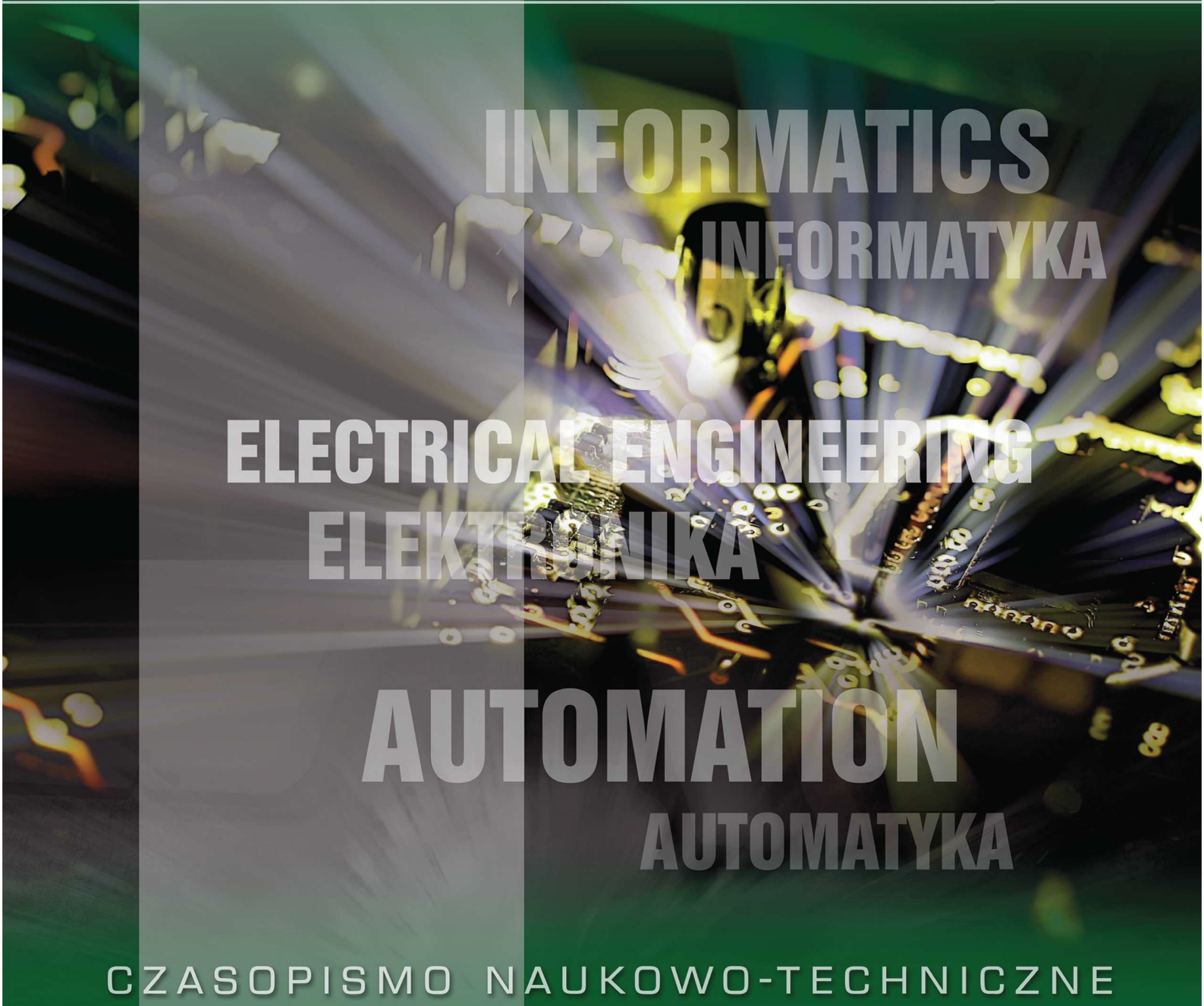


3 (539) 2019

Mining

**INFORMATICS AUTOMATION
AND ELECTRICAL ENGINEERING**

SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL



INFORMATICS
INFORMATYKA

ELECTRICAL ENGINEERING
ELEKTROINŻYNIERIA

AUTOMATION
AUTOMATYKA

CZASOPISMO NAUKOWO-TECHNICZNE

Mining – Informatics Automation and Electrical Engineering

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

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

Chairman of the Scientific Board/Przewodniczący Rady Naukowej:
Antoni Kalukiewicz, AGH University of Science and Technology, Kraków (Poland)

Secretary of the Scientific Board/Sekretarz Rady Naukowej:
Krzysztof Krauze, AGH University of Science and Technology, Kraków (Poland)

Members of the Scientific Board/ Członkowie Rady Naukowej:
Dariusz Andriukaitis, Kaunas University of Technology, Kaunas (Lithuania)
Naj Aziz, University of Wollongong, Wollongong (Australia)
Edward Chlebus, Wrocław University of Science and Technology, Wrocław (Poland)
George L. Danko, University of Nevada, Reno (USA)
Krzysztof Filipowicz, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Jiří Fries, Technical University of Ostrava, Ostrava (Czech Republic)
Leonel Heradia, EAFIT University, Medellín (Columbia)
Arkadiusz Mężyk, Silesian University of Technology, Gliwice (Poland)
Joséph Molnár, University of Miskolc, Miskolc (Hungary)
Jacek Paraszcak, Laval University, Quebec (Canada)
Sorin Mihai Radu, University of Petrosani, Petrosani (Romania)
Yuan Shujie, Anhui University of Science and Technology, Huainan (China)
Marek Sikora, Institute of Innovative Technologies EMAG, Katowice (Poland)
Radosław Zimroz, Wrocław University of Science and Technology, Wrocław (Poland)
Nenad Zrnić, University of Belgrade, Belgrade (Serbia)

Editorial staff/ Redakcja czasopisma:
Editor in Chief/ Redaktor naczelny – *Krzysztof Krauze*
Deputy Editor in Chief/ Zastępca redaktora naczelnego – *Krzysztof Kotwica*
Managing Editor/ Kierownik redakcji – *Marcin Mazur*
Manuscript Editor/ Redaktor techniczny – *Kamil Mucha*
Web Editor/ Redaktor strony internetowej – *Marcin Nawrocki*

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

PUBLISHER

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

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

Desktop Publishing/ Skład komputerowy: *Andre*

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

© Wydawnictwa AGH, Kraków 2019, Creative Commons CC-BY 4.0 License

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



**Ministry of Science
and Higher Education**

Republic of Poland

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

The electronic version of the journal is the primary one.
Number of copies: 55

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

Table of Contents

Kazimierz Miśkiewicz, Andrzej Nowrot, Antoni Wojaczek

Operating RTLS systems in underground workings	7
Funkcjonowanie systemu RTLS w wyrobisku podziemnym	17

Tomasz Cichoń, Krzysztof Pyrek, Krystian Ratuszny, Piotr Kalinowski, Paweł Kamiński

A milling machine used for groove making in a tubing inter-rib niche	27
Frezarka do wykonywania rowków w obszarze wnęki międzyżebrowej tubingów	37

Kazimierz Kuźma, Krzysztof Pyrek, Wojciech Kocik, Piotr Kalinowski, Paweł Kamiński

Individual rail transport and the conception of a means of transport using a suspended railway track	47
Szynowy transport indywidualny oraz koncepcja środka transportu wykorzystującego tor kopalnianej kolei podwieszanej	58

Michał Stawowiak, Zenon Rożenek

An assessment of the susceptibility of Becorit K-25SB and Modar R3/Mz friction linings	70
Ocena podatności wykładzin ciernych typu Becorit K-25SB i Modar R3/Mz	78

ABSTRACTS

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ
ANDRZEJ NOWROT
ANTONI WOJACZEK

OPERATING RTLS SYSTEMS IN UNDERGROUND WORKINGS

The difficult environment conditions of underground mines require the identification of persons present in mining workings. To date, miner location systems applied in several mines only allow a dispatcher to determine the crew working at given level or in given operation area on quantitative basis. The dispatcher has no opportunity to accurately and currently locate the miners who are in the workings. This constitutes a large difficulty in the case of mining disasters and where rescue actions are to be undertaken when miners are trapped underground in workings. Several days spent searching for miners during a recent disaster led to the implementation of a RTLS continuous localization system in especially dangerous areas. This paper discusses the opportunity to use RTLS systems in mines and presents selected first experiments related to operation tests of such RTLS systems that were carried out recently in several mines.

TOMASZ CICHON
KRZYSZTOF PYREK
KRYSZTIAN RATUSZNY
PIOTR KALINOWSKI
PAWEŁ KAMIŃSKI

A MILLING MACHINE USED FOR GROOVE MAKING IN A TUBING INTER-RIB NICHE

The sealing of shaft cast iron tubing within a tubing Inter-rib niche is often needed during overhauls and repairs of a shaft lining. Leakages or scratches and fractures can occur within the area of individual tubing of the shaft lining. The Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. developed special method for the sealing in question. Around the sealed area, a closed circumference groove of a depth smaller than the tubing thickness is made in the inner shaft lining. The sealing element is placed in this groove and then tightened with a spatial insert, with a hole for the injection of the sealing medium. A specially designed milling machine is used for groove making in the tubing lining of the mine shaft. The milling machine is composed of: power transmission system, special construction for mounting the milling machine to tubing and advance mechanism. The milling machine is driven by a battery drill-driver, and the whole device is mounted to the tubing with the use of specially designed guides with handles.

KAZIMIERZ KUŻMA
KRZYSZTOF PYREK
WOJCIECH KOCIK
PIOTR KALINOWSKI
PAWEŁ KAMIŃSKI

INDIVIDUAL RAIL TRANSPORT AND THE CONCEPTION OF A MEANS OF TRANSPORT USING A SUSPENDED RAILWAY TRACK

Distances to cover are still growing in Polish coal mines. It is not a real issue in terms of material and staff transport, which

STRESZCZENIA

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ
ANDRZEJ NOWROT
ANTONI WOJACZEK

FUNKCJONOWANIE SYSTEMU RTLS W WYROBISKU PODZIEMNYM

Trudne warunki środowiskowe kopalń podziemnych wymagają stosowania systemów bieżącej identyfikacji osób znajdujących się w wyrobiskach górniczych. Stosowane dotychczas w kilku kopalniach strefowe systemy lokalizacji górników umożliwiają dyspozytorowi określenie stanu załogi pracującej na danym poziomie czy w danym rejonie eksploatacyjnym tylko w sposób ilościowy. Nie ma on możliwości dokładnej i bieżącej lokalizacji górników znajdujących się w wyrobiskach. Stanowi to duże utrudnienie w przypadku katastrof górniczych i konieczności prowadzenia akcji ratunkowych górników zasypanych w wyrobiskach. Wielodniowe poszukiwania górników w czasie ostatniej katastrofy spowodowały potrzebę wprowadzenia w rejonach szczególnie zagrożonych systemów lokalizacji ciągłej RTLS. Artykuł omawia możliwości zastosowania systemów RTLS w kopalniach i przedstawia wybrane pierwsze doświadczenia z prób ruchowych takich systemów RTLS, jakie były prowadzone w ostatnim czasie w kilku kopalniach.

TOMASZ CICHON
KRZYSZTOF PYREK
KRYSZTIAN RATUSZNY
PIOTR KALINOWSKI
PAWEŁ KAMIŃSKI

FREZARKA DO WYKONYWANIA ROWKÓW W OBSZARZE WNĘKI MIĘDZYŻEBROWEJ TUBINGÓW

Konieczność wykonania uszczelniania tubingowej obudowy szybu, wykonanej z tubingów żeliwnych w obszarze ich wnęki międzyżebrowej, pojawia się często przy wykonywanych remontach i naprawach obudowy szybów. W obszarze poszczególnych tubingów obudowy szybu mogą pojawiać się przecieki bądź rysy czy pęknięcia. Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. stosuje do wykonania takiego uszczelnienia metodę polegającą na tym, że wokół uszczelnianego obszaru w obudowie od wnętrza szybu wykonuje się rowek o zamkniętym obwodzie i o głębokości mniejszej niż grubość samego tubinga. Następnie w rowku umieszcza się element uszczelniający, który dociska się przestrzenną wkładką zamkniętą od góry i zaopatrzoną w otwór do włączania medium uszczelniającego. Do wykonania rowków (gniazd do mocowania uszczelnienia) w obudowie tubingowej zabudowanej w szybie kopalnianym służy specjalnie do tego celu zaprojektowana frezarka. Frezarka składa się z układu napędowego oraz z konstrukcji mocującej frezarkę do tubinga oraz mechanizmu posuwu. Napęd frezarki stanowi wiertarkowkrętarka akumulatorowa, a całe urządzenie mocowane jest do tubinga za pomocą specjalnie zaprojektowanych prowadnic z uchwytami.

KAZIMIERZ KUŻMA
KRZYSZTOF PYREK
WOJCIECH KOCIK
PIOTR KALINOWSKI
PAWEŁ KAMIŃSKI

SZYNOWY TRANSPORT INDYWIDUALNY ORAZ KONCEPCJA ŚRODKA TRANSPORTU WYKORZYSTUJĄCEGO TOR KOPALNIANEJ KOLEI PODWIESZANEJ

Drogi transportowe w polskich kopalniach węglowych stale się wydłużają. Nie stanowi to znacznego problemu w kontekście

commonly uses suspended monorails with a friction wheel drive. The problem is how to transfer single people and small loads behind the scheduled times and routes of monorails.

The goal of this work was to design and construct an individual mean of transport with its own drive using a monorail track which would meet the requirements of law, safety, mobility and can be used behind the scheduled times of monorails.

MICHAŁ STAWOWIAK
ZENON ROŻENEK

AN ASSESSMENT OF THE SUSCEPTIBILITY OF BECORIT K-25SB AND MODAR R3/MZ FRICTION LININGS

The article presents an assessment of the susceptibility of friction linings from two selected manufacturers. These tests are extremely important when assessing the safety of existing and newly designed shaft lifts and ski cableways. The research was carried out on measuring equipment at the Department of Mining Mechanization and Robotization of the Silesian University of Technology, where this type of research has been conducted for years. A measuring amplifier, road transducers, force transducers and a hydraulic testing machine were used for the tests, thanks to which the pressure was applied to the rope on which the friction lining was applied. The measurements were recorded on a computer, which was a recording and measuring station, after which they were processed, saved in tables and presented to the reader in the form of graphs. The main purpose of these tests was to obtain results giving information about the rope displacement at a specific pressure to the groove of the friction lining. It is also worth mentioning that the factor that has a significant impact on the achieved values of displacements is the time of the test. It is related to the properties of the material of which the friction linings are made that are used as a running track for the ropes.

transportu materiałów i załogi, który powszechnie realizuje się z zastosowaniem kolejek podwieszanych z zespołami napędowymi cierno-zębatymi. Utrudnienia pojawiają się w momencie konieczności transportu pojedynczych pracowników bądź niewielkich gabarytowo ładunków na znaczne odległości poza wyznaczonymi przewozami za pomocą kolejek podwieszanych.

Podjęte prace miały na celu opracowanie konstrukcji środka transportu indywidualnego z napędem własnym z zastosowaniem szyn kolejki podwieszanej, który będzie użytkowany poza zorganizowanym transportem zestawami kolejki podwieszanej, spełniając wymagania odnośnie do jego mobilności i bezpieczeństwa.

MICHAŁ STAWOWIAK
ZENON ROŻENEK

OCENA PODATNOŚCI WYKŁADZIN CIERNYCH TYPU BECORIT K-25SB I MODAR R3/MZ

W artykule przedstawiono ocenę podatności wykładzin ciernych dwóch wybranych producentów. Badania te są niezwykle istotne przy ocenie bezpieczeństwa już istniejących i nowo projektowanych wyciągów szybowych oraz narciarskich kolei linowych. Badania przeprowadzono na aparaturze pomiarowej w Katedrze Mechanizacji i Robotyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej. Wykorzystano do nich wzmacniacz pomiarowy, przetworniki drogi, przetworniki siły oraz hydrauliczną maszynę wytrzymałościową, dzięki której zadawano nacisk na linę, na którą nałożona była okładzina cierna. Pomiaru rejestrowane były na komputerze, stanowiącym stację rejestrująco-pomiarową, po czym zostały one przetworzone, zapisane w tabelach i przedstawione czytelnikowi w formie wykresów. Głównym celem tychże badań było otrzymanie wyników dających informację o przemieszczeniu liny przy określonym jej nacisku do rowka wykładziny cierniej. Warto także wspomnieć, że czynnikiem mającym istotny wpływ na osiągnięte wartości przemieszczeń jest czas wykonywania próby. Jest to związane z właściwościami materiału, z którego wykonane są wykładziny cierne stosowane jako bieżnia dla lin nośnych.

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ
ANDRZEJ NOWROT
ANTONI WOJACZEK

Operating RTLS systems in underground workings

The difficult environment conditions of underground mines require the identification of persons present in mining workings. To date, miner location systems applied in several mines only allow a dispatcher to determine the crew working at given level or in given operation area on quantitative basis. The dispatcher has no opportunity to accurately and currently locate the miners who are in the workings. This constitutes a large difficulty in the case of mining disasters and where rescue actions are to be undertaken when miners are trapped underground in workings. Several days spent searching for miners during a recent disaster led to the implementation of a RTLS continuous localization system in especially dangerous areas. This paper discusses the opportunity to use RTLS systems in mines and presents selected first experiments related to operation tests of such RTLS systems that were carried out recently in several mines.

Key words: *RFID systems, RTLS location systems, radio communication in mining*

1. INTRODUCTION

Contemporary radio communications provides the opportunity to construct a crew localization system in underground workings.

Two solutions are applied [1, 2]:

- Zone location using RFID engineering (*Radio Frequency Identification*) consists of a wireless (radio) readout of the identification number of an identifier (transponder) by means of a reader. Using such a solution, inputs to the zone being monitored are equipped with gates that include RFID readers that allow determining the direction of identifier motion (entering a zone, leaving a zone). Such a system allows the determination of the number of miners within every zone as well as the entry/exit time of a miner into/out a zone. However, the dispatcher has no opportunity to locate precisely (and currently) the miners in the separate workings of a monitored zone.
- RTLS – “precise” locating (*Real Time Locating System*). It allows the determination, with appropriate precision, of the location (for instance, coordinates) of an identifier (transponder) in a monitored working (for instance, within particularly dangerous zones) and at specified time intervals.

RTLS systems are to be provided in zones of special danger, for instance in those where associated dangers exist. In the case of the occurrence of a dangerous event in such a working, a RTLS system makes it possible to locate all miners who were present within the dangerous zone just before this event occurred, for instance, rescue operation, explosion, fall of roof, etc. [3, 4].

Figure 1 shows the general structure of a crew location system in a mine. Both RFID and RTLS systems are equipped with this kind of structure [3].

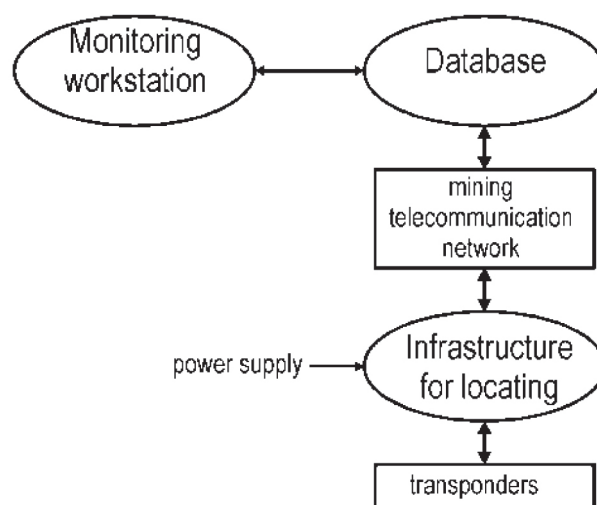


Fig. 1. Structure of the crew locating system

One may distinguish in the structure the following:

- personal transponders of the crew, mostly active, supplied from their miner's lamp,
- underground infrastructure for location (readers, ID gates, intrinsically safe power units, external antennas, connection boxes etc.),
- mining underground telecommunication network, as well as a surface one (copper, optical-fibre cable or partly a radio one),
- database in location system servers including software,
- software (as well as devices) for a visualization system.

2. RTLS SYSTEMS

2.1. Operation principles of RTLS systems

RTLS location systems are a developed form of RFID engineering. The (stationary) reader not only reads the radio signal sent through the (portable) identifier in such systems, but also makes the measurement of certain parameters of the received radio signal possible, so that the system can count the identifier position within definite accuracy while the signal transmission is sent.

We can distinguish RTLS systems depending on usage:

- locating identifiers in space by calculating 3 coordinates,
- locating identifiers on plane by calculating 2 coordinates,
- locating identifiers along a line (frequently a straight one) by calculating one coordinate; this type of solution should be applied in the dog headings of underground mines.

RTLS systems are most frequently called **exact location systems**, meaning that such a system counts the identifier position with a certain degree of accuracy (including a specified error). The identifier location error contains the random component that constitutes the measure of location precision and systematic error. Figure 2 presents the interpretation of location component error of an identifier placed on the plane in the point Q_k of coordinates x_k, y_k .

Next (during consecutive broadcasting sessions) the identifier positions determined (calculated) by the reader are defined by P_i and shown in Figure 2 as

red dots. They have co-ordinate x_i, y_i . The centre $\bar{P}_k$ of determined identifier positions in relation to the reader has co-ordinates that equal:

$$\bar{x}_k = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n} \quad (1)$$

$$\bar{y}_k = \frac{\sum_{i=1}^n y_i}{n} \quad (2)$$

The standard deviation $\sigma_k(P_k)$ of points P_i from the centre $\bar{P}_k$ is defined by the following dependences:

$$\sigma_x(P_k) = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x}_k)^2}{n-1}} \quad (3)$$

$$\sigma_y(P_k) = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y}_k)^2}{n-1}} \quad (4)$$

$$\sigma_k(P_k) = \sqrt{\sigma_x^2 + \sigma_y^2} \quad (5)$$

and is the measure of location precision, and location results scatter the evaluation around the centre of location $\bar{P}_k$ as well. The distance Δ_k constitutes the systematic error measure of the location among the real identifier position Q_k , and the centre of determined locations $\bar{P}_k$.

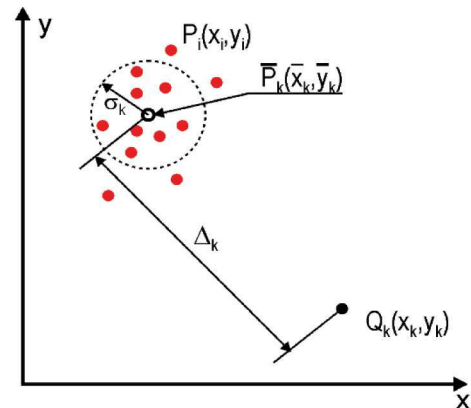


Fig. 2. Components of the identifier (tag) locating error [5]

The accuracy of location could also be determined by specifying the parameters as follows [6]:

- CEP – (*Circular Error Probability*) the circle radius, of the centre in the real position of identifier, in which 50% of the calculated identifier positions are included (also explained as substitute radius of the error [7]),
- CEP70 – the circle radius, of the centre in the real position of identifier, in which 70% of calculated identifier positions are included,
- R95 – circle radius for 95% of the calculated identifier positions.

2.2. Location methods in RTLS systems

We may distinguish the following methods of identifier locations on a plane in RTLS systems [8]:

- AOA – the method of the measurement of the arrival angle of the received signal from the identifier (*Angle of Arrival*),
- TOA – the method of the measurement of arrival time of the signal from the identifier (*Time of Arrival*),
- TDOA – the method of the measurement of the arrival time difference signal from the identifier (*Time Difference of Arrival*),
- RSS – the measurement method (by means of readers) of the radio signal level emitted by the identifier (*Received Signal Strength*).

Hybrid solutions applying two of the above-mentioned methods are also applied e.g. AOA and TDOA (e.g. solution of UBISENSE company) [5].

In the case of identifier location (Id) by means of the AOA method, two readers are applied and arranged within distance d (Fig. 3). Every reader is equipped with an antenna that allows the determination of the angles α and β of signal arrival from identifier. The knowledge of the distance d and angles α and β allows us to specify the identifier position using geometrical dependences related to a triangle [3].

In the case of the TOA method, three readers are applied (Fig. 4). Readers make the indirect measurement of the distance d_1 , d_2 , d_3 to the identifier, measuring the time necessary for an electromagnetic wave to cover a distance from an identifier to the reader. Time can be measured using two methods:

- bidirectional (reader – Id – the reader) taking into consideration the response execution time,
- unidirectional, where the identifier sends signals according to the defined instant moments.

Because one cannot assure the synchronization of identifier clocks and readers, an unknown clock skew of identifiers and readers influences the result of time measurement. The clock skew could be determined by applying an additional reader (e.g. 3 readers for location on two-dimensional plane or 4 readers for location in space) using the notion of pseudo-distance (similarly as in GPS systems). Knowledge of distances d_1 , d_2 , d_3 and readers position allows the determination of the identifier position using geometrical dependences.

In the case of the TDOA method, readers with synchronized clocks are applied and time difference of signal arrival from identifier to two readers is measured. In the case of usage 3 readers, time differences allow the determination of the distance differences $\Delta_{12} = d_1 - d_2$, $\Delta_{23} = d_2 - d_3$. Knowing the distance differences, we are able to determine identifier position using suitable geometrical dependences.

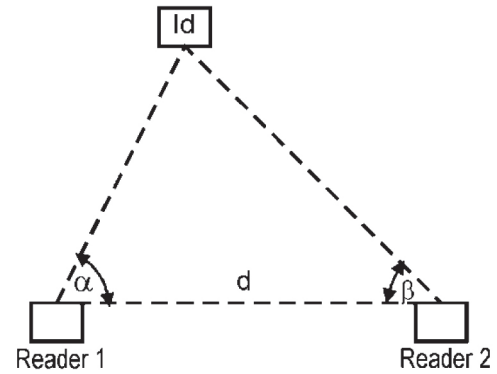


Fig. 3. Illustration of the AOA method for locating the Id identifier [3]

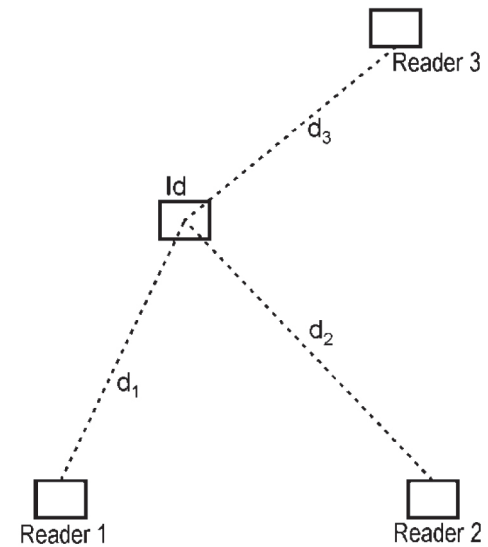


Fig. 4. Illustration of TOA, TDOA, RSS methods for locating the Id [3]

In the case of the RSS method, readers measure the level of signal received from identifier. If the electromagnetic wave propagation model is known (dependence of signal level on the distance), then the value of signal level received by individual readers will allow the determination of the distance d_1, d_2, d_3 and the identifier position. Methods to calculate the identifier position are described in references [9, 3].

3. A RTLS SYSTEM IN A DOG HEADING

3.1. The purpose of applying a RTLS system in a mine

The exact location is essential in case of mining catastrophes. Information on personnel position at the moment of a catastrophe allows the better performance of rescue actions. On the 5th May 2018, a 190 MJ tremor occurred in the Zofiówka coalmine and, as a result, 7 miners were injured and 5 miners died. The last miner's body was found after 12 days of action. The location of the miners bodies was one of the essential problems of this rescue action. Due to the shape of workings in underground mines, it is only possible to locate identifiers along the axis of a working without the location on its transverse section. This is **a one-dimensional location** (only one co-ordinate is available) i.e. identifier position is defined as a distance from reference point (e.g. from conventional beginning of the excavation). Two RTLS location methods could be practically used in underground excavations: time difference measurement method (TDOA), or the measurement method of radio signal level (RSS).

3.2. Location by means of time difference measurement TDOA

As mentioned previously, the TDOA location method consists in the fact that the transponder sends the radio signal that has to be received by a minimum of two readers (Fig. 5). The time difference of the reception of this signal by these readers is measured. Signal propagation time from transponder to reader 1 equals t_1 and the time of propagation of signal from transponder to reader 2 equals t_2 .

If the transponder is located in a working between two readers 1 and 2 in the distance x from reader 1 and the distance between readers equals l (Fig. 5), then the time difference Δt equals:

$$t_1 = \frac{x}{c} \quad (6)$$

$$t_2 = \frac{l-x}{c} \quad (7)$$

$$\Delta t = t_1 - t_2 = \frac{2x-l}{c} \quad (8)$$

where c – the speed of electromagnetic wave.

If the transponder is located at a distance greater than l from reader 1, the time difference equals:

$$\Delta t = \frac{l}{c} \quad (9)$$

regardless of distance x . If the transponder is located to the left in relation to reader 1, the time difference equals:

$$\Delta t = -\frac{l}{c} \quad (10)$$

regardless of distance x .

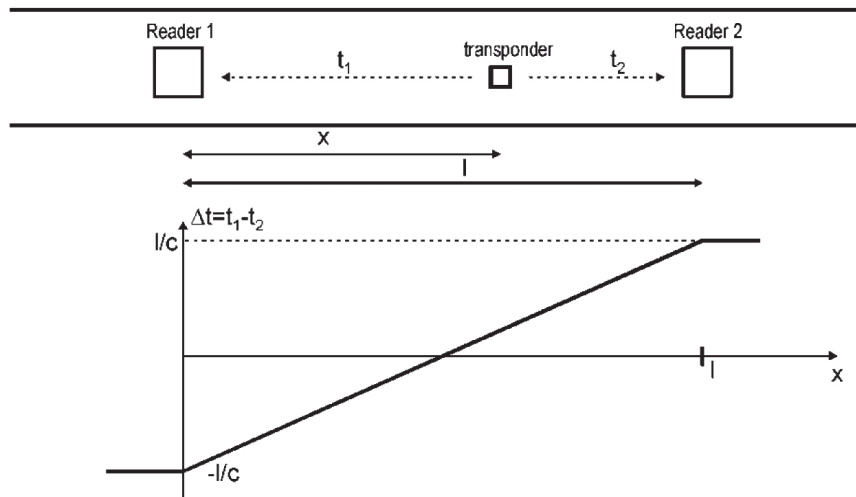


Fig. 5. Illustration of the linear location by the TDOA method [3]

Therefore, if the transponder is not located between the readers, then the location of its position by means of TDOA method is not possible. We may find a way out by installing readers using such a method that identifier would be within the range of more than two readers. The conditions for using the TDOA method consists of the opportunity to measure time with nano-second accuracy. Such a large degree of accuracy in time measurement can be achieved by applying the wideband modulation CSS (Chirp Spread Spectrum) [3].

3.3. Location by measurement of radio signal level RSS

The method of location by measurement of the radio signal level RSS¹ relies on the fact that the transponder sends a radio signal that is received by two readers (1 and 2) and the difference of the transponder signal level (ΔRSS) received by both these readers is measured in the system.

Figure 6 shows the possible locations of a transponder in relation to two readers. For the transponder location as shown in Figure 6a the following dependences exist:

$$RSS_1(x) = RSS(x_0) - 10 \cdot n \cdot \lg \frac{x}{x_0} + \sigma SS \quad (11)$$

$$RSS_2(l-x) = RSS(x_0) - 10 \cdot n \cdot \lg \frac{l-x}{x_0} + \sigma SS \quad (12)$$

$$\Delta RSS = RSS_1(x) - RSS_2(l-x) = 10 \cdot n \cdot \lg \frac{l-x}{x} + \sigma SS \quad (13)$$

The same transponder location as shown in Figure 6b² the difference of transponder signal level (ΔRSS) received by both these readers should equal:

$$\begin{aligned} \Delta RSS &= RSS_1(x) - RSS_2(l-x) = \\ &= 10 \cdot n \cdot \lg \frac{l-x}{-x} + \sigma SS \end{aligned} \quad (14)$$

And for the transponder location as shown in Figure 6c it equals:

$$\begin{aligned} \Delta RSS &= RSS_1(x) - RSS_2(x-l) = \\ &= 10 \cdot n \cdot \lg \frac{x-l}{x} + \sigma SS \end{aligned} \quad (15)$$

where:

- $RSS_1(x)$ – radio signal level measured by reader 1 in the distance x from identifier,
- $RSS_2(l-x)$ – radio signal level measured by reader 2 in the distance $l-x$ from identifier,
- $RSS(x_0)$ – the radio signal reference level within the distance x_0 from identifier,
- n – coefficient dependent on the propagation conditions of a radio signal in a working (within limits 1.2 up to 1.6),
- x – identifier position co-ordinate (it assumes positive or negative values when the transponder is located on the left side of reader 1 – Fig. 6b),
- σSS – random variable of Gaussian distribution taking into account the local propagation conditions of electromagnetic waves (reflections, refractions, dispersion).

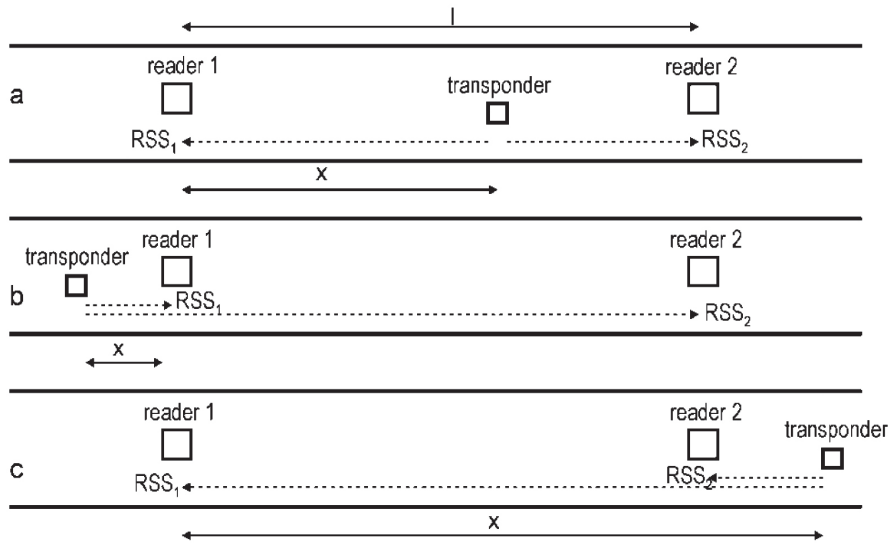


Fig. 6. Illustration of locating by the RSS radio signal level measurement method [3]

¹ This can also be designated by the abbreviation RSSI (Received Signal Strength Indicator).

² In this case, x has negative value and such a value is to be substituted in the formula; reference level "0" is in the spot where reader 1 is located.

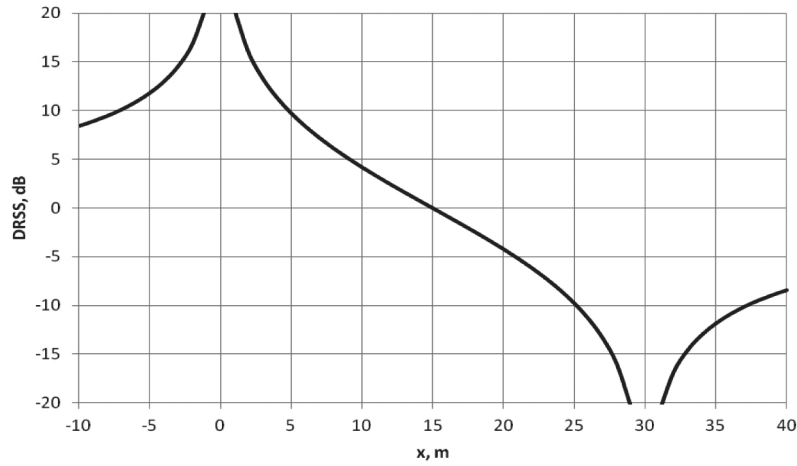


Fig. 7. An example of the calculated dependence of the difference in the level of radio signals ΔRSS (DRSS, dB) on the position of the transponder (x, m) [3]

Figure 7 shows an example of the calculated dependence of signal level difference ΔRSS versus transponder distance x from readers disposed within the distance $l = 30$ m and coefficient $n = 1.4$ whereas the random variable σSS is neglected. From the graph, we can conclude that for certain ΔRSS values there are two possible transponder positions.

The discontinuities in the graph (Fig. 7) are the result of placing the transponder and readers along one straight line (the transponder distance from reader could equal 0). In fact, due to the transverse sizes of excavations, the transponder distance to the reader should never equal 0.

If we mark the transponder distance from reader 1 by x_1 , and transponder distance from reader 2 by x_2 , then dependences (13)–(15) could be transformed as follows:

$$\Delta RSS = RSS_1(x_1) - RSS_2(x_2) = 10 \cdot n \cdot \lg \frac{x_2}{x_1} \quad (16)$$

hence:

$$\frac{x_2}{x_1} = k_{12} = 10^{\Delta RSS / 10n} \quad (17)$$

Knowing the level difference of radio signal received by readers 1 and 2, we can calculate the relation of transponder distance from readers $k_{12} = x_2/x_1$ according to the dependence (17). The geometric locus of points, of constant ratio of distance from two points of known position is an Apollonius circle (Fig. 8) with a radius equal to:

$$r = l \frac{k_{12}}{k_{12}^2 - 1} \quad (18)$$

crossing the straight line passing through both readers within distances:

$$x_{1a} = \frac{l}{1 + k_{12}} \quad (19)$$

$$x_{1b} = \frac{l}{1 - k_{12}} \quad (20)$$

Any ambiguity of location as a result of the RSS method using two readers can be eliminated by applying more readers.

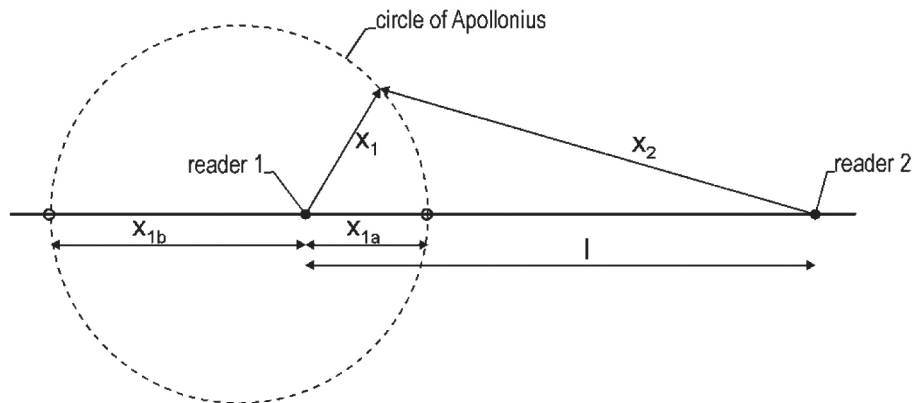


Fig. 8. The circle of Apollonius as a result of locating by the RSS method [3]

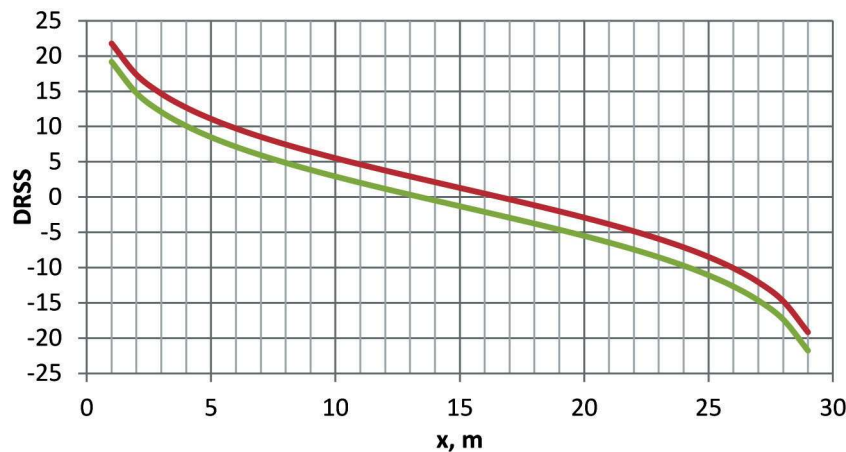


Fig. 9. An example of the dependence of the difference in the level of radio signals ΔRSS on the position of the transponder, taking into account the random variable resulting from the propagation conditions [3]

Figure 9 shows an example of dependence of signal level difference ΔRSS versus transponder distance x for the distance between readers $l = 30$ m and coefficient $n = 1.4$ taking into account the random variable σSS .

The standard deviation $\sigma SS = 1.3$ dB was assumed for analysis as measured in mine workings under conditions of optical visibility LOS [9]. The red line denotes values $\Delta RSS + \sigma SS$, whereas the blue line is the values $\Delta RSS - \sigma SS$. It results from the presented graph that the largest absolute error of location appears in the centre between readers and in the case of accepted assumptions equals ± 1.5 m. Tests conducted in a mine prove that in the case of a location system by means of the RSS method, we can obtain an accuracy level of about 10% of distance x among two readers.

4. OPERATIONAL TESTS OF RTLS SYSTEMS IN MINES

Due to the catastrophe in Zofiówka mine, the decision was made in several mines of the JSW to conduct operational tests of several location systems of the RTLS type in longwall excavations. The basic estimation criteria of the functioning of the RTLS systems during the performance of the tests were, among others:

- the accuracy of worker location along the longwall, as well as along longwall headings; the system should locate miners within the limits up to ± 2 m along an excavation;
- assurance 100% of transponder recognizability in real time (under conditions of the correct operation of the teletransmission infrastructure operated in given mine).

Four systems were subjected to operation tests [10]:

- EMLOK-16 made by Elektrometal company,
- PORTAS made by EMAG,
- ISI made by ZAM-SERVIS,
- ATUT-Location made by ATUT.

The systems used two methods of identifier location: RSS within a band of 868 MHz (PORTAS as well as ISI systems) and TDOA within a band of 2.4 MHz (EMLOK-16 and ATUT-Location systems).

A series of design and operation aspects were subject to assessment:

- the structure of the underground part of the system within an area of longwall;
- methods of assembly, diagnostics, maintenance, exchange and configuration of the devices included within the tested system as the daily longwall operation advances;
- power supply method of active units of the system, taking into consideration the existing power network within the area covered by the tests;
- battery operation time of the active system components;
- software functionality used to visualize the staff, events alerting, report generating as well as systems configuration from the surface.

Tests were performed according to previously prepared uniform script of operation tests. A dozen or so miners making the operation tests of every of systems were equipped with active identifiers (transponders) that, depending on the given technical solution, were installed in personal lamps, or they possessed an autonomous power source [10].

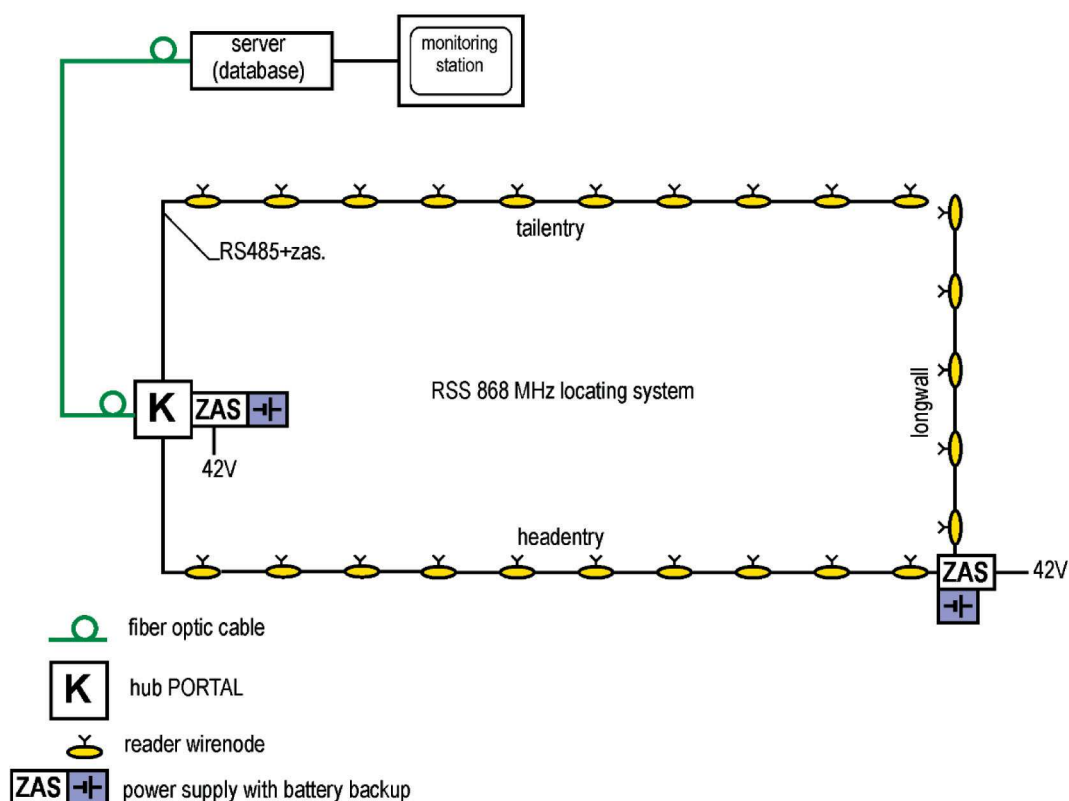


Fig. 10. Block diagram of the locating system using the RSS method [10]

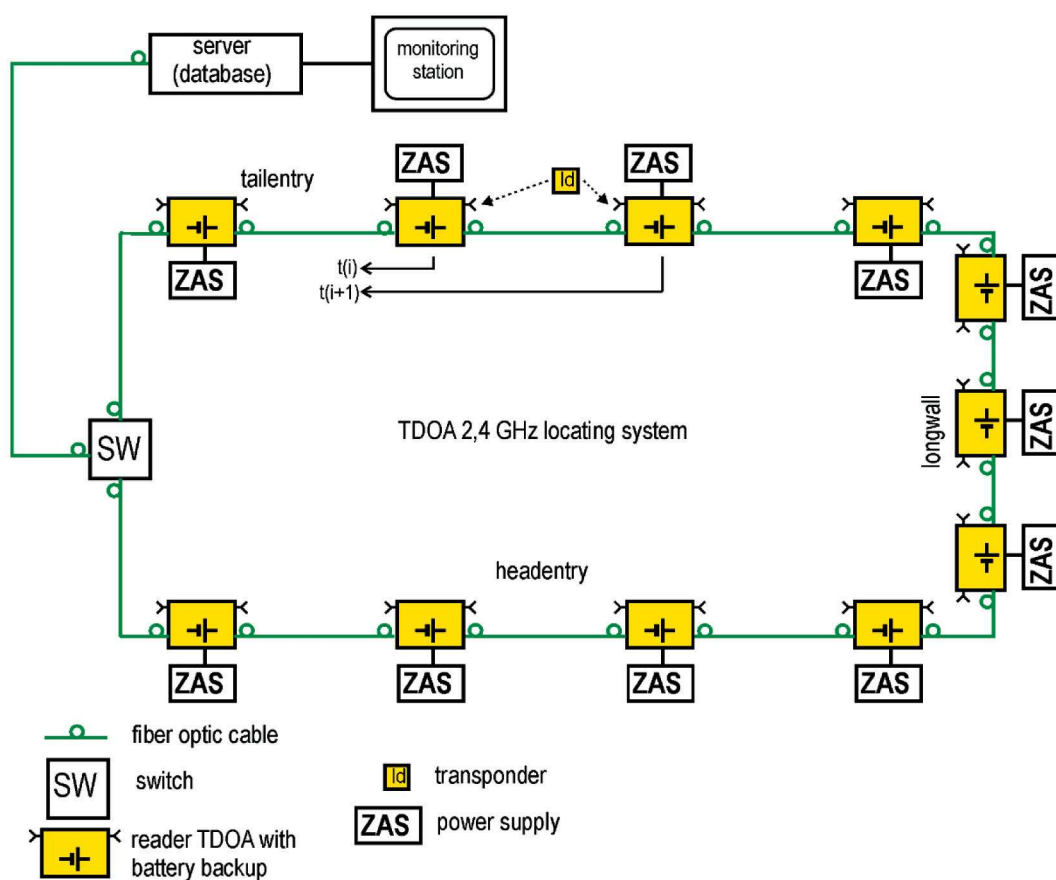


Fig. 11. Block diagram of the locating system using the TDOA method [3, 10]

Figure 10 presents the simplified block diagram of a location system within the area of longwall that utilized the RSS method within the band of 868 MHz. Readers, arranged in longwall headings as well as on the longwall (at 20–40 m intervals), are connected by means of RS485 connections to the concentrator. The line connection to the concentrator also makes it possible to supply readers located in excavations.

Id identifiers send a radio signal at certain time periods that include an identification number. Signals are received by neighbouring readers. The readers send to the location server (by means of a concentrator), among other, its identification number, identifier Id identification number as well as the level of the RSS radio signal received. The server, on the basis of the radio signal level received, the position of individual readers as well as subordinating the identifiers to individual persons, calculates the positions of individual identifiers and makes it possible to present a visualization on a previously prepared map of the mining department.

Figure 11 shows an example of a simplified block diagram of a TDOA location system within an area of longwall using the method within a band of 2.4 GHz and optical fibre connection between readers.

Readers used for the TDOA method are installed at longwall headings and in the longwall at distances ranging from 30 m to 300 m (using direction aerials) depending on local conditions. The TDOA method requires that all readers clocks are to be synchronized within given region. TDOA readers could be connected with copper cable, optical fibre or radio link within the 2.4 GHz band. They require a guaranteed power supply.

Id identifiers send a radio signal that includes its identification number at certain time periods. Signals are received by neighbouring readers. The readers send to the location server, among other, its identification number, identifier identification number as well as signal arrival time from identifier. The server, on the basis of the received radio signal level, position of individual readers as well as subordinating the identifiers to individual persons, calculates the positions of individual identifiers and makes it possible to present them in a visualization of a previously prepared map of the department.

As the operation proceeds, the longwall relocates, and longwall headings shorten (or lengthen). This results in the need to reline, liquidate or add readers within the region of the crossroad with the longwall and the main and upper gates. Every change of reader position requires the suitable modification of the da-

tabase as well as the modification of the map in the visualization system. The condition of correct location system operation is a correct system configuration that assures, among others:

- assuming the beginning of the coordinate system for the main gates and the longwall,
- entering the area map to visualization system in which the location takes place,
- entering the positions of all readers performing RTLS locations,
- assignment of suitable identifiers to particular persons descending into the mine.

5. SUMMARY

An RTLS system should be an important component of a crew location mine system and can be used in regions where there are large associated threats. Most frequently, these are regions of longwalls and heading faces. In other regions such as passenger stations, pit bottoms, shaft tops, or lamp rooms, it is rational to use zone location, since knowledge of when an employee entered and left the zone is sufficient. The opportunity to test the correctness of the identifier operation in indispensable in a lamp room.

The tests of location systems performed in JSW mines led to the affirmation that:

- there are various stage of readiness (availability) of systems under examination for operation in mine excavations,
- RTLS location opportunity using both RSS and TDOA method,
- more advantageous propagation conditions of electromagnetic waves within the band 868 MHz, that makes possible better location of persons who move in closed trolleys of narrow-gauge railway,
- simpler power supply of RSS system components, particularly in places provided with an undeveloped power network (e.g. in upper entries).

RTLS Systems generate very sensitive data for mining crews (who, where, and how long they have been at work). Due to this reason it is indispensable to:

- determine who and how should access the current data of the location system,
- determine who and how should access the archive data of the location system,
- crew training on location system functioning as well as convincing miners that the location system would improve their safety.

References

- [1] Finkenzeller K.: *RFID Handbook. Fundamentals and Applications in Contactless Smart Cards and Identification*, John Wiley & Sons Ltd., Chichester 2013.
- [2] Zekavat S.A., Buehrer R.M. (ed.): *Handbook of Position Location: Theory, Practice, and Advances*, "IEEE Press" John Wiley and Sons, New Jersey 2019.
- [3] Miśkiewicz K., Wojaczek A.: *Radiokomunikacja w kopalniach podziemnych*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2020.
- [4] Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, Dz.U. z 2017 r., poz. 1118.
- [5] Eljasz D., Tkacz J., Gratkowski T., Doligalski M.: Wyznaczenie precyzji i dokładności lokalizacji obiektu na przykładzie systemu lokalizacji wewnątrzbudynkowej Dimension firmy Ubisense, "Przegląd Elektrotechniczny" 2018, 12: 56–59.
- [6] Chruszczyk Ł., Zajac A.: *Comparison of Indoor/Outdoor, RSSI-Based Positioning Using 433, 868 or 2400 MHz ISM Bands*, "INTL Journal of Electronic and Telecommunications" 2016, 62, 4: 395–399.
- [7] Widlak Cz.: Porównanie wartości CEP obliczonych według różnych zależności podawanych w literaturze, "Problemy Techniki Uzbrojenia" 2007, 36, 103: 137–142.
- [8] Zientek P.: *Wykorzystanie sygnałów impulsowych z modulacją częstotliwości w systemach lokalizacyjnych w warunkach silnej wielodrogowości*, Politechnika Warszawska, Warszawa 2013 [unpublished doctoral thesis].
- [9] Mabrouk I.B., Talbi L., Mnasri B., Nedil M.: *Experimental Characterization of a Wireless MIMO Channel at 2.4 GHz in Underground Mine Gallery*, "Progress in Electromagnetics Research Letters", January 2012.
- [10] Opinia dotycząca rekomendacji wyboru systemu identyfikacji i lokalizacji pracowników w wyrobiskach podziemnych kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A., opracowana przez Zespół doradców ds. rekomendowania wyboru systemu identyfikacji i lokalizacji pracowników w wyrobiskach podziemnych dla kopalń JSW S.A., Jastrzębie Zdrój, kwiecień 2019 [unpublished].

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ, Ph.D., Eng.

ANDRZEJ NOWROT, Ph.D., Eng.

ANTONI WOJACZEK, prof.

Department of Electrical Engineering

and Automation in Industry

Faculty of Mining, Safety Engineering

and Industrial Automation

Silesian University of Technology

ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice, Poland

{kmiskiewicz, andrzej.nowrot, awojaczek}@polsl.pl

KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ
ANDRZEJ NOWROT
ANTONI WOJACZEK

Funkcjonowanie systemu RTLS w wyrobisku podziemnym

Trudne warunki środowiskowe kopalń podziemnych wymagają stosowania systemów bieżącej identyfikacji osób znajdujących się w wyrobiskach górniczych. Stosowane dotychczas w kilku kopalniach strefowe systemy lokalizacji górników umożliwiają dyspozytorowi określenie stanu załogi pracującej na danym poziomie czy w danym rejonie eksploatacyjnym tylko w sposób ilościowy. Nie ma on możliwości dokładnej i bieżącej lokalizacji górników znajdujących się w wyrobiskach. Stanowi to duże utrudnienie w przypadku katastrof górniczych i konieczności prowadzenia akcji ratunkowych górników zasypanych w wyrobiskach. Wielodniowe poszukiwania górników w czasie ostatniej katastrofy spowodowały potrzebę wprowadzenia w rejonach szczególnie zagrożonych systemów lokalizacji ciągłej RTLS. Artykuł omawia możliwości zastosowania systemów RTLS w kopalniach i przedstawia wybrane pierwsze doświadczenia z prób ruchowych takich systemów RTLS, jakie były prowadzone w ostatnim czasie w kilku kopalniach.

Słowa kluczowe: systemy RFID, systemy lokalizacji RTLS, radiokomunikacja w górnictwie

1. WIADOMOŚCI WSTĘPNE

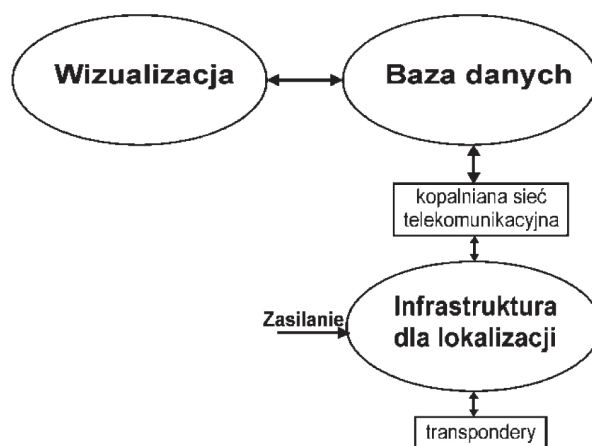
Współczesna radiokomunikacja stwarza możliwość budowy systemów lokalizacji załogi w wyrobiskach podziemnych.

Stosowane są dwa rozwiązania [1, 2]:

- Lokalizacja strefowa przy zastosowaniu techniki RFID (ang. *Radio Frequency Identification*) polegającej na bezprzewodowym (radiowym) odczycie numeru identyfikacyjnego identyfikatora (transpondera) przez czytnik. W takim rozwiązaniu wejścia do monitorowanej strefy wyposaża się w bramki zawierające czytniki RFID umożliwiające określenie kierunku ruchu identyfikatora (wejście do strefy, wyjście ze strefy). Taki system pozwala na określenie liczby górników w każdej strefie oraz czasu wejścia/wyjścia górnika do/ze strefy. Dyspozytor nie ma jednak możliwości dokładnej (bieżącej) lokalizacji górników w poszczególnych wyrobiskach monitorowanej strefy.
- RTLS – lokalizacja „dokładna” (ang. *Real Time Locating System* – system lokalizacji w czasie rzeczywistym). Pozwala ona na określenie z odpowiednią dokładnością położenia (np. współrzędnych) identyfikatora (transpondera) w monitorowanym wyrobisku (np. w strefie szczególnego zagrożenia tąpnięciami) i w określonych odstępach czasu.

Przewiduje się stosowanie systemów RTLS w strefach szczególnie niebezpiecznych, np. w tych rejonach, gdzie występują zagrożenia skojarzone. W przypadku wystąpienia niebezpiecznego zdarzenia w takim wyrobisku system RTLS umożliwia zlokalizowanie wszystkich górników, którzy znaleźli się w strefie zagrożenia na krótko przed powstaniem tego niebezpiecznego zdarzenia, np. tąpnięcia, wybuchu, zawału itp. [3, 4].

Na rysunku 1 pokazano ogólną strukturę systemu lokalizacji załogi w kopalni. Tego rodzaju strukturę mają zarówno systemy RFID, jak i RTLS [3].



Rys. 1. Struktura systemu lokalizacji załogi

W strukturze można wyróżnić:

- transpondery osobiste załogi, najczęściej aktywne, zasilane z lampy górnika,
- podziemną infrastrukturę dla lokalizacji (czytniki, bramki identyfikacyjne, zasilacze iskrobezpieczne, zewnętrzne anteny, skrzynki przyłączeniowe itp.),
- kopalnianą sieć telekomunikacyjną dołową oraz powierzchniową (miedzianą, światłowodową lub w części radiową),
- bazę danych w serwerach systemu lokalizacji wraz z oprogramowaniem,
- oprogramowanie (oraz urządzenia) dla systemu wizualizacji.

2. SYSTEMY RTLS

2.1. Zasady funkcjonowania systemów RTLS

Systemy lokalizacji RTLS są rozwinięciem technik RFID. W takich systemach czytnik (stacjonarny) nie tylko odczytuje sygnał radiowy wysyłany przez identyfikator (ruchomy), lecz dokonuje także pomiaru pewnych parametrów odebranego sygnału radiowego po to, by system mógł obliczyć położenie identyfikatora z określoną dokładnością w chwili nadawania sygnału.

W zależności od zastosowania możemy wyróżnić systemy RTLS:

- lokalizujące identyfikatory w przestrzeni przez obliczenie trzech współrzędnych,
- lokalizujące identyfikatory na płaszczyźnie przez obliczenie dwóch współrzędnych,
- lokalizujące identyfikatory na linii (często prostej) przez obliczenie jednej współrzędnej; tego rodzaju rozwiązanie będzie stosowane w wyrobiskach korytarzowych kopalń podziemnych.

Systemy RTLS są najczęściej nazywane **systemami lokalizacji dokładnej**, co oznacza, że taki system oblicza położenie identyfikatora z pewną dokładnością (z określonym błędem). Błąd lokalizacji identyfikatora zawiera składnik losowy, który jest miarą precyzji lokalizacji oraz błąd systematyczny. Na rysunku 2 pokazano interpretację składowych błęd lokalizacji identyfikatora umieszczonego na płaszczyźnie w punkcie Q_k o współrzędnych x_k, y_k .

Kolejne (w czasie następnych sesji transmisyjnych) wyznaczone (obliczane) położenia identyfikatora przez czytnik określono przez P_i i pokazano na rysunku 2

jako czerwone kropki. Mają one współrzędne x_i, y_i . Środek $\bar{P}_k$ wyznaczonych położzeń identyfikatora w stosunku do czytnika ma współrzędne równe:

$$\bar{x}_k = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n} \quad (1)$$

$$\bar{y}_k = \frac{\sum_{i=1}^n y_i}{n} \quad (2)$$

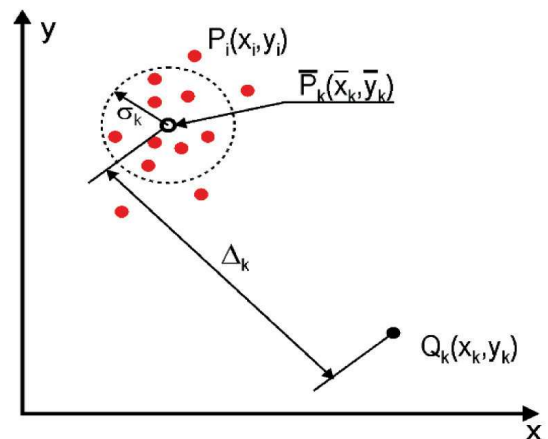
Odchylenie standardowe $\sigma_k(P_k)$ punktów P_i od środka $\bar{P}_k$ jest określone zależnościami:

$$\sigma_x(P_k) = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x}_k)^2}{n-1}} \quad (3)$$

$$\sigma_y(P_k) = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y}_k)^2}{n-1}} \quad (4)$$

$$\sigma_k(P_k) = \sqrt{\sigma_x^2 + \sigma_y^2} \quad (5)$$

i jest miarą precyzji lokalizacji, a także oceną rozrzutu wyników lokalizacji wokół środka lokalizacji $\bar{P}_k$. Miarą błędu systematycznego lokalizacji jest odległość Δ_k pomiędzy rzeczywistym położeniem identyfikatora Q_k a środkiem wyznaczonych lokalizacji $\bar{P}_k$.



Rys. 2. Składowe błędy lokalizacji identyfikatora [5]

Dokładność lokalizacji może być również określona przez podanie następujących parametrów [6]:

- CEP (ang. *Circular Error Probability*) – promień okręgu o środku w pozycji rzeczywistej identyfikatora, w którym mieści się 50% obliczonych pozycji identyfikatora (tłumaczony również jako zastępczy promień błędu [7]),
- CEP70 – promień okręgu, o środku w pozycji rzeczywistej identyfikatora, w którym mieści się 70% obliczonych pozycji identyfikatora,
- R95 – promień okręgu dla 95% obliczonych pozycji identyfikatora.

2.2. Sposoby lokalizacji w systemach RTLS

Wyróżnia się następujące sposoby lokalizacji identyfikatorów na płaszczyźnie w systemach RTLS [8]:

- AOA (ang. *Angle of Arrival*) – metoda pomiaru kąta nadejścia odbieranego sygnału z identyfikatora,
- TOA (ang. *Time of Arrival*) – metoda pomiaru czasu nadejścia sygnału z identyfikatora,
- TDOA (ang. *Time Difference of Arrival*) – metoda pomiaru różnicy czasów nadejścia sygnałów z identyfikatora,
- RSS (ang. *Received Signal Strength*) – metoda pomiaru (przez czytniki) poziomu sygnału radiowego emitowanego przez identyfikator.

Spotyka się również rozwiązania hybrydowe stosujące dwie z wymienionych metod, np. AOA i TDOA (m.in. rozwiązanie firmy UBISENSE) [5].

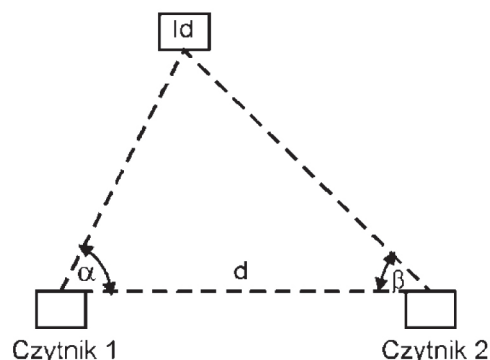
W przypadku lokalizacji identyfikatora (Id) metodą AOA stosuje się dwa czytniki ustawione w odległości d (rys. 3). Każdy czytnik jest wyposażony w antenę umożliwiającą określenie kątów α i β nadejścia sygnału z identyfikatora. Znajomość odległości d oraz kątów α i β pozwala na określenie położenia identyfikatora, wykorzystując zależności geometryczne dotyczące trójkąta.

W przypadku metody TOA stosuje się trzy czytniki (rys. 4). Czytniki dokonują pośredniego pomiaru odległości d_1 , d_2 , d_3 do identyfikatora, mierząc czas potrzebny fali elektromagnetycznej na przebycie odległości od identyfikatora do czytnika. Czas może być mierzony dwoma sposobami:

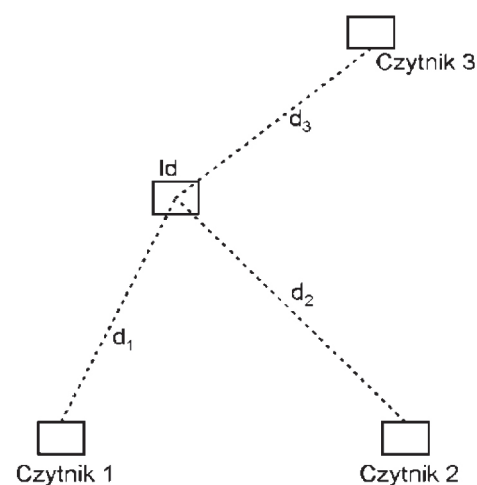
- dwukierunkowo (czytnik – Id – czytnik) z uwzględnieniem czasu realizacji odpowiedzi,
- jednokierunkowo, gdzie identyfikator wysyła sygnały w zdefiniowanych chwilach czasowych.

Ponieważ nie można zapewnić synchronizacji zegarów identyfikatora i czytników, na wynik pomiaru czasu ma wpływ nieznane przesunięcie czasowe zegarów identyfikatora i czytnika. Przesunięcie czasowe zegarów można wyznaczyć, stosując dodatkowy czytnik (np. trzy czytniki dla lokalizacji na płaszczyźnie dwuwymiarowej lub cztery czytniki dla lokalizacji w przestrzeni) i wykorzystując pojęcie pseudoodległości (podobnie jak w systemach GPS). Znajomość odległości d_1 , d_2 , d_3 , a także położenia czytników pozwala na określenie położenia identyfikatora przy wykorzystaniu zależności geometrycznych.

W przypadku metody TDOA stosuje się czytniki z synchronizowanymi zegarami i mierzy się różnicę czasów przyjsia sygnału z identyfikatora do dwóch czytników. W przypadku zastosowania trzech czytników różnice czasów pozwalają na określenie różnic odległości $\Delta_{12} = d_1 - d_2$, $\Delta_{23} = d_2 - d_3$. Znajomość różnic odległości pozwala na określenie położenia identyfikatora na podstawie odpowiednich zależności geometrycznych.



Rys. 3. Ilustracja metody AOA lokalizacji identyfikatora Id [3]



Rys. 4. Ilustracja metod TOA, TDOA, RSS lokalizacji położenia identyfikatora Id [3]

W przypadku metody RSS czytniki dokonują pomiaru poziomu sygnału odebranego z identyfikatora. Jeżeli znany jest model propagacji fali elektromagnetycznej (zależność poziomu sygnału od odległości), to wartość poziomu sygnału odebranego przez poszczególne czytniki pozwoli na określenie odległości d_1, d_2, d_3 oraz położenia identyfikatora. Metody obliczania położenia identyfikatora opisano w literaturze [9].

3. SYSTEM RTLS W WYROBISKU KORYTARZOWYM

3.1. Cel stosowania systemu RTLS w kopalni

Lokalizacja dokładna jest istotna w przypadku katastrof górniczych. Wtedy informacje o położeniu ludzi w chwili katastrofy pozwalają lepiej poprowadzić akcję ratowniczą. Dnia 5 maja 2018 r. w kopalni Zofiówka doszło do wstrząsu o energii 190 MJ. W wyniku wstrząsu zostało poszkodowanych siedmiu górników. Pięciu górników zginęło. Ciało ostatniego górnika znaleziono po dwunastu dniach akcji. Jednym z istotnych problemów prowadzenia tej akcji ratowniczej była lokalizacja ciał górników.

Z uwagi na kształt wyrobisk w kopalniach podziemnych możliwa jest jedynie lokalizacja identyfikatorów w osi wyrobiska bez lokalizacji w jego przekroju poprzecznym. Jest to lokalizacja jednowymiarowa (występuje tylko jedna współrzędna), tzn. położenie identyfikatora określamy jako odległość od punktu odniesienia (np. od umownego początku wyrobiska). W wyrobiskach podziemnych praktyczne zastosowanie mogą mieć dwie metody lokalizacji RTLS: metoda pomiaru różnicy czasów (TDOA) lub metoda pomiaru poziomu sygnału radiowego (RSS).

3.2. Lokalizacja przez pomiar różnicy czasów TDOA

Jak już wspomniano, metoda lokalizacji TDOA polega na tym, że transponder wysyła sygnał radiowy, który musi być odebrany przez minimum dwa czytniki (rys. 5). Mierzona jest różnica czasu odebrania tego sygnału przez te czytniki. Czas propagacji sygnału od transpondera do czytnika 1 jest równy t_1 , a czas propagacji sygnału od transpondera do czytnika 2 jest równy t_2 .

Jeżeli w wyrobisku transponder będzie się znajdować między dwoma czytnikami 1 i 2 w odległości x od czytnika 1, a odległość między czytnikami jest równa l (rys. 5), to różnica czasów Δt jest równa:

$$t_1 = \frac{x}{c} \quad (6)$$

$$t_2 = \frac{l-x}{c} \quad (7)$$

$$\Delta t = t_1 - t_2 = \frac{2x-l}{c} \quad (8)$$

gdzie c – prędkość fali elektromagnetycznej.

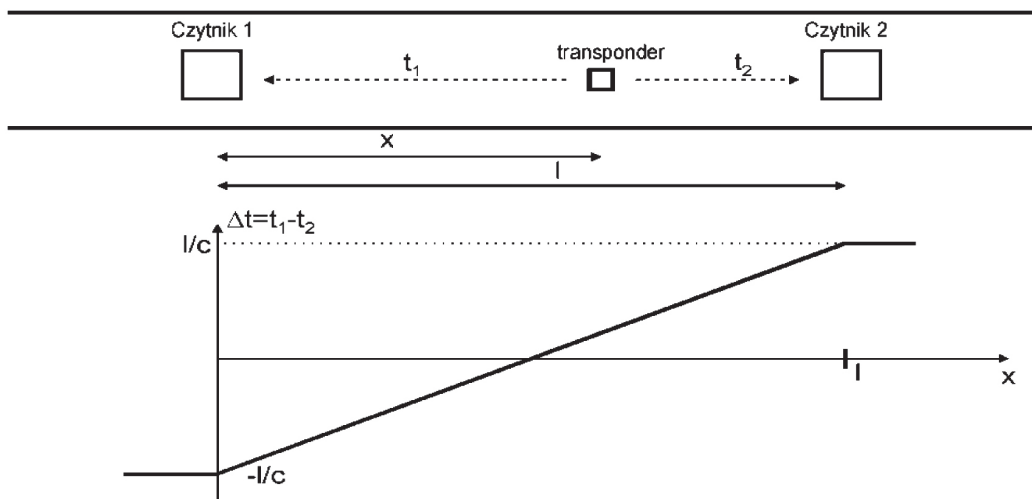
Jeżeli transponder jest w odległości większej od l od czytnika 1, to różnica czasów jest równa:

$$\Delta t = \frac{l}{c} \quad (9)$$

niezależnie od odległości x . Jeżeli transponder znajduje się na lewo od czytnika 1, to różnica czasów jest równa:

$$\Delta t = -\frac{l}{c} \quad (10)$$

niezależnie od odległości x .



Rys. 5. Ilustracja liniowej lokalizacji metodą TDOA [3]

Z tego względu, jeżeli transponder nie znajduje się pomiędzy czytnikami, to lokalizacja jego położenia metodą TDOA nie jest możliwa. Można temu zaradzić, instalując czytniki w taki sposób, by identyfikator był w zasięgu więcej niż dwóch czytników. Warunkiem zastosowania metody TDOA jest możliwość pomiaru czasu z dokładnością nanosekundową. Tak dużą dokładność pomiaru czasu można uzyskać, stosując modulację szerokopasmową CSS (ang. *chirp spread spectrum*) [3].

3.3. Lokalizacja przez pomiar poziomu sygnału radiowego RSS

Metoda lokalizacji przez pomiar poziomu sygnału radiowego RSS¹ polega na tym, że transponder wysyła sygnał radiowy, który jest odbierany przez dwa czytniki (1 oraz 2), a w systemie mierzona jest różnica poziomu sygnału transpondera (ΔRSS) odebranego przez oba te czytniki.

Na rysunku 6 pokazano możliwe usytuowania transpondera względem dwóch czytników. Dla usytuowania transpondera jak na rysunku 6a istnieją następujące zależności:

$$RSS_1(x) = RSS(x_0) - 10 \cdot n \cdot \lg \frac{x}{x_0} + \sigma SS \quad (11)$$

$$RSS_2(l-x) = RSS(x_0) - 10 \cdot n \cdot \lg \frac{l-x}{x_0} + \sigma SS \quad (12)$$

$$\Delta RSS = RSS_1(x) - RSS_2(l-x) = 10 \cdot n \cdot \lg \frac{l-x}{x} + \sigma SS \quad (13)$$

Analogicznie dla usytuowania transpondera jak na rysunku 6b² różnica poziomu sygnału transpondera (ΔRSS) odebranego przez oba te czytniki wyniesie:

$$\begin{aligned} \Delta RSS &= RSS_1(x) - RSS_2(l-x) = \\ &= 10 \cdot n \cdot \lg \frac{l-x}{-x} + \sigma SS \end{aligned} \quad (14)$$

A dla usytuowania transpondera jak na rysunku 6c będzie to:

$$\begin{aligned} \Delta RSS &= RSS_1(x) - RSS_2(x-l) = \\ &= 10 \cdot n \cdot \lg \frac{x-l}{x} + \sigma SS \end{aligned} \quad (15)$$

gdzie:

$RSS_1(x)$ – poziom sygnału radiowego zmierzony przez czytnik 1 w odległości x od identyfikatora,

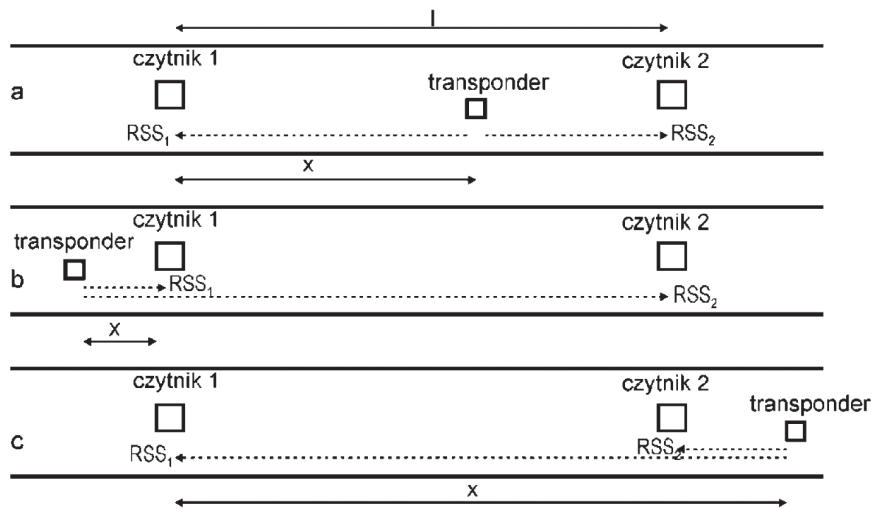
$RSS_2(l-x)$ – poziom sygnału radiowego zmierzony przez czytnik 2 w odległości $l-x$ od identyfikatora,

$RSS(x_0)$ – poziom odniesienia sygnału radiowego w odległości x_0 od identyfikatora,

n – współczynnik zależny od warunków propagacji sygnału radiowego w wyrobisku (w granicach 1,2 do 1,6),

x – współrzędna położenia identyfikatora (przyjmuje wartości dodatnie lub ujemne, gdy transponder jest z lewej strony czytnika 1 – rys. 6b),

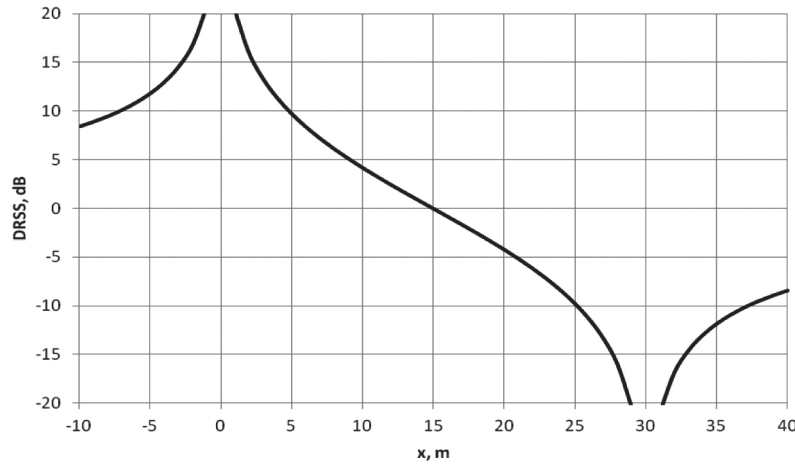
σSS – zmienna losowa o rozkładzie normalnym uwzględniająca lokalne warunki propagacji fal elektromagnetycznych (odbicia, załamania, rozproszenie).



Rys. 6. Ilustracja lokalizacji metodą pomiaru poziomu sygnału radiowego RSS [3]

¹ Niekiedy jest ona także oznaczona skrótem RSSI (ang. *Received Signal Strength Indicator*).

² W tym przypadku x ma wartość ujemną i taką należy podstawić do wzoru; poziom odniesienia „0” jest w miejscu lokalizacji czytnika 1.



Rys. 7. Przykład obliczonej zależności różnicy poziomu sygnałów radiowych ΔRSS (DRSS, dB) od położenia transpondera (x , m) [3]

Na rysunku 7 przedstawiono przykład obliczonej zależności różnicy poziomu sygnału ΔRSS od odległości x transpondera od czytników rozmieszczonych w odległości $l = 30$ m i współczynnika $n = 1,4$ przy pominięciu zmiennej losowej σSS . Z wykresu wynika, że dla pewnych wartości ΔRSS istnieją dwa możliwe położenia transpondera.

Nieciągłości na wykresie (rys. 7) wynikają z umieszczenia transpondera i czytników na jednej prostej (odległość transpondera do czytnika może być wtedy równa 0). W rzeczywistości ze względu na poprzeczne rozmiary wyrobisk odległość transpondera do czytnika nigdy nie będzie równa 0.

Jeżeli przez x_1 oznaczymy odległość transpondera od czytnika 1, a przez x_2 oznaczymy odległość transpondera od czytnika 2, to zależności (13)–(15) można przekształcić do postaci:

$$\Delta RSS = RSS_1(x_1) - RSS_2(x_2) = 10 \cdot n \cdot \lg \frac{x_2}{x_1} \quad (16)$$

stąd:

$$\frac{x_2}{x_1} = k_{12} = 10^{\Delta RSS / 10n} \quad (17)$$

Znając różnicę poziomów sygnału radiowego odebranego przez czytniki 1 i 2, możemy obliczyć stosunek odległości transpondera od czytników $k_{12} = x_2/x_1$ według zależności (17). Miejscem geometrycznym punktów o stałym stosunku odległości od dwóch punktów o znanym położeniu jest okrąg Apoloniusza (rys. 8) o promieniu równym:

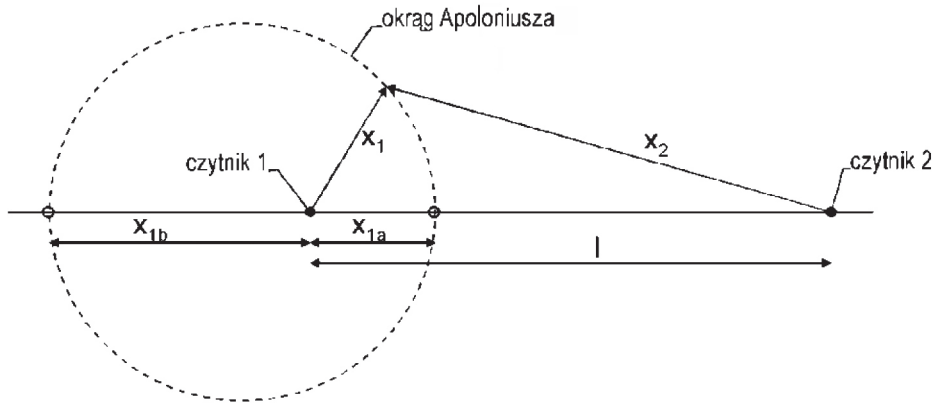
$$r = l \frac{k_{12}}{k_{12}^2 - 1} \quad (18)$$

przecinającym prostą przechodzącą przez oba czytniki w odległościach:

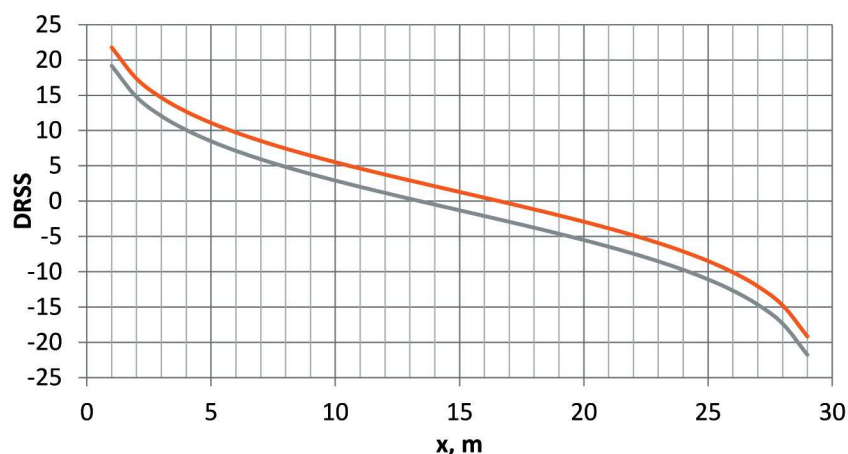
$$x_{1a} = \frac{l}{1 + k_{12}} \quad (19)$$

$$x_{1b} = \frac{l}{1 - k_{12}} \quad (20)$$

Dwuznaczność lokalizacji metodą RSS z użyciem dwóch czytników można usunąć, stosując więcej czytników.



Rys. 8. Okrąg Apoloniusza jako wynik lokalizacji metodą RSS [3]



Rys. 9. Przykład zależności różnicy poziomu sygnałów radiowych ΔRSS od położenia transpondera x z uwzględnieniem zmiennej losowej wynikającej z warunków propagacji [3]

Na rysunku 9 przedstawiono przykład zależności różnicy poziomu sygnału ΔRSS od odległości transpondera x dla odległości między czytnikami $l = 30$ m i współczynnika $n = 1,4$ z uwzględnieniem zmiennej losowej σSS .

Do analizy przyjęto odchylenie standardowe $\sigma SS = 1,3$ dB zmierzone w wyrobisku kopalnianym w warunkach widoczności optycznej LOS [9]. Linia czerwona oznacza wartości $\Delta RSS + \sigma SS$, a linia niebieska wartości $\Delta RSS - \sigma SS$. Z przedstawionego wykresu wynika, że największy bezwzględny błąd lokalizacji występuje w środku między czytnikami i dla przyjętych założeń jest równy $\pm 1,5$ m. Z prób przeprowadzonych w kopalni wynika, że dla systemu lokalizacji metodą RSS uzyskujemy dokładność około 10% odległości x pomiędzy dwoma czytnikami.

4. PRÓBY RUCHOWE SYSTEMÓW RTLS W KOPALNIACH

W związku z katastrofą w kopalni Zofiówka w kilku kopalniach JSW podjęto decyzję o wykonaniu prób ruchowych różnych systemów lokalizacji typu RTLS w wyrobiskach ścianowych. Podstawowymi kryteriami oceny funkcjonowania systemów RTLS w czasie prowadzenia prób były między innymi:

- dokładność lokalizacji pracowników w ścianie oraz w chodnikach przyścianowych; system powinien lokalizować górników w granicach do ± 2 m wzdłuż wyrobiska;
- zapewnienie 100% wykrywalności transponderów w czasie rzeczywistym (w warunkach prawidłowej pracy infrastruktury teletransmisyjnej eksploatowanej w danej kopalni).

Próbowi ruchowemu poddano cztery systemy [10]:

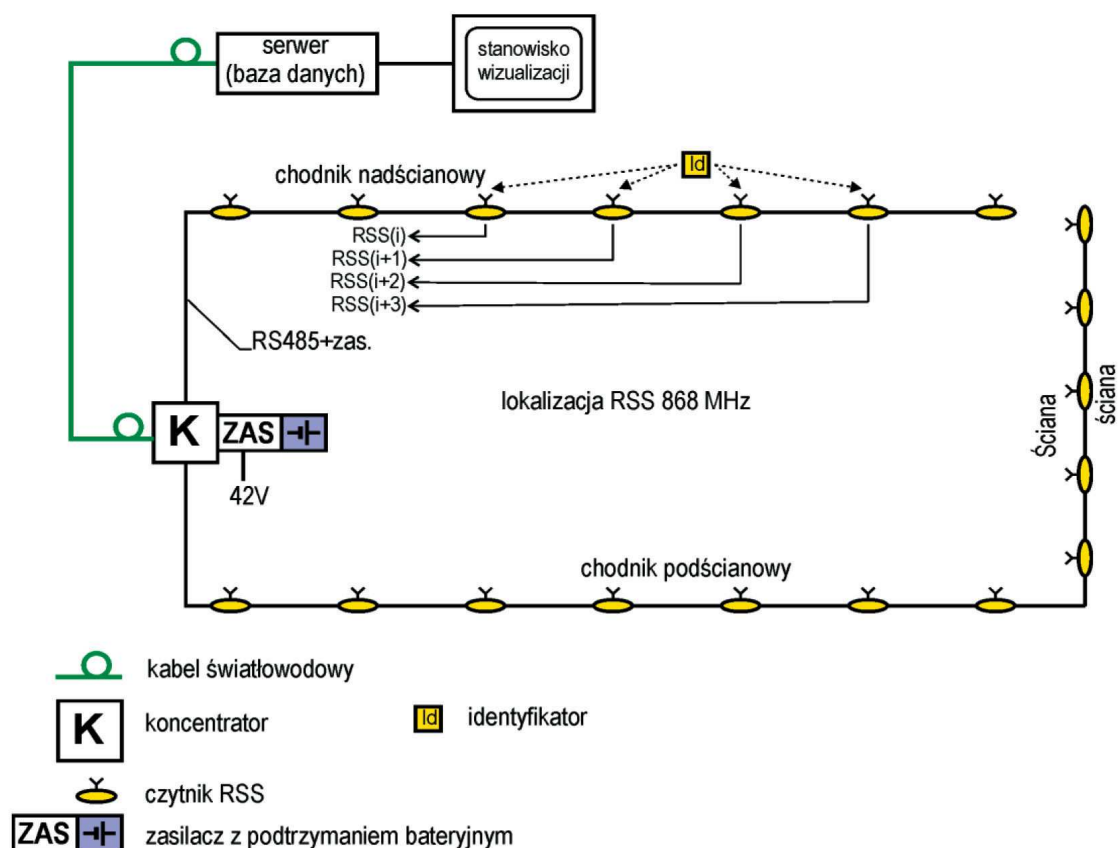
- EMLOK-16 firmy Elektrometal,
- PORTAS firmy EMAG,
- ISI firmy ZAM-SERVIS,
- ATUT-Location firmy ATUT.

Badane systemy wykorzystywały dwa sposoby lokalizacji identyfikatorów: RSS w paśmie 868 MHz (systemy PORTAS oraz ISI) oraz TDOA w paśmie 2,4 MHz (systemy EMLOK-16 oraz ATUT-Location).

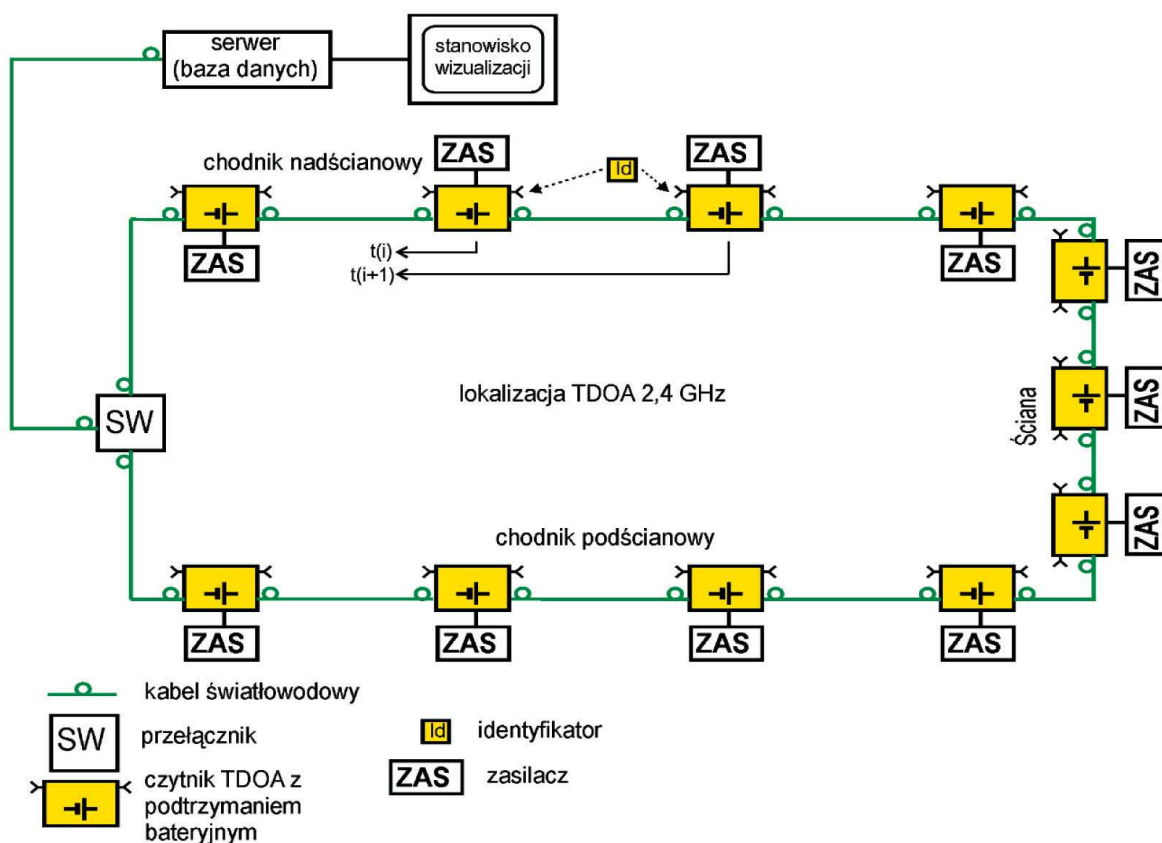
Ocenie podlegało wiele aspektów budowy i funkcjonowania systemu, takich jak:

- struktura części dołowej systemu w rejonie ściany;
- sposób montażu, diagnostyki, utrzymania, wymiany oraz konfiguracji urządzeń wchodzących w skład testowanego systemu w miarę postępu dobowego ściany;
- sposób zasilania elementów aktywnych systemu z uwzględnieniem istniejącej sieci elektroenergetycznej w rejonach objętych testami;
- czas podtrzymania baterijnego elementów aktywnych systemu;
- funkcjonalność oprogramowania do wizualizacji personelu, alertowania zdarzeń, generowania raportów oraz konfiguracji systemów z powierzchni.

Testy były przeprowadzane według uprzednio przygotowanego jednolitego scenariusza prób ruchowych. Kilkunastu górników wykonujących próby ruchowe każdego z systemów zostało wyposażonych w aktywne identyfikatory (transpondery), które w zależności od danego rozwiązania technicznego zostały zainstalowane w lampach osobistych, względnie posiadały autonomiczne źródło zasilania [10].



Rys. 10. Schemat blokowy systemu lokalizacji wykorzystującego metodę RSS



Rys. 11. Schemat blokowy systemu lokalizacji wykorzystującego metodę TDOA

Na rysunku 10 pokazano uproszczony schemat blokowy systemu lokalizacji w rejonie ściany wykorzystującego metodę RSS w pasmie 868 MHz. Czytniki, rozmieszczone w chodnikach przyścianowych oraz w ścianie (w odstępach 20–40 m), są przyłączone łączami RS485 do koncentratora. Połączenie przewodowe z koncentratorem umożliwia również zasilanie czytników znajdujących się w wyrobiskach.

Identyfikatory Id wysyłają w pewnych odstępach czasowych sygnał radiowy zawierający swój numer identyfikacyjny. Sygnały są odbierane przez sąsiednie czytniki. Czytniki wysyłają do serwera lokalizacji (poprzez koncentrator) między innymi swój numer identyfikacyjny, numer identyfikacyjny identyfikatora Id oraz poziom odebranego sygnału radiowego RSS. Serwer na podstawie otrzymanych poziomów sygnału radiowego, położenia poszczególnych czytników oraz przyporządkowania identyfikatorów poszczególnym osobom oblicza położenia poszczególnych identyfikatorów, co umożliwia ich przedstawienie na stanowisku wizualizacji na tle wcześniej przygotowanej mapy oddziału wydobywczego.

Na rysunku 11 pokazano przykład uproszczonego schematu blokowego systemu lokalizacji TDOA w rejonie ściany wykorzystującego metodę w pasmie 2,4 GHz i łączy światłowodowe między czytnikami.

Czytniki dla metody TDOA są zainstalowane w chodnikach przyścianowych i w ścianie w odległościach od 30 m do 300 m (przy zastosowaniu anten kierunkowych) w zależności od lokalnych warunków. Metoda TDOA wymaga synchronizacji zegarów wszystkich czytników w danym rejonie. Czytniki TDOA mogą być połączone kablem miedzianym, światłowodowym lub łączem radiowym w pasmie 2,4 GHz. Wymagają zasilania gwarantowanego.

Identyfikatory Id wysyłają w pewnych odstępach czasowych sygnał radiowy zawierający swój numer identyfikacyjny. Sygnały są odbierane przez sąsiednie czytniki. Czytniki wysyłają do serwera lokalizacji między innymi swój numer identyfikacyjny, numer identyfikacyjny identyfikatora oraz czas nadejścia sygnału z identyfikatora. Serwer na podstawie otrzymanych poziomów sygnału radiowego, położenia poszczególnych czytników oraz przyporządkowania identyfikatorów poszczególnym osobom oblicza położenia poszczególnych identyfikatorów, co umożliwia ich przedstawienie na stanowisku wizualizacji na tle wcześniej przygotowanej mapy oddziału.

Wraz z postępem eksploatacji ściana się przesuwają, a chodniki przyścianowe się skracają (lub wydłużają). Powoduje to konieczność przebudowy, likwidacji lub dodania czytników w rejonie skrzyżowania ściany z chodnikiem podścianowym i nadścianowym. Każda zmiana położenia czytnika wymaga odpowiedniej modyfikacji bazy danych, a także modyfikacji mapy w systemie wizualizacji. Warunkiem poprawnej pracy systemu lokalizacji jest poprawna konfiguracja systemu zapewniająca między innymi:

- przyjęcie początku układu współrzędnych dla chodników przyścianowych i ściany,
- wprowadzenie do systemu wizualizacji mapy rejonu, w którym odbywa się lokalizacja,
- wprowadzenie położenia wszystkich czytników realizujących lokalizację RTLS,
- przyporządkowanie poszczególnym osobom zjeżdżającym na dół odpowiednich identyfikatorów.

5. PODSUMOWANIE

System RTLS będzie ważnym elementem kopalnianego systemu lokalizacji załogi. Jest przewidywany do zastosowania w rejonach o dużych zagrożeniach skojarzonych. Najczęściej są to rejonu niektórych ścian i przodków korytarzowych. W innych rejonach, takich jak dworce osobowe, podszybia, nadszybia czy lampownie, sensowne jest zastosowanie lokalizacji strefowej, w której wystarczająca jest informacja, kiedy pracownik wszedł do strefy i kiedy pracownik wyszedł ze strefy. W lampowni niezbędna jest możliwość testowania poprawności pracy identyfikatora.

Testy systemów lokalizacji w kopalniach JSW pozwoliły stwierdzić:

- różny stopień gotowości (zaawansowania) badanych systemów do pracy w wyrobiskach kopalnianych,
- możliwość lokalizacji RTLS metodą RSS, a także TDOA,
- korzystniejsze warunki propagacji fal elektromagnetycznych w pasmie 868 MHz, co umożliwia lepszą lokalizację osób przemieszczających się w zamkniętych wagonikach kolejek,
- prostsze zasilanie elementów systemu RSS szczególnie w miejscach z nierozbudowaną siecią elektroenergetyczną (np. w chodniku nadścianowym).

Systemy RTLS generują bardzo wrażliwe dane dla załóg górniczych (kto, gdzie i jak długo przebywał w czasie pracy). Z tego powodu niezbędne jest:

- określenie, kto i w jaki sposób będzie miał dostęp do aktualnych danych systemu lokalizacji,
- określenie, kto i w jaki sposób będzie miał dostęp do archiwalnych danych systemu lokalizacji,
- szkolenie załóg na temat funkcjonowania systemu lokalizacji oraz przekonanie górników, że system lokalizacji ma poprawić ich bezpieczeństwo.

Literatura

- [1] Finkenzeller K.: *RFID Handbook. Fundamentals and Applications in Contactless Smart Cards and Identification*, John Wiley & Sons Ltd., Chichester 2003.
- [2] Zekavat S.A., Buehrer R.M. (ed.): *Handbook of Position Location: Theory, Practice, and Advances*, John Wiley and Sons, New Jersey 2019.
- [3] Miśkiewicz K., Wojaczek A.: *Radiokomunikacja w kopalniach podziemnych*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2020.
- [4] Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych, Dz.U. z 2017 r., poz. 1118.
- [5] Eljasz D., Tkacz J., Gratkowski T., Doligalski M.: *Wyznaczenie precyzji i dokładności lokalizacji obiektu na przykładzie systemu lokalizacji wewnątrzbudynkowej Dimension firmy Ubisense*, „Przegląd Elektrotechniczny” 2018, 12: 56–59.
- [6] Chruszczyk Ł., Zając A.: *Comparison of Indoor/Outdoor, RSSI-Based Positioning Using 433, 868 or 2400 MHz ISM Bands*, „INTL Journal of Electronic and Telecommunications” 2016, 62, 4: 395–399.
- [7] Widłak Cz.: *Porównanie wartości CEP obliczonych według różnych zależności podawanych w literaturze*. „Problemy Techniki Uzbrojenia” 2007, 36, 103: 13–142.
- [8] Zientek P.: *Wykorzystanie sygnałów impulsowych z modulacją częstotliwości w systemach lokalizacyjnych w warunkach silnej wielodrogowości*, Politechnika Warszawska, Warszawa 2013 [niepublikowana rozprawa doktorska].
- [9] Mabrouk I.B., Talbi L., Mnasri B., Nedil M.: *Experimental Characterization of a Wireless MIMO Channel at 2.4 GHz in Underground Mine Gallery*, „Progress in Electromagnetics Research Letters”, January 2012.
- [10] Opinia dotycząca rekomendacji wyboru systemu identyfikacji i lokalizacji pracowników w wyrobiskach podziemnych kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A., opracowana przez Zespół doradców ds. rekomendowania wyboru systemu identyfikacji i lokalizacji pracowników w wyrobiskach podziemnych dla kopalń JSW S.A., Jastrzębie Zdrój, kwiecień 2019 [niepublikowana].

dr inż. KAZIMIERZ MIŚKIEWICZ

dr inż. ANDRZEJ NOWROT

dr hab. inż. ANTONI WOJACZEK, prof. PŚ

Katedra Elektrotechniki i Automatyki Przemysłowej

Wydział Górnictwa, Inżynierii Bezpieczeństwa

i Automatyki Przemysłowej

Politechnika Śląska

ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice

{kmiśkiewicz, andrzej.nowrot, awojaczek}@polsl.pl

TOMASZ CICHON
KRZYSZTOF PYREK
KRYSTIAN RATUSZNY
PIOTR KALINOWSKI
PAWEŁ KAMIŃSKI

A milling machine used for groove making in a tubing inter-rib niche

The sealing of shaft cast iron tubing within a tubing Inter-rib niche is often needed during overhauls and repairs of a shaft lining. Leakages or scratches and fractures can occur within the area of individual tubing of the shaft lining. The Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. developed special method for the sealing in question. Around the sealed area, a closed circumference groove of a depth smaller than the tubing thickness is made in the inner shaft lining. The sealing element is placed in this groove and then tightened with a spatial insert, with a hole for the injection of the sealing medium. A specially designed milling machine is used for groove making in the tubing lining of the mine shaft. The milling machine is composed of: power transmission system, special construction for mounting the milling machine to tubing and advance mechanism. The milling machine is driven by a battery drill-driver, and the whole device is mounted to the tubing with the use of specially designed guides with handles.

Key words: tubing milling machine, shaft lining repairs, tubing lining

1. INTRODUCTION

Tubing lining is used as the final lining of shafts sunk in complex hydro-geological conditions, and it is composed of a cylinder made of separate rings. Individual rings are composed of separate, equal segments called tubings. Tubings can be built of reinforced concrete, cast iron and steel. Steel tubings, having dimensions depending on the shaft diameter, have the form of a metal pipe [1].

1.1. Reasons and examples for tubing lining damages

Leakages, scratches, and fractures can occur within the area in individual tubings of the excavation lining and this damage to the shaft lining must be re-

paired. Material faults and hydro-geological conditions occurring in the rock body are the most common reason for the occurrence of such damage.

In the region of the Upper Silesian Coal Basin, tubing lining is used sporadically because of economic aspects. Mining shaft sections with steel tubing lining are more often observed in the KGHM within Legnica-Głogów copper district. The first damage to iron tubing segments were observed in the 1990's in shafts of the LGOM, in the shaft L-II of the Lubin Mine. The damage comprised segments of the tubing lining, in the ring of upper and lower picotage gap, at the depth of 295.8 m (~50 m over floor of the Tertiary beds). The damage comprised a break to the horizontal flange directly neighbouring the picotage gap [2, 3]. Damage to the segments are shown in Figures 1 and 2.

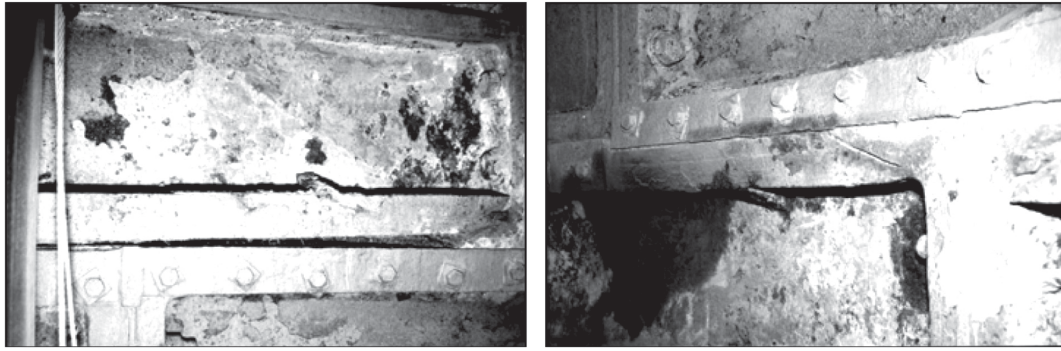


Fig. 1. Damage of the tubing segments of the picotage gap No. 8 in shaft L-II of the Lubin Mine [2]

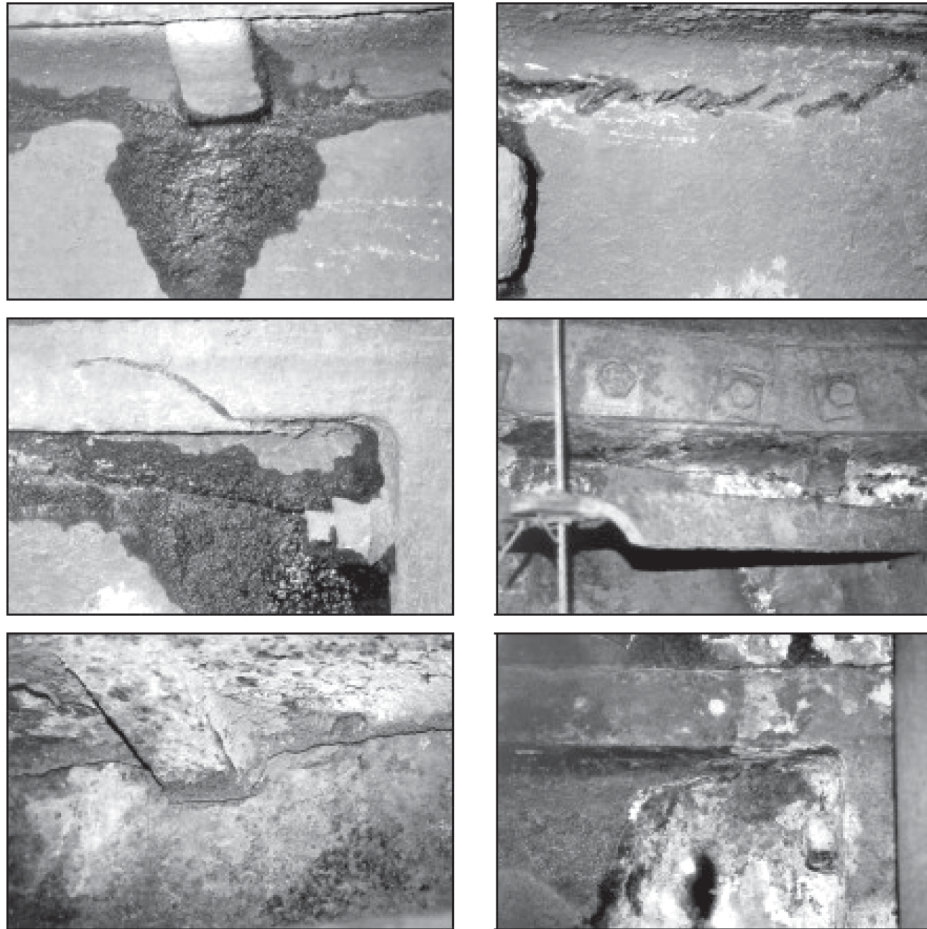


Fig. 2. Damages of tubing segment within area of picotage gaps [2] in the LGOM regions

More or less dangerous damages of the shaft lining were proved during numerous inspections of the shaft lining pipe conducted in the mines of the KGHM. Examples of damage are shown in Figure 2.

On the basis of observation and analyses of the damage, it was proved that the following factors accompany the damage in question:

- occurrence of damage in the majority of tubing rings installed directly on picotage gaps,
- in most cases, the first damage in a given shaft is related to tubing segments within picotage gaps located in the floor of Tertiary beds,

- an increase in the number of damaged tubings within the area of a given ring, with time,
- tendency of the segment damage occurrence on neighbouring picotage gaps,
- lack of tubing segments fractures on picotage gaps within areas with cohesive rocks,
- in almost all cases, the tubing damage was not related to material faults, with the exception of one single case [2].

Problems related to the damage of tubing linings, particularly within tubing inter-rib niche, refer not only to mines and shafts belonging to KGHM. Cases

of damage to the tubing lining are found in hard coal mines, for example shaft VII of the hard coal mine “Chwałowice” the retention reservoir in the Bogdan-ka Mine, and the northern shaft of the Ruda Halemba II mine etc. [4–6].

1.2. Methods of tubing lining protection

Damage to the shaft tubing lining are directly dangerous for the shaft operation because damage, like fractures for example, are accompanied with more or less intensive water inflow into the shaft. The safety of mining excavations is considered dangerous, because the devastation of the lining usually comprises a bigger zone, and the possibility of more intensive water leakage related with rock mass movements is quite realistic.

1.2.1. Protection methods

An analysis of lining damages and deformations of the shaft should be made. Deformation of the rock mass can result in changes to the stress state within the lining and its deformation, and in consequence the destruction of the lining, independent of its material defects.

Therefore, the application of preventive activities which can reduce number and size of lining damage is important. The main preventive activities comprise:

- selection of a suitable exploitation system near the borders of protective pillars;
- preparation of the tubing column should ensure safe operation independent of the exploitation conducted. For that purpose, the following solutions are realised:
 - reinforcing of the lining in shafts in the vicinity of picotage gaps via infilling inter-rib niches with reinforced material near the picotage gap,
 - making access to tubing columns on the picotage gaps via drilling holes in the wooden gap sealing. According to safety regulations, the length of the boreholes cannot be bigger than the flange thickness [5].

1.2.2. Methods of tubing lining sealing – Polish patent descriptions

On the basis of the published patents, three methods of mine shaft tubing lining reinforcement can be distinguished. Polish patent P.361415 describes the

method of repairing damaged segments of tubing lining where furnishing cages are installed. Such a prepared tubing inter-rib space is filled with reinforcing material.

Another solution is presented in the description of the patent PL 179822 B1, where a method for repairing mine tubings with an inter-rib niche is described. According to this method, first the sealing medium is injected into the leakage occurrence zone, which should stop the water leakage. When the leakage is stopped, a glue layer is put on the inner tubing surface, and then a metal insert is pressed into the glue layer. The metal insert has an outer shape which is the mirror image of the tubing niche and, independently of the gluing process, the insert is additionally screwed to the tubing ribs and flange. Basically, the arc length of the insert corresponds to the niche arc length between the ribs of the tubing segment, however it is not obligatory. However, the length of the insert is always such that ensures the requisite water-tightness and structural strength.

2. A NEW METHOD OF TUBING LINING SEALING

As mentioned before, the need to seal shaft tubing lining made of iron tubing with an inter-rib niches often appears during shaft renovation and repairs. For such sealing, the Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. uses a sealing method by making a closed circumference groove around the sealed area in the internal shaft wall, whereas the groove depth must be smaller than the tubing depth. Then the sealing element is placed in the groove and pressed with spatial insert closed in the top side and having a hole for the injection of the sealing medium. In the next stage, the insert is mounted to the lining and then the sealing medium is injected in. When the process is finished, the insert hole is closed.

A specially designed milling machine is used for making grooves in shaft tubing lining. The milling machine is composed of the power transmission system and a construction for tubing and advance mechanism mounting. A battery drill-driver is used as the milling machine driving system, and the whole device is mounted to the tubing with the use of specially designed guides with handles. A model of the tubing milling machine is shown in Figure 3.

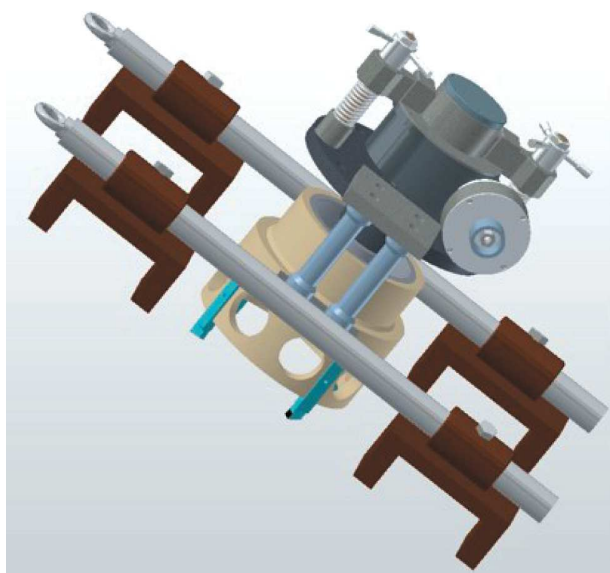


Fig. 3. Model of the tubing milling machine

2.1. Tubing milling machine

2.1.1. Performance and technical data

The described device is designed for shaft tubing lining and is used during the renovation and repairs of shafts, particularly for the needs of the mining industry.

Use of the milling machine allows the solution of technical problems occurring during repairs to the iron tubing lining of the shaft made of cast iron tubings.

The application of the milling machine allows the development of the new method of tubing shaft lining, comprising suitable stages for mounting the sealing insert in the tubing and the injection of the sealing medium. The new method comprises milling a closed circumference groove in the internal shaft lining, whereas the groove depth must be smaller than the tubing thickness. Then the sealing element is placed in the groove and pressed with a spatial insert with a hole for the injection of the sealing medium. In the next stage, the spatial insert is mounted to the shaft lining and then the sealing medium is injected to the sealed area via a hole in the spatial insert, before the insert hole is corked. A method for mounting the milling machine to the tubing is shown in Figure 4.

The milling machine is composed of a driving system, a construction used for mounting the milling machine on the tubing and an advance mechanism.



Fig. 4. Milling machine mounted to tubing

A Bosch battery grill-driver drives the central shaft of the epicyclic gear (planetary wheel). Then the movement is transferred from the central wheel into

satellites connected in a single shackle via an immobile wheel with inner teeth. The planetary gear ratio amounts to 68/11. The rotating shackle drives the

worm shaft which in turn drives the worm wheel with a ratio of 40/1, whereas the worm wheel is permanently connected to a rotary mandrel on which the milling machine head will be mounted. The indicative rotation of the drill-driver on the first run amounts to a maximum of 420 rpm, and on the second run the rotation amount is 1800 rpm.

The advance mechanism comprises a mandrel with a cut metric threading of 16 mm with a lead of 1.5 mm. A single revolution of the advance mechanism knob results in a 1.5 mm jump of the milling head displacement. Maximal displacement of the milling head amounts to 25 mm. The total ratio of the milling head amounts to 247,3. The device is mounted on the tubing with specially designed handles. The construction should be covered with an anti-corrosion coating according to documentation recommendations. The total weight of the device amounts to 90.5 kg.

Driving system of the Bosch grill-driver:

- Type GSR 36 VE-2-Li.
- Catalogue No 0 601 9C0 100.
- Battery voltage 36 V.
- Max torque 100 Nm
- Rotation 0–420 rpm (run 1), 0–1800 rpm (run 2).
- Mass with battery 3.4 kg.
- Worm gear ratio 40:1.
- Planetary gear ratio 6,18:1.
- **Milling head picks** ISO 4 2012 K20 – 4 piece (ISO 7 P/L 2012 K20 – 2 piece L, 2 piece P).
- **Milling head advance mechanism.**
- Manual drive, threaded screw M16×1.5 with knob.
- Advance 1.5 mm per 1 rotation.
- **Mass of the whole machine depends on the chosen equipment version.**

Mass of individual sub-assemblies see Table 1.

2.1.2. Milling machine construction

The milling machine body comprises a main plate with bearings cooperating with a rotary mandrel. The rotary mandrel cooperating with the main plate is connected on one side with a worm gear and advance system, whereas the other side is connected with a threaded sleeve on which a milling head is mounted.

The machine is driven by a Bosch grill-driver GSR 36 VE-2-Li f-my Bosch via a planetary gear haft, and then via a reductive ring onto a worm gear. From the worm gear, rotary movement is transferred onto a rotary mandrel connected via a sleeve with a milling head. In the planetary gear, rotations are transferred from the planetary reduction gear onto satellites joined in a single shackle. The external toothed wheel is immobilised and the mine plate is immobilised with two mounting elements with guides and four handles. The handles are located on tubing ribs. The milling machine is immobilised by guide and handles. Milling machine construction is presented in Figure 5, and its individual elements are show in Figure 6.

Before machine operation, and after the milling machine is mounted with the use of guides, the machine must be protected against inertial movement by hanging the machine with the use of a chain. The chain should be led via handle ears on guides, and then the chain should be mounted to a fixed element of construction in the mine shaft.

Milling is conducted with the use of four lathe tools of the ISO 4 2012 K20 type. Alternatively, in case of increased milling resistance, two left and two right tools of the ISO 7 P/L 2012 K20 type (Fig. 7) can be mounted alternately in milling head, but only for preliminary milling. After preliminary milling the ISO 7 tools should be replaced with ISO 4 ones, and the final groove milling should be executed.

Table 1
Mass of individual sub-assemblies

Main plate with rotary mandrel, threaded sleeve, hub with pick guides with planetary and worm gears – no. 1, 3, 4, 5, 7	40 kg
Round guides with fastening devices (set 2 piece) – item 6	54 kg
Rectangular guides with fastening devices (set 2 piece) – item 6	74.2 kg
Milling head for groove Ø178–154 with tools – item 2	9.6 kg
Milling head for groove Ø220–196 with tools – item 2	10.7 kg
Milling head for groove Ø246–222 L = 190/120 with tools – item 2	12.7 kg
Milling head for groove Ø246–222 L = 250/180 with tools – item 2	16.2 kg

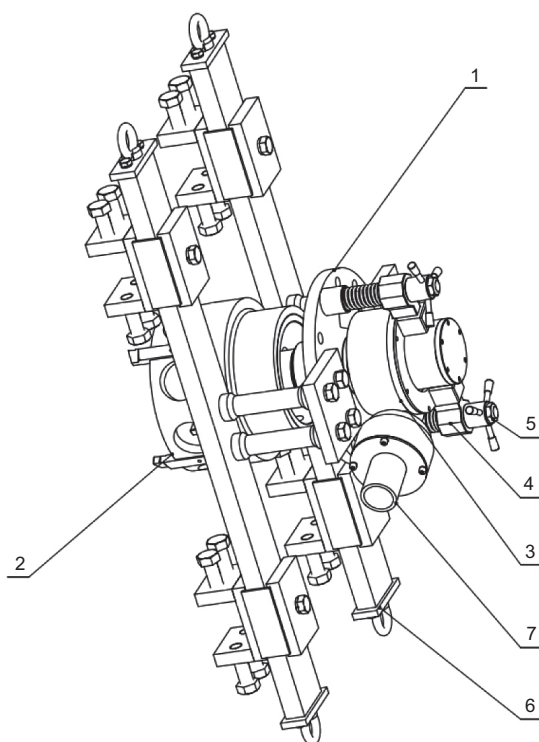


Fig. 5. Milling machine construction: 1 – main plate with mandrel and threaded sleeve; 2 – milling head – depending on the chosen option: • for groove $\varnothing 178$ –154 for seal $\varnothing 176/\varnothing 156$, • for groove $\varnothing 220$ –196 for seal $\varnothing 218/\varnothing 198$, • for groove $\varnothing 246$ –222 for seal $\varnothing 244/\varnothing 224$ L = 190/120, • for groove $\varnothing 246$ –222 for seal $\varnothing 244/\varnothing 224$ L = 250/180; 3 – worm gear; 4 – hub with guides and mounting device, 5 – mounting to main plate device, 6 – guides with mounting – depending on the chosen option: • round for mounting milling machine with handles, • rectangular for mounting the milling machine with handles; 7 – planetary gear with driving system housing

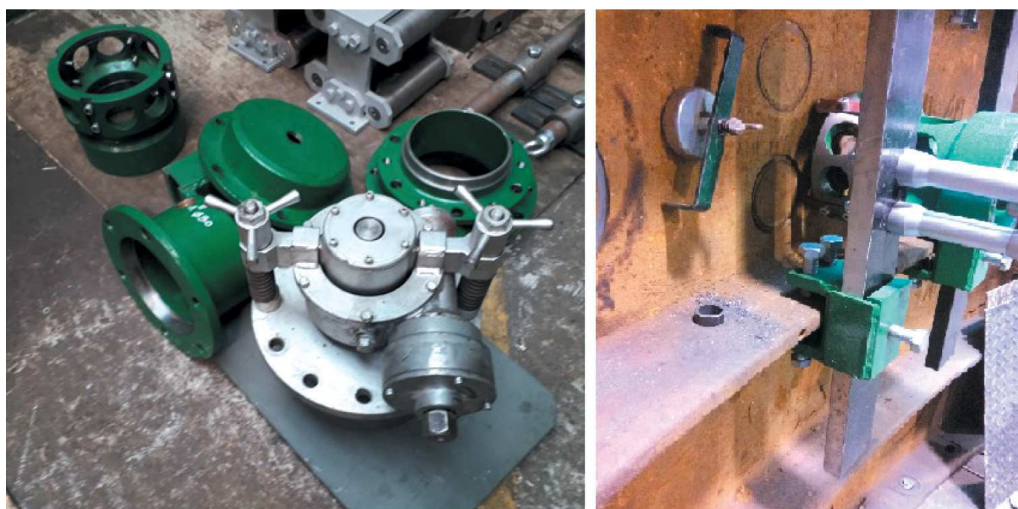


Fig. 6. Elements of milling machine

Nóż Tool Резец	ISO 243 ISO 514 (PN-93/M-58355)	PN-91 M-58352	DIN	F	Gost
	ISO4	NNPd	4976	304	2120
	ISO7	NNPa-c	4981	307	2130

Fig. 7. Tools mounted in the milling head

2.1.3. Exemplary technological process

An example of the groove making process in the tubing shaft lining is described below:

1. groove diameter must be chosen and then a suitable milling machine head selected and mounted to the machine;
2. milling machine is mounted on guides;
3. handles with guides and milling machine are mounted (Fig. 8);
4. milling machine is positioned in a suitable location;
5. screws blocking the rotation of guides are loosened (refers only to round guides);
6. turning the guide distances of opposite blades according to the tubing surface (refers only to round guides);
7. bolts blocking the rotation of guides in the handles are screwed in place;
8. the milling machine mounted to the tubing lining is positioned at a distance of 2–5 mm from its surface with the use of bolts M16×1.5;
9. suitable run of the drill-driver (run 1 is recommended), rotation direction and value of torque (Maximal value is recommended) are set;
10. drill-driver GSR 36 VE-2-Li is connected with a planetary gear shaft and then the drill-driver rotation is switched on;
11. with the use of the milling machine head, the groove in the tubing lining is milled to the target depth with the use of a manual advance system, turning the knob M16×1.5; (to assure the proper operation of the tools, the adjustment should be made by turning the knobs simultaneously);
12. after grooving is finished, the drill-driver should be switched off – and the drill-drives should be disconnected from the milling machine;
13. after checking that the groove dimensions are suitable, the milling machine with guides and handles should be dismantled from the tubing lining. If the groove dimensions need to be corrected, the procedure described above should be repeated.

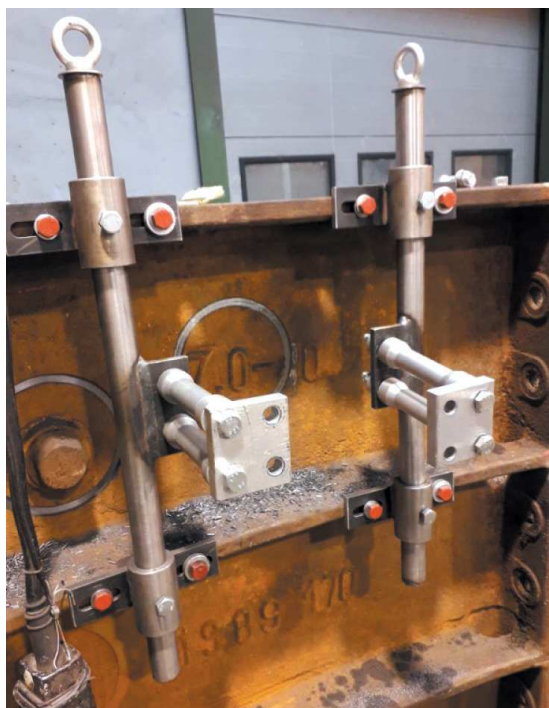


Fig. 8. Handles and guides

When the grooving is finished, mounting holes with a depth smaller than the tubing thickness are drilled at its external side with the use of a special matrix (the shape of the matrix is tailored to the shape of the groove in the tubing). Then the holes are threaded (a matrix having a shape tailored to the shape of the groove in the tubing can also be used for exact threading). A previously prepared lead seal is

placed in the groove. The mounting procedure of the milling machine during tests conducted on the surface is shown above (Figs. 9 and 10).

When the seal is placed in groove, a spatial insert in form of closed at the top cylinder with a mounting flange with holes and a special hole for the injection of the sealing medium are mounted to the tubing. The lower part of the cylinder is inserted into the

groove milled in the tubing in order to press the seal. The cylinder (Fig. 12) is mounted to the tubing with bolts inserted into the boreholes and then screwed in place. When the cylinder is screwed to the tubing, a sealing medium infilling the internal space of the insert is injected into the tubing in order to seal the fracture. When the sealing medium injection is finished, the injection hole is corked.

In order to assure the proper operations of the milling machine, it should be transported in a horizontal position on a transport pallet, with the use of a fork lift. In the case of machine transport with the use of the hosting crane, special transport handles should be screwed to the guides. Each time, all of the elements of the milling machine must be protected against damage.



Fig. 9. Milling machine during tests made at the surface

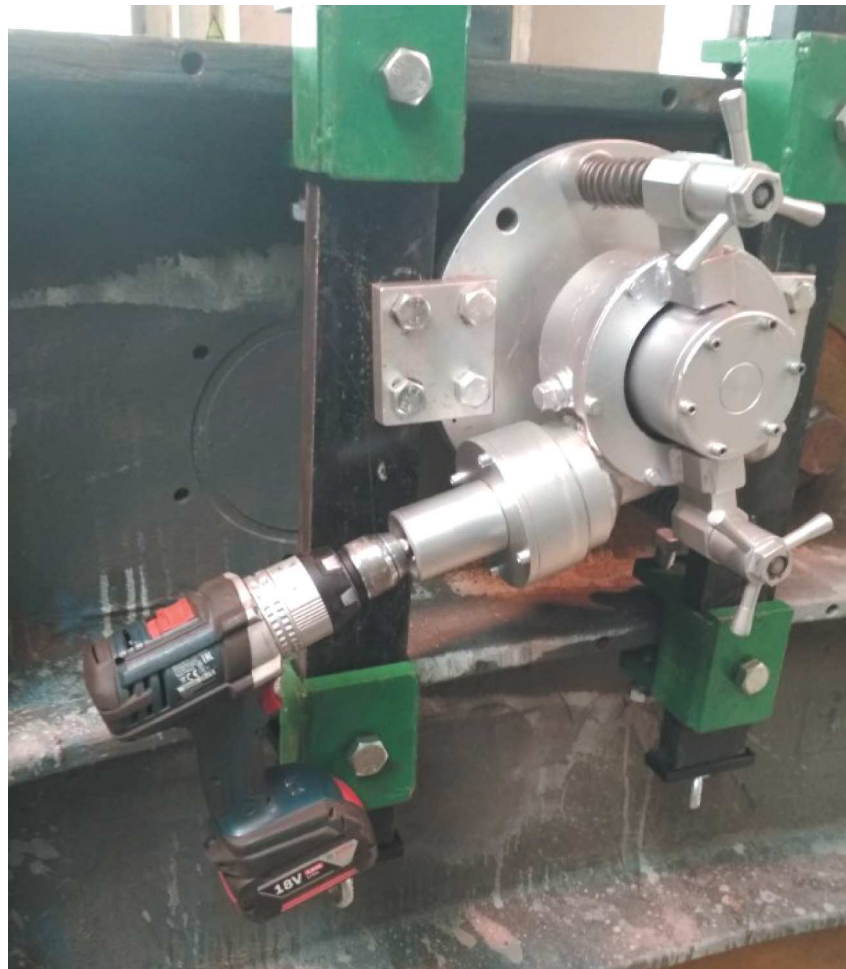


Fig. 10. Milling machine mounted to tubing lining with drill-driver driving the system

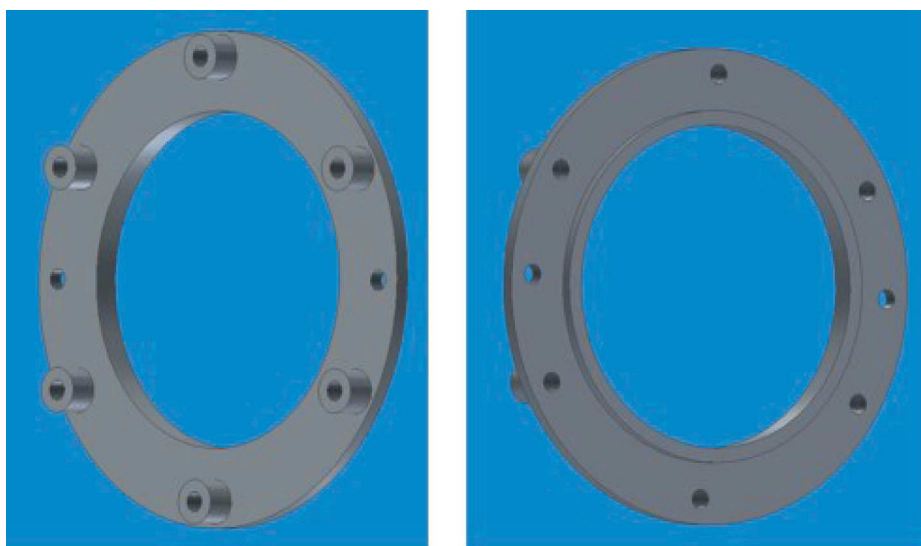


Fig. 11. Matrix used for borehole making

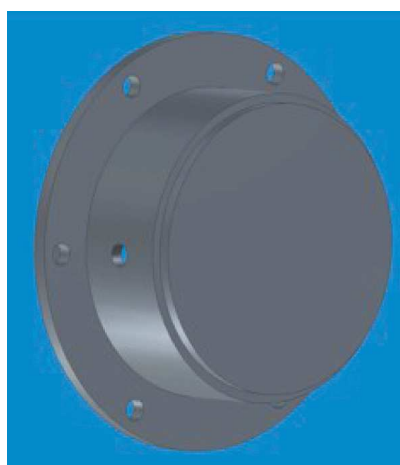


Fig. 12. Cylinder for the injection of the sealing medium

In the mine shaft, transport in a horizontal position is recommended. However, if the transport space is limited, transport in a vertical position is acceptable, taking care to maintain its stable position. The following machine subassemblies are recommended to be transported separately:

- guides with mounting elements,
- milling heads,
- main plate with rotary mandrel, threaded sleeve, hub with knife guides with mounting elements of main plate and planetary and worm gears. A transport basket should be used for the main plate transportation, as shown in Figure 13.



Fig. 13. Basket used for the milling machine transport

2.1.4. Certification

The milling machine, designed and manufactured by Przedsiębiorstwo Budowy Szybów, is equipped with all of the requisite certificates allowing its opera-

tions in explosion hazard environments, and machine construction is compatible with directives of the European Union – 2006/42/WE.

The identification plate of the described machine is shown in Figure 14.

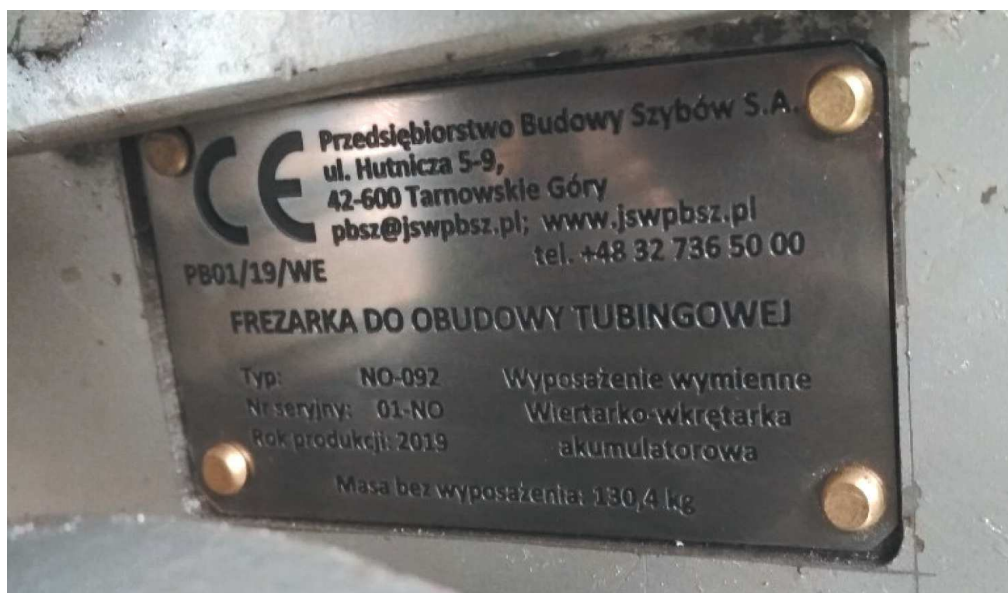


Fig. 14. Identification plate

3. SUMMARY

The sealing method of the tubing lining proposed by the Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. is an innovative solution and the application of this method facilitates the repair process, as well as solving numerous technological problems accompanying repairs of this type. In addition, this device possesses all of the required certificates assuring operational safety.

Application of the milling machine for tubing renovation (related to sealing) allows the considerable reduction of time needed for repair, also leading to shortening the time of the mine shaft technical stopover.

References

- [1] Kostrz J.: *Głębianie szybów*, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2014.
- [2] Fabich S., Kokot B., Kulicki J., Szlązak M.: *Obudowa tubingowa szybów w LGOM: przyczyny uszkodzeń obudowy, stosowana profilaktyka zapobiegania uszkodzeniom oraz metody napraw*, "Górnictwo i Geoinżynieria" 2007, 3: 113–125.
- [3] Wang L., Cheng Y.P., Ge C.G., Chen J.X., Li W., Zhou H.X., Wang H.F.: *Safety technologies for the excavation of coal and gas outburst-prone coal seams in deep shafts*, "International Journal of Rock Mechanics and Mining Science" 2013, 57: 24–33.
- [4] Chmielewski J., Lekan W., Gluch P.: *Nowe rozwiązania obudowy głowic zbiorników retencyjnych w warunkach LW "Bogdanka" SA*, "Budownictwo Górnicze i Tunelowe" 2012, 3: 39–47.
- [5] Czaja P., Kamiński P.: *Wybrane zagadnienia techniki i technologii głębiania szybów* Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2016.
- [6] Kamiński P., Cholewa M.: *Technologia i organizacja robót wymiany obudowy szybu Północny II KWK Halemba*, Tarnowskie Góry 2018 [unpublished].

TOMASZ CICHON M.Sc., Eng.

KRZYSZTOF PYREK

KRYSTIAN RATUSZY M.Sc., Eng.

PIOTR KALINOWSKI M.Sc., Eng.

Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry, Poland

{tcichon, kpyrek, kratuszny, pkalinowski}@jswpbsz.pl

PAWEŁ KAMIŃSKI Ph.D., Eng.

Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry

AGH University of Science and Technology

ul. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków, Poland

pkaminski@jswpbsz.pl, pkamin@agh.edu.pl

TOMASZ CICHÓŃ
KRZYSZTOF PYREK
KRYSTIAN RATUSZNY
PIOTR KALINOWSKI
PAWEŁ KAMIŃSKI

Frezarka do wykonywania rowków w obszarze wnęki międzyżebrowej tubingów

Konieczność wykonania uszczelniania tubingowej obudowy szybu, wykonanej z tubingów żeliwnych w obszarze ich wnęki międzyżebrowej, pojawia się często przy wykonywanych remontach i naprawach obudowy szybów. W obszarze poszczególnych tubingów obudowy szybu mogą pojawiać się przecieki bądź rysy czy pęknięcia. Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. stosuje do wykonania takiego uszczelnienia metodę polegającą na tym, że wokół uszczelnianego obszaru w obudowie od wnętrza szybu wykonuje się rowek o zamkniętym obwodzie i o głębokości mniejszej niż grubość samego tubingu. Następnie w rowku umieszcza się element uszczelniający, który dociska się przestrzenną wkładką zamkniętą od góry i zaopatrzoną w otwór do włączania medium uszczelniającego. Do wykonania rowków (gniazd do mocowania uszczelnienia) w obudowie tubingowej zabudowanej w szybie kopalnianym służy specjalnie do tego celu zaprojektowana frezarka. Frezarka składa się z układu napędowego oraz z konstrukcji mocującej frezarkę do tubingu oraz mechanizmu posuwu. Napęd frezarki stanowi wiertarkowkrętarka akumulatorowa, a całe urządzenie mocowane jest do tubingu za pomocą specjalnie zaprojektowanych prowadnic z uchwytyami.

Słowa kluczowe: frezarka do tubingów, naprawa obudowy szybu, obudowa tubingowa

1. WPROWADZENIE

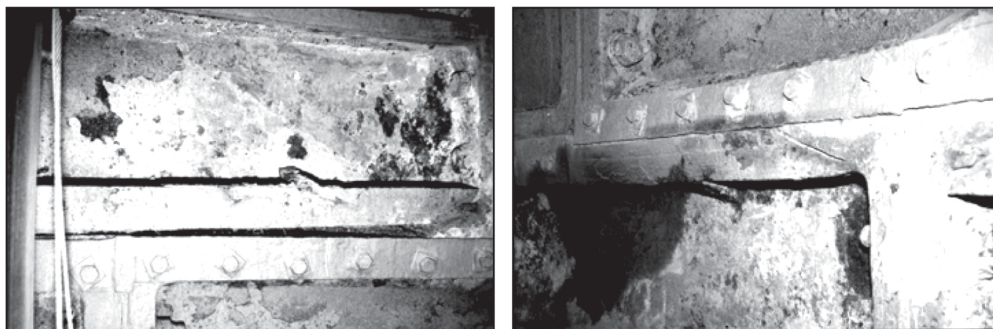
Obudowa tubingowa jest stosowana jako obudowa ostateczna szybów głębinowych w trudnych warunkach hydrogeologicznych stanowi ją cylinder złożony z oddzielnych pierścieni. Poszczególne pierścienie składają się z oddzielonych, jednakowych segmentów zwanych tubingami. Tubingi mogą być wykonywane z żelbetu, żeliwa, staliwa i ze stali. Tubingi stalowe, których wymiary są uzależnione od średnicy szybu, tworzą po zabudowaniu metalową rurę [1].

1.1. Przyczyny i przykłady uszkodzeń obudowy tubingowej

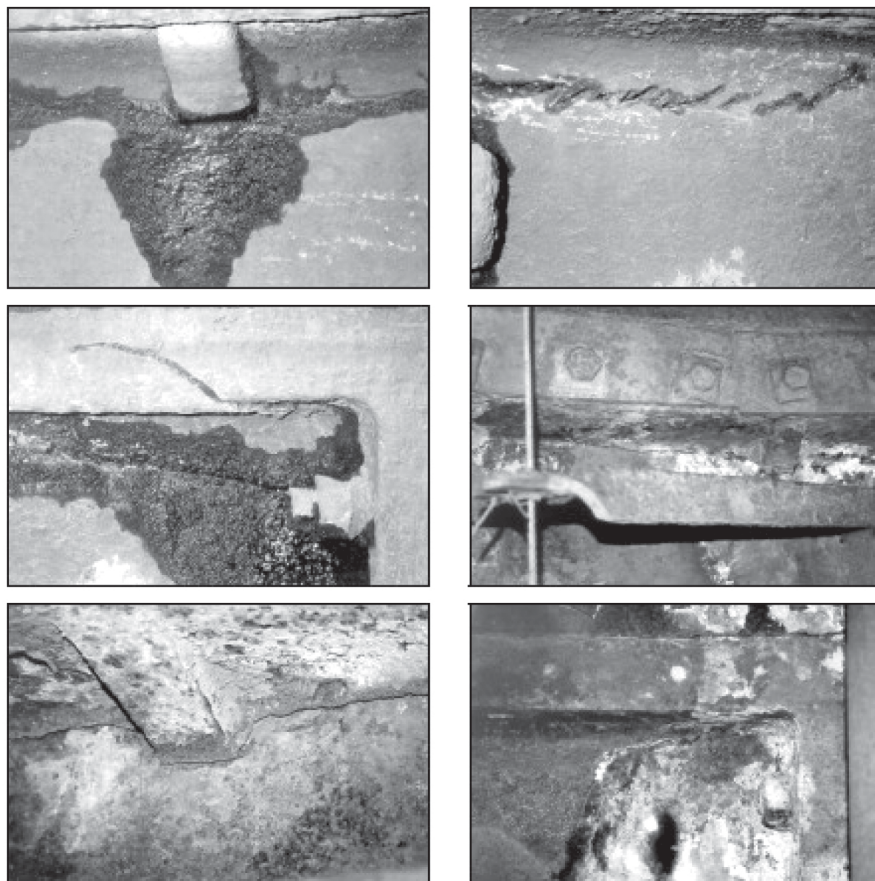
W obszarze poszczególnych tubingów tworzących obudowę wyrobiska mogą pojawiać się przecieki, rysy oraz pęknięcia. Są to uszkodzenia obudowy szybu wymagające naprawy. Najczęstszą przyczyną powstawa-

nia tego typu zmian są wady materiałowe, warunki hydrogeologiczne panujące w otaczającym górotworze oraz oddziaływanie górotworu na obudowę.

W rejonie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego obudowa tubingowa jest stosowana sporadycznie przede wszystkim ze względu na aspekty ekonomiczne. Zdecydowanie większą liczbę odcinków szybów górniczych wykonanych w stalowej obudowie tubingowej możemy zaobserwować w kopalniach KGHM w Legnicko-Głogowskim Okręgu Miedziowym. W latach dwudziestych XX wieku w szybach LGOM zaobserwowano pierwsze uszkodzenia żeliwnych segmentów tubingowych w szybie L-II kopalni Lubin. Uszkodzenia objęły segmenty obudowy tubingowej pierścienia pikotażowego górnego oraz dolnego, szczeliny pikotażowej posadowionej na głębokości 295,8 m (~50 m powyżej spągu utworów trzeciorzędowych). Uszkodzenia polegały na wyłamaniu kołnierzy poziomych, sąsiadujących bezpośrednio ze szczeliną pikotażową, co przedstawiono na rysunku 1 [2, 3].



Rys. 1. Uszkodzenia segmentów tubingowych szczeliny pikotażowej nr 8 w szybie L-II kopalni Lubin [2]



Rys. 2. Uszkodzenia segmentów tubingowych szybów LGOM w rejonach szczelin pilotażowych [2]

Podczas licznych rewizji obudowy rury szybowej prowadzonych w kopalniach należących do KGHM we wszystkich szybach stwierdzono mniej lub bardziej groźne zniszczenia obudowy. Przykłady zniszczeń przedstawiono na rysunku 2.

Na podstawie obserwacji i analizy zniszczeń stwierdzono, że wszystkie uszkodzenia łączą następujące czynniki:

- występowanie uszkodzeń w większości pierścieni tubingowych zabudowanych bezpośrednio na szczelinach pikotażowych,
- w większości przypadków pierwsze uszkodzenia w danym szybie dotyczą segmentów tubingowych zabudowanych na szczelinach pikotażowych położonych w rejonie spągu utworów trzeciorzędowych,
- wzrost liczby uszkodzonych tubingów w danym pierścieniu wraz z upływem czasu,
- tendencja do pojawiania się uszkodzeń segmentów na sąsiednich szczelinach pikotażowych,
- brak spękań segmentów tubingowych zabudowanych na szczelinach pikotażowych posadowionych w skałach zwięzłych,
- poza jedynym stwierdzonym przypadkiem uszkodzenia tubingów nie były spowodowane wadami materiałowymi [2].

Problemy związane z uszkodzeniami obudów tubingowych, zwłaszcza w obszarze wnęki międzyzębrowej, nie dotyczą jedynie kopalń i szybów należących do KGHM. Znane są przypadki zniszczeń obudowy tubingowej w ko-

palniach węgla kamiennego, np. szyb VII KWK, Chwałowice, zbiornik retencyjny w LW Bogdanka, szyb północny II KWK Ruda Ruch Halemba itp. [4–6].

1.2. Sposoby zabezpieczeń obudowy tubingowej

Uszkodzenie obudowy tubingowej zagraża bezpieczeństwu ich funkcjonowania w sposób bezpośredni, gdyż prawie zawsze podczas szeroko rozumianych zniszczeń, np. pęknięć, towarzyszy mu dopływ wody (w mniejszym lub większym stopniu) do szybu. Bezpieczeństwo wyrobisk górniczych uznaje się za zagrożone, gdy zniszczenie obudowy obejmie szerszą strefę i skutek znacznego wypływu wody dochodzi do ruchów górotworu – wtedy możliwość zagrożenia bezpieczeństwa staje się bardziej realna.

1.2.1. Sposoby zabezpieczenia

Analizując zniszczenia i deformacje obudowy rury szybowej, należy założyć, że jest to proces, który będzie postępował. Na zmianę stanu naprężeń w obudowie, jej odkształcenia i w konsekwencji zniszczenia oprócz wad materiałowych może mieć wpływ deformacja górotworu.

Z tego powodu ważne jest stosowanie działań profilaktycznych, które powinny ograniczyć ilość i wielkość zniszczeń obudowy. Podstawowe działania profilaktyczne można określić jako:

- dobór odpowiedniego systemu eksploatacji złożeń w pobliżu filarów granic filarów ochronnych;
- przygotowanie kolumny tubingowej na bezpieczne przejmowanie wpływów od prowadzonej eksploatacji – tu realizowane są rozwiązania obejmujące:
 - wzmocnienie obudowy w szybach w rejonach szczelin pikotazowych przez wypełnienie zbrojonym tworzywem przestrzeni międzyżebrowych przylegających bezpośrednio do szczeliny pikotazowej,
 - updatnienie kolumn tubingowych na szczelinach pikotazowych przez odwiercenie otworów w drewnianym wypełnieniu szczeliny (ze względów bezpieczeństwa długość otworów nie może być większa niż szerokość kołnierza) [5].

1.2.2. Sposoby uszczelnienia obudowy tubingowej – polskie opisy patentowe

Na podstawie polskich zgłoszeń patentowych możemy wyróżnić trzy metody wzmocniania obudowy tubingowej szybów górniczych. Polskie zgłoszenie patentowe P.361415 opisuje sposób wzmocnienia uszkodzonych segmentów obudowy tubingowej, gdzie w prze-

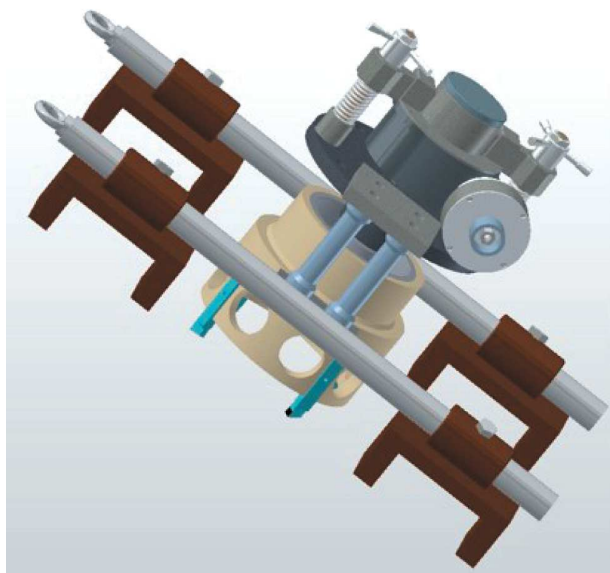
strzeni międzyżebrowej tubingów zabudowuje się klatki zbrojeniowe. Tak przygotowana przestrzeń międzyżebrowa wypełniana jest tworzywem wzmacniającym.

Inne rozwiązanie przedstawia opis PL 179822 B1, który zawiera sposób uszczelniania i naprawy tubingów górniczych w obszarze wnęki międzyżebrowej. W tym sposobie w pierwszej kolejności w rejon występowania przecieku zatłaczane jest medium uszczelniające, co ma na celu zatrzymanie wypływu wody. Po zatrzymaniu przecieku na wewnętrzną powierzchnię tubinga nakładana jest warstwa kleju, do której dociskana jest metalowa wkładka. Sama metalowa wkładka ma zewnętrzny kształt lustrzanego odbicia wnęki tubinga i poza przyklejaniem jest dodatkowo mocowana śrubami do żeber i kołnierzy tubingów. Zasadniczo długość łukowa wkładki odpowiada długości łukowej wnęki między żebrami segmentu tubinga, jednak nie jest to obligatoryjne. Natomiast zawsze długość wkładki jest tak dobrana, żeby zapewniała wymaganą szczelność i wytrzymałość naprawianego segmentu.

2. NOWY SPOSÓB USZCZELNIENIA OBUDOWY TUBINGOWEJ

Jak wspomniano, konieczność wykonania uszczelnienia tubingowej obudowy szybu, wykonanej z tubingów żeliwnych w obszarze ich wnęki międzyżebrowej pojawia się często przy wykonywanych remontach i naprawach obudowy szybów. Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. stosuje do wykonania takiego uszczelnienia metodę polegającą na tym, że wokół uszczelnianego obszaru w obudowie od wnętrza szybu wykonuje się rowek o zamkniętym obwodzie i o głębokości mniejszej niż grubość samego tubinga. Następnie w rowku umieszcza się element uszczelniający, który dociska się przestrzenną wkładką zamkniętą od góry i zaopatrzoną w otwór do wtłaczania medium uszczelniającego. W kolejnym etapie przestrzenną wkładkę mocuje się do obudowy, a następnie w uszczelniany obszar, poprzez otwór przestrzennej wkładki, wtłaczane jest wspomniane medium uszczelniające, po zakończeniu procesu otwór we wkładce zamyka się.

Do wykonania rowków (gniazd do mocowania uszczelnienia) w obudowie tubingowej zabudowanej w szybie kopalnianym służy specjalnie do tego celu zaprojektowana frezarka. Frezarka składa się z układu napędowego oraz z konstrukcji mocującej frezarkę do tubinga oraz mechanizmu posuwu. Napęd frezarki stanowi wiertarkowkrętarka akumulatorowa, a całe urządzenie mocowane jest do tubinga za pomocą specjalnie zaprojektowanych prowadnic z uchwyty. Na rysunku 3 przedstawiono model frezarki do tubingów.



Rys. 3. Model frezarki do tubingów

2.1. Frezarka do tubingów

2.1.1. Charakterystyka i dane techniczne

Opisywane urządzenie jest przeznaczone do uszczelniania tubingowej obudowy szybu, znajduje zastosowanie podczas remontów i napraw obudowy szybów,

zwłaszcza na potrzeby górnictwa. Zastosowanie frezarki umożliwi rozwiązanie problemu technicznego występującego przy naprawach tubingowej obudowy szybu, wykonanej zwłaszcza z tubingów żeliwnych.

Celem zastosowania frezarki jest rozwiązanie problemu technicznego występującego przy naprawach tubingowej obudowy szybu, wykonanej zwłaszcza z tubingów żeliwnych. Użycie frezarki pozwala na stworzenie nowego sposobu uszczelniania tubingowej obudowy szybu. Taki sposób uszczelniania polega na mocowaniu do tubinga wkładki uszczelniającej oraz zatłaczaniu medium uszczelniającego. Nowa technologia polega na tym, że wokół uszczelnianego obszaru w obudowie od wnętrza szybu wykonywany jest rowek o zamkniętym obwodzie i o głębokości mniejszej niż grubość samego tubinga. Następnie w rowku umieszczany jest element uszczelniający, który dociska się przestrzenną wkładką zamkniętą od góry i zaopatrzoną w otwór do zatłaczania medium uszczelniającego. W kolejnym etapie przestrzenna wkładka mocowana jest do obudowy, a następnie do uszczelnianego obszaru poprzez otwór przestrzennej wkładki, zatłaczane jest medium uszczelniające, a po zakończeniu zatłaczania otwór wewnątrz wkładki jest zamykany. Na rysunku 4 przedstawiono sposób zamocowania frezarki do tubinga.



Rys. 4. Frezarka zamocowana do tubinga

Frezarka składa się z układu napędowego oraz z konstrukcji mocującej frezarkę do tubinga oraz mechanizmu posuwu.

Wiertarkowkrętarka akumulatorowa, np. firmy Bosch, napędza wałek centralny przekładni planetarnej (koło słoneczne). Następnie przez unieruchomio-

ne koło o uzębieniu wewnętrznym moment przekazywany jest z koła centralnego na satelity połączone w jedno jarzmo. Przełożenie przekładni planetarnej wynosi 68/11. Jarzmo, obracając się, napędza wałek z naciętym ślimakiem. Ślimak napędza ślimacznice w przełożeniu 40/1, natomiast ślimacznica połączona jest na stałe z trzpieniem obrotowym, na którym zamocowana będzie głowica frezarska. Obroty znamionowe wiertarkowkrętarki na pierwszym biegu wynoszą maks. 420 obr/min, natomiast na drugim biegu wynoszą maks. 1800 obr/min.

Mechanizm posuwu składa się z trzpienia z naciętym gwintem metrycznym 16 mm o skoku 1,5 mm. Jeden obrót pokrętła posuwu powoduje przemieszczenie głowicy frezarskiej o 1,5 mm. Maksymalne przemieszczenie głowicy frezarskiej wynosi 25 mm. Całkowite przełożenie głowicy frezarskiej wynosi 247,3. Całe urządzenie mocowane jest do tubinga za pomocą specjalnie zaprojektowanych uchwytów. Całość konstrukcji należy pokryć powłoką antykorozyjną zgodnie z niniejszą dokumentacją. Ciężar całego urządzenia wynosi 90,5 kg.

Napęd wiertarkowkrętarki akumulatorowej Bosch:

- Typ GSR 36 VE-2-Li.
- Nr katalogowy 0 601 9C0 100.
- Napięcie zasilające z akumulatora 36 V.
- Maks. moment obrotowy 100 Nm.
- Obroty 0–420 obr/min (bieg 1), 0–1800 obr/min (bieg 2).
- Masa z założonym akumulatorem 3,4 kg.
- Przełożenie przekładni ślimakowej 40:1.
- Przełożenie przekładni planetarnej 6,18:1.
- **Noże skrawające głowicy ISO 4 2012 K20 – 4 szt.** (alternatywnie ISO 7 P/L 2012 K20 – 2 szt. L, 2 szt. P).
- **Mechanizm posuwu głowicy.**
- Napęd ręczny, śruba z gwintem M16×1,5 z pokrętłem.
- Posuw 1,5 mm/1 obr.
- Masę całego urządzenia należy przyjąć w zależności od wybranej wersji wyposażenia.

Masy poszczególnych podzespołów podano w tabeli 1.

2.1.2. Budowa frezarki

Korpus frezarki stanowi ułożyskowana płyta główna współpracująca z trzpieniem obrotowym. Trzpień obrotowy współpracujący z płytą główną połączony jest jednym końcem z przekładnią ślimakową oraz mechanizmem posuwu, natomiast z drugiej strony połączony jest z tuleją gwintowaną, na której osadzona jest głowica frezarska.

Napęd przekazywany jest z wiertarkowkrętarki GSR 36 VE-2-Li firmy Bosch na wałek przekładni planetarnej, a następnie przez pierścień redukcyjny na przekładnię ślimakową. Z przekładni ślimakowej moment obrotowy przekazany jest na trzpień obrotowy połączony poprzez tuleję z głowicą frezarską. W przekładni planetarnej obroty przekazywane są z koła słonecznego na satelity połączone w jedno jarzmo. Koło o uzębieniu zewnętrznym jest unieruchomione. Płyta główna unieruchamiana jest za pomocą dwóch mocowań z prowadnicami, na których osadzone są cztery uchwyty, zaś uchwyty są osadzone na żebrach tubingów. Frezarka zostaje unieruchomiona przez uchwyty i prowadnice. Schemat frezarki został przedstawiony na rysunku 5, a elementy frezarki przedstawiono na rysunku 6.

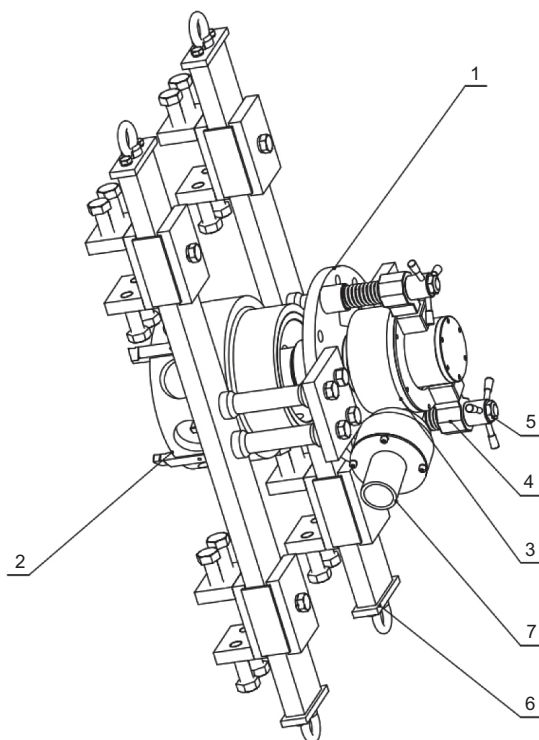
Przed przystąpieniem do pracy należy po zamocowaniu frezarki za pomocą prowadnic dodatkowo zabezpieczyć ją przed ruchem bezwładnościowym przez podwieszenie jej za pomocą łańcucha. Łańcuch należy przekładać przez śruby z uchem występujące na prowadnicach, a następnie zamocować go do elementu stałego konstrukcji występującej w szybie górniczym.

Obróbka skrawaniem prowadzona jest za pomocą czterech noży tokarskich przecinaków typu ISO 4 2012 K20. Alternatywnie w przypadku zwiększonych oporów skrawania można zamiast ww. noży zastosować dwie sztuki noży lewych i dwie sztuki noży prawych typu ISO 7 P/L 2012 K20 (rys. 7) zamocowanych naprzemiennie w głowicy frezarskiej, ale tylko do wykonania obróbki wstępnej. Po wykonaniu obróbki wstępnej należy wymienić noże ISO 7 na noże ISO 4 i za ich pomocą wykonać obróbkę rowka na gotowo.

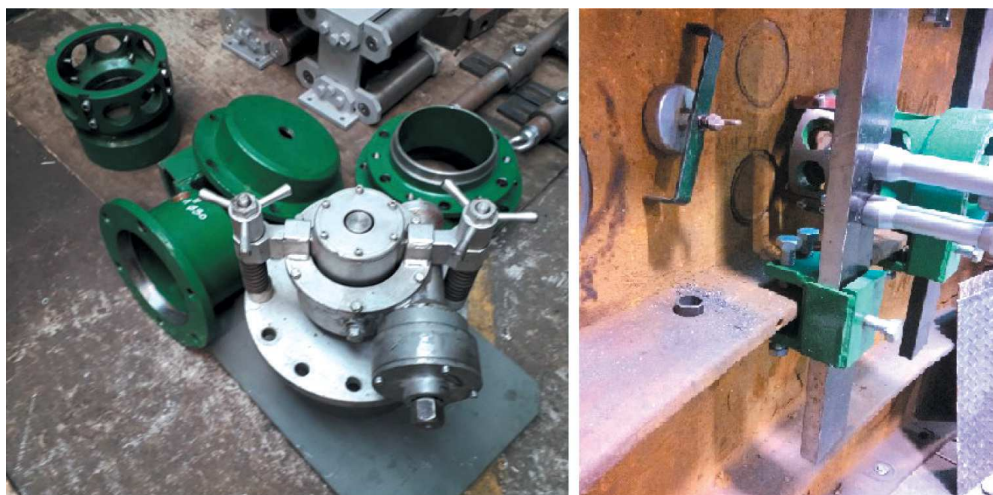
Tabela 1

Masy poszczególnych podzespołów urządzenia

Płyta główna wraz z trzpieniem obrotowym, tuleją gwintowaną, piastą z prowadnicami do prowadzenia noży i mocowaniem układu do płyty głównej oraz z przekładniami planetarną i ślimakową – poz. 1, 3, 4, 5, 7	40 kg
Prowadnice okrągłe z mocowaniem (kpl. 2 szt.) – poz. 6	54 kg
Prowadnice prostokątne z mocowaniem (kpl. 2 szt.) – poz. 6	74,2 kg
Głowica frezarska dla rowka Ø178–154 wraz z nożami – poz. 2	9,6 kg
Głowica frezarska dla rowka Ø220–196 wraz z nożami – poz. 2	10,7 kg
Głowica frezarska dla rowka Ø246–222 L = 190/120 wraz z nożami – poz. 2	12,7 kg
Głowica frezarska dla rowka Ø246–222 L = 250/180 wraz z nożami – poz. 2	16,2 kg



Rys. 5. Budowa frezarki: 1 – płyta główna wraz z trzpieniem i tuleją gwintową; 2 – głowica frezerska, w zależności od wybranego wariantu: • dla rowka $\varnothing 178\text{--}154$ pod uszczelkę 176/156, • dla rowka $\varnothing 220\text{--}196$ pod uszczelkę 218/198, • dla rowka $\varnothing 246\text{--}222$ pod uszczelkę 244/224 $L = 190/120$, • dla rowka $\varnothing 246\text{--}222$ pod uszczelkę 244/22 $L = 250/180$; 3 – przekładnia ślimakowa; 4 – piasta z prowadnicami i mocowaniem; 5 – mocowanie układu do płyty głównej; 6 – prowadnice wraz z mocowaniem – w zależności od wybranego wariantu: • okrągłe do mocowania frezarki wraz z uchwytami, • prostokątne do mocowania frezarki wraz z uchwytami; 7 – przekładnia planetarna z osłoną napędu



Rys. 6. Elementy frezarki

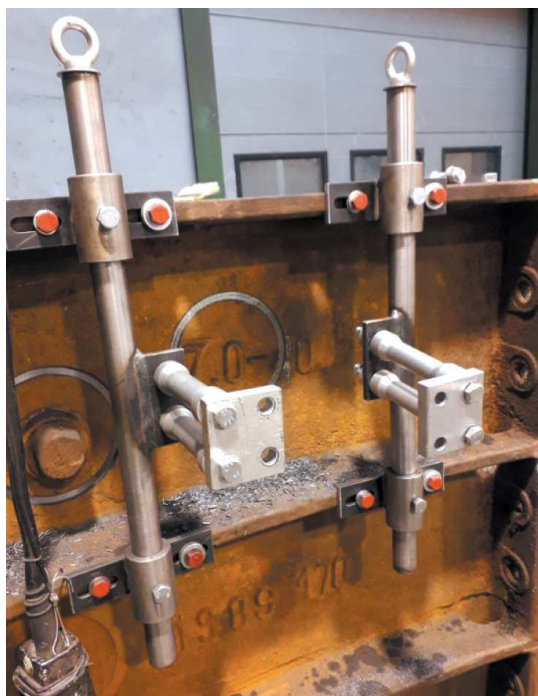
Nóż Tool Резец	ISO 243 ISO 514 (PN-93/M-58355)	PN-91 M-58352	DIN	F	Gost
	ISO4	NNPd	4976	304	2120
	ISO7	NNPa-c	4981	307	2130

Rys. 7. Noże tokarskie montowane w głowicy frezerskiej

2.1.3. Przykładowy proces technologiczny

Przykładowy proces wykonania rowka w obudowie tubingowej, do której elementów będzie mocowana frezarka, przebiega następująco:

1. ustalić, na jaką średnicę należy wykonać rowek i w związku z wymiarem należy wybrać i zamocować do frezarki odpowiednią głowicę;
2. zamontować frezarkę do prowadnic;
3. zmontować uchwyty z prowadnicami i frezarką (rys. 8);
4. pozycjonować frezarkę w odpowiednim miejscu;
5. zluźnić śruby blokujące obrót prowadnic w uchwytach (dotyczy tylko prowadnic okrągłych);
6. przekręcając prowadnice, doprowadzić do równej odległości przeciwnych ostrzy noży od powierzchni tubinga (dotyczy tylko prowadnic okrągłych);
7. wkręcić śruby blokujące obrót prowadnic w uchwytach;
8. dosunąć wstępnie głowicę frezarki do obudowy tubinga na odległość 2–5 mm od jego płaszczyzny obracając pokrętła śrub M16×1,5;
9. ustawić na wiertarkowkrętarnie odpowiedni bieg (zaleca się pracę na pierwszym biegu), kierunek obrotów oraz wartość momentu obrotowego (zaleca się ustawienie maks. wartości);
10. wsunąć trzpień wiertarkowkrętarci GSR 36 VE-2-Li na wałek przekładni planetarnej, a następnie włączyć obroty wiertarkowkrętarci;
11. pracującą głowicą frezarki wykonać rowek w obudowie tubinga na ustaloną głębokość za pomocą posuwu ręcznego, obracając pokrętła śrub M16×1,5 (w celu poprawnej pracy noży należy wykonywać obroty obu pokręteł równocześnie o tę samą wartość);
12. po wykonaniu obróbki wyłączyć wiertarkowkrętarć i zdemontować ją z frezarki;
13. po sprawdzeniu, czy wymiary wykonanego rowka są zgodne z wymaganiami, zdemontować frezarkę wraz z prowadnicami i uchwytami z obudowy tubinga, w przypadku konieczności poprawy wymiarów rowka wykonać powtórny obróbkę na takich samych zasadach.



Rys. 8. Uchwyty i prowadnice

Po wykonaniu rowka po jego zewnętrznej stronie zostają wywiercone otwory montażowe o głębokości mniejszej niż grubość samego tubinga z wykorzystaniem matrycy do wiercenia (odpowiadającej kształtem rowkowi wykonanemu w tubingach). Następnie w otworach wykonuje się gwinty (do dokładniejszego gwintowania otworów może być wykorzystywana matryca do gwintowania (rys. 11), która również odpowiada kształtem rowkowi wykonanemu w tubingach).

W tak zrobionym rowku osadzana jest wcześniej przygotowana ołowiana uszczelka. Na zdjęciach (rys. 9 i 10) przedstawiono sposób montażu frezarki podczas prób na powierzchni.

Po założeniu uszczelki w rowku do tubinga mocowana jest przestrzenna wkładka w postaci zamkniętego od góry cylindra zaopatrzonego w kołnierze z otworami do mocowania oraz w wykonany na jego pobocznicę ponad kołnierzem otwór przeznaczony do

zatłaczania medium uszczelniającego. Dolna część cylindra wchodzi do rowka wykonanego w tubingu i dociska uszczelkę. Cylinder (rys. 12) jest zamocowany do tubingu z wykorzystaniem śrub, przechodzących przez jego otwory, a wkręcanych w otwory montażowe wykonane wcześniej w tubingu. Po przykręceniu cylindra do tubingu do jego wnętrza przez otwór wykonany na jego pobocznicę wprowadzone zostanie medium uszczelniające, które wypełnia wewnętrzną przestrzeń

wkładki oraz uszczelnia pęknięcie. Po zakończeniu wprowadzenia medium uszczelniającego otwór w pobocznicę cylindra zostanie zamknięty korkiem.

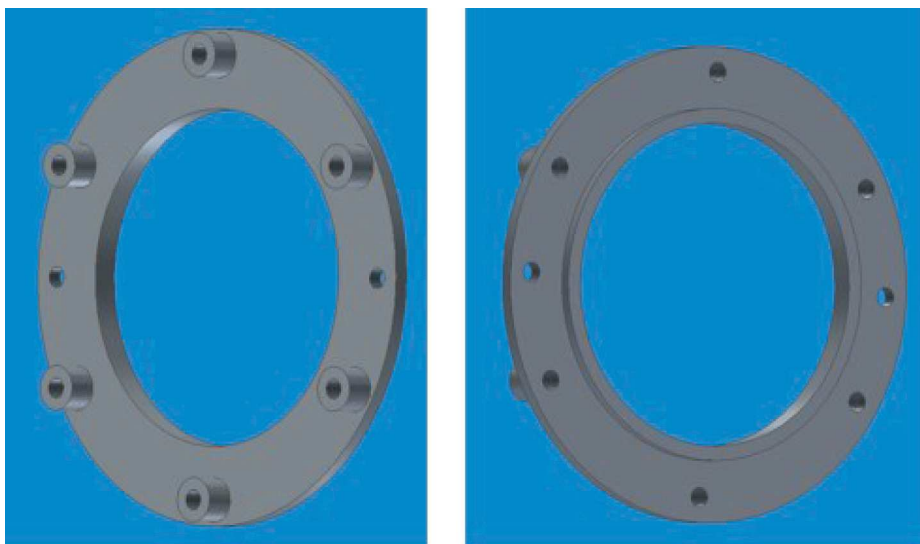
W celu zapewnienia prawidłowej pracy frezarki należy zwrócić szczególną uwagę na jej transport, który powinien odbywać się w pozycji poziomej (leżącej) na palecie transportowej za pomocą wózka widłowego. Każdorazowo należy zwrócić uwagę na zabezpieczenie wszystkich elementów frezarki przed uszkodzeniem.



Rys. 9. Frezarka podczas prób wykonywanych na powierzchni



Rys. 10. Frezarka zamocowana do obudowy tubingowej wraz z wiertarkowkrętarą przekazującą napęd



Rys. 11. Matryce do wykonywania otworów



Rys. 12. Cylinder do wypełnienia medium uszczelniającym

W szybie zalecany jest transport w pozycji poziomej. Jednakże w przypadku ograniczonej powierzchni dopuszcza się transport w pozycji pionowej, zapewniając stabilną pozycję.

Zaleca się transportowanie osobno:

- prowadnic wraz z mocowaniami,
- głowic frezarskich,
- płyty głównej wraz z trzpieniem obrotowym, tuleją gwintowaną, piastą z prowadnicami do prowadzenia noży i mocowaniem układu do płyty głównej oraz z przekładniami planetarną i ślimakową. Do transportu ww. zestawu z płytą główną zaleca się użycie wózka transportowego, jak pokazano na rysunku 13.



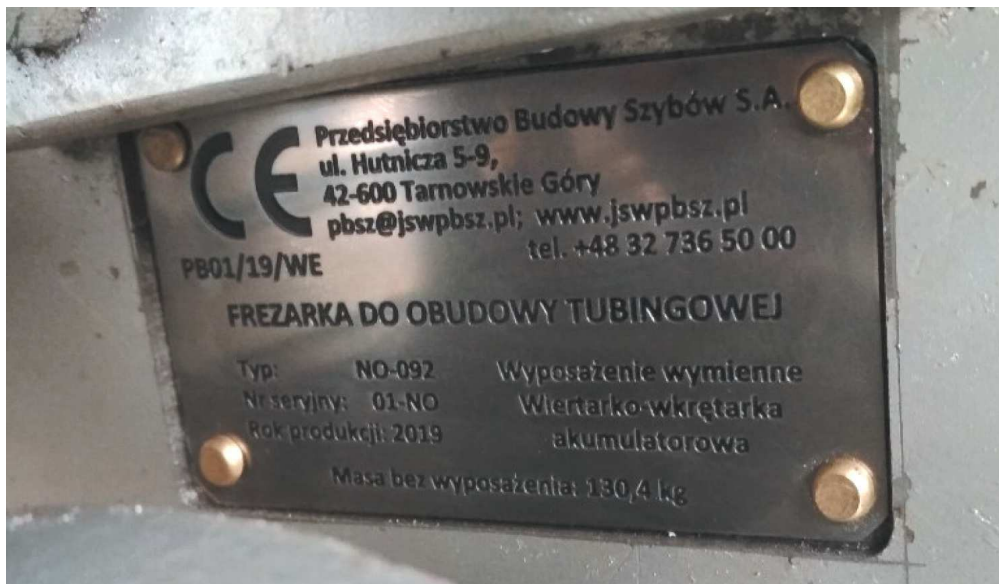
Rys. 13. Wózek do transportu frezarki

2.1.4. Certyfikacja

Frezarka zaprojektowana i wykonana przez Przedsiębiorstwo Budowy Szybów posiada certyfikaty, które pozwalają na stosowanie jej w miejscach zagrożo-

nych wybuchem. Konstrukcja urządzenia jest zgodna z dyrektywą Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn 2006/42/WE.

Tabliczkę znamionową opisywanego urządzenia przedstawiono na rysunku 14.



Rys. 14. Tabliczka znamionowa

3. PODSUMOWANIE

Sposób uszczelnienia obudowy tubingowej proponowany przez Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A. jest rozwiązaniem pionierskim, którego zastosowanie zdecydowanie ułatwia proces remontu i rozwiązuje większość problemów technologicznych, które występują podczas tego typu napraw. Dodatkowo urządzenie posiada wszystkie wymagane certyfikaty, które świadczą o jego bezpieczeństwie.

Zastosowanie frezarki do tubingów podczas napraw obudowy tubingowej (związanych z jej uszczelnieniem) pozwala na znaczne ograniczenie czasu potrzebnego na wykonanie naprawy, co przekłada się na skrócenie czasu, w którym szyb jest wyłączony z użytku.

Literatura

- [1] Kostrz J.: *Głębianie szybów*, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2014.
- [2] Fabich S., Kokot B., Kulicki J., Szlęzak M.: *Obudowa tubingowa szybów w LGOM: przyczyny uszkodzeń obudowy, stosowana profilaktyka zapobiegania uszkodzeniom oraz metody napraw*, „Górnictwo i Geoinżynieria” 2007, 3: 113–125.
- [3] Wang L., Cheng Y.P., Ge C.G., Chen J.X., Li W., Zhou H.X., Wang H.E.: *Safety technologies for the excavation of coal and gas outburst-prone coal seams in deep shafts*, „International Journal of Rock Mechanics and Mining Science” 2013, 57: 24–33.

- [4] Chmielewski J., Lekan W., Głuch P.: *Nowe rozwiązania obudowy głowic zbiorników retencyjnych w warunkach LW „Bogdanka” SA*, *Budownictwo Górnicze i Tunelowe* 2012, 3: 39–47.
- [5] Czaja P., Kamiński P.: *Wybrane zagadnienia techniki i technologii głębiania szybów*, „Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej”, Kraków 2016.
- [6] Kamiński P., Cholewa M.: *Technologia i organizacja robót wyminy obudowy szybu Północny II KWK Halemba*, Tarnowskie Góry 2018 [prezentacja niepublikowana].

mgr inż. TOMASZ CICHON

KRZYSZTOF PYREK

mgr inż. KRYSZTOF RATUSZY

mgr inż. PIOTR KALINOWSKI

Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry

{tcichon, kpyrek, kratuszny, pkalinowski}@jswpbsz.pl

dr inż. PAWEŁ KAMIŃSKI

Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

im. Stanisława Staszica

ul. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

pkaminski@jswpbsz.pl, pkamin@agh.edu.pl

KAZIMIERZ KUŻMA
KRZYSZTOF PYREK
WOJCIECH KOCIK
PIOTR KALINOWSKI
PAWEŁ KAMIŃSKI

Individual rail transport and the conception of a means of transport using a suspended railway track

Distances to cover are still growing in Polish coal mines. It is not a real issue in terms of material and staff transport, which commonly uses suspended monorails with a friction wheel drive. The problem is how to transfer single people and small loads behind the scheduled times and routes of monorails.

The goal of this work was to design and construct an individual mean of transport with its own drive using a monorail track which would meet the requirements of law, safety, mobility and can be used behind the scheduled times of monorails.

Key words: suspended bike, individual mean of underground transport

1. INTRODUCTION

This article about individual means of transport which could be used in underground workings, as well as works on its construction, started with considerations on the history of bicycles and rail transport.

The beginning of bicycle history is dated to 12 June 1817 in Mannheim, when Karl Drais demonstrated his balance bike, called “Draisine”, which in a short period of time revolutionized individual transport (Fig. 1).

The invention was a subject of numerous modifications, thanks to which today's bicycle received its current shape. Because of the rising popularity, simplicity and reliability of bicycles, in 1892 after bike's redesign, it was adapted for suspended rail rides and was used as an individual means of municipal transport [1, 2].

Figure 2 presents a suspended monorail bicycle on a purpose-built line connecting Mount Holly with Smithville in New Jersey, USA. It was invented by Arthur E. Hotchkiss and it was built in 1892.



Fig. 1. “Draisine”, Karl Drais’ balance bike [3]



Fig. 2. *Suspended monorail bike* [4]

This special line was dedicated for workers who had to commute to the factory in Smithville. Workers who wanted to commute were supposed to borrow a bike which was available in storage situated along the rail route. The main disadvantages of the project mentioned above were lack of possibilities to overtake other riders and the need to use one line for riding in both directions, because the second line was never built. In the case of heavy traffic, it significantly slows the transport down [4, 5].

Monorail transport

A relatively new means of transport are monorail systems. Their origins are dated on the beginning of 19th century. They can be divided in two groups: suspended systems (Fig. 2) and systems in which a means of transport is situated on the rail (Fig. 3). The origin of monorail transport usage dates back to 1820, when the inventor Iwan Elmanow developed an elevated single-track railway line. Horses pulled trolleys on wooden rails (the horses moved along

the rail). Because of the simplicity of this idea, it gained in popularity and the invention was adapted as a means of transport for miners in Crimean salt mines [7, 8].

Another Russian inventor, Belozersky, proposed a railway system in 1836 with two rows of wheels which was built on column structure. In 1872 the Łuszczski monorail railway was developed and it was presented at a polytechnical exhibition in Moscow and in 1874 the construction of Aleksji Chludow's monorail railway, dedicated to timber transport, began.

Monorail systems developed dynamically not only in Russia but also in other parts of the world. One of the most famous pioneers of monorail technology was the engineer Henry Robinson Palmer, who patented the concept of the monorail in 1821 (GB nr 4618). A line was constructed in Deptford Quays in London in 1824, and in June 1825 a monorail was launched in Cheshunt intended for brick transport. Wooden carriages hung under the rail and were pulled by horses. Friedrich Harkort worked on the development of rail transport in Germany, and his aim was to build a demonstrative route between Elberfeld and Barmen, districts of the German industrial town of Elberfeld. In 1827 Harkort improved Palmer's railway – instead of horses he used steam engines. In subsequent years, the concept developed further and the effects of improvement can be observed in example of Wuppertaler Schwebebahn railway, which was installed in Wuppertal and is still functioning as the longest suspended railway line in the world, connecting the Oberbarmen and Vohwinkel districts (Fig. 4) [1].

The division of monorails into external and own drive devices was caused by differences in their construction. A historical example of a monorail is the *Bicycle Railroad*, constructed by Arthur Hotchkiss from New Haven, New England (Fig. 5). His invention was patented in December 1892 (US 488.201) [5].

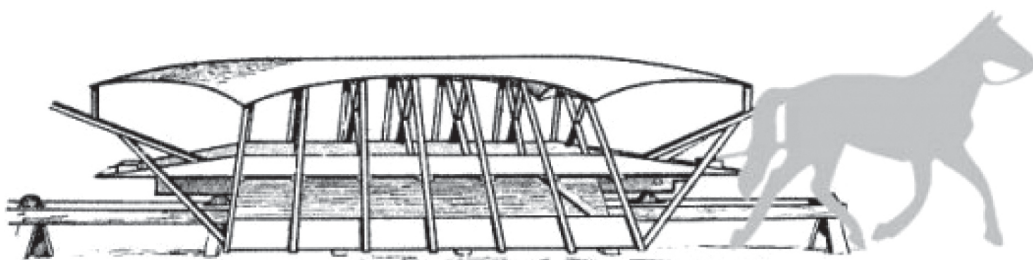


Fig. 3. *Iwan Elmanow's monorail single-track railway solution* [8]



Fig. 4. Wuppertaler Schwebebahn railway [3]

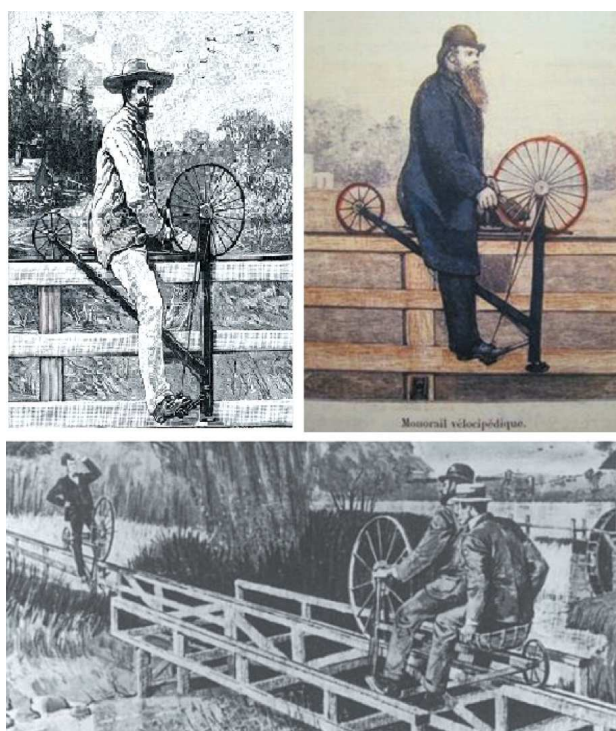


Fig. 5. Bicycle railroad [4]

1.1. Historical application of bicycles as individual means of transport in underground mining

The dynamic growth of industry at the turn of 19th and early 20th century caused a rise in demand for hard coal as a basic energy resource. Rising coal production was a reason for collieries development, which in turn entailed the elongation of the distance between the main shaft and working place of miners. A result of this situation was the rapid development of improvised means of underground transport.

Mines management adapted means of transport to underground application which were typically used on the surface. One of the most popular and commonly used underground individual transport devices was the bike (widely in use in German and Dutch mines). In the beginning, the miner's bike was produced in short series by the mines themselves, because of no existing bike producer. In 1954, the first serial miner's bike *Grubenflitzer*, was introduced by Scharf GmbH from Hamm, Germany. Brochure and logo of this product is shown in Figure 6 [9–11].



Fig. 6. Logo and brochure of Grubenflitzer, first miner's bike [11]

Grubenflitzer's target were mine workers whose job characteristics caused a need for frequent communication between different underground workings, e.g. mine supervisors, carpenters, electricians etc. The prototype was a simple, small construction with a cargo box placed in the back. The vehicle was noticed by West Germany's federal Minister of Economy, Erhard, at a mining fair in Essen in 1954. In the following years, sales of the miner's bike varied between 30 and 40 vehicles per month. It was also developed to fit the different needs of buyers, e.g. variants of a bike were introduced – made to fit various working dimensions, equipped with toolboxes or made of a AlMgSi alloy, which is corrosion resistant and light-

er than steel, the result of which was a weight reduction to only 30 kg.

Numerous types of miner's bike were introduced in accordance with miners' needs. Their features varied depending on the workings parameters, daily distances to cover or the bike's capacity. Some of these types are presented below.

The basic model produced by Scharf GmbH was the Zg-Nr. 35003-00.00 miner's bike (Fig. 7) made of aluminum with a folding frame, in versions with two saddles and one toolbox, one saddle and one toolbox or one saddle and two toolboxes, while bike model S-35017 was equipped with two toolboxes and two saddles. Basic technical data are presented in Table 1 and Figure 7 [6].

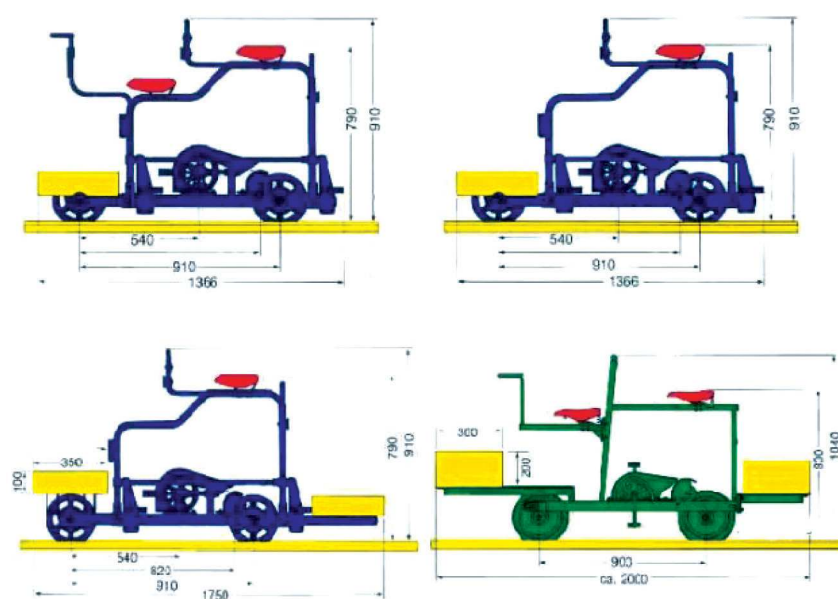
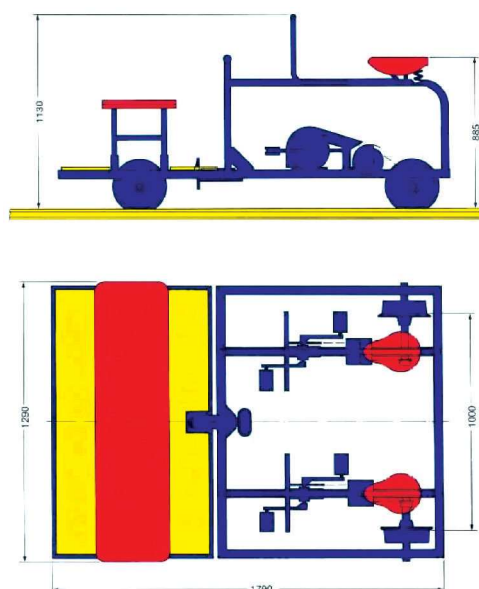


Fig. 7. Basic model of miner's bike in different versions [6]

Table 1
Basic technical data of the Zg-Nr. 35005-00.00
and Zg-Nr. S-35017 bike models (Fig. 7) [6]

Model	Zg-Nr. 35003-00.00	Zg.-Nr. S-35017
Total length [mm]	1366	2000
Height [mm]	910	1040
Curbweight [kg]	50	100
Payload [kg]	200	250

The next model was equipped with a toolbox in front of the bike and carriage with three-pointed bearing to avoid derailling of the vehicle even in bad trackway conditions. In case of tight spaces in the workings, the bike could be easily folded. Furthermore, to create some pieces of the bike, producers used corrosion resistant alloy 6060 (EN AW-ALMgSi), which resulted in decreasing the prototype's mass.



Bike model Zg-Nr S-135016 was designed as an emergency vehicle. This type of vehicle was used in rides with distances longer than 5000 m. It was equipped with two drives, a coaster brake and a bench on which three people could sit. The basic specification is presented in Table 2 and Figure 8 [6, 12].

Table 2
Basic technical information about the
Zg-Nr S-135016 five-person
emergency bike (Fig. 8) [6]

Model	Zg-Nr. S-135016
Total length [mm]	1790
Height [mm]	130
Curb weight [kg]	130
Payload [kg]	600



Fig. 8. Five-person emergency bike Zg-Nr-S-135016 [6]

This vehicle was produced especially for short-distance rides. It was equipped with two bucket seats placed next to each other, two drives and tool-box placed in front of the bike. The highest part of the bike was the top edge of the bucket seat. There was also the option of attaching a trailer to the bike, the trailer was 680mm high and weighed 42 kg. The basic technical information of the bike and the trailer is shown in Figure 9, Tables 3 and 4.

There is no doubt that during a period which saw a low level of mechanization in mining, the miner's bike had a great impact on the development of the

whole industry by extending effective worktime. It was possible by shortening the time of transport between distant workings. In subsequent years, the growing number of vehicles and other machines operating in mine workings made bike usage hazardous for miners. It is also important to note that in the first years of their operation, there were no legal restrictions on bikes but that this changed in the following years. For example, the application of aluminum in underground machines was forbidden and the need for bikes to be equipped with lights became a legally requirement, which in turn led to an increase in weight [6].

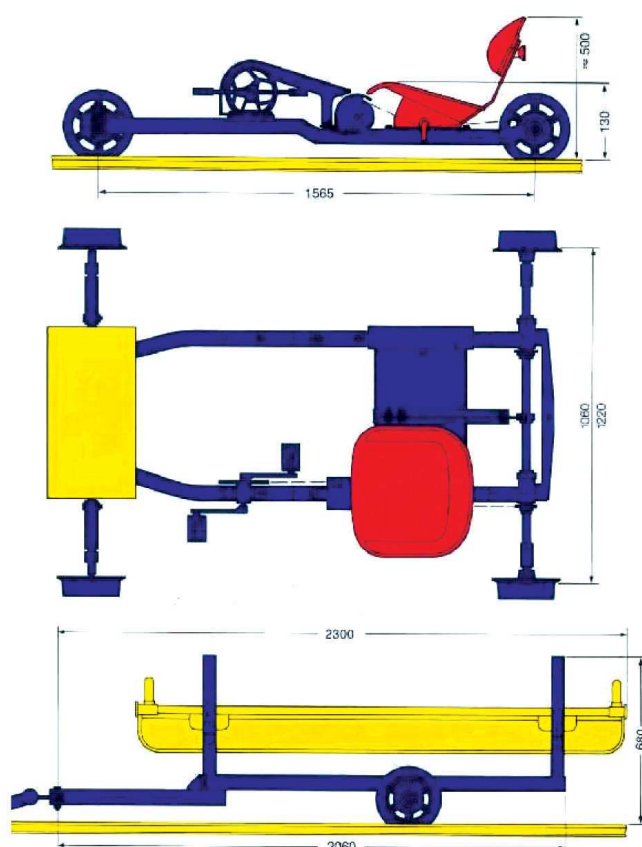


Fig. 9. Special model [6]



Table 3

Basic technical information about the Zg-Nr. S35011 bike (Fig. 9) [6]

Model	Zg-Nr. S35011
Total length [mm]	1900
Height [mm]	500
Curbweight [kg]	90
Payload [kg]	300

The advantages of using miner's bikes were: fast transport between remote working with less tiredness of employees, extending effective worktime, cheap and easy transport of small loads, possibility of rapid evacuation of injured workers. There were also disadvantages, which made them disappear from underground mines, including: complicated construction, which made assembling (and disassembling) them long and difficult, the fact that passing them was almost impossible, high sensitivity to track conditions (which often happened to be bad in effect of bottom deformation), relatively high mass and failure to

Table 4

Basic information about the S-3501 trailer (Fig. 9) [6]

Model	Trailer S-3501
Total length [mm]	2060
Height [mm]	680
Curbweight [kg]	42
Payload [kg]	150

comply with the law (construction made of aluminum, no lights). Moreover, the growing popularity of suspended rails (which made floor railway look old fashioned) also had an impact.

2. AN IDEA FOR A NEW INDIVIDUAL MEANS OF TRANSPORT IN AN UNDERGROUND MINE USING A SUSPENDED RAIL TRACK (PATENT)

Following an analysis of historical patents in light of modern technology, the idea of a new underground

means of transport was born. The resulting brand-new miner's bike is a vehicle which connects the advantages of this historical individual means of transport with the utilization of a typical modern mine's equipment in accordance with legal regulations.

Suspended railways with friction wheel drives are clearly the most common means of transporting employees and materials in underground mines. They are usually equipped with a friction wheel drive, which works together with the rail. Pressure put on the rail by the drive wheel regulates the tractive force of the railway, in accordance with the track inclination or direction of transport.

In the Polish mining industry distances between main shafts and longwall headings are constantly growing. While this is not a problem in terms of staff and material transport, it can cause inconvenience in transferring small loads or single people behind scheduled time and route of monorails. Solving this problem is a real economic and practical issue.

This idea led to the construction of a vehicle for individual underground transport with its own drive, utilizing a monorail track while providing an appropriate level of mobility and safety. The projected construction of a new miner's bike consists of a carrier situated in the bottom part of a basic beam suspended on a rail. On the top part of the basic beam, the drive roller assembly is located. The drive rollers' rotation axes are horizontal and the drive wheel is connected to the drive which is located on the carrier. The essence of the solution is its mounting method on the rail. In the upper part of the basic beam there are horizontal stiff beams with other bars, vertically oriented, at their ends. Those bars are equipped with clamps with actual rollers.

Those rollers are mount on the lower part of the rail. Details of the construction are presented in the patent [13].

The greatest advantage of the proposed means of transport is that it can be mounted on, as well as dismantled from, a rail in default place of the track. The presented construction is designed to be used as a means of transport for staff (especially overlong distances), carriage for tools, small loads and devices or for maintaining the routes of the monorail, so its purpose is similar to that of the historical miner's bike. However, its simpler construction and lower mass makes it easier to use and more versatile. No previous training, permissions or licenses are needed. Another option to consider is whether to use an electric drive with a battery.

2.1. Construction

The main part of the bike's construction is a basic beam with a carrier, with a rider's seat on the beam's bottom and a drive roller assembly on its top. The drive assembly is installed on a bar which can be tilted in the horizontal plane of the basic beam. The drive wheel's axis is horizontal and the drive roller is connected with the hydrostatic transmission and drive in the front part of carriage. Two drive wheels are located symmetrically to the rail. Clamps used to stabilize the vehicle on the rail are wider than the rail, an advantage when it comes to mounting the bike on the track. Clamps are equipped with guiding wheels. Technical details are presented in patent [13]. Schemes of the new miner's bike are shown in Figures 10 and 11.

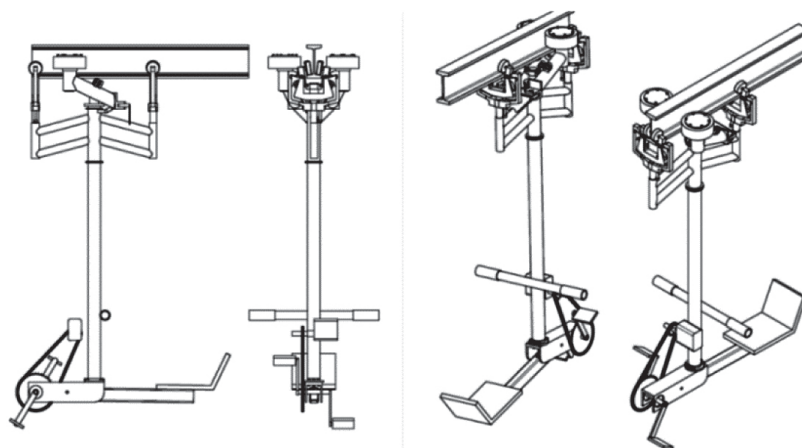


Fig. 10. Mean of individual underground transport with own drive

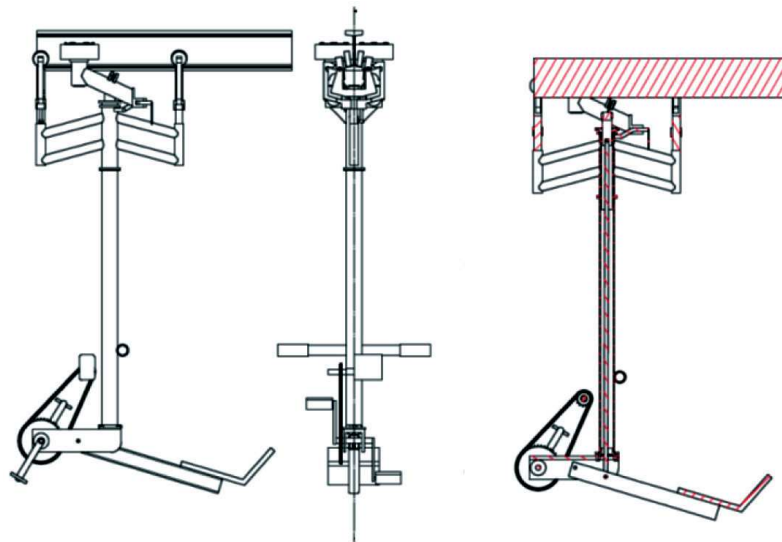


Fig. 11. Drive of the new miner's bike

3. A PROTOTYPE OF THE MEANS OF TRANSPORT USING A SUSPENDED MONORAIL TRACK

After analysis of the characteristics desired of means of individual underground transport, employees of the Shaft Sinking Company (PBSz S.A.) constructed a prototype and tested to check if the designed assumptions and solutions proposed in the patent had been met.

The prototype construction process was divided into two stages. The first consisted of a computer simulation, the other was a real-life underground test.

In the first phase, a virtual model of the bike was made which was then used in simulations with a “working model” software. The aim of the simulations was to specify the technical characteristics of the vehicle. The bike was tested to determine its maximum possible velocity, maximum inclination of ride

and average pressure put on the pedals to set the bike in motion. The prototype model is presented in Figure 12.

Observation of traditional bike's showed that pressure put on the pedals to make the bike move is greater than when the bike is already in motion. Based on this observation, a relationship was assigned between pressure on the pedals at the moment t_0 and its later reduction to 50% of its initial value (Fig. 13 and 14).

Several simulations of different bike versions were made in which different parameters were changed, such as track inclination, pressure on pedals, additional load on bike construction. The weight of the bike assessed in simulation was equal 40 kg and the mass of the bike's user was 80 kg. Additionally, simulations included the use of the different type of wheels used: wheels made of steel and steel wheels covered with rubber. Example of the simulations are presented in the Figures 15 and 16.



Fig. 12. Computer model of miner's bike

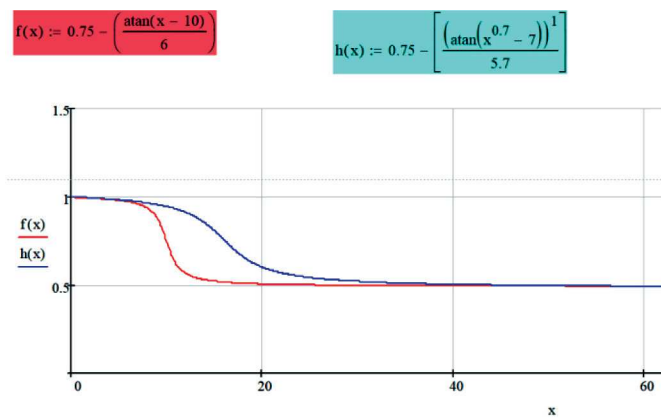


Fig. 13. Graph of relationship between load on pedals and time

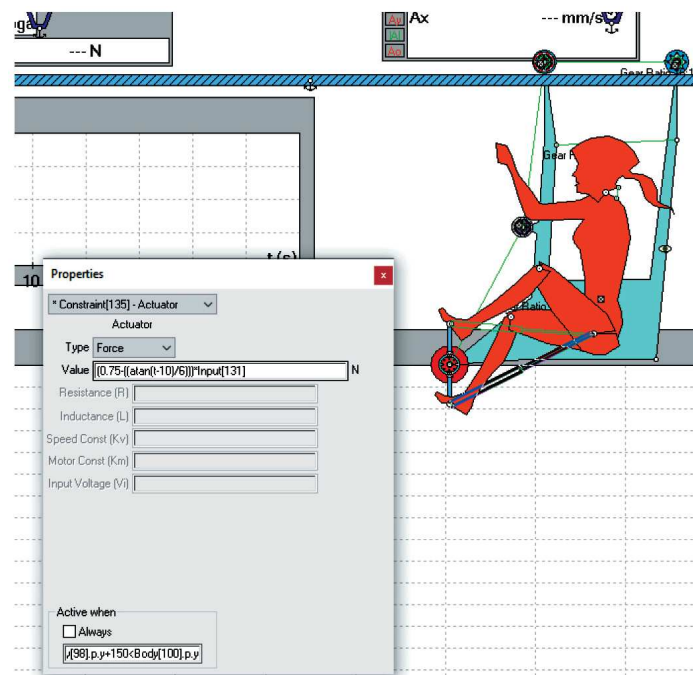


Fig. 14. Use of the function in Working Model programme

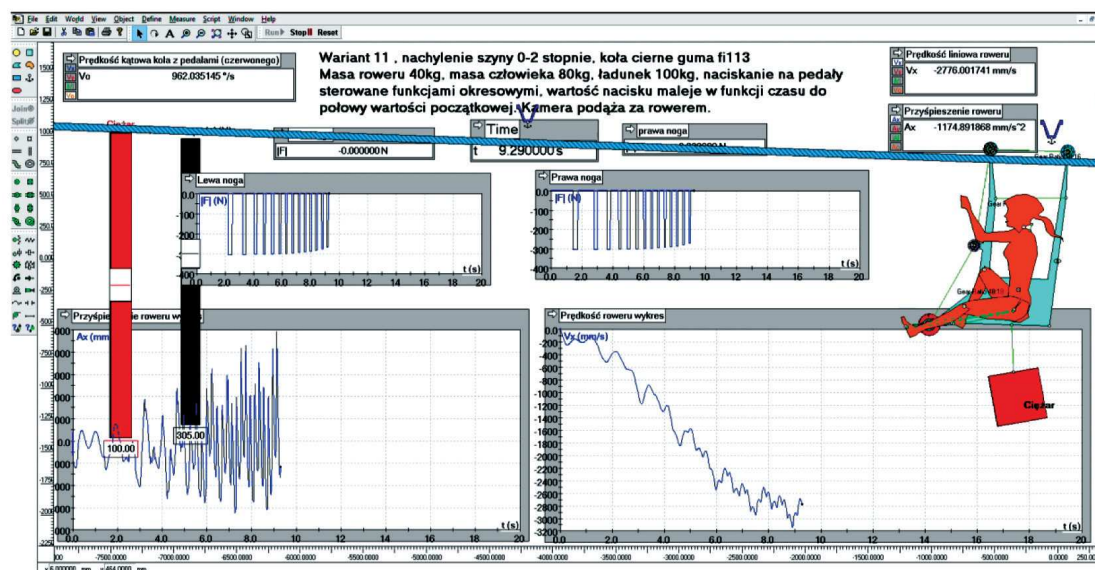


Fig. 15. Simulation of the bike with additional load

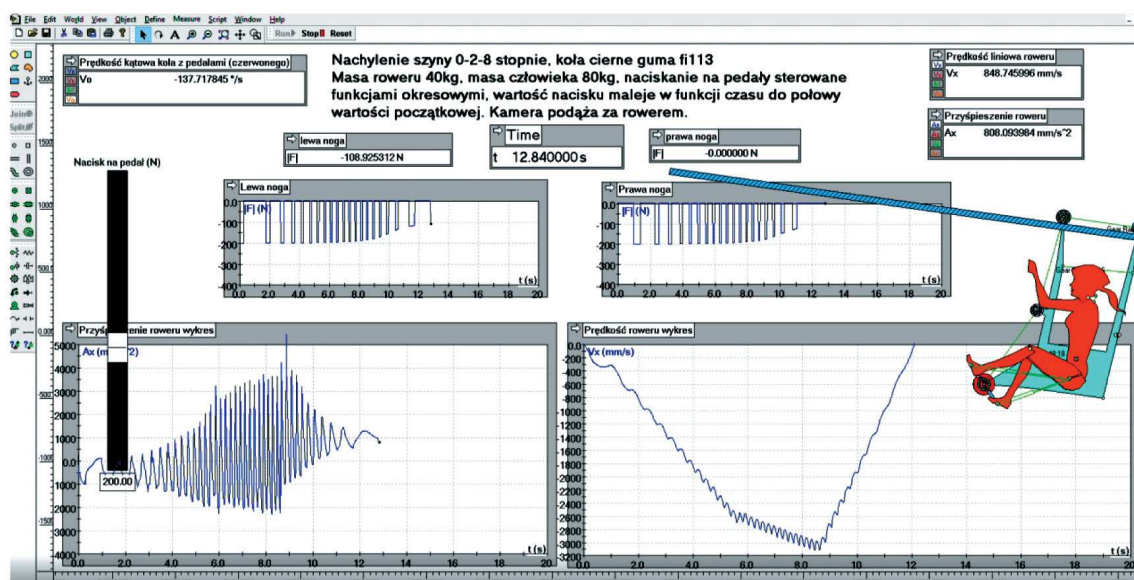


Fig. 16. Example of Working Model simulation

Simulations pointed out that rubber covered steel wheels work better because of the lower friction between rubber and steel rail than between wheels and rail that are both steel, meaning less force is needed to set the bike in motion. Maximum rail inclination for a bike equipped in steel wheels covered with rubber is equal to 10° .

The first real-life underground tests were conducted in Jastrzębie-Bzie¹ colliery. Based on the observations, the following conclusions were made:

- The prototype weight (36 kg) is too high to mount the bike on the rail by one person (two are needed).
- The assembly of the bike can be done by one person only, but it is easier and faster when two persons work together. It is also convenient to use wingnuts instead of regular ones to make installation possible without tools.
- The stability of the bike is sufficient because of its low center of gravity. Pedaling does not cause the lateral movement of the vehicle.
- One-wheel drive is sufficient.
- Steel wheels tend to slide on the metal rail.
- Experiments were carried out for two different transmission ratios, with sprocket wheels 46/16 and 22/16 teeth. The first configuration could require considerable effort to climb uphill, however the second one does not allow one to travel at the desired speed. It is recommended to use a sprocket wheel with an intermediate number of teeth – 34 or 36.

Photographs from underground tests are presented in Figure 17 and 18.

On the basis of another underground experiment carried out in the LW Bogdanka mine, similar conclusions were drawn. Additionally, it was suggested that side guiding wheels should be eliminated from the bike's construction.



Fig. 17. New miner's bike prototype in an underground working

¹ <https://www.youtube.com/watch?v=2IniLx2nJU8>



Fig. 18. Underground tests of a new miner's bike

4. SUMMARY

The presented vehicle is designed for mine workers whose work requires moving frequently between distant underground mine workings. The application of the bike could help reduce tiredness among staff and increase work efficiency by reducing time spent locomoting.

A bike prototype should be developed in accordance with legal requirements, as well as the demands of potential stakeholders and clients to make the final product safe and usable. The application of an electric or hydraulic drive should be considered.

References

- [1] <https://www.karldrais.de/?lang=en> [20.04.2020].
- [2] König, J.-G. *Fahrradfahren. Von der Draisine bis zum E-Bike*, Reclam Verlag, 2017.
- [3] <http://www.schwebebahn-wtal.de/tramenglish/indexgb.html> [20.04.2020].
- [4] Bianculli A.J.: *Iron Rails in Garden State Tales of New Jersey Railroading*, Indiana University Press 2008.
- [5] US Patent Office Specification forming part of Letters Patent No. 488,201, December 20, 1892.
- [6] SCHARF. Marketing materials – Grubendahrrader, Grubendahrrader 1955.
- [7] <http://www.geocities.ws/draisinen/scharffolder.html> [20.04.2020].
- [8] Krischer R.: *Alweg-Bahn: Technik, Geschichte und Zukunft der legendären Einschienenbahn*, Transpress 2013.
- [9] Richards B.: *New Movement in Cities*, Sterling Publishing Company 1966.
- [10] Badura H., M. A. *Rewolucja przemysłowa w Europie, na ziemiach polskich i górnym śląsku*, "Górnictwo – Perspektywy i Zagrożenia" 2016, 1(13): 314–322.
- [11] Główny Instytut Górnictwa: *Rowery kopalniane*, "Nowości w Górnictwie" 1956, 13: 32.
- [12] Volz, V. *Mit Muskelkraft auf schaler Spur: Grubenfahrradaus Hamm*, "Bahn-Express" 1994: 192–203.
- [12] Heise-Herbst-Fritzche. *Bergbaukunde; zweite band*, Springer Verlag, Berlin – Heidelberg 1950.
- [13] Patent PL P.418208 "Środek transportowy z własnym napędem do kolejki podwieszanej".

KAZIMIERZ KUŹMA, M.Sc., Eng.

KRZYSZTOF PYREK

WOJCIECH KOCIK, M.Sc., Eng.

PIOTR KALINOWSKI, M.Sc., Eng.

Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry, Poland
{kkuzma, kpyrek, wkocikpkalinowski}@jswpbsz.pl

PAWEŁ KAMIŃSKI, Ph.D., Eng.

Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.

ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry

AGH University of Science and Technology

al. Mickiewicza 30, 30-059 Krakow, Poland

pkaminski@jswpbsz.pl, pkamin@agh.edu.pl

KAZIMIERZ KUŹMA
KRZYSZTOF PYREK
WOJCIECH KOCIK
PIOTR KALINOWSKI
PAWEŁ KAMIŃSKI

Szynowy transport indywidualny oraz koncepcja środka transportu wykorzystującego tor kopalnianej kolei podwieszanej

Drogi transportowe w polskich kopalniach węglowych stale się wydłużają. Nie stanowi to znacznego problemu w kontekście transportu materiałów i załogi, który powszechnie realizuje się z zastosowaniem kolejek podwieszanych z zespołami napędowymi cierniozębatymi. Utrudnienia pojawiają się w momencie konieczności transportu pojedynczych pracowników bądź niewielkich gabarytowo ładunków na znaczne odległości poza wyznaczonymi przewozami za pomocą kolejek podwieszanych.

Podjęte prace miały na celu opracowanie konstrukcji środka transportu indywidualnego z napędem własnym z zastosowaniem szyn kolejki podwieszanej, który będzie użytkowany poza zorganizowanym transportem zestawami kolejki podwieszanej, spełniając wymagania odnośnie do jego mobilności i bezpieczeństwa.

Słowa kluczowe: rower podwieszany, indywidualny środek transportu

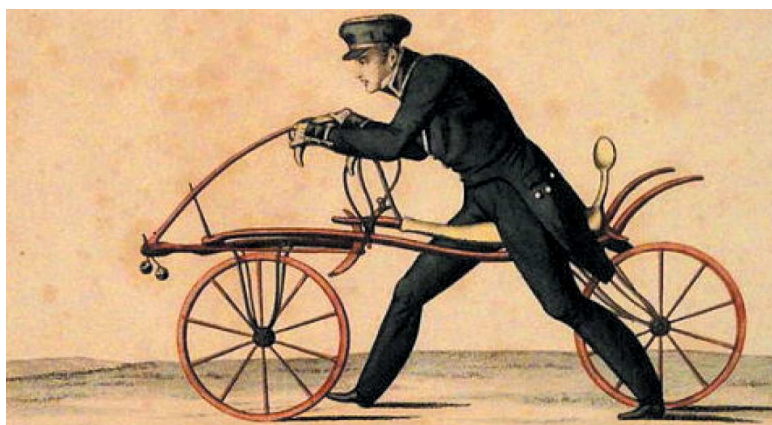
1. WPROWADZENIE

Rozważania na temat indywidualnego środka transportu, który mógłby znaleźć zastosowanie w istniejących podziemnych wyrobiskach kopalń zostaną poprzedzone omówieniem historii roweru i transportu szynowego.

12 czerwca 1817 r. w Mannheim Karl Drais zaprezentował rower biegowy (rys. 1), który w krótkim czasie zrewolucjonizował transport indywidualny. Wynalazek barona Draisa podlegał przez lata licznym modyfikacjom, dzięki którym powstał rower, jaki zna-

my obecnie. W związku z popularnością, prostotą i niezawodnością roweru jego zastosowanie zostało rozszerzone. W 1892 roku po przeprojektowaniu rower został przystosowany do jazdy po podwieszanych szynach i był wykorzystywany jako środek indywidualnego transportu miejskiego [1, 2].

Na rysunku 2 przedstawiono zawieszany rower jednoszynowy na specjalnie wybudowanej linii łączącej Mount Holly i Smithville w New Jersey w Stanach Zjednoczonych. Został skonstruowany przez Arthura E. Hotchkissa i zbudowany w 1892 r.



Rys. 1. Rower biegowy Karla Draisa [3]



Rys. 2. Zawieszony rower jednoszynowy [4]

Specjalna linia rowerowa była przeznaczona głównie dla pracowników dojeżdżających do fabryk w Smithville. Osoby chcące odbyć podróż wypożyczały rower, który był dostępny w magazynach rozmieszczonych wzdłuż całej trasy. Głównymi wadami powyższego projektu był brak możliwości wyprzedzania oraz konieczność korzystania z jednej linii do jazdy w dwóch kierunkach, ponieważ druga linia nigdy nie została wybudowana, co przy dużym natężeniu ruchu w znaczny sposób spowalniało transport [4, 5].

Transport jednoszynowy

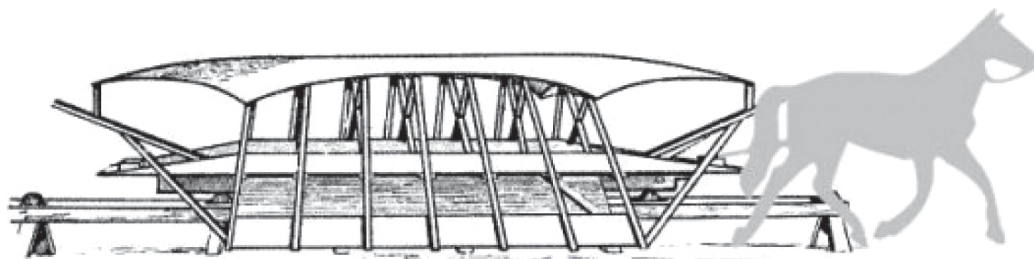
Jednoszynowe systemy transportu rozwinęły się stosunkowo niedawno, ich historia bowiem sięga początku XIX wieku. Obecnie dzieli się je na systemy wiszące (rys. 2) oraz systemy, w których środek transportowy znajduje się na szynie (rys. 3). Początek zastosowania transportu jednoszynowego przypada na 1820 r., kiedy to w miejscowości Miaczkowo (w dawnym Imperium Rosyjskim) wynalazca Iwan Elmanow zbudował podwyższoną jednotorową linię kolejową. Konie, poruszając się wzdłuż drewnianej

szyny, ciągnęły po niej wózki. W związku z prostotą pomysł szybko zdobył popularność i znalazł zastosowanie w transporcie górników w krymskich kopalniach soli [7, 8].

Innym rosyjskim wynalazcą był książę Roman Biełozierski, który w 1836 r. zaproponował system jednoszynowy z dwoma rzędami kół, zbudowany na konstrukcji słupowej. W 1872 r. powstała kolej jednoszynowa Łuszczyńskiego, która została zaprezentowana podczas Wystawy Politechnicznej w Moskwie. Natomiast w 1874 r. rozpoczęto budowę jednoszynowej kolei Aleksieja Chłudowa przeznaczonej do transportu drewna.

Kolej jednoszynowa pręźnie rozwijała się nie tylko na terenie Rosji, ale także w innych częściach globu. Jednym z bardziej znanych pionierów tej technologii był angielski inżynier Henry Robinson Palmer, który w 1821 r. opatentował kolejkę jednoszynową (GB nr 4618). Linia została zbudowana na Deptford Quays w Londynie w 1824 r., zaś w czerwcu 1825 r. w Cheshunt uruchomiono kolej jednotorową przeznaczoną do transportu cegieł. Drewniane wagony zwały pod relingiem i ciągnięte były przez konie. W Niemczech nad rozwojem transportu szynowego pracował Friedrich Harkort, który podjął próbę budowy trasy demonstracyjnej między miastami Elberfeld i Barmen, obecnie dzielnicami miasta Wuppertal. W 1827 r. udoskonalił kolej Palmera – zamiast koni pociągowych wykorzystał silniki parowe. W kolejnych latach koleje jednoliniowe były udoskonalane, czego rezultatem jest współczesna *Wuppertaler Schwebebahn*, najdłuższa na świecie linia kolei podwieszanej, obecnie łącząca dzielnice Oberbarmen (Barmen) i Vohwinkel (rys. 4) [3].

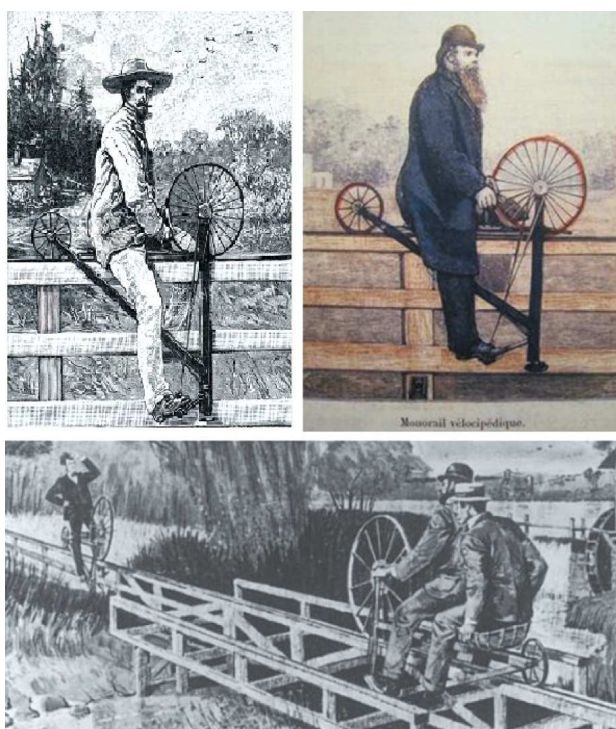
W procesie rozwoju kolei jednoszynowych wykształcił się podział na systemy z napędem zewnętrznym oraz napędem własnym. Historycznym przykładem kolei jednoszynowej z napędem własnym jest *Bicycle Railroad* (rys. 5), stworzona przez Arthura Ethelberga Hotchkissa z New Haven w Nowej Anglii, opatentowana w grudniu 1892 r. (US 488.201) [5].



Rys. 3. Transport szynowy Iwana Elmanowa [8]



Rys. 4. Kolej Wuppertaler Schwebebahn [3]



Rys. 5. Bicycle Railroad [4]

1.1. Historyczne zastosowanie rowerów jako indywidualnego środka transportu w górnictwie podziemnym

Dynamiczny rozwój przemysłu na przełomie XIX i XX w. spowodował znaczny wzrost zapotrzebowania na węgiel, który był wówczas podstawowym surowcem energetycznym. Rosnące wydobycie wymuszało ciągłą rozbudowę kopalń. Wraz z rozwojem przestrzennym zakładów górniczych zwiększały się odległości między szybem a miejscem wykonywania pracy, czego efektem był intensywny rozwój improwizowanych środków transportu. Kopalnie chętnie adaptowały

rozwiązania stosowane na powierzchni do warunków panujących w podziemnych wyrobiskach. Ówczesna popularność roweru w przestrzeni miejskiej sprawiła, że ten środek transportu, w zmodyfikowanej formie, stał się powszechny w zakładach górniczych, szczególnie w Niemczech i Holandii. Początkowo górnicze rowery były wytwarzane w kopalniach, w niewielkich ilościach, ponieważ produkt nie był dostępny na rynku. W 1954 r. firma Scharf GmbH z Hamm zaprezentowała i wprowadziła do sprzedaży pierwszy seryjny rower górniczy – *Grubenflitzer*. Logo oraz broszurę prezentującą pierwszy rower górniczy przedstawiono na rysunku 6 [9–11].



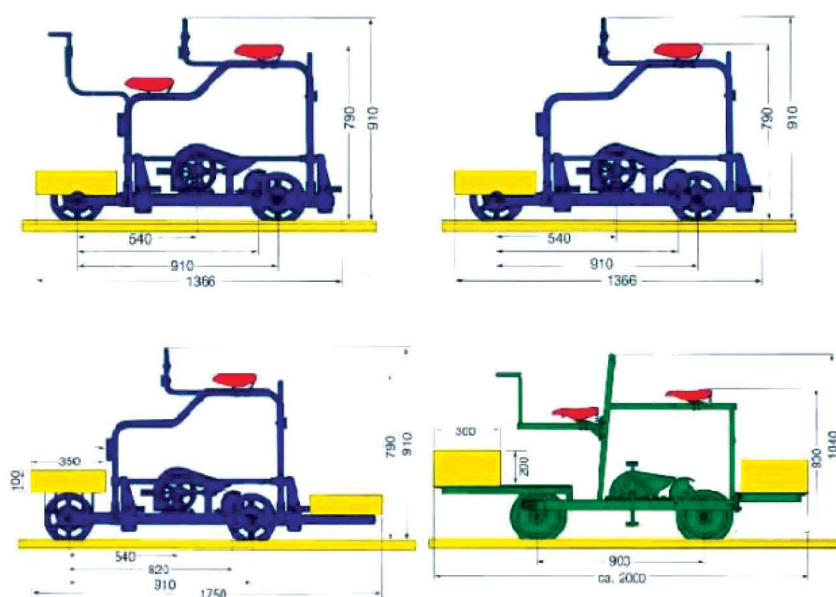
Rys. 6. Logo i materiały reklamowe pierwszego roweru górniczego produkowanego na skalę masową [11]

Grubenflitzer był przeznaczony głównie dla osób, których praca wiązała się z koniecznością częstego przemieszczania się w podziemnych wyrobiskach kopalń. Do tej grupy należeli przede wszystkim pracownicy dozoru ruchu, cieśle, elektrycy itp. Prototyp był dość prostą, niską konstrukcją z bagażnikiem przymocowanym z tyłu. Pojazd wzbudził nawet zainteresowanie ówczesnego federalnego ministra gospodarki, a późniejszego kanclerza RFN Ludwiga Erharda na wystawie górniczej w Essen w 1954 r. W kolejnych latach sprzedaż pojazdu wynosiła 30–40 sztuk miesięcznie. *Grubenflitzer* był modernizowany, m.in. zaczęto wykonywać rowery w różnych wariantach dostosowanych do wysokości wyrobiska, pojazdy wyposażano w skrzynki narzędziowe oraz zastosowano stop AlMgSi, który jest odporny na koro-

zję, a także pozwolił na zmniejszenie pierwotnej wagi roweru do 30 kg.

W zależności od przeznaczenia roweru, odległości, na jakie miał się poruszać, jego dopuszczalnej ładowności, a także parametrów wyrobisk, przedsiębiorstwo wykonało kilka typów rowerów górniczych, które przedstawiono poniżej.

Podstawowym modelem produkowanym przez Scharf GmbH był rower kopalniany Zg-Nr. 35003-00.00 (rys. 7) ze składaną ramą wykonaną z aluminium. Pojazd był oferowany w wariantach z dwoma siodłkami i jedną skrzynką narzędziową, jednym siodłem i jedną skrzynką lub jednym siodłem z dwoma skrzynkami narzędziowymi, natomiast rower S-35017 był wyposażony w dwie skrzynki i dwa siodła. Podstawowe dane techniczne zostały przedstawione w tabeli 1 i na rysunku 7 [6].



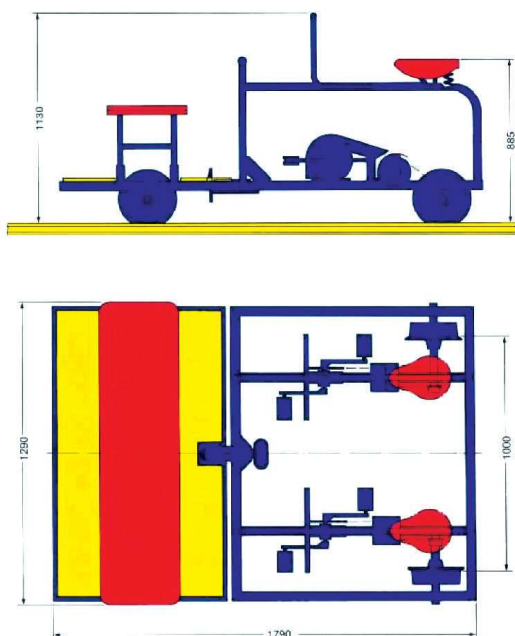
Rys. 7. Model podstawowy roweru górniczego w różnych wariantach [6]

Tabela 1

**Podstawowe dane techniczne modeli
Zg-Nr. 35005-00.00 i Zg-Nr. S-35017 (rys. 7) [6]**

Model	Zg-Nr. 35003-00.00	Zg-Nr. S-35017
Długość całkowita [mm]	1366	2000
Wysokość [mm]	910	1040
Masa własna [kg]	50	100
Ładowność [kg]	200	250

Następny model miał skrzynkę z wyposażeniem z przodu i wózek z trzypunktowymi łożyskami, aby uniknąć wykołowania nawet przy złych warunkach torowiska. W ciasnych przestrzeniach rower można było złożyć w prosty sposób. Ponadto do wytwarzania niektórych części zastosowano odporny na korozję



Rys. 8. Pięcioosobowy rower ratowniczy Zg-Nr. S-135016 [6]

Pojazd został zbudowany z myślą o zastosowaniu na krótkich odległościach. Był wyposażony w dwa umieszczone obok siebie fotele kubelkowe, dwa napędy i skrzynkę narzędziową zamontowaną z przodu. Najwyższym punktem roweru była górna krawędź fotela kubelkowego. Do roweru można było doczepić przyczepę o wysokości 680 mm i masie 42 kg. Podstawowe dane techniczne roweru oraz przyczepy przedstawiono na rysunku 9 oraz w tabelach 3 i 4.

Nie podlega wątpliwości, że w czasach niskiej mechanizacji górnictwa rowery górnicze przyczyniły się do rozwoju przemysłu wydobywczego. Pozwoliły wydatnie skrócić nieefektywny czas pracy wynikający

stop 6060 (EN AW-AlMgSi), co skutkowało zmniejszeniem masy pojazdu.

Model Zg-Nr. S-135016 został zaprojektowany jako pojazd ratowniczy. Był wyposażony w dwa napędy, hamulec nożny oraz ławkę, na której mogły siedzieć trzy osoby. Podstawowe dane roweru zostały przedstawione w tabeli 2 i na rysunku 8 [6, 12].

Tabela 2

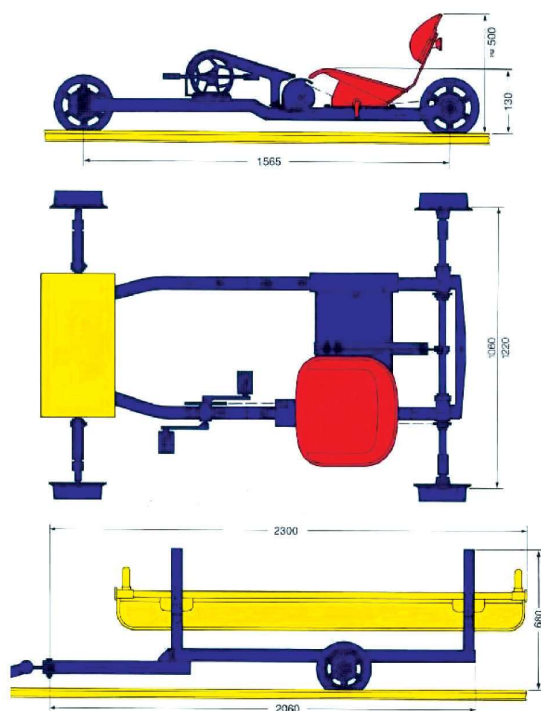
Podstawowe dane techniczne pięcioosobowego roweru ratowniczego Zg-Nr. S-135016 (rys. 8) [6]

Model	Zg-Nr. S-135016
Długość całkowita [mm]	1790
Wysokość [mm]	130
Masa własna [kg]	130
Ładowność [kg]	600



z konieczności przemieszczania się załogi pomiędzy oddalonymi od siebie miejscami wykonywania obowiązków.

Rosnąca liczba maszyn operujących w podziemnych wyrobiskach sprawiła, że poruszanie się rowem stało się niebezpieczne. Do zaniechania stosowania rowerów górniczych przyczyniły się także coraz bardziej restrykcyjne przepisy w zakresie bezpieczeństwa, którym konstrukcje te nie mogły sprostać. Wśród nich należy wymienić zakaz stosowania wyrobów aluminiowych oraz konieczność wyposażenia pojazdów w oświetlenie, które zwiększało masę oraz stopień skomplikowania konstrukcji [6].



Rys. 9. Model specjalny [6]



Tabela 3

Podstawowe dane techniczne roweru
Zg-Nr. S35011 (rys. 9) [6]

Model	Zg-Nr. S35011
Długość całkowita [mm]	1900
Wysokość [mm]	500
Masa własna [kg]	90
Ładowność [kg]	300

Pośród zalet przedstawionych rowerów kopalnianych należy wymienić możliwość szybkiego transportu osób oraz niewielkich ładunków na znaczne odległości w stosunkowo krótkim czasie, co wpływało na zwiększenie efektywności pracy oraz minimalizację zmęczenia pracownika wynikającego z konieczności pieszego przemieszczania się, a także możliwość błyskawicznej ewakuacji pracownika, który uległ wypadkowi. Wadami, które doprowadziły ostatecznie do zaniechania stosowania rowerów, były natomiast: konstrukcja uniemożliwiająca szybki montaż i demontaż urządzenia, co sprawiało, że wymijanie było skomplikowaną operacją, duży wpływ deformacji spągu na stan torów oraz kolizyjność rozwiązań konstrukcyjnych z przepisami prawa górniczego (aluminiowa konstrukcja, brak oświetlenia). Dodatkowym czynnikiem, który przyczynił się do usunięcia rowerów z podziemnych wyrobisk, był wzrost popularności kolejek podwieszanych i zastępowanie przez nie kolejek spągowych.

Tabela 4

Podstawowe dane techniczne przyczepy
S-3501 (rys. 9) [6]

Model	Przyczepa S-3501
Długość całkowita [mm]	2060
Wysokość [mm]	680
Masa własna [kg]	42
Ładowność [kg]	150

2. KONCEPCJA NOWEGO INDYWIDUALNEGO ŚRODKA TRANSPORTU¹ WYKORZYSTUJĄCEGO TOR KOPALNIANEJ KOLEI PODWIESZANEJ (PATENT)

Obserwując historyczne wynalazki oraz wykorzystując aktualną technologię, opracowano koncepcję nowego środka transportu kopalnianego. Nowy „rower kopalniany” jest urządzeniem mającym zalety indywidualnych środków transportu stosowanych w przeszłości, przystosowanym do aktualnych rygorów bezpieczeństwa oraz wykorzystującym powszechnie stosowane wyposażenie poziomych wyrobisk kopalń podziemnych.

Aktualnie do transportu materiałów oraz załogi w górniczych wyrobiskach podziemnych często stosowane są kolejki podwieszane. Do napędu po szynie

¹ Dalej IŚT.

torowiska kolei podwieszanej wykorzystywane są zespoły napędowe cierno-zębate. Takie napędy ciągników kolejek wyposażone są w poziome napędowe koła cierne, współpracujące ze średnikiem szyn torowiska i zawieszane są kołami jezdnyymi na stopce szyny torowiska – docisk poziomych kół napędowych do średnika szyn torowiska umożliwia zróżnicowanie regulowanej siły pociągowej pojazdu podwieszanego w zależności od nachylenia trasy czy też kierunku transportu, a więc pchania lub ciągnięcia zestawów.

W górnictwie polskim daje się zauważyć tendencję do stałego wydłużania się dróg transportowych pomiędzy wyrobiskami eksploatacyjnymi a szybami. Nie stwarza to znacznego problemu w odniesieniu do transportu towarów masowych oraz znacznej liczebnie załogi na zwiększające się odległości, jednakże powstaje problem transportu niewielkich gabarytowo ładunków, czy też pojedynczych osób, na znaczne odległości poza normalnymi przewozami pociągowymi za pomocą kolejek podwieszanych. Rozwiązanie tego problemu ma istotne znaczenie praktyczne i ekonomiczne.

Celem koncepcji było opracowanie konstrukcji takiego środka transportowego z własnym napędem dla kolejki podwieszanej, który będzie mógł być użyty poza zorganizowanym transportem zestawami kolejki podwieszanej, a przy tym będzie mobilny i bezpieczny. Proponowany środek transportowy z własnym napędem do kolejki podwieszanej charakteryzuje się tym, że platforma nośna osadzona jest na dolnym końcu belki nośnej zawieszanej na szynie torowiska, przy czym belka nośna wyposażona jest na górnym końcu w zespół przemieszczających rolek jezdnych o zasadniczo poziomych osiach obrotu, oraz posiada co najmniej jedno dociskane do średnika szyny, z możliwością odchyłania, koło napędowe połączone z napędem umieszczonym na platformie nośnej. Istota rozwiązania polega na tym, że w części górnej pionowa belka nośna ma wzdłużne, sztywne łączniki zakończone pionowymi wspornikami wyposażonymi w otwarte od góry obejmy, w których zamocowane są wahliwie, w płaszczyźnie prostopadłej do szyny torowiska, pary rolek jezdnych posadowionych na dolnych półkach szyny.

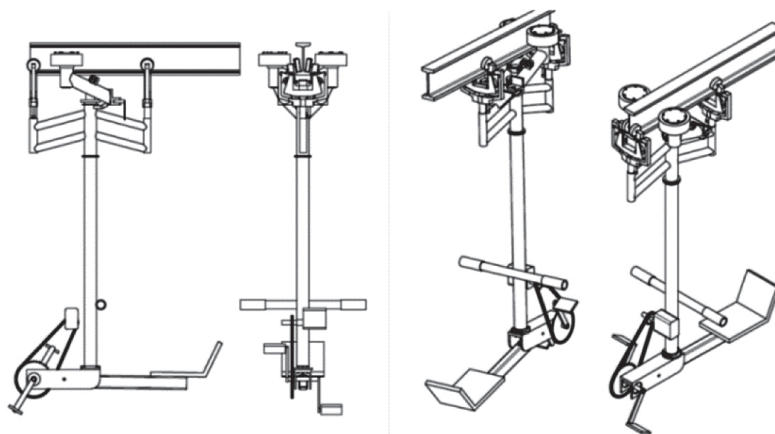
Proponowany środek transportu może być zawieszony na szynie trasy kolejki podwieszanej w każdym miejscu trasy, a także w dowolnym miejscu zdjęty z torowiska. Przedstawiony rower może być użyty jako wózek osobowy, służący do przemieszczania członków załogi górniczej na znaczne odległości, bez wykorzystania zestawu kolejki podwieszanej, czy też jako wózek do przemieszczania narzędzi lub sprzętu, co spowoduje ograniczenie pracy ręcznej, względnie jako wózek do porządkowania dróg transportowych. W swoich założeniach jest zbliżony do historycznych rowerów górniczych, jednak jego konstrukcja i zasto-

sowanie są prostsze. Jako urządzenie lekkie może być przez jedną osobę osadzany na torowisku i zdejmowany z szyn torowiska w dowolnie wybranym miejscu, nie wymaga także zdobywania żadnych uprawnień bądź odbywania dodatkowych szkoleń. Zamiast napędu nożnego może być wykorzystany napęd elektryczny z zastosowaniem akumulatorów [13].

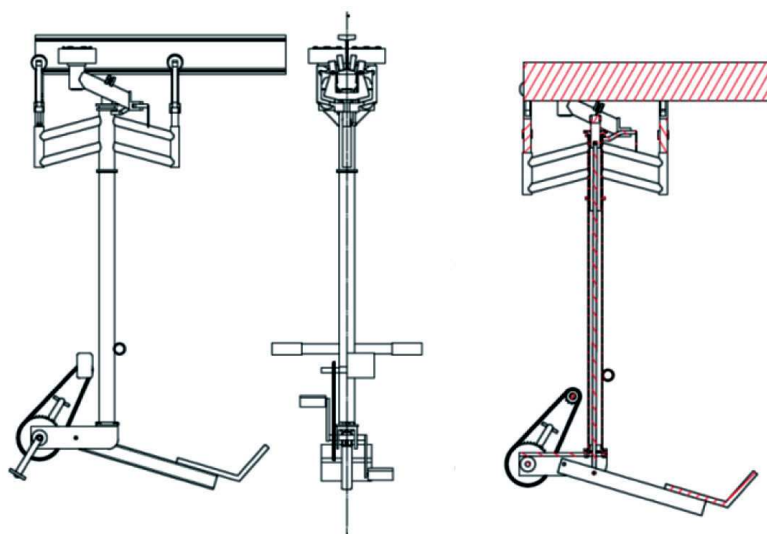
2.1. Budowa

Wewnątrz pionowej belki nośnej osadzone jest przesuwne suwadło połączone jednym dolnym końcem z platformą nośną z siedziskiem, a drugim, wystającym z belki nośnej, górnym końcem połączone przegubowo z przynajmniej jednym, zamocowanym wahliwie w płaszczyźnie poziomej do tejże belki, ramieniem wyposażonym w element napędowy koła napędowego o pionowej osi obrotu. Element napędowy łączy się z przekładnią hydrostatyczną połączoną z układem zasilającym zamocowanym na belce poziomej w przedniej części platformy nośnej. Dobrym rozwiązaniem jest, że każda obejma osadzona na pionowym wsporniku ma prześwit większy od szerokości dolnych półek szyny torowiska, zaś na końcach ramion ma osadzone wahliwie, w płaszczyźnie prostopadłej do szyny, wodziki z zamocowanymi obrotowo na ich górnych końcach rolkami jezdnyymi. Jednocześnie na obejmę zachodzi od dołu osadzona przesuwne na wsporniku klamra ryglująca, zakończona poziomymi występami usytuowanymi poniżej wodzików (rys. 10).

Korzystne jest, gdy każdy z wodzików ma trzonek zamocowany obrotowo na osi umieszczonej w otworze usytuowanym w ramieniu obejmy oraz ma kształtowe odsadzenie. W górnej części każdego trzonka zamocowana jest obrotowo rolka jezdna o osi obrotu prostopadłej do osi umieszczonej w otworze, a dolna część trzonka jest w ślizgowym styku z krawędzią dolnej półki szyny. Wyprofilowaną górną krawędzią opiera się o poziomy występ klamry ryglującej, a zewnętrzne ścianki obejmy są zbieżne ku jej otwarciu, przy czym szerokość obejmy jest większa niż odległość między końcami poziomych występów klamry ryglującej. Obejma zawiera rygiel klamry ryglującej. Koło napędowe osadzone jest w elemencie napędowym zamocowanym do ramienia, które wyposażone jest w uchwyt połączony sztywnym ciągiadłem z górnym końcem suwadła osadzonego wewnątrz pionowej belki nośnej. Dobrym rozwiązaniem jest zastosowanie dwóch kół napędowych usytuowanych symetrycznie względem średnika szyny oraz konstrukcja siedziska platformy nośnej w postaci wahliwej belki (rys. 11). Szczegóły techniczne zostały szczegółowo przedstawione w opisie patentowym [13].



Rys. 10. IŚT z napędem własnym



Rys. 11. Napęd IŚT

3. PROTOTYP ŚRODKA TRANSPORTU WYKORZYSTUJĄCEGO TOR KOPALNIAŃEJ KOLEI PODWIESZANEJ

Analizując cechy, jakie powinien mieć indywidualny środek transportu, pracownicy Przedsiębiorstwa Budowy Szybów S.A. wykonali jego prototyp w celu sprawdzenia poprawności założeń i propozycji rozwiązań przedstawionych w opisie patentowym (punkt trzeci).

Budowa prototypu odbyła się w dwóch etapach: przeprowadzenie symulacji komputerowych i przeprowadzenie prób dołowych.

W pierwszym kroku został wykonany wirtualny model, na podstawie którego przeprowadzono symulacje pracy roweru, wykorzystując program Working Model. Celem przeprowadzenia symulacji było określenie charakterystyki technicznej indywidualnego środka transportu. Przede wszystkim dokonano próby określenia prędkości, z jaką może poruszać się osoba jadąca „rowerem”, obliczenia, ile wynosi mak-

symalny kąt wzniosu, po jakim może się poruszać, oraz średni wymagany nacisk na pedały. Model prototypu został przedstawiony na rysunku 12.

Obserwując jazdę tradycyjnym rowerem, stwierdzono, że nacisk na pedały w początkowej fazie jazdy jest większy niż po rozpoczęciu ruchu. Na podstawie tej obserwacji została wyznaczona zależność, która określa siłę nacisku na pedały w chwili t_0 i jej późniejszy stopniowy spadek do 50% wartości początkowej (rys. 13 i 14).

Symulacje zostały wykonane w kilkunastu wariantach, w których zmieniano parametry, takie jak nachylenie szyny, nacisk na pedały, wpływ dodatkowego obciążenia na parametry poruszania się indywidualnego środka transportu. Do przeprowadzenia symulacji przyjęto masę własną prototypu IŚT wynoszącą 40 kg oraz masę osoby poruszającej się „rowerem” – 80 kg.

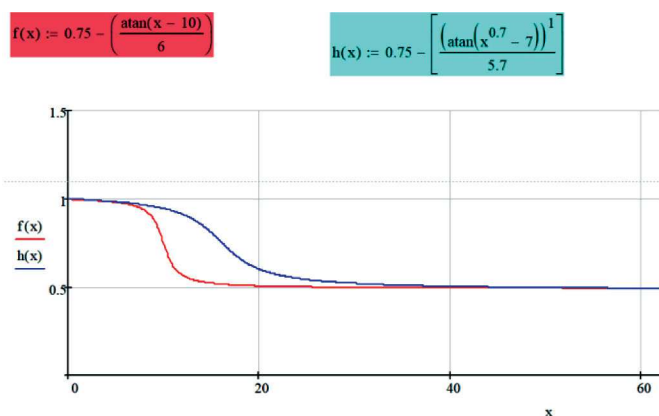
Dodatkowo symulacje były przeprowadzane w dwóch odmianach kół – kolejno dla kół stalowych oraz dla kół stalowych w otulinie gumowej. Przykłady symulacji zostały przedstawione na rysunkach 15 i 16.

Na podstawie przeprowadzonych symulacji stwierdzono m.in., że zdecydowanie lepiej sprawdzają się koła w otulinie gumowej, ponieważ w przypadku kół stalowych rozpoczęcie ruchu wymaga znacznie więk-

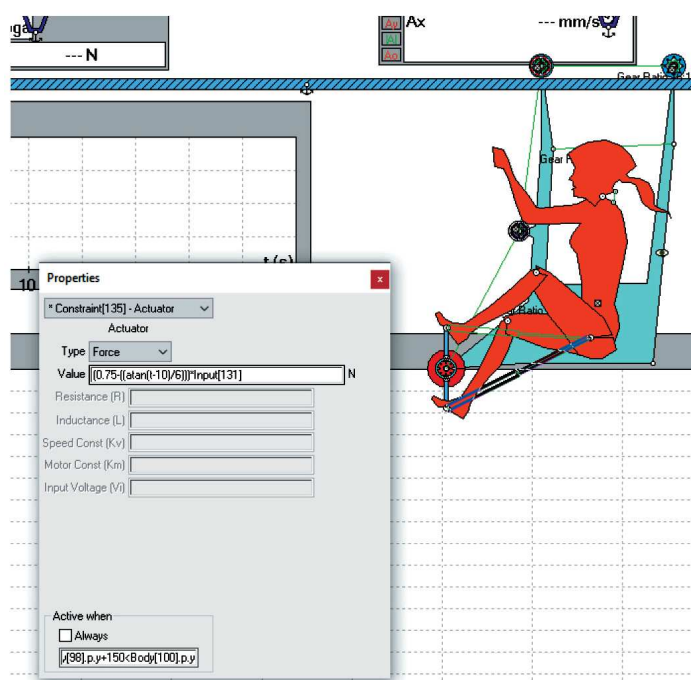
szej siły z powodu tarcia stali po stali. Ustalono także, że w przypadku zastosowania kół stalowych w otulinie gumowej maksymalne wzniesienie, po jakim może się poruszać IŚT, wynosi 10° .



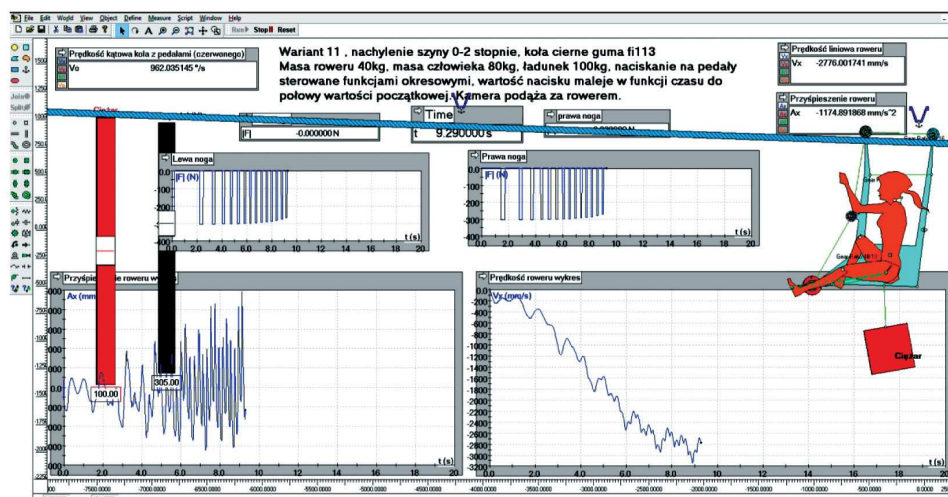
Rys. 12. Komputerowy model prototypu IŚT



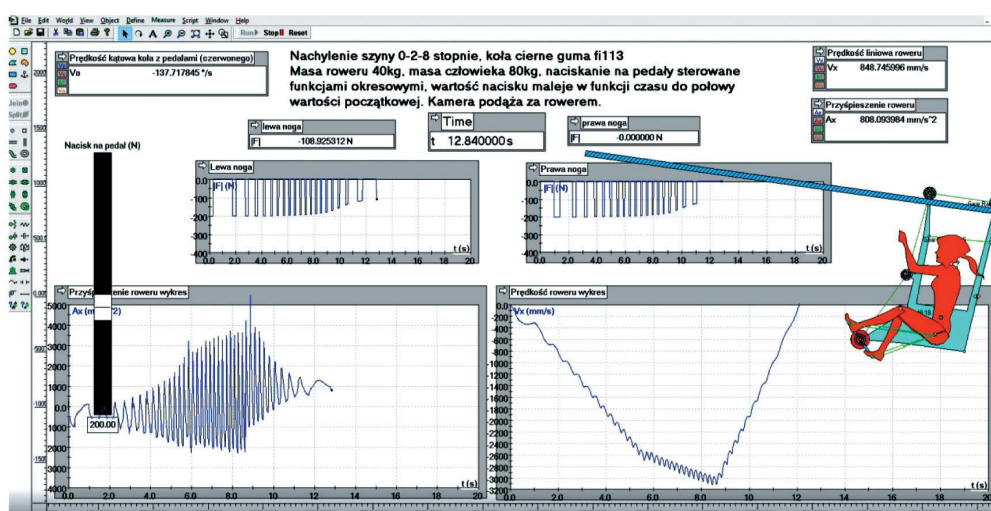
Rys. 13. Funkcja określająca siłę nacisku w czasie



Rys. 14. Zastosowanie funkcji w programie Working Model



Rys. 15. Przykład symulacji z dodatkowym obciążeniem



Rys. 16. Przykład symulacji wykonanej w programie Working Model

Pierwsze próby dołowe wykonano w kopalni Jastrzębie-Bzie². Na podstawie obserwacji wyciągnięto następujące wnioski:

- Masa prototypu roweru (36 kg) jest za duża, aby była możliwość samodzielnego podwieszenia (bez pomocy drugiej osoby).
- Montaż segmentów roweru w całość jest możliwy do wykonania przez jedną osobę, ale dwie osoby wykonają go szybciej. Pod rozważę należy wziąć przyspawanie do łba śruby pręta i wydanie wszędzie nakrętek motylkowych, tak aby nie było potrzeby używania dodatkowych narzędzi (kluczy).
- Po obciążeniu roweru masą osoby kierującej stabilność jest bardzo dobra (nisko umieszczony środek ciężkości minimalizuje ewentualne odchylenia boczne). Pedałowanie również nie wprowadzało dodatkowych bocznych wahań roweru.
- Należy wzmocnić ramiona, zabezpieczając przed wyłamywaniem dodatkowymi płaskownikami bocznymi.
- Przeprowadzone próby pokazały, że do jazdy wystarczy napęd na jedno koło.
- Koła metalowe mają tendencje do poślizgu już na prostym odcinku.
- Próby przeprowadzono z dwoma przełożeniami na osi środkowej: 46/16 i 22/16 zębów w kołach łańcuchowych. Stwierdzono, że pierwsze przełożenie może wymagać nadmiernego wysiłku przy pokonywaniu wzniesień, natomiast drugie daje za małą szybkość przemieszczania się roweru. Optymalne będzie zastosowanie koła o pośredniej liczbie zębów – 34 lub 36.

Dokumentacja fotograficzna z prób dołowych została przedstawiona na rysunkach 17 i 18.

Na podstawie drugich prób dołowych, które zostały wykonane w kopalni LW Bogdanka, wyciągnięto wnioski bardzo zbliżone do obserwacji przeprowadzonych w kopalni Jastrzębie-Bzie. Dodatkowo stwierdzono, że do dalszych prób należy rozważyć możliwość wyeliminowania kół bocznych prowadzących.

² <https://www.youtube.com/watch?v=2IniLx2nJU8>.



Rys. 17. Prototyp IŚT



Rys. 18. IŚT podczas prób dołowych

4. PODSUMOWANIE

Urządzenie przeznaczone jest dla pracowników, którzy ze względu na specyfikę wykonywanej pracy często samodzielnie muszą pokonywać znaczne odległości podziemnymi wyrobiskami kopalń. Zastosowanie IŚT zdecydowanie ograniczy poziom zmęczenia pracowników oraz może mieć pozytywny wpływ na wzrost efektywnego czasu pracy.

Wykonany prototyp powinien być rozwijany w zgodzie z obowiązującymi przepisami oraz w porozumieniu z zainteresowanymi przedsiębiorstwami, tak aby

jego użycie nie budziło wątpliwości co do użyteczności i bezpieczeństwa. Dalsza praca nad projektem IŚT skupia się nad możliwością zastosowania napędu elektrycznego lub hydraulicznego.

Literatura

- [1] <https://www.karldrais.de/?lang=en> [20.04.2020].
- [2] König, J.-G.: *Fahrradfahren. Von der Draisinebis zum E-Bike*, Reclam Verlag 2017.
- [3] <http://www.schwebebahn-wtal.de/tramenglish/indexgb.html> [20.04.2020].
- [4] Bianculli A.J.: *Iron Rails in Garden State Tales of New Jersey Railroad*, Indiana University Press 2008.

- [5] US Patent Office Specification forming part of Letters Patent No. 488,201, December 20, 1892.
- [6] SCHARF. Materiały reklamowe – Grubendahrrader, Grubendahrrader 1955.
- [7] <http://www.geocities.ws/draisinen1/scharffolder.html> [20.04.2020].
- [8] Krischer R.: *Alweg-Bahn: Technik, Geschichte und Zukunft der legendären Einschienenbahn*, Transpress 2013.
- [9] Richards B.: *New Movement in Cities*, Sterling Publishing Company 1966.
- [10] Lis A.J.: *Rewolucja przemysłowa w Europie, na ziemiach polskich i Górnym Śląsku*, „Górnictwo – Perspektywy i Zagrożenia” 2016, 1(13): 314–322.
- [11] Główny Instytut Górnictwa: *Rowery kopalniane*, „Nowości w Górnictwie” 1956, 13: 32.
- [12] Volz V.: *Mit Muskelkraft auf schaler Spur: Grubenfahrradaus Hamm*, „Bahn-Express” 1994: 192–203.
- [12] *Heise-Herbst-Fritzche. Bergbaukunde; zweite band*, Springer Verlag, Berlin – Heidelberg 1950.
- [13] Patent PL P.418208 „Środek transportowy z własnym napędem do kolejki podwieszanej”.

mgr inż. KAZIMIERZ KUŹMA
KRZYSZTOF PYREK

mgr inż. WOJCIECH KOCIK
mgr inż. PIOTR KALINOWSKI

Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.
ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry
{kkuzma, kpyrek, wkocik, pkalinowski}@jswpbsz.pl

dr inż. PAWEŁ KAMIŃSKI
Przedsiębiorstwo Budowy Szybów S.A.
ul. Hutnicza 5-9, 42-600 Tarnowskie Góry
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
im. Stanisława Staszica
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
pkaminski@jswpbsz.pl, pkamin@agh.edu.pl

MICHAŁ STAWOWIAK
ZENON ROŻENEK

An assessment of the susceptibility of Becorit K-25SB and Modar R3/Mz friction linings

The article presents an assessment of the susceptibility of friction linings from two selected manufacturers. These tests are extremely important when assessing the safety of existing and newly designed shaft lifts and ski cableways. The research was carried out on measuring equipment at the Department of Mining Mechanization and Robotization of the Silesian University of Technology, where this type of research has been conducted for years. A measuring amplifier, road transducers, force transducers and a hydraulic testing machine were used for the tests, thanks to which the pressure was applied to the rope on which the friction lining was applied. The measurements were recorded on a computer, which was a recording and measuring station, after which they were processed, saved in tables and presented to the reader in the form of graphs. The main purpose of these tests was to obtain results giving information about the rope displacement at a specific pressure to the groove of the friction lining. It is also worth mentioning that the factor that has a significant impact on the achieved values of displacements is the time of the test. It is related to the properties of the material of which the friction linings are made that are used as a running track for the ropes.

Key words: rope, pressure, displacement, friction lining

1. INTRODUCTION

In mining, the rope-friction drive is the most widely used drive for hoisting vessels suspended on ropes and driven by a hoisting machine. The hoisting machine itself is usually electrically driven and thus the friction rope drive is not the drive of the hoisting machine.

Very high standards were imposed on the elements of the mining shaft hoist, including hoisting machines, in terms of operational reliability and safety. These requirements also apply to the friction linings used in winding machines.

A loss of frictional coupling between the drive pulley and the carrier rope can result in extremely serious damage, economic losses and a risk to human life. The friction linings are meant to ensure the required minimum friction coefficient between the

rope and the driving drum. They should be characterized by high abrasion resistance, low wear and an appropriate frictional coupling coefficient [1–3].

The mechanism of the fatigue process of the contact surface of linings is very complex. In this zone, phenomena occur that are unusual and do not define the basic strength of contact fatigue. These processes include friction, micro-slip, plastic and elastic deformation of the surface layers, heat release, the influence of shaft water and lubricants [3–6, 11, 15, 16].

Compliance testing is one of the many studies performed on drive and impression wheel liners. It is defined as the deformation obtained under the effect of a unit force, i.e. the inverse of the stiffness. It is expressed by the formula [10, 17, 19]:

$$C = \frac{u}{F} \quad (1)$$

$$P = \frac{1}{C} = \frac{F}{u} \quad (2)$$

where:

C – stiffness [mm/N],
 P – compliance [N/mm],
 u – displacement [mm],
 F – force [N].

The Modar R3/Mz lining is a fully Polish production. It is designed for driving wheels and drums as well as for the contact wheels of mining shaft hoists. They are often used in the drive wheels of other cable transport devices, such as cableways or ski lifts.

The lining is made of a material with a composition of acrylonitrile, chloroprene, isoprene polymers and active silica fillers. Modar R3/Mz is characterized by [13]:

- large and stable value of the friction coefficient $\mu \geq 0,25$,
- minimum tensile strength 170 MPa,
- high fatigue life,
- wear resistance,
- resistance to surface pressures.

The Becorit K-25SB liner is a German-made lining (also produced under license in Poland). Made of resin-bonded duroplastic material. Thermosets are hardenable plastics. It is a group of thermo or chemically set polymeric materials, characterized by high abrasion resistance, a stable coefficient of friction, and they do not have a softening range (they pass directly from the temperature of use to the range of decomposition). These materials do not swell and show high resistance to all kinds of greases and oils [8].

Figure 1 shows an exemplary diagram of a device using a rope-friction drive [7].

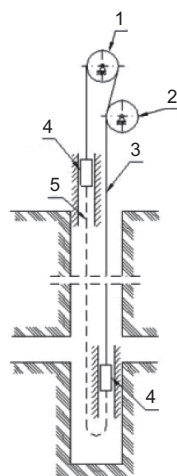


Fig. 1. An exemplary diagram of a hoisting device with a friction drive [2, 9]: 1 – driving drum, 2 – contact wheel, 3 – carrying rope, 4 – vessel, 5 – balance rope

The linings on the wheels and driving drums cooperate with various lines of the cross-sections shown in Figure 2.

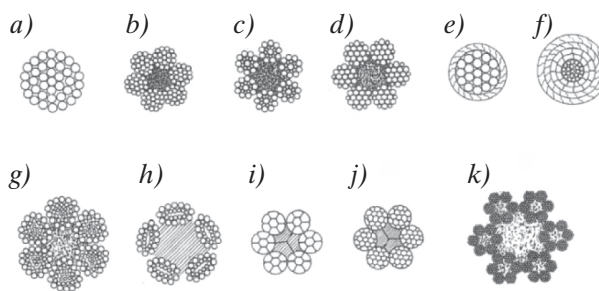


Fig. 2. Selected sections of the lifting ropes [12]:
a) single thread; b) double thread; c) double thread;
d) Warrington double thread; e) closed structure with one armour of wires; f) closed structure with two armours of z-wire and trapezoidal wires; g) double strand with triangular strands; h) double strand with strands; i, j) double strand with seamless strands; k) triple strands with round strands

The aim of this article is to present the methodology of conducting tests on the susceptibility of Becorit K25SB and Modar R3/Mz friction linings and which were carried out at the Department of Mining Mechanization and Robotization of the Silesian University of Technology. The scope of the work carried out included:

- preparation of the test stand with the tested items,
- conducting research,
- processing the obtained results,
- conclusions from the conducted research.

The research was conducted in two stages:

1. The first test – the initial load was 5 kN, then every 3 minutes it increased by 5 kN until it reached 50 kN – after which the sample was unloaded. The measurements were repeated five times.
2. Second test – the sample was tested for the following loads: 5 kN, 10 kN, 15 kN, 20 kN, 25 kN, 30 kN, 35 kN, 40 kN, 45 kN, 50 kN. After reaching the desired load, it was held for 3 minutes, then the sample was unloaded. The measurements were repeated three times.

2. DESCRIPTION OF THE MEASUREMENT STATION, MATERIALS FOR TESTING

The research and measurement stand is located in the technological hall of the Department of Mining Mechanization and Robotization of the Silesian

University of Technology. It is equipped with the following elements:

- HBM SPIDER8 strain gauge measuring amplifier (Fig. 3),
- HBM 1-WA/200MM inductive transducer (Fig. 4),
- HBM C2/200kN strain gauge stem force transducer (Fig. 5),
- Measurement signal recorder with CATMAN software; HECKERT ZD 10/90 testing machine (Fig. 6).



Fig. 3. HBM SPIDER8 measuring amplifier prepared for research



Fig. 4. 1-WA/200MM distance converter, before mounting on the test stand



Fig. 5. HBM C2-200kN force transducer



Fig. 6. The HECKERT ZD 10/90 testing machine

A force transducer was placed on the surface of the mounting head of the testing machine, which was to measure the force with which the sample is loaded. In addition, the distance converter was mounted using electromagnetic holders – in line with the axis of force. The sampling frequency of the measurements was 2 Hz. The signal was sent to the recorder through the SPIDER8 measuring amplifier.

The subjects of the research were:

- Modar R3/Mz friction lining (Fig. 7a),
- Becorit K-25SB friction lining (Fig. 7b),
- closed rope (Figs. 8 and 9).

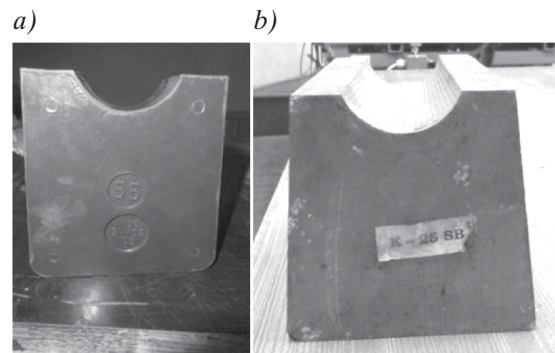


Fig. 7. Friction lining: a) Modar R3/Mz; b) Becorit K-25SB

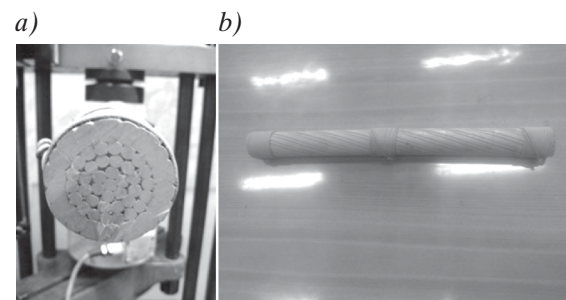


Fig. 8. Rope used for tests: a) cross-section of the rope used for tests; b) general view of the rope used for tests

3. MEASUREMENT RESULTS

In the first attempt. Figure 9 shows exemplary results of the tests of the friction pair compliance: closed rope – friction lining, carried out for Modar R3/Mz and Becorit K-25SB linings. In the first test, the following measurements were made for both

the Becorit K-25SB and Modar R3/Mz friction linings. Only a part of the extensive database of results is presented.

- Graph prepared on the basis of the results of the closed rope – Becorit K-25SB lining (Fig. 9a).
- A diagram prepared on the basis of the results of the closed rope – Modar R3/Mz lining (Fig. 9b).

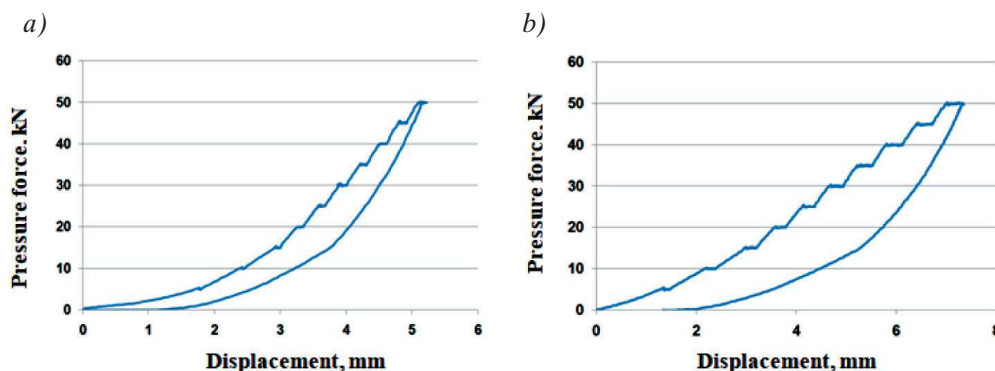


Fig. 9. Testing of the friction pair susceptibility: a) closed rope – Becorit K-25SB lining; b) closed rope – Modar R3/Mz lining

Second attempt. Figures 10a–11c show the results of the friction pair loading tests: closed rope – friction lining, carried out for the Becorit K-25SB and Modar R3/Mz friction linings. In the second test, both for the Becorit K-25SB and Modar R3/Mz friction linings, the following measurements were made. In turn, Figures 12a and 12b are graphs averaging the results of the first trial, while Figures 13 and 14 are graphs compiling the results of the second trial.

- Graphs prepared on the basis of the test results for a pair of closed rope – friction lining Becorit K-25SB. The samples were loaded with a pressing force of 5 kN, 10 kN, 15 kN, 20 kN, 25 kN, 30 kN, 35 kN, 40 kN, 45 kN and 50 kN. Only the graphs of the pressure with the force of 5 kN, 25 kN and 50 kN and from the first measurement series are presented.

- Graphs prepared on the basis of the test results for a pair: closed rope – friction lining ModarR3/Mz. The samples were loaded with a pressing force of 5 kN, 10 kN, 15 kN, 20 kN, 25 kN, 30 kN, 35 kN, 40 kN, 45 kN and 50 kN. Only the graphs of the pressure with the force of 5 kN, 25 kN and 50 kN and from the first measurement series are presented.

Tables 1 and 2 show the results of the first test for the friction pair: closed rope – Becorit K-25SB friction lining and closed rope – Modar R3/Mz friction lining.

Tables 3 and 4 present the results of the second test for the friction pair: closed rope – Becorit K-25SB friction lining and closed rope – Modar R3/Mz friction lining.

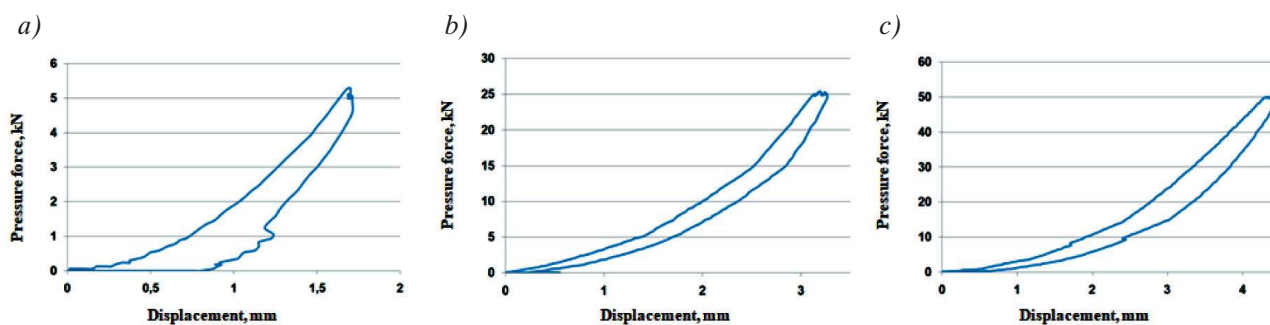


Fig. 10. Loads of friction pairs: a) 5 kN load of friction pair closed rope – Becorit K-25SB lining; b) 25 kN load of friction pair closed rope – Becorit K-25SB lining; c) 50 kN load of friction pair closed rope – Becorit K-25SB car pet

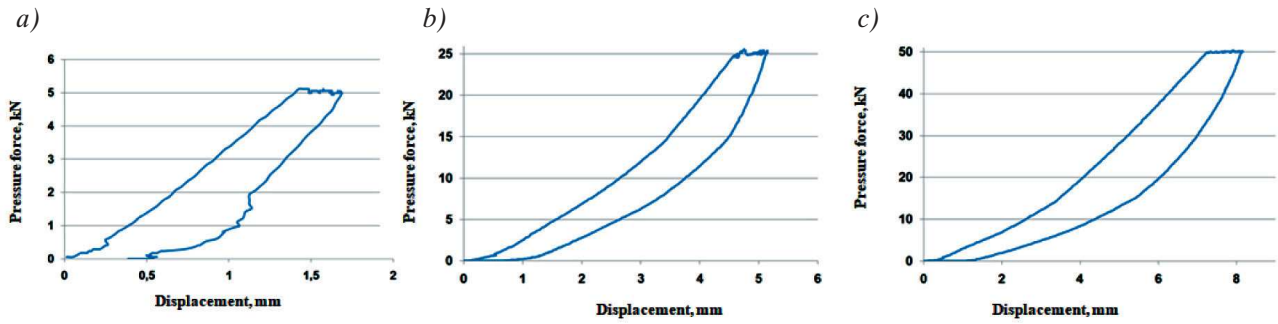


Fig. 11. Loads of friction pairs: a) 5 kN load of friction pair closed rope – Modar R3/Mz lining; b) 25 kN load of friction pair closed rope – Modar R3/Mz lining; c) 50 kN load of friction pair closed rope – Modar R3/Mz

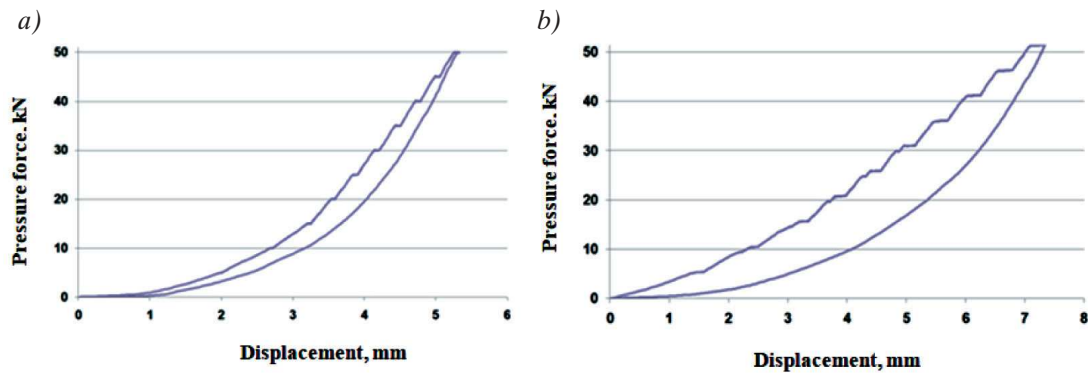


Fig. 12. Graph averaging the results of the first friction pair test: a) closed rope – Becorit K-25SB lining; b) closed rope – Modar R3/Mz lining

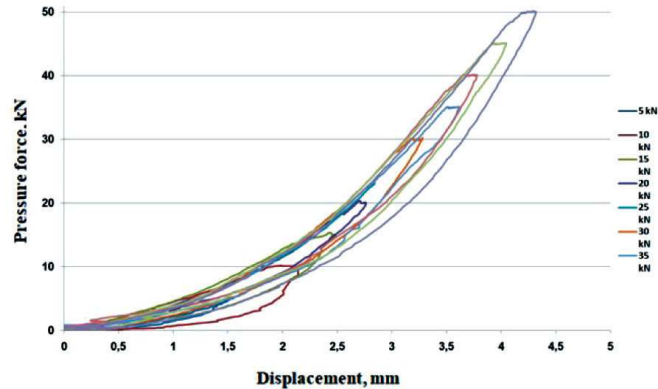


Fig. 13. Graph presenting the results of the second friction pair test: closed rope – Becorit K-25SB lining

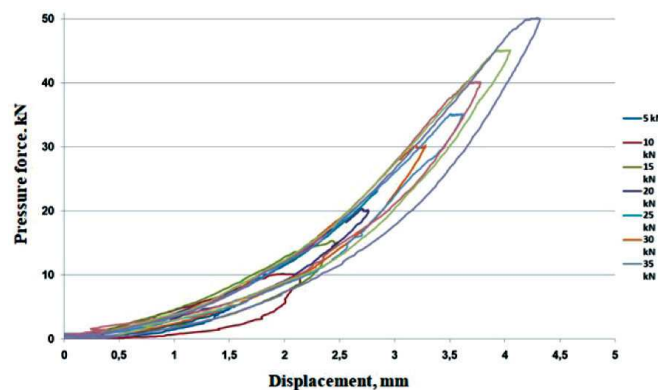


Fig. 14. Graph presenting the results of the second friction pair test: closed rope – Modar R3/Mz lining

Table 1

Results of the measurements of the first test for the friction pair: closed rope – Becorit K-25SB lining

No.	F [kN]	u_{01} [mm]	u_{02} [mm]	u_{03} [mm]	u_{04} [mm]	u_{05} [mm]	Average u_{sr} [mm]	P (susceptibility) [kN/mm]
1	5	1.8	2.1	2.0	1.8	1.8	1.9	2.6
2	10	2.4	2.8	2.8	2.5	2.5	2.6	3.8
3	15	3.0	3.4	3.1	3.0	3.0	3.1	4.8
4	20	3.3	3.6	3.6	3.3	3.7	3.5	5.8
5	25	3.7	3.9	3.9	3.7	3.8	3.8	6.6
6	30	4.0	4.1	4.3	4.0	4.1	4.1	7.3
7	35	4.3	4.4	4.5	4.3	4.5	4.4	8.0
8	40	4.6	4.7	4.8	4.5	4.9	4.7	8.6
9	45	4.9	5.1	5.1	4.8	5.1	5.0	9.0
10	50	5.2	5.4	5.4	5.1	5.4	5.3	9.5

Table 2

Results of the measurements of the first test for the friction pair: closed rope – Modar R3/Mz lining

No.	F [kN]	u_{01} [mm]	u_{02} [mm]	u_{03} [mm]	u_{04} [mm]	u_{05} [mm]	Average u_{sr} [mm]	P (susceptibility) [kN/mm]
1	5	1.4	1.7	1.4	1.5	1.5	1.5	3.3
2	10	2.4	2.7	2.4	2.5	2.5	2.5	4.0
3	15	3.1	3.5	3.2	3.3	3.4	3.3	4.6
4	20	3.8	4.1	3.8	3.9	3.9	3.9	5.1
5	25	4.4	4.7	4.5	4.5	4.4	4.5	5.5
6	30	4.9	5.3	5.1	5.1	5.1	5.1	5.9
7	35	5.5	5.8	5.6	5.6	5.5	5.6	6.2
8	40	6.1	6.3	6.2	6.2	6.2	6.2	6.5
9	45	6.7	6.9	6.8	6.7	6.9	6.8	6.6
10	50	7.3	7.4	7.4	7.2	7.2	7.3	6.8

Table 3

Results of measurements of the second test for the friction pair: closed rope – friction lining Becorit K-25SB

No.	F [kN]	u_{01} [mm]	u_{02} [mm]	u_{03} [mm]	Average u_{sr} [mm]	P (susceptibility) [kN/mm]
1	5	1.7	1.4	1.7	1.6	3.2
2	10	1.9	2.1	2.0	2.0	5.0
3	15	2.5	2.8	2.8	2.7	5.7
4	20	3.1	3.2	3.3	3.2	6.3
5	25	3.4	3.4	3.4	3.4	7.4
6	30	3.8	3.7	3.9	3.8	7.9
7	35	4.1	4.1	4.1	4.1	8.5
8	40	4.3	4.4	4.5	4.4	9.2
9	45	4.4	4.7	4.7	4.6	9.9
10	50	4.9	5.0	5.1	5.0	10.1

Table 4

Results of the measurements of the second test for the friction pair: closed rope – Modar R3/Mz friction lining

No.	F [kN]	u_{01} [mm]	u_{02} [mm]	u_{03} [mm]	Average u_{sr} [mm]	P (susceptibility) [kN/mm]
1	5	1.7	1.9	1.8	1.8	2.8
2	10	2.8	2.8	2.8	2.8	3.6
3	15	3.7	3.7	3.7	3.7	4.1
4	20	4.4	4.4	4.4	4.4	4.5
5	25	5.1	5.0	5.2	5.1	5.0
6	30	5.8	5.5	5.8	5.7	5.3
7	35	6.0	6.2	6.1	6.1	5.7
8	40	6.5	6.9	6.7	6.7	6.0
9	45	7.4	7.6	7.5	7.5	6.0
10	50	8.1	8.2	8.3	8.2	6.1

4. SUMMARY

The tests carried out on a laboratory stand at the Department of Mining Mechanization and Robotization of the Silesian University of Technology allowed the determination of the measured force values and the displacement of selected types of friction pairs rope – lining under the action of a specific pressure force in combination with the rope of a closed structure. The performed tests allowed for the following conclusions:

1. The maximum displacement of Becorit K-25SB in the first test was 5.3 mm.
2. The greatest displacement of the Modar R3/Mz lining during the first test was equal to 7.3 mm with a load of 50 kN.
3. In the second test, the maximum displacements were achieved: 5.0 mm for the Becorit K-25SB lining and 8.2 mm for the Modar R3/Mz lining.
4. The Modar R3/Mz lining is characterized by much greater flexibility than the Becorit K-25SB lining.
5. As regards the Becorit K-25SB lining, in the first test, the values of the susceptibility P were from 2.6 kN/mm when loaded with a force F of 5 kN, up to 9.5 kN/mm when loaded with a force of 50 kN.
6. In the case of the Modar R3/Mz lining, in the first test, the values of P compliance were from 3.3 kN/mm when loaded with a force F of 5 kN, up to 6.8 kN/mm when loaded with a force of 50 kN.
7. As for the Becorit K-25SB lining, in the second trial, the values of the P compliance were from 3.2 kN/mm when loaded with a force F of 5 kN, up to 10.1 kN/mm when loaded with a force of 50 kN.
8. In the case of the Modar R3/Mz lining, in the second trial, the values of P compliance were from 2.8 kN/mm when loaded with a force F of 5 kN, up to 6.1 kN/mm when loaded with a force of 50 kN.
9. The factor that has a significant impact on the achieved values of displacements is the test duration. It is related to the properties of the material of which the friction linings are made, which are used as a running track for the ropes.

Becorit linings are used for the driving wheels of mining hoisting machines. They are characterized by high coefficients of friction ($\mu \geq 0.25$), also in cases of extreme weather conditions on the surface. The chemical properties of Becorit linings make them resistant to swelling in the presence of various oils and greases as well as mine waters. The material from which the linings are made ensures very good machinability when turning rope grooves with turning or milling knives. Becorit cladding is particularly suitable for use in hoisting machines, where the rope base creates a large in-run angle on the grooves of the drive pulley, which causes its lateral wear. Becorit material provides in this case a longer service life compared to other materials.

Modar R3/Mz linings are characterized by high values of friction coefficients (frictional coupling),

they are intended for wheels and propellers of mining shaft hoists, cableways, and ski lifts, impression wheels of multi-rope mining shaft hoists with machines placed on a tower etc.

References

- [1] Brodny J., Żołnierz M.: *Układ pomiarowy do wyznaczania współczynnika sprężenia ciernego*, Patent nr P.407885, Politechnika Śląska, Gliwice 2014.
- [2] Carbogno A.: *Testy współczynnika tarcia między różnymi okładzinami ciernymi a liną stalową smarowaną smarem Elaskon*, in: *An international seminar on the state of the art in the field of corrosion protection and rope lubrication steel. Conference materials*, Elakson Sachsen, Zabrze 2001, pp. 143–150.
- [3] Carbogno A.: *Ocena sprężenia ciernego podczas eksploatacji w warunkach górniczych*, in: *Liny wyciągowe w górniczych wyciągach szybowych*, [conference materials], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2001.
- [4] Carbogno A., Mateja S., Pyplacz J.: *Dosmarowywanie lin w górniczych w trakcie pracy wyciągu szybowego*, [conference materials], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2004.
- [5] Carbogno A.: *Wybrane problemy dotyczące sprężenia ciernego między linami stalowymi, a kołem pędnym*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2006.
- [6] Carbogno A., Słanina F.: *Wpływ smarowania lin nośnych na bezpieczeństwo pracy górniczych wyciągów ciernych*, II Międzynarodowa Konferencja “Teoretyczne i praktyczne stosowanie środków smarnych”, [conference materials], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2006.
- [7] Carbogno A., Żołnierz M., Adamecki D.: *Badanie współczynnika tarcia pary cierniej lina stalowa – wykładzina koła pędnego*, [conference materials], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2007.
- [8] Carbogno A., Żołnierz M.: *Badania laboratoryjne podatności wykładzin ciernych typu Becorit K22 oraz K25SB*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2008.
- [9] Carbogno A., Żołnierz M., Mateja S.: *Badania współczynnika tarcia lin o powierzchniowym styku drutów*, [conference materials], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2011.
- [10] German J.: *Podstawy mechaniki pękania*, Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2011.
- [11] Goris H.: *Nyrosten N113 – środek konserwujący dla lin wyciągów systemu Koepe*, Nyrosten materials, 2007.
- [12] Hansel J., Kawecki Z.: *Transport pionowy*, Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 1989.
- [13] Hansel J.: *Wykładziny kół i bębnow linowych*, Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2012.
- [14] Kustra T.: *Badania laboratoryjne podatności wykładzin ciernych typu Becorit K-25SB i Modar R3/Mz*, Politechnika Śląska, Engineering project, Gliwice 2016.
- [15] Norma DIN 21258: *Schmier und Tränkungsstoffefür Treibscheiben – Förderseileim Bergbau – Sicherheitstechnische Anforderungen Und Prüfung*, April 2007.
- [16] Pusch J.: *Wtórne smarowanie stalowej liny – założenia i możliwości techniczne*, [conference materials], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2006.
- [17] *Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczenia produktów do stosowania w zakładach górniczych w Polsce*, Dz.U. z 2004 r. nr 99, poz. 1003.
- [18] Różok A.: *Badanie współczynnika tarcia okładziny kół pędnych górniczych maszyn wyciągowych*, Politechnika Śląska, Engineering project, Gliwice 2013.
- [19] *Technologie zur Nachschmierung von Koepe-Förderseilen mit Elaskon III Star LM*, Elaskon materials, 2000.
- [20] Zmysłowski T.: *Górnice maszyny wyciągowe. Część mechaniczna*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 2004.

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

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

MICHAŁ STAWOWIAK
ZENON ROŻENEK

Ocena podatności wykładzin ciernych typu Becorit K-25SB i Modar R3/Mz

W artykule przedstawiono ocenę podatności wykładzin ciernych dwóch wybranych producentów. Badania te są niezwykle istotne przy ocenie bezpieczeństwa już istniejących i nowo projektowanych wyciągów szybowych oraz narciarskich kolei linowych. Badania przeprowadzono na aparaturze pomiarowej w Katedrze Mechanizacji i Robotyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej. Wykorzystano do nich wzmacniacz pomiarowy, przetworniki drogi, przetworniki siły oraz hydrauliczną maszynę wytrzymałościową, dzięki której zadawano nacisk na linę, na którą nałożona była okładzina cierna. Pomiaru rejestrowane były na komputerze, stanowiącym stację rejestrująco-pomiarową, po czym zostały one przetworzone, zapisane w tabelach i przedstawione czytelnikowi w formie wykresów. Głównym celem tychże badań było otrzymanie wyników dających informację o przemieszczeniu liny przy określonym jej nacisku do rowka wykładziny cierniej. Warto także wspomnieć, że czynnikiem mającym istotny wpływ na osiągnięte wartości przemieszczeń jest czas wykonywania próby. Jest to związane z właściwościami materiału, z którego wykonane są wykładziny cierne stosowane jako bieżnia dla lin nośnych.

Słowa kluczowe: lina, nacisk, przemieszczenie, wykładzina cierna

1. WPROWADZENIE

W górnictwie napęd linowo-cierny jest najszerzej stosowanym napędem naczyń wyciągowych zawieszonych na linach i napędzanych maszyną wyciągową. Sama maszyna wyciągowa ma najczęściej napęd elektryczny. Tak więc napęd linowo-cierny nie jest napędem maszyny wyciągowej.

Elementom górniczego wyciągu szybowego i elementom maszyn wyciągowych narzucono bardzo wysokie standardy w zakresie niezawodności ich działania oraz bezpieczeństwa. Wymagania te odnoszą się również do stosowanych w maszynach wyciągowych okładzinach ciernych.

Utrata sprzężenia ciernego pomiędzy kołem pędnym a liną nośną może skutkować niezwykle poważnymi uszkodzeniami, stratami ekonomicznymi oraz zagrożeniem życia ludzkiego. Wykładziny cierne mają zapewnić wymagany minimalny współczynnik tarcia pomiędzy liną a bębniem pędnym. Powinny charakteryzować się wysoką odpornością na ścieranie, niskim zużyciem oraz odpowiednim współczynnikiem sprzężenia ciernego [1–3].

Mechanizm procesu zmęczenia powierzchni styku wykładzin jest bardzo złożony. W tej strefie pojawiają się zjawiska, które są nietypowe oraz nie określają podstawowej wytrzymałości zmęczenia stykowego. Są to takie procesy, jak tarcie, mikropoślizgi, plastyczne i sprężyste odkształcenia warstw powierzchni, wydzielanie się ciepła, wpływ wód szybowych oraz smarów [3–6, 11, 15, 16].

Jednym z wielu badań przeprowadzanych na wykładzinach kół pędnych i odciskowych jest badanie podatności. Jest ona definiowana jako deformacja uzyskana pod wpływem działania jednostkowej siły, czyli odwrotności sztywności. Wyraża się ją wzorem [10, 17, 19]:

$$C = \frac{u}{F} \quad (1)$$

$$P = \frac{1}{C} = \frac{F}{u} \quad (2)$$

gdzie:

C – sztywność [mm/N],
 P – podatność [N/mm],
 u – przemieszczenie [mm],
 F – siła [N].

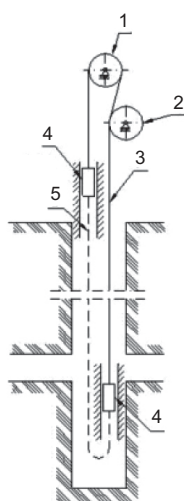
Wykładzina polskiej produkcji Modar R3/Mz jest przeznaczona na koła i bębny pędne oraz koła odciskowe górniczych wyciągów szybowych. Często stosowane są w kołach pędnych innych urządzeń transportu linowego, takich jak koleje linowe czy wyciągi narciarskie.

Wykładzina ta jest wykonana z materiału, w którym zastosowano kompozycję polimerów akrylonitrylowych, chloroprenowych, izoprenowych oraz aktywnych napełniaczy krzemionkowych. Modar R3/Mz charakteryzuje się [13]:

- dużą i stabilną wartością współczynnika tarcia $\mu \geq 0,25$,
- wytrzymałością na rozciąganie minimum 170 MPa,
- dużą trwałością zmęczeniową,
- trudnościąieralnością,
- odpornością na naciski powierzchniowe.

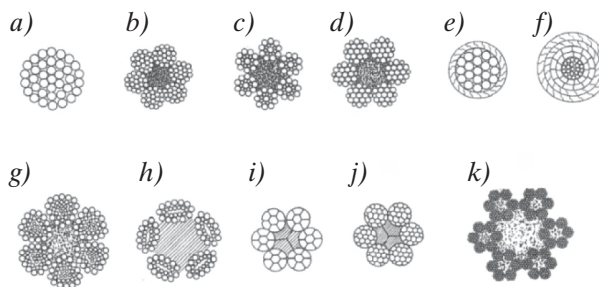
Wykładzina Becorit K-25SB jest produkcji niemieckiej (produkowana na licencji także w Polsce). Wykonana z materiału duroplastycznego związanego żywicą. Duroplasty są tworzywami utwardzalnymi. Jest to grupa tworzyw polimerowych termo- lub chemoutwardzalnych, odznaczających się wysoką odpornością na ścieranie, stabilnym współczynnikiem tarcia, nie mają zakresu zmęczenia (przechodzą bezpośrednio od temperatury użytkowania w zakres rozkładu). Materiały te nie ulegają pęcznieniu i wykazują dużą odporność na obecność wszelkiego rodzaju smarów oraz olejów [8].

Na rysunku 1 przedstawiono przykładowy schemat urządzenia wykorzystującego napęd linowo-cierny [7].



Rys. 1. Przykładowy schemat urządzenia wyciągowego z napędem ciernym [2, 9]: 1 – bęben pędny, 2 – koło odciskowe, 3 – linę nośną, 4 – naczynie, 5 – linę wyrównawczą

Wykładziny na kołach i bębnach pędnych współpracują z różnymi linami nośnymi o przykładowych przekrojach przedstawionych na rysunku 2.



Rys. 2. Wybrane przekroje lin nośnych [12]:

- a) jednoczynna; b) dwuczynna; c) dwuczynna Seale;
d) dwuczynna Warringtona; e) konstrukcji zamkniętej z jednym pancierzem drutów; f) konstrukcji zamkniętej z dwoma pancierzami drutów zetowych i drutów trapezowych; g) dwuczynna ze splotami o przekroju trójkątnym; h) dwuczynna owałnosplotowa; i, j) dwuczynna o splotach bezszczelinowych; k) trójczynna o splotach okrągłych

Celem niniejszego artykułu jest przedstawienie metodologii wykonania badań podatności wykładzin ciernych typu Becorit K25SB oraz Modar R3/Mz, które zostały przeprowadzone w Katedrze Mechanizacji i Robotyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej. Zakres przeprowadzonych prac obejmował:

- przygotowanie stanowiska badawczego wraz z badanymi przedmiotami,
- przeprowadzenie badań,
- opracowanie otrzymanych wyników,
- wnioski z przeprowadzonych badań.

Badania przeprowadzono w dwóch etapach:

1. Próba pierwsza – początkowe obciążenie wynosiło 5 kN, następnie co 3 minuty zwiększano je o 5 kN, aż do osiągnięcia 50 kN – po których próbka była odciązana. Pomiary były powtarzane pięciokrotnie.
2. Próba druga – próbka była badana dla obciążeń: 5 kN, 10 kN, 15 kN, 20 kN, 25 kN, 30 kN, 35 kN, 40 kN, 45 kN, 50 kN. Po osiągnięciużądanego obciążenia było ono utrzymywane przez 3 minuty, następnie próbka była odciązana. Pomiary były powtarzane trzykrotnie.

2. OPIS STANOWISKA POMIAROWEGO ORAZ MATERIAŁY DO BADAŃ

Stanowisko badawczo-pomiarowe zostało zorganizowane na hali technologicznej Katedry Mechanizacji i Robotyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej.

Jest ono wyposażone w następujące elementy:

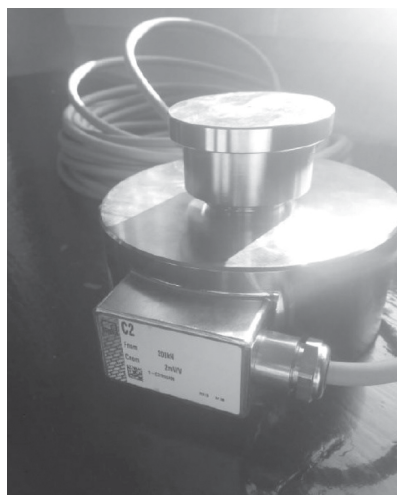
- tensometryczny wzmacniacz pomiarowy SPIDER8 firmy HBM (rys. 3),
- indukcyjny przetwornik drogi typu 1-WA/200MM firmy HBM (rys. 4),
- tensometryczny przetwornik siły typu C2/200kN firmy HBM (rys. 5),
- rejestrator sygnałów pomiarowych wraz z oprogramowaniem CATMAN; maszynę wytrzymałościową HECKERT ZD 10/90 (rys. 6).



Rys. 3. Wzmacniacz pomiarowy HBM SPIDER8 przygotowany do badań



Rys. 4. Przetwornik drogi 1-WA/200MM, przed zamontowaniem na stanowisku badawczym



Rys. 5. Przetwornik siły HBM C2-200kN

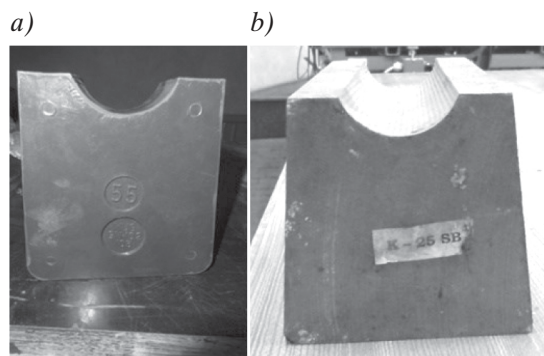


Rys. 6. Maszyna wytrzymałościowa HECKERT ZD 10/90

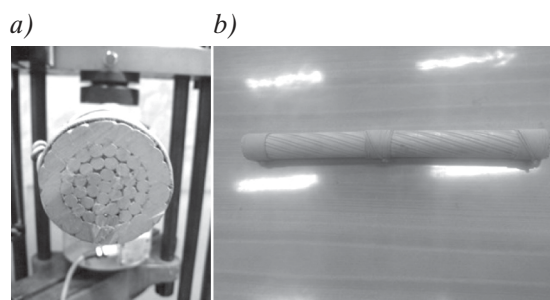
Na powierzchni głowicy mocującej maszyny wytrzymałościowej został umiejscowiony przetwornik siły, który miał za zadanie zmierzyć siłę, z jaką jest obciążana próbka. Dodatkowo za pomocą uchwytów elektromagnetycznych zamocowano przetwornik drogi – zgodnie z osią działania siły. Częstotliwość próbkowania pomiarów była równa 2 Hz. Sygnał był przekazywany do rejestratora przez wzmacniacz pomiarowy SPIDER8.

Przedmiot badań stanowiły:

- wykładzina cierna typu Modar R3/Mz (rys. 7a),
- wykładzina cierna typu Becorit K-25SB (rys. 7b),
- lina konstrukcji zamkniętej (rys. 8 i 9).



Rys. 7. Wykładzina cierna: a) Modar R3/Mz; b) Becorit K-25SB

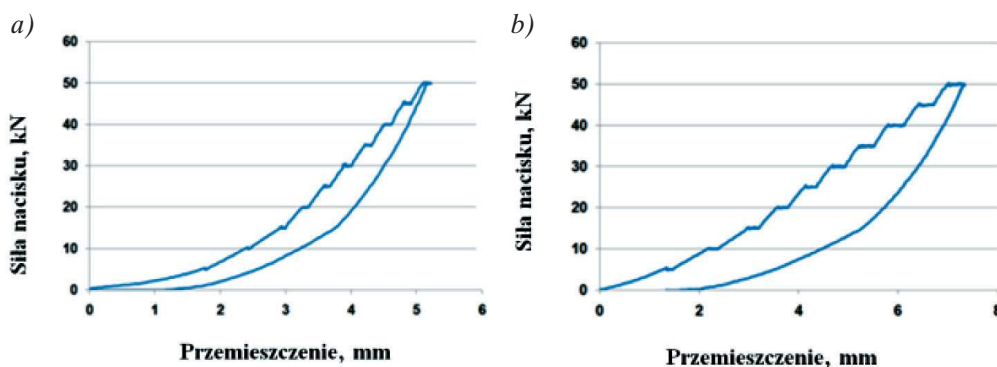


Rys. 8. Lina wykorzystana do badań: a) przekrój liny użytej do badań; b) widok ogólny liny użytej do badań

3. WYNIKI POMIARÓW

Próba pierwsza. Na rysunku 9 przedstawiono przykładowe wyniki badań pomiaru podatności pary ciernej: lina zamknięta – wykładzina cierna, przeprowadzonych dla wykładzin Modar R3/Mz oraz Becorit K-25SB. W pierwszej próbie zarówno dla wykładziny czarnej

Becorit K-25SB, jak i Modar R3/Mz wykonano wymienione pomiary. Zaprezentowano tylko część z obszernej bazy wyników. Wykres sporządzony na podstawie wyników badań pary lina zamknięta – wykładzina Becorit K-25SB pokazano na rysunku 9a, natomiast wykres sporządzony na podstawie wyników badań pary lina zamknięta – wykładzina Modar R3/Mz – na rysunku 9b.



Rys. 9. Badanie podatności pary czarnej: a) lina zamknięta – wykładzina Becorit K-25SB; b) lina zamknięta – wykładzina Modar R3/Mz

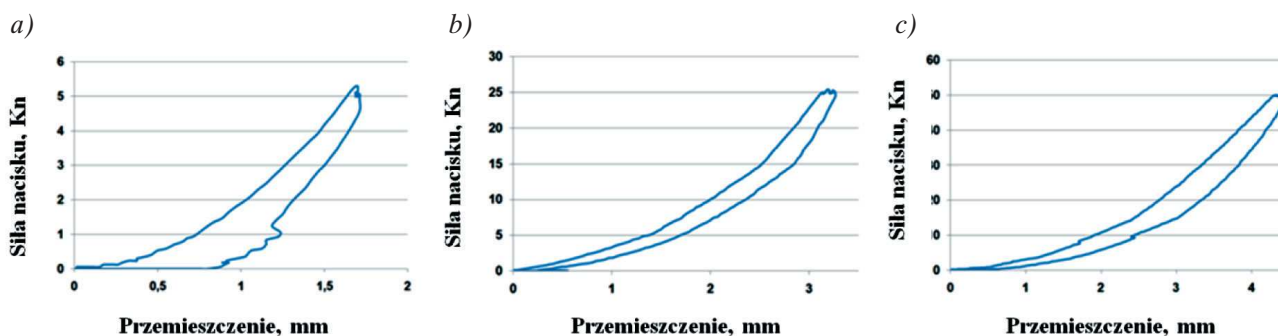
Próba druga. Rysunki 10 i 11 przedstawiają wyniki badań obciążenia pary czarnej: lina zamknięta – wykładzina cierna, przeprowadzonych dla wykładzin ciernych Becorit K-25SB oraz Modar R3/Mz. W drugiej próbie zarówno dla wykładziny czarnej Becorit K-25SB, jak i Modar R3/Mz wykonano wymienione pomiary. Z kolei na rysunku 12 pokazano wykresy uśredniające wyniki pierwszej próby, natomiast rysunki 13 i 14 są wykresami zestawiającymi wyniki drugiej próby.

a) Wykresy sporządzone na podstawie wyników badań pary lina zamknięta – wykładzina cierna Becorit K-25SB. Próbki zostały obciążone siłą nacisku równą 5 kN, 10 kN, 15 kN, 20 kN, 25 kN, 30 kN, 35 kN, 40 kN, 45 kN i 50 kN. Przedstawiono tylko wykresy dotyczące nacisku z siłą 5 kN, 25 kN i 50 kN i pochodzące z pierwszej serii pomiarowej.

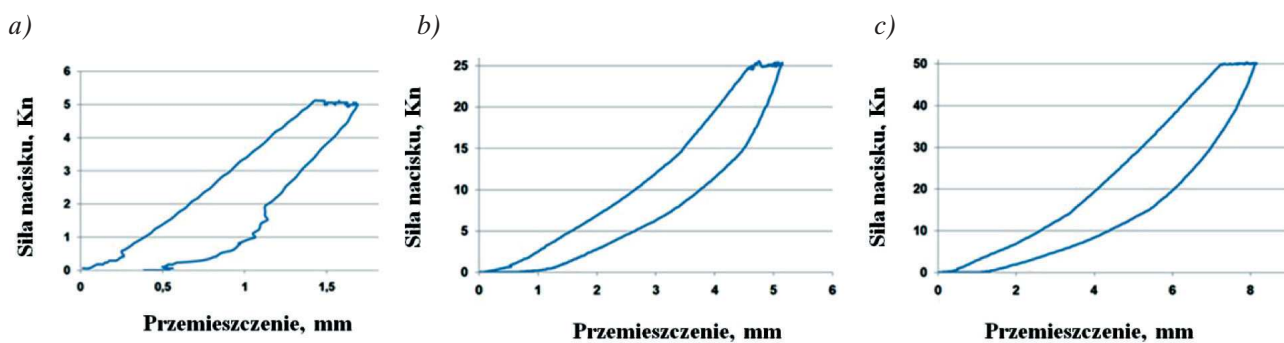
b) Wykresy sporządzone na podstawie wyników badań pary lina zamknięta – wykładzina cierna Modar R3/Mz. Próbki zostały obciążone siłą nacisku równą 5 kN, 10 kN, 15 kN, 20 kN, 25 kN, 30 kN, 35 kN, 40 kN, 45 kN i 50 kN. Przedstawiono tylko wykresy dotyczące nacisku z siłą 5 kN, 25 kN i 50 kN i pochodzące z pierwszej serii pomiarowej.

W tabelach 1 i 2 przedstawiono wyniki próby pierwszej dla pary czarnej: lina zamknięta – wykładzina cierna Becorit K-25SB oraz lina zamknięta – wykładzina cierna Modar R3/Mz.

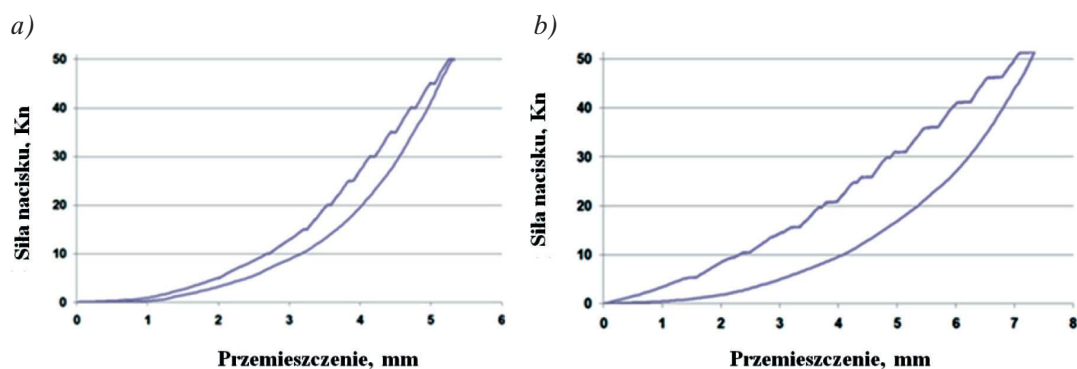
W tabelach 3 i 4 przedstawiono wyniki próby drugiej dla pary czarnej: lina zamknięta – wykładzina cierna Becorit K-25SB oraz lina zamknięta – wykładzina cierna Modar R3/Mz.



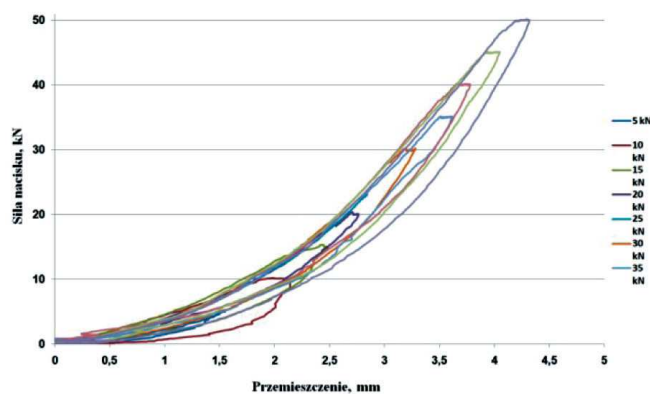
Rys. 10. Obciążania par ciernych: a) obciążenie 5 kN pary czarnej lina zamknięta – wykładzina Becorit K-25SB; b) obciążenie 25 kN pary czarnej lina zamknięta – wykładzina Becorit K-25SB; c) obciążenie 50 kN pary czarnej lina zamknięta – wykładzina Becorit K-25SB



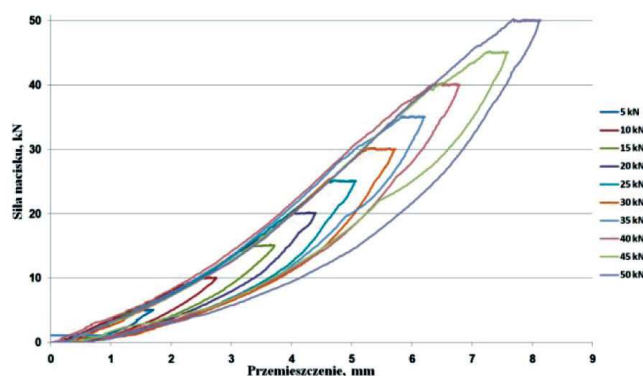
Rys. 11. Obciążania par ciernych: a) obciążenie 5 kN pary cierniej lina zamknięta – wykładzina Modar R3/Mz; b) obciążenie 25 kN pary cierniej lina zamknięta – wykładzina Modar R3/Mz; c) obciążenie 50 kN pary cierniej lina zamknięta – wykładzina Modar R3/Mz



Rys. 12. Wykres uśredniający wyniki pierwszej próby par ciernych: a) lina zamknięta – wykładzina Becorit K-25SB; b) lina zamknięta – wykładzina Modar R3/Mz



Rys. 13. Wykres zestawiający wyniki drugiej próby pary cierniej: lina zamknięta – wykładzina Becorit K-25SB



Rys. 14. Wykres zestawiający wyniki drugiej próby pary cierniej: lina zamknięta – wykładzina Modar R3/Mz

Tabela 1

Wyniki pomiarów próby pierwszej dla pary ciernej: lina zamknięta – wykładzina Becorit K-25SB

Lp.	F [kN]	u_{01} [mm]	u_{02} [mm]	u_{03} [mm]	u_{04} [mm]	u_{05} [mm]	Średnia u_{sr} [mm]	P (podatność) [kN/mm]
1	5	1,8	2,1	2,0	1,8	1,8	1,9	2,6
2	10	2,4	2,8	2,8	2,5	2,5	2,6	3,8
3	15	3,0	3,4	3,1	3,0	3,0	3,1	4,8
4	20	3,3	3,6	3,6	3,3	3,7	3,5	5,8
5	25	3,7	3,9	3,9	3,7	3,8	3,8	6,6
6	30	4,0	4,1	4,3	4,0	4,1	4,1	7,3
7	35	4,3	4,4	4,5	4,3	4,5	4,4	8,0
8	40	4,6	4,7	4,8	4,5	4,9	4,7	8,6
9	45	4,9	5,1	5,1	4,8	5,1	5,0	9,0
10	50	5,2	5,4	5,4	5,1	5,4	5,3	9,5

Tabela 2

Wyniki pomiarów próby pierwszej dla pary ciernej: lina zamknięta – wykładzina Modar R3/Mz

Lp.	F [kN]	u_{01} [mm]	u_{02} [mm]	u_{03} [mm]	u_{04} [mm]	u_{05} [mm]	Średnia u_{sr} [mm]	P (podatność) [kN/mm]
1	5	1,4	1,7	1,4	1,5	1,5	1,5	3,3
2	10	2,4	2,7	2,4	2,5	2,5	2,5	4,0
3	15	3,1	3,5	3,2	3,3	3,4	3,3	4,6
4	20	3,8	4,1	3,8	3,9	3,9	3,9	5,1
5	25	4,4	4,7	4,5	4,5	4,4	4,5	5,5
6	30	4,9	5,3	5,1	5,1	5,1	5,1	5,9
7	35	5,5	5,8	5,6	5,6	5,5	5,6	6,2
8	40	6,1	6,3	6,2	6,2	6,2	6,2	6,5
9	45	6,7	6,9	6,8	6,7	6,9	6,8	6,6
10	50	7,3	7,4	7,4	7,2	7,2	7,3	6,8

Tabela 3

Wyniki pomiarów próby drugiej dla pary ciernej: lina zamknięta – wykładzina cierna Becorit K-25SB

Lp.	F [kN]	u_{01} [mm]	u_{02} [mm]	u_{03} [mm]	Średnia u_{sr} [mm]	P (podatność) [kN/mm]
1	5	1,7	1,4	1,7	1,6	3,2
2	10	1,9	2,1	2,0	2,0	5,0
3	15	2,5	2,8	2,8	2,7	5,7
4	20	3,1	3,2	3,3	3,2	6,3
5	25	3,4	3,4	3,4	3,4	7,4
6	30	3,8	3,7	3,9	3,8	7,9
7	35	4,1	4,1	4,1	4,1	8,5
8	40	4,3	4,4	4,5	4,4	9,2
9	45	4,4	4,7	4,7	4,6	9,9
10	50	4,9	5,0	5,1	5,0	10,1

Tabela 4

Wyniki pomiarów próby drugiej dla pary ciernej: lina zamknięta – wykładzina cierna Modar R3/Mz

Lp.	F [kN]	u_{01} [mm]	u_{02} [mm]	u_{03} [mm]	Średnia u_{sr} [mm]	P podatność [kN/mm]
1	5	1,7	1,9	1,8	1,8	2,8
2	10	2,8	2,8	2,8	2,8	3,6
3	15	3,7	3,7	3,7	3,7	4,1
4	20	4,4	4,4	4,4	4,4	4,5
5	25	5,1	5,0	5,2	5,1	5,0
6	30	5,8	5,5	5,8	5,7	5,3
7	35	6,0	6,2	6,1	6,1	5,7
8	40	6,5	6,9	6,7	6,7	6,0
9	45	7,4	7,6	7,5	7,5	6,0
10	50	8,1	8,2	8,3	8,2	6,1

4. PODSUMOWANIE

Przeprowadzone badania na stanowisku laboratoryjnym w Katedrze Mechanizacji i Robotyzacji Górnictwa Politechniki Śląskiej pozwoliły na wyznaczenie zmierzonych wartości siły i przemieszczenia wybranych rodzajów par ciernych lina – okładzina pod działaniem określonej siły nacisku w skojarzeniu z liną konstrukcji zamkniętej. Wykonane próby pozwoliły na wysunięcie następujących wniosków:

1. Maksymalne przemieszczenie wykładziny Becorit K-25SB w pierwszej próbie wyniosło 5,3 mm.
2. Największe przemieszczenie wykładziny Modar R3/Mz podczas pierwszej próby było równe 7,3 mm przy obciążeniu 50 kN.
3. W drugiej próbie osiągnięto maksymalne przemieszczenia: 5,0 mm dla wykładziny Becorit K-25SB oraz 8,2 mm dla wykładziny Modar R3/Mz.
4. Wykładzina Modar R3/Mz charakteryzuje się znacznie większą podatnością niż wykładzina Becorit K-25SB.
5. W odniesieniu do wykładziny Becorit K-25SB w próbie pierwszej wartości podatności P wynosiły od 2,6 kN/mm przy obciążeniu siłą F wynoszącą 5 kN, aż do 9,5 kN/mm przy obciążeniu siłą 50 kN.
6. W przypadku wykładziny Modar R3/Mz w próbie pierwszej wartości podatności P wynosiły od 3,3 kN/mm przy obciążeniu siłą F wynoszącą 5 kN, aż do 6,8 kN/mm przy obciążeniu siłą 50 kN.
7. W odniesieniu do wykładziny Becorit K-25SB w próbie drugiej wartości podatności P wynosiły od 3,2 kN/mm przy obciążeniu siłą F wynoszącą 5 kN, aż do 10,1 kN/mm przy obciążeniu siłą 50 kN.

8. W przypadku wykładziny Modar R3/Mz w próbie drugiej wartości podatności P wynosiły od 2,8 kN/mm przy obciążeniu siłą F wynoszącą 5 kN, aż do 6,1 kN/mm przy obciążeniu siłą 50 kN.
9. Czynnikiem mającym istotny wpływ na osiągane wartości przemieszczeń jest czas wykonywania próby. Jest to związane z właściwościami materiału, z którego wykonane są wykładziny cierne stosowane jako bieżnia dla lin nośnych.

Wykładziny z tworzywa Becorit stosowane są do kół bębnowych pędnych górniczych maszyn wyciągowych. Charakteryzują się wysokimi współczynnikami tarcia ($\mu \geq 0,25$), również w przypadkach ekstremalnych warunków atmosferycznych na powierzchni. Właściwości chemiczne okładzin typu Becorit zapewniają im odporność na pęcznienie w przypadku działania różnych olejów i smarów oraz wód kopalnianych. Materiał, z którego wykonywane są okładziny, zapewnia bardzo dobrą skrawalność podczas przetwarzania rowków linowych za pomocą noży tokarskich lub frezerskich. Okładziny z tworzywa Becorit szczególnie nadają się do stosowania w maszynach wyciągowych, gdzie podłoże liny tworzy duży kąt nabiegu na rowkach koła pędnego, co powoduje szybsze jego boczne zużycie. Tworzywo Becorit zapewnia w tym przypadku wyższą żywotność eksploatacji w porównaniu z innymi materiałami.

Wykładziny Modar R3/Mz charakteryzują się dużymi wartościami współczynników tarcia (sprężenia ciernego), przeznaczone są dla kół i bębnowych pędnych górniczych wyciągów szybowych, kolei linowych i wyciągów narciarskich, kół odciskowych wielolino-

wych górniczych wyciągów szybowych z maszynami umieszczonymi na wieży itd.

Literatura

- [1] Brodny J., Żołnierz M.: *Układ pomiarowy do wyznaczania współczynnika sprzężenia ciernego*, Patent nr P.407885, Politechnika Śląska, Gliwice 2014.
- [2] Carbogno A.: *Testy współczynnika tarcia między różnymi okładzinami ciemnymi, a liną stalową smarowaną smarem Elaskon*, w: *Międzynarodowe seminarium na temat stanu techniki w dziedzinie ochrony przed korozją i smarowania lin stalowych. Materiały konferencyjne*, Elakson Sachsen, Zabrze 2001, s. 143–150.
- [3] Carbogno A.: *Ocena sprzężenia ciernego podczas eksploatacji w warunkach górniczych*, w: *Liny wyciągowe w górniczych wyciągach szybowych*, [materiały konferencyjne], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2001.
- [4] Carbogno A., Mateja S., Pypłacz J.: *Dosmarowywanie lin w górniczych w trakcie pracy wyciągu szybowego*, [materiały konferencyjne], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2004.
- [5] Carbogno A.: *Wybrane problemy dotyczące sprzężenia ciernego między linami stalowymi, a kołem pędnym*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2006.
- [6] Carbogno A., Słanina F.: *Wpływ smarowania lin nośnych na bezpieczeństwo pracy górniczych wyciągów ciernych*, II Międzynarodowa Konferencja „Teoretyczne i praktyczne stosowanie środków smarnych”, [materiały konferencyjne], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2006.
- [7] Carbogno A., Żołnierz M., Adamecki D.: *Badanie współczynnika tarcia pary cierniej lina stalowa – wykładzina koła pędnego*, [materiały konferencyjne], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2007.
- [8] Carbogno A., Żołnierz M.: *Badania laboratoryjne podatności wykładzin ciernych typu Becorit K22 oraz K25SB*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2008.
- [9] Carbogno A., Żołnierz M., Mateja S.: *Badania współczynnika tarcia lin o powierzchniowym styku drutów*, [materiały konferencyjne], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2011.
- [10] German J.: *Podstawy mechaniki pękania*, Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2011.
- [11] Goris H.: *Nyrosten N113 – środek konserwujący dla lin wyciągów systemu Koepe*, Materiały firmy Nyrosten, 2007.
- [12] Hansel J., Kawecki Z.: *Transport pionowy*, Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 1989.
- [13] Hansel J.: *Wykładziny kół i bębnow linowych*, Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2012.
- [14] Kustra T.: *Badania laboratoryjne podatności wykładzin ciernych typu Becorit K-25SB i Modar R3/Mz*, Politechnika Śląska, Projekt inżynierski, Gliwice 2016.
- [15] Norma DIN 21258: *Schmier und Tränkungsstoffefür Treibscheiben – Förderseileim Bergbau – Sicherheitstechnische Anforderungen Und Prüfung*, April 2007.
- [16] Pusch J.: *Wtórne smarowanie stalowej liny – założenia i możliwości techniczne*, [materiały konferencyjne], Wydawnictwo Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, Łędziny 2006.
- [17] *Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczenia produktów do stosowania w zakładach górniczych w Polsce*, Dz.U. z 2004 r. nr 99, poz. 1003.
- [18] Różok A.: *Badanie współczynnika tarcia okładziny kół pędnych górniczych maszyn wyciągowych*, Politechnika Śląska, Projekt inżynierski, Gliwice 2013.
- [19] *Technologie zur Nachschmierung von Koepe-Förderseilen mit Elaskon III Star LM*, Materiały firmy Elaskon, 2000.
- [20] Zmysłowski T.: *Górnice maszyny wyciągowe. Część mechaniczna*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 2004.

dr inż. MICHAŁ STAWOWIAK

Katedra Mechanizacji i Robotyzacji Górnictwa

Wydział Górnictwa, Inżynierii Bezpieczeństwa

i Automatyki Przemysłowej

Politechnika Śląska

ul. Akademicka 2, 44-100 Gliwice

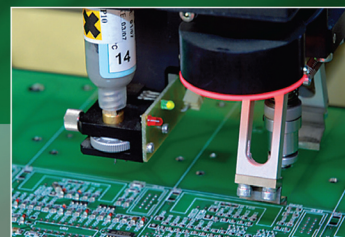
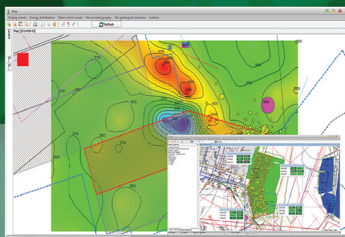
michal.stawowiak@polsl.pl

dr inż. ZENON ROŻENEK

KAZ Serwis Sp. z o.o.

ul. Jasna 3B1, 44-122 Gliwice

z.rozenek@kaz-serwis.pl



100
YEARS OF
AGH UST

e-ISSN 2449-6421
ISSN 2450-7326