]. The choice of tunnelling method depends on a number of factors, i.e. hydro and geological conditions and the characteristic parameters of the tunnel to be designed, especially the length and

required clearance, but also the installations and devices of the tunnel equipment.

An example of a tunnel excavated using the mining method is the TS-26 tunnel, which was opened on 31 July 2024. The tunnel was constructed using the *Neue Österreichische Tunnelbaumethode* (NÖT) or New Austrian Tunnelling Method (NATM for short), which was formulated by Prof. Ladislaus von Rabcewicz in 1948. The main advantage of this method is its versatility with regard to the required shape of the excavation and the dimensions of its cross-section. A characteristic shared by all mining tunnelling methods is the phased nature of the tunnelling process, with the main division being the excavation and construction of the primary lining and the erection of the secondary lining, also known as the final lining. The philosophy behind NATM is that the rock mass is the load-bearing element and can deform freely, and the ongoing monitoring of its behaviour allows for dynamic adjustment to the conditions encountered.

The basic principle of NATM technology is to make the best possible use of the self-supporting effect of the rock mass, which is a fundamental element of primary lining. In order to meet this condition, it is crucial to

properly excavate the rock to use the natural stress distribution [5].

Depending on the characteristics of the rock mass, the parameters of the primary lining components, such as the thickness of the shotcrete layer (shotcrete) and the degree of its reinforcement (steel mesh or steel fibres), the number of rock anchors and the spacing of the steel lattice girders are adjusted to the local conditions, based on ongoing geotechnical monitoring (observational method [2]).

In a subsequent stage of the works, as soon as the excavation has been completed, the primary lining has been constructed and settlements have stabilised, the reinforced concrete inner lining of the tunnel is built [5, 6].

2. SITE CHARACTERISTICS

The TS-26 tunnel structure consists of two main tubes (approximately 2,300 m long), connected by eight emergency cross passages (spaced at intervals of up to 250 m) and one emergency crossing for vehicles located in the centre of the tunnel.

In each of the tunnel tubes, there are alarm points – equipped with emergency telephones and fire extinguishers – and firefighting niches – where hydrants are

located, which are an important element in ensuring safety in the tunnel. In addition, the tunnel is equipped with a number of installations and safety systems such as emergency lighting, longitudinal ventilation, systems for fire detection and warning, monitoring and detection, traffic control and monitoring, radio communication for emergency and maintenance services, sound and telephony for maintenance staff, as well as an automatic tunnel control and management system.

3. PROJECT ASSUMPTIONS

The start of the TS-26 tunnel was preceded by an analysis of the geological conditions and the development of a detailed design. The construction area is situated at the interface between two geological units: the Kaczawskie Mountains metamorphic complex in the north and sediments of the Central Sudetic Depression in the south (Fig. 1).

For the preparation of the geological model, 48 test boreholes were drilled, at depths ranging from 11 to 70 m, with a total length of more than 1,900 m. In addition, 13 dilatometric surveys were carried out and included three boreholes.

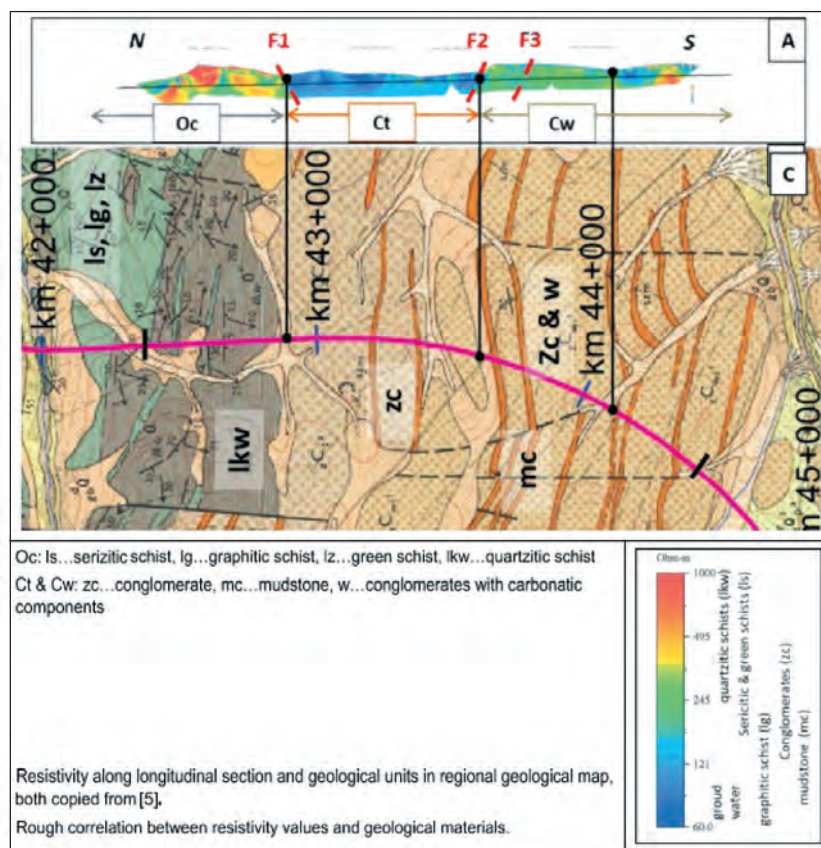


Fig. 1. Geological cross-section – overview [3] after [5]

Rocks encountered along the line of the tunnel routes (from N to S) included Ordovician schist (related to the Oc Kaczawskie Mountains) and Carboniferous conglomerates, sandstones and greywacke sandstones (deposited in the synorogenic Ct and Cw Depression). Following the new surveys, the definition of ground types for the rockmass was extended and their values were adjusted to the corresponding characteristic properties.

Based on the new boreholes and the archival data provided by the Client and the regional geology documentation, six ground types were defined – O1

to O3 for Ordovician shale (unit Oc) and C1 to C3 for Carboniferous sediments (units Ct/Cw = C*) (Figs. 2, 3).

On the basis of the exploratory boreholes and interpretation of the acquired data, a complete three-dimensional geological model of the rock mass was created, which was used for all further calculations, in the course of which four main classes of primary lining of the excavation were determined, ranging from class A, which is the lightest class used in the most favourable ground conditions, to D – the heaviest class of lining.

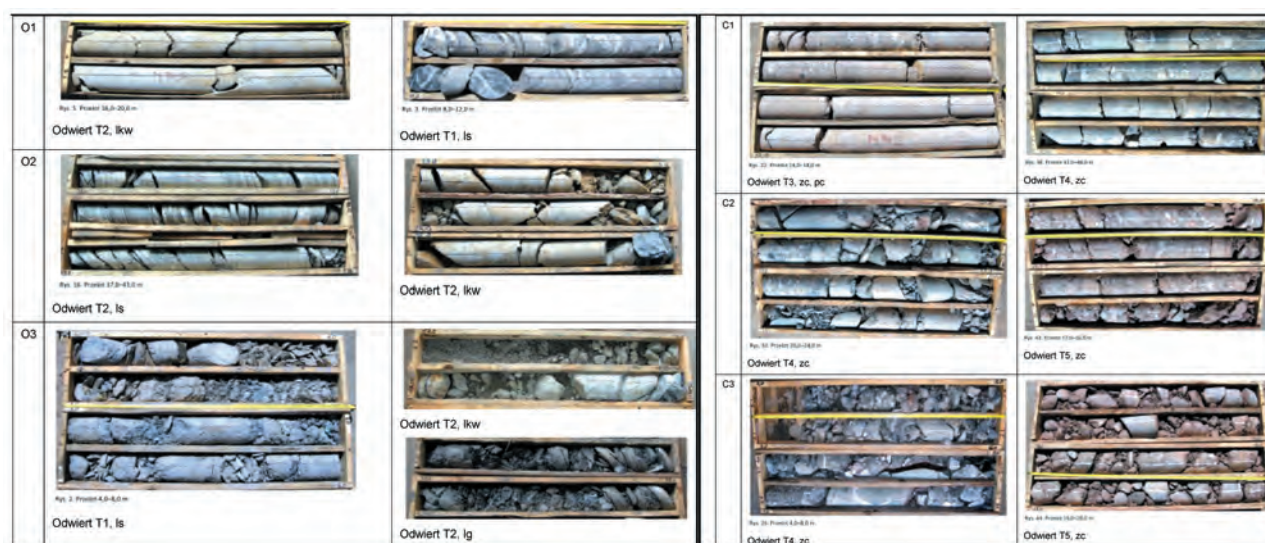


Fig. 2. Typical appearance of ground types O1, O2 and O3 (left), and C1, C2 and C3 (right) in the borehole cores [3]

Ground type Typ gruntu	Rock type Typ skały	Characteristics RQD Charakterystyczne RQD	Standard classification Standardowa klasyfikacja	Density Gęstość	Cohence Spójność	Fraction angle Kąt tarcia	Rockmass strenght Wytrzymałość górotworu	Deformation modulus Moduł deformacji	Elasticity modulus Moduł elastyczności	Poissons' ratio Współczynnik Poissona	At-rest earth pressure Ciśnienie gruntu w stanie spoczynku
GT		RQD [%]	GSI [-]	ρ [g/cm ³]	c [MPa]	ϕ [°]	UCS _{rm} [MPa]	D [GPa]	E [GPa]	ν [-]	k_0 [-]
O1	schist unit jednostka łupka	>50	40–55	2.6	1.500	30	5.2	3.0	6.0	0.25	0.33
O2		25–50	20–40	2.6	0.400	21	1.2	1.5	3.0	0.30	0.43
O3		<25	?20	2.5	0.150	14	0.4	0.3	0.6	0.35	0.54
SO		–	–	2.1	0.010	25	–	0.1	0.1	0.35	0.58
C1	conglomerate unit jednostka zlepieńca	>50	50–60	2.6	2.500	35	9.6	3.0	6.0	0.20	0.25
C2		25–50	35–50	2.6	1.200	35	4.6	1.2	2.4	0.25	0.33
C3		<30	15–35	2.5	0.020	35	0.1	0.2	0.4	0.35	0.43
SC		–	–	2.1	0.010	28	–	0.1	0.1	0.35	0.53

Fig. 3. Adopted soil types [3]

4. EXECUTION TECHNOLOGY, LEGAL CONDITIONS AND WORK STAGING

The basic principle of the New Austrian Tunnel Construction Method (NATM) is to try to use the effect of the self-supporting rock mass, which is the basic element of the primary lining, as much as possible. For this to be possible, it is important to continuously monitor the geological and geotechnical ground conditions encountered. It is crucial to properly excavate the rock to make use of the natural stress distribution. At the same time, it is important to successively construct a primary lining of shotcrete, reinforced (with steel mesh or fibres) as the work progresses [4].

The NATM method foresees the construction of the tunnel in two basic stages:

- excavation and construction of the primary lining (Geological and Mining Law [7]),
- execution of the secondary lining (Geological and Mining Law [7] / Construction Law [8]).

Bearing in mind the provisions of Art. 2, para. 1 of the Construction Law and Art. 2, para. 1 pt. 4 of the Geological and Mining Law and the chosen method of excavation using mining technology, the commencement of the work of excavation and construction of the primary lining of the excavation was preceded by the opening of a mining plant, within which a mining plant operation manager was nominated, and a traffic plan and organisational structure developed. In the next stage, the plant's traffic plan was

approved by a decision of the Director of the Regional Mining Authority.

Finally, excavation started on 5 December 2020 at the south portal in the east tube. The work took place in parallel cycles in four faces of approximately 150 m² each, on a 24-hour, 7-day-a-week basis. The lengths of the cycles (rounds) and the type of support class chosen depended on the geology encountered. There were 4 main classes (from the lightest A, used in the most favourable ground conditions, to D, the heaviest) of lining and 4 sub-classes within each of the main classes (10–40), (Figs. 4–6).

The first stage was the drilling of blast holes (Fig. 7), followed by the setting of explosive charges (Fig. 8), and then the blasting and removal of the excavated material. The excavation was immediately secured using lattice girders, steel mesh and sprayed concrete (Fig. 9). Continuous geological (Fig. 10) and geotechnical (Fig. 11) monitoring was carried out during the works, allowing for the ongoing assessment of the ground conditions encountered and the proper selection of the support class.

When unfavourable geological conditions were encountered, the blocky nature of the rock mass and the need to stabilise the excavation and ensure the safety of the workers, rock anchors were also installed in the face and, in the case of poor ground conditions, pipe roof umbrellas were used, the number and distribution of which depended on the class of primary lining. The excavation of the two tunnel tubes and the execution of the primary lining was completed with the breakthrough on 22.02.2022.

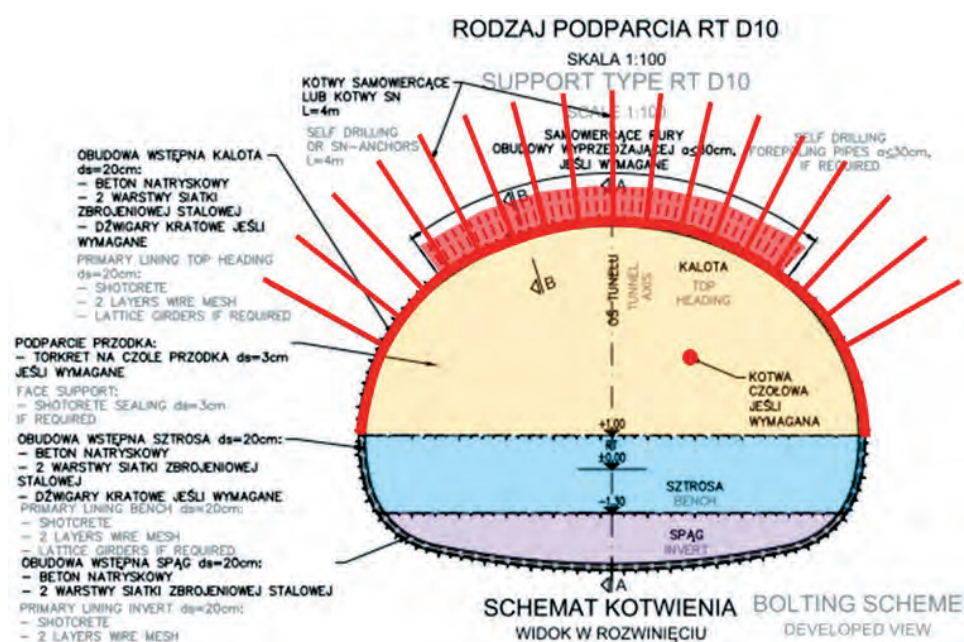


Fig. 4. Support class D10, cross-section of pit division with elements of primary lining [3]

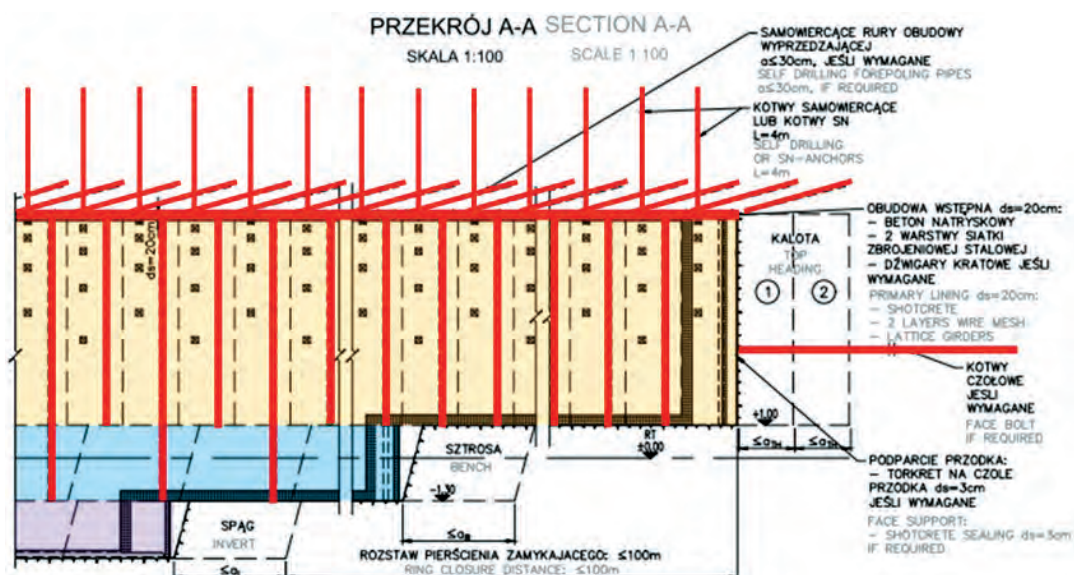


Fig. 5. Support class D10, cross-section A-A of a pit subdivision with elements of the primary [3]

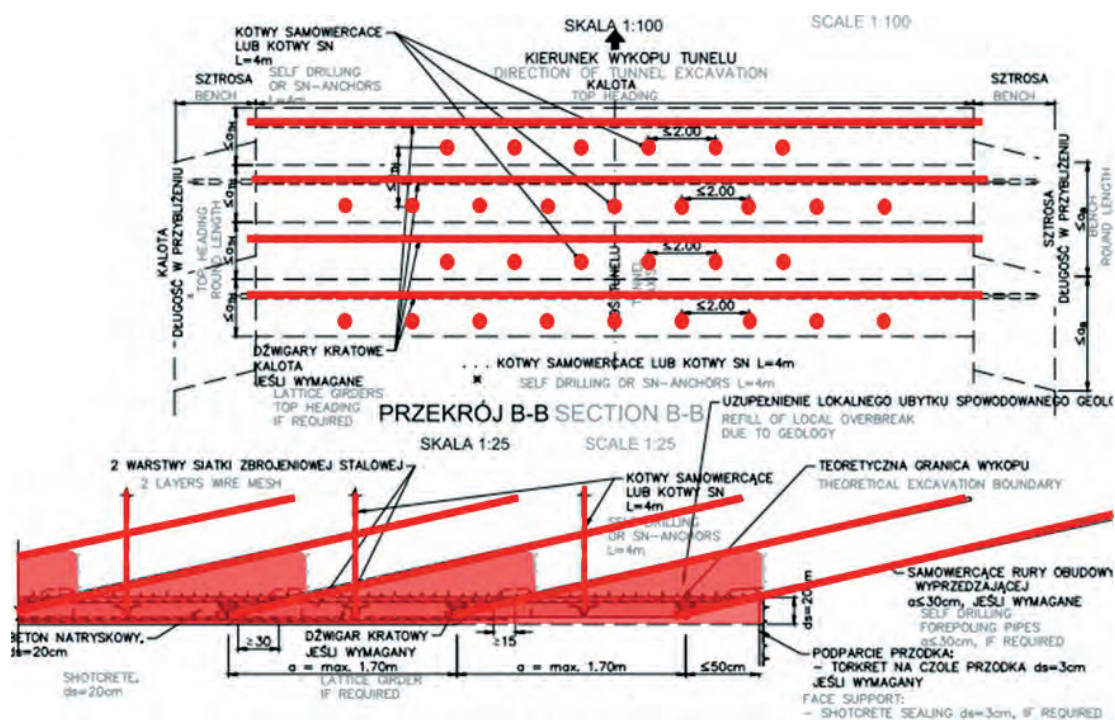


Fig. 6. Support class D10, anchoring plan – layout [3]



Fig. 7. Drilling of blast holes [3]



Fig. 8. Setting up explosives [3]



Fig. 9. Execution of primary lining (here: installation of rock anchors) [3]

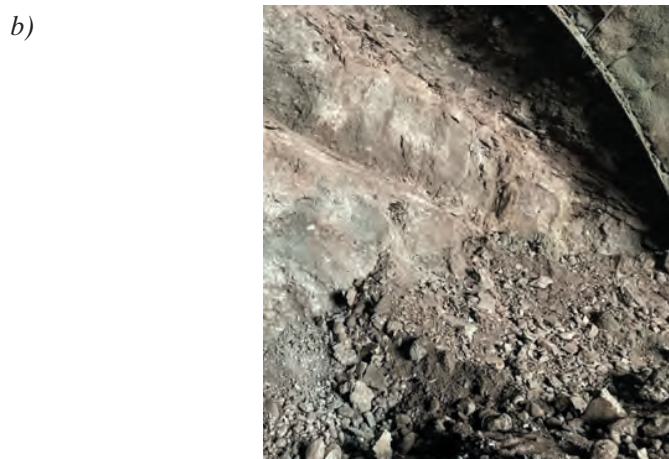
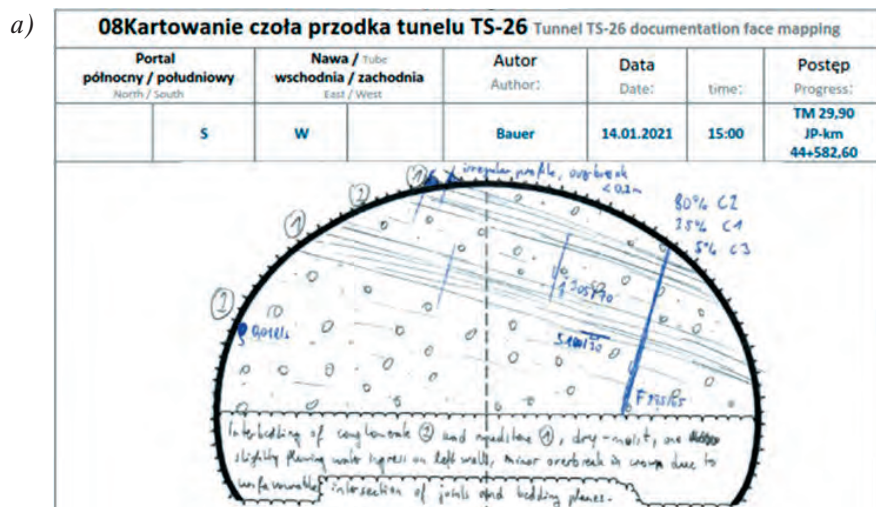
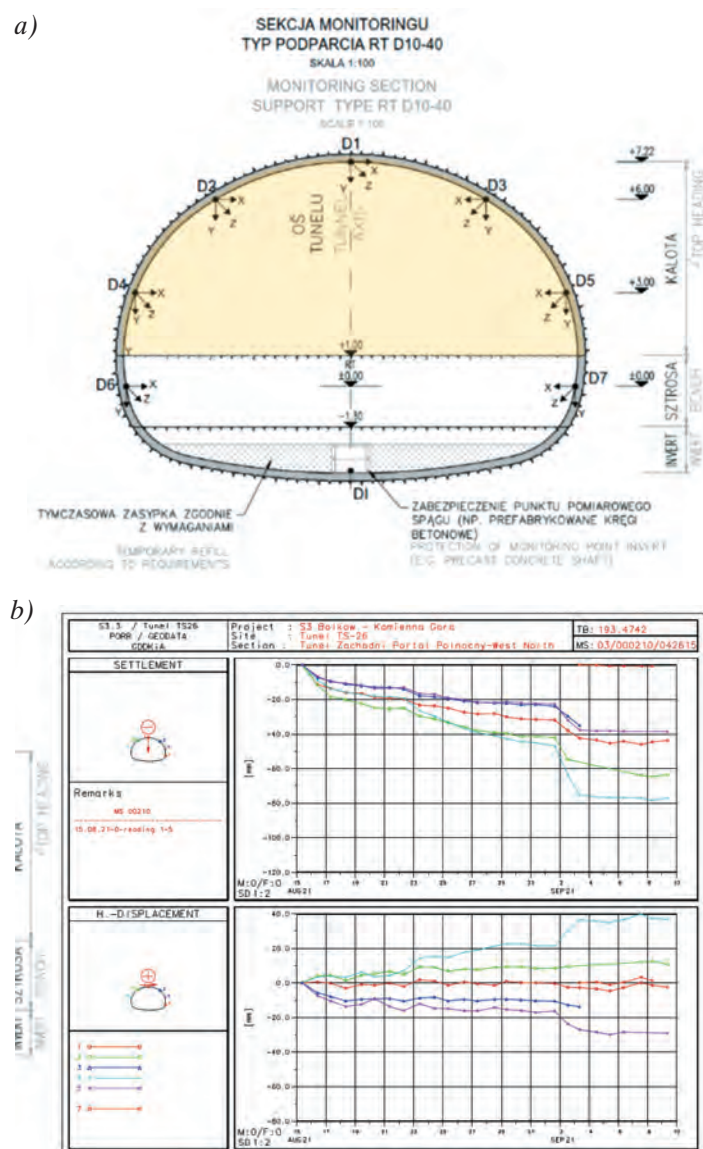


Fig. 10. Geological monitoring: a) geological documentation of face mapping; b) photographic documentation [3]



The next stage of the work was preceded by the successive handover of the tunnel by the mining plant's operations manager to the site manager. During this time, the mining equipment and installations were dismantled and a levelling layer of unreinforced

shotcrete was made over the entire excavation arch. A technological road made of rolled compacted concrete (Fig. 12) along the entire length of both tunnel tubes and technological installations were also prepared.



Fig. 12. Tunnel after completion of excavation, completion of the shotcrete levelling layer and technological road [3]

Prior to the beginning of the main works related to the realisation of the reinforced concrete inner lining, reinforced concrete invert slabs were made in sections where the parameters of the rock mass were unfavourable, as well as reinforced concrete foundations (abutments) of the blocks of the inner lining of the tunnel, which also functioned as foundations for the track of the technological gantries – insulation, reinforcement, formwork and repair.

In the next step, a waterproofing layer consisting of a geotextile and a welded PVC membrane (Fig. 13) was constructed, as well as the sidewall drainage which was built into a layer of filter concrete.

In the next stage, the installation of the inner lining reinforcement began and which was carried out using reinforcement gantries equipped with platform lifts to make it easier to move the reinforcement packages. Concrete work began on 8 May 2022 with the execution of the first block of the tunnel's inner lining, out-

side the excavated section, in the open-cut section at the north portal. Each of the inner lining blocks was 12.5 m long, with a total of 369 of them constructed along the entire length of both tunnel tubes. The first of the inner lining blocks for the excavation was completed on 29 May 2022, and all the inner lining work for the tunnel's main tubes, as well as the cross passages, emergency passage for vehicles and maintenance niches, firefighting niches and alarm points, was completed 356 days later. Concrete was poured using a formwork gantry equipped with a piping system (Fig. 14).

The execution of all the inner lining works consumed more than 100,000 m³ of concrete, produced at the on-site concrete batching plant.

The completion of the works did not, however, complete the object. Further steps included the completion of reinforced concrete pavement slabs with cable ducts, road layers, safety and traffic control installations and systems.



Fig. 13. Execution of waterproofing: geotextile protective layer, PVC membrane [3]

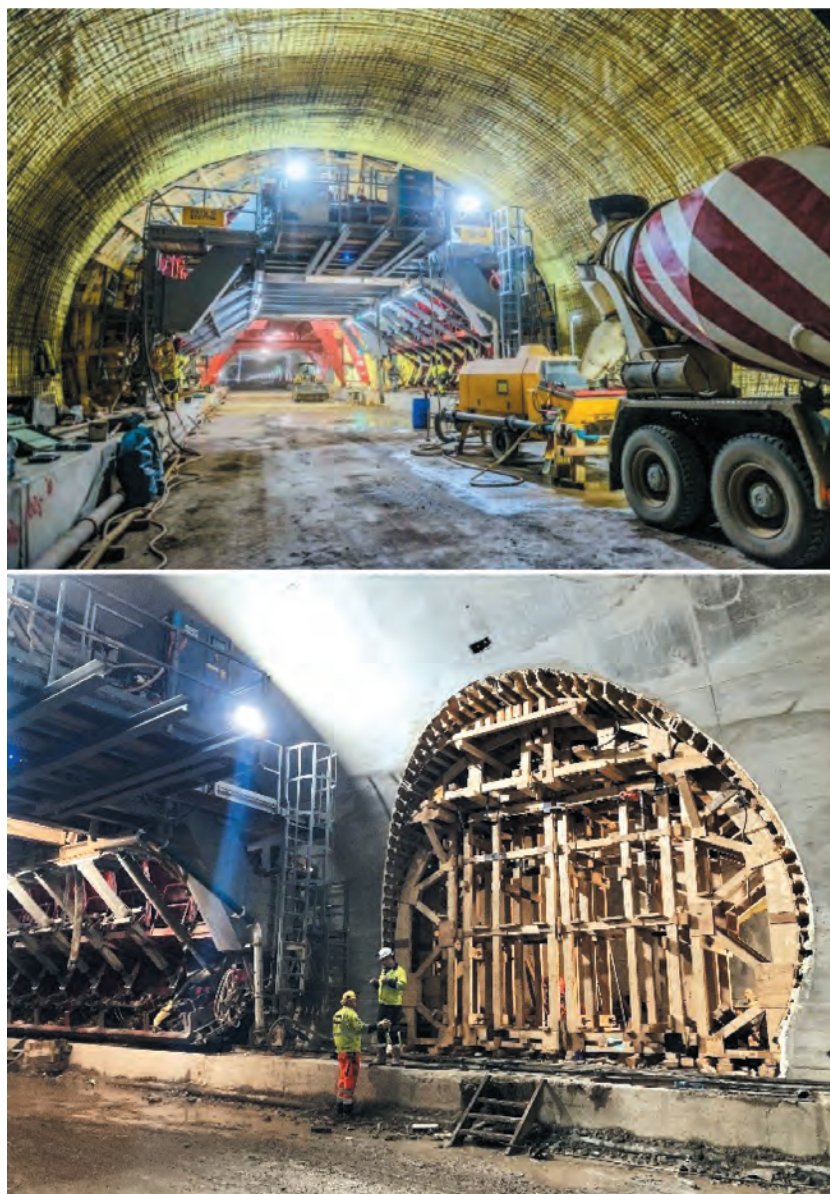


Fig. 14. Installation of reinforcement and formwork gantry [3]

5. SUMMARY

NATM technology is a very flexible method and, because of its sequential nature, offers the possibility of constant adaptation to diverse, sometimes complicated hydrogeological conditions, where anticipating rock mass parameters is difficult.

However, it is not a perfect method, requiring excellent site organisation, continuity of supply and maintenance and, above all, a high degree of coordination and interprofessional cooperation at each stage of the work. Each stage of construction must be precisely planned and coordinated to ensure the safety and efficiency of the project.

The construction of the TS-26 tunnel is an excellent example of cooperation between two important

engineering disciplines: mining and construction, but also geologists and surveyors. This project demonstrates the importance of integrating knowledge and expertise from different disciplines to meet technical and logistical challenges. Thanks to the commitment and cooperation of many specialists, it was possible to realise this ambitious project.

In conclusion, the TS-26 tunnel is not only an important piece of road infrastructure, but also an example of modern technology and effective engineering cooperation.

References

- [1] Furtak K., Kędracki M.: *Podstawy budowy tuneli*. Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2005.
- [2] Eurokod 7 (EC 7, EN 1997): *Projektowanie geotechniczne*.

- [3] Dokumentacja projektowa i wykonawcza dla zadania: „Zaprojektowanie i wybudowanie drogi S3 Legnica (A4) – Lubawka, zadanie III od węzła Bolków (bez węzła) do węzła Kamienna Góra Północ (bez węzła), o dł. ok. 16,1 km”.
- [4] ÖGG Austriackie Stowarzyszenie Geomechaniki: Wytyczne do projektowania i wykonawstwa sekwencyjnie drążonych tuneli.
- [5] Galler R., Schneider E., Bonapace P., Moritz B., Eder M.: *The new guideline NATM – The Austrian Practice of Conventional Tunneling*. BHM Berg- und Huettenmaennische Monatshefte, Nr 154, 2009, s. 441–449, <https://doi.org/10.1007/s00501-009-0503-9>.
- [6] Maidl B., Thewes M., Maidl U.: *Handbook of Tunnel Engineering*. Volume I: Structures and Methods, Ernst & Sohn, 2013.
- [7] Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. – Prawo geologiczne i górnicze, Dz.U. 2024, 1290 (Act of 9 June 2011 – Geological and mining law, Journal of Laws. 2024.1290).
- [8] Ustawa z dnia 7 lipca 1994 r. – Prawo budowlane, Dz.U. 2024, 725 (Act of 7 July 1994 – Construction law, Journal of Laws 2024, 725).

BEATA ŚWIĄTEK, M.Sc., Eng.
beata.swiatek@porr.pl

PORR S.A.
ul. Hołubcowa 123
02-854 Warszawa, Poland

BEATA ŚWIĄTEK

TS-26 – najdłuższy pozamiejski tunel drogowy w Polsce, realizowany w technologii NATM. Studium przypadku

W artykule szczegółowo opisano uwarunkowania prawne, techniczne oraz geologiczne, z jakimi musieli zmierzyć się projektanci i wykonawcy tunelu TS-26, znajdującego się w ciągu drogi ekspresowej S3. Tunel, będący najdłuższym pozamiejskim tunelem drogowym w Polsce, został zrealizowany przy użyciu nowej metody austriackiej budowy tuneli (NATM), stosowanej w górnictwie. Projekt ten stanowił ogromne wyzwanie inżynierskie ze względu na skomplikowane warunki geologiczne oraz konieczność zapewnienia najwyższych standardów bezpieczeństwa. W artykule omówiono proces projektowania, w tym szczegółowe analizy geologiczne, oraz etapy realizacji tunelu, które obejmowały drążenie, wykonanie obudowy wstępnej i ostatecznej, a także instalację zaawansowanych systemów bezpieczeństwa. Tunel TS-26 jest kluczowym elementem infrastruktury drogowej, który znacząco poprawi komunikację w regionie oraz przyczyni się do rozwoju gospodarczego Dolnego Śląska.

Słowa kluczowe: tunel, drążenie i budowa tunelu, metoda górnicza drążenia tuneli

1. WSTĘP

Początek XXI wieku przyniósł w Polsce dynamiczny rozwój sieci komunikacyjnych i budownictwa infrastrukturalnego. Wraz z nimi zaczęła się rozwijać jego szczególna gałąź – budownictwo podziemne, pozwalające na bezkolizyjne prowadzenie dróg pod przeszkodami terenowymi.

Z sukcesem zrealizowano budowy kilkunastu tuneli drogowych, w tym tunelu pod Świną w Świnoujściu, tunelu pod Martwą Wisłą w Gdańsku, tunelu Emilia w Lalikach czy tuneli TS-26 i TS-32 w ciągu drogi ekspresowej S3, a kolejne m.in. w ciągu dróg ekspresowych S1 czy S19 są w realizacji.

Wśród technik drążenia tuneli obecnie najczęściej stosowane są: metody odkrywkowe, metody górnicze oraz metody specjalne (w tym coraz bardziej popularna w Polsce metoda tarczowa) [1]. Wybór metody drążenia zależy od wielu czynników, tj. warunków hydro- i geologicznych oraz parametrów charakterystycznych projektowanego tunelu, przede wszystkim długości i wymaganej skrajni, ale także instalacji i urządzeń wyposażenia tunelu.

Przykładem tunelu drążonego z wykorzystaniem metody górniczej jest tunel TS-26, który został oddany do użytku 31 lipca 2024 roku. Tunel wykona-

ny został z wykorzystaniem nowej metody austriackiej (ang. NATM, *New Austrian tunnelling method*, niem. NÖT, *Neue Österreichische Tunnelbaumethode*), sformułowanej w 1948 roku przez prof. Ladisłausa von Rabcewicza. Główną zaletą tej metody jest uniwersalność w odniesieniu do wymaganego kształtu wyrobiska i wymiarów jego przekroju. Cechą wspólną dla wszystkich metod górniczych drążenia tuneli jest etapowość prowadzenia prac, z głównym podziałem na drążenie i wykonanie obudowy wstępnej oraz wznoszenie obudowy ostatecznej zwanej również zasadniczą. Założeniem metody NATM jest to, aby ośrodek skalny był elementem nośnym i mógł swobodnie się odkształcać, a bieżące monitorowanie jego zachowania pozwala na dynamiczne dostosowanie do panujących warunków.

Podstawową zasadą technologii NATM jest dążenie do wykorzystania w możliwie jak największym stopniu efektu samonośności górotworu, będącego podstawowym elementem obudowy wstępnej. Aby spełnić ten warunek, kluczowe jest prawidłowe wykonanie wyłomu pozwalające na wykorzystanie naturalnego rozkładu naprężeń [5].

Zależnie od cech ośrodka skalnego, korzystając z bieżącego monitoringu geotechnicznego (metoda obserwacyjna [2]), parametry elementów składowych

obudowy wstępnej, takie jak grubość warstwy betonu natryskowego (torkretu) wraz ze stopniem jego zbrojenia (siatkami stalowymi lub włóknami stalowymi), liczbę kotew skalnych czy rozstaw stalowych dźwigarów kratowych dobiera się do zastanych warunków lokalnych.

W dalszym etapie prac – tuż po zakończeniu drążenia, wykonaniu obudowy wstępnej i ustabilizowaniu osiadań – przystępuje się do konstruowania żelbetowej obudowy ostatecznej tunelu [5, 6].

2. CHARAKTERYSTYKA OBIEKTU

Konstrukcja tunelu TS-26 składa się z dwóch naw głównych (długości ok. 2300 m), połączonych ośmioma ewakuacyjnymi przejściami poprzecznymi (w rozstawie co maks. 250 m) oraz jednym przejazdem awaryjnym zlokalizowanym w środku tunelu.

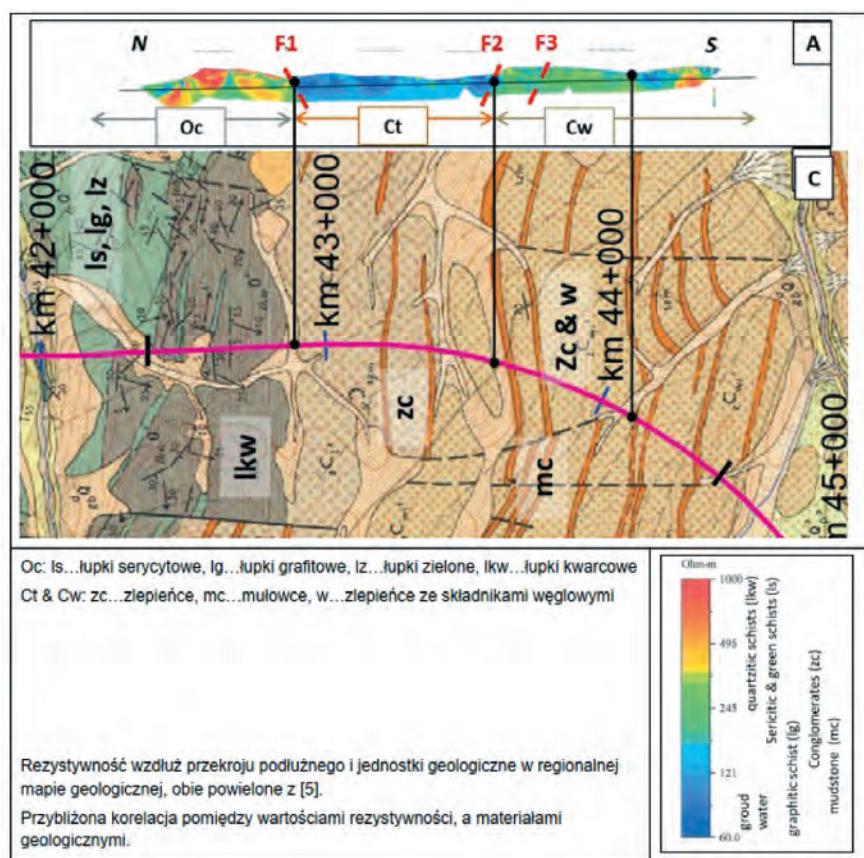
W każdej z naw tunelu wykonano punkty alarmowe – zaopatrzone w telefony alarmowe i gaśnice oraz nisze przeciwpożarowe, w których zlokalizowane są hydranty będące istotnym elementem zapewnienia bezpieczeństwa w tunelu. Ponadto tunel wyposażony

jest w szereg instalacji i systemów bezpieczeństwa, takich jak system oświetlenia awaryjnego, wentylacji wzdłużnej, wykrywania i sygnalizacji pożaru, monitoringu i detekcji, nadzoru i sterowania ruchem, komunikacji radiowej dla służb ratowniczych i porządkowych, nagłośnienia i telefonii dla obsługi, a także system automatycznego sterowania i zarządzania tunelami.

3. ZAŁOŻENIA PROJEKTOWE

Rozpoczęcie realizacji tunelu TS-26 poprzedziła analiza warunków geologicznych oraz opracowanie projektu wykonawczego. Obszar realizacji znajduje się na styku dwóch jednostek geologicznych: kompleksu metamorficznego Gór Kaczawskich na północy i osadów Obniżenia Śródsudeckiego na południu (rys. 1).

Na potrzeby opracowania modelu geologicznego wykonano 48 odwiertów badawczych na głębokości od 11 m do 70 m o łącznej długości ponad 1900 m. Ponadto wykonano 13 badań dylatometrycznych. W tym celu powstały trzy otwory wiertnicze.



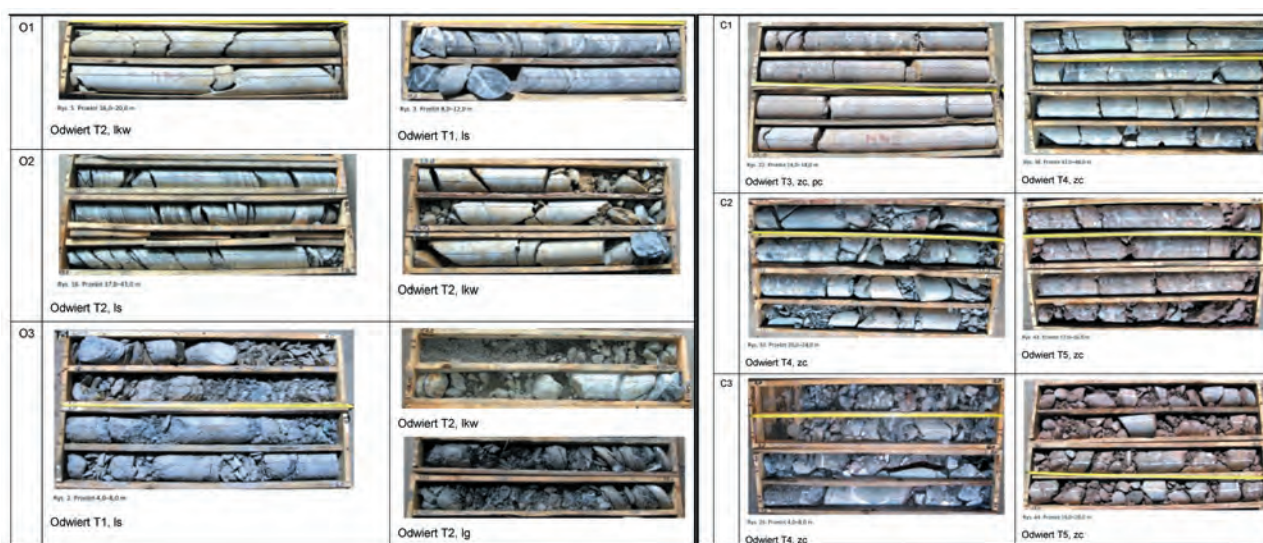
Rys. 1. Przekrój geologiczny – zarys ogólny [3] za [5]

Skały napotkane wzdłuż linii tras tunelu (od N do S) obejmowały łupki ordowickie (związane z Górami Kaczawskimi Oc) oraz zlepieńce karbonu, piaskowce i piaskowce szarogłazowe (zdeponowane w synorogennym Obniżeniu Ct i Cw). Po wykonaniu nowych badań rozszerzono definicję rodzajów gruntów dla podłoża skalnego i dostosowano ich wartości do odpowiednich właściwości charakterystycznych.

Bazując na nowych odwiertach oraz danych archiwalnych dostarczonych przez inwestora oraz dokumentacji regionalnej geologii przyjęto sześć rodzajów

gruntów – od O1 do O3 dla łupków ordowickich (jednostka Oc) i od C1 do C3 dla osadów karbonu (jednostki Ct/Cw = C*) (rys. 2, 3).

Na podstawie odwiertów badawczych oraz interpretacji pozyskanych danych powstał kompletny trójwymiarowy model geologiczny górotworu, wykorzystany do wszystkich dalszych obliczeń, w toku których wyznaczono cztery główne klasy obudowy wstępnej wyrobiska od klasy A, będącej najlżejszą klasą stosowaną w najkorzystniejszych warunkach gruntowych, po D – najcięższą klasę obudowy.



Rys. 2. Typowy wygląd rodzajów gruntów O1, O2 oraz O3 (po lewej), oraz C1, C2 i C3 (po prawej) w rdzeniach odwiertów [3]

Ground type Typ gruntu	Rock type Typ skały	Characteristics RQD Charakterystyczne RQD	Standard classification Standardowa klasyfikacja	Density Gęstość	Cohence Spójność	Fraction angle Kąt tarcia	Rockmass strength Wytrzymałość górotworu	Deformation modulus Moduł deformacji	Elasticity modulus Moduł elastyczności	Poisson's ratio Współczynnik Poissona	At-rest earth pressure Ciśnienie gruntu w stanie spoczynku
GT		RQD [%]	GSI [–]	ρ [g/cm ³]	c [MPa]	ϕ [°]	UCS _{rm} [MPa]	D [GPa]	E [GPa]	v [–]	k ₀ [–]
O1	schist unit jednostka łupka	>50	40–55	2,6	1,500	30	5,2	3,0	6,0	0,25	0,33
O2		25–50	20–40	2,6	0,400	21	1,2	1,5	3,0	0,30	0,43
O3		<25	?20	2,5	0,150	14	0,4	0,3	0,6	0,35	0,54
SO		–	–	2,1	0,010	25	–	0,1	0,1	0,35	0,58
C1	conglomerate unit jednostka zlepieńca	>50	50–60	2,6	2,500	35	9,6	3,0	6,0	0,20	0,25
C2		25–50	35–50	2,6	1,200	35	4,6	1,2	2,4	0,25	0,33
C3		<30	15–35	2,5	0,020	35	0,1	0,2	0,4	0,35	0,43
SC		–	–	2,1	0,010	28	–	0,1	0,1	0,35	0,53

Rys. 3. Przyjęte rodzaje gruntu [3]

4. TECHNOLOGIA WYKONANIA, UWARUNKOWANIA PRAWNE I ETAPOWANIE PRAC

Podstawową zasadą nowej austriackiej metody budowy tuneli (NATM) jest dążenie do wykorzystania możliwie w jak największym stopniu efektu samonośności górotworu, będącego podstawowym elementem obudowy wstępnej. Aby to było możliwe, ważne jest, aby stale monitorować napotkane warunki gruntowe geologiczne oraz geotechniczne. Kluczowe jest prawidłowe wykonanie wyłomu pozwalające na wykorzystanie naturalnego rozkładu naprężeń. Jednocześnie ważne jest, aby sukcesywnie w miarę postępu prac wykonać obudowę wstępną z torkretu, zbrojonego (siatką lub włóknami stalowymi) [4].

Metoda NATM przewiduje budowę tunelu w dwóch podstawowych etapach:

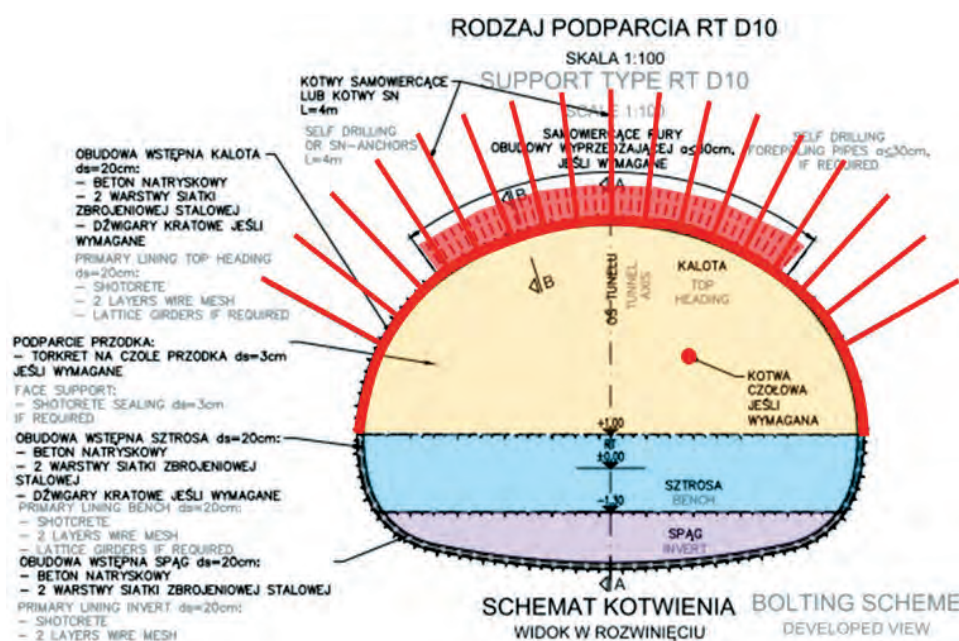
- drażnienie i wykonanie obudowy wstępnej (Prawo geologiczne i górnicze [8]),
- wykonanie obudowy ostatecznej (Prawo geologiczne i górnicze [8], Prawo budowlane [9]).

Mając na uwadze zapisy art. 2, ust. 1 Prawa budowlanego oraz art. 2, ust. 1, pkt 4 Prawa geologicznego i górniczego oraz wybraną metodę drażnienia z wykorzystaniem techniki górniczej, rozpoczęcie prac związanych z drażnieniem i wykonaniem obudowy wstępnej wyrobiska poprzedzone zostało utworzeniem zakładu górniczego, w ramach którego powołano kierownika ruchu zakładu, opracowano plan ruchu oraz strukturę organizacyjną. W następnym etapie plan ruchu zakładu został zatwierdzony decyzją dyrektora OUG.

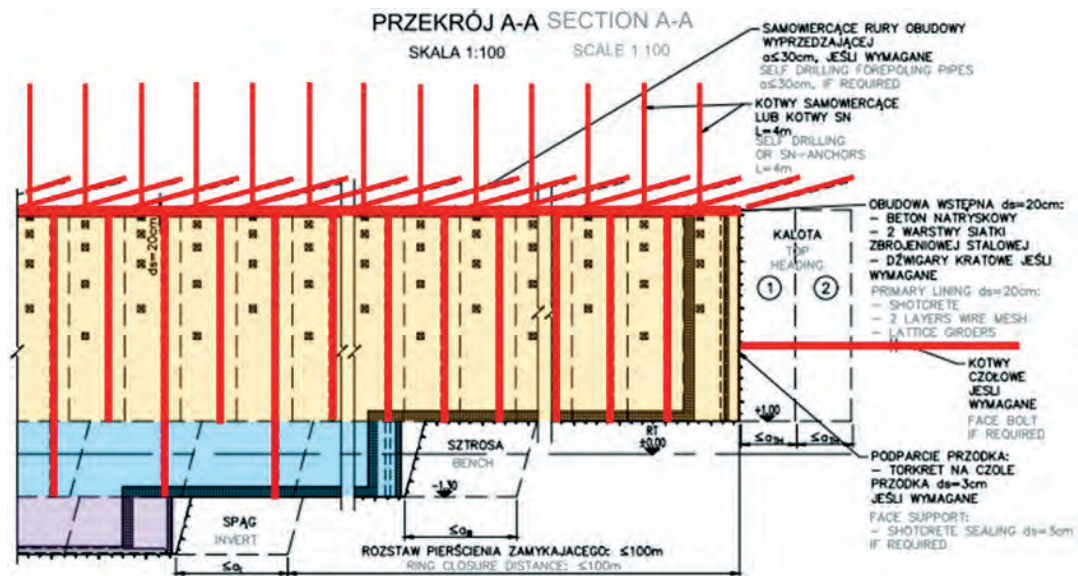
Ostatecznie drażnienie rozpoczęło 5 grudnia 2020 roku na portalu południowym w nawie wschodniej. Prace odbywały się w cyklach równoległe w czterech przodkach o powierzchni około 150 m² każdy, w systemie 24-godzinny, siedem dni w tygodniu. Długości cykli (zabiorów) oraz dobór klasy podparcia uzależnione były od napotkanej geologii. Wyróżniono cztery podstawowe klasy (od najlżejszej A, wykorzystywanej w najkorzystniejszych warunkach gruntowych do D – najcięższej) podparcia oraz cztery podklasy w ramach każdej z klas głównych (10–40), (rys. 4–6).

Pierwszym etapem było wiercenie otworów strzałowych (rys. 7), następnie zakładano ładunki materiałów wybuchowych (rys. 8), następował odstrzał i wywóz urobku. Niezwłocznie zabezpieczano wyrobisko, wykorzystując dźwigary kratowe, siatki stalowe i beton natryskowy (rys. 9). W trakcie prac prowadzono stały monitoring geologiczny (rys. 10) i geotechnicznych (rys. 11), pozwalający na bieżącą ocenę napotkanych warunków gruntowych i właściwy dobór klasy podparcia.

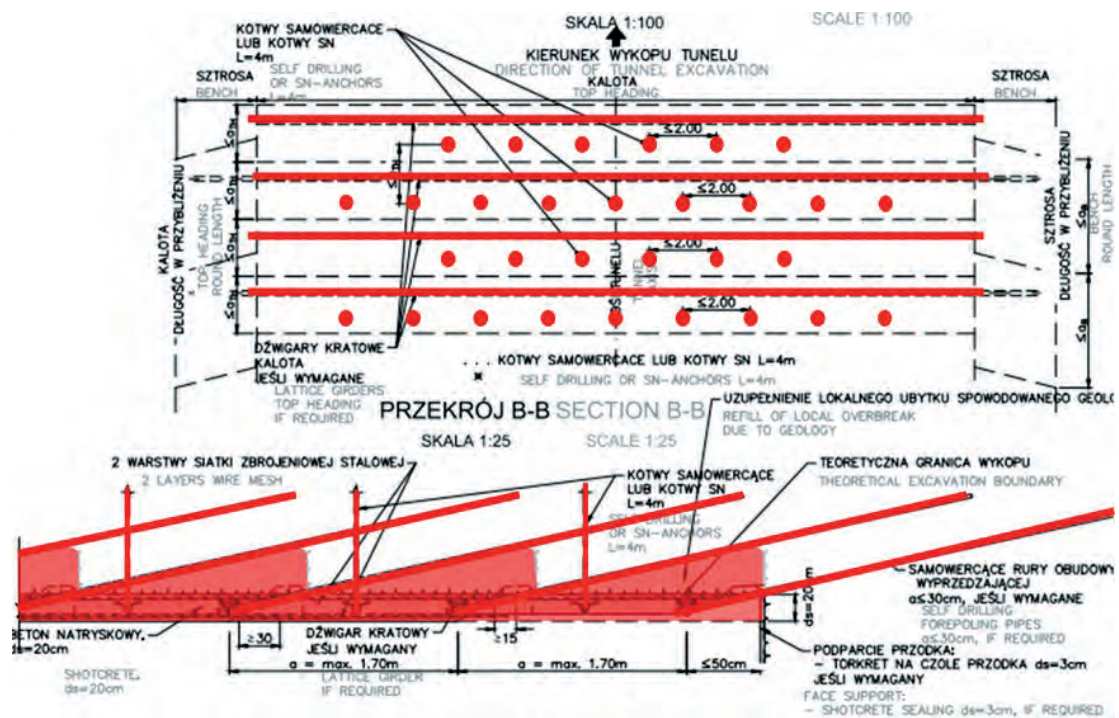
W przypadku napotkania niekorzystnych warunków geologicznych, blokowego charakteru górotworu i konieczności stabilizacji wyrobiska i zapewnienia bezpieczeństwa pracowników zabudowane były również kotwy skalne w czole przodka, a także – w przypadku słabych warunków gruntowych – rury obudowy wyprzedzającej, których ilość i rozmieszczenie uzależnione były od zastosowanej klasy obudowy. Drażnienie obu naw tunelu oraz wykonanie obudowy wstępnej zakończyło się przebicciem 22.02.2022 roku.



Rys. 4. Klasa podparcia D10, przekrój podziału wyrobiska wraz elementami obudowy wstępnej [3]



Rys. 5. Klasa podparcia D10, przekrój A-A podziału wyrobiska wraz elementami obudowy wstępnej [3]



Rys. 6. Klasa podparcia D10, schemat kotwienia – rozwinięcie [3]



Rys. 7. Wiercenie otworów strzałowych [3]

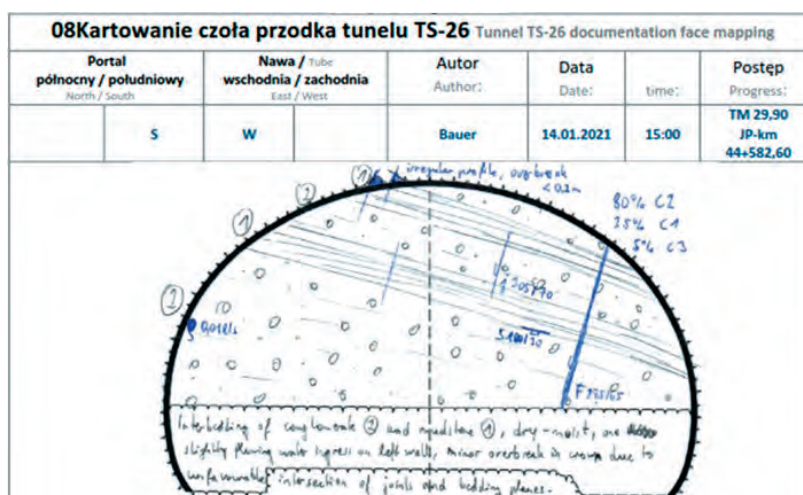


Rys. 8. Zakładanie materiałów wybuchowych [3]



Rys. 9. Wykonanie obudowy wstępnej (tu: montaż kotwi skalnych) [3]

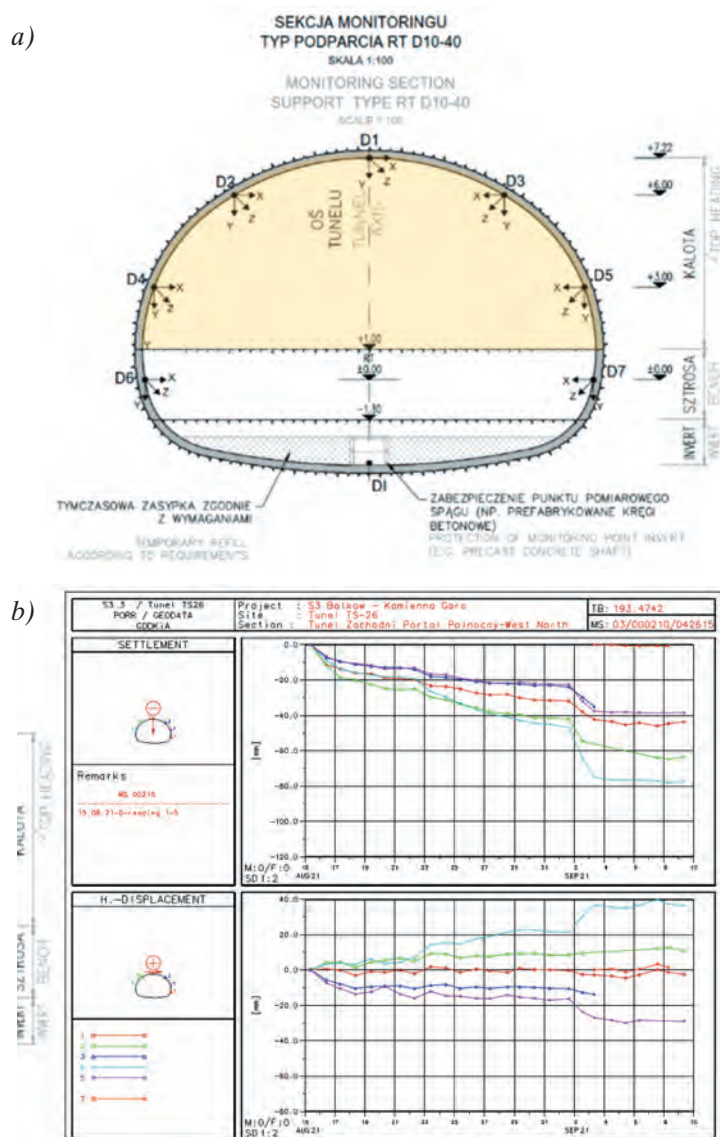
a)



b)



Rys. 10. Monitoring geologiczny: a) dokumentacja geologiczna kartowania czoła przodka;
b) dokumentacja fotograficzna [3]



Rys. 11. Monitoring geotechniczny: a) rozmieszczenie sekcji monitoringu;
b) raport geotechniczny [3]

Kolejny etap prac poprzedzony był sukcesywnym przekazywaniem tunelu przez kierownika ruchu zakładu górniczego – kierownikowi budowy. W tym czasie dokonano demontażu urządzeń i instalacji górniczych oraz

wykonano warstwę wyrównawczą z torkretu niezbrojonego na całym łuku wyrobiska. Przygotowano również drogę technologiczną z betonu wałowanego (rys. 12) na całej długości obu naw tunelu oraz instalacje technologiczne.



Rys. 12. Tunel po zakończeniu drążenia, wykonaniu warstwy wyrównawczej z torkretu oraz drogi technologicznej [3]

Przed rozpoczęciem prac zasadniczych związanych z realizacją żelbetowej obudowy ostatecznej wykonano żelbetowe płyty spągowe w sekcjach, gdzie parametry górotworu były niekorzystne, oraz żelbetowe fundamenty (przyczółków) bloków obudowy ostatecznej tunelu, które posłużyły również jako fundamenty dla torowiska bramownic technologicznych – izolacyjnej, zbrojarskiej, szalunkowej oraz naprawczej.

W następnym kroku wykonano warstwę hydroizolacji składającej się z geowłókniny oraz zgrzewanej membrany PVC (rys. 13), a także drenaż ścian bocznych osadzony w warstwie betonu filtracyjnego.

W kolejnym etapie rozpoczęto montaż zbrojenia obudowy ostatecznej przy użyciu bramownic zbrojarskich wyposażonych w podnośniki platformowe ułatwiające przemieszczanie pakietów zbrojarskich. Prace betoniarskie rozpoczęły się 8 maja 2022 roku wykonaniem pierwszego bloku obudowy ostatecznej tunelu, poza drażonym odcinkiem, w sekcji odkrywkowej na portalu północnym. Każdy z segmentów obudowy

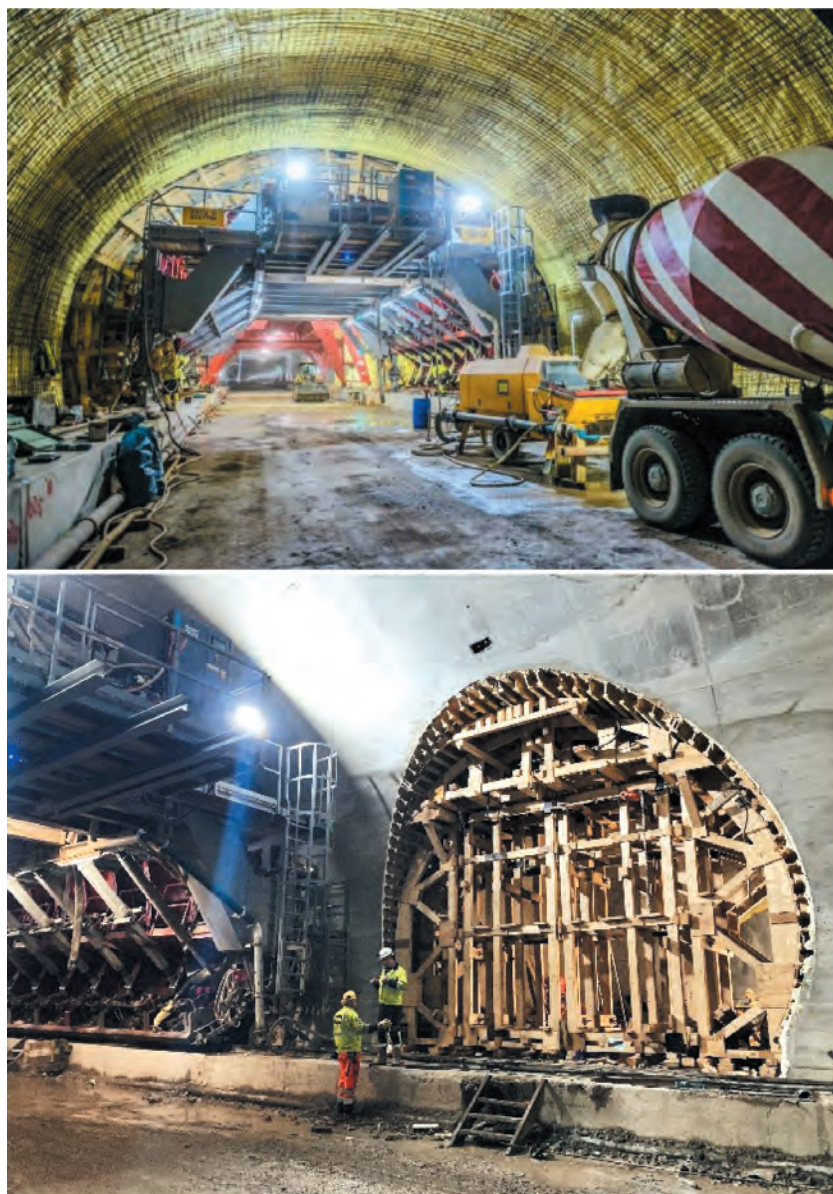
ostatecznej miał długość 12,5 m, łącznie na całej długości obu naw tunelu wykonano ich 369 sztuk. Pierwszy z bloków obudowy ostatecznej wyrobiska powstał 29 maja 2022 roku, a wszystkie prace związane z wykonaniem obudowy ostatecznej naw głównych tunelu, a także przejść poprzecznych, przejazdu awaryjnego oraz nisz utrzymaniowych, przeciwpożarowych i punktów alarmowych zakończone zostały 356 dni później. Układanie mieszanki betonowej z wykorzystaniem bramownicy szalunkowej wyposażonej w system rurociągów przedstawia rysunek 14.

Realizacja wszystkich prac związanych z wykonaniem obudowy ostatecznej pochłonęła ponad 100 tys. m³ betonu, produkowanego w węźle betoniarskim na placu budowy.

Finalizacja prac nie kończyła jednak realizacji obiektu. W dalszych krokach wykonano żelbetowe kapy chodnikowe wraz z kanalizacją kablową, warstwy drogowe, instalacje i systemy bezpieczeństwa oraz sterowania ruchem.



Rys. 13. Wykonanie hydroizolacji: warstwa ochronna z geowłókniny, membrana PVC [3]



Rys. 14. Montaż zbrojenia i bramownica szalunkowa [3]

5. PODSUMOWANIE

Technologia NATM jest metodą bardzo elastyczną i z uwagi na swoją sekwencyjność, dającą możliwość stałego dostosowywania do zróżnicowanych, niekiedy skomplikowanych warunków hydrogeologicznych, gdzie prognozowanie parametrów górotworu jest utrudnione.

Jednakże nie jest ona metodą doskonałą, wymaga rzetelnej organizacji placu budowy, zapewnienia ciągłości dostaw i utrzymania ruchu, a przede wszystkim – dużej koordynacji i współpracy międzybranżowej podczas prowadzenia prac. Każdy etap budowy musi być precyzyjnie zaplanowany i skoordynowany, aby zapewnić bezpieczeństwo i efektywność realizacji projektu.

Budowa tunelu TS-26 jest doskonałym przykładem współpracy dwóch ważnych dziedzin inżynierii: górnictwa i budownictwa, ale także geologów i geodetów. Projekt ten pokazuje, jak istotna jest integracja wiedzy i doświadczenia z różnych dziedzin, aby sprostać wyzwaniom technicznym i logistycznym. Dzięki zaangażowaniu i współpracy wielu specjalistów możliwe było zrealizowanie tego ambitnego projektu.

Podsumowując, tunel TS-26 nie tylko stanowi ważny element infrastruktury drogowej, ale także jest przykładem nowoczesnych technologii i efektywnej współpracy inżynieryjnej.

Literatura

- [1] Furtak K., Kędracki M.: *Podstawy budowy tuneli*. Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2005.
- [2] Eurokod 7 (EC 7, EN 1997): *Projektowanie geotechniczne*.

- [3] Dokumentacja projektowa i wykonawcza dla zadania: „Zaprojektowanie i wybudowanie drogi S3 Legnica (A4) – Lubawka, zadanie III od węzła Bolków (bez węzła) do węzła Kamienna Góra Północ (bez węzła), o dł. ok. 16,1 km”.
- [4] ÖGG Austriackie Stowarzyszenie Geomechaniki: Wytyczne do projektowania i wykonawstwa sekwencyjnie drążonych tuneli.
- [5] Galler R., Schneider E., Bonapace P., Moritz B., Eder M.: *The new guideline NATM – The Austrian Practice of Conventional Tunneling*. BHM Berg- und Huettenmaennische Monatshefte, Nr 154, 2009, s. 441–449, <https://doi.org/10.1007/s00501-009-0503-9>.
- [6] Maidl B., Thewes M., Maidl U.: *Handbook of Tunnel Engineering*. Volume I: Structures and Methods, Ernst & Sohn, 2013.
- [7] Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. – Prawo geologiczne i górnicze, Dz.U. 2024, 1290.
- [8] Ustawa z dnia 7 lipca 1994 r. – Prawo budowlane, Dz.U. 2024, 725.

mgr inż. Beata Świątek
beata.swiatek@porr.pl

PORR S.A.
ul. Hołubcowa 123
02-854 Warszawa

JACEK ZARZYCKI

The influence of selected parameters on the elasticity modulus of conveyor belts with a polyester-polyamide core

The article compiles information on the influence of selected factors on the elasticity modulus of conveyor belts with a textile core. It presents a laboratory method for testing the modulus of elasticity, highlighting how its value changes depending on the load range and temperature. The modulus of elasticity is a parameter essential for the proper design of conveyor belts, especially those that are long or unconventional.

Key words: conveyor belts, modulus of elasticity, influence of temperature and load

1. INTRODUCTION

Conveyor belts play a crucial role in industry as a reliable means of transporting materials over limited distances. They are used in various applications but achieve their highest performance parameters in the mining industry [1, 2]. The mining sector in Poland, where conveyors are particularly significant, includes primarily open-pit lignite and rock material mines, as well as underground coal and copper ore mines. Conveyors used in lignite mines are often equipped with belts featuring steel cord cores. The impact of external factors such as temperature on the elastic and damping properties of such belts is minimal [2].

Underground mining operations are increasingly carried out at greater depths. This results in rises in temperature which not only affect humans but also the components of machinery and equipment [3]. Geological measurements indicate that subsurface conditions vary significantly depending on their location on Earth. Changes in temperature beneath the Earth's surface are described by the geothermal gradient [$\text{m}/^\circ\text{C}$], which represents the depth at which the temperature increases by 1°C . The average geothermal gradient in Europe is $33 \text{ m}/^\circ\text{C}$, while in Poland, it is $47 \text{ m}/^\circ\text{C}$. This means that, assuming an average annual surface temperature of 10°C , the temperature at a depth of 1 km is approximately 30°C . However, even within Poland, rock temperatures at a depth of

2 km can vary widely depending on the location, ranging from 35°C to as high as 90°C [4].

In Figure 1, it can be observed that the highest temperatures occur in the Upper Silesia region as well as in areas where copper ore is mined. The working temperature for people in a mine should not exceed 28°C , with a threshold value of 33°C at which all operations must be halted. Currently, the rock temperature in copper ore mining areas reaches up to 45°C [1], necessitating forced cooling systems. High temperatures not only adversely affect human health but also impact the performance and durability of machine components.

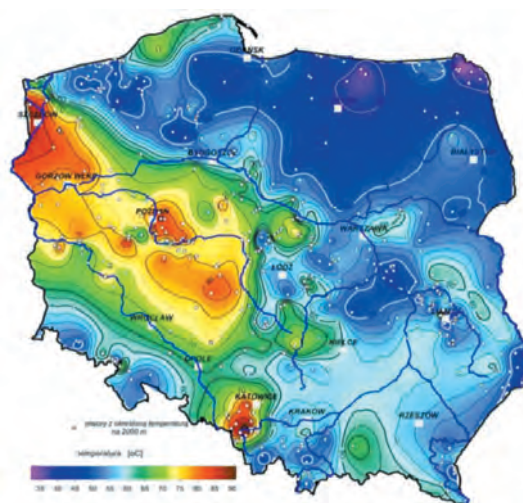


Fig. 1. Temperature map at a depth of 2000 m [4]

Conveyor belts used in underground mines are typically equipped with textile cores, whose elastic properties are closely dependent on temperature [5]. The standard operating temperature range for belts with rubber core fillings is -25°C to $+60^{\circ}\text{C}$, while for belts with PVC core fillings, it is $+5^{\circ}\text{C}$ to $+60^{\circ}\text{C}$. As can be seen, this range does not exceed the temperature values encountered even at the greatest depths of current coal or copper ore mining operations. However, the properties of conveyor belts vary significantly under extreme temperature conditions. One example of a property that changes significantly with ambient temperature is the modulus of elasticity, which describes the relationship between elongation and stress during uniaxial tension [5–7]. The modulus

of elasticity for textile belts with the same strength may differ greatly due to the use of different fabrics in the core construction and the design of the core itself.

Another factor influencing the modulus of elasticity of conveyor belts may be the range and nature of the load. During normal conveyor operation, the belt is subjected to cyclic loading and unloading in the drive area of the conveyor. The range of forces varies from maximum S_1 to minimum S_2 . For a properly selected belt, the value of force S_1 is typically around 10% of the belt's tensile strength (K_r), while S_2 is approximately 2% of K_r . The range of the belt load in a conveyor results from the requirement for proper frictional engagement between the belt and the drum, as well as the need to minimize belt sag between idler sets [1, 2].

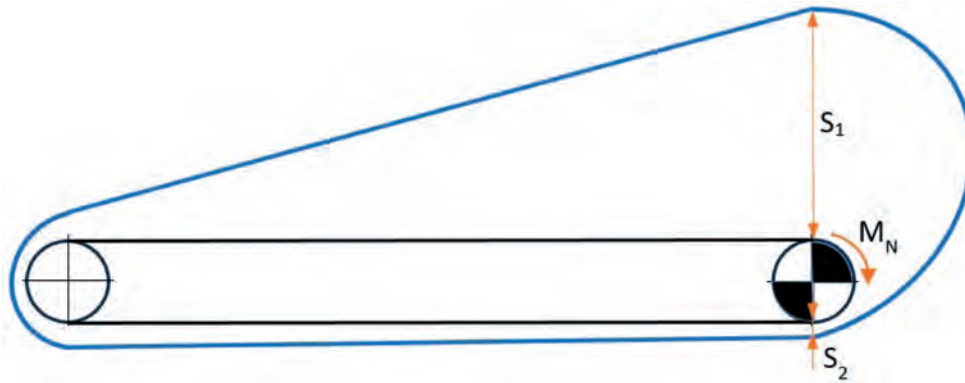


Fig. 2. Graph of forces in a conveyor belt during steady-state operation

In underground copper ore or hard coal mines, polyester-polyamide fabric belts with varying numbers of plies are most commonly used. This combination of fabrics results in minimal longitudinal elongation while ensuring good troughability [2].

During the conveyor design process, knowledge of the belt's modulus of elasticity is essential for [1, 8–10]:

- calculating the length of the belt tensioning path during transient operating states of the conveyor,
- analyzing the load distribution on the drive pulleys,
- determining the propagation speed of the stress wave in the belt during conveyor start-up,
- constructing a mathematical model of the conveyor and analyzing dynamic phenomena occurring during its transient states of operation.

2. REASERCH METHODOLOGY

According to PN-EN ISO 9856 [11], testing the modulus of elasticity requires preparing samples with a width of 50 mm and a length of 500 mm, cut along the conveyor belt's longitudinal axis. The sample is subjected

to a sinusoidal load with a frequency of $f = 0.1$ Hz, varying within the range of 2–10% of the nominal tensile strength (K_r). After 200 loading cycles, the permanent elongation " Δl_p " and elastic elongation " Δl_e " of the tested sample are determined from the force-elongation graph. The diagram below illustrates the hysteresis loop, with the relevant values marked for reference.

The modulus of elasticity E , defined as the ratio of the increase in stress ΔF to the resulting elastic deformation of the belt Δl_e (Fig. 3), is calculated using the formula:

$$E = \frac{\Delta F}{\varepsilon_{elast}} \text{ [kN} \cdot \text{m}^{-1}] \quad (1)$$

where ΔF [$\text{kN} \cdot \text{m}^{-1}$] – the increase in stress in the sample causing its relative elastic deformation:

$$\varepsilon_{elast} = \frac{\Delta l_e}{l_o} [-] \quad (2)$$

where l_o – the initial length of the reference section (equal to 200 mm).

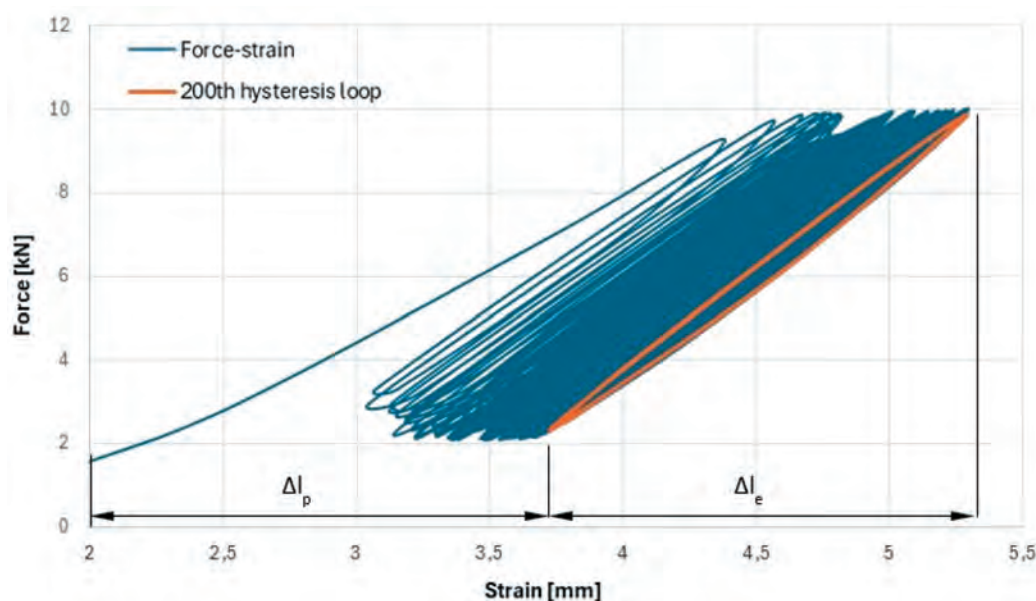


Fig. 3. Hysteresis loop on the force-deformation graph

Polish standards do not specify requirements regarding permanent elongation, but only provide requirements for elongation under working load and at break. The elongation of polyester belts under a load equal to 10% of the nominal tensile strength (K_r) should not exceed 3.5%. Additionally, the elongation at the point of break should not be less than 10% [2].

2.1. Test stand for measuring the modulus of elasticity of conveyor belts

Standard tests for the modulus of elasticity of belts are conducted using a testing machine with an appropriate range of applied forces [12]. Due to the time required to perform a single modulus of elasticity test, it is not feasible to carry out such tests with

a standard testing machine at temperatures other than ambient temperature. Therefore, the tests were conducted using a testing stand with compact dimensions, allowing it to be fully placed inside a climate chamber. This chamber can set temperatures ranging from -30°C to $+50^{\circ}\text{C}$ [10, 11]. This is crucial, since temperature changes significantly affect the operational properties of the belt [5].

The test stand (Fig. 4) is equipped with a pneumatic actuator that drives a lever, mounted on the frame of the device, to which one end of the belt sample is attached. The other end of the sample is connected to a force sensor, mounted in clamps, and then linked to the frame. Additionally, the system is equipped with a proportional valve that allows the air pressure to be regulated. A deformation sensor is attached to the belt sample, recording its elongation.



Fig. 4. Test stand for measuring the modulus of elasticity of belts in a climate chamber

2.2. Test conditions

The tests were conducted under conditions consistent with the guidelines specified in the PN-EN ISO 9856 standard and were designated as reference conditions (load range 1). Additionally, tests were performed under conditions of varying load range and at elevated temperatures.

When designing conveyor belts, and especially when selecting the appropriate belt, the utmost care

must always be taken. This ensures that the equipment can operate for a long period, and the investment costs are not excessive [1, 2]. However, it often happens that due to modifications to the conveyor, the belt operates within a lower or higher load range. This can result from elongation or shortening of the route, moisture or dust accumulation on the drive pulley, or changes in the amount of material being fed.

On Figure 5, the cyclic load range applied to the belt samples is presented graphically.

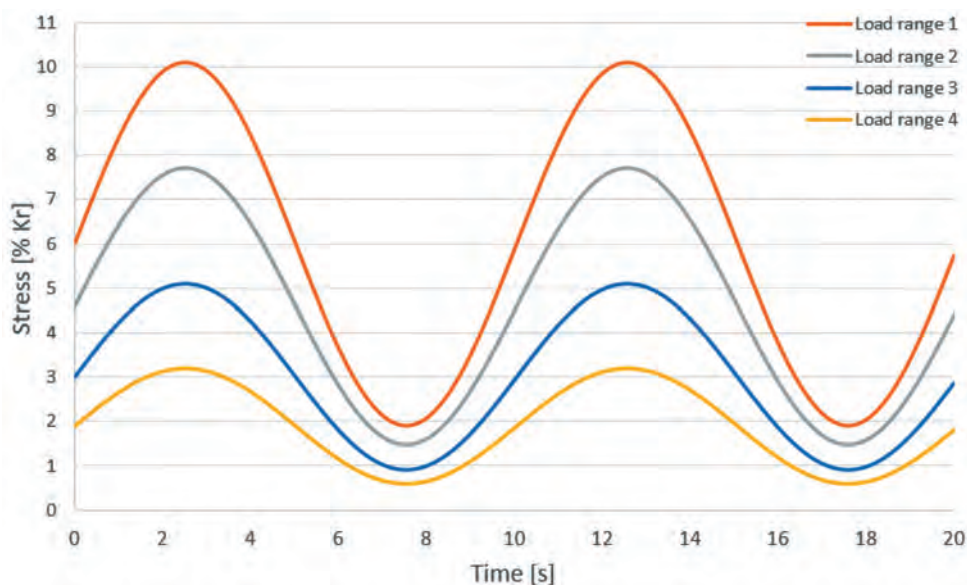


Fig. 5. Load cycles applied during the modulus of elasticity tests

For a belt with a tensile strength of 2000 kN/m and a width of 1000 mm, the standard load range, i.e., 2–10% of K_r , is 40–200 kN. When these values are applied to a sample with a width of 50 mm, the load range becomes 2–10 kN (load range 1). For the applied loads marked as 2–4, the force range is as follows: 1.6–8 kN, 1–5 kN, and 0.7–3 kN, respectively. Testing of the modulus of elasticity was not performed for loads exceeding 10% of K_r .

The modulus of elasticity tests were conducted at ambient temperature, i.e., $22 \pm 2^\circ\text{C}$, and at an elevated temperature of $50 \pm 2^\circ\text{C}$. The temperature of 50°C does not exceed the applicable range for fabric conveyor belts and is slightly higher than the highest temperatures typically recorded in underground mines. Therefore, this value was chosen for the tests.

3. LABORATORY TESTS OF THE MODULUS OF ELASTICITY

Two samples of new belts with the same nominal tensile strength but different core constructions were

selected for testing. The width of the samples was 50 mm. The conditioning time at the specified temperatures was 8 hours.

Tests were performed three times for each load range and at the specified temperatures. The average values and standard deviations were determined. The analysis focused on the 200th hysteresis loop of stress as a function of elastic elongation.

3.1. EP 2000 belt

The sample marked EP 2000 is a multi-ply belt with a tensile strength of 2000 kN/m, constructed using polyester fabrics along the warp threads and polyamide fabrics along the weft. The belt has 4 plies and rubber covers. The standard temperature range for its use is -25°C to $+60^\circ\text{C}$.

Figure 6 presents a summary of 200-h hysteresis loops obtained during tests of the EP 2000 belt under the assumed test conditions. The left side of the graph shows the results obtained during tests at a temperature of 22°C , while the right side shows the results at an elevated temperature.

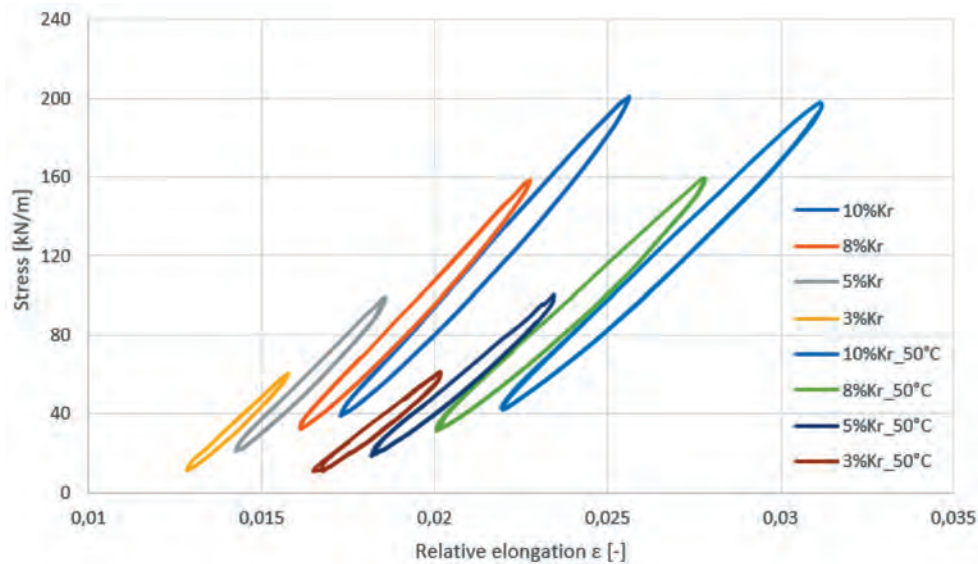


Fig. 6. Comparison of the 200th hysteresis loops for the EP 2000 belt under all adopted conditions

By comparing the shape and slope of the loops, it can be observed that the loops obtained during testing at 50°C have a slightly steeper slope and a larger surface area, which indicates higher energy losses during each loading cycle.

Below (Fig. 7), the average values of the modulus of elasticity for all the adopted testing conditions are presented in a bar chart. The standard deviations are also marked as error bars. The red envelope of the bars represents the tests conducted at a temperature of 50°C.

For the load range designated as 1 and a temperature of 22°C, the maximum value of the modulus of

elasticity for the EP 2000 belt was achieved, which is $19\,119 \pm 336$ kN/m. For the same load range but at an elevated temperature of 50°C, the modulus value was $16\,019 \pm 635$ kN/m. The modulus of elasticity testing conducted at 50°C resulted in a 16% decrease in its value.

The modulus of elasticity of the EP 2000 belt tested for extremely low loads (load range 4) is $16\,680$ kN/m, which represents a 13% decrease compared to the reference conditions. However, when considering the additional high temperature (50°C), the modulus value is $13\,680 \pm 305$ kN/m, indicating a decrease of over 28% compared to the reference conditions.

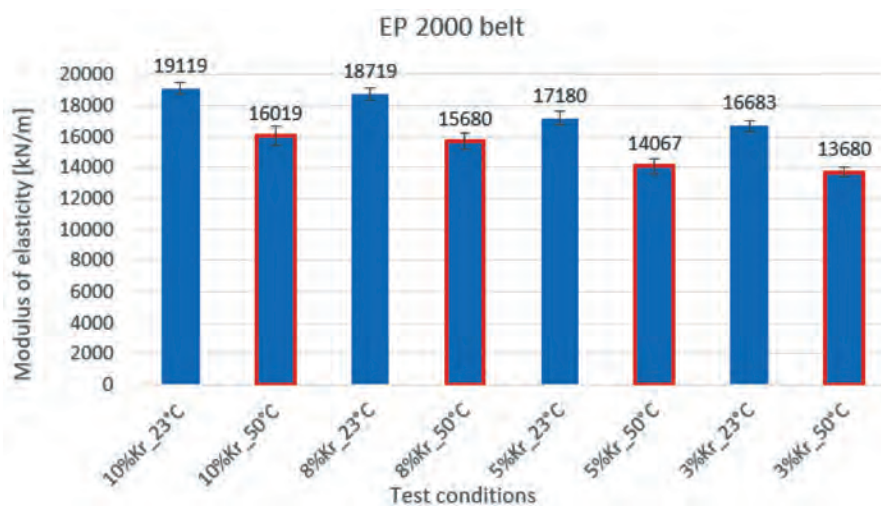


Fig. 7. Comparison of the average modulus of elasticity values for the EP 2000 belt

From Table 1, which contains the average values of the modulus of elasticity for the EP 2000 belt, it can be concluded that testing at elevated temperatures reduces the modulus of elasticity by 16–18%

compared to the value obtained at 22°C. The temperature has a greater impact on the change in the modulus of elasticity of the EP 2000 belt than the load.

Table 1

Values of the modulus of elasticity for the EP 2000 belt tested under the adopted conditions

	Load range			
	2–10% K_r	1,6–8% K_r	1–5% K_r	0,7–3% K_r
	Modulus of elasticity [kN/m]			
22°C	19 119 ± 335	18 719 ± 391	17 180 ± 428	16 683 ± 350
50°C	16 019 ± 631	15 680 ± 515	14 067 ± 463	13 680 ± 303
Percentage change	16%	16%	18%	18%

3.2. PVC 2000 belt

The sample marked PVC 2000 is a single-ply belt with a tensile strength of 2000 kN/m, whose core is made of polyester fibers in the warp direction and polyamide fibers in the weft direction. The belt has a uniformly woven core impregnated with polyvinyl chloride (PVC) and rubber covers. The standard temperature range for its use is 0°C to +50°C.

The same range of tests was performed for the PVC 2000 belt. Below, the bar chart presents the average

values of the modulus of elasticity for all the adopted testing conditions for the PVC 2000 belt. As with the previous belt, the standard deviation values are indicated, and the red envelope of the bars represents testing at 50°C.

For the load range 1 and a temperature of 22°C, the maximum value of the modulus of elasticity for the PV C2000 belt was achieved, which is 23 613 ± 692 kN/m. For the same load range but at an elevated temperature of 50°C, the modulus value is 19 980 ± 734 kN/m. Testing the modulus of elasticity at 50°C results in a 15% decrease in its value.

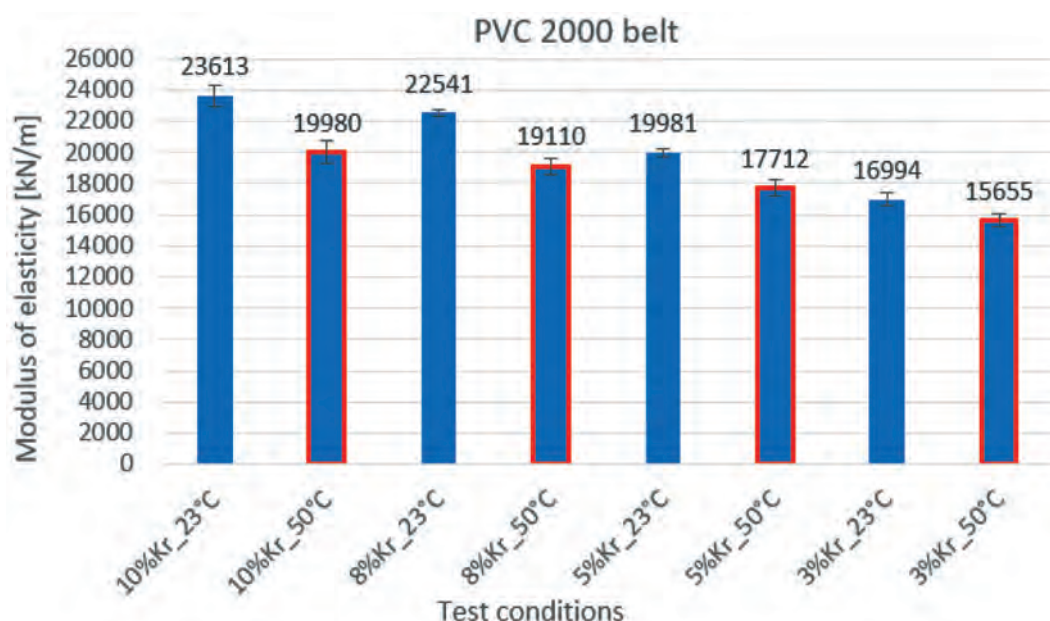


Fig. 8. Comparison of the average modulus of elasticity values for the PVC 2000 belt

The modulus of elasticity of the PVC 2000 belt tested for extremely low loads (load range 4) is 16 994 ± 380 kN/m, which represents a 28% decrease compared to the reference conditions. When considering the low load (load range 4) and the elevated temperature (50°C), the modulus value is 15 955 ± 320 kN/m,

indicating a decrease of over 33% compared to the reference conditions.

From Table 2, which contains the average values of the modulus of elasticity for the PVC 2000 belt, it can be concluded that testing at elevated temperatures reduces the modulus of elasticity by 8–15% compared to the value obtained at 22°C.

Table 2

Values of the modulus of elasticity for the PVC 2000 belt tested under the adopted conditions

	Load range			
	2–10% K_r	1,6–8% K_r	1–5% K_r	0,7–3% K_r
	Modulus of elasticity [kN/m]			
22°C	23 613 ± 692	22 541 ± 223	19 981 ± 299	16 494 ± 380
50°C	19 980 ± 734	19 110 ± 504	17 712 ± 507	15 955 ± 320
Percentage change	15%	15%	11%	8%

4. SUMMARY AND FINAL CONCLUSIONS

- 1) Performing reliable tests of the modulus of elasticity of conveyor belts at low or high temperatures is only possible using a stand that can be enclosed in a climatic chamber together with the sample for the entire period of the actual tests.
- 2) Depending on the load range, the modulus of elasticity of a mono-ply belt ($E = 23\,613 \pm 692$ kN/m) is higher by 13–19% than the modulus of elasticity of a multi-ply belt ($E = 19\,119 \pm 336$ kN/m).
- 3) Testing the belt at high temperature causes a decrease in its modulus of elasticity. For the EP 2000 belt, the modulus value decreases in the range of 16–18%, while for the PVC 2000 belt by 8–15%.
- 4) Taking into account the extremely low load and high temperature (50°C), the value of the modulus of elasticity may decrease for the tested belts by 28–33% compared to the reference conditions.

References

- [1] Gładysiewicz L.: *Przenośniki taśmowe. Teoria i obliczenia*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2003.
- [2] Żur T., Hardygóra M.: *Przenośniki taśmowe w górnictwie*. Wydawnictwo “Śląsk”, Katowice 1996.
- [3] Drenda J.: *Ocena klimatycznych warunków pracy górników w polskich kopalniach węgla kamiennego i rudy miedzi*. Górnictwo i Geologia 2012, 7, 3, 19–35.
- [4] Szewczyk J.: *Geofizyczne oraz hydrogeologiczne warunki pozyskiwania energii geotermicznej w Polsce*. Przegląd Geologiczny, 2010, 58, 7, 566–573.
- [5] Pypno Cz.: *Wpływ temperatury na własności mechaniczne taśm przenośnikowych*. Politechnika Śląska, Katowice, Poland 1994 [Ph.D. Thesis].
- [6] Zarzycki J.: *Analiza wpływu temperatury na własności reologiczne taśm przenośnikowych*. Cuprum 2014, 3, 33–43.
- [7] Zarzycki J.: *Badania własności reologicznych taśm przenośnikowych w ujemnych temperaturach*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2013, 3, 13–16.
- [8] Karolewski B., Ligocki P.: *Modelling of long belt conveyors*. Eksploatacja i Niezawodność – Maintenance and Reliability 2014, 16, 2, 179–187.
- [9] Kulinowski P.: *Simulation method of designing and selecting tensioning systems for mining belt conveyors*. Archives of Mining Sciences 2014, 59, 1, 123–138, <https://doi.org/10.2478/amsc-2014-0009>.
- [10] Sakharwade G.S., Shubharata Nagpal: *Analysis of Transient Belt Stretch for Horizontal and Inclined Belt Conveyor System*. International Journal of Mathematical, Engineering and Management Sciences 2019, 4, 5, 1169–1179.
- [11] PN-EN ISO 9856:2005 Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie wydłużenia sprężystego i wydłużenia trwałego oraz obliczanie modułu sprężystości.
- [12] Woźniak D., Sawicki W.: *Doświadczenia z badań laboratoryjnych modułu sprężystości taśm przenośnikowych przy cyklicznym rozciąganiu*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2008, 2, 21, 6–10.

JACEK ZARZYCKI, Ph.D., Eng.
jacek.zarzycki@agh.edu.pl

AGH University of Krakow
al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland

JACEK ZARZYCKI

Wpływ wybranych parametrów na wartość modułu sprężystości taśm przenośnikowych z rdzeniem poliestrowo-poliamidowym

W artykule zestawiono informacje na temat wpływu wybranych czynników na wartość modułu sprężystości taśm przenośnikowych z rdzeniem tekstylnym. Przedstawiono metodę badania modułu sprężystości w warunkach laboratoryjnych, wskazano, jak wartość modułu sprężystości zmienia się w zależności od zakresu obciążenia oraz temperatury. Moduł sprężystości jest to parametr, którego wartość jest niezbędna do poprawnego projektowania w szczególności długich i niekonwencjonalnych przenośników taśmowych.

Słowa kluczowe: taśmy przenośnikowe, moduł sprężystości, wpływ temperatury i obciążenia

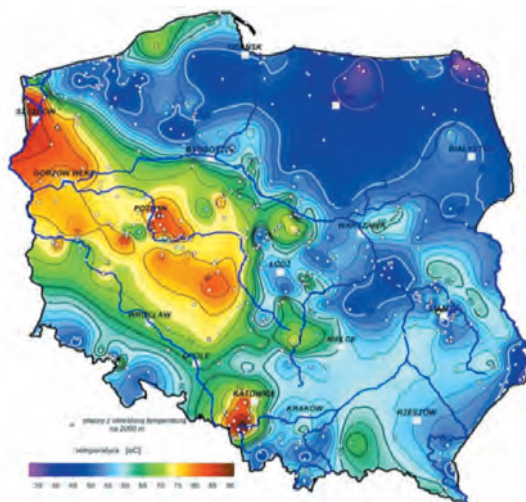
1. WSTĘP

Przenośniki taśmowe pełnią w przemyśle bardzo ważną rolę jako niezawodny środek transportu materiałów na ograniczone odległości. Znajdują zastosowanie w wielu miejscach, jednak największe parametry pracy osiągają w przemyśle wydobywczym [1, 2]. W Polsce przemysł wydobywczy, gdzie przenośniki mają szczególne znaczenie, obejmuje przede wszystkim kopalnie odkrywkowe węgla brunatnego oraz surowców skalnych, a pod ziemią kopalnie węgla kamiennego i rudy miedzi. Przenośniki eksploatowane w kopalniach węgla brunatnego najczęściej wyposażone są w taśmy z rdzeniem wykonanym z linek stalowych. Wpływ czynników zewnętrznych, takich jak np. temperatura, na zmianę własności sprężysto-tłumiących takich taśm jest nieznaczący [2].

Eksploatacja w kopalniach podziemnych wiąże się ze schodzeniem na coraz większe głębokości. To natomiast powoduje wzrost temperatury, odczuwalny dla ludzi, ale także mający wpływ na elementy maszyn i urządzeń [3]. Pomiary geologiczne pokazują, że w zależności od miejsca na Ziemi warunki na określonych głębokościach znacznie się od siebie różnią. Zmiany temperatur pod powierzchnią Ziemi określa stopień geotermiczny [$m/^{\circ}C$], a oznacza odległość mierzoną w głąb Ziemi, która odpowiada wzrostowi temperatury o $1^{\circ}C$. Średni stopień geotermiczny w Europie wynosi $33 m/^{\circ}C$, a w Polsce $47 m/^{\circ}C$. Oznacza to, że przy założeniu średniej rocznej temperatury na powierzchni naszego kraju na poziomie $10^{\circ}C$ na głębokości 1 km

występuje temperatura około $30^{\circ}C$. Jednak w zależności od miejsca, nawet rozpatrując tylko teren Polski, temperatura skał na głębokości 2 km jest bardzo różna i waha się od $35^{\circ}C$ do nawet $90^{\circ}C$ [4].

Na rysunku 1 można zauważyć, że najwyższe temperatury występują w rejonie Górnego Śląska, ale także w miejscu eksploatacji rud miedzi. Temperatura podczas pracy ludzi w kopalni nie powinna przekraczać $28^{\circ}C$, a progowa wartość, przy której wszelkie prace powinny być wstrzymane, wynosi $33^{\circ}C$. Obecnie temperatura skał w miejscu eksploatacji rud miedzi dochodzi do $45^{\circ}C$ [1], dlatego niezbędne jest wymuszone chłodzenie. Oczywiście wysoka temperatura ma niekorzystny wpływ na zdrowie człowieka, ale także na elementy maszyn.

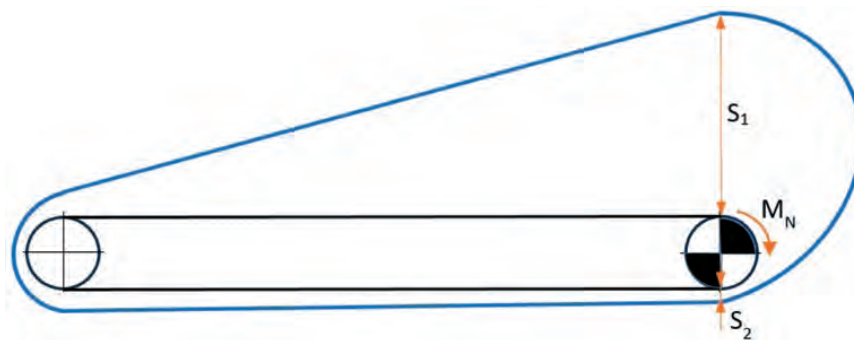


Rys. 1. Mapa temperatury na głębokości 2000 m [4]

Taśmy przenośnikowe eksploatowane w kopalniach podziemnych najczęściej wyposażone są w rdzeń tkaninowy, którego właściwości sprężyste są ściśle uzależnione od temperatury [5]. Standardowy zakres zastosowań taśm z gumowym wypełnieniem rdzenia wynosi od -25°C do $+60^{\circ}\text{C}$, natomiast w przypadku wypełnienia rdzenia PCW zakres ten wynosi od $+5^{\circ}\text{C}$ do $+60^{\circ}\text{C}$. Jak widać, jest to zakres, który nie wybiega poza wartości temperatury, jakie panują nawet na największych głębokościach obecnej eksploatacji złóż węgla kamiennego czy rud miedzi. Jednak właściwości taśm przenośnikowych w skrajnie różnych temperaturach znacznie się od siebie różnią. Przykładem właściwości silnie zmieniającej się wraz z temperaturą otoczenia jest moduł sprężystości, który jest zależnością między wydłużeniem i naprężeniem przy jednoosiowym rozciąganiu [5–7]. Moduł sprężystości

taśm tkaninowych o tej samej wytrzymałości może się znacznie różnić w zależności od rodzaju tkanin zastosowanych do budowy rdzenia, a także samej jego konstrukcji.

Innym czynnikiem mającym wpływ na wartość modułu sprężystości taśm przenośnikowych może być zakres i charakter obciążenia. Podczas normalnej pracy przenośnika taśmowego taśma poddawana jest cyklicznemu obciążaniu i odciążaniu w rejonie napędu przenośnika. Zakres sił zmienia się od maksymalnej S_1 do minimalnej S_2 . Dla poprawnie dobranej taśmy wartość siły S_1 wynosi najczęściej około 10% wytrzymałości taśmy na rozciąganie K_r , natomiast S_2 to około 2% K_r . Wartość zakresu obciążenia taśmy w przenośniku wynika z warunku odpowiedniego sprzężenia ciernego między taśmą a bębnem oraz minimalnego zwisu taśmy między zestawami krążnikowymi [1, 2].



Rys. 2. Wykres sił w taśmie przenośnika podczas pracy ustalonej

W podziemnych kopalniach rud miedzi czy węgla kamiennego najczęściej stosuje się taśmy tkaninowe poliestrowo-poliamidowe o różnej liczbie przekładek. Takie zestawienie tkanin powoduje niewielkie wydłużenie wzdłużne przy równoczesnym dobrym układaniu się w nieckę [2].

Podczas procesu projektowania przenośnika znajomość wartości modułu sprężystości taśmy jest niezbędna do [1, 8–10]:

- obliczeń długości drogi napinania taśmy podczas nieustalonych stanów pracy przenośnika,
- analizy rozkładu obciążeń bębnow napędowych,
- wyznaczenia prędkości rozchodzenia się fali naprężeń w taśmie podczas rozruchu przenośnika,
- budowy modelu matematycznego przenośnika taśmowego oraz analizy zjawisk dynamicznych występujących podczas nieustalonych stanów jego pracy.

2. METODA BADAŃ

Do badań modułu sprężystości według PN-EN ISO 9856 [11] należy przygotować próbki o szerokości 50 mm

i długości 500 mm wycięte wzdłuż taśmy przenośnikowej. Próbkę poddawana jest obciążeniu, które zmienia się sinusoidalnie z częstotliwością $f = 0,1$ Hz w granicach 2–10% nominalnej wytrzymałości na rozciąganie K_r . Po 200 cyklach obciążeń na podstawie wykresu siła-wydłużenie odczytywana jest wartość wydłużenia trwałego Δl_p badanej próbki oraz wartość wydłużenia sprężystego Δl_e . Na rysunku poniżej pokazano przebieg pętli histerezy z zaznaczeniem odczytywanych wielkości.

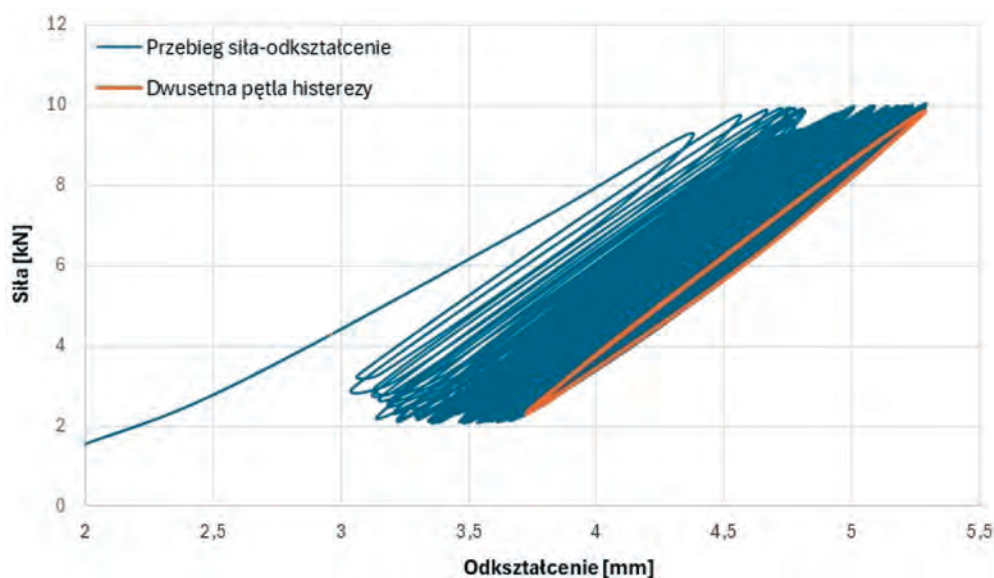
Moduł sprężystości E definiowany jako stosunek przyrostu naprężenia ΔF do wywołanego nim odkształcenia sprężystego taśmy Δl_e (rys. 3) obliczano ze wzoru:

$$E = \frac{\Delta F}{\epsilon_{\text{elast}}} \text{ [kN} \cdot \text{m}^{-1}] \quad (1)$$

gdzie ΔF [$\text{kN} \cdot \text{m}^{-1}$] – przyrost naprężenia w próbce wywołujący jej względne odkształcenie sprężyste:

$$\epsilon_{\text{elast}} = \frac{\Delta l_e}{l_o} [-] \quad (2)$$

gdzie l_o – początkowa długość odcinka odniesienia (równa 200 mm).



Rys. 3. Przebieg pętli histerezy na wykresie siła-odkształcenie

Polskie normy nie precyzują wymagań odnośnie do wydłużeń trwałych, podają jedynie wymagania co do wydłużeń przy obciążeniu roboczym i przy zerwaniu. Wydłużenie taśm poliestrowych przy obciążeniu równym 10% nominalnej wytrzymałości na rozciąganie K_r nie powinno przekroczyć 3,5%, zaś wydłużenie przy zerwaniu taśmy nie powinno być mniejsze niż 10% [2].

2.1. Stanowisko do badań modułu sprężystości taśm przenośnikowych

Standardowe badania modułu sprężystości taśm wykonuje się z wykorzystaniem maszyny wytrzymałościowej o odpowiednim zakresie zadawanych sił [12]. Ze względu na czas wykonywania pojedynczego badania modułu sprężystości taśmy nie jest możliwe jego

zrealizowanie z wykorzystaniem standardowej maszyny wytrzymałościowej w innych temperaturach niż temperatura otoczenia. Dlatego badania przeprowadzono na stanowisku badawczym, którego niewielkie wymiary pozwalają na umieszczenie w całości w komorze klimatycznej, w której można zadawać temperatury z zakresu od -30°C do $+50^{\circ}\text{C}$ [10, 11]. Jest to istotnie, gdyż zmiany temperatury wpływają w dużym stopniu na eksploatacyjne własności taśmy [5].

Stanowisko (rys. 4) wyposażone jest w siłownik pneumatyczny wprawiający w ruch okresowy dźwignię, do której zamocowana jest jednym końcem próbka taśmy. Drugi jej koniec zamocowany w szczękach łączy się z tensometrycznym czujnikiem siły, a następnie z ramą. Dodatkowo układ wyposażony jest w zawór proporcjonalny, który pozwala regulować wartość ciśnienia powietrza. Na próbce taśmy znajduje się czujnik odkształcenia rejestrujący wydłużenie próbki.



Rys. 4. Stanowisko do badań modułu sprężystości taśm w komorze klimatycznej

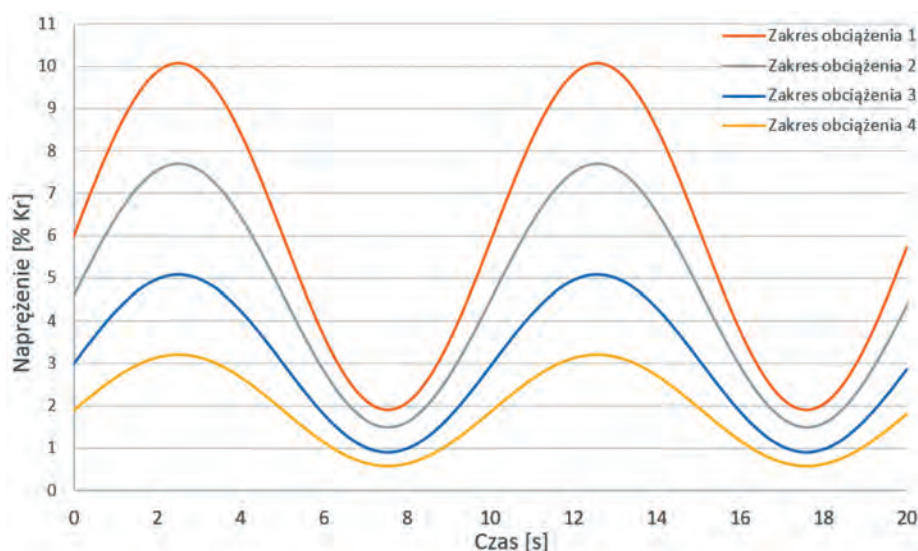
2.2. Warunki prowadzenia badań

Badania prowadzono w warunkach zgodnych z wytycznymi zawartymi w normie PN-EN ISO 9856 [11] i oznaczono jako warunki odniesienia (zakres obciążenia 1) oraz w warunkach zmiennego zakresu obciążenia, a także w wysokiej temperaturze.

Do projektowania przenośników taśmowych, a w szczególności doboru taśmy zawsze należy dołożyć najwyższych starań. Dzięki temu urządzenie może pracować

przez długi okres, a koszty inwestycyjne nie są wygórowane [1, 2]. Często jednak zdarza się, że wskutek modyfikacji przenośnika taśma pracuje w niższym lub wyższym zakresie obciążenia. Może to wynikać z wydłużenia lub skrócenia trasy, zawilgocenia lub zapylecia bębna napędowego, zmiany ilości podawanego urobku.

Na rysunku 5 pokazano w formie graficznej cykliczne przebiegi zakresu obciążenia, jakim poddano próbki taśm.



Rys. 5. Przebiegi obciążenia zadawane podczas badań modułu sprężystości

Dla taśmy o wytrzymałości 2000 kN/m i szerokości 1000 mm standardowy zakres obciążenia, czyli 2–10% K_r wynosi 40–200 kN. Po przełożeniu tych wartości na próbkę o szerokości 50 mm zakres obciążenia wyniósł 2–10 kN (zakres obciążenia 1). Dla przyjętych obciążeń oznaczonych 2–4 zakres sił to odpowiednio: 1,6–8,0 kN, 1–5 kN oraz 0,7–3,0 kN. Dla obciążenia przekraczającego 10% K_r badań modułu sprężystości nie przeprowadzono.

Badania modułu sprężystości przeprowadzono w temperaturze otoczenia, czyli $22 \pm 2^\circ\text{C}$ oraz w podwyższonej do $50 \pm 2^\circ\text{C}$. Temperatura 50°C nie przekracza zakresu stosowalności tkaninowych taśm przenośnikowych i jest nieznacznie większa od najwyższych temperatur, które odnotowuje się w podziemnych kopalniach, dlatego podczas badań przyjęto taką właściwą wartość.

3. BADANIA LABORATORYJNE MODUŁU SPRĘŻYSTOŚCI

Do badania wybrano dwie próbki nowych taśm o tej samej wytrzymałości nominalnej, lecz różnej budowie

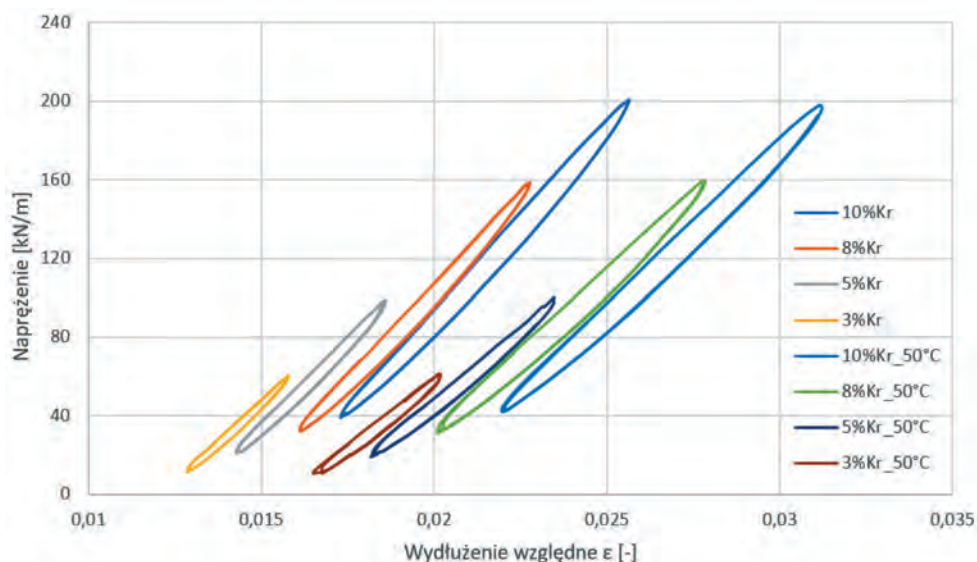
rdzenia, szerokość próbek wynosi 50 mm. Czas kondycjonowania w przyjętych temperaturach wynosił 8 godzin.

Badania dla każdego zakresu obciążenia oraz przyjętych temperatur wykonano trzykrotnie, określono wartości średnie oraz odchylenie standardowe. Analizie poddano dwusetne pętle histerezy naprężenia w funkcji wydłużenia sprężystego.

3.1. Taśma EP 2000

Próbka o oznaczeniu EP 2000 to taśma wieloprzeładowa o wytrzymałości 2000 kN/m, wyprodukowana z tkaniny poliestrowej wzdłuż nici osnowy i poliamidowej wzdłuż wątku. Taśma ma cztery przeładowki oraz gumowe okładki. Standardowy zakres temperatury jej stosowania wynosi od -25°C do $+60^\circ\text{C}$.

Na rysunku 6 zamieszczono zestawienie dwusetnych pętli histerezy otrzymanych podczas badań taśmy EP 2000 w przyjętych warunkach laboratoryjnych. Po lewej stronie wykresu znajdują się wyniki uzyskane podczas badań w temperaturze 22°C , natomiast po prawej stronie wyniki w podwyższonej temperaturze.



Rys. 6. Zestawienie dwusetnych pętli histerezy dla taśmy EP 2000 we wszystkich przyjętych warunkach

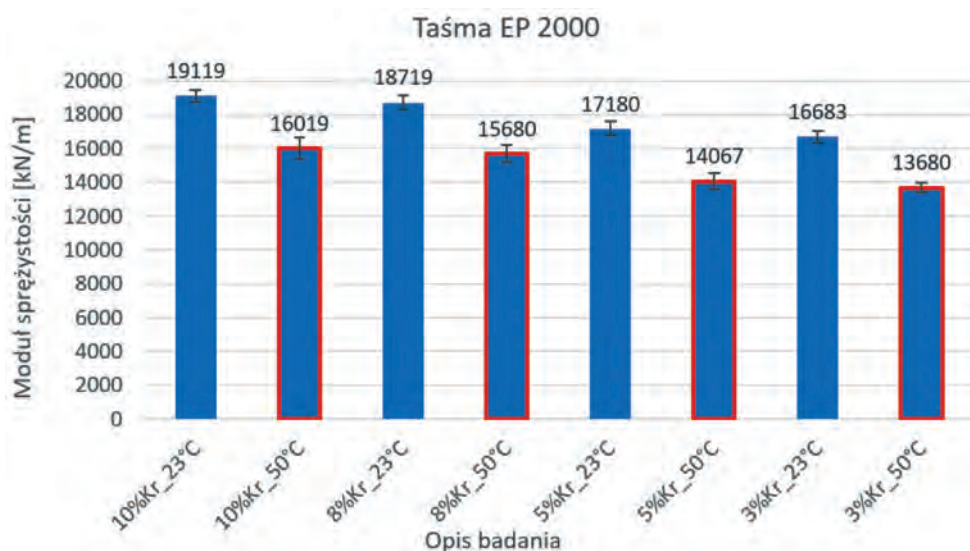
Porównując kształt i pochylenie pętli, można zauważyć nieco większe pochylenie pętli uzyskanych podczas badania w temperaturze 50°C, a także większe pole powierzchni tych pętli, co jest miarą większych strat energii podczas każdorazowego cyklu obciążenia.

Na wykresie słupkowym (rys. 7) zestawiono średnie wartości modułu sprężystości dla wszystkich przyjętych warunków badania. Zaznaczono także wartości odchyłek otrzymanych jako odchylenie standardowe. Czerwona obwódka słupków oznacza badanie w temperaturze 50°C.

Dla zakresu obciążenia oznaczonego jako 1 i temperatury 22°C osiągnięto maksymalną wartość modułu sprężystości taśmy EP 2000 wynoszącą $19\,119 \pm 336$ kN/m.

W przypadku tego samego zakresu obciążenia, lecz podwyższonej do 50°C temperatury wartość modułu wynosi $16\,019 \pm 635$ kN/m. Badanie modułu sprężystości prowadzone w temperaturze 50°C powoduje w tym przypadku zmniejszenie jego wartości o 16%.

Wartość modułu sprężystości taśmy EP 2000 badana dla skrajnie niskich obciążeń (obciążenie 4) wynosi $16\,680$ kN/m, co stanowi zmniejszenie w stosunku do warunków odniesienia o 13%. Jednak przy dodatkowym uwzględnieniu wysokiej temperatury (50°C) wartość modułu wynosi $13\,680 \pm 305$ kN/m, co oznacza spadek o ponad 28% w stosunku do warunków odniesienia.



Rys. 7. Zestawienie średnich wartości modułu sprężystości dla taśmy EP 2000

Z tabeli 1, w której zawarto średnie wartości modułów sprężystości taśmy EP 2000, wynika, że badanie w podwyższonej temperaturze obniża wartość modułu sprężystości o 16–18% w stosunku do wartości uzyskanej w temperaturze 22°C. Większy wpływ na zmianę modułu sprężystości taśmy EP 2000 ma temperatura niż obciążenie.

Większy wpływ na zmianę modułu sprężystości taśmy EP 2000 ma temperatura niż obciążenie.

Tabela 1

Wartości modułu sprężystości taśmy EP 2000 badane w przyjętych warunkach

	Zakres obciążenia			
	2–10% K_r	1,6–8% K_r	1–5% K_r	0,7–3% K_r
	Wartość modułu sprężystości [kN/m]			
22°C	19 119 ± 335	18 719 ± 391	17 180 ± 428	16 683 ± 350
50°C	16 019 ± 631	15 680 ± 515	14 067 ± 463	13 680 ± 303
Zmiana procentowa	16%	16%	18%	18%

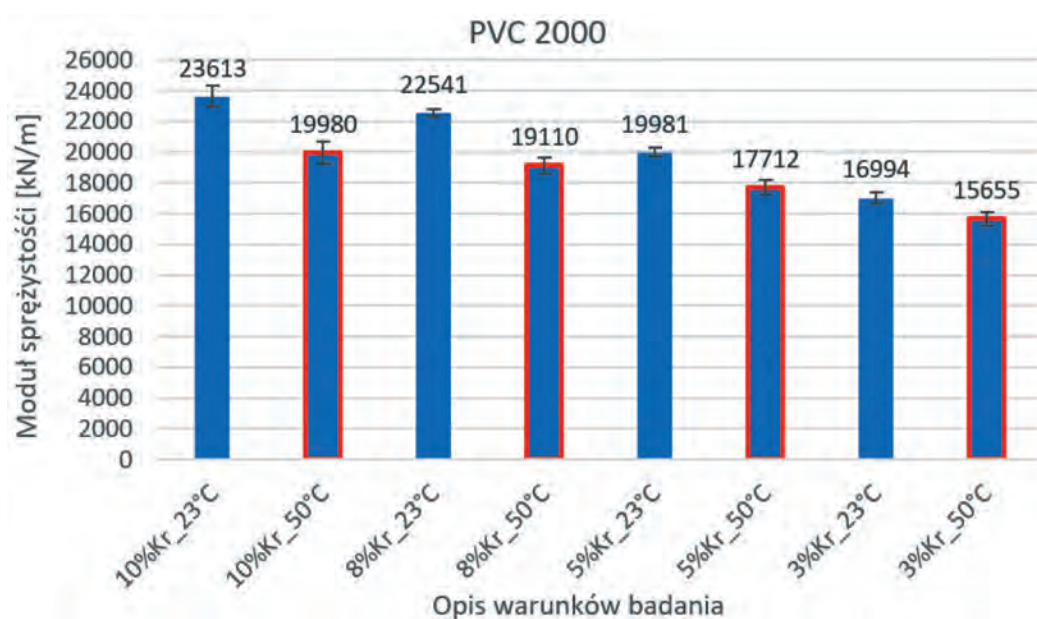
3.2. Taśma PVC 2000

Próbka o oznaczeniu PVC 2000 to taśma jedno-przekładkowa o wytrzymałości 2000 kN/m której rdzeń zbudowany został z nici poliestrowych w kierunku osnowy i poliamidowych wzdłuż wątku. Taśma posiada rdzeń jednolicie tkany przesycony polichlorkiem winylu, oraz gumowe okładki. Standardowy zakres temperatury jej stosowania wynosi od 0°C do +50°C.

Dla taśmy PVC 2000 wykonano ten sam zakres badań. Na wykresie słupkowym zestawiono średnie wartości modułu sprężystości dla wszystkich przyjętych

warunków badania taśmy PVC 2000. Tak jak dla poprzedniej taśmy zaznaczono wartości odchylenia standardowego, czerwoną obwiednią słupków wyróżniono badanie w temperaturze 50°C.

Dla zakresu obciążenia 1 i temperatury 22°C osiągnięto maksymalną wartość modułu sprężystości taśmy PVC 2000, wynoszącą 23 613 ± 692 kN/m. Dla tego samego zakresu obciążenia, lecz temperatury podwyższonej do 50°C wartość modułu wynosi 19 980 ± 734 kN/m. Badanie modułu sprężystości prowadzone w temperaturze 50°C powoduje zmniejszenie jego wartości o 15%.



Rys. 8. Zestawienie średnich wartości modułu sprężystości dla taśmy PVC 2000

Wartość modułu sprężystości taśmy PVC 2000 badana dla skrajnie niskich obciążeń (obciążenie 4) wynosi 16 994 ± 380 kN/m, co stanowi zmniejszenie w stosunku do warunków odniesienia o 28%. Po uwzględnieniu niskiego obciążenia (obciążenie 4) oraz wysokiej temperatury (50°C) wartość modułu wynosi 15 955 ± 320 kN/m,

co oznacza spadek o ponad 33% w stosunku do warunków odniesienia.

Z tabeli 2, w której zawarto średnie wartości modułów sprężystości taśmy PVC 2000, wynika, że badanie w podwyższonej temperaturze obniża wartość modułu sprężystości o 8–15% w stosunku do wartości uzyskanej w temperaturze 22°C.

Tabela 2
Wartości modułu sprężystości taśmy PVC 2000 badane w przyjętych warunkach

	Zakres obciążenia			
	2–10% K_r	1,6–8% K_r	1–5% K_r	0,7–3% K_r
	Wartość modułu sprężystości [kN/m]			
22°C	23 613 ± 692	22 541 ± 223	19 981 ± 299	16 494 ± 380
50°C	19 980 ± 734	19 110 ± 504	17 712 ± 507	15 955 ± 320
Zmiana procentowa	15%	15%	11%	8%

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI KOŃCOWE

- 1) Wykonanie miarodajnych badań modułu sprężystości taśm przenośnikowych w niskich lub wysokich temperaturach jest możliwe jedynie przy wykorzystaniu stanowiska, które wraz z próbką można zamknąć w komorze klimatycznej na cały okres badań właściwych.
- 2) W zależności od zakresu obciążenia moduł sprężystości taśmy jednoprzekładowej jednolicie tkanej ($E = 23\,613 \pm 692$ kN/m) jest większy o 13–19% niż moduł sprężystości taśmy wieloprzekładowej ($E = 19\,119 \pm 336$ kN/m).
- 3) Badanie taśmy w wysokiej temperaturze powoduje zmniejszenie jej modułu sprężystości. Dla taśmy EP2000 wartość modułu maleje w zakresie 16–18%, natomiast dla taśmy PVC 2000 o 8–15%.
- 4) Uwzględniając skrajnie niskie obciążenie oraz wysoką temperaturę (50°C), wartość modułu sprężystości może się zmniejszyć dla badanych taśm o 28–33% w stosunku do warunków odniesienia.

Literatura

- [1] Gładysiewicz L.: *Przenośniki taśmowe. Teoria i obliczenia*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2003.
- [2] Żur T., Hardygóra M.: *Przenośniki taśmowe w górnictwie*. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1996.
- [3] Drenda J.: *Ocena klimatycznych warunków pracy górników w polskich kopalniach węgla kamiennego i rudy miedzi*. Górnictwo i Geologia 2012, 7, 3, 19–35.
- [4] Szewczyk J.: *Geofizyczne oraz hydrogeologiczne warunki pozyskiwania energii geotermicznej w Polsce*. Przegląd Geologiczny 2010, 58, 7, 566–573.
- [5] Pypno C.: *Wpływ temperatury na własności mechaniczne taśm przenośnikowych*. Politechnika Śląska, Katowice 1994 [praca doktorska].
- [6] Zarzycki J.: *Analiza wpływu temperatury na własności reologiczne taśm przenośnikowych*. Cuprum 2014, 3, 33–43.
- [7] Zarzycki J.: *Badania własności reologicznych taśm przenośnikowych w ujemnych temperaturach*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2013, 3, 13–16.
- [8] Karolewski B., Ligocki P.: *Modelling of long belt conveyors*. Eksploatacja i Niezawodność – Maintenance and Reliability 2014, 16, 2, 179–187.
- [9] Kuliniowski P.: *Simulation method of designing and selecting tensioning systems for mining belt conveyors*. Archives of Mining Sciences 2014, 59, 1, 123–138, <https://doi.org/10.2478/amsc-2014-0009>.
- [10] Sakharwade G.S., Shubharata Nagpal: *Analysis of Transient Belt Stretch for Horizontal and Inclined Belt Conveyor System*. International Journal of Mathematical, Engineering and Management Sciences 2019, 4, 5, 1169–1179.
- [11] PN-EN ISO 9856: 2005. *Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie wydłużenia sprężystego i wydłużenia trwałego oraz obliczanie modułu sprężystości*.
- [12] Woźniak D., Sawicki W.: *Doświadczenia z badań laboratoryjnych modułu sprężystości taśm przenośnikowych przy cyklicznym rozciąganiu*. Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze 2008, 2, 21, 6–10.

dr inż. JACEK ZARZYCKI
jacek.zarzycki@agh.edu.pl

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

