

Aktualia i perspektywy górnictwa

Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Politechniki Wrocławskiej

Wrocław 2018

Redaktor naukowy
Wojciech GLAPA

Recenzenci
Leszek JURDZIAK
Tadeusz PRZYLIBSKI

Redaktor techniczny
Jarosław GOGOLEWSKI

Wszelkie prawa zastrzeżone. Żadna część niniejszej książki, zarówno w całości, jak i we fragmentach, nie może być reprodukowana w sposób elektroniczny, fotograficzny i inny bez zgody wydawcy i właścicieli praw autorskich.

© Copyright by Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2018

WYDZIAŁ GEOINŻYNIERII, GÓRNICTWA I GEOLOGII
POLITECHNIKI WROCŁAWSKIEJ
ul. Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
www.wggg.pwr.edu.pl
wggg@pwr.edu.pl

ISBN 978-83-946706-8-9



Stowarzyszenie Absolwentów
Wydziału Górniczego Politechniki Wrocławskiej

FUNDACJA
KGHM
POLSKA MIEDŹ



Górnictwo i Energetyka
Konwencjonalna S.A.

SPONSORZY

Spis treści

| | |
|---|-----|
| Karolina ADACH-PAWELUS, Jan BUTRA, Daniel PAWELUS Ocena stateczności wyrobisk górniczych za pomocą metod numerycznych | 7 |
| Mirosław BAJDA, Ryszard BŁAŻEJ, Monika HARDYGÓRA, Dariusz WOŹNIAK Nowe możliwości badawcze Laboratorium Transportu Taśmowego | 19 |
| Jan BLACHOWSKI, Joanna BAC-BRONOWICZ, Anna SZOSTAK-CHRZANOWSKI Geodezja i geoinformatyka na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii. Doświadczenia i perspektywy | 35 |
| Lech GŁADYSIEWICZ, Robert KRÓL, Witold KAWALEC Doskonalenie transportu taśmowego w pracach Zakładu Systemów Maszynowych | 45 |
| Agata KOWALSKA Oznaczanie stężeń aktywności wybranych naturalnych izotopów promieniotwórczych w wodach podziemnych przez Laboratorium Geologii i Planetologii Politechniki Wrocławskiej | 63 |
| Zbigniew KRYSA, Michał DUDEK Symulacja pracy maszyn górniczych w oddziale eksploatacyjnym kopalni rud miedzi | 69 |
| Jan KUDEŁKO, Andrzej ŁUSZCZKIEWICZ Odpady górnicze i przerobcze w zrównoważonej gospodarce surowcowej kraju | 79 |
| Katarzyna ŁUSZCZEK Surowce metaliczne na ciałach macierzystych chondrytów zwyczajnych | 93 |
| Zbigniew MUSZYŃSKI, Paulina KACZOR Wykorzystanie naziemnego skaningu laserowego do oceny geometrii chłodni kominowych ... | 101 |
| Katarzyna PACTWA, Justyna WOŹNIAK Społeczna odpowiedzialność przemysłu wydobywczego – aktualia i perspektywy | 113 |
| Anna SZOSTAK-CHRZANOWSKI, Adam CHRZANOWSKI, Ewa WARCHAŁA Zwiększenie bezpieczeństwa działalności górniczej poprzez zintegrowanie pomiarów monitorujących z metodą elementów skończonych wyznaczania deformacji górotworu ... | 125 |
| Jarosław WAJS, Damian KASZA, Aleksander KOWALSKI Przykłady wykorzystania wybranych nowoczesnych technik geodezyjnych w badaniach procesów geodynamicznych | 137 |
| Herbert WIRTH, Jan KUDEŁKO Czynniki ryzyka i zagrożenia w projektach surowcowych | 145 |
| Autorzy | 159 |

Contents

| | |
|---|-----|
| Karolina ADACH-PAWELUS, Jan BUTRA, Daniel PAWELUS Assessment of the mining excavations stability using numerical methods | 7 |
| Mirosław BAJDA, Ryszard BŁAŻEJ, Monika HARDYGÓRA, Dariusz WOŹNIAK New research opportunities in belt conveying laboratory | 19 |
| Jan BLACHOWSKI, Joanna BAC-BRONOWICZ, Anna SZOSTAK-CHRZANOWSKI Geodesy and geoinformatics at the faculty of geoen지니어ing, mining and geology. Experiences and prospects | 35 |
| Lech GŁADYSIEWICZ, Robert KRÓL, Witold KAWALEC Contribution of the machinery systems division to the development of the belt transportation | 45 |
| Agata KOWALSKA Determination of activities concentrations of selected natural radioactive isotopes in groundwaters – research and development prospects of Laboratory of Geology and Planetology, Wrocław University of Science and Technology | 63 |
| Zbigniew KRYSA, Michał DUDEK Simulation of mining machines transport operations in the copper mine excavation branch . . | 69 |
| Jan KUDEŁKO, Andrzej ŁUSZCZKIEWICZ Mining and processing waste in a domestic sustainable economy of raw material | 79 |
| Katarzyna ŁUSZCZEK Metallic resources on ordinary chondrites parent bodies | 93 |
| Zbigniew MUSZYŃSKI, Paulina KACZOR The use of terrestrial laser scanning for the evaluation of cooling tower geometry | 101 |
| Katarzyna PACTWA, Justyna WOŹNIAK Social responsibility of the mining industry – current affairs and perspective | 113 |
| Anna SZOSTAK-CHRZANOWSKI, Adam CHRZANOWSKI, Ewa WARCHALA Increase of safety of mining activity through integration of monitoring and fem results | 125 |
| Jarosław WAJS, Damian KASZA, Aleksander KOWALSKI Examples of application of selected modern geodetic measurement techniques in research on geodynamic processes | 137 |
| Herbert WIRTH, Jan KUDEŁKO Risk factors and threats in raw materials projects | 145 |
| Authors | 159 |

OCENA STATECZNOŚCI WYROBISK GÓRNICZYCH ZA POMOCĄ METOD NUMERYCZNYCH

1. WPROWADZENIE

Dla zapewnienia bezpiecznej i efektywnej eksploatacji złoża w kopalniach podziemnych konieczne jest zachowanie stateczności wyrobisk górniczych. Funkcjonalność wyrobisk korytarzowych (udostępniających i przygotowawczych), spełniających m.in. zadania transportowe czy wentylacyjne, musi być zapewniona przez okres czasu wynoszący co najmniej od kilku do kilkunastu lat. Procesy utraty stateczności przez wyrobiska kopalniane przejawiają się niszczeniem obudowy, zawałami stropu, odspajaniem się brył skalnych z ociosów i wypiętrzeniami spągu. Wpływ na to ma zaburzenie stanu równowagi w górotworze, w którym wykonywano wyrobiska górnicze.

W badaniach geomechanicznych, dotyczących oceny stateczności wyrobisk górniczych w kopalniach podziemnych, bazowano początkowo głównie na metodach empirycznych, na teoriach i hipotezach formułowanych *ad hoc* oraz na metodach analitycznych (dających zamkniętą postać rozwiązania) (Sałustowicz, 1955, Kidybiński, 1982, Kłeczek, 1994, Goszcz, 1999). Złożoność zjawisk występujących w górotworze spowodowała, że uzyskiwanie zamkniętej formy rozwiązania problemów geomechaniki było bardzo trudne i wymagało stosowania wielu założeń znacznie upraszczających zadanie. Rozwój techniki komputerowej oraz metod obliczeniowych spowodował, że obecnie do rozwiązywania problemów geomechaniki powszechnie stosowane są metody numeryczne. Umożliwiają one przeanalizowanie niemal dowolnej geometrii, uwzględniając różne modele zachowania materiału pod obciążeniem, przestrzenne zmiany własności ośrodka skalnego, specyficzne pole naprężeń pierwotnych, obciążenie dynamiczne itp. Rozwiązywane są zarówno zadania dwu jak i trójwymiarowe. Obecnie najczęściej stosowanymi numerycznymi metodami obliczeniowymi w geomechanice są: metoda różnic skończonych (np. program FLAC) oraz metoda elementów skończonych (np. program PHASE2, NASTRAN, ANSYS), poza nimi dość często stosuje się również metodę elementów brzegowych (np. program EXAMINE), czy metodę elementów odrębnych (np. program UDEC).

Metody numeryczne znacznie rozszerzają możliwości badawcze związane z analizą i oceną stateczności wyrobisk górniczych oraz ich obudowy w kopalniach podziemnych. Modelowanie numeryczne daje możliwość wyprzedzającego rozpoznania

stref koncentracji naprężeń oraz potencjalnych miejsc utraty stateczności górotworu w otoczeniu wyrobiska górniczego. Wyniki symulacji numerycznych są wykorzystywane przy planowaniu i projektowaniu m.in. wyrobisk udostępniających, przygotowawczych i eksploatacyjnych o różnych kształtach i wymiarach oraz ułatwiają dobór odpowiedniej obudowy podstawowej, a także dodatkowej.

W ostatnich latach metody numeryczne wielokrotnie wykorzystywano do rozwiązywania problemów górnictwa podziemnego związanych z drążeniem wyrobisk kopalnianych w zróżnicowanych warunkach geologiczno-górnicznych i geomechanicznych zarówno na świecie, jak i w Polsce (m.in. Bauer i in., 2001; Dhawan i in., 2002; Tajduś & Cała, 2002; Martin i in., 2003; Butra & Pytel, 2008; Pawelus, 2010; Zhu i in., 2010; Adach & Butra, 2015; Adach-Pawelus, 2017).

W kopalniach podziemnych rud miedzi w Polsce, przed doбором obudowy górniczej dla wyrobisk korytarzowych i eksploatacyjnych, nie wyznacza się wartości naprężeń pierwotnych w górotworze dla głębokości ich posadowienia. W artykule przedstawiono przykład zastosowania modelowania numerycznego w problematyce oceny stateczności wyrobisk górniczych drążonych na różnych głębokościach w ZG Rudna. Podstawową obudową górniczą w polskich kopalniach rud miedzi w Legnicko-Głogowskim Okręgu Miedziowym jest obudowa kotwowa. Dobór obudowy kotwowej odbywa się na podstawie „Wytocznych doboru, wykonywania i kontroli obudowy wyrobisk...” (Wytoczne, 2017). Stropy wyrobisk korytarzowych zabezpiecza się kotwami o długości co najmniej 1,6 m. Odległość między kotwami (siatkę kotwienia) dobiera się w zależności od klasy stropu i szerokości wyrobiska pod stropem. Klasę stropu w wyrobisku górniczym (od I klasy (najgorszej) do V klasy (najlepszej)) określa się na podstawie „Instrukcji wyznaczania parametrów geomechanicznych skał stropowych...” (Instrukcja, 2017). Klasyfikację skał stropowych oparto na parametrach:

- uławiczenie stropu (podzielność w kierunku pionowym),
- zagęszczenie zmineralizowanych szczelin w stropie wyrobisk,
- stopień zuskokowania,
- średni zrzut uskoków,
- wytrzymałość na rozciąganie pakietu skał stropowych.

Oprócz stropów zabezpiecza się również ociosy wyrobisk korytarzowych w przypadku, gdy wysokość wyrobiska jest większa od 4,5 m (bez względu na kąt odchylenia ociosów) lub wysokość wyrobiska nie przekracza 4,5 m i nie ma możliwości odchylenia ociosów na zewnątrz o kąt około 10°. Stosuje się kotwy o długości co najmniej 1,6 m. Rozstaw kotew w ociosach wynosi 1,5×1,5 m, z usytuowaniem dolnego rzędu kotew w odległości około 1,8 m od spągu wyrobiska.

2. PROGNOZA STATECZNOŚCI WYROBISK KORYTARZOWYCH W ZG RUDNA

Głębokość zalegania skał miedzionośnych w OG „Rudna” wynosi 844–1250 m p.p.t., a w OG Głogów Głęboki - Przemysłowy sięga aż do 1385 m p.p.t. Zjawisko pogorszenia lub utraty stateczności przez wyrobiska korytarzowe w kopalni Rudna, zlokalizowane na różnych głębokościach w górotworze (900 i 1200 m p.p.t.), zamodelowano wykorzystując symulacje numeryczne. Obliczenia numeryczne wykonano za pomocą programu Phase2 v. 8.0, który bazuje na metodzie elementów skończonych (MES), tj. jednej z najpopularniejszych metod numerycznych. Rozwiązanie typowego problemu metodą elementów skończonych jest realizowane w następujących etapach:

- podział obszaru na podobszary,
- wyznaczenie równań MES dla elementów,
- złożenie (agregacja) elementów,
- uwzględnienie warunków brzegowych,
- rozwiązanie równań,
- obliczenie dodatkowych wielkości w innych (niż węzły) punktach obszaru (Pawelus, 2010).

Parametry skał, które wykorzystano do modelowania numerycznego stateczności wyrobisk udostępniających i przygotowawczych (wyrobiska korytarzowe) w warunkach kopalni Rudna, zostały przedstawione w tabeli 1.

Tab. 1. Uśrednione parametry odkształceniowo-wytrzymałościowe skał wyznaczone laboratoryjnie w testach na jednoosiowe ściskanie dla otworu badawczego Km 16-154

Tab. 1. Mean strength and strain rock parameters, as determined in laboratory tests of uniaxial compression for the Km 16-154 borehole

| Lokalizacja | Skała | h [m] | ρ [kg/dm ³] | R_c [MPa] | R_r [MPa] | E_I [GPa] | ν [-] |
|-------------|---------------------------|------------|---------------------------------|----------------|----------------|----------------|--------------|
| strop | dolomit wapnisty IV | 10,50 | 2,65 | 145,24 | 9,66 | 56,06 | 0,25 |
| | dolomit wapnisty III | 2,70 | 2,75 | 119,15 | 7,73 | 52,40 | 0,24 |
| | dolomit wapnisty II | 7,90 | 2,69 | 209,16 | 14,05 | 87,65 | 0,26 |
| | dolomit wapnisty I | 1,90 | 2,70 | 168,65 | 11,30 | 39,70 | 0,25 |
| | dolomit ilasty | 2,00 | 2,70 | 116,16 | 8,73 | 26,99 | 0,20 |
| wyrobisko | łupek dolomityczno-ilasty | 0,30 | 2,51 | 88,57 | 7,16 | 21,43 | 0,18 |
| | piaskowiec kwarcowy IV | 0,70 | 2,68 | 151,43 | 8,15 | 47,73 | 0,21 |
| | piaskowiec kwarcowy III | 0,50 | 2,31 | 66,87 | 5,55 | 40,73 | 0,21 |
| | piaskowiec kwarcowy II | 1,80 | 2,19 | 19,55 | 1,10 | 10,14 | 0,15 |
| spąg | piaskowiec kwarcowy I | 5,00 | 2,20 | 34,54 | 2,37 | 12,46 | 0,17 |

Wyznaczono je na podstawie badań geomechanicznych próbek skalnych. Próbki do badań laboratoryjnych uzyskano z otworu badawczego Km 16-154. Analiza danych z otworu badawczego Km 16-154 pozwala stwierdzić, że reprezentuje on typową

budowę geologiczną strefy górotworu Monokliny Przedsudeckiej, w której drążone są wyrobiska udostępniające i przygotowawcze w kopalni Rudna. W stropie bezpośrednio występują utwory węglanowe (dolomit wapnisty I i dolomit wapnisty II) o wysokich parametrach wytrzymałościowo-odkształceniowych, w przeciwieństwie do utworów budujących furtę eksploatacyjną i utworów budujących warstwy spągowe.

Następnie dla górotworu przyjęto hipotezę wytrzymałościową Hoeka-Browna, która ma szerokie zastosowanie w geomechanice, przy analizach deformacji i wyężenia górotworu. Uogólnione kryterium zniszczenia Hoeka-Browna dla spękanego masywu skalnego można opisać za pomocą równania (Hoek i in., 2002)

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \cdot \left(m_b \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (1)$$

gdzie:

σ_1 i σ_3 – wartości maksymalnego i minimalnego efektywnego naprężenia głównego przy zniszczeniu,

m_b – stała Hoeka-Browna dla masywu skalnego,

s i a – stałe, które zależą od własności górotworu,

σ_{ci} – wytrzymałość próbki skalnej na jednoosiowe ściskanie.

Gdy wytrzymałość na rozciąganie masywu skalnego σ_{tm} zostanie przekroczona, to równanie dla $a = 0,5$ przyjmuje postać

$$\sigma_{tm} = \frac{\sigma_{ci}}{2} \cdot \left(m_b - \sqrt{m_b^2 + 4s} \right) \quad (2)$$

Tab. 2. Parametry górotworu wyznaczone za pomocą programu komputerowego RocLab 1.0, otwór badawczy Km 16-154

Tab. 2. Rock mass parameters determined with the RocLab 1.0 application – the Km 16-154 measurement borehole

| Lokalizacja | Skala | c [MPa] | φ [°] | σ_t [MPa] | E_{tm} [MPa] |
|-------------|---------------------------|--------------|------------------|---------------------|-------------------|
| strop | dolomit wapnisty IV | 13,247 | 39,00 | 3,215 | 49 352,30 |
| | dolomit wapnisty III | 10,868 | 39,00 | 2,638 | 46 130,23 |
| | dolomit wapnisty II | 19,077 | 39,00 | 4,630 | 77 162,49 |
| | dolomit wapnisty I | 15,382 | 39,00 | 3,733 | 34 949,81 |
| | dolomit ilasty | 10,595 | 39,00 | 2,571 | 23 760,59 |
| wyrobisko | łupek dolomityczno-ilasty | 4,587 | 29,05 | 0,723 | 11 143,60 |
| | piaskowiec kwarcowy IV | 12,298 | 42,00 | 0,830 | 34 977,22 |
| | piaskowiec kwarcowy III | 5,431 | 42,00 | 0,367 | 29 847,52 |
| | piaskowiec kwarcowy II | 1,361 | 39,06 | 0,050 | 5 272,80 |
| spąg | piaskowiec kwarcowy I | 2,405 | 39,06 | 0,089 | 6 479,20 |

Po przyjęciu hipotezy wytrzymałościowej określono dla wszystkich analizowanych warstw skalnych w otworze badawczym Km 16-154 za pomocą programu kompute-

rowego RocLab 1.0, w oparciu o klasyfikację Hoeka-Browna (Hoek, 1994; Hoek & Brown, 1997; Hoek & Marinos, 2000; Hoek i in., 2002), parametry górotworu: kohezję c , kąt tarcia wewnętrznego φ , wytrzymałość górotworu na jednoosiowe rozciąganie σ_t , moduł sprężystości górotworu E_m (tab. 2). Modelowanie numeryczne wykonano za pomocą programu Phase2 v. 8.0 w trójosiowym stanie naprężenia i w płaskim stanie odkształcenia. Obliczenia numeryczne przeprowadzono dla ośrodka izotropowego i jednorodnego. Do opisu ośrodka skalnego zastosowano model sprężysto-plastyczny z osłabieniem. Parametry wytrzymałościowo-odkształceniowe skał modelu przedstawiono w tabeli 3.

Tab. 3. Parametry górotworu przyjęte do modelowania numerycznego w ośrodku sprężysto-plastycznym z osłabieniem dla kryterium Coulomba-Mohra – otwór Km 16-154

Tab. 3. Rock mass parameters adopted for the elastic-plastic numerical model with softening for the Mohr-Coulomb criterion – the Km 16-154 borehole

| Lokalizacja | Skała | h [m] | E_s [MPa] | ν [-] | σ_t [MPa] | φ_{peak} [°] | C_{peak} [MPa] | φ_{dyl} [°] | φ_{resid} [°] | C_{resid} [MPa] |
|-----------------------------|---------------------------|------------|----------------|--------------|---------------------|-------------------------|---------------------|------------------------|--------------------------|----------------------|
| strop | dolomit wapnisty IV | 10,50 | 49 352,30 | 0,25 | 3,215 | 39,00 | 13,247 | 2,00 | 37,05 | 2,649 |
| | dolomit wapnisty III | 2,70 | 46 130,23 | 0,24 | 2,638 | 39,00 | 10,868 | 2,00 | 37,05 | 2,174 |
| | dolomit wapnisty II | 7,90 | 77 162,49 | 0,26 | 4,630 | 39,00 | 19,077 | 2,00 | 37,05 | 3,815 |
| | dolomit wapnisty I | 1,90 | 34 949,81 | 0,25 | 3,733 | 39,00 | 15,382 | 2,00 | 37,05 | 3,076 |
| | dolomit ilasty | 2,00 | 23 760,59 | 0,20 | 2,571 | 39,00 | 10,595 | 2,00 | 37,05 | 2,119 |
| wyrobisko ($h = 3,5$ m) | furta łupkowo-piaskowcowa | 3,30 | 15 830,89 | 0,17 | 0,325 | 39,22 | 4,591 | 2,00 | 37,26 | 0,918 |
| spąg | piaskowiec kwarcowy I | 5,00 | 6 479,20 | 0,17 | 0,089 | 39,06 | 2,405 | 2,00 | 37,11 | 0,481 |

W modelowaniu numerycznym wykorzystano kryterium wytrzymałościowe Coulomba-Mohra, według którego materiał skalny może osiągnąć wyężenie graniczne, przy spełnieniu warunku

$$\sigma_1 = \sigma_3 \cdot \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} + \frac{2c \cdot \cos \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (3)$$

lub

$$\sigma_3 = -\sigma_t \quad (4)$$

gdzie:

- σ_1 i σ_3 – efektywne naprężenie maksymalne i minimalne przy zniszczeniu,
- φ – kąt tarcia wewnętrznego,
- c – kohezja,
- σ_t – wytrzymałość skały na jednoosiowe rozciąganie.

Analizy numeryczne przeprowadzono dla wiązki czterech wyrobisk korytarzowych. Wyrobiska mają kształt trapezu. Jako kąt nachylenia ociosów przyjęto 10°. Wymiary wyrobisk korytarzowych w przyjętych przekrojach poprzecznych przedstawiono w tabeli 4.

Tab. 4. Wymiary analizowanych wyrobisk korytarzowych
Tab. 4. Dimensions of the analysed headings

| Wysokość wyrobiska h [m] | Szerokość wyrobiska pod stropem d_{wst} [m] | Szerokość wyrobiska przy spągu d_{wsp} [m] | Średnia szerokość wyrobiska $d_{wśr}$ [m] | Pole powierzchni wyrobiska S_r [m ²] | Kąt nachylenia ociosów α [°] |
|----------------------------|---|--|---|--|-------------------------------------|
| 3,5 | 6,0 | 4,8 | 5,4 | 18,9 | 10,0 |

Naprężenia pierwotne górotworu do modelowania numerycznego wyznaczono za pomocą wzorów N.K. Bulina, które opracowano dla obszarów geostatycznych. Uwzględniają one wpływ naprężeń grawitacyjnych i tektonicznych na pole naprężeń pierwotnych w górotworze (Kidybiński, 1982). Wartość pionowej składowej σ_{Bz} jest bliska wartości naprężenia grawitacyjnego $\sigma_{z\,graw}$ i wynosi

$$\sigma_{Bz} = (1,0 \div 1,2) \cdot \sigma_{z\,graw} \quad (5)$$

Naprężenie grawitacyjne $\sigma_{z\,graw}$ wyznacza się ze wzoru:

$$\sigma_{z\,graw} = \gamma_{sr} \cdot H \quad (6)$$

gdzie:

- γ_{sr} – średni ciężar objętościowy górotworu,
- H – głębokość dla której wyznaczane są naprężenia.

Równanie empiryczne N.K. Bulina przyjmuje, że średnia wartość normalnego naprężenia poziomego $\sigma_{Bx,y}$ rośnie wraz z głębokością H

$$\sigma_{Bx,y} = 2,50 + 0,013 \cdot H \quad (7)$$

Wartość $\sigma_{z\,graw}$ wyznaczono z profilu geologicznego szybu R-XI. Obliczone wartości naprężeń pierwotnych dla dwóch głębokości posadowienia wyrobisk korytarzowych: 900 m p.p.t. i 1200 m p.p.t. przedstawiono w tabeli 5.

Tab. 5. Naprężenia pierwotne dla dwóch wybranych głębokości w ZG Rudna
Tab. 5. Virgin stresses for two selected depths in the Rudna copper mine

| H [m] | $\sigma_{z\,graw}$ [MPa] | σ_{Bz} [MPa] | $\sigma_{Bx,y}$ [MPa] |
|---------|--------------------------|---------------------|-----------------------|
| 900 | 16,48 | 19,78 | 14,20 |
| 1200 | 24,50 | 29,40 | 18,10 |

W obliczeniach numerycznych założono 2 warianty obciążenia wiązki wyrobisk korytarzowych. Przyjęto, że płaska, prostokątna tarcza z otworami o kształcie anali-

zowanych wyrobisk górniczych, umieszczonych w środku, obciążona jest na krawędziach:

- wariant 1 obciążenia (głębokość posadowienia wyrobiska $H = 900$ m p.p.t.):
 - krawędzie boczne: $p_x = 14,20$ MPa,
 - krawędź górna i krawędź dolna: $p_z = 19,78$ MPa,
 - kierunek prostopadły do płaszczyzny tarczy: $p_y = 14,20$ MPa,
- wariant 2 obciążenia (głębokość posadowienia wyrobiska $H = 1200$ m p.p.t.):
 - krawędzie boczne: $p_x = 18,10$ MPa,
 - krawędź górna i krawędź dolna: $p_z = 29,40$ MPa,
 - kierunek prostopadły do płaszczyzny tarczy: $p_y = 18,10$ MPa.

Na krawędziach analizowanej tarczy zastosowano podpory nieprzesuwne w kierunku pionowym i kierunku poziomym. W analizie numerycznej wykorzystano trzywęzłowe elementy skończone o kształcie trójkąta. Przyjęto, że krawędzie tarczy będą oddalone od skrajnych punktów analizowanych wyrobisk (strop, spąg, ociosy) o 100 m z każdej strony wyrobiska. Na środku tarczy, w strefie wykonywania wyrobisk górniczych, zastosowano elementy skończone o mniejszych wymiarach (obszar zagęszczenia elementów skończonych) dla poprawienia dokładności obliczeń numerycznych. Na podstawie obliczeń numerycznych stateczności analizowanych wyrobisk dla każdego modelu (wariantu obliczeniowego) wyznaczono rozkład naprężeń σ_1 , σ_3 , poziomych σ_{xx} , pionowych σ_{yy} , przemieszczenia całkowite i obszar elementów uplastycznionych (obszar uplastycznionego górotworu).

Po przeanalizowaniu otrzymanych wyników przyjęto, że optymalną miarą stateczności wyrobisk korytarzowych jest zasięg powstałej strefy uplastycznionego górotworu w stropie wyrobiska.

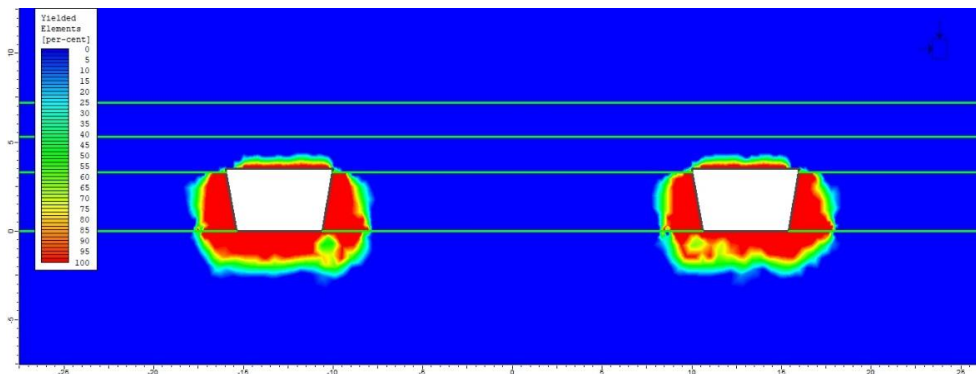
3. WYNIKI MODELOWANIA I DOBÓR OBUDOWY

Modelowanie numeryczne stateczności wyrobisk korytarzowych, zlokalizowanych na różnych głębokościach w górotworze (900 m p.p.t. i 1200 m p.p.t.) w przyjętych warunkach geologiczno-górniczych dla kopalni Rudna potwierdziło uzyskane wyniki w trzyetapowej pracy: (Pawelus i in., 2015; Pawelus i in., 2015a; Pawelus, 2016). Symulacje numeryczne również wykazały:

- Powierzchnia obszaru odprężonego wokół wyrobiska korytarzowego zwiększa się wraz ze wzrostem głębokości posadowienia wyrobiska (wzrost naprężeń pierwotnych w górotworze).
- Koncentracja naprężeń występuje tylko w narożach stropu i ociosów analizowanych wyrobisk korytarzowych.
- Największe przemieszczenia całkowite występują w spągach analizowanych wyrobisk (piaskowce o niskich parametrach wytrzymałościowo-

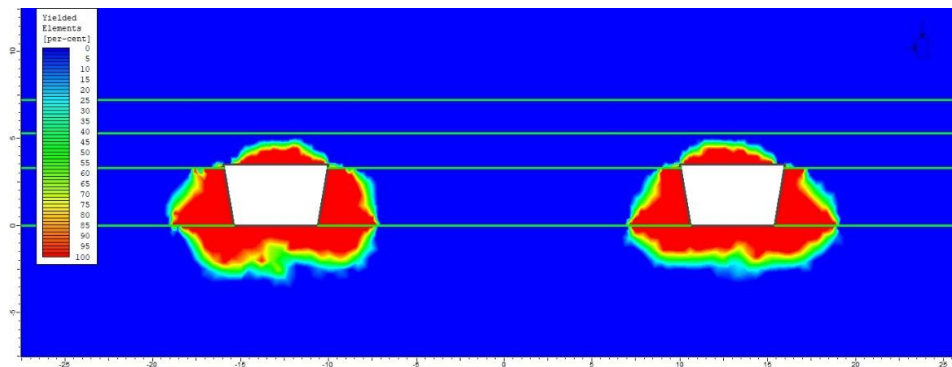
odkształceniowych), ich intensywność wzrasta wraz ze wzrostem głębokości posadowienia wyrobiska (wzrost naprężeń pierwotnych w górotworze).

- Maksymalny zasięg strefy uplastycznionego górotworu w stropie wyrobisk korytarzowy zlokalizowanych na głębokości 900 m p.p.t. (wariant 1 obciążenia) wyniósł $\sim 1,00$ m (rys. 1). Natomiast maksymalny zasięg strefy uplastycznionego górotworu w stropie wyrobisk korytarzowy zlokalizowanych na głębokości 1200 m p.p.t. (wariant 2 obciążenia) wyniósł $\sim 1,53$ m (rys. 2). Świadczy to o tym, że głębokość posadowienia wyrobiska w górotworze może mieć kluczowe znaczenie dla stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach LGOM. Mogą pojawić się problemy z utrzymaniem stateczności, gdy strefa uplastycznionego górotworu w stropie wyrobisk będzie większa od strefy zakotwionej.
- Powierzchnia obszaru uplastycznionego górotworu wokół wyrobisk korytarzowych drążonych w wiązce zwiększa się wraz ze wzrostem głębokości posadowienia wyrobisk (wzrost naprężeń pierwotnych w górotworze), zjawisko to negatywnie wpływa na stateczność wyrobisk górniczych i jest ściśle związane z parametrami wytrzymałościowo-odkształceniowymi warstw skalnych wokół wyrobisk.
- Wyniki symulacji numerycznych, które otrzymano dla modelu sprężysto-plastycznego z osłabieniem górotworu, najbardziej są zbliżone do obserwowanych przypadków utraty stateczności przez wyrobiska górnicze w polskich kopalniach rud miedzi.



Rys. 1. Obszar elementów uplastycznionych, wariant 1 obciążenia

Fig. 1. Yielded element zone, load variant 1



Rys. 2. Obszar elementów uplastycznionych, wariant 2 obciążenia

Fig. 2. Yielded element zone, load variant 2

Przeprowadzone modelowanie numeryczne pozwoliło optymalnie dobrać obudowę kotwową dla wyrobisk korytarzowych, które drążone są na różnych głębokościach w górotworze w warunkach kopalni Rudna. Ze względów bezpieczeństwa przyjęto zasadę, że strefa zakotwionego górotworu w stropie wyrobiska musi być większa o co najmniej 0,5 m od maksymalnego zasięgu strefy uplastycznionej. Dla wyrobisk korytarzowych drążonych na głębokości 900 m p.p.t. wybrano kotwy wklejane typu RM-18 o długości 1,6 m i siatce kotwienia (rozstaw kotew) $1,5 \times 1,5$ m. Natomiast dla wyrobisk korytarzowych drążonych na głębokości 1200 m p.p.t. wybrano kotwy wklejane typu RM-18 o długości 2,2 m i siatce $1,5 \times 1,5$ m.

4. PODSUMOWANIE

Niektóre obserwowane przypadki utraty stateczności przez wyrobiska górnicze związane są z nieuwzględnianiem głębokości posadowienia wyrobiska w górotworze, a tym samym nieznanymi wielkościami naprężeń pierwotnych w górotworze, objętym robotami górniczymi. Prowadzone obserwacje dołowe w kopalniach LGOM potwierdzają, że istnieje związek między głębokością posadowienia wyrobisk korytarzowych w górotworze, a statecznością wyrobiska w warunkach geologiczno-górnich kopalni Rudna.

Przeprowadzone modelowanie numeryczne potwierdziło, że stateczność wyrobisk korytarzowych jest ściśle związana z wielkością naprężeń pierwotnych w górotworze (głębokością posadowienia wyrobiska), a także z kształtem wyrobiska, powierzchnią przekroju poprzecznego wyrobiska (szerokością wyrobiska pod stropem) oraz z parametrami wytrzymałościowo-odkształceniowymi skał wokół wyrobiska. Parametry te powinny być brane pod uwagę przy doborze obudowy dla wyrobisk korytarzowych.

Dokładnie rozpoznane pole naprężeń pierwotnych w rejonach prowadzonych robót górniczych pozwala opracować optymalne metody profilaktyczne. Bardzo przydatne w takich pracach są metody numeryczne, za pomocą których można wykonywać

w szerokim zakresie analizy stateczności wyrobisk górniczych. Przeprowadzone obserwacje dołowe rzeczywistych przypadków utraty stateczności w kopalni Rudna oraz symulacje numeryczne stateczności wyrobisk korytarzowych w pełni potwierdzają potrzebę stosowania modelowania numerycznego przy projektowaniu wyrobisk górniczych i doborze ich obudowy.

Badania wykonano w ramach działalności statutowej 0401/0126/17

LITERATURA

- ADACH K., BUTRA J., 2015, *Ocena wpływu pozostawionej resztki złoże na sytuację geomechaniczną w polu eksploatacyjnym w świetle modelowania numerycznego*, Rudy i Metale Nieżelazne, nr 5.
- ADACH-PAWELUS K., 2017, *Influence of the roof movement control method on the stability of remnant*, Earth & Environmental Sciences – IOP, III World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium, 1–10.
- BAUER J., BILIKOWSKI M., BUTRA J., DĘBKOWSKI R., WRÓBEL J., 2001, *Wyznaczanie szerokości filarów technologicznych w kopalniach rud miedzi z wykorzystaniem MES, w aspekcie stateczności stropu wyrobisk eksploatacyjnych*, Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki PWR, nr 73, Konf. nr 40.
- BUTRA J., PYTEL W., 2008, *Eksploatacja złoże zagrożonego tąpniętami w świetle modelowania numerycznego*, Rudy i Metale Nieżelazne, nr 2.
- DHAWAN K.R., SINGH D.N., GUPTA I.D., 2002, *2D and 3D finite element analysis of underground openings in an inhomogeneous rock mass*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 39(2), 217–227.
- GOSZCZ A., 1999, *Elementy mechaniki skał oraz tąpnięcia w polskich kopalniach węgla i miedzi*, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków.
- HOEK E., 1994, *Strength of rock and rock masses*, ISRM News Journal, 2(2), 4–16.
- HOEK E., BROWN E. T., 1997, *Practical estimates of rock mass strength*, Inter. Journ. of Rock Mechanics and Min. Sc., Vol. 34, No. 8, 1165–1186.
- HOEK E., CARRANZA-TORRES, C.T., CORKUM B., 2002, *Hoek-Brown failure criterion – 2002 edition*, Proc. North American Rock Mechanics Society meeting in Toronto, July, 2002.
- HOEK E., MARINOS P., 2000, *GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation*.
- Instrukcja wyznaczania parametrów geomechanicznych skał stropowych pod kątem określania klas stropu w kopalniach rud miedzi, przy doborze obudowy kotwowej*, 2017, KGHM PM SA (niepubl.).
- KIDYBIŃSKI A., 1982, *Podstawy geotechniki kopalnianej*, Wyd. „Śląsk”, Katowice.
- KŁECZEK Z., 1994, *Geomechanika górnicza*, Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.
- MARTIN C.D., KAISER P.K., CHRISTIANSSON R., 2003, *Stress, stability and design of underground excavations*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 40(7–8), 1027–1047.
- PAWELUS D., 2010, *Wpływ naprężeń poziomych na stateczność podziemnych wyrobisk górniczych w kopalniach rud miedzi*, Praca doktorska, Wrocław (niepubl.).
- PAWELUS D. i inni, 2015, *Opracowanie wytycznych doboru obudowy dla wyrobisk komorowych specjalnego przeznaczenia w kopalniach rud miedzi – Etap I*, oprac. dla KGHM CUPRUM Sp. z o.o.-CBR, Wrocław (niepubl.).
- PAWELUS D. i inni, 2015a, *Opracowanie wytycznych doboru obudowy dla wyrobisk komorowych specjalnego przeznaczenia w kopalniach rud miedzi – Etap II*, oprac. dla KGHM CUPRUM Sp. z o.o.-CBR, Wrocław (niepubl.).

- PAWELUS D., 2016, *Opracowanie wytycznych doboru obudowy dla wyrobisk komorowych specjalnego przeznaczenia w kopalniach rud miedzi – Etap III*, oprac. dla KGHM CUPRUM sp. z o.o.-CBR, Wrocław (niepubl.).
- SALUSTOWICZ A., 1955, *Mechanika Górnotworu*, Wyd. Górnictwo-Hutnicze, Stalinogród.
- TAJDUŚ A., CAŁA M., 2002, *O możliwości powstawania pionowych rozwarstwień stropu nad wyrobiskami komorowymi w LGOM*, Mat. Konf. XXV Zimowej Szkoły Mechaniki Górnotworu i Geoinżynierii.
- Wytyczne doboru, wykonywania i kontroli obudowy wyrobisk w zakładach górniczych KGHM PM SA*, 2017, KGHM PM SA (niepubl.).
- ZHU W.C., LI Z.H., ZHU L., TANG C.A., 2010, *Numerical simulation on rockburst of underground opening triggered by dynamic disturbance*, Tunnelling and Underground Space Technology, 25, 587–599.

ASSESSMENT OF THE MINING EXCAVATIONS STABILITY USING NUMERICAL METHODS

For mining excavations located at various depths in Polish copper ore mines, no procedures (criteria) have been defined for proper selection of mining support taking into account the values of virgin stresses. This is why, for a long time there has been a need to use numerical methods to solve the issues of this problem, in order to ensure long-term and safe functioning of mining headings, particularly those being driven under unfavourable geological and mining conditions. The paper presents an example of the application of numerical simulations to assess the stability of access headings and preparatory headings, which are located at various depths in the rock mass. This problem is very important due to the special safety requirements for mining headings that have been in use in mines for over a decade. The finite element method (FEM) was applied to assess the stability of mining headings under the conditions present in one of the copper mines in the Legnica-Glogow Copper Belt (the Rudna copper mine). Rock parameters for numerical modelling were determined on the basis of the Hoek-Brown classification. The RocLab 1.0 computer application was used for this purpose. Stress field parameters were determined on the basis of N.K. Bulin formulas. Numerical modelling was performed by means of the Phase2 v. 8.0 application in a triaxial stress state and plane strain state. The Mohr-Coulomb failure criterion was applied in numerical analyses. An elastic-plastic model with softening was applied to describe the rock medium. The obtained results of numerical analyses served to provide an example of the application of a roof bolting system to protect headings located at a depth of 900 m and 1200 m.

NOWE MOŻLIWOŚCI BADAWCZE LABORATORIUM TRANSPORTU TAŚMOWEGO

1. WPROWADZENIE

Laboratorium Transportu Taśmowego (LTT) powstało w latach osiemdziesiątych, a obecnie jest wiodącym laboratorium badawczym taśm przenośnikowych o ugruntowanej pozycji w kraju i w Europie. Laboratorium w 2006 roku uzyskało Certyfikat Akredytacji Laboratorium Badawczego nr AB 710 wydany przez Polskie Centrum Akredytacji, ponadto jest upoważnione do wykonywania badań i wydawania opinii w celu dopuszczenia przez Wyższy Urząd Górniczy taśm przenośnikowych do pracy w podziemnych zakładach górniczych, posiada trzydziestoletnie doświadczenie w prowadzeniu badań taśm przenośnikowych, połączeń taśm, gumy, tkanin, mieszanek kauczukowych oraz tworzywa sztucznych.

Laboratoryjna ocena trwałości eksploatacyjnej taśmy przenośnikowej wymaga oznaczenia wielu jej właściwości, jak: wytrzymałość na: rozciąganie i wydłużenie w kierunku wzdłużnym i poprzecznym, rozwarstwienie i ścinanie, rozciąganie okładek gumowych, ich odporność na: ścieranie i starzenie, działanie niskiej temperatury, palność i inne. Metody oznaczania wymienionych właściwości, są znormalizowane. Pozostaje grupa właściwości taśm, które posiadają zasadnicze znaczenie dla ich trwałości eksploatacyjnej, a które pomimo wielu badań teoretycznych i eksperymentalnych nie doczekały się opracowań w postaci aktów normatywnych (Hardygóra & Woźniak, 2001). Z uwagi na to, że większość taśm jest demontowana z przenośnika z powodu zużycia okładki gumowej oraz zniszczeń spowodowanych przebiciami i przecięciami dlatego wytrzymałość na przebicie i przecinanie wzdłużne taśm stanowią ważne kryteria oceny ich trwałości eksploatacyjnej. Niezależnie od właściwości wytrzymałościowych, taśmy pracujące w górnictwie podziemnym powinny spełniać wymagania bezpieczeństwa ze względu na zagrożenia pożarem i wybuchem. W tym celu palności poddawane są specjalnym badaniom (Hardygóra & Woźniak, 2014).

W referacie przedstawiono wybrane metody badań taśm przenośnikowych oraz połączeń wykonywanych w LTT oraz nowo projektowane stanowiska do badań w nowym budynku badawczym Geo 3M.

2. BADANIA ODPORNOŚCI TAŚM NA PRZEBICIA

2.1. METODA BADAŃ

Metoda oznaczania odporności taśmy przenośnikowej na przebicia polega na poddawaniu taśmy uderzeniom przebijaka ze wzrastającą energią. Po każdym uderzeniu próbka taśmy jest przemieszczana w nowe położenie. Badanie uważa się za zakończone, jeżeli przebijak uszkodzi próbkę taśmy na wylot. Energię uderzenia określa się z zależności (Hardygóra i in., 2010)

$$E = m \cdot g \cdot h \quad [\text{J}] \quad (1)$$

gdzie:

- m – masa przebijaka, [kg]
- g – przyspieszenie ziemskie, [m/s^2]
- h – wysokość spadku przebijaka, [m]

Po identyfikacji powstałych w taśmie uszkodzeń wykonuje się wykresy zależności wielkości uszkodzeń L [mm] od energii uderzenia E [J]. Z wykresów odczytuje się wartości energii:

- krytycznej E_k , przy której powstają w taśmie pierwsze uszkodzenia sięgające do rdzenia taśmy,
- przebicia E_p , przy której taśma ulega przebiciu na wylot,
- E_L , przy której uszkodzenia taśmy osiągają określoną wielkość.

Zamiast energii E_L można określić wielkość średniej energii E_{sr} biorąc pod uwagę pole pod krzywą $L = f(E)$. Wówczas

$$E_{sr} = \frac{\int_{E_k}^{E_p} f(E) dE}{E_p} \quad (2)$$

Badania przeprowadza się dla dwóch rodzajów podparcia taśmy:

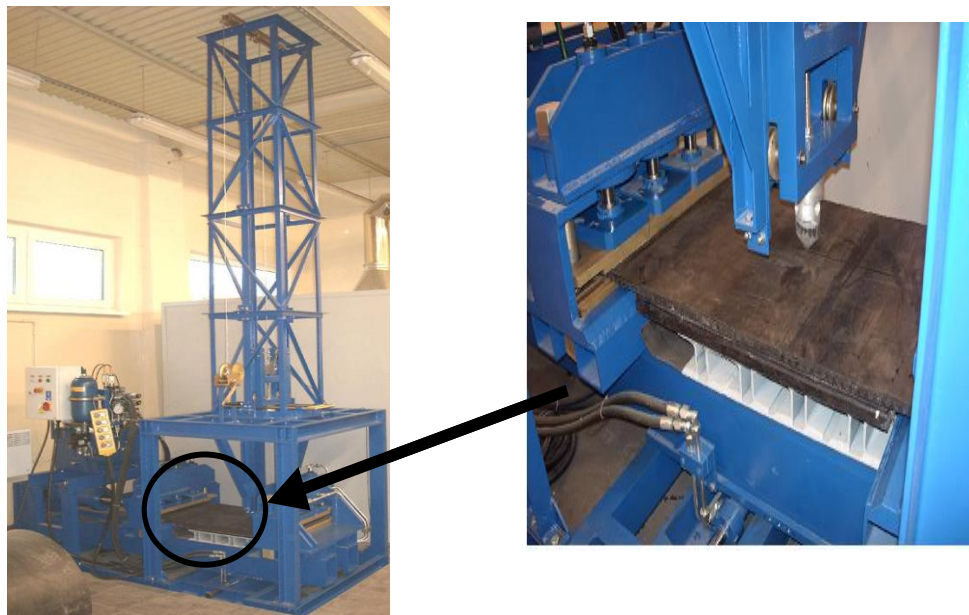
- stolikiem podporowym i płytą gumową – w przypadku symulacji podparcia ogumowanym krążnikiem,
- bez podparcia – w przypadku symulacji uderzeń w obszar pomiędzy krążnikami.

Przy symulacji uderzeń pomiędzy krążnikami taśma jest mocowana w szczękach zaciskowych i napinana siłą wywołującą naprężenia równe 10% naprężeń zrywających. Ocenę odporności danej taśmy na przebicie dokonuje się na podstawie badań dwóch próbek: jednej naprężonej za pomocą szczęk zaciskowych i nie podpartej na odcinku pomiarowym oraz drugiej, która na części badanej podparta jest płytą gumową o grubości 50 mm leżącą na sztywnym stole. Dla każdej badanej próbki uzyskuje się sześć wartości energii. Porównując pomiędzy sobą taśmy o różnej konstrukcji jest wygodnie posługiwać się wartościami uśrednionymi dla każdej badanej taśmy.

2.2. STANOWISKO BADAWCZE

Stanowisko badawcze LTT (rys. 1) charakteryzuje się parametrami technicznymi:

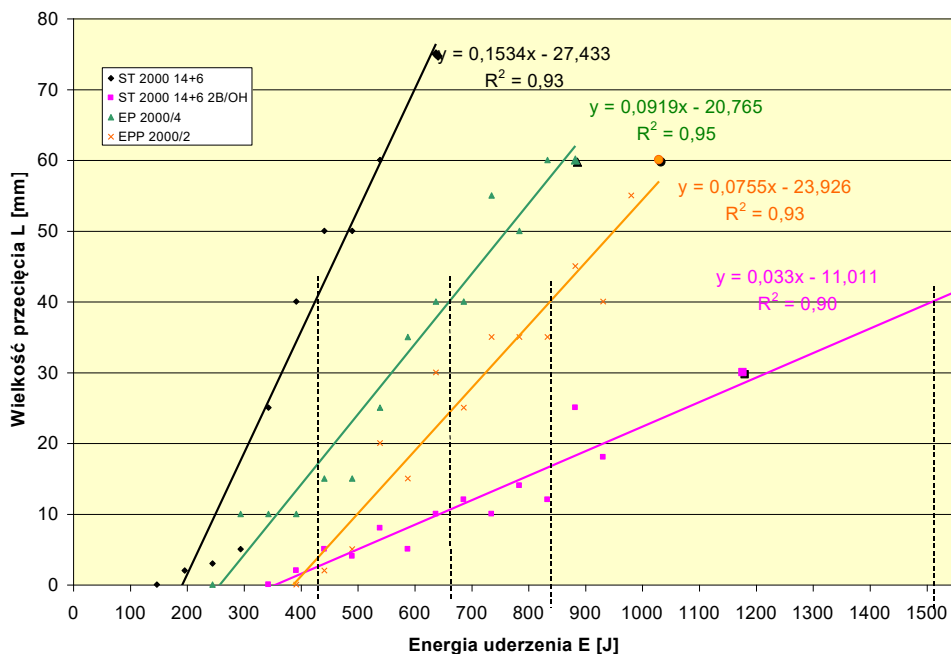
- wysokość spadku wózka z przebijakiem $0 \div 3000$ mm,
- masa wózka z przebijakiem 50 kg (z możliwością zwiększenia do 70 kg),
- wymiary próbki taśmy: szerokość 500 mm, długość 1300 mm.
- siła napięcia taśmy $0 \div 259$ kN.



Rys. 1. Widok stanowiska do przebijania taśm
Fig. 1. Test stand for belt puncture

Przykładowe wykresy uzyskane z badań czterech taśm pokazano na rysunku 2. Wykresy przedstawiają wyniki badań taśm przy symulacji uderzenia w taśmę pomiędzy krążnikami. Wyniki tych badań wskazują na istotne różnice w odporności taśm na przebicie w zależności od konstrukcji taśm, oraz na istotny wpływ przekładek ochronnych w taśmach z linkami stalowymi.

Badania wykazały wysoką skuteczność niektórych rozwiązań konstrukcyjnych, gdzie uzyskano prawie dwukrotnie zwiększoną odporność na przebicie w porównaniu z taśmami standardowymi bez przekładek ochronnych (Komander i in., 2014).



Rys. 2. Wyniki badań odporności na przebicie taśm przy symulacji uderzenia pomiędzy krążnikami
Fig. 2. Test results of belts puncture resistance in the simulation of impact between idlers

3. BADANIA ODPORNOŚCI TAŚM NA PRZECINANIE WZDŁUŻNE

3.1. METODA BADAŃ

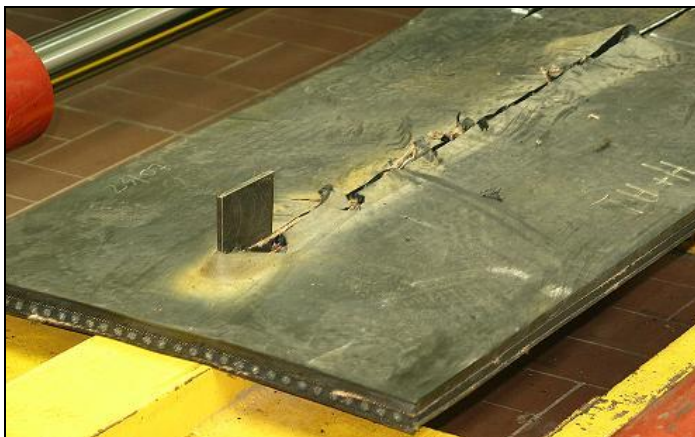
Badania taśm na przecięcia wzdłużne prowadzone w latach osiemdziesiątych miały na celu opracowanie takiej konstrukcji taśmy, aby opór przecinania powodował odrzucenie przecinającego elementu, jego wygięcie lub też zatrzymanie napędu. Celem takiego dotąd nie osiągnięto. Wydaje się, że obecnie nie jest realne osiągnięcie tak wysokiej wytrzymałości taśmy na przecięcie. Można bowiem opracować taśmę o bardzo wysokiej wytrzymałości na przecięcie, której stosowanie w eksploatacji będzie ryzykowne, ponieważ w przypadku zaistnienia przecięcia wzdłużnego może nastąpić porozdzieranie okładki na znacznej szerokości taśmy lub jej całkowite odwarstwienie. Taśmę należy uznać za dobrą wtedy, gdy przy wysokiej wytrzymałości na przecięcie wzdłużne w czasie próby przecinania wzdłużnego nie wystąpi odwarstwienie okładek po obydwu stronach linii cięcia. Badania odporności na przecinanie wzdłużne wykonywane w LTT polegają na określeniu wielkości siły potrzebnej do ich przecinania przy użyciu specjalnego noża (Hardygóra & Komander, 1997).

W trakcie pomiaru próbka taśmy uchwycona z jednej strony w szczękę zaciskową jest przesuwana siłownikiem hydraulicznym. W czasie tego ruchu nóż ustawiony nie-

ruchomo w osi taśmy powoduje jej przecinanie. Siła przecinania jest rejestrowana. Średnia wielkość tej siły charakteryzuje odporność taśmy na przecinanie.

3.2. STANOWISKO BADAWCZE

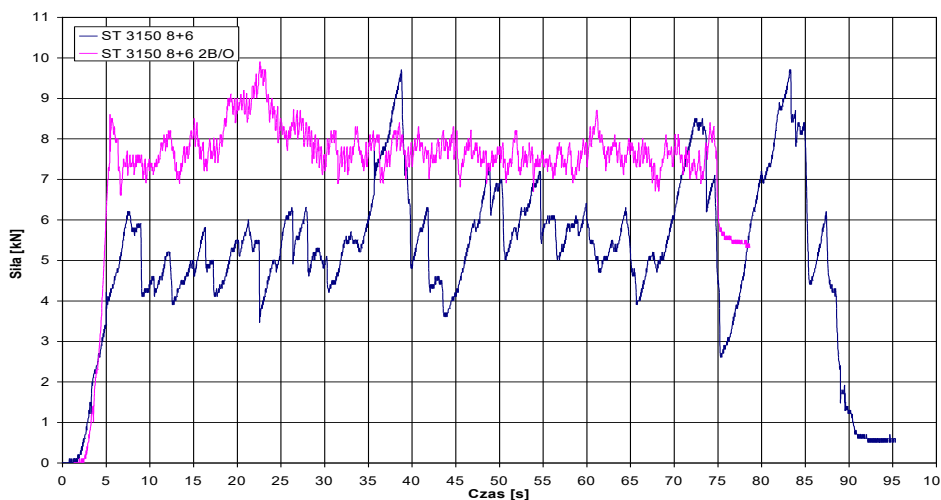
Stanowisko badawcze zbudowano na bazie zrywarki poziomej ZT 40. Do jednego z uchwytów zrywarki zamocowana jest przegubowo belka z przytwierdzonym do niej nożem tnącym. Widok próbki poddanej badaniu oporu przecinania na stanowisku badawczym pokazano na rysunku 3.



Rys. 3. Przecinanie wzdłużne taśmy przenośnikowej ST3150 14T+7T
Fig. 3. Longitudinal cutting of the ST3150 14T + 7T conveyor belt

Stanowisko badawcze charakteryzuje się parametrami technicznymi: zakres pomiarowy 100 kN, narzędzie tnące o grubości 6 mm o przekroju prostokątnym, prędkość przecinania 100 mm/s, wymiary próbki 500×1300 mm. Przykładowe wykresy przecinania taśm z linkami stalowymi pokazano na rysunku 4.

Zwiększenie odporności na przecinanie taśm z linkami stalowymi otrzymuje się przez zwiększenie grubości okładek gumowych oraz zastosowanie przekładek ochronnych. Najlepsze efekty uzyskuje się jeżeli przekładki ochronne zbudowane są z nici kordowych ułożonych poprzecznie do taśmy w kilkumilimetrowych odstępach. Warunkiem dobrego efektu jest także wysoka wytrzymałość adhezyjna okładek do rdzenia taśmy, a także wysoka przyczepność linek do warstwy rdzeniowej. Przez zastosowanie przekładek ochronnych można uzyskać około 40–60% wzrost odporności taśmy na przecinanie.



Rys. 4. Przebieg siły przecinania taśm ST 3150 standardowej i z dwoma przekładkami ochronnymi
 Fig. 4. Cutting force diagram of the ST 3150 standard belts with two protective textile

4. BADANIA PALNOŚCI TAŚM

4.1. BADANIA PALNOŚCI Z WYKORZYSTANIEM PALNIKA PROPANOWEGO

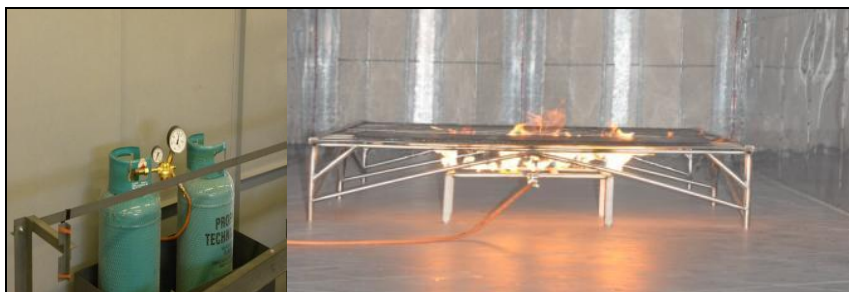
Badania służą do rozpoznania zachowania się taśmy przenośnikowej w sytuacji pożaru. W tym celu taśmę poddaje się działaniu ognia z palnika propanowego i określa powstające uszkodzenia oraz skłonność do podtrzymywania oraz rozprzestrzeniania się ognia wzdłuż badanej próbki. Wyniki badań uzyskiwane na tym stanowisku są jednymi z podstawowych, służących do określenia kategorii bezpieczeństwa taśm zgodnie z wymaganiami normy PN-EN 14973:2016-01. Badania są wykonywane metodami opisanymi w normie PN-EN 12881-1:2014-09 wg czterech metod pomiaru: A, B, C i D.

W metodzie A stosuje się próbkę o długości 2 m i palnik gazowy spalający 1,30 kg propanu w ciągu 10 minut. W metodzie B stosuje się próbkę o długości 2,5 m i dwa palniki gazowe usytuowane powyżej i poniżej badanej próbki z których każdy spala 2,60 kg propanu w ciągu 20 minut. W metodzie C (sztolnia modelowa) stosuje się próbkę o długości 1,5 m i palnik gazowy spalający 565 g propanu w ciągu 50 minut.

Stanowisko do badania palności taśm metodą A składa się z elementów (rys. 5):

- sztolnia o wymiarach (15×2×2) m,
- stojak na taśmę o długości 2,7 m i szerokości 1,25 m,
- palnik gazowy o wymiarach (450×450) mm składający się z czterech równoległych rur z 52 otworami o średnicy 1,5 mm,

- butla na gaz propan z zaworem redukcyjnym, zaworem jednokierunkowym i kryzą o grubości 1,7 mm i otworze o średnicy 2,5 mm,
- waga do ważenia butli,
- anemometr,
- termopara.



Rys. 5. Fragment sztolni z butlami na gaz propan w trakcie prób palności metodą A
Fig. 5. A part of a drift with propane gas cylinders during the flammability test using method A

Badania przeprowadza się na dwóch próbkach o wymiarach: szerokość 1200 mm, długość 2 m. Jedną próbkę umieszcza się nad palnikiem okładką nośną do góry, a drugą próbkę okładką bieżną do góry. W trakcie badań prędkość przepływu powietrza w sztolni wynosi 1,5 m/s. Próbkę poddaje się działaniu ognia przez 10 minut, przy wydajności spalania propanu 1,3 kg w ciągu 10 minut. Po badaniu identyfikuje się uszkodzenia taśmy. Za uszkodzenia uważa się zwiększenie kruchości, utwardzenie, spękanie, pęcherze lub inne skazy. Wynikiem próby jest najmniejsza długość nieuszkodzonego odcinka taśmy.

Stanowisko do badania palności taśm metodą B różni się od stanowiska metodą A palnikiem gazowym, tu podwójnym, jeden nad drugim. Każdy palnik zasilany jest z oddzielnej instalacji. Badana taśma znajduje się w środku pomiędzy palnikami. Próbkę poddaje się działaniu ognia przez 20 minut przy wydajności spalania propanu 1,3 kg na 10 minut przez każdy palnik (rys. 6).



Rys. 6. Stanowisko badań palności taśm metodą B wg PN-EN 12881-1:2014-09
Fig. 6. Flame testing of belts by method B according to PN-EN 12881-1:2014-09

Stanowisko do badania palności taśm metodą C (rys. 7) składa się z elementów:

- sztolnia modelowa o wymiarach: długość 1676 mm, wlot sztolni 460×460 mm,
- stojak na taśmę o długości 1500 mm i szerokości 220 mm,
- butla na gaz propan z zaworem redukcyjnym i zaworem jednokierunkowym,
- palnik gazowy z 6 dyszami oraz waga do ważenia butli,
- rotametr, anemometr i termopara typu K z rejestratorem temperatury



Rys. 7. Stanowisko do badania palności taśm metodą C wg PN-EN 12881-1:2014-09
Fig. 7. Flame testing of belts by method C according to PN-EN 12881-1:2014-09

4.2. BADANIA PALNOŚCI TAŚM METODĄ TARCIA NA BĘBNIE

Do oceny odporności taśmy na miejscowe nagrzewanie pochodzące od tarcia wytypowano metodę bębna ciernego (PN-EN 1554:2012). Polega ona na poddaniu unieruchomionej taśmy tarcia o powierzchnię obracającego się bębna i obserwowaniu czy taśma zapali się, czy zacznie się żarzyć oraz monitorowaniu i zapisywaniu temperatury powierzchni bębna (rys. 8). Badanie można prowadzić bez nadmuchu powietrza (metoda A) lub z nadmuchem powietrza z prędkością przepływu 2 m/s (metoda B), ze stałym obciążeniem próbki (metoda A1 i B1) lub ze wzrastającym obciążeniem próbki (metoda A2 i B2). Metoda bębna ciernego jest bardzo ważną metodą badań w ocenie bezpieczeństwa pożarowego taśm przenośnikowych, ponieważ symuluje ona najczęściej występujące przyczyny pożarów taśmy.



Rys. 8. Stanowisko do badania palności taśm metodą bębna ciernego
Fig. 8. The friction drum for testing the flammability of belts

4.3. BADANIE PALNOŚCI TAŚM W MAŁEJ SKALI

Do tej kategorii badań można zaliczyć metody badań według:

1. PN-EN ISO 340 – metoda płomieniowa. Stosuje się próbki o wymiarach: szerokość 25 mm, długość 200 mm. Próbki poddawane są działaniu płomienia o temperaturze 1000 °C przez 45 sekund. Mierzony jest czas dalszego palenia i dalszego żarzenia próbek po zaniku płomienia palnika.
2. PN-C-05019 – metoda gorącej powierzchni. Stosuje się próbki o wymiarach 20×20 mm. Próbki umieszcza się na gorącej płycie stalowej. Mierzona jest temperatura w której następuje zapalenie się próbki w ciągu 60 s oraz temperatura w której próbki nie zapalają się w tym czasie.
3. PN-ISO 4589-2 – metoda wskaźnika tlenowego. Stosuje się próbki o wymiarach: szerokość 10 mm, długość 100–150 mm. Próbki umieszcza się w naczyniu z regulowaną zawartością tlenu. Określa się taką zawartość tlenu w powietrzu, przy której próbka nie gaśnie po zainicjowaniu palenia przy użyciu palnika.

Laboratorium LTT prowadzi badania palności taśm wszystkimi wymienionymi metodami.

5. BADANIA TAŚM ENERGOOSZCZĘDNYCH

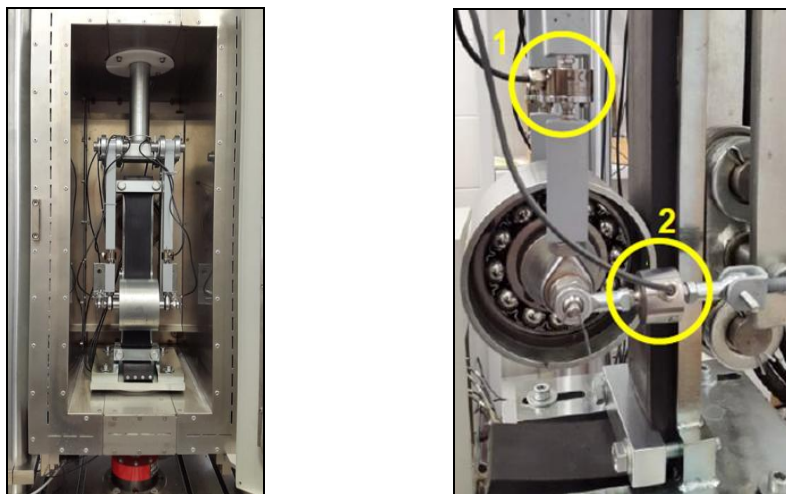
Współczesne przenośniki taśmowe mogą transportować materiały na odległość kilkudziesięciu kilometrów, pokonywać przestrzenne krzywizny, osiągając przy tym wydajność kilkudziesięciu tysięcy ton na godzinę. Obecne prace badawcze skupiają

się wokół rozwiązań zapewniających realizację tych samych zadań transportowych, ale przy mniejszym zużyciu energii.

W laboratorium opracowano nowe stanowiska badawcze oraz metody pomiaru oporu toczenia krążnika po taśmie przenośnikowej. Opory toczenia taśmy po krążnikach stanowią 50–60% całkowitych oporów ruchu długich, poziomych przenośników taśmowych stosowanych m.in. w kopalniach węgla brunatnego, rud miedzi i elektrowniach. Dotychczasowe doświadczenia wykazały, że zmiana parametrów mieszanki gumowej na okładkę bieżną oraz konstrukcji taśmy może spowodować zmniejszenie oporów toczenia, a zarazem zużycia energii przez napęd przenośnika, o kilkadziesiąt procent (Bajda, 2009).

Stanowisko badawcze w małej skali (rys. 9) umożliwia analizowanie wpływu temperatury otoczenia, wartości obciążenia i częstości przejazdu krążnika na opory toczenia taśmy po krążnikach (Woźniak, 2017). Małe rozmiary próbek do badań sprzyjają poszukiwaniu optymalnych pod względem energooszczędności konstrukcji taśm (m.in. rodzaj i grubość okładki bieżnej taśmy, rodzaj rdzenia, zastosowanie przekładek ochronnych).

Stanowisko badawcze w dużej skali o konstrukcji równi pochyłej przedstawiono na rysunku 10. Na powierzchni równi znajduje się taśma przenośnikowa (okładką bieżną do góry) po której toczy się wózek. Układ jezdny wózka składa się z dwóch standardowych krążników o wcześniej pomierzonych oporach obracania się. Wykorzystując równania opisujące ruch wózka na równi i mierząc parametry tego ruchu (opóźnienie) wyznacza się opór toczenia taśmy po krążnikach (krążników po taśmie). Do badań potrzebny jest odcinek taśmy o długości około 7,5 m i szerokości 0,5 m.



Rys. 9. Widok stanowiska do badań oporów toczenia taśmy po krążnikach – badania w małej skali

Fig. 9. View of the rolling resistance test stand – small scale tests



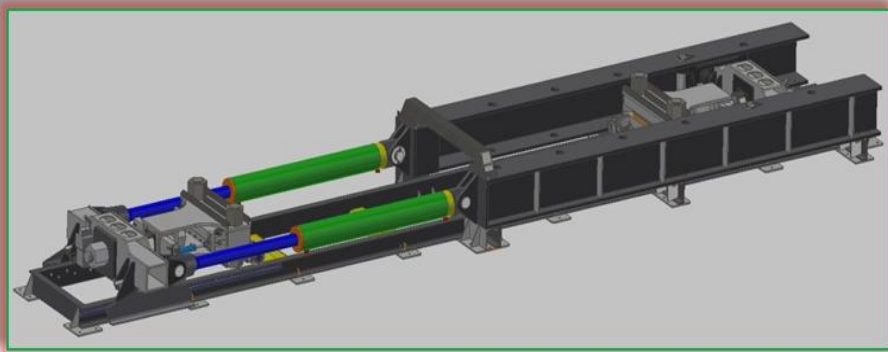
Rys. 10. Stanowisko pomiarowe do badania oporów toczenia metodą równi pochyłej
 Fig. 10. The measuring stand for rolling resistance testing using the incline method

6. BADANIA POŁĄCZEŃ

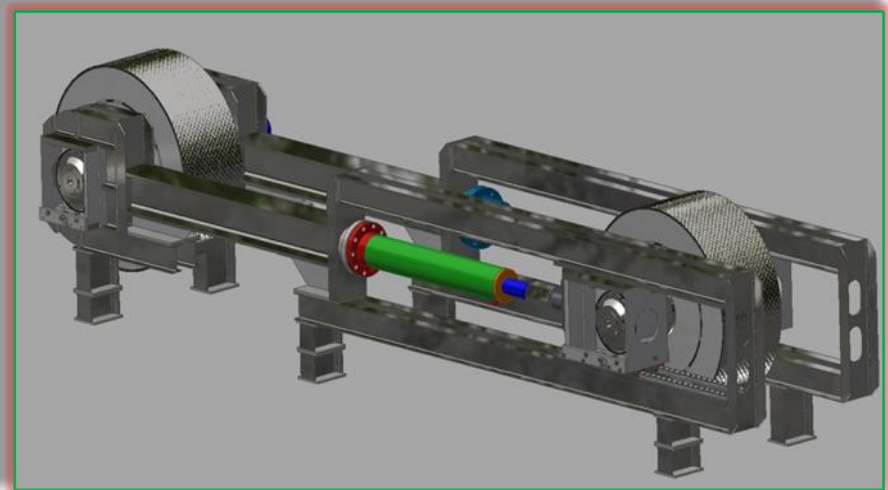
Najsłabszym elementem pętli taśmy pracującej na przenośniku jest jej połączenie. W laboratorium, od początku jego istnienia, prowadzi się prace badawcze w celu doskonalenia metod łączenia taśm przenośnikowych oraz dokonuje się ich weryfikacji poprzez jedyne w Polsce badania wytrzymałościowe połączeń o pełnej ich długości. Zrealizowane projekty badawcze zaowocowały opracowaniem optymalnych konstrukcji złączy (dobór geometrii złącza i właściwości materiałów do łączenia) taśm przenośnikowych z linkami stalowymi i taśm tkaninowo-gumowych (Błażej i in., 2017).

Dotychczasowe prace badawcze prowadzono na zaprojektowanej LTT poziomej zrywarkie do połączeń taśm ZP40T, na której można badać próbki o szerokości do 200 mm i sile zrywającej próbkę do 400 kN. W nowym budynku badawczym GEO-3 M mamy w fazie projektowej kolejne stanowiska badawcze do tych badań. Innowacyjnym stanowiskiem będzie jedyna w kraju zrywarka pozioma do badania połączeń o pełnej długości o maksymalnej sile rozciągającej do 1000 kN i szerokości próbki do 300 mm (rys. 11). Doświadczenia zdobyte przy projektowaniu i użytkowaniu wersji zrywarki ZP40T, zaowocowały wieloma unikatowymi rozwiązaniami jak system mocowania taśmy w uchwytach, czy system pomiaru siły zrywającej. W rezultacie przekłada się to na wysoką precyzję, powtarzalność oraz bezpieczeństwo pomiarów.

Kolejnym, a zarazem największym zadaniem projektowym jest budowa stanowiska do badań dynamicznych połączeń taśm przenośnikowych. Do tej pory w LTT wykonywało szereg standardowych i niestandardowych badań złączy taśm, jednak nie dysponowano możliwością badań dynamicznych połączeń zabudowanych w pętli taśmy. Stanowisko przedstawione na rysunku 12 pozwala na realizowanie badań zgodnie z normą DIN 22110-3.



Rys. 11. Model nowej zrywarki poziomej o maksymalnej sile rozciągającej 1000 kN
Fig. 11. The model of a new horizontal tensile machine with a maximum tensile force of 1000 kN

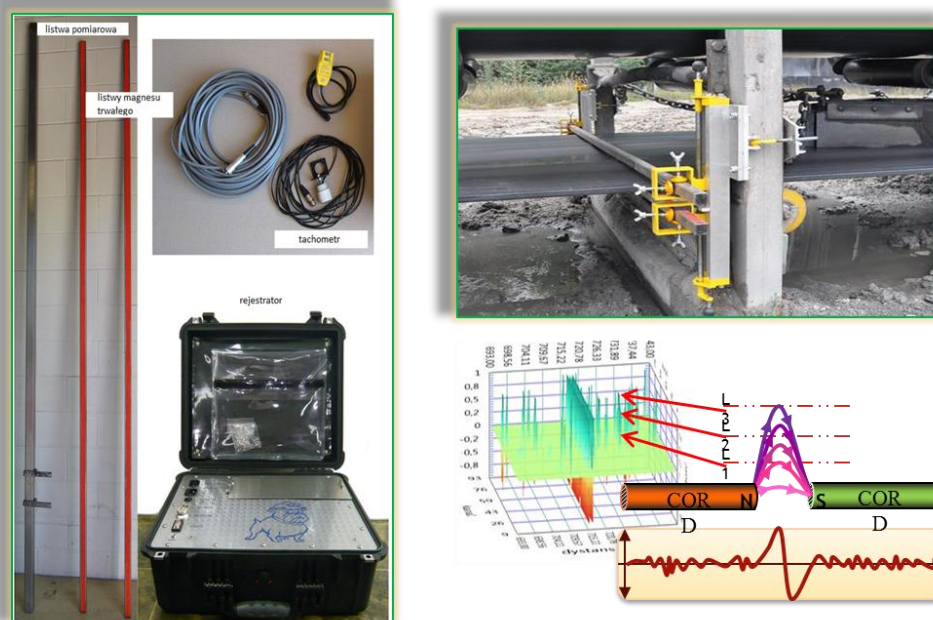


Rys. 12. Stanowisko do badań dynamicznych połączeń w pętli taśmy
Fig. 12. Test stand for dynamic testing of belt splices

Umożliwia zatem badanie złącza w zamkniętej pętli o szerokości od 200 do 400 mm, zadawanie obciążeń stałych i zmiennych według zadanych charakterystyk w zakresie do 1000 kN z regulowaną automatycznie prędkością taśmy do 12 m/s. Dzięki układowi trzech wymiennych bębnow o średnicach: 1000 mm, 1250 mm oraz 1500 mm możliwe jest badanie większości typów taśm stosowanych w polskim górnictwie.

7. DIAGNOSTYKA TAŚM

Diagnostyka bezinwazyjna taśm przenośnikowych to nowy kierunek i możliwości badawczych LTT. Diagnozowanie stanu rdzenia taśm przenośnikowych w oparciu o testowaną od wielu lat metodę badań magnetycznych jest realizowane za pomocą systemu DiagBelt (rys. 13).



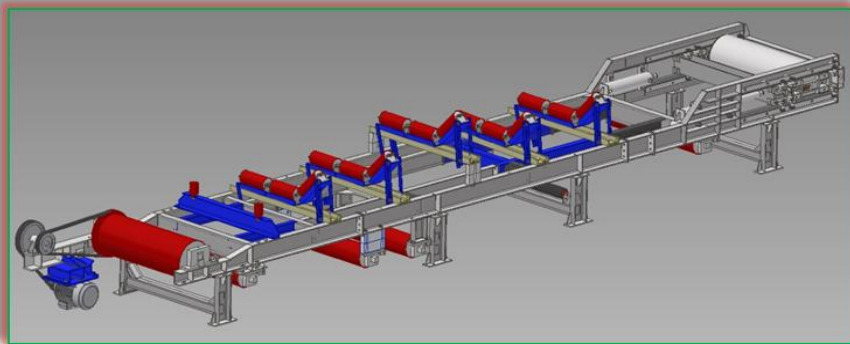
Rys. 13. Elementy systemu magnetycznego DiagBelt zainstalowane na przenośniku ((Błażej i in., 2015)

Fig. 13. DiagBelt magnetic system elements installed on the conveyor ((Błażej i in., 2015)

Metoda badań magnetycznych (NDT) polega na pomiarze i rejestrowaniu zmian pola magnetycznego, powstających w miejscach nieciągłości (uszkodzeń) namagnesowanych linii stalowych rdzenia taśm za pomocą głowicy wysokiej rozdzielczości. Wyniki badań po analizie dokonywanej automatycznie przez specjalistyczne oprogramowanie przedstawiane są w przystępnej, również graficznej, formie użytkownikowi systemu. Otrzymuje on pełną informację nie tylko o stanie całej pętli taśmy, ale również o poszczególnych jej odcinkach oraz o ilości, wielkości i pozycji uszkodzeń na taśmie (Błażej i in., 2018). System DiagBelt jest pomocnym narzędziem nie tylko w ocenie stanu rdzenia taśm typu St, ale także w ocenie stanu połączeń. Za jego pomocą można dokonać szczegółowej inwentaryzacji taśm na przenośnikach, otrzymując pełną informację o długości taśm oraz ilości i długości istniejących połączeń.

Najważniejszą inwestycją LTT w ostatnich latach jest finalizowana budowa nowego laboratorium badawczego w Geocentrum 3, gdzie powstanie m.in. przenośnik

testowy (rys. 14). Przenośnik ten umożliwił będzie testowanie taśm i ich połączeń o szerokości do 1000 mm, poruszających się z prędkością do 10m/s. Dzięki zastosowaniu układu hydraulicznego napinania taśmy ze sterowaniem elektronicznym możliwe będzie zadawanie obciążeń taśmy do 20% siły zrywającej. Ruchomy układ nieckowy zapewni szeroki zakres regulacji niecki od 0 do 45 stopni. Przenośnik ten zwiększy możliwości laboratorium w zakresie badań i diagnostyki taśm przenośnikowych.



Rys. 14. Model przenośnika testowego z układem zmiennej geometrii niecki taśmy
Fig. The model of the test conveyor with the variable trough of the belt geometry

8. PODSUMOWANIE

1. Producenci taśm przenośnikowych odczuwający wpływ konkurencji zmuszeni są do stałego poszukiwania lepszych rozwiązań. Jest oczywiste, że każde nowe rozwiązanie musi być poddane odpowiednim testom, najlepiej dającym wyniki w stosunkowo krótkim czasie. Istnieje więc zapotrzebowanie na rozwój i unowocześnianie laboratoriów oraz metod badawczych, które mogłyby szybko i precyzyjnie ocenić jakość i przewidywaną trwałość wyrobu w określonych warunkach pracy. W związku z tymi wymaganiami budowane są nowe stanowiska badawcze.
2. W Laboratorium Transportu Taśmowego Wydziału Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej stosuje się ponad 30 metod badawczych taśm przenośnikowych. W referacie przedstawiono niektóre z nich, aby szerzej zaprezentować nowe stanowiska badawcze, które uruchomiono lub uruchomi się w najbliższym czasie. Nowe stanowiska badawcze istotnie zwiększą możliwości realizacji projektów badawczych na potrzeby producentów i użytkowników taśm przenośnikowych.
3. Przedstawione stanowiska badawcze do analizy trudnopalności taśm przenośnikowych stanowią kluczowe zaplecze do oceny bezpieczeństwa pożarowego stosowania taśm w podziemnych wyrobiskach górniczych.

LITERATURA

- BAJDA M., 2009, *Wpływ okładki gumowej na opory toczenia taśmy przenośnikowej po krążnikach*, Praca doktorska (niepubl.), Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, Wrocław.
- BŁAŻEJ R., BAJDA M., HARDYGÓRA M., 2017, *Monitoring creep and stress relaxation in splices on multiply textile rubber conveyor belts*, Acta Montanistica Slovaca., Vol. 22, No. 2, 116–125.
- BŁAŻEJ R., JURDZIAK L. KOZŁOWSKI T., KIRJANOW A., 2018, *The use of magnetic sensors in monitoring the condition of the core in steel cord conveyor belts – tests of the measuring probe and the design of the DiagBelt system*, Measurement, Vol. 123, 48–53.
- BŁAŻEJ R., JURDZIAK L., KIRJANOW A., KOZŁOWSKI T., 2015, *Evaluation of the quality of steel cord belt splices based on belt condition examination using magnetic techniques*, Diagnostyka, Vol. 16, No. 3, 59–64.
- HARDYGÓRA M., KOMANDER H., 1997, *Badania odporności taśm przenośnikowych na przecinanie wzdłużne*. III Konferencja Naukowa – Metody doświadczalne w budowie i eksploatacji maszyn, Szklarska Poręba.
- HARDYGÓRA M., KOMANDER H., BAJDA M., 2010, *Nowe możliwości badawcze laboratorium transportu taśmowego w zakresie właściwości taśm przenośnikowych o zwiększonej odporności eksploatacyjnej i trudnopalności*. W: Nowe rozwiązania w transporcie taśmowym : XVIII międzynarodowe sympozjum, Zakopane, 6–7 maja 2010. Kraków : Agencja Wydawniczo-Konsultingowa GEO, cop. 79–89.
- HARDYGÓRA M., WACHOWICZ J., CZAPLICKA-KOLARZ K., MARKUSIK S., 1999, *Taśmy przenośnikowe*. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Fundacja Książka Naukowo-Techniczna Warszawa
- HARDYGÓRA M., WOŹNIAK D., 2001, *Standardowe badania taśm przenośnikowych*, Transport Przemysłowy, nr 1, 5–8.
- HARDYGÓRA M., WOŹNIAK D., 2001, *Niestandardowe badania taśm przenośnikowych*, Transport Przemysłowy, nr 2, 5–9.
- HARDYGÓRA M., WOŹNIAK D., 2013, *Podstawowe wymagania dla taśm w podziemnych górniczych systemach odstawy urobku*, Przegląd Górniczy, nr 7, 52–60,
- KOMANDER H., HARDYGÓRA M., BAJDA M., KOMANDER G., LEWANDOWICZ P., 2014, *Assessment methods of conveyor belts impact resistance to the dynamic action of a concentrated load*, Eksploatacja i Niezawodność – Maintenance and Reliability, Vol. 16, No. 4, 579–584.
- WOŹNIAK D., 2017, *Nowa metoda pomiaru oporu toczenia taśmy przenośnikowej po krążnikach*, Monografia: Kruszywa mineralne, t. 1, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej, Wrocław, 201–210.
- ŻUR T., HARDYGÓRA M., 1996, *Przenośniki taśmowe w górnictwie*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice
- PN-EN 14973:2016-01. *Taśmy przenośnikowe stosowane w wyrobiskach podziemnych. Wymagania bezpieczeństwa elektrycznego i pożarowego*.
- PN-EN 12881-1:2014-09. *Taśmy przenośnikowe. Badanie palności metodą symulacji pożaru. Część 1: Badania z wykorzystaniem palnika propanowego*.
- PN-EN 1554:2012. *Taśmy przenośnikowe. Badanie tarcia na bębnie*.
- PN-EN ISO 340:2013-07. *Taśmy przenośnikowe. Oznaczenie trudnopalności metodą płomieniową*.
- PN-C-05019:1998. *Górnictwo rud miedzi. Taśmy przenośnikowe trudnopalne. Parametry oceny i metody badań trudnopalności*.

NEW RESEARCH OPPORTUNITIES IN BELT CONVEYING LABORATORY

In the Belt Conveying Laboratory of the Faculty of Geoen지니어ing, Mining and Geology of the Wrocław University of Science and Technology, over 30 methods of testing conveyor belts and their

splices are used. The paper presents only some of them in order to focus on the new research stands that have been launched or will be launched in the near future in the new GE-3M research building. The new test stands will significantly increase the possibilities of implementing research projects tailored to meet the needs of manufacturers and users of conveyor belts. The paper also presents test stands for the analysis of fire resistance of conveyor belts, which constitute the key base for the assessment of fire safety of the use of belts in underground mining excavations.

GEODEZJA I GEOINFORMATYKA NA WYDZIALE GEOINŻYNIERII, GÓRNICTWA I GEOLOGII. DOŚWIADCZENIA I PERSPEKTYWY

1. WPROWADZENIE

Geoinformatyka na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii (wówczas Górnictwa) pojawiła się w ofercie nauczania w 2001 roku, jako jedna ze specjalności dla studentów dziennych studiów magisterskich na kierunku górnictwo i geologia inżynierska. Specjalność i struktura jej programu była odpowiedzią na ówczesne oraz spodziewane potrzeby rynku związane z pojawieniem i upowszechnieniem się nowych technologii: pozycjonowanie satelitarne GPS (GNSS), systemy informacji geograficznej GIS, GPS-GIS, komputerowe wspomaganie projektowania (CAD), automatyzacja precyzyjnych pomiarów geodezyjnych oraz integracja geotechnicznych i geodezyjnych pomiarów deformacji. Wdrażanie coraz większej liczby projektów budowy aplikacyjnych systemów informacji przestrzennej SIP/GIS oraz nimi zarządzanie w przedsiębiorstwach i administracji wymagało kadry o odpowiedniej wiedzy specjalistycznej oraz umiejętnościach. Przedstawiciele Zakładu Geodezji i Geoinformatyki już od lat 90. XX w. uczestniczyli w konferencjach na temat dydaktyki, m.in. Systemy Informacji Przestrzennej, automatyzacja modelowania kartograficznego i redakcji map w programach geodezyjnych i geograficznych kierunków studiów (Bac-Bronowicz, 1999) i Geoinformacja w Polsce (Woźniak, 2004) przyczyniając się do zwiększania ilości zajęć w programach nauczania przy pomocy oprogramowania komputerowego w zakresie systemów informacji geograficznej. Na edukację, jako kluczowy element w rozwoju systemów geoinformacyjnych zwracał uwagę prezes Polskiego Towarzystwa Informacji Przestrzennej, wskazując na dynamiczny rozwój technologii informacyjnych i telekomunikacyjnych i powiązanych z nimi geoprzestrzennymi i rosnące potrzeby społeczeństwa w tej dziedzinie oraz na konieczność dostosowania kształcenia do zmieniających się potrzeb społecznych i gospodarczych (Gaździcki, 2004, 2009). Program nauczania, ocenę stanu kształcenia oraz szanse rozwoju w zakresie geoinformacji na Politechnice Wrocławskiej analizowali Woźniak (2004) oraz Blachowski i Woźniak (2007, 2009). Zwrócili uwagę na wykształcenie absolwentów, którzy w oparciu o wiedzę teoretyczną oraz umiejętności praktyczne są przygotowani do pracy inżynierskiej i naukowej nie tylko w górnictwie i geologii, ale także obszarach pokrewnych, jak np. ochrona środowiska. Analizując strukturę za-

trudnienia wybranych roczników wskazali na możliwości kariery zawodowej w administracji publicznej oraz przedsiębiorstwach branży geoinformacyjnej.

Doświadczenia zebrane w trakcie dekady nauczania oraz studiów podyplomowych w zakresie systemów informacji geograficznej (GIS) pozwoliły na przygotowanie na wydziale nowego kierunku studiów – geodezja i kartografia. Dzięki życzliwości i wsparciu władz wydziału 7 semestralne, stacjonarne studia I stopnia (inżynierskie) na tym kierunku zostały zaoferowane po raz pierwszy w roku akadem. 2011/2012. Program studiów opracowano zgodnie z Krajowymi Ramami Kwalifikacji dla szkolnictwa wyższego (KRR, 2010).

O potrzebie uruchomienia tych studiów świadczyło ogromne zainteresowanie kandydatów kierunkiem geodezja i kartografia prowadzonym we Wrocławiu na uczelni technicznej. Już od pierwszej rekrutacji rejestrowano 7–8 kandydatów na jedno oferowane miejsce (Foremna, 2012; Geoforum, 2014). Przyczyny tego zainteresowania wynikały m.in. z budowy krajowej infrastruktury informacji przestrzennej wraz z transpozycją Dyrektywy INSPIRE Parlamentu Europejskiego do Polski – ustawą z dnia 4 marca 2010 r. *o infrastrukturze informacji przestrzennej* oraz tworzenia i prowadzenia baz danych przestrzennych, projektowania i prowadzenia geoportali, modelowania geodanych z różnych dziedzin. Stąd wymagania specjalistycznej wiedzy powodują, że rosnąca liczba firm z branży geodezyjnej wskazuje oprócz geodezji także na technologicie geoinformatyczne jako przewodnie obszary działalności (Bednarczyk i in., 2011).

Pierwsi absolwenci studiów stacjonarnych I stopnia kierunku geodezja i kartografia uzyskali dyplomy w 2015 roku (rys. 1) i mogli kontynuować studia na II stopniu studiów stacjonarnych specjalności geoinformatyka na kierunku górnictwo i geologia inżynierska. Program tej specjalności został jednocześnie zmodyfikowany. Konsekwencją rozwoju geodezji i geoinformatyki na Wydziale Geoinżynierii Górnictwa i Geologii było uruchomienie w roku akadem. 2017/2018 studiów stacjonarnych II stopnia kierunku geodezja i kartografia o specjalności geomatyka. Stymulowanie zapotrzebowania na geoinformację, może wpłynąć na innowacyjność polskiej gospodarki i pozwolić na odegranie istotnej, zauważalnej roli polskich przedsiębiorców i krajowej nauki na rynku globalnym. W przeciwieństwie do niektórych innych obszarów gospodarki jest to ułatwione, ponieważ podstawą rozwoju w tym przypadku jest przede wszystkim kapitał ludzki. Powszechność geoinformacji i perspektywa dalszego wzrostu jej wykorzystania powoduje zapotrzebowanie na specjalistów w zakresie budowy i zarządzania wiedzą geoinformatyczną. Na naszym wydziale, na kierunku geodezja i kartografia specjalności geomatyka realizowane jest kształcenie odpowiadające tym potrzebom.



Rys. 1. Wręczenie dyplomów pierwszym absolwentom kierunku geodezja i kartografia podczas uroczystości inauguracji roku akademickiego 2015/2016

Fig. 1. Official awarding of diplomas to the first graduates in the field of geodesy and cartography during the inauguration of the academic year 2015/2016

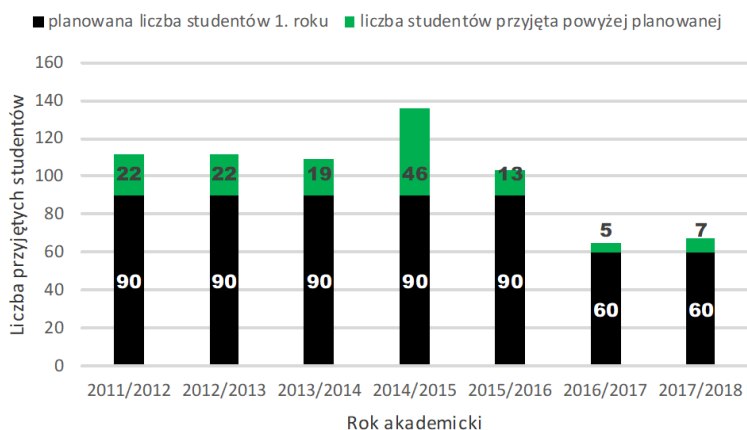
2. ANALIZA LICZBY STUDENTÓW KIERUNKU GEODEZJA I KARTOGRAFIA

Kierunek geodezja i kartografia jest drugim po górnictwie i geologii kierunkiem studiów wydziału. Do tej pory uruchomiono 7 kolejnych edycji studiów stacjonarnych I stopnia oraz 4 edycje studiów stacjonarnych II stopnia (3 w specjalności geoinformatyka – kierunek górnictwo i geologia inżynierska oraz ostatnią w specjalności geomatyka – kierunek geodezja i kartografia).

W pięciu rekrutacjach na pierwszy rok studiów stacjonarnych I stopnia zakładano każdorazowo przyjęcie 90 studentów. Od rekrutacji 2017/2018 liczba ta została zmniejszona do 60. Związane to było z reaktywacją studiów stacjonarnych II stopnia specjalności geoinformatyka w semestrze letnim 2014/2015 – dodatkowe zajęcia dla kadry dydaktycznej oraz zapewnieniem najwyższej jakości kształcenia na obu poziomach studiów.

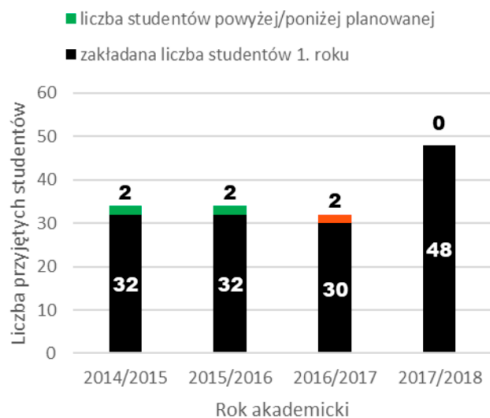
Ze względu na bardzo duże zainteresowanie kandydatów kierunkiem geodezja i kartografia na Politechnice Wrocławskiej liczba przyjętych studentów każdego roku była wyższa, średnio o 20–25%. Rekordową liczbę studentów – 136, przyjęto w roku akademickim 2014/2015 (rys. 2). Na specjalności geoinformatyka utworzono dwie grupy dydaktyczne i przyjmowano, po 30–32 osoby, w większości absolwentów stu-

diów stacjonarnych I stopnia kierunku geodezja i kartografia. Każdego roku, przyjmowano ok. 5 osób z innych uczelni technicznych, przede wszystkim po studiach inżynierskich na kierunku gospodarka przestrzenna. W semestrze letnim 2017/2018 w związku z rekordowym zainteresowaniem specjalnością geomatyka, uruchomioną po raz pierwszy na kierunku geodezja i kartografia liczbę studentów na 3-semestralne studia II stopnia zwiększono do 48 (rys. 3). Ogółem w ciągu 7 lat na studia stacjonarne na kierunku geodezja i kartografia przyjęto 704 osoby, zaś na specjalności geoinformatyka i geomatyka (4 rekrutacje) 142 osoby.



Rys. 2. Liczba studentów pierwszego roku studiów stacjonarnych I stopnia na kierunku geodezja i kartografia

Fig. 2. Number of first-year undergraduate students in the field of geodesy and cartography



Rys. 3. Liczba studentów pierwszego roku studiów stacjonarnych II stopnia specjalności geoinformatyka i geomatyka

Fig. 3. Number of first-year students in the geoinformatics and geomatics specialisation

Interesująco przedstawia się porównanie liczby przyjętych studentów do liczby absolwentów danego rocznika. Zestawienia dla czterech roczników I stopnia studiów stacjonarnych zawiera tabela 1, a dla trzech roczników specjalności geoinformatyka tabela 2. W przypadku studiów stacjonarnych I stopnia dyplomy inżyniera uzyskiwało 50–70% rozpoczynających studia. Również około 50% absolwentów studiów I stopnia kontynuowało edukację na II stopniu studiów stacjonarnych na naszym wydziale. Pozostali nie zdecydowali się na kontynuowanie nauki na studiach magisterskich lub wybierali inne uczelnie (m.in. Politechnika Warszawska, Wojskowa Akademia Techniczna, Uniwersytet Przyrodniczy we Wrocławiu). Jako podstawowe powody zmiany uczelni absolwenci wskazywali brak studiów stacjonarnych II stopnia o kierunku geodezja i kartografia (do roku akadem. 2017/2018) oraz zainteresowanie innymi kierunkami studiów niż na naszym wydziale. Warto wspomnieć, że w trakcie edukacji na I i II stopniu studiów, studenci decydują się na równoległe studiowanie na drugim kierunku studiów – najczęściej na kierunku informatyka na PWr.

Tab. 1. Liczba przyjętych studentów i absolwentów na kierunku geodezja i kartografia w latach 2011–2018

Tab. 1. The number of admitted students and graduates in the field of geodesy and cartography in 2011–2018

| Rok przyjęcia/ ukończenia | Studia stacjonarne I stopnia | |
|------------------------------|------------------------------|------------|
| | przyjęci | absolwenci |
| 2011/2012 2014/2015 | 112 | 60 |
| 2012/2013 2015/2016 | 112 | 79 |
| 2013/2014 2016/2017 | 109 | 55 |
| 2014/2015 2017/2018 | 136 | 66 |

Tab. 2. Liczba przyjętych studentów i absolwentów specjalności geoinformatyka

Tab. 2. The number of admitted students and graduates of the geoinformatics specialisation

| Rok przyjęcia/ ukończenia | Studia stacjonarne II stopnia | |
|------------------------------|-------------------------------|------------|
| | przyjęci | absolwenci |
| 2014/2015 2015/2016 | 34 (28) | 24 |
| 2015/2016 2016/2017 | 34 (29) | 21 |
| 2016/2017 2017/2018 | 30 (22) | 22*) |

w nawiasach kontynuujący studia na wydziale; *) obrony w lipcu 2018 r.

3. CHARAKTERYSTYKA PROGRAMÓW STUDIÓW

Opracowując program studiów stacjonarnych I stopnia kierunku geodezja i kartografia jak również nowy program specjalności geoinformatyka a następnie geomatyka kierowano się wytycznymi określonymi w Krajowych Ramach Kwalifikacji dla szkolnictwa wyższego. Obejmują one opisy sformułowane w języku efektów kształcenia, które przedstawiają wymagania jakim powinien sprostać student po ukończeniu nauki w ramach danego cyklu kształcenia oraz opisy, które pozwalają na dokonywanie porównań dyplomów uzyskiwanych w różnych europejskich uczelniach. Kwalifikacja zaś jest rozumiana jako kwalifikacja formalna, tzn. tytuł, stopień, itp., utożsamiany z odpowiadającym mu dyplomem, świadectwem lub innym dokumentem, wydawanym po zakończeniu danego etapu kształcenia, poświadczającym osiągnięcie określonych efektów kształcenia. Każda kwalifikacja w zakresie szkolnictwa wyższego jest scharakteryzowana przez efekty kształcenia oraz poziom i odpowiadający mu nakład pracy studenta, wyrażony w punktach ECTS (KRK, 2010).

Program kierunku geodezja i kartografia obejmuje 45 efektów kształcenia w zakresie wiedzy, 49 efektów kształcenia w zakresie umiejętności oraz 9 efektów kształcenia w zakresie kompetencji społecznych (wggg.pwr.edu.pl/studenci/program-studiow). Efekty kształcenia realizowane są w ramach zajęć dydaktycznych, które obejmują:

- kursy ogólne (podstawowe) charakterystyczne dla danego poziomu kształcenia (np. dla studiów I stopnia) i w znacznym stopniu niezależne od kierunku studiów,
- dziedzinowe (kierunkowe) charakterystyczne dla danego poziomu kształcenia w określonym szerokim obszarze kształcenia, obejmującym grupę kierunków studiów (np. dla kierunków technicznych) oraz
- szczegółowe (specjalistyczne) specyficzne dla danego programu studiów i jego konkretnej realizacji w uczelni lub jednostce prowadzącej studia.

Na kierunku geodezja i kartografia wśród dwóch ostatnich grup znajdują się zajęcia z zakresu: geodezji inżynierskiej, geodezyjnych pomiarów szczegółowych, precyzyjnych, w pełni zautomatyzowanych (wieloczuJNIKOWYCH) i ciągłych w czasie pomiarów deformacji, geodezji wyższej i satelitarnej, rachunku prawdopodobieństwa, fotogrametrii i teledetekcji uzupełnianie o zagadnienia systemów informacji geograficznej, kartografii, baz danych, statystycznej analizy danych, pomiarów katastralnych i gospodarki i wyceny nieruchomości, prawa i ekonomiki.

Specyfiką kierunku na wydziale górniczym jest grupa kursów obejmujących zagadnienia z zakresu: podstaw górnictwa i geologii, hydrogeologii, tektoniki z geofizyką, ochrony terenów górniczych, geodezji górniczej oraz pomiarów deformacji. Stwarza to dodatkowe możliwości kariery i rozwoju zawodowego absolwentom.

Po ukończeniu 7-semesteralnych studiów I stopnia absolwent kierunku geodezja i kartografia potrafi:

- badać i modelować kształt powierzchni Ziemi oraz jej zmiany w czasie,

- pozyskiwać, przetwarzać i przysyłać dane przestrzenne o terenie i obiektach,
- wykonywać opracowania numeryczne i prezentacje wyników pomiarów geodezyjnych, teledetekcyjnych i fotogrametrycznych,
- wykonywać i opracowywać wyniki pomiarów z wykorzystaniem GNSS do nawigacji oraz monitorowania obiektów i zjawisk,
- wykonywać i opracowywać wyniki pomiarów szczegółów terenowych z zastosowaniem nowoczesnych technik pomiarowych,
- projektować i wykonywać mapy gospodarcze, topograficzne i tematyczne,
- określać i ewidencjonować stan własności nieruchomości.

Od 2018 roku absolwenci studiów I stopnia mają także możliwość kontynuowania nauki na II stopniu na kierunku geodezja i kartografia w specjalności geomatyka. Program specjalności geoinformatyka z lat 2001–2011 scharakteryzowali (Blachowski & Woźniak, 2009). Program geomatyki odzwierciedla obecne i przyszłe trendy w zakresie rozwoju technologii geoprzestrzeniach oraz potrzeb rynku pracy. Związane są one z dalszym rozwojem komunikacji internetowej, Internetu Rzeczy, integracji i analizy dużych zbiorów danych pochodzących z różnych źródeł (UN-GGIM, 2015). W programie oferowane są kursy z zakresu: przetwarzania i analizy danych pochodzących z satelitarnych systemów monitorowania powierzchni ziemi (Copernicus), w tym interferometrii satelitarnej, zaawansowanych obliczeń numerycznych, modelowania obiektów przestrzennych, statystyki przestrzennej i przetwarzania dużych zbiorów danych, programowania algorytmów oraz technologii internetowych, WebGIS i programowania UML, projektowania, integracji i udostępniania kartograficznych modeli cyfrowych.

Obserwacje absolwentów trzech edycji specjalności geoinformatyka, a także absolwentów specjalności prowadzonej do 2011 roku pokazują, że znajdują oni zatrudnienie w przedsiębiorstwach z branży geodezyjnej i geoinformatycznej, administracji publicznej (samorządowej i państwowej), zakładach projektowych, przedsiębiorstwach górniczych, a także zasilają kadrę wydziału kontynuując naukę w ramach studiów doktoranckich.

4. Dyskusja i podsumowanie

W programie nauczania kierunku geodezja i kartografia duży nacisk położono na umiejętności praktyczne. Zajęcia terenowe studentów realizowane w trakcie pierwszego roku studiów I stopnia obejmują 2 tygodnie zajęć z geodezji. Na drugim roku studenci biorą udział w zajęciach z geodezyjnych pomiarów szczegółowych, geodezji inżynierskiej oraz fotogrametrii i teledetekcji (łącznie 13 dni). Na trzecim roku przewidziano 3 dni zajęć terenowych z geodezji wyższej. Również na tym roku studenci są zobligowani do odbycia praktyk zawodowych w przedsiębiorstwie geodezyjnym oraz administracji geodezyjnej i kartograficznej w łącznym wymiarze min. 4 tygodni.

W trakcie studiów studenci mogą rozwijać własne zainteresowania i realizować dodatkowe projekty naukowe w ramach działalności dwóch kół naukowych: Systemów Informacji Geograficznej oraz Grupa Młodych Geodetów. Każdego roku członkowie kół biorą udział w pracach badawczych Zakładu Geodezji i Geoinformatyki, konferencjach studenckich i młodych naukowców prezentując swoje osiągnięcia, przygotowują także wydarzenia takie jak Światowy Dzień GIS i Dzień Geodety, *GIS Challenge*.

Specyfiką wydziału jest także angażowanie do prowadzenia zajęć dydaktycznych akademików i specjalistów z innych ośrodków akademickich (m.in. University of New Brunswick we Fredericton w Kanadzie, Uniwersytet Techniczny w Berlinie), jednostek naukowych (np. Centrum Badań Kosmicznych PAN, Główny Instytut Górnictwa), administracji publicznej (np. Wydział Geodezji i Kartografii oraz Instytut Rozwoju Terytorialnego Urzędu Marszałkowskiego Woj. Dolnośląskiego), Stowarzyszenia Geodetów Polskich, Stowarzyszenia Kartografów Polskich oraz firm geodezyjnych i geoinformatycznych.

Perspektywy rozwoju nauczania w zakresie geodezji i geoinformatyki obejmują przede wszystkim, wzorem kierunku górnictwo i geologia inżynierska, zaoferowanie programu studiów stacjonarnych II stopnia (geomatyka) w języku angielskim do czego kadra dydaktyczna jest już przygotowana. Krokiem w tym kierunku jest udział w projekcie edukacyjnym KIC Raw Materials wraz z uczelniami z Niemiec (Technische Universität Bergakademie Freiberg), Austrii (Montanuniversität Leoben), Holandii (Technische Universiteit Delft) oraz Portugalii (Instituto Superior Técnico, Lisboa). Celem projektu jest opracowanie programu i wspólne uruchomienie europejskich studiów II stopnia geomatyka w zrównoważonym zarządzaniu surowcami mineralnymi (MSc. Geomatics for Sustainable Mineral Resource Management).

LITERATURA

- Bac-Bronowicz J., 1999, *III Seminarium na temat „Systemy informacji przestrzennej, automatyzacja modelowania kartograficznego i redakcji map w programach geodezyjnych i geograficznych kierunków studiów”*, Polski Przegląd Kartograficzny, vol. 31, nr 2, 153–154.
- Bednarczyk M., Kowalczyk K., Zwirowicz-Rutkowska A., 2011, *Kształcenie w zakresie geoinformatyki na Wydziale Geodezji i Gospodarki Przestrzennej w Olsztynie – propozycje programowe specjalności na studiach drugiego stopnia*, Roczniki Geomatyki, t. 9, z. 3(47), 17–24.
- Błachowski J., Woźniak J., 2007, *Model kształcenia stacjonarnego i ustawicznego w zakresie systemów geoinformacyjnych na Politechnice Wrocławskiej*, Roczniki Geomatyki, t. 5, z. 3, 7–18.
- Błachowski J., Woźniak J., 2009, *Kształcenie w dziedzinie geoinformacji na kierunku górnictwa i geologii*, Roczniki Geomatyki, t. 7, z. 3 (33), 7–18.
- Foremna S., 2012., *Wrocław: Najbardziej oblegane kierunki na uczelniach*, Gazeta Wrocławska, 10 lipca 2012.
- Gaździcki J., 2004, *Cele edukacyjne w szkołach geodezyjnych*, Roczniki Geomatyki, tom 2, zeszyt 3, 107–109.
- Gaździcki J., 2009, *Studia wyższe w dziedzinie geoinformacji: aspekty modernizacji w Polsce*, Roczniki Geomatyki, t. 7, z. 3(33), 7–12.

Geforum, 2014, *Geodezja i kartografia znów oblegana*,

<https://geoforum.pl/news/17989/geodezja-i-kartografia-znow-oblegana>, dostęp 2018-08-23.

KRK, 2010, *Projekt Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego - Krajowe Ramy Kwalifikacji w szkolnictwie wyższym jako narzędzie poprawy jakości kształcenia*, Priorytet IV PO KL, Działanie 4.1. Poddziałanie 4.1.3, Warszawa.

United Nations Committee of Experts on Global Geospatial Information Management, 2015, *Future trends in geospatial information management: the five to ten year vision*, Second edition.

Ustawa z dnia 4 marca 2010 r. o infrastrukturze informacji przestrzennej, Dz.U.2010.76.489.

Woźniak J., 2004, *Kształcenie i upowszechnianie wiedzy w zakresie systemów geoinformacyjnych*, Roczniki Geomatyki, t. 2, z. 3, 67–76.

Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej, Efekty kształcenia na kierunku geodezja i kartografia, <http://wggg.pwr.edu.pl/studenci/program-studiow>, dostęp 2018-08-23.

GEODESY AND GEOINFORMATICS AT THE FACULTY OF GEOENGINEERING, MINING AND GEOLOGY. EXPERIENCES AND PROSPECTS

In 2001 the Geoinformatics specialization in the field of Mining and Geology was offered for the first time at the Faculty of Geoengineering, Mining and Geology (Wrocław University of Science and Technology). In the same year post-graduate GIS course was started. As a consequence of these events and rapid development of geospatial information technologies, in the academic year 2011/2012 candidates were given the opportunity to study in the field of Geodesy and Cartography for the degree of bachelor. In 2018, the second (master) degree Geomatics specialization in the field of Geodesy and Cartography was launched.

The paper presents study programs and teaching content at the bachelor and master levels in the field of Geodesy and Cartography and Geoinformatics (Geomatics) specialisation at the Faculty. The evolution of the study programs and their content was adapted to match the expectations and requirements posed by employers from the economy and public administration sectors. The prospects for geodesy and geoinformatics graduates related to technological developments and computerization of societies were pointed out and statistical analysis of the number of candidates and graduates since 2011/2015 was done.

DOSKONALENIE TRANSPORTU TAŚMOWEGO W PRACACH ZAKŁADU SYSTEMÓW MASZYNOWYCH

1. WSTĘP

Powszechność transportu taśmowego w wielu gałęziach przemysłu, a przede wszystkim w górnictwie stała się faktem. Pierwsze udane i zakrojone na szeroką skalę aplikacje transportu taśmowego w przemyśle miały miejsce w odkrywkowych kopalniach węgla brunatnego w drugiej połowie XX w. Wkrótce po tym zdecydowano o zastosowaniu transportu taśmowego w krajowych kopalniach rud miedzi, w nowo utworzonym zagłębiu KGHM. Podstawowe kryteria decydujące wówczas o wyborze tego środka to wysoka wydajność oraz możliwe do zrealizowania długie drogi transportowe. Pomimo początkowych trudności eksploatacyjnych związanych przede wszystkim z jakością, trwałością i wytrzymałością taśm, transport ten zdobywał stopniowo trwałą i niepodważalną pozycję we wszystkich gałęziach przemysłu. Współczesne systemy transportu taśmowego charakteryzuje przede wszystkim ogromna skala zastosowań, różnorodność rozwiązań konstrukcyjnych dobieranych do indywidualnych wymagań, a przede wszystkim wysoki poziom niezawodności i bezpieczeństwa. W rozwoju transportu taśmowego zauważa się tendencję do poszukiwania rozwiązań energooszczędnych. Postęp w zakresie transportu taśmowego znamionują długie przenośniki o znacznie zredukowanych oporach ruchu. Długości tras pojedynczych przenośników dochodzą do 30 km, wysokości podnoszenia do 1 km, a współczynniki oporów ruchu świadczących o energochłonności napędu obniżono do poziomu $f = 0,0094$ (Projekt Henderson 2000). Dla porównania, przenośniki pracujące w KWB „Bełchatów” z lat 70. projektowano zakładając współczynnik oporów ruchu na poziomie $f = 0,027$, a większość przenośników pracujących w kopalniach podziemnych węgla kamiennego i rud miedzi charakteryzuje się współczynnikiem oporów ruchu na poziomie $f = 0,025 \div 0,032$. Efekty w postaci znacznego obniżenia mocy napędu głównych przenośników taśmowych (nawet o 40%) stały się możliwe dzięki systematycznym pracom badawczym, prowadzonym w Zakładzie Systemów Maszynowych, na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii. W ostatnich dwudziestu latach można zauważyć wiele ściśle ze sobą powiązanych aspektów technicznych. Czynnikiem niewątpliwie decydującym o rozwoju branży transportu taśmowego był stały postęp w budowie i produkcji taśm przenośnikowych.

Dokonania w zakresie poprawy jakości taśm wymuszały prace nad doskonaleniem napędów, urządzeń napinających, krążników i urządzeń pomocniczych. Analizując wieloletnie efekty badań można zatem wskazać jako kluczowe dziedziny doskonalenia transportu taśmowego:

- postęp w budowie taśm przenośnikowych i w budowie krążników,
- rozwój metod obliczeń przenośników oraz badania przemysłowe i rozwiązania prototypowe.

Niniejszy artykuł ogniskuje się na wybranych dokonaniach Zakładu Systemów Maszynowych w powyższych obszarach. Należy podkreślić, że prace badawcze zakładu w zakresie transportu taśmowego obejmowały również inne zagadnienia, m.in. standardowe badania laboratoryjne, rozwój metod i narzędzi diagnostycznych podzespołów przenośnika (taśm i przekładni), analizy trwałości i niezawodności taśm i ich połączeń oraz prognozy ich zużycia. Ograniczona objętość artykułu nie pozwala jednak na prezentację tych wszystkich osiągnięć, co nie umniejsza ich wagi dla rozwoju branży.

2. POSTĘP W BUDOWIE TAŚM PRZENOŚNIKOWYCH

W drugiej połowie XX w. i wcześniej wiedza dotycząca parametrów użytkowych taśm sprowadzała się do wrywkowego sprawdzania zgodności wybranych parametrów, istotnych dla konkretnych zastosowań z wymaganiami stosownych norm, przy czym dostępna skromna baza laboratoryjna umożliwiała badania tylko w ograniczonym zakresie. Postęp minionego pięćdziesięciolecia to przede wszystkim rozwój bazy laboratoryjnej, umożliwiający przeprowadzenie badań kompleksowych obejmujących nie tylko pomiary standardowe ale szereg specjalistycznych badań niestandardowych. Kluczowym zagadnieniem w eksploatacji przenośników taśmowych była i jest trwałość taśm. Wypracowanie odpowiedniej strategii wymian i napraw taśm wymaga wieloletnich doświadczeń i analiz statystycznych. W wielu kopalniach gromadzone są informacje o wymianach, a specjalne protokoły wymiany zawierają informacje o taśmie, o przenośniku oraz o przyczynie wymiany. Na przykład w kopalniach rud miedzi wspomaganie gospodarki taśmami informacjami statystycznymi z poprzednich lat eksploatacji, a także poprawa jakości dostarczanych taśm doprowadziły do wzrostu ich trwałości z 37 miesięcy w latach 1980–1985 do 57 w okresie 1993–1995. Doświadczenia eksploatacyjne oraz stały postęp w produkcji i technice łączenia taśm spowodowały, że obecnie na średnio obciążonych urobkiem przenośnikach oddziałowych osiąga się trwałość taśmy do 118 miesięcy. Średnia trwałość taśm na przenośnikach transportu głównego (od zbiorników oddziałowych do podszybia) wynosi obecnie 58 miesięcy. Podobne postępy notowane są w kopalniach odkrywkowych węgla brunatnego. Po osiągnięciu zadowalającego poziomu technicznego i jakości taśm przenośnikowych zainteresowania użytkowników i producentów skupiły się na poszukiwaniu tzw. taśm energooszczędnych.

Z analizy oporów głównych przenośnika wynika jednoznacznie, że największych oszczędności energii można oczekiwać w wyniku obniżenia największej składowej – oporu toczenia taśmy po krążnikach. Jednym z kierunków zmniejszenia oporów toczenia taśmy po krążnikach jest poszukiwanie odpowiednich mieszanek, z których wykonana jest okładka bieżna taśmy. Wiadomo, że decydującymi o wielkości oporu toczenia parametrami (Bajda, 2009, Bajda i in., 2007) jest współczynnik tłumienia oraz moduł sprężystości mieszanki przy cyklicznym ściskaniu. W badaniach laboratoryjnych wytypowano mieszanki spełniające wymagania dla taśmy energooszczędnej, pracującej w typowych dla klimatu polskiego warunkach eksploatacji odkrywkowej. Końcowym etapem prac było sprawdzenie efektu energooszczędności w warunkach eksploatacyjnych. W tym celu wykonano pomiary oporów ruchu pojedynczego, górnego zestawu krążnikowego na specjalnym członie doświadczalnym zbiorczego przenośnika nadkładowego w kopalni węgla brunatnego PGE Bełchatów SA (rys. 1).

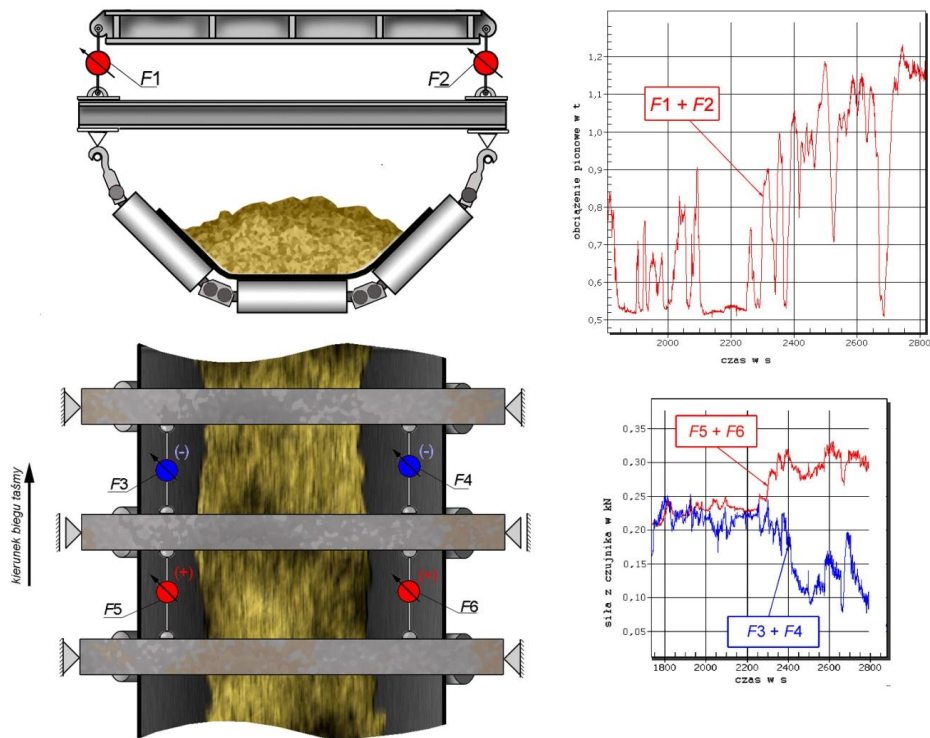


Rys. 1. Badany przenośnik nadkładowy Z12 (B2250) oraz człon pomiarowy trasy przenośnika
Fig.1. Tested overburden conveyor Z12 (B2250) and the test stand on the conveyor route

Na przenośniku Z12 zastosowano autorską metodę pomiaru oporów ruchu na pojedynczym zestawie krążnikowym (rys. 2). Trójkrażnikowy zestaw pomiarowy zawieszony na specjalnej belce poprzecznej podtrzymywany był dwoma czujnikami sił pionowych F_1 i F_2 . Odczyty z czujników dostarczały informację o chwilowej wydajności przenośnika. Odczyty z czterech czujników sił F_3 , F_4 , F_5 i F_6 , podtrzymujących badany zestaw krążnikowy w płaszczyźnie poziomej, były podstawą do wyznaczania sumarycznego oporu ruchu (Bukowski i in., 2011, Gładysiewicz i in., 2012). Badania prowadzono na przenośniku nadkładowym o parametrach:

- długość przenośnika $L = 1200$ m,
- wysokość podnoszenia $H = 12$ m, średni kąt nachylenia trasy $0,65^\circ$,
- szerokość taśmy $B = 2250$ mm,
- prędkość taśmy $v_t = 5,98$ m/s,
- kąt niecki w ciągu górnym $\lambda = 45^\circ$
- zestaw trójkrażkowy górny złożony z krążników $\varnothing 194 \times 800$ mm,

- rozstaw krążników górnych $l_k = 1,2$ m,
- gęstość usypowa transportowanego materiału (nadkładu) $\gamma = 1700$ kg/m³.



Rys. 2. Schemat metody pomiaru oporów ruchu na czlonie doświadczalnym przenośnika taśmowego i przykładowe przebiegi rejestrowanych sił

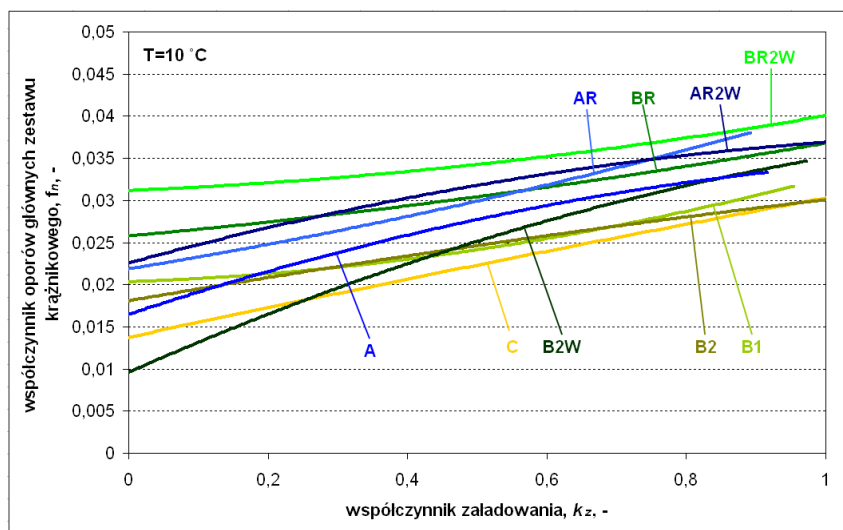
Fig. 2. Scheme of the measuring method and results of the resistances to motion on the conveyor test stand

Na badanym przenośniku zainstalowano w jednej pętli kilka typów taśm tej samej klasy wytrzymałości – St 3150. Eliminacja wyników pomiarów dla różnych typów taśm wymagała zastosowania systemu rozpoznawania poszczególnych połączeń taśm. W tym celu w każdym złączeniu taśmy umieszczono po dwa magnesy neodymowe w różnych odległościach, co dawało różnicę czasową odbieranych sygnałów. W skład pętli taśmy o łącznej długości 2445 m wchodziły różne odcinki, z których wydzielono cztery typy taśmy St 3150. W tabeli 1 zestawiono podstawowe parametry badanych taśm. Jako poziomy odniesienia prowadzonych analiz przyjęto opory ruchu taśmy standardowej A. Zasadniczym celem pomiarów było określenie różnic w oporach falowania prototypowych taśm energooszczędnych C1, C2, C3, B1, B2, Br, BR2W i B2W (oznaczenia wg tab.) w porównaniu do powszechnie stosowanej taśmy standardowej A (Bukowski i in., 2011; Król, 2013).

Na rysunku 3 zestawiono wartości współczynnika oporów głównych f zmierzone dla różnych typów taśm, w temperaturach otaczającego powietrza: 10 °C, 4 °C i -8 °C.

Tab. Zestawienie parametrów taśm zabudowanych w pętli na przenośniku Z12
 Tab. Parameters of conveyor belts installed in the belt loop of the conveyor Z12

| Przyjęte oznaczenie | STRUKTURA PĘTLI TAŚM NA PRZENOŚNIKU Z-12 (2445,1m) | | | | | | | | | | |
|--------------------------------|--|-------|------------|-----------------|-------|--------|--------------|------------|-------|-----------------|-------|
| | STANDARDOWA | | | ENERGOOSZCZĘDNA | | | | | | ENERGOOSZCZĘDNA | |
| | REGENEROWANA | | | | | | REGENEROWANA | | | | |
| | | | WZMOCNIONA | | | | | WZMOCNIONA | | | |
| | A | AR | AR2W | B1 | B2 | BR | BR2W | B2W | C1 | C2 | C3 |
| Długość [m] | 240,3 | 239,6 | 247,6 | 125,1 | 126,6 | 241,3 | 240,6 | 235,7 | 748,3 | | |
| Szerokość [mm] | 2235 | 2250 | 2250 | 2241 | 2245 | 2250 | 2250 | 225 | 2253 | 2253 | 2250 |
| Grubość [mm] | 27,7 | 29,6 | 29,6 | 28,7 | 28,4 | 29,6 | 29,6 | 27,8 | 28,2 | 29,1 | 28,4 |
| Grubość okładki nosnej [mm] | 13,3 | 14,0 | 14 | 14,0 | 13,8 | 14,0 | 14,0 | 13,1 | 14,0 | 14,0 | 14,0 |
| Grubość okładki bieżnej [mm] | 6,8 | 7,0 | 8,0 | 7,0 | 7,0 | 8,0 | 8,0 | 7,1 | 7,0 | 7,0 | 7,0 |
| Średnica linek [mm] | 7,6 | 7,6 | 7,6 | 7,6 | 7,6 | 7,6 | 7,6 | 7,6 | 7,5 | 7,5 | 7,5 |
| Liczba linek [sztuk] | 146 | 146 | 146 | 146 | 146 | 146 | 146 | 146 | 144 | 144 | 144 |
| Podziałka | - | - | - | 14,9 | 15,2 | - | - | 14,9 | 15 | 15 | 15 |
| Ścieralność [mm ³] | 100 | 131 | 138 | 78/84 | 72/86 | 145/85 | 121/83 | 73 | 89/56 | 80/53 | 77/56 |
| Twardość [°ShA] | - | 72 | 65 | 63/60 | 64/58 | 74/70 | 69/69 | 65 | 61/61 | 61/61 | 60/61 |



Rys. 3. Porównanie współczynników oporów głównych zestawu krążnikowego dla różnych typów taśm w funkcji współczynnika załadowania dla temperatury 10 °C, dla przenośnika Z12 (B2250)

Fig. 3. Comparison of friction coefficient of top idler for different types of belts as a function of a percentage of a maximum capacity (ambient temp. 10 °C) for Z12 conveyor

Na rysunkach symbolem A oznaczona jest taśma standardowa typu St 3150 – powszechnie stosowana w krajowych kopalniach odkrywkowych węgla brunatnego. Symbolami C, B1 i B2 oznaczono taśmy tej samej klasy wytrzymałości, ale z okład-

kami wykonanymi ze specjalnej mieszanki gumowej o małych parametrach tłumienia w celu obniżenia oporów toczenia taśmy po krążnikach (taśmy energooszczędne). W oznaczeniach taśm symbol ‘W’ oznacza zastosowanie w okładkach specjalnych wzmocnień zwiększających odporność na przecięcia wzdłużne, a symbol ‘R’ taśmy regenerowane (tab. 2).

Wyniki pomiarów wykazały, że w przypadku zastosowania taśmy energooszczędnej typu C (rys. 3) uzyskuje się efekt zmniejszenia oporów ruchu w ciągnie górnym badanego przenośnika aż o 20% w porównaniu do taśmy standardowej A. Zaprezentowana metoda pomiarowa, bazująca na rejestracji sił w układzie przegubowym podtrzymującym zestaw krążnikowy, okazała się przydatna w warunkach eksploatacyjnych, a identyfikacja połączeń taśm w ruchu przenośnika za pomocą magnesów i czujnika pola magnetycznego okazała się skuteczna. Warto podkreślić, że zmierzone na jednej pętli taśmy opory ruchu mogą być porównywane, gdyż uzyskane zostały w jednakowych warunkach eksploatacyjnych, charakteryzujących się losową zmiennością strugi urobku. Badania wykazały, że taśma z odpowiednio dobranymi parametrami mieszanki gumowej, tworzącej okładkę bieżną (energooszczędna), generuje zdecydowanie mniejsze opory ruchu. Doświadczenia zdobyte podczas badań w PGE Bełchatów wykorzystane zostały w pomiarach prowadzonych w kopalni rud miedzi (Król i in., 2017) oraz niemieckiej kopalni MIBRAG.

3. POSTĘP W ZAKRESIE KRĄŻNIKÓW

Jednym z celów badań laboratoryjnych, modelowych i eksperymentalnych prowadzonych w Zakładzie Systemów Maszynowych, było i jest pozyskiwanie nowej wiedzy z możliwością aplikacji wyników dla potrzeb rozwoju konstrukcji podzespołów przenośnika taśmowego, w tym krążników. Realizowane prace badawcze obejmowały przede wszystkim zagadnienia z zakresu projektowania i modernizacji podparcia ciągną górnego przenośnika, zmierzające do zmniejszenia energochłonności napędów głównych. W latach 2000–2003 realizowano projekt *Optymalizacja krążników pod kątem obniżenia kosztów ich produkcji i eksploatacji*, a równolegle prowadzone były prace badawczo-rozwojowe, wynikające z potrzeb KWB Bełchatów SA, które zakończono m.in. wdrożeniem nowatorskiego rozwiązania konstrukcji krążnika nośnego z uszczelnieniem ferromagnetycznym o niskich oporach obracania (Gawliński i in., 2003). Dodatkowo wykazano ilościowy wpływ czynników konstrukcyjnych i eksploatacyjnych na opory obracania krążników stosowanych w górnictwie oraz opracowano procedurę przyspieszonych badań trwałościowych (Gładysiewicz & Król, 2013). Kolejne zagadnienia badawcze dotyczyły rozwiązania problemu eksploatacyjnego, związanego z koniecznością eliminacji niekorzystnych zjawisk wybijania otworów czopa krążników zabudowanych w zestawach przegubowych, stosowanych w przenośnikach dużej wydajności w krajowych kopalniach węgla brunatnego. W oparciu o przykłady rozwiązań połączeń elementów konstrukcyjnych na świecie zapropono-

wano wykonanie połączenia rury wewnętrznej osi z czopem krążnika metodą wklejania. Takie rozwiązanie umożliwiło wykonanie czopów z odpowiednich gatunków trudnospalnej stali, znacznie bardziej odpornej na wybijanie (Król i in., 2004).

Nawiązana współpraca z niemieckim producentem krążników, firmą Artur Küpper GmbH & Co. KG, zaowocowała opracowaniem nowej konstrukcji krążnika nośnego, dedykowanej dla warunków eksploatacyjnych w kopalniach Hambach i Garzweiler, należących do największego koncernu górniczo-energetycznego w Europie. W wyniku zintensyfikowanych prac (Gładysiewicz i in., 2011; Król, 2011) w zakładowym laboratorium stworzono wariant krążnika, odznaczającego się nie tylko bardzo skutecznym uszczelnieniem, ale również niezwykle niskimi oporami obracania. Dzięki temu zapewniono trwałość krążników wynoszącą średnio 10 lat przy jednocześnie znacznie obniżonym zużyciu energii (do 15%).

Od 2007 roku prowadzono wspomniane wyżej prace naukowo-badawcze *Optymalizacja rozwiązań technicznych przenośników taśmowych w PGE KWB Belchatów SA*, zakończone wdrożeniem ich wyników w 2010 roku. Zasadniczym celem badań było wskazanie możliwych do osiągnięcia efektów w postaci zmniejszenia energochłonności napędów przenośników i przedstawienie środków technicznych do ich realizacji. Zastosowana wówczas po raz pierwszy technika pomiarowa, bazująca na zasadach tensometrii oporowej, pozwoliła na wyznaczenie obciążeń łożysk poszczególnych krążników zestawu oraz określenie wypadkowych sił promieniowych i punktów ich przyłożenia dla krążnika środkowego i krążników bocznych zestawu (Bukowski i in., 2001). Wykonane eksperymenty pozwoliły uściślić wiedzę na temat oporów obracania krążników oraz wpływu obciążeń eksploatacyjnych na opory ruchu przenośnika (Gładysiewicz i in., 2011). Wykazały, że opór obracania krążnika zależy również od wielkości siły promieniowej, będącej wypadkową obciążenia pionowego pochodzącego od masy transportowanego urobku. Dotychczas stan wiedzy w tym zakresie, ze względu na brak odpowiednich metod pomiarowych nie był zadawalający. Uzyskane w ten sposób wyniki pomiarów stanowiły cenne źródło informacji dla sformułowania założeń w procesie projektowania konstrukcji krążników, jak również szacowania ich trwałości eksploatacyjnej (Król, 2011; Król & Kisielewski, 2013).

Innym, równie istotnym zagadnieniem eksploatacyjnym były prace związane z oceną możliwości zastosowania poliuretanu, jako materiału na płaszcz krążnika. Takie rozwiązanie konstrukcyjne charakteryzuje się mniejszą masą własną i mniejszym momentem bezwładności. Zapewnia to łagodniejszy rozruch przenośnika oraz przyczynia się do ograniczenia emisji jego hałasu, co jest szczególnie istotne w warunkach kopalń odkrywkowych. Efekty badań pilotażowych i analiz teoretycznych, dotyczących zastosowania takich krążników, wskazały jednoznacznie na konieczność uwzględnienia wielu zagadnień konstrukcyjnych decydujących o jego trwałości (Gładysiewicz & Król, 2009, 2012). Wynika to przede wszystkim stąd, że tworzywo charakteryzuje znacznie mniejsza wartość modułu sprężystości E , co skutkuje obniżeniem sztywności zginania płaszcza w stosunku do rozwiązania klasycznego

z płaszczem stalowym. Działania optymalizacyjne w takim przypadku sprowadzały się do konieczności zastosowania rury tworzącej oś krążnika o mniejszej średnicy (Gładysiewicz i in., 2006). W tym zakresie zespół podjął współpracę z firmą GASKET Sp. z o.o. W ramach projektu współfinansowanego z Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego *Prace badawczo-rozwojowe źródłem innowacji międzynarodowej w spółce GASKET* opracowano i wprowadzono do produkcji nową konstrukcję krążnika, z płaszczem wykonanym z tworzywa. Prace koncentrowały się na ocenie właściwości wytrzymałościowych i sztywności krążnika w zależności od zmian grubości płaszcza, wykonanego wariantowo z wytypowanych elastomerów poliuretanowych. Do analizy badanych wariantów wykorzystano metodę elementów skończonych w oparciu o kryterium maksymalnego naprężenia zredukowanego wg Hubera-Misesa, znanego też jako teoria energii ścinania lub teoria maksymalnego odkształcenia. Skuteczność przyjętych założeń w badaniach modelowych (Gładysiewicz i in., 2013) potwierdziły wykonane testy laboratoryjne i próby eksploatacyjne. Za prototyp krążnika firma GASKET została wyróżniona Medalem III Stopnia w konkursie innowacyjnych rozwiązań w budowie maszyn i urządzeń górniczych podczas Międzynarodowych Targów Górnictwa, Przemysłu Energetycznego i Hutniczego – Katowice 2013.

Innym przedsięwzięciem badawczym, realizowanym w latach 2009–2012, był projekt rozwojowy *Przenośnik taśmowy o zwiększonej efektywności ekonomicznej i energetycznej zbudowany i eksploatowany wg zasad zrównoważonego rozwoju*. Podjęte zadania badawcze zmierzały m.in. do opracowania procedur i zaleceń dotyczących konstrukcji i technologii wykonania krążnika o obniżonych oporach ruchu, zwiększonej trwałości, do zastosowania w kopalni podziemnej. Zrealizowany cykl badań i analiz potwierdził złożoność zagadnień, które dotychczas z uwagi na brak rozeznania rzeczywistych zakresów obciążeń nie były należycie traktowane zarówno na etapie projektowania jak i eksploatacji krążników. W efekcie wykonanych prac zdefiniowano metodykę postępowania w procesie optymalizacji krążnika, którą można ująć w spójny cykl obejmujący kolejne etapy (Król, 2013):

- rozpoznanie losowej zmienności strugi urobku i rozkładu obciążeń eksploatacyjnych na poszczególne krążniki zestawu,
- określenie maksymalnych chwilowych obciążeń krążników będących podstawą do założeń projektowych,
- wykorzystanie metody elementów skończonych do zaprojektowania krążnika w oparciu o zidentyfikowane (a nie szacowane) losowe obciążenia zmienne,
- przeprowadzenie optymalizacji zużycia materiałów na etapie projektowania,
- uwzględnienie szeregu zagadnień technologicznych w projekcie krążnika (pasowania, luzy poosiowe łożysk, ugięcia osi, łączenie piasty z płaszczem),
- badania laboratoryjne w celu określenia parametrów użytkowych krążnika,
- wskazanie metod monitorowania stanu pracy krążnika,

- opracowanie metod prognozowania trwałości eksploatacyjnej krążnika i zestawu krążnikowego.

W efekcie wykazano możliwości istotnego obniżenia zużycia energii przez napęd głównego przenośnika z tytułu zastosowania zaproponowanego rozwiązania krążnika. Przeprowadzone badania stały się również podstawą nowych algorytmów obliczeń stosowanych do sukcesywnie rozwijanego autorskiego komputerowego środowiska obliczeń przenośników taśmowych.

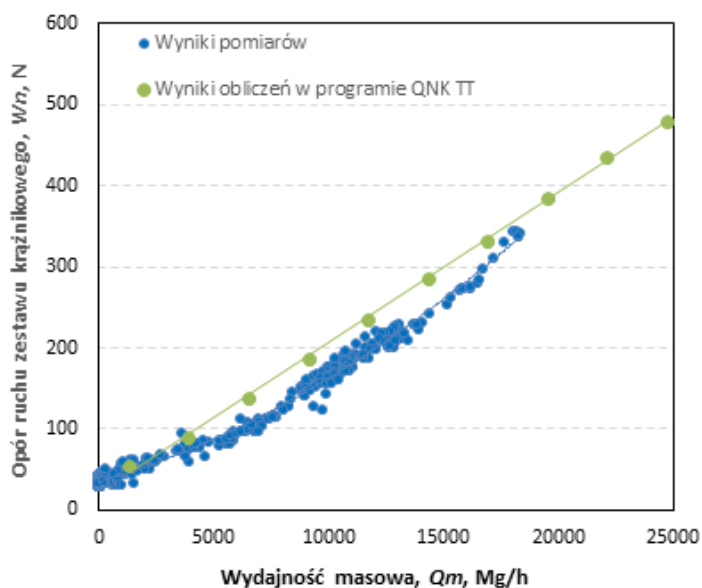
4. ROZWÓJ METOD OBLICZEŃ PRZENOŚNIKÓW

Przedstawione wszechstronne badania eksperymentalne były na każdym etapie wspomagane obliczeniami parametrów pracy przenośnika, wykonywanymi za pomocą oryginalnej metody obliczeń oporów ruchu przenośników, opartej na identyfikacji składowych oporów jednostkowych przenośnika na podstawie analizy zjawisk fizycznych, towarzyszących przemieszczaniu się taśmy wraz z urobkiem na trasie (Gładysiewicz, 2003). W wyniku tych prac powstał i był rozwijany autorski algorytm obliczania oporów ruchu, oprogramowany w programie *TASMTEST*. Program ten w wielu odmianach służył przez wiele lat jako narzędzie analityczne w pracach badawczych i ekspertyzach wykonywanych w zakładzie, a jego podstawowa wersja (umożliwiająca wykonanie obliczeń oporów ruchu, mocy napędu oraz analizę rozkładu sił w taśmie i obciążeń krążników) została udostępniona na zasadzie licencji ośrodkom konstrukcyjnym sprzętu transportowego oraz użytkownikom systemów transportu przenośnikowego w krajowych kopalniach węgla brunatnego. Rozwój programu *TASMTEST* podporządkowany był doskonaleniu głównego algorytmu obliczania oporów ruchu przenośnika oraz wykonywaniu szczególnie trudnych obliczeń przenośników niestandardowych (rurowych lub z napędem pośrednim (Gładysiewicz & Kubiak, 1999, 2002; Gładysiewicz, 2000). Będący rdzeniem algorytmu obiektowy model przenośnika (Gładysiewicz & Kawalec, 2000) umożliwia realizację wielowariantowych eksperymentów, które służą weryfikacji badanych koncepcji. Przykładem skutecznego rozwiązania modelowego, zastosowanego w celu odwzorowania zróżnicowanych warunków eksploatacyjnych przenośników było zastosowanie liczb rozmytych do przybliżonego opisu dokładności prowadzenia taśmy, ustawienia zestawów krążnikowych i symetrycznego ułożenia strugi urobku na taśmie (Król, 2013).

Współpraca z Katedrą Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych AGH zaowocowała powstaniem nowego środowiska programowego do wszechstronnego wspomagania projektowania przenośników taśmowych – QNK-TT (Kawalec & Kulinski, 2007). Program ten ustanowił faktyczne standardy obliczeń przenośników taśmowych. Algorytmy obliczeniowe, w tym biblioteka *TT* (dawniej *TASMTEST*) obliczeń oporów ruchu metodą oporów jednostkowych są weryfikowane i aktualizowane w ramach postępu prac naukowych. Większość ostatnich inwestycji transportu taśmowego w polskim górnictwie powstało w oparciu o obliczenia z wykorzystaniem

systemu QNK-TT. System ten wykorzystywany jest w bieżących pracach badawczych i eksperckich. Wyniki obliczeń wielowariantowych są podstawą wielu działań modernizacyjnych i rozwiązań innowacyjnych. Program wyznacza poszczególne składowe oporów ruchu w oparciu o zaawansowane algorytmy, uwzględniające szereg zjawisk przemian energii towarzyszących ruchowi taśmy wraz z urobkiem po krążnikach oraz interakcji pomiędzy taśmą i krążnikami. Metoda obliczeń uwzględnia wpływ wielu czynników:

- właściwości taśmy – grubości okładek, budowy rdzenia, właściwości gumy obejmujących moduły sprężystości oraz tłumienie,
- właściwości transportowanego materiału (gęstości usypowej, kąta i współczynnika tarcia wewnętrznego, kąta tarcia urobek-taśma, dynamicznego kąta naturalnego usypu),
- parametrów konstrukcyjnych przenośnika; możliwe jest badanie niestandardowych (prototypowych) rozwiązań podzespołów przenośnika dzięki opcjonalnym charakterystykom reprezentujących je wirtualnych obiektów,
- czynników eksploatacyjnych (temperatury otoczenia, zbiegania bocznego taśmy, ułożenia i niejednorodności strugi urobku).



Rys. 4. Porównanie wyników obliczeń oporów ruchu przenośnika nadkładowego z wynikami pomiarów
 Fig. 4. Computational and experimental results of overburden conveyor resistances to motion

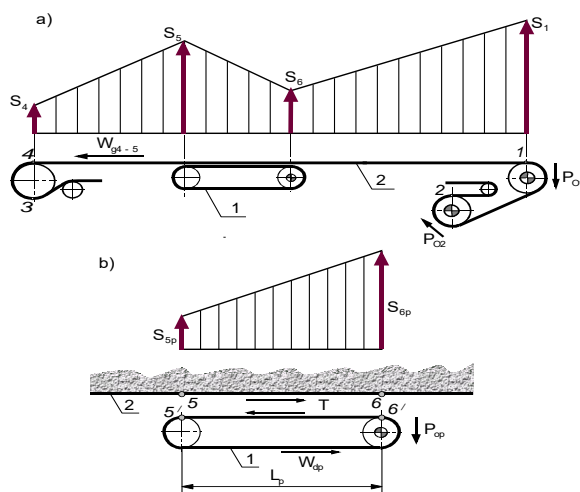
Zadawalająca zgodność wyników obliczeń z wieloma badaniami przemysłowymi (m.in. na przenośniku taśmowym eksploatowanym w kopalni odkrywkowej węgla

brunatnego) pozwala uznać opracowany system jako przydatne narzędzie w analizach optymalizacyjnych. Na rysunku 4 porównano teoretyczną zależność oporów głównych, przypadających na pojedynczy zestaw krążnikowy, z wynikami pomiarów eksperymentalnych na wybranym zestawie krążnikowym.

Obliczone wartości składowych oporów ruchu, sił w taśmie, obciążeń podzespołów przenośnika służą wyznaczeniu charakterystyk energochłonności (jednostkowe zużycie energii) oraz prognozowanej trwałości podzespołów, co pozwala na kompleksową identyfikację kosztów eksploatacyjnych transportu. Takie są oczekiwania użytkowników, producentów i projektantów przenośników.

5. BADANIA PRZEMYSŁOWE I ROZWIĄZANIA PROTOTYPOWE

Oprócz serii badań oporów ruchu i obciążeń krążników przeprowadzonych w PGE Bełchatów wykonano prace badawcze związane z doskonaleniem transportu taśmowego w polskich kopalniach rud miedzi. We współpracy KGHM ZANAM SA (wcześniej ZM Legmet i ZANAM-LEGMET) zrodziła się idea zastosowania taśmowych napędów pośrednich. Napęd pośredni taśmowy to krótki, dodatkowy przenośnik z własnym napędem, podtrzymujący ciężno górne w wybranym miejscu trasy przenośnika na długości ok. 80÷100 m. Schemat przenośnika z jednym napędem pośrednim przedstawia rysunek 5.



Rys. 5. Przenośnik z taśmowym napędem pośrednim: a) schemat rozmieszczenia napędów i rozkład sił w ciężnie pędzonym górnym, b) rozkład sił w ciężnie pędzonym na odcinku sprzężenia cierne
 Fig.5. Belt conveyor with the belt boost-drive: a) scheme of drive layout and belt tension distribution in the driven belt, b) belt tension distribution along the booted drive section

W taśmowym napędzie pośrednim wykorzystuje się sprzężenie cierne pomiędzy taśmą pędzącą **1** (pomocniczą) i taśmą pędzoną **2** (taśmą górną przenośnika głównego).

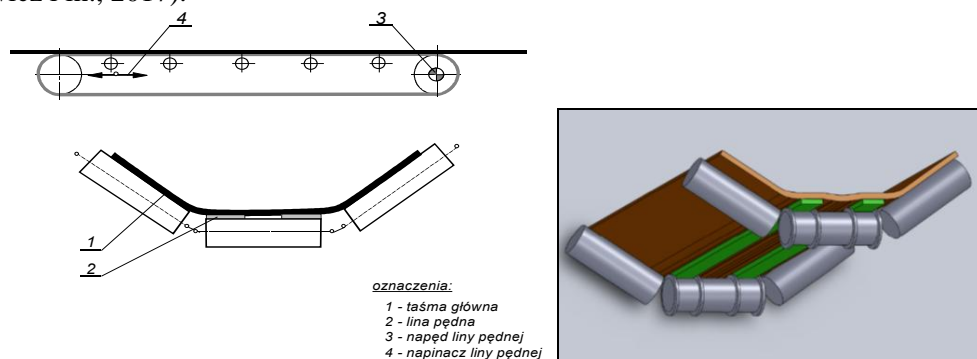
Niezbędny docisk do powstania sił tarcia współpracujących cięgien zapewniają siły grawitacji (ciężar) taśmy pędzonej i urobku. Dla zapewnienia bezpiecznego poziomu sił tarcia między współpracującymi cięgnami (gwarantującego pracę napędu bez poślizgu rozwiniętego) wymagana jest odpowiednia długość napędu pośredniego L_p (rys. 5b).

Pośrednie napędy taśmowe stosuje się zazwyczaj do wspomaganie napędu głównego, bo dzięki ich zastosowaniu uzyskuje się korzystny rozkład sił w cięgnie górnym (Gładysiewicz, 2000). Podstawowe korzyści wynikające z zastosowania napędów pośrednich to możliwość zastosowania tańszej taśmy o mniejszej wytrzymałości i/lub wydłużenie trasy przenośnika. Ponadto dzięki zastosowaniu napędów pośrednich taśmowych eliminuje się część oporów ruchu przenośnika (opory podnoszenia urobku przed załadunkiem na kolejny przenośnik w ciągu transportowym oraz opory w miejscu załadunku). Jedyne egzemplarz taśmowego napędu pośredniego powstał i był eksploatowany w kopalni OZG „Rudna” gdzie sprawdził się w trudnych warunkach eksploatacyjnych.

Niedogodnością tego rozwiązania w okresie, gdy powstał prototyp, była konieczność sterowania napędem w celu wyrównania obciążeń poszczególnych jednostek napędowych. Obecnie nie stanowi to bariery technicznej. Napęd główny przenośnika tworzyły trzy jednostki napędowe po 160 kW, natomiast na napędzie pośrednim będącym krótkim przenośnikiem o długości 80 m zainstalowano dwie jednostki po 160 kW każda. Budowę prototypowego taśmowego napędu pośredniego poprzedziły prace badawcze, określono warunki współpracy ciernej w zależności od sił rozciągających taśmę pędzoną i pędzącą. Określono warunki prawidłowej współpracy ciernej obu taśm z uwzględnieniem niekorzystnego wpływu wymuszonych drgań poprzecznych. Zbadano zachowanie się napędu pośredniego podczas przepływu nieregularnej strugi urobku. Przeanalizowano także nierównomierność obciążeń poszczególnych jednostek napędowych przenośnika z taśmowym napędem pośrednim oraz zaproponowano środki techniczne wyrównujące obciążenia silników (Gładysiewicz, 2003).

Modyfikacją taśmowego napędu pośredniego może być linowy napęd pośredni, charakteryzujący się prostszą i lżejszą budową. Napęd ten składa się z dwóch płaskich lin ogumowanych w zamkniętej pętli o jednakowej długości. Rdzeń nośny lin wykonany jest z linek stalowych. Liny te rozpięte są między tarczami napędowymi i zwrotnymi. Tarcze napędowe zamontowane są na wspólnym wale napędowym (rys. 6). Wał ten zależnie od potrzeb może być napędzany jedno- lub dwustronnie, analogicznie jak bęben napędowy przenośnika taśmowego. Przesuwne tarcze zwrotne służą do napinania lin pędnych. Pomiędzy tarczami zwrotnymi i napędowymi liny pędne podpierają cięgno górne przenośnika zasadniczego (cięgno pędzone) w środkowej części niecki taśmy. Na odcinku podparcia linami pędnymi cięgna pędzonego przekazywana jest energia napędowa. W środkowej strefie niecki, na długości przekazywania energii napędowej cięgno pędzone zamiast krążników środkowych podparte jest dwoma linami pędnymi. Do podparcia lin pędnych w cięgnie górnym stosowane są środkowe

krążniki zestawów górnych, a zatem przenośnik z linowym napędem pośrednim nie wymaga specjalnych rozwiązań trasy. Dzięki zastosowaniu lin pędnych ogumowanych zmniejsza się masa własna elementów konstrukcyjnych w stosunku do napędu pośredniego taśmowego. Układ napinania i przewijania lin jest prostszy i mniejszy gabarytowo od układu w taśmowym napędzie pośrednim. W przypadku lin pędnych sposób ich napinania jest nieskomplikowany i nie wymaga długich przemieszczeń tarcz zwrotnych napinających. Dzięki temu istnieje możliwość zwartej zabudowy napędu pośredniego na trasie istniejącego już przenośnika taśmowego, co ułatwia przedłużenie trasy przenośnika bez istotnych przeróbek konstrukcyjnych (Gładysiewicz i in., 2017).

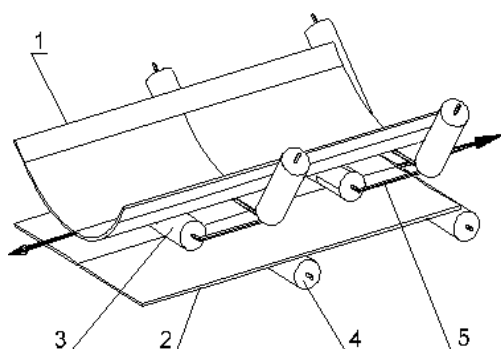


Rys. 6. Schemat ideowy linowego napędu pośredniego

Fig. 6. The idea of rope boosted drive

W latach dziewięćdziesiątych zaczęto eksploatację niskich pokładów rud miedzi w kopalni OZG „Polkowice-Sieroszowice” i wówczas Zakłady Mechaniczne „Legmet” (obecnie KGHM ZANAM SA) wspólnie z Wydziałem Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr. przystąpiły do prac projektowych nad modułowym przenośnikiem „LEGMET 2000” (Gładysiewicz & Kubiak, 1999, 2002). Ideą tego niekonwencjonalnego rozwiązania jest zastosowanie małych i lekkich napędów 2×55 kW umieszczonych w ciągnie dolnym. Przekazywanie energii napędowej z ciągnia dolnego do górnego następuje poprzez krążniki środkowe zestawów górnych (rys. 7). W ciągnie górnym taśma **1** uformowana jest w nieckę podobnie jak w przenośniku tradycyjnym i podpierana jest zestawami przegubowymi. Krążnik środkowy **3** popierany jest od dołu płasko rozpiętą taśmą dolną **2**. Krążniki dolne **4** podtrzymujące cały układ rozmieszczone są naprzemiennie w stosunku do zestawów górnych i z rozstawem będącym wielokrotnością rozstawu krążników górnych. Dla prawidłowej współpracy ciernej krążnika środkowego z dwoma ciągniami równocześnie konieczne jest zapewnienie stałej siły normalnej, co uzyskuje się dzięki swobodzie przemieszczania się tego krążnika w płaszczyźnie pionowej (w ograniczonym zakresie). Realizowane jest to dzięki przegubowemu zamocowaniu krążnika na dwóch ramionach **5** (rys. 7). Jeżeli możliwa do przekazania na krążniku środkowym siła tarcia przewyższa opory ruchu

pojedynczego zestawu, to w cięgnie górnym przenośnika występuje korzystny rozkład sił rozciągających taśmę (spadek sił w kierunku ruchu taśmy). O wytrzymałości taśmy decyduje wówczas rozkład sił w cięgnie dolnym. Maksymalne napięcie cięgna dolnego można zredukować do wymaganego poziomu, zmniejszając odległości pomiędzy napędami, stosownie do konfiguracji trasy i mocy zastosowanych jednostek napędowych. Trasa przenośnika składana jest z powtarzalnych modułów, a na każdy z modułów przypada jeden zestaw napędowy. Możliwe jest skokowe wydłużanie lub skręcanie trasy przenośnika poprzez dobudowanie lub wymontowanie pojedynczego modułu. Długość pojedynczego modułu trasy przenośnika wynosi ok. 200 m. W ten sposób w miejsce dużych napędów wymagających odpowiedniej przestrzeni w wyrobiskach podziemnych można zastosować małe, lekkie i łatwe w montażu powtarzalne napędy modułowe. W badaniach na specjalnym stanowisku pomiarowym określono warunki i możliwości współpracy ciernej krążnika przy przekazywaniu energii napędowej z cięgna dolnego do cięgna górnego. Początkowo zakładano zastosowanie specjalnych zestawów krążnikowych na całej trasie przenośnika z wyjątkiem odcinków nad napędami. W wyniku badań ustalono, że do zapewnienia prawidłowej pracy przenośnika wystarczające są krótkie odcinki w pobliżu napędów, bo tam panują najlepsze warunki przekazywania energii napędowej poprzez krążniki.



Rys. 7. Idea przekazywania napędu z cięgna dolnego do górnego poprzez krążniki, wykorzystana w przenośniku modułowym „LEGMET 2000”;

schemat podparcia cięgna górnego, zestaw krążnikowy pracujący na przenośniku prototypowym

Fig. 7. The idea of drive transfer from bottom to top belt through idlers applied in the module LEGMET 2000 conveyor; scheme of the support of the top belt, the idler in the prototype conveyor

Zarówno wyniki pomiarów na stanowisku pomiarowym jak i badania na przenośniku prototypowym wykazały, że na odcinku przekazywania energii w wyniku odkształceń sprężystych taśmy w cięgnie dolnym występuje wyraźny wzrost prędkości taśmy (w tym także wzrost siły w taśmie), a w cięgnie górnym spadek prędkości taśmy. Na odcinku przekazywania energii siła w cięgnie pędzącym (dolnym) musi być większa od siły w cięgnie pędzonym (górnym).

W latach 2014–2016 zrealizowano projekt badawczo-rozwojowy *Optymalizacja i przedstawienie rozwiązań konstrukcyjnych dla projektu Przenośnika Taśmowego Efektywnego oraz przeprowadzenie badań eksploatacyjnych i określenie efektu ekonomicznego po wdrożeniu w Oddziale Górniczym ZG Lubin KGHM P.M. SA*. Zasadniczy cel pracy, polegający na wykazaniu kierunków obniżenia energochłonności napędów głównych został osiągnięty, a potwierdzenie efektów uzyskano realizując szereg badań *laboratoryjnych* i prac eksperymentalnych prowadzonych w warunkach kopalnianych. Pierwszą serią badań oporów ruchu, sprawności i poboru mocy czynnej napędu, przeprowadzono na standardowym przenośniku taśmowym (rys. 8), a wyniki z tych badań stanowiły punkt odniesienia dla określenia korzyści, wynikających z zastosowania zaproponowanych modyfikacji, dedykowanych do zastosowania w prototypowym przenośniku efektywnym, na którym wykonano drugą serię badań, w tym samym zakresie.



Rys. 8. Widok standardowego przenośnika oraz zamontowane stanowisko pomiarowe wraz z czujnikami do rejestracji sił poziomych i pionowych

Fig. 8. The standard belt conveyor and the test stand installed with the gauges for identification of horizontal and vertical forces

Zaproponowane na podstawie wyników badań laboratoryjnych zmiany polegały na zainstalowaniu na przenośniku prototypowym:

- specjalnej taśmy z okładką bieżną generującą mniejsze opory toczenia,
- krążników o istotnie zmniejszonych oporach obracania w pełnym zakresie obciążeń promieniowych,
- energooszczędnych silników o dużej sprawności.

Pomiary oporów ruchu przeprowadzone na przenośniku standardowym i na przenośniku efektywnym potwierdziły słuszność przyjętych założeń, że zastosowanie krążników o obniżonych oporach obracania i taśmy energooszczędnej istotnie obniżą opory ruchu cięgna górnego (Król i in., 2017). Ponadto w ramach projektu oszacowano poziom oczekiwanych efektów ekonomicznych, wynikający z zaproponowanych usprawnień oraz sformułowano wytyczne i zalecenia do projektowania i kompletowania nowej generacji przenośników do zastosowania w KGHM PM SA, z uwzględnie-

niem wymagań dotyczących energochłonności systemów transportu przenośnikowego (Król i in., 2017).

6. WNIOSKI

- Miarą postępu transportu taśmowego w ostatnich latach jest rosnąca skala zastosowań przede wszystkim w górnictwie. Postęp dokonał się w oparciu o rozwój głównych podzespołów, w tym taśm przenośnikowych i krążników.
- Po uporaniu się z problemami trwałości i niezawodności w transporcie taśmowym uwaga użytkowników i producentów zwróciła się w kierunku poszukiwania rozwiązań energooszczędnych.
- Postęp był możliwy dzięki wszechstronnym badaniom obejmującym eksperymenty laboratoryjne, pomiary przemysłowe, modelowanie cyfrowe i analizy teoretyczne zjawisk związanych z ruchem i eksploatacją przenośników.

LITERATURA

- BAJDA M., 2009, *Wpływ okładki gumowej na opory toczenia taśmy przenośnikowej po krążnikach*, Rozprawa doktorska (niepubl.)
- BAJDA M., HARDYGÓRA M., GŁADYSIEWICZ L., 2007, *Wpływ parametrów mieszanek gumowych na energochłonność transportu przenośnikowego*, *Transport Przemysłowy*, nr 3/2007, ISSN 1899–5489.
- GŁADYSIEWICZ L., KRÓL R., BUKOWSKI J., 2011, *Tests of belt conveyor resistance to motion*, *Eksploatacja i Niezawodność – Maintenance and Reliability*, 2011, nr 3, 17–25.
- GŁADYSIEWICZ, L., KRÓL, R., KISIELEWSKI, W., 2012., *Experimental studies on the resistance to motion in an overburden belt conveyor system*, [*Experimentelle untersuchungen der bewegungswiderstände einer Abraumbandeinlage*] *World of Mining – Surface and Underground*, 64(6), 374–381.
- BUKOWSKI J., GŁADYSIEWICZ L., KISIELEWSKI W., 2011, *Pomiary oporów ruchu przenośnika taśmowego z identyfikacją różnych typów taśm*, *Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze*, 4(14).
- KRÓL R., 2013, *Metody badań i doboru elementów przenośnika taśmowego z uwzględnieniem losowo zmiennej strugi urobku*, Oficyna Wyd. PW, Wrocław.
- KRÓL, R., KISIELEWSKI, W., KASZUBA, D., GŁADYSIEWICZ, L., 2017. *Testing belt conveyor resistance to motion in underground mine conditions*, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment* 31(1), 78–90.
- GAWLIŃSKI M., RYŚ G., BLACHURA J., PODKOMORZY K., KRÓL R., 2003, *Uszczelnienia z cieczą magnetyczną w krążnikach*. *Transport Przemysłowy*, nr 3, 17–20.
- GŁADYSIEWICZ L., KRÓL R., 2004, *Wpływ parametrów konstrukcyjnych i eksploatacyjnych na trwałość krążników*, *Wyd. XII Konf. Trwałość elementów i węzłów konstrukcyjnych maszyn górniczych TEMAG '2004*, Gliwice–Ustroń, 39–48.
- KRÓL R., WAJDA A., IDZIAK E., 2004, *Określenie wytrzymałości zmęczeniowej klejonych połączeń osi krążnika*, *Transport przemysłowy* nr 3(17), ISSN 1640–5455.
- GŁADYSIEWICZ L., BUKOWSKI J., KRÓL R., WAJDA A., 2011, *Untersuchungen von Tragrollenlaufwiderstände*, *Raport Inst. Górn. PW, ser. SPR nr 24* (niepubl.).

- KRÓL R., 2011, *Protokół badań krążników firmy Artur Kupper GmbH na zgodność z wymaganiami obowiązujących norm*, Raporty Inst. Górnictwa PWr., ser. SPR nr 36 (niepubl.).
- BUKOWSKI J., GŁADYSIEWICZ L., KISIELEWSKI W., KRÓL R., 2011, *Eksplatacyjne badania obciążeń krążników nośnych*, Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze, nr 3, 46–50.
- KRÓL R., 2011, *Ocena trwałości krążników dla rzeczywistych obciążeń przenośnika taśmowego*, Przegląd Górniczy nr 11, 82–90.
- KRÓL R., KISIELEWSKI W., 2013, *Research of loading carrying idlers used in belt conveyor - practical applications*, [w:] *XII International Technical Systems Degradation Conference*, TSD, Liptovský Mikuláš, 151–154.
- GŁADYSIEWICZ L., KRÓL R., 2009, *Kompleksowa ocena jakości krążników poliuretanowych stosowanych w górnictwie odkrywkowym*, Prace Naukowe Inst. Górnictwa PWr, Studia i Materiały, nr 36, 19–31.
- GŁADYSIEWICZ L., KRÓL R., 2012, *Badania trwałości krążników poliuretanowych*, Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze, nr 1, 6–12.
- GŁADYSIEWICZ L., KRÓL R., GŁADYSIEWICZ A., 2006, *Wyznaczenie optymalnej struktury płaszcza poliuretanowego krążnika nośnego dla potrzeb kopalń odkrywkowych węgla brunatnego*, Raporty Inst. Górn. PWr, ser. SPR nr 30.
- GŁADYSIEWICZ L., KRÓL R., ZOMBROŃ M., GAWLIŃSKI M., 2013, *Prace badawczo-rozwojowe źródłem innowacji międzynarodowej w spółce Gasket. Zad. 4, Wykonanie analiz dotyczących konstrukcji i mechaniki krążnika z tworzywa sztucznego*, Raporty Inst. Górn. PWr, ser. SPR nr 15.
- GŁADYSIEWICZ L., 2003, *Przenośniki taśmowe Teoria i obliczenia*, Oficyna Wyd. PWr, Wrocław.
- GŁADYSIEWICZ L., KUBIAK D., 1999, *Modułowy przenośnik taśmowy*, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 7/346.
- GŁADYSIEWICZ L., KUBIAK D., 2002, *Modułowy przenośnik taśmowy „Legmet 2000” – nowe możliwości transportu w górnictwie podziemnym*, Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 2, 36–39.
- GŁADYSIEWICZ L., 2000, *Modułowy przenośnik taśmowy do transportu rudy miedzi przy wybieraniu niskich pokładów*, CUPRUM nr 15, 143–155.
- GŁADYSIEWICZ L., KAWALEC W., 2000, *Object modelling of a belt conveyor*, Proceedings, IX Symposium Mine Planning & Equipment Selection, Ateny.
- KAWALEC W., KULINOWSKI P., 2007, *Obliczenia przenośników taśmowych*, Transport Przemysłowy 1(27).
- GŁADYSIEWICZ L., 2000, *Niekonwencjonalne napędy przenośników taśmowych*, Transport Przemysłowy, nr 1, 5–9.
- GŁADYSIEWICZ L., KAWALEC W., KRÓL R., WOŹNIAK D., WAJDA A. A., ZOMBROŃ M., 2017, *Linowy napęd pośredni dla przenośnika taśmowego nieckowego*, Patent P, nr 224735.
- GŁADYSIEWICZ L., KISIELEWSKI W., KRÓL R., WOŹNIAK D., KASZUBA D., 2013, *Sprzężenie cierne w taśmowym napędzie pośrednim*, [w:] *Nowoczesne metody eksploatacji węgla i skał związanych*, AGH, Kraków
- KRÓL R., KAWALEC W., & GŁADYSIEWICZ L., 2017, *An effective belt conveyor for underground ore transportation systems*, Paper presented at the IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 042047, 95(4).

CONTRIBUTION OF THE MACHINERY SYSTEMS DIVISION TO THE DEVELOPMENT OF THE BELT TRANSPORTATION

Belt transportation has been successfully implemented in various branches of the industry, especially in mining. Belt conveyors are extensively used in the lignite surface mines as well as in the high output domestic underground copper ore mines of KGHM. Unsurpassed capacity and ability of creating long and complex transportation systems are the key criteria of choosing belt conveyors over the other transportation systems. The evolution of belt conveyors has led to the significant decrease of a specific energy consumption and increased quality of conveyors' equipment, especially belts and idlers. The Machinery Systems Division has contributed the development of belt transportation in many fields, among others the progress of construction of conveyor belts and rollers, implementation of advanced methods of computation of belt conveyor resistances to motion, innovative, industrial testing and novel, prototype conveyors with boosted drive. The paper describes several selected achievements in these areas: comprehensive industrial tests of high output overburden belt conveyor equipped with innovative belts and idlers, improvements of idler rollers for both surface and underground mining applications, development of in-house algorithms for calculating belt conveyor resistances to motion (based on the analysis of physical phenomena of interaction between belt, idlers and conveyed bulk material) and comprehensive investigations of the novel (patented) boosted drives. The unique test stands designed and built for performing difficult industrial measurements were used for verification results of all theoretical investigations and numerical simulations.

Agata KOWALSKA

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

OZNACZANIE STĘŻEŃ AKTYWNOŚCI WYBRANYCH NATURALNYCH IZOTOPÓW PROMIENIOTWÓRCZYCH W WODACH PODZIEMNYCH PRZEZ LABORATORIUM GEOLOGII I PLANETOLOGII POLITECHNIKI WROCŁAWSKIEJ

1. WSTĘP

Badania nad promieniotwórczością naturalną w różnych komponentach środowiska są prowadzone w wielu miejscach na świecie. Są one wymagane przez międzynarodowe oraz krajowe przepisy prawa, które ponadto określają sposoby, częstotliwość i zakres monitoringu radiacyjnego. Obecność izotopów promieniotwórczych w środowisku jest również przedmiotem zainteresowania naukowców badających ich genezę, geochemię czy zachowanie w środowisku. Dokonuje się pomiarów stężenia aktywności sztucznych i naturalnych izotopów promieniotwórczych w powietrzu, glebie, wodach podziemnych, czy produktach spożywczych w celu wykrycia możliwych skażeń oraz w celu lepszego poznania mechanizmów przedostawania się tych izotopów ze środowiska do pożywienia. Monitoring radiacyjny w naszym kraju regulowany jest ustawą Prawo atomowe (Ustawa, 2000), a obowiązek prowadzenia go spoczywa na Państwowej Agencji Atomistyki (PAA). W wydawanym co kwartał przez Prezesa PAA biuletynie *Bezpieczeństwo jądrowe i ochrona radiologiczna* publikowane są dane na temat aktualnej sytuacji radiacyjnej w Polsce. Ponadto, raz do roku, zgodnie z Prawem atomowym (Ustawa, 2000) Prezes PAA przedstawia Prezesowi Rady Ministrów sprawozdanie ze swojej działalności oraz ocenę stanu bezpieczeństwa i ochrony radiologicznej kraju w postaci raportu. Prowadzenie kontroli oraz podawanie do publicznej wiadomości wyników tych kontroli jest ważne i konieczne z uwagi na możliwe negatywne skutki występowania zbyt dużych ilości izotopów promieniotwórczych w środowisku – głównie tych pochodzenia antropogenicznego, ale także naturalnego. W celu prowadzenia skutecznego monitoringu radiacyjnego PAA współpracuje z wieloma ośrodkami naukowymi i badawczymi, które obsługują stacje wczesnego wykrywania skażeń promieniotwórczych, obserwując w sposób ciągły poziom promieniowania jonizującego na terenie kraju, stacje wykrywania zanieczyszczeń powietrza cząstkami promieniotwórczymi, a także stacje wspomagające

(obsługiwane przez Instytut Meteorologii i Gospodarki Wodnej oraz Ministerstwo Obrony Narodowej).

Monitorowanie izotopów promieniotwórczych pochodzenia antropogenicznego pozwala wykryć zagrożenia wynikające z ewentualnych awarii reaktorów jądrowych, a dzięki temu wczesne reagowanie mające na celu ochronę ludności przed skutkami przyjęcia zwiększonych dawek promieniowania jonizującego. Szczególnym aspektem monitoringu radiacyjnego jest badanie obecności naturalnych izotopów promieniotwórczych w środowisku, na których obecność człowiek ma znikomy wpływ, a rozpoznanie ich genezy i zachowania w środowisku pozwala na lepsze wykorzystanie zasobów naturalnych także w sposób bezpieczny.

2. PROMIENIOTWÓRCZOŚĆ WÓD PODZIEMNYCH

Mając na uwadze wciąż niepełną wiedzę na temat geochemii naturalnych izotopów promieniotwórczych, szczególnym przedmiotem zainteresowania geologów, radiochemików, fizyków i ekologów są wody podziemne. Ze względu na ich użyteczność i liczne możliwości wykorzystania w gospodarce wody podziemne są bardzo ważnym komponentem środowiska. W zależności od genezy i podłoża geologicznego (rodzaju skał zbiornikowych) ich skład chemiczny i właściwości fizyczne mogą być bardzo różne. Skład chemiczny i właściwości fizyko-chemiczne wód mogą być czynnikiem ograniczającym możliwości ich wykorzystania. Jednym z takich czynników są właśnie zwiększone koncentracje naturalnych izotopów promieniotwórczych. Na właściwości promieniotwórcze wód podziemnych w największym stopniu wpływa obecność izotopów radonu ^{222}Rn oraz radu ^{226}Ra i ^{228}Ra (Chau i in., 2011; Girault i in., 2016). Występowanie wód podziemnych o zwiększonej promieniotwórczości naturalnej można zaobserwować w obszarach eksploatacji złóż kopalin, ale także jako ciepłe źródła mineralne. Niekiedy są to także wody związane z wydobywaniem ropy naftowej, np. w Australii, na Ukrainie, czy w Rumunii. Również eksploatacja węgla kamiennego wiąże się z wypompowywaniem na powierzchnię wód kopalnianych, których skład jest zróżnicowany i często w tych wodach notuje się zwiększone koncentracje naturalnych izotopów promieniotwórczych (Wysocka i in., 1997; Wójcik, 2003; Pluta, 2005; Chałupnik, 2007; Przylibski i in., 2002a, 2002b; Kozłowska i in., 2010; Carvalho i in. 2014; Fesenko i in., 2014).

Obecność izotopów promieniotwórczych w wodach podziemnych, w tym trudno usuwalnych ^{226}Ra i ^{228}Ra , ogranicza możliwość wykorzystania tych wód. Dotyczy to głównie wód potencjalnie leczniczych, mogących mieć zastosowanie rekreacyjne, czy przemysłowe, ale przede wszystkim wód przeznaczonych do spożycia przez ludzi. Obecnie w naszym kraju obowiązują nowe przepisy prawne dotyczące wód pitnych. Pod koniec 2017 roku ukazało się nowe rozporządzenie dotyczące jakości wód przeznaczonych do spożycia przez ludzi (Rozporządzenie, 2017). Określono w nim szereg

wymogów dotyczących czystości i jakości, między innymi limity stężeń różnych substancji obecnych w wodach pitnych. Wśród nich znalazły się także niektóre izotopy promieniotwórcze, między innymi ^{222}Rn , ^{226}Ra oraz ^{228}Ra (tab. 1).

Tab. 1. Wartości graniczne stężeń aktywności wybranych izotopów promieniotwórczych w wodach przeznaczonych do spożycia przez ludzi (Rozporządzenie, 2017).

Tab. 1. Limit values of activity concentrations of selected radioactive isotopes in waters intended for human consumptions (Rozporządzenie, 2017).

| Izotop | Dopuszczalna graniczna wartość | Jednostka |
|-------------------|--------------------------------|--------------------|
| ^{222}Rn | 100 | Bq/dm ³ |
| ^{226}Ra | 0,5 | Bq/dm ³ |
| ^{228}Ra | 0,2 | Bq/dm ³ |

Przepisy dotyczące jakości wód przeznaczonych do spożycia przez ludzi są także zgodne z przepisami międzynarodowymi (WHO, 2011; Council Directive 2013/51/EURATOM).

Wody podziemne mogą także być eksploatowane jako kopaliny: solanki, wody termalne lub lecznicze. Szczegółowe warunki dotyczące czystości oraz obecności wybranych składników, czy parametrów nadających tym wodom pożądaných właściwości są określone w Prawie geologicznym i górniczym (Ustawa, 2011). Takie wody muszą być przede wszystkim czyste pod względem chemicznym i mikrobiologicznym, ale muszą także charakteryzować się obecnością pożądaných składników swoistych bądź korzystnymi właściwościami fizyko-chemicznymi (np. odpowiednio wysoką temperaturą, odpowiednio dużym zasoleniem).

3. ZAPLECZE LABORATORIUM GEOLOGII I PLANETOLOGII POLITECHNIKI WROCŁAWSKIEJ

W związku z rosnącą świadomością ludności na temat zagrożeń wynikających z obecności izotopów promieniotwórczych w wodach wykorzystywanych między innymi do celów spożywczych, a także wyraźnym kierunkiem zmian w przepisach prawa w stronę zwiększonej ochrony radiologicznej, Laboratorium Geologii i Planetologii od lat prowadzi badania naukowe w zakresie oznaczania zawartości wybranych izotopów promieniotwórczych w wodach podziemnych. Przede wszystkim analizuje się skład wód będących kopalinami (solanek, wód termalnych i leczniczych), wód potencjalnie leczniczych (zwłaszcza radonowych), bądź wód kopalnianych. Z powodu wejścia w życie nowych przepisów prawa coraz większą uwagę, także w Laboratorium, zwraca się na problem obecności radioizotopów w wodach pitnych. Zespół pod kierownictwem dr. hab. Tadeusza Przylibskiego od lat bierze udział w licznych projektach badawczych i rozwojowych o zasięgu krajowym, międzynarodowym, jak i w niezwykle istotnych z punktu widzenia jakości wykonywanych pomiarów,

interkalibracjach międzylaboratoryjnych. Laboratorium dysponuje nowoczesną aparaturą gwarantującą otrzymywanie wiarygodnych, powtarzalnych wyników.

Oznaczanie stężeń aktywności ^{222}Rn , ^{226}Ra i ^{228}Ra w środowiskowych próbkach ciekłych odbywa się z wykorzystaniem techniki ciekłoscyntylacyjnej. W Laboratorium Geologii i Planetologii stosuje się ultraniskotłowe spektrometry promieniowania alfa i beta Quantulus 1220. Zasada działania spektrometrów ciekłoscyntylacyjnych bazuje na dwóch zjawiskach: zjawisku scyntylacji i zjawisku fotoelektrycznym zewnętrznym. Pierwsze polega na emisji fotonów w momencie reakcji cząstki alfa lub beta z cząsteczką ciekłego scyntylatora (zjawisko scyntylacji), które są z kolei rejestrowane w postaci mierzalnego impulsu prądu elektrycznego (zjawisko fotoelektryczne). Wewnątrzlaboratoryjna procedura oparta jest na poborze z jednego ujęcia wody podziemnej (studni, źródła, odwiertu) trzech próbek o objętości 10 cm^3 , bezpośrednio do specjalnego naczynka scyntylacyjnego, w którym znajduje się wprowadzona wcześniej, w laboratorium, taka sama objętość scyntylatora. Wytrząsanie gwarantuje przejście gazowego radonu z wody do warstwy organicznej scyntylatora. Każdą próbkę poddaje się dziewięciu jednogodzinnym pomiarom. Do pomiaru stężenia aktywności ^{226}Ra wykorzystuje się te same próbki, pobrane w celu pomiaru stężenia aktywności ^{222}Rn . Jest to możliwe dlatego, że ^{222}Rn jest wynikiem rozpadu promieniotwórczego izotopu ^{226}Ra , i po czasie niezbędnym do uzyskania stanu równowagi promieniotwórczej z macierzystym izotopem ^{226}Ra , a także po czasie gwarantującym rozpad pierwotnie rozpuszczonego w wodzie ^{222}Rn , można dokonać powtórnego pomiaru stężenia aktywności ^{222}Rn w tej samej próbce, który w całości pochodzi z rozpadu nuklidu ^{226}Ra . Tym samym otrzymujemy wartość stężenia aktywności ^{226}Ra rozpuszczonego w pobieranej wodzie. W celu zmierzenia stężenia aktywności drugiego izotopu radu należy zastosować radiochemiczną procedurę umożliwiającą odseparowanie izotopów radu od pozostałych składników. Procedura ta opisana jest w Polskiej Normie PN-89 Z-70072. Dolny limit detekcji stosowanej metody wynosi $0,05\text{ Bq/dm}^3$.

Alternatywną metodę pomiarową stosowaną w celu oznaczenia stężenia aktywności ^{222}Rn w wodzie zapewnia przenośne urządzenie AlphaGUARD™. Pobraną odpowiednią objętość wody umieszcza się w szklanym naczyniu emanacyjnym, będącym integralną częścią urządzenia, zaopatrzonym w rurkę odgazowującą oraz napowietrzacz. W wyniku działania pompki z wody uwalnia się gazowy radon, który układem wężyków przedostaje się do naczynia asekuracyjnego, a z niego trafia do monitora AlphaGUARD™, gdzie następuje właściwy pomiar. Urządzenie bazuje na spektrometrii alfa i wykorzystuje do zliczania impulsów komorę jonizacyjną. Podczas analizy uzyskanych rezultatów należy pamiętać, że otrzymane wyniki trzeba przeliczyć ze stężenia aktywności radonu w powietrzu znajdującym się wewnątrz komory jonizacyjnej na stężenie aktywności ^{222}Rn w badanej objętości wody podziemnej.

Metodą uzupełniającą, a także pozwalającą na kontynuację i rozwój badań w tym obszarze jest spektrometria alfa. W Laboratorium znajduje się spektrometr alfa wypo-

sązone w 12 równolegle działających detektorów. Aby jednak dokonać pomiaru stężenia aktywności danego izotopu alfa-promieniotwórczego należy uprzednio zastosować skomplikowaną radiochemiczną procedurę dzięki której odseparowuje się požądane izotopy od pozostałych składników rozpuszczonych w wodach.

W celu uzupełnienia analiz izotopowych analizami chemicznymi, co pozwoli na określanie związków pomiędzy poszczególnymi składnikami i właściwościami fizykochemicznymi wód podziemnych, w Laboratorium Geologii i Planetologii wykorzystuje się posiadany multiparametrowy miernik WTW 3430, fotometr płomieniowy oraz chromatograf gazowy. Przenośny miernik WTW 3430 wyposażony jest w trzy sondy pomiarowe służące do pomiaru temperatury, odczynu pH, potencjału oksydacyjno-redukcyjnego Eh oraz przewodnictwa elektrolitycznego właściwego PEW. Dzięki fotometrii płomieniowej można w prosty, szybki i relatywnie tani sposób określić zawartość niektórych kationów obecnych w wodach (Na^+ , K^+ , Ca^{2+} , Li^{2+} , Ba^{2+}). Posiadany chromatograf gazowy pozwala natomiast określić skład gazów rozpuszczonych w analizowanych wodach (CO_2 , CO , Ar , O_2 , CH_4 , H_2S , N_2 , H_2 , He).

4. PERSPEKTYWY ROZWOJU

Niewątpliwie koniecznym kierunkiem rozwoju Laboratorium jest dążenie do wdrożenia innych metod pomiarowych zapewniających możliwość wykonania kompleksowych analiz izotopowych wód, wymaganych przez aktualne przepisy prawa (Rozporządzenie, 2017). Planuje się wdrożenie w Laboratorium metod pozwalających na oznaczanie stężenia aktywności trytu oraz innych naturalnych izotopów promieniotwórczych oraz rozwój metod pomiarowych pozwalających na określanie pełnego składu chemicznego próbek ciekłych. W niedalekiej przyszłości planuje się także udział w badaniach międzylaboratoryjnych w zakresie spektrometrii absorpcji atomowej (AAS) z wykorzystaniem posiadanego spektrometru i mineralizatora mikrofalowego przygotowującego próbki stałe do pomiarów w technice AAS.

LITERATURA

- CARVALHO F., CHAMBERS D., FESENKO S., MOORE W.S., PORCELLI D., VANDENHOVE H., YANKOVICH T., 2014, *Environmental pathways and corresponding models*, [in:] The environmental behaviour of radium: Revised Edition, Technical Reports Series No. 476, International Atomic Energy Agency (IAEA), Vienna 2014.
- CHAŁUPNIK S., 2007, *Rad w wodach kopalń węgla kamiennego na Górnym Śląsku – metody badań, ocena wpływu na środowisko, zapobieganie skażeniom*, Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice.
- CHAU N.D., DULIŃSKI M., JODŁOWSKI P., NOWAK J., RÓŻAŃSKI K., SLEZIAK M., WACHNIEW P., 2011, *Natural radioactivity in groundwater – a review*, Isot. Environ. Health Stud., 47, 415–437.

- COUNCIL DIRECTIVE 2013/51/EURATOM of 22 October 2013 laying down requirements for the protection of the health of the general public with regard to radioactive substances in water intended for human consumption. Official Journal of the European Union, 7.11.2013.
- FESENKO S., CARVALHO F., MARTIN P., MOORE W.S., YANKOVICH T., 2014, *Radium in the environment*, [in]: The environmental behaviour of radium: Revised Edition, Technical Reports Series No. 476, International Atomic Energy Agency (IAEA), Vienna.
- GIRAULT F., PERRIER F., PRZYLIBSKI T.A., 2016, *Radon-222 and radium-226 occurrence in water: a review*, Geol. Soc., Spec. Publ., [in]: Gillmore, G. K., Perrier, F. E. & Crockett, R. G. M. (eds): Radon, Health and Natural Hazards, 451, <https://doi.org/10.1144/SP451.3>.
- KOZŁOWSKAB., WALENCIK A., PRZYLIBSKI T.A., DORDA J., ZIPPER W., 2010, *Uranium, radium and radon isotopes in selected brines of Poland*, Nukleonika, Vol. 55, No. 4, 519–522.
- PLUTA I., 2005, *Wody kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego – geneza, zanieczyszczenia i metody oczyszczania*, Prace Naukowe Głównego Instytutu Górniczego Nr 865, Katowice.
- PN-89 Z-70072:1989, *Ochrona radiologiczna w podziemnych zakładach górniczych: Oznaczanie stężeń izotopów radu w wodach metodą ciekłych scyntylatorów*, Polski Komitet Normalizacji, Miar i Jakości, 1989.
- PRZYLIBSKI T.A., DORDA J., KOZŁOWSKA B., 2002a, *The occurrence of ^{226}Ra and ^{228}Ra in groundwaters of the Polish Sudety Mountains*, Nukleonika, Vol. 47, No. 2, 59–64.
- PRZYLIBSKI T.A., KOZŁOWSKA B., DORDA J., KIELCZAWA B., 2002b, *^{222}Rn and ^{226}Ra concentrations in mineralized groundwaters of Gorzanów (Kłodzko Basin, Sudeten Mountains, SW Poland)*, J. Radioanal. Nucl. Chem., Vol. 253, No. 1, 11–19.
- Rozporządzenie Ministra Zdrowia z dnia 7 grudnia 2017 r. w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi, Dz.U. z 11 grudnia 2017 r., poz. 2294.
- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze*, Dz.U.2011.163.981.
- Ustawa z dnia 29 listopada 2000 r. *Prawo atomowe*, Dz.U.2001.3.18.
- WHO, 2011, *Guidelines for Drinking-water Quality*, World Health Organization, Geneva.
- WÓJCIK A., 2003, *Rad, Radon i zdrowie. Historia bez końca*, Postępy Techniki Jądrowej, Vol. 46, Iss. 4, 17–21.
- WYSOCKA M., LEBECKA J., MIELNIKOW A., CHAŁUPNIK S., SKUBACZ K., MICHALIK B., 1997, *Rad w wodach kopalnianych w Polsce: występowanie i wpływ na wody rzeczne*, Second World Mining Environment Congress, oprac. GIG, Katowice.

DETERMINATION OF ACTIVITIES CONCENTRATIONS OF SELECTED NATURAL
RADIOACTIVE ISOTOPES IN GROUNDWATERS - RESEARCH AND DEVELOPMENT
PROSPECTS OF LABORATORY OF GEOLOGY AND PLANETOLOGY, WROCLAW
UNIVERSITY OF SCIENCE AND TECHNOLOGY

Radium (^{226}Ra , ^{228}Ra) and radon (^{222}Rn) isotopes play a significant role in groundwaters environment. They have the biggest impact on the radioactive properties of groundwaters. Studies on the occurrence of natural radioactive isotopes in groundwaters have scientific character but have also practical applications. It is important to measure and monitor level of selected natural radioactive isotopes occurring in groundwaters because of many possibilities of use of these waters: as a water intended for human consumption as well as medicinal waters. Laboratory of Geology and Planetology at Wrocław University of Science and Technology, equipped by a special apparatus dedicated to measure alpha and beta emitters such as ^{222}Rn , ^{226}Ra , and ^{228}Ra , has been conducting research on composition and properties of groundwaters for many years and is developing new methods to provide full isotopic analysis for drinking waters (due to law regulations).

Zbigniew KRYSA, Michał DUDEK

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

SYMULACJA PRACY MASZYN GÓRNICZYCH W ODDZIALE EKSPLOATACJNYM KOPALNI RUD MIEDZI

1. WPROWADZENIE

Wydajność oddziału eksploatacyjnego w kopalni oparta o pracę samojezdnych maszyn górniczych (SMG) uwarunkowana jest przede warunkami naturalnymi, czynnikami technicznymi i technologicznymi oraz organizacją pracy. W codziennej pracy oddziału problem doboru maszyn i ich podziału na poszczególne pola eksploatacyjne lub przypisanie odpowiedniej liczby przodków właściwej liczbie maszyn, czyli stworzenie odpowiednich układów technologicznych oparte jest najczęściej o doświadczenie obsługi. Symulacja funkcjonowania pracy maszyn pozwala optymalizować parametry funkcjonowania oddziału, szczególnie w sytuacji, gdy utrudnione bądź niemożliwe jest przeprowadzenie eksperymentu w warunkach dołowych. W referacie przedstawiono przykład modelu symulacyjnego pracy maszyn w oddziale G-41 kopalni Polkowice-Sieroszowice. W programie SIMIO odtworzona została struktura przestrzenna dwóch pól eksploatacyjnych. Dla różnych odległości transportu oraz układów pracy ładowarek i wozów odstawczych obliczono wydobycie urobku dla jednej zmiany eksploatacyjnej.

2. MODELE SYMULACJI TRANSPORTU W GÓRNICTWIE

Modele symulacyjne procesów produkcji są narzędziem służącym analizie pracy całych systemów oraz poszczególnych obiektów je tworzących. Na etapie projektowania dają możliwość sprawdzenia wielu alternatywnych wariantów planowanego do budowy systemu produkcji. W fazie użytkowania pozwalają na nieinwazyjną analizę funkcjonowania systemu, co ma swoje szczególne znaczenie w przypadku niepewności co do efektów planowanych do wprowadzenia zmian (Ciszak, 2007).

Specyfika górnictwa względem innych sektorów gospodarki polega na umiejscowieniu procesów produkcji w nierozpoznanym z wystarczającą dokładnością otoczeniu, które generuje szereg zagrożeń. Zagrożenia te wpływają zarówno z przyczyn niezależnych od człowieka, czyli działań w zmiennym środowisku przyrodniczym i geologicznym, jak i z przyczyn technologicznych, technicznych, zawodności elementów tworzących ciąg produkcyjny oraz błędów organizacyjnych całego systemu produkcji. Modele symulacyjne mogą odtwarzać różne stany otoczenia i pozwalają na

analizę wpływu nowych wariantów rozwiązania określonego problemu, na wybrane parametry interesujące zarządzających produkcją

W górnictwie odkrywkowym zaproponowano wykorzystanie modelu symulacyjnego do analizy transportu kruszyw w kamieniołomie (Chęciński & Witt, 2015). Model wykonano w programie FlexSim i wskazano możliwości, jakie daje symulacja w analizie czasu postoju maszyn w wyrobisku dla różnych wariantów produkcji. Dla górnictwa rud miedzi, również w tym programie zaproponowano w ramach projektu DISIRE model transportu rudy przenośnikami taśmowymi służący docelowo analizie jakości i składu strugi urobku (Jurdziak i in., 2017). Kontynuacją tych prac był model symulacyjny mieszania się strugi urobku i wypełniania zbiorników przyszybowych wykonany w programie DEM (Walker i in., 2018). Dla górnictwa podziemnego węgla kamiennego FlexSim był wykorzystywany w analizie doboru wyposażenia technicznego ściany wydobywczej (Cai i in., 2012) oraz w modelowaniu i poszukiwaniu kluczowych parametrów wpływających na efektywność produkcji (Kęsek i in. 2018).

Symulacyjny model odstawy urobku dla kopalni rud miedzi przy wykonywaniu wyrobisk przygotowawczych zaproponowano w pracy (Kowalski i in., 2014). W modelu tym analizowano zastosowanie układów z wozami odstawczymi i ładownikami dla dwóch typów wiązek wyrobisk, co pozwalało poszukiwać optymalnych rozwiązań w redukcji kosztów odstawy.

Stopień skomplikowania układów produkcji w górnictwie i złożoność relacji pomiędzy obiektami tworzącymi ciąg technologiczny są na tyle wysokie, że kompleksowe podejście do projektowania i sterowania produkcją, czy choćby poszukiwanie i likwidacja wąskich gardeł w układach technologicznych wymaga stosowania odpowiednich narzędzi informatycznych i komputerowego wspomaganie analizy systemu. Techniki te są stale rozwijane, a dostępne narzędzia z coraz większą liczbą funkcjonalności mogą być skuteczne w nowych zastosowaniach.

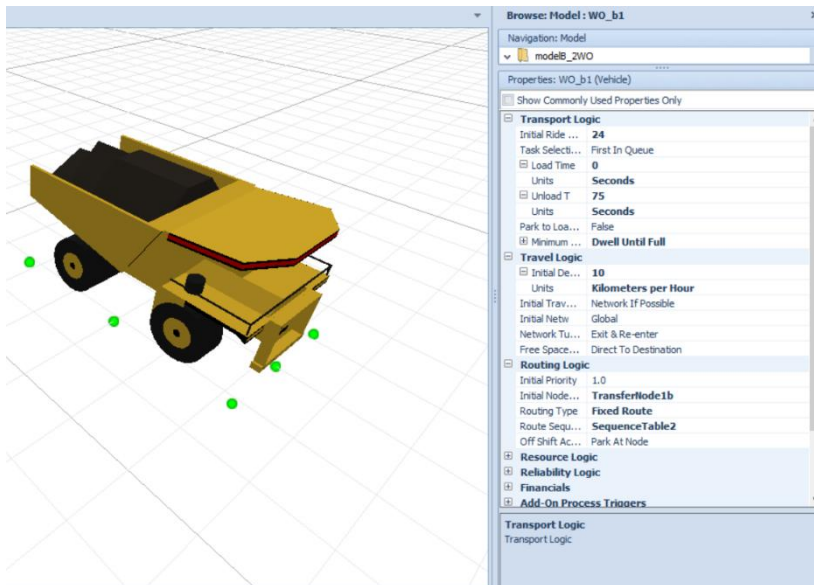
3. PROGRAM SIMIO

Program SIMIO jest narzędziem pozwalającym modelować proste i zaawansowane procesy produkcyjne, kolejkowe, transportowe, usługowe. Analizę procesów w programie rozpoczyna się od zbudowania modelu przestrzennego odzwierciedlającego układ istniejących zależności między obiektami tworzącymi system. Połączone obiekty tworzą system od momentu wytworzenia produktu do jego usunięcia. Dostępne obiekty w programie można podzielić na cztery podstawowe kategorie:

- cząstki (*entities*), spełniające funkcje materiału, półproduktu, produktu, dowolnego bytu poddawanego różnym procesom w modelu,
- obiekty punktowe: miejsca wytwarzania (*source*), przetwarzania i przechowywania (*server*), łączenia (*combiner*) rozdzielania (*separator*) i usuwania z systemu (*sink*) produktów,

- obiekty transportowe: pojazdy (*vehicle*), pracownik (*worker*), służące do transportu lub pracy nad materiałem,
- obiekty liniowe: ścieżki (*path i timepath*), taśmociąg (*conveyor*), drogi po których przemieszczają się produkty i obiekty transportowe

Każdemu obiektowi przypisać można wartości charakterystycznych parametrów lub za pomocą biblioteki procesów definiować własne sposoby jego się w trakcie symulacji (rys. 1).



Rys. 1. Okno parametrów definiowanych dla obiektu typu vehicle w programie SIMIO

Fig. 1. Properties window for vehicle object in SIMIO

Uruchomienie modelu symulacyjnego w programie wyzwala procesy dla wszystkich obiektów. Parametry opisujące te procesy, jak czas trwania, koszt, liczba przyjętych, przetworzonych i gotowych produktów na każdym etapie zapisywane są przez program i przedstawiane w formie raportu, tabel przestawnych czy wykresów umożliwiającą analizę modelu. Kontrolę nad zaprojektowanymi procesami ułatwia animacja przepływu produktów i zachowania się obiektów w modelu. Program automatycznie informuje użytkownika o sprzecznościach logicznych w tworzonym systemie i blokuje symulację w przypadku wykrycia błędu. Przykładowo w zastosowaniu górniczym symulacja procesu zostanie wstrzymana, gdy w zaprojektowanym modelu sieci transportu na jednej ścieżce reprezentującej wyrobisko górnicze dwa wozy odstawcze poruszać się będą w przeciwnych kierunkach. Użytkownik będzie musiał wówczas zastosować odpowiednią logikę w zachowaniu pojazdu bądź rozbudować sieć o wyrobiska, w których pojazdy będą mogły się minąć.

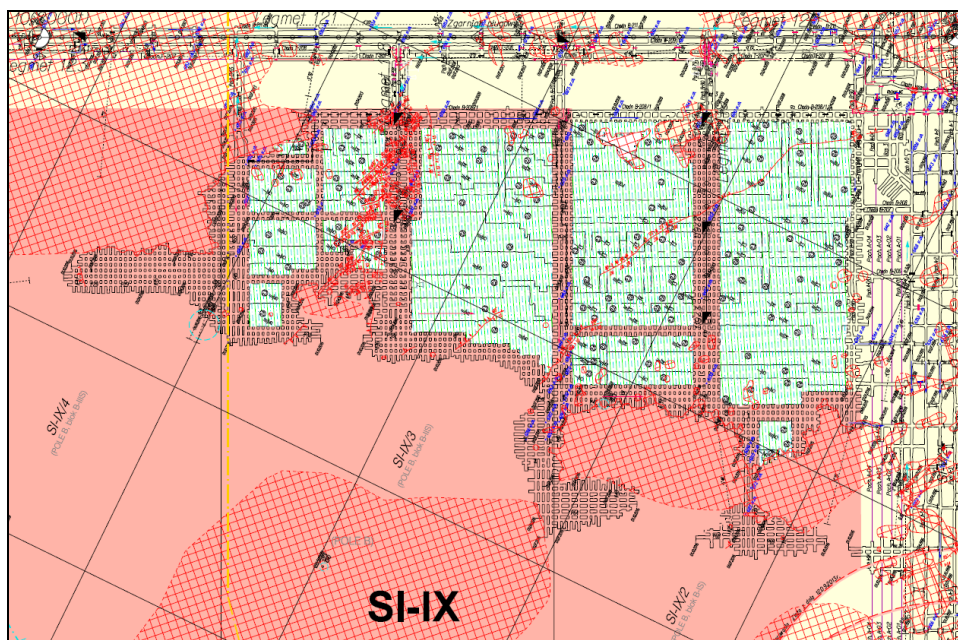
4. PARAMETRY TECHNICZNE I TECHNOLOGICZNE MASZYN I ODDZIAŁU EKSPLOATACYJNEGO

Analiza pracy odstawy urobku z oddziału eksploatacyjnego w programie SIMIO została przeprowadzona na przykładzie oddziału G-41 kopalni Polkowice-Sierszowice. W strukturze kopalni oddział G-41 przypisany jest do szybu SW-1. Prace eksploatacyjne prowadzone są w trzech polach w rejonie SI-IX przy zakładanym wydobywaniu rudy 4160 Mg na dobę. Odstawa oddziałowa realizowana jest przez ładowarki łyżkowe i wozy odstawcze do punktów wysypowych i przenośnikami taśmowymi zabudowanymi w pochylni B-58. Oddział obsługiwany jest przez komorę maszyn ciężkich C-50D, a przeciętna zmianowa obsada to 5 ładowarek LKP 900B i 3 lub 4 wozy odstawcze CB4P-24K.

Tab. 1 Podstawowe parametry techniczne maszyn odstawiających urobek w oddziale G-41

Tab. 1. Basic technical parameters of mining machines used in G-41

| SMG | Masa [kg] | Wydobycie | | Pojemność [m ³] | Vmax [km/h] |
|-------------|-----------|--------------------|-------------------|-----------------------------|-------------|
| | | min. szerokość [m] | min. wysokość [m] | | |
| LKP-0900B | 29 500 | 5,00 | 1,7–1,95 | 3,8 | 20 |
| WO CB4P-24K | 25 800 | 5,20 | 2,4 | 13,5 | 25 |



Rys. 2. Fragment mapy wyrobisk górniczych w rejonie SI-IX, (Projekt, 2017)

Fig. 2. Part of map of mining excavation in branch SI-IX (Projekt, 2017)

W oddziale eksploatuje się złożę systemem komorowo-filarowym J-UG-PS i J-UGR-PS. Złożę udostępnione jest wiązką wyrobisk, z filarami o wymiarach 5–9 m i 6–16 m. Wysokość wyrobisk wynosi do 4,5 m przy czym zazwyczaj jest znacznie mniejsza – około 2,2–2,5 m i dopasowana do wymogów maszyn górniczych. Szerokość rozcinanych wyrobisk wynosi do 7 metrów.

Mapę oddziału z zaznaczonymi 3 polami eksploatacyjnymi i postępowaniem prac przedstawia rysunek 2. W dalszej części referatu do analizy modelu symulacyjnego wykorzystano pola SI-IX-3 i SI-IX-4, dla których przygotowano koncepcję modelu transportu w programie SIMIO (Kidoń, 2018).

5. MODEL SYMULACYJNY ODSTAWY UROBKU

Modelowanie pracy odstawy urobku w oddziale przebiega dwuetapowo. W pierwszym etapie zbudowano 11 modeli odtwarzających różne drogi odstawy – od 100 do 1100 m. W każdym z modeli sprawdzano różne warianty współpracy układu ładowarka – wóz odstawczy. W zależności od odległości do punktu wysypowego dopasowano podstawowe parametry transportu, czyli czasy załadunku i rozładunku oraz prędkość pojazdu w taki sposób, aby otrzymać efekt zgodny z przeciętną liczbą kursów, którą średnio na jednej zmianie wykonywano na oddziale G-41.

Tab. 2. Rzeczywista liczba kursów na zmianę ładowarek i wozów odstawczych oddziału G-41 dla wybranych miesięcy według odległości

Tab. 2. The shift number of cycle for loaders and haul trucks for G-41 branch during shift for selected months by distance

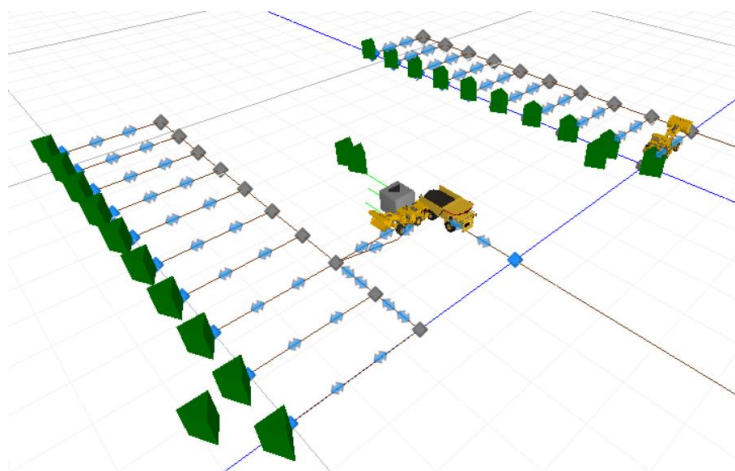
| SMG | Odleg- łość | Miesiąc | | | | |
|-------------|----------------|---------|------|------|------|------|
| | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| LKP-0900B | 100 | 57 | | | | |
| | 200 | | 50,0 | | | |
| | 300 | 42,3 | 42,2 | 43,6 | 47,8 | 42,8 |
| | 400 | 44,4 | | 23,6 | 33,8 | 41,0 |
| WO CB4P-24K | 400 | 22,5 | 22,9 | 23,0 | 21,7 | 22,6 |
| | 500 | 22,4 | 19,5 | 20,5 | 20,0 | 22,4 |
| | 600 | 19,7 | 17,2 | 18,1 | 17,2 | 19,2 |
| | 700 | 19,5 | 16,5 | 17,4 | 15,7 | 18,6 |
| | 800 | 17,6 | 14,9 | 16,5 | 17,3 | 16,9 |
| | 900 | 16,0 | 13,8 | 14,9 | 16,1 | 15,8 |
| | 1000 | 14,4 | | 12,9 | 15,2 | 14,7 |
| | 1100 | 13,2 | | | 13,3 | 12,8 |
| | 1200 | 12,3 | | | | 11,6 |

Tabela 2 pokazuje zależność malejącej liczby kursów maszyn wraz ze wzrostem drogi odstawy i do tych wartości dopasowano średnie czasy przejazdu maszyn zastosowane w modelach.

W drugim etapie dla modelu, według pracy (Kidoń, 2018), zastosowano wyznaczone parametry pojazdów i zweryfikowano zgodność wyników otrzymanych na podstawie modeli z etapu pierwszego z wydajnością otrzymaną w modelu opartym o rzeczywistą sieć transportu.

Na etapie kalibracji parametrów każdy z przygotowanych 11 modeli posiadał identyczną strukturą przestrzenną, w której parametrem zmiennym była odległość transportu. W modelach dla każdej z odległości odtwarzano maksymalnie trzy układy technologiczne odstawy: samą ładowarką, ładowarką i wozem odstawczym oraz ładowarką i wozem odstawczym z pozostawianiem urobku na tzw. zapasie.

Na rysunku 3 przedstawiono przykład układu przestrzennego modelu. Zielone punkty reprezentują urobek w przodkach, dalej transportowany wzdłuż ścieżek (zastępują wyrobiska) do miejsca załadunku wozu odstawczego, bądź bezpośrednio do punktu wyładowniczego. W miejsca przecięcia kolejnych komór i pasów, gdzie następuje zmiana kierunku jazdy wstawiono punkty węzłowe, które powodują ograniczenie liczby tras dojazdu maszyn do każdego z przodków i jednocześnie dają możliwość stosowania dowolnego sposobu wyboru miejsca załadunku ładowarką. Przykładowo zamiast wybierać przodek o najkrótszej odległości transportu można zdecydować o wybraniu przodka o wyższym priorytecie odstawy, porządkując kolejność prac według innego schematu odbioru rudy. Może to mieć znaczenie w przypadku propozycji selektywnej eksploatacji ze względu na parametry jakościowe urobku.



Rys. 3. Przestrzenny model odstawy urobku na etapie kalibracji parametrów modelu
Fig. 3. The spatial model of ore transportation at the calibration stage

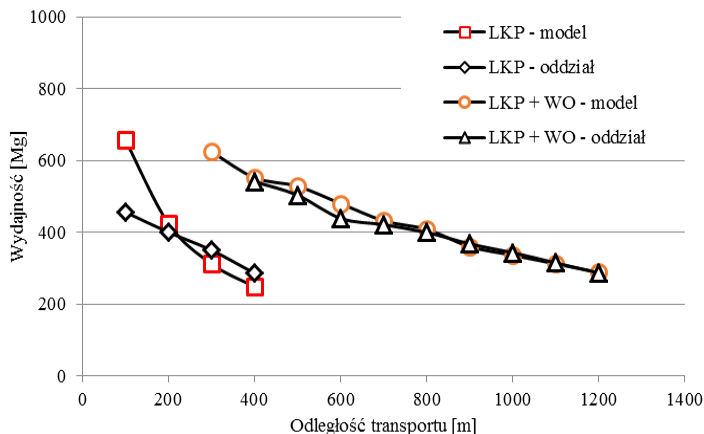
W schemacie odstawy w dolnej części rysunku 3 zdecydowano o dodaniu obiektu typu Server (zielone elementy na wysokości maszyn), który odpowiada pozostawianiu rudy przez ładowarkę w pobliżu miejsca załadunku na wóz. Model z pozostawianiem rudy na tzw. zapasie wymaga zastosowania dodatkowego procesu decyzyjnego dla ładowarki, w którym operator ładowarki, wiedząc w jakiej odległości od punktu załadunku znajduje się wóz odstawczy, decyduje o oczekiwaniu na załadunek bądź pozostawia urobek na zapasie i wraca po urobek z przodka.

Wyniki wydajności transportu dla różnych modeli symulacyjnych według odległości transportowych dla jednej zmiany wydobywczej o czasie trwania 3,75 h dla 100% czasu wykorzystania maszyn do transportu zebrano w tabeli 3. Założono brak prac pomocniczych, zleczanych dodatkowo operatorom ładowarek. Przyjęto, że wypełnienie wozu odstawczego wymaga 3 operacji załadunku oraz że ładowarka w jednym cyklu przewozi 8 a wóz odstawczy 24 Mg urobku, czyli będzie miało miejsce pełne wykorzystanie ich ładowności. Zastosowane w modelu czasy operacji dla ładowarki to 30 s dla załadunku, 20 s dla rozładunku, a średnia prędkość przejazdu wynosiła 8 km/h. Dla wozów odstawczych czas załadunku wynosił 0 s (wykorzystany w czasie rozładunku dla ładowarki, czas rozładunku wynosił 90 s), a średnia prędkość przejazdu wynosiła na trasie odstawy 10 km/h. Nie różnicowano w modelu czasów przejazdu maszyn załadowanych i bez ładunku, ponieważ istotne dla efektu końcowego były czasy łączne cyklu transportowego. W bardziej dokładnym modelu współpracy maszyn w programie istnieje możliwość rozbudowania sieci o drogę ze zdefiniowanym czasem przejazdu bądź zadanie różnych prędkości dla przeciwnych kierunków jazdy.

Tab. 3. Liczba kursów i wydajność odstawy w modelu dla różnych układów transportu rudy
Tab. 3. The number of transport cycles and efficiency modelled for different ore transport system

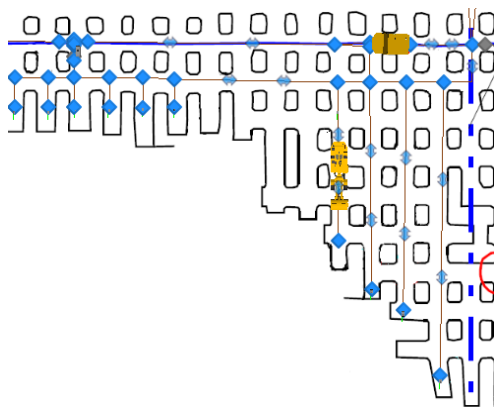
| Układ | Odległość transportu | Liczba kursów do punktu wysypowego | | Wydajność [Mg] | |
|---------------------------|----------------------|------------------------------------|-------------|----------------|-------------|
| | | zapas | brak zapasu | zapas | brak zapasu |
| ładowarka | 100 | | 82 | | 656 |
| | 200 | | 53 | | 424 |
| | 300 | | 39 | | 312 |
| | 400 | | 31 | | 248 |
| ładowarka + wóz odstawczy | | zapas | brak zapasu | zapas | brak zapasu |
| | 300 | 26 | 25 | 624 | 600 |
| | 400 | 23 | 22 | 552 | 528 |
| | 500 | 22 | 20 | 528 | 480 |
| | 600 | 20 | 18 | 480 | 432 |
| | 700 | 18 | 17 | 432 | 408 |
| | 800 | 17 | 15 | 408 | 360 |
| | 900 | 15 | 14 | 360 | 336 |
| | 1000 | 14 | 13 | 336 | 312 |
| | 1100 | 13 | 12 | 312 | 288 |
| 1200 | 12 | 11 | 288 | 264 | |

Porównanie wyników tabeli 2 i 3 oraz rysunku 4 wskazuje na dobre dopasowanie modelu do danych rzeczywistych poza dystansem 100 m. W obliczeniu wydajności założono pełne wykorzystanie ładowności maszyn górniczych.



Rys. 4. Wydajność odstawy w modelu i teoretyczna wydajność wyznaczona w oparciu o liczbę cykli
Fig. 4. The efficiency of ore transportation in model and theoretical efficiency based on the number of transport cycles

Odchylenie wyników od danych rzeczywistych dla krótkiej odległości wynika przede wszystkim z większej liczby manewrów, które musi wykonać operator w przeliczeniu na jednostkę odległości. Sugeruje to konieczność zastosowania innej średniej prędkości przejazdu w modelu, bądź szczegółowe podejście do pomiaru czynności wykonywanych przez operatora. Analizę taką dla robót przygotowawczych przeprowadzono i wskazano na sposób podejścia do optymalnego ustalania odległości transportu dla odstawy tylko ładowarką oraz we współpracy z wozem odstawczym (Kościelny, 2016).



Rys. 5. Model transportu rudy w oddziale G-41 kopalni Polkowice-Sieroszowice
Fig. 5. Ore transportation model in Polkowice-Sieroszowice Mine, G-41 branch

W drugim etapie wyznaczone w pierwszym modelu czasy realizacji cykli transportowych posłużyły do wyznaczenia wydajności bazując na schemacie pracy oddziału odtworzonym zgodnie z rozkładem wyrobisk górniczych jak na rysunku 5.

Wyniki produkcyjne dla modelu przestrzennego wyrobisk z dwoma polami eksploatacyjnymi zostały pokazane w tabeli 4. Łącznie w dwóch polach pracowały 2 ładowarki samodzielnie i jedna ładowarka skojarzona z dwoma wozami odstawczymi.

Tab. 4. Wyniki symulacji odstawy urobku dla modelu z odtworzoną siatką wyrobisk
Tab. 4. The simulation results of ore transportation based on actual mining network

| Układ pracy | odległość [m] | dystans [km] | liczba kursów | wydajność [Mg] |
|--------------------|---------------|--------------|---------------|----------------|
| ładowarka (pole 1) | 200 | 26,6 | 50 | 400 |
| ładowarka (pole 2) | 200 | 18,8 | 39 | 312 |
| ładowarka | | 14,0 | 162 | 1296 |
| wóz 1 | 500 | 21,6 | 27 | 624 |
| wóz 2 | | 21,2 | 27 | 624 |

Zróźnicowanie wyników między ładowarkami dla obu pól wynika stąd, że ładowarka z pola 2, mimo podobnej odległości jak ładowarka z pola 1 transportowała urobek po wyrobiskach, w których pracowały wozy odstawcze, co skutkowało oczekiwaniem na zwolnienie punktu wysypowego oraz konieczność ustępowania pierwszeństwa przejazdu (pojazdy poruszały się wspólnym wyrobiskiem transportowym). Bazując tylko na parametrach wyznaczonych na etapie kalibracji należy zauważyć, że model zawyża produkcję i liczbę kursów wozów odstawczych. Oznacza to, że przeniesienie wyników obliczeń z prostych struktur topologicznych używanych w modelach bazowych na złożoną siatkę wyrobisk górniczych, powinno uwzględniać odpowiednią korektę parametrów modelu.

6. PODSUMOWANIE

Zastosowanie programów do symulacji procesów produkcji w górnictwie daje szerokie możliwości wielowariantowej analizy układów transportowych. W przypadku górnictwa rud miedzi szybka decyzja (podjęta np. przed rozpoczęciem zmiany wydobywczej) o liczbie maszyn na poszczególne pola lub odcinki frontu eksploatacyjnego może być oparta o symulacyjny model produkcji oddziału. Możliwości analityczne programu SIMIO pozwalają na zastąpienie parametrów modelu zmienną losową, co pozwoli na określenie przedziałów wydajności transportu oddziałowego lub analizę ryzyka. Dodatkowe funkcjonalności mogą poszerzyć zakres analiz, np. o aspekt finansowy, gdzie każdy obiekt może być nośnikiem kosztów.

Możliwie dokładne odtworzenie zachowania obiektów i przypisanie im rzeczywistych parametrów nie jest wystarczające dla zbudowania modelu poprawnie odtwarzającego transport rudy. Niezbędna jest korekta wybranych parametrów lub bardziej

ogólna ich interpretacja tak, aby wyniki osiągnięte globalnie w całym procesie transportu były zgodne z osiąganymi realnie wartościami. Można to osiągnąć grupując pewne procesy w obiektach w jedno większe działanie np. zastępując szereg operacji związanych z manewrowaniem maszyny łącznym czasem załadunku.

LITERATURA

- CAI D., BAAFI E., PORTER I., 2012, *Modelling a longwall production system using Flexsim 3D simulation software*, Mine planning and equipment selection, The reading matrix, 107–114.
- CHEĆIŃSKI S., WITT A., 2015, *Modelling and Simulation Analysis of Mine Production in 3D Environment*, Mining Science, Vol. 22, 183–191.
- CISZAK O., 2007, *Komputerowo wspomagane modelowanie i symulacja procesów produkcyjnych*, Zeszyty Naukowe Politechniki Poznańskiej, Budowa Maszyn i Zarządzenie Produkcją, nr 6, 39–45.
- JURDZIAK L., KAWALEC W., KRÓL R., 2017, *Application of FlexSim in the Disire Project*, Studies & Proceedings of Polish Association for Knowledge Management, No. 84, 87–97.
- KĘSEK M., ADAMCZYK A., KLAŚ M., 2018, *Computer Simulation of the Operation of a Longwall Complex Using the „Process Flow” Concept of FlexSim Software*, Intelligent Systems in Production Engineering and Maintenance, ISPEM, 97–106.
- KIDOŃ P., 2018, *Budowa modelu transportu urobku w kopalni rud miedzi w programie SIMIO*, PWr, Praca magisterska (niepubl.).
- KOWALSKI A., KUBIAK D., SZWANCYBER Ł., WOJCIECHOWSKA-SOBOL J., ŚLIWIŃSKI P., 2014, *Model symulacyjny odstawy urobku z robót przygotowawczych w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.*, Wiadomości Górnicze, nr 10 (65), 2014, 542–549.
- KOŚCIELNY M., 2016, *Model optymalizacyjny odstawy urobku z robót przygotowawczych w kopalni „Lubin”*, Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud CUPRUM, nr 1 (78), 17–28.
- Projekt Techniczny Eksploatacji Rejon SI-IX Pola: SI-IX/1F, SI-IX/2, SI-IX/3, SI-IX/4*, 2017, KGHM Polska Miedź S.A., Oddział Polkowice-Sieroszowice.
- WALKER P., KAWALEC W., KRÓL R., 2018, *Application of the Discrete Element Method for Simulation of the Ore Flow Inside the Shaft Ore Bunker in the Underground Copper Mine*, Intelligent Systems in Production Engineering and Maintenance.

SIMULATION OF MINING MACHINES TRANSPORT OPERATIONS IN THE COPPER MINE EXCAVATION BRANCH

In this article we analyze the possibility of using the SIMIO computer software to model the ore transportation in copper mines. In most of KGHM branches the ore is transported by loaders, trucks and conveyors however we focus only on loaders and trucks and the cooperation in between. Transportation system modelling was carried out in two stages. Based on the real number of loader and trucks transport cycles in the G-41 branch we estimate the main technology parameters such as loading/unloading time and desired speed and adopt it to transport distance on the simplified network. In the second stage more complex model for actual situation from the mine has been created. It has been noted that direct application of estimated parameters from simple model gives incorrect production efficiency in comparison to the real data.

ODPADY GÓRNICZE I PRZERÓBCZE W ZRÓWNOWAŻONEJ GOSPODARCE SUROWCOWEJ KRAJU

1. WPROWADZENIE

Zrównowazona przyszłość ludzkości musi obejmować efektywne ponowne wykorzystanie i recykling strumieni wytwarzanych odpadów. Pojęcie odpadów jako zasobu nie jest nowością we współczesnym świecie. Od zarania cywilizacji praktykowano recykling lub ponowne wykorzystanie pierwotnie wyrzuconych materiałów, w tym odpadów górniczych. Do dnia dzisiejszego recykling i ponowne wykorzystanie odpadów górniczych w dużej mierze wynikają z ich praktycznych zastosowań i zwrotów/zysków finansowych. Rosnące zapotrzebowanie na zasoby mineralne i energetyczne przez powiększającą się liczbę ludności na świecie sprawi, że odzyskiwanie odpadów – poprzez ponowne użycie, recykling i odzyskiwanie energii – stanie się jeszcze bardziej atrakcyjne (Lottermoser, 2011).

Odpady związane z działalnością wydobywczą podlegają regulacjom prawnym ustalonym w zakresie szeroko rozumianej ochrony środowiska. Działalność produkcyjna w przemyśle górniczo-surowcowym polega przede wszystkim na wydzieleniu z wydobytego ze złoża surowca składników użytecznych. Operacja ta najczęściej obejmuje urabianie złoża, procesy fizycznego wzbogacania oraz procesy hutnicze. Każdej eksploatacji złóż towarzyszy wydobywanie skał płonnych i składowanie ich na powierzchni lub w wyrobiskach górniczych. W przypadku eksploatacji podziemnej, skała płona na ogół jest na bieżąco wykorzystywana na dole kopalni do wypełniania pustek poeksploatacyjnych (podsadzka sucha), podsypek pod stopy podporowe oraz do utwardzania dróg w wyrobiskach. Ograniczanie ilości skały płonej jest realizowane przez tzw. czyste wybieranie złoża oraz prowadzenia wyrobisk w sposób eliminujący przybierki skały płonej w stropie i w spągu złoża. Jednak największy strumień odpadów powstaje w procesach przeróbki wydobytej ze złoża kopaliny. Dotyczy to głównie kopalni wymagających separacji lub koncentrowania zawartych w nich nośników składników użytecznych. Na kolejnym miejscu są odpady z procesu finalnego przetwarzania koncentratów – odpady hutnicze obejmujące szereg produktów jak żużle hutnicze, pyły i szlamy z oczyszczalni gazów i ścieków. W przypadku kopalni energetycznych np. węgla, finalnym produktem użytecznym jest ciepło, a odpadem są popioły paleniskowe, a wcześniej odpady ze wzbogacania. Pozostają one obiektem

badań i analiz zarówno pod kątem ich unieszkodliwiania jak i sposobów zagospodarowania.

Przedsiębiorstwa górnicze są zmuszone odpowiednimi regulacjami prawnymi do uwzględniania w swoich ciągach operacyjnych zasad gospodarki odpadami z uwagi na masowość powstawania odpadów oraz koszty związane z ich zagospodarowaniem.

Problem odpadów z przemysłu górniczego w prawodawstwie polskim reguluje ustawa *o odpadach wydobywczych*. W myśl tej ustawy wytwórca i posiadacz tych odpadów jest obowiązany, korzystając z najlepszych dostępnych technik do:

- stosowania takich sposobów poszukiwania, rozpoznawania, wydobywania, przeróbki i magazynowania, które zapobiegają powstawaniu odpadów wydobywczych lub pozwalają utrzymać na możliwym najniższym poziomie ich ilość, jak również ograniczają negatywne oddziaływanie na środowisko lub zagrożenie życia i zdrowia ludzi,
- ograniczania negatywnego oddziaływania odpadów wydobywczych na środowisko, życie i zdrowie ludzi oraz zapobiegania lub zmniejszania, w możliwie najszerszym zakresie, wszelkich niekorzystnych skutków dla środowiska i zdrowia ludzi, powstałych w wyniku gospodarowania odpadami wydobywczymi, również po zamknięciu obiektu unieszkodliwiania odpadów wydobywczych,
- do poddania ich odzyskowi, a jeżeli z przyczyn technologicznych jest on niemożliwy lub nie jest uzasadniony z przyczyn ekonomicznych, do ich unieszkodliwienia zgodnie z wymaganiami ochrony środowiska lub programem gospodarowania odpadami wydobywczymi,
- przekazania odpadów wydobywczych, które z przyczyn technologicznych lub ekonomicznych nie mogą być poddane odzyskowi, do najbliższej położonych miejsc, w których mogą być poddane unieszkodliwieniu.

Gospodarka odpadami prowadzona powinna być w oparciu o zasady:

- maksymalnego wykorzystania odpadów jako surowców wtórnych w innych procesach, np. do wydzielania użytecznych składników towarzyszących,
- maksymalnego zawrotu strumieni przepływu odpadów, których jakość i ilość pozwalają na zawrót do ponownego użycia w procesach produkcyjnych lub do innych celów,
- bezpiecznego składowania takich odpadów, których nie da się w danym momencie ani wykorzystać, ani zawrócić.

Uwzględniając szerokie aspekty gospodarki różnorodnymi surowcami mineralnymi, powstaje pytanie, czy słusznie pozostałości procesu produkcyjnego w przemyśle mineralnym nazywane są odpadami? Ocena co jest odpadem, a co nie, często jest bardzo subiektywna, zwłaszcza z punktu widzenia wytwórcy tych odpadów, których źródłem jest proces produkcyjny produktu handlowego.

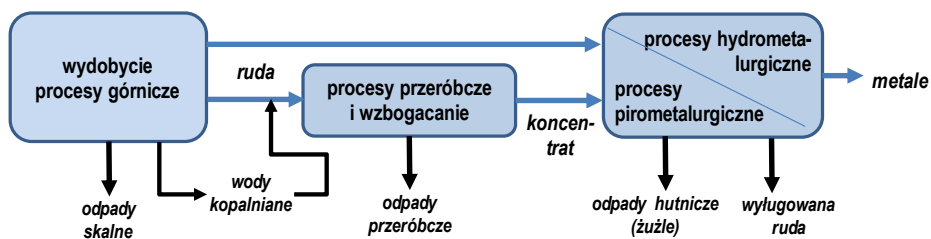
Gdy nie ma możliwości gospodarczego wykorzystania odpadu w danym momencie, to trudno przewidzieć, czy nie nastąpi to w przyszłości i materiał ten stanowić

będzie surowiec dla opłacalnego wytwarzania określonych produktów. Dlatego legalne postępowanie z odpadami ma prowadzić w zasadzie do całkowitej eliminacji owej niepotrzebnej materii poprzez jej obligatoryjne zagospodarowanie. Jednocześnie brakuje obiektywnych kryteriów uznania danej materii za odpad (Jerzmański, 2010).

W praktyce spotkać się można z wieloma definicjami odpadów. Niekiedy słusznym wydaje się używanie nazwy: *produkt uboczny* lub *surowiec wtórny*.

Odpady w myśl ustawy *o odpadach* są to substancje lub przedmioty, których posiadacz pozbywa się, zamierza się pozbyć lub do których pozbycia się jest obowiązany. Zgodnie z wymienioną ustawą oraz *katalogiem odpadów* (Ustawa, 2012; Rozporządzenie, 2014), analogicznie jak odpady, klasyfikuje się surowce wtórne zaliczając do jednej z 20 grup, z założeniem, że w każdej z tych grup znajdują się odpady możliwe do odzysku i ponownego wykorzystania jako surowce wtórne. Potencjalne mineralne surowce wtórne, pochodzące z działalności wydobywczej pierwotnych surowców mineralnych, w tej klasyfikacji, są zaliczane do grupy 01. Są to odpady związane z działalnością wydobywczą powstające przy poszukiwaniu, wydobywaniu, fizycznej i chemicznej przeróbce kopalnin. Do odpadów wydobywczych zalicza się także odpady wcześniej zgromadzone na zamkniętych składowiskach oraz określane jako odpady poddane unieszkodliwieniu i zdeponowane w obiektach unieszkodliwiania odpadów wydobywczych. W określonych przypadkach dotyczyć to składowisk po historycznej działalności górniczej (Pietrzyk-Sokulska i in., 2018).

Schemat typowego ciągu procesów technologicznych od wydobycia kopaliny metalonośnej do produkcji finalnych metali wraz z powstawaniem głównych strumieni odpadów stałych pokazano na rys. 1.



Rys. 1. Schemat podstawowego ciągu technologicznego wytwarzania metali wraz z powstawaniem głównych strumieni odpadów stałych

Fig. 1. Simplified mining and processing processes flowsheet exhibiting main waste streams

Przemysł metali nieżelaznych związany z surowcami pierwotnymi, jest największym ilościowo producentem odpadów w stosunku do ilości produkowanego wyrobu finalnego, jakim jest metal. Łatwo wyliczyć, na podstawie danych (Kay, 2018), potwierdzanych bilansami (Hatayama i in., 2015), że w 2017 roku statystyki produkcji miedzi w świecie przedstawiały się jak zestawiono w tabeli 1.

Tab. 1. Światowe statystyki wydobycia i produkcji Cu w 2017 roku (Kay, 2018)
 Tab. 1. World mining statistics of primary copper production in 2017 (Kay, 2018)

| | |
|---|---------------|
| Światowa produkcja miedzi, Mg | 15 000 000 |
| Średnia zawartość Cu w rudach, % | 0,6 |
| Średni uzysk Cu w finalnym metalu, % | 80 |
| Masa miedzi w odpadach, Mg | 3 750 000 |
| Masa odpadów, Mg | 3 125 000 000 |
| Masa odpadów / 1 Mg wyprodukowanej miedzi, Mg | 246 |

Bilans produkcyjny dotyczący miedzi według danych raportu rocznego KGHM Polska Miedź SA (Raport, 2018) zestawiono w tabeli 2. Z zestawień tych wynika, że rocznie deponuje się w świecie około 3,7 mln Mg miedzi w odpadach, a na 1 Mg wyprodukowanej miedzi, średnio powstaje około 200–250 Mg odpadów. W warunkach polskiego przemysłu miedziowego rocznie deponowane jest z odpadami około 48 tys. Mg miedzi i 200 Mg srebra, a na 1 Mg wyprodukowanej miedzi, średnio powstaje około 90 Mg odpadów.

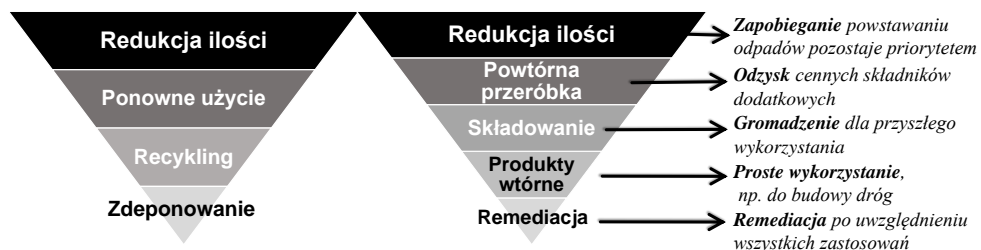
Tab. 2. Bilans KGHM Polska Miedź SA za 2017 rok (Raport, 2018)
 Tab. 2. The balance of production of KGHM Polska Miedź SA for 2017

| | |
|--|------------|
| Masa wydobytej rudy, Mg | 31 200 000 |
| Zawartość Cu w rudzie, % | 1,50 |
| Masa Cu w rudzie, Mg | 466 800 |
| Masa koncentratu, Mg | 1 833 000 |
| Masa Cu w koncentracie, Mg | 419 300 |
| Produkcja z własnego wsadu, Mg | 358 900 |
| Uzysk całkowity produkcji Cu, % | 77 |
| Masa odpadów flotacyjnych, Mg | 29 367 000 |
| Masa Cu w odpadach, Mg | 47 500 |
| Masa Ag w odpadach, Mg | 200 |
| Masa odpadów /1 Mg wyprodukowanej Cu, Mg | 87 |

2. GOSPODARKA ODPADAMI

Gospodarka odpadami musi być poprzedzona szerokimi badaniami co do istotności i efektywności podjęcia określonych działań. Często prezentowane są poglądy, że odpady wydobywcze powinny być postrzegane jako potencjalne przyszłe zasoby surowców, w związku z czym proponuje się alternatywny sposób postępowania z nimi (Lebre & Corder, 2015). To alternatywne podejście można zilustrować, budując nową hierarchię priorytetów dla gospodarki odpadami wydobywczymi. Hierarchia gospo-

darki odpadami *Zredukuj – wykorzystaj ponownie – odzyskuj* określa ogólne wytyczne dotyczące ich wykorzystania. Priorytetowe znaczenie ma tu zapobieganie powstawaniu odpadów, tj. zmniejszenie ilości, ponowne wykorzystanie i recykling, a ostateczna likwidacja na składowiskach jest najmniej pożądaną opcją. Hierarchia ta została opracowana przede wszystkim dla odpadów komunalnych, jako wytyczne dla zachowań konsumenckich. Odpady wydobywcze różnią się pod wieloma względami od odpadów pokonsumpcyjnych, stąd piramida przedstawiona na rysunku 2 jest bardziej dostosowana do uwarunkowań przemysłu mineralnego.



Rys. 2. Hierarchia gospodarki odpadami komunalnymi (z lewej) i górnictwymi (z prawej), według (Lebre & Corder, 2015)

Fig. 2. General waste management hierarchy (left) and new hierarchy for mine waste management, (Lebre & Corder, 2015)

Proponowana piramida zarządzania odpadami nadal stawia zapobieganie powstawaniu odpadów na szczycie listy priorytetów. Następnie pojawia się opcja ponownego wykorzystania/przetwarzania, która umożliwia odzyskanie części cennych materiałów pozostawionych w odpadach (Łuszczkiewicz, 2000; Kudełko, 2018). Magazynowanie może wystąpić, gdy istnieje potrzeba oczekiwania na bardziej korzystną ekonomię i dopóki ponowne przetwarzanie nie stanie się opłacalną działalnością. Gdy cenne składniki pozostawione w odpadach są uważane za nie do odzyskania w przewidywalnej przyszłości, odpady mogą być wykorzystane do innych celów, np. jako materiał podsadzkowy w kopalniach podziemnych, do budowy dróg, niwelacji terenu itp. W końcu, po rozważeniu wszystkich innych opcji, może nastąpić remediacja i rehabilitacja terenu.

Praktyczną stronę tej strategii wyszczególniono w tabeli 3 w postaci opisu kierunków i przykładów możliwości wykorzystania oraz recyklingu odpadów górniczych, przeróbczych i metalurgicznych powstających w kompleksach górniczo-metalurgicznych metali nieżelaznych.

Tab. 3. Możliwości recyklingu odpadów górniczych, przeróbczych i metalurgicznych metali nieżelaznych (Lottermoser, 2011)

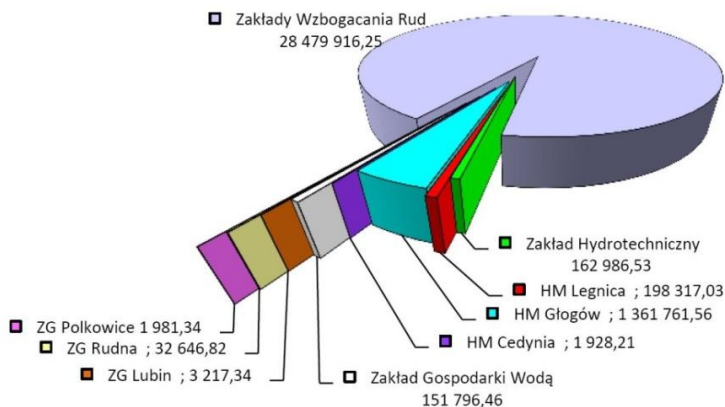
Tab. 3. Reuse and recycling options for mining, processing and metallurgical wastes accumulating at mine sites (Lottermoser, 2011)

| Rodzaj odpadów | | Możliwości wykorzystania i recyklingu |
|-------------------|---|---|
| Odpady górnicze | Odpady skalne (skała płona z robót udostępniających i przygotowawczych) | <ul style="list-style-type: none"> – zasoby wtórne minerałów i metali – materiał podsadzkowy dla pustek poeksploatacyjnych – materiał do niwelacji terenu oraz do pokrycia składowisk odpadów – podłoże do zasiedlenia szaty roślinnej na terenach górniczych – kruszywa w nasypach, nawierzchniach drogowych i w budownictwie – składnik (podsypka) nawierzchni asfaltowej – surowiec do produkcji cementu i wypełniaczy betonu – siarczkowe odpady skalne jako dodatek do gleby w celu neutralizacji jałowych rolniczych gleb alkalicznych |
| | Wody kopalniane | <ul style="list-style-type: none"> – ochrona przed pyleniem w przeróbce kopalin, składowaniu odpadów – odzyskiwanie metali z wód odciekowych w przypadku odpadów z rud siarczkowych o odczynach kwaśnych (AMD) – woda pitna – zastosowanie przemysłowe i rolnicze – chłodziwo lub czynnik grzewczy – wytwarzanie energii elektrycznej technologią ogniw paliwowych – budowa akumulatorów słonecznych do wychwytywania ciepła i generowania energii elektrycznej, lub odsalania i destylacji wody – pozyskiwanie/wydzielanie soli rozpuszczalnych |
| | Kopalniane osady ściekowe | <ul style="list-style-type: none"> – ekstrakcja uwodnionych tlenków żelaza dla pigmentów lakierniczych – ekstrakcja Mn do glazury ceramiki – flokulant / adsorbent do usuwania fosforanów ze ścieków przemysłowych i ścieków rolniczych |
| Odpady przeróbcze | Odpady ze wzbogacania rud | <ul style="list-style-type: none"> – ponowne przetwarzanie w celu pozyskiwania minerałów użytecznych i metali – dodatkowy odzysk głównego składnika użytecznego w trakcie transportu odpadów do składowiska – redukcja ilości odpadów poprzez kompleksowe wydzielanie składników towarzyszących w trakcie wzbogacania kopalin – odpady piaskowe wykorzystywane jako podsadzka hydrauliczna w kopalniach podziemnych – odpady drobnoziarniste, w tym bardzo drobnoziarniste odpady flotacyjne jako główny składnik podsadzki zestalanej w kopalniach podziemnych – odpady flotacyjne jako: <ul style="list-style-type: none"> – składnik tworzyw i elementów cementowych – surowiec do produkcji klinkieru cementowego – wypełniacz w nawierzchniach asfaltowych |
| Odpady hutnicze | Odpady metalurgiczne stałe | <ul style="list-style-type: none"> – dodatki do betonu i cementu – wypełniacze i tworzywa ceramiczne, szkliva, materiały ściernie – kruszywa drogowe – ekstrakcja metali, np. Cu, Pb, Zn, Ag, Au – gips z odsiarczania spalin – materiały budowlane |

3. ODPADY GÓRNICZE I PRZERÓBCZE W PRZEMYŚLE METALI NIEŻELAZNYCH

Polskie górnictwo metali nieżelaznych od początku swego istnienia deponuje całość odpadów flotacyjnych w składowiskach terenowych. Rocznie szacuje się, że w tym przemyśle wytwarza się ok. 33–35 mln Mg odpadów. Poza pozytywnymi przypadkami wykorzystywania odpadów cynkowo-ołowiowych jako wtórnego surowca do odzysku cynku i ołowiu (Cichy i in., 2017), flotacyjne odpady miedziowe w całości, od początku wydobywania rud miedzi w kraju pozostają niewykorzystane. Od samego początku eksploatacji tych złóż poszukuje się możliwości zagospodarowania powstających odpadów, jednak efekty tych poszukiwań są jak dotychczas generalnie negatywne. Trudności z wdrożeniem różnych proponowanych sposobów ich wykorzystania wskazują na to, że przemysł miedziowy pozostawi po sobie olbrzymie składowiska materiałów, które mogą stanowić albo bezużyteczny i uciążliwy balast dla środowiska lub przyszłą bazę surowcową regionu, w którym w latach 40–50. XXI w. zamierzać będzie wydobywanie rud miedzi na skutek wyczerpywania się ich zasobów (Łuszczkiewicz, 2000).

Przemysł wydobywczo-przeróbczy i hutniczy metali nieżelaznych wytwarza wiele rodzajów odpadów, które w różnym stopniu mogą być gospodarczo wykorzystane. Na rysunku 2. pokazano udział ilościowy głównych odpadów powstających w krajowym przemyśle miedziowym. Wykres ten sporządzono na podstawie danych z raportów KGHM z lat 2004–2007. Można przypuszczać, że dane te nie odbiegają istotnie w obecnym czasie.



Rys. 3. Statystyka odpadów w KGHM Polska Miedź SA (Górnjak-Zimroz, 2009)

Fig. 3. Waste distribution at KGHM Polska Miedź SA (Górnjak-Zimroz, 2009)

Wynika stąd, że blisko 94% wszystkich odpadów powstających w polskim przemyśle miedziowym stanowią odpady flotacyjne i około 5% różnego rodzaju żużle z dwóch hut miedzi.

Wykorzystanie odpadów flotacyjnych, ze względów środowiskowych i ekonomicznych jest zagadnieniem priorytetowym, zarówno obecnie jak i w przyszłości. Najczęściej rozważanym kierunkiem jest ich wykorzystanie jako potencjalnej bazy surowcowej oraz jako materiał do wypełniania pustek poeksploatacyjnych. W zasadzie te dwa kierunki są ze sobą sprzeczne i raczej się wykluczają. Liczne przykłady podobnych problemów w świecie, wskazują, że te kierunki powinny być rozważane w dwóch podstawowych aspektach: dotyczących odpadów zdeponowanych już na składowiskach oraz odpadów powstających w bieżącej produkcji i wychodzące z układów technologicznych wzbogacania rud przed ostatecznym zdeponowaniem w składowisku.

4. KIERUNKI ZAGOSPODAROWANIA ODPADÓW

4.1. TECHNOLOGIE GÓRNICZE

Na podstawie wieloletnich badań eksperymentalnych i technologicznych jednym z najbardziej atrakcyjnych kierunków ilościowego wykorzystania odpadów flotacyjnych z bieżącej produkcji; uzasadnionych, wielokrotnie ponawianymi, wynikami badań, krajowych (Dębowski i in., 2007), jak i bardzo zaawansowanych aplikacyjnie światowych (Belem & Benzaazoua 2008), praktyczne znaczenie może mieć zastosowanie odpadów w górnictwie jako materiał podsadzkowy. Najbardziej racjonalnym i prawdopodobnie głównym kierunkiem rozwiązania problemu narastania ilości składowanych odpadów flotacyjnych będzie sprowadzenie ich z powrotem do złoża w postaci materiału wypełniającego pustki poeksploatacyjne jako podsadzka zestalana i klasyczna podsadzka hydrauliczna.

Klasyczna podsadzka hydrauliczna związana jest najczęściej ze wspomaganiami eksploatacji podziemnej, natomiast wykorzystanie odpadów flotacyjnych wiąże się przede wszystkim z szeroko rozumianą ochroną środowiska, a także z bardziej racjonalnym wykorzystaniem złoża. Doświadczenia w tym zakresie, jednak oparte na innych niż klasyczne podsadzki hydrauliczne założeniach, posiada górnictwo kanadyjskie. Przede wszystkim materiałem podsadzkowym jest frakcja drobnoziarnista odpadów flotacyjnych klasyfikowana w hydrocyklonach. Wymaga to opanowania procesów szybkiego zagęszczania drobnoziarnistych ($<20 \mu\text{m}$) zawiesin. Zagęszczanie zawiesin zawierających w granicach 40% ziaren $<20 \mu\text{m}$, prowadzi się do około 70–80% części stałych. Do tak zagęszczonej zawiesiny dodaje się około 2–10% środków wiążących, np. cementu portlandzkiego (zwykle 3–5%) oraz do 10–15% popiołów lotnych, np. z elektrowni opalanych węglem, posiadających właściwości wiążące. Uziarnienie oraz ilość dodatków zależna jest od składu mineralnego odpadów. Materiał, o konsystencji ciasta, zatłaczany jest (*paste backfilling*) do wyrobisk, gdzie po upływie od kilkunastu do 28 dni ulega całkowitemu zestaleniu osiągając wytrzymałość na ściskanie, w zależności od składu, od 0,5 do 3,5 MPa, o określonej porowato-

ści. „Ciasto podsadzkowe” (w jęz. polskim przyjęła się nazwa „pasta”), ma właściwości reologiczne gwarantujące swobodny przepływ grawitacyjny w kierunku pionowym lub może być tłoczona poziomym rurociągiem na odległość nawet powyżej 1 km (Brackenbusch, 1994; Benzaazoua i in., 2004; Belem & Benzaazoua 2008; Chadwick, 2015).

4.2. MATERIAŁY WIĄŻĄCE I WYPEŁNIACZE

Drugim potencjalnie atrakcyjnym kierunkiem wykorzystania odpadów flotacyjnych jest budownictwo drogowe i produkcja materiałów wiążących. W budownictwie drogowym odpady te mogą znaleźć zastosowanie jako wypełniacz do mas bitumicznych zastępujący klasyczne mączki mineralne. Niestety, jak dotychczas, kierunek ten pozostaje w sferze koncepcji. W badaniach z lat 80. XX w. stwierdzono wyższą niż wymagana trwałość nawierzchni drogowej z zastosowaniem miedziowych odpadów flotacyjnych. Gdyby jednak ten kierunek wykorzystania odpadów stał się faktem, to dotyczyć on będzie głównie odpadów już zeskładowanych i całkowicie odwodnionych, nie wymagających kosztownych procesów suszenia, istotnie rzutujących na efektywność tych zastosowań (Łuszczkiewicz, 2000).

Potencjalne możliwości wykorzystania odpadów flotacyjnych z górnictwa miedziowego może dać przemysł cementowy. Podstawowym problemem jest stosunek $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3 : \text{CaO}$ w materiałach odpadowych. Proporcje te określa tzw. moduł hydrauliczny klinkieru oraz moduł krzemianowy. Odpady z LGOM charakteryzują się korzystnymi proporcjami w tym zakresie. Wyniki badań są obiecujące, co potwierdza wiele prac publikowanych w świecie (Kudęłko & Nitek 2013; Onuaguluchi & Eren 2013; Miletic & Sekulic, 2005; Kudęłko, 2018).

4.3. BAZA SUROWCOWA

Ze względu na wzrost kosztów pozyskiwania surowców mineralnych związany głównie z ubożeniem eksploatowanych złóż, coraz częściej można spotkać się z bardziej kompleksowym wykorzystaniem wydobytych surowców, w tym także różnych odpadów mineralnych. Instaluje się specjalne urządzenia do odzysku śladowych, rozproszonych i cennych składników z odpadów flotacyjnych po wzbogacaniu rud, szczególnie rud metali nieżelaznych. W warunkach krajowego przemysłu miedziowego problem ten rozważano już w latach 80. (Kijewski & Downorowicz, 1987). O opłacalności przedsięwzięcia w takich przypadkach, poza zawartością w odpadach, cennych i śladowych składników, decyduje fakt, że składniki te są już w stanie uwolnionym, a zatem najdroższa operacja znamionująca każdy proces wzbogacania rud jaką jest rozdrabianie, dana jest nam „za darmo”. Przykładem zastosowania takich rozwiązań może być np. opisywana w podręcznikach technologia odzysku składników towarzyszących z odpadów flotacyjnych w zakładach Palabora Mining Company Ltd. – jednej z najstarszych kopalń miedzi w RPA (Van der Spuy, 1982). Odzyskuje się

koncentraty tytanomagnetytowe, cyrkonowe i wermikulitowe, rozważane jako źródło litu oraz nośniki uranu. Innym zmiennym przykładem jest górnictwo chilijskie, w którym wdrożono na wielką skalę odzysk reszkowych nośników miedzi ze strumieni odpadów kierowanych do składowiska oraz eksploatację starych nieczynnych osadników flotacyjnych. Firmy Amerigo Resources Ltd. i MVC realizują oba kierunki z wysoką skutecznością ekonomiczną (Henderson, 2014).

Podobne badania z odpadami flotacyjnym wykonywano w kraju w latach 90. ubiegłego wieku (Łuszczkiewicz 2000, 2002). Wyniki prób technologicznych, jakim poddano strumienie zawiesin odpadów z bieżącej produkcji zakładów przerobczych zestawiono w tabelach 4 i 5. Biorąc pod uwagę przewidywane niewielkie nakłady inwestycyjne na tego typu rozwiązania, kierunek ten należy uznać za bardzo atrakcyjny.

Tab. 4. Wyniki wzbogacania grawitacyjnego odpadów flotacyjnych (Łuszczkiewicz, 2000)

Tab. 4. Results of gravity separation of copper flotation tailing (Łuszczkiewicz, 2000)

| Odpady flotacyjne ZWR | γ [%] | Cu [%] | | Ag [g/Mg] | | Pb [g/Mg] | | Zn [g/Mg] | | Co [g/Mg] | |
|-----------------------|--------------|---------|---------------|-----------|---------------|-----------|---------------|-----------|---------------|-----------|---------------|
| | | β | ε | β | ε | β | ε | β | ε | β | ε |
| Lubin | 1,23 | 2,29 | 21,7 | 135 | 16,6 | 3400 | 3,5 | 409 | 1,7 | 220 | 3,1 |
| Polkowice | 0,42 | 4,58 | 9,2 | 623 | 52,3 | 6300 | 2,6 | 1692 | 3,6 | 110 | 2,2 |
| Rudna | 1,22 | 2,57 | 14,3 | 47 | 7,2 | 2500 | 1,7 | 721 | 2,0 | 74 | 2,6 |

γ – wychód koncentratu grawitacyjnego, β – zawartość metalu, ε – uzysk metalu w koncentracie

Tab. 5. Zawartości metali w czarnej pianie w strumieniu odpadów flotacyjnych (Łuszczkiewicz, 2002)

Tab. 6. Metal content in the black froth in the flotation tailing stream (Łuszczkiewicz, 2002)

| Produkt pianowy ZWR | γ [%] | Cu [%] | | Ag [g/Mg] | | Pb [g/Mg] | | Co [g/Mg] | | Ni [g/Mg] | | Mo [g/Mg] | |
|---------------------|--------------|---------|---------------|-----------|---------------|-----------|---------------|-----------|---------------|-----------|---------------|-----------|---------------|
| | | β | ε | β | ε | β | ε | β | ε | β | ε | β | ε |
| Rudna | 0,3 | 3,53 | 4,81 | 102 | 3,82 | 0,551 | 3,76 | 98 | 1,96 | 112 | 1,86 | 121 | 4,03 |
| Polkowice | 0,2 | 3,21 | 2,57 | 69 | 2,3 | 0,251 | 2,18 | 87 | 1,58 | 136 | 1,94 | 116 | 2,58 |

γ – wychód koncentratu grawitacyjnego, β – zawartość metalu, ε – uzysk metalu w koncentracie

Założeniem tych prac jest fakt, że uzysk miedzi i srebra w koncentraty miedziowych w wyniku wzbogacania w zakładach przerobczych z wydobywanych w LGOM rud miedzi nie przekracza odpowiednio 90% i 85%. Zatem łatwo można wyliczyć, dla obecnych warunków, że na składowisko wraz z odpadami flotacyjnymi, kierowane jest co roku około 45 000 Mg miedzi i 200 Mg srebra (Raport, 20018). Drugim faktem jest, że stosowane metody wzbogacania rud miedzi dotyczą wyłącznie minerałów siarczkowych i wszystkie inne minerały niesiarczkowe, muszą znaleźć się w odpadach. Wśród tych niesiarczkowych minerałów są i takie, które mogą być uznane za użyteczne. Powstaje zatem pytanie czy wymienione ilości metali (miedzi i srebra) i nie wymienione ilości uwolnionych użytecznych minerałów niesiarczkowych, pomnożone przez lata eksploatacji mogą być zasobami pozyskiwalnymi? Odpowiedź wydaje się oczywista: w przyszłości z dużym prawdopodobieństwem tak! Potwierdza-

ją to prace (Łuszczkiewicz i in., 2006), w których badano odpady flotacyjne z bieżącej produkcji trzech zakładów przeróbczych KGHM i wykazano możliwość odzysku od 20 do 40% traconych metali z zastosowaniem tradycyjnych metod wzbogacania.

5. PODSUMOWANIE

Polskie górnictwo metali nieżelaznych od początku swego istnienia deponuje 100% odpadów flotacyjnych w składowiskach terenowych. Opady te stanowią około 95% wszystkich odpadów produkcyjnych powstających zarówno w przemyśle miedziowym krajowym jak i światowym.

Gospodarcze wykorzystanie odpadów przemysłu miedziowego jest zagadnieniem bardzo złożonym, wymagającym dalekosiężnego czasowo planowania i prognozowania. Najważniejszymi kierunkami gospodarczego wykorzystania są technologie górnicze oraz bieżący i przyszłościowy odzysk składników użytecznych. Kierunki wykorzystania/zagospodarowania odpadów flotacyjnych powinny być zatem rozważane w dwóch podstawowych aspektach: odpadów zdeponowanych już na składowiskach oraz odpadów powstających w bieżącej produkcji i wychodzących z układów technologicznych wzbogacania rud przed ostatecznym zdeponowaniem w składowisku. Wykorzystanie odpadów w postaci strumieni zawiesin wychodzących z układów technologicznych wzbogacania rud powinno stanowić absolutny priorytet w bieżącej gospodarce odpadami. Dotyczy to zarówno koncepcji odzysku resztkowych, głównych składników użytecznych oraz koncepcji sprowadzenia odpadów flotacyjnych do wyrobisk poeksploatacyjnych jako podsadzka zestalana. Te dwie koncepcje połączone w jedno kompleksowe rozwiązanie wydaje się najbardziej racjonalną potrzebą chwili.

Odpady deponowane na składowiskach, zarówno nieczynnych jak i aktualnie eksploatowanych powinny być traktowane jako przyszłościowa baza surowcowa w niewielkim stopniu metali oraz głównie innych składników użytecznych. Wymagać tego będą zapewne głównie względy środowiskowe, zwłaszcza w warunkach obszarów przemysłowych naszego kraju.

LITERATURA

- BRACKENBUSCH F.W., 1994, *Basics paste backfill systems*, Mining Engineering, Vol. 46, No. 10, 1175–1178.
- BELEM T., BENZAAZOUA M., 2008, *Design and application of underground mine paste backfill technology*. Geotechnical and Geological Engineering, 26(2), 147–174.
- BENZAAZOUA M.; FALL M.; BELEM T., 2004, *A contribution to understanding the hardening process of cemented paste fill*, Minerals Engineering, Vol. 17, No. 2, 141–152.
- CHADWICK J., 2015, *Tailings Management*, International Mining, Vol. 11 No. 10, 26–37. <http://www.hellamining.com/>

- CICHY K., TOBICZYK K., MAŃKA A., PAJOR G., REGULA C., 2017, *Possibilities for reusing the waste from the process of Zn-Pb ore beneficiation*, In E3S Web of Conferences (Vol. 18, p. 01008). EDP Sciences.
- DĘBKOWSKI R., SZCZAP J., KAZIENKO J., 2007, *O możliwości zagospodarowania odpadów flotacyjnych w technologiach górniczych kopalń LGOM*. [w:] Zrównoważone wykorzystanie zasobów w Europie – surowce z odpadów (red.: Kudelko J., Kulczycka J., Wirth H.), Wyd. IGSMiE PAN Kraków, 124–134.
- GÓRNIAK-ZIMROZ J., 2009, *Źródła i koszty środowiskowe gospodarki odpadami w KGHM Polska Miedź S.A.*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, Studia i Materiały, 128(36), 102–116.
- HATAYAMA H., TAHARA K., DAIGO I., 2015, *Worth of metal gleaning in mining and recycling for mineral conservation*, Minerals Engineering, Vol.76, 58–64.
- HENDERSON R. D., 2014, *Minera Valle Central Operation Rancagua, Region VI, Chile*, (Dec. 2013) Minera Valle Central Technical Report, April 8, 2014, 1–117.
- JERZMAŃSKI J., 2010, *Postępowanie z odpadami*. Instytucje prawa ochrony środowiska, Geneza-Rozwój-Perspektywy (Radecki W., red.), Wyd. Difin, Warszawa, 69–70.
- KAY A., 2018, *Types of Copper Deposits in the World – April 16th, 2018, This is an updated version of an article originally published by the Investing News Network in 2016*, <https://investingnews.com/daily/resource-investing/base-metals-investing/copper-investing/what-makes-a-world-class-copper-deposit/>
- KIJEWSKI P., DOWNOROWICZ S., 1987, *Odpady poflotacyjne rudy miedzi jako potencjalna rezerwa surowcowa*, Fizykochemiczne Problemy Mineralurgii, nr 19, 205–211.
- KUDEŁKO J., 2018, *Effectiveness of mineral waste management*, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, Vol. 32, 1–9.
- KUDEŁKO J., NITEK D., 2011, *Wykorzystanie odpadów z działalności górniczej jako substytutów w technologiach produkcji przemysłowej*, CUPRUM, nr 3, 51–63.
- LEBRE E., CORDER G., 2015, *Integrating Ecology Thinking into the Management of Mining Waste*. Resources, 4(4), 765–786, doi: 10.3390/resources4040765
- LOTTERMOSER, B. G., 2011, *Recycling, reuse and rehabilitation of mine wastes*. Elements, Vol. 7, No. 6, 405–410.
- ŁUSZCZKIEWICZ A., 2000, *Koncepcje wykorzystania odpadów flotacyjnych z przeróbki rud miedzi w regionie legnicko-głogowskim*, Inżynieria Mineralna, nr 1, 25–35.
- ŁUSZCZKIEWICZ A., 2002, *Próby wydzielenia flotowalnych składników użytecznych z odpadów flotacyjnych z przeróbki rud miedzi*, [w:] Nowoczesne technologie i systemy mechanizacyjne do przeróbki surowców mineralnych, Biblioteka KOMEKO, Gliwice, 199–213.
- ŁUSZCZKIEWICZ A., KONOPACKA Ż., MUSZER A., 2006, *Określenie możliwości ograniczenia strat miedzi i srebra w odpadach poflotacyjnych Zakładów Wzbogacania Rud KGHM Polska Miedź S.A. Etap I*, Sprawozdanie z Badań: Raport Nr S-82/2006, PWr, Instytut Górnictwa.
- MILETIC S., SEKULIC Z., 2005, *Portland cement clinker production with the copper flotation waste*, in: Proceedings of the R'05 -7th World Congress on Recovery, Recycling and Reintegration, Beijing, China, <http://csp.eworlding.com/3r/>
- ONUAGULUCHI, O., EREN Ö., 2012, *Recycling of copper tailings as an additive in cement mortars*, Construction and Building Materials, 37, 723–727.
- PIETRZYK-SOKULSKA E., RADWANEK-BAK B., KULCZYCKA J., 2018, *Mineralne surowce wtórne – problemy polskiego nazewnictwa i klasyfikacji w związku z realizacją gospodarki o obiegu zamkniętym*, Przegląd Geologiczny, 66(3), 160–165.
- Raport, 2018, Raport Zintegrowany za rok 2017, KGHM Polska Miedź S.A., Departament ds. Relacji Inwestorskich, Departament Komunikacji i CSR, <https://kgbm.com/pl/node/4990>.

ROZPORZĄDZENIE MŚ Z DNIA 9 GRUDNIA 2014 r. w sprawie katalogu odpadów, DZ.U.2014.1923.

Ustawa z dnia 14 grudnia 2012 r., o odpadach, j.t. Dz.U.2018.0.992.

Ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych, j.t. Dz.U.2017.1849.

VAN DER SPUY, R. C. M., 1982, The heavy-minerals plant at Palabora Mining Company-a low grade, high-tonnage gravity concentrator, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 82(2), 17–29.

MINING AND PROCESSING WASTE IN A DOMESTIC SUSTAINABLE ECONOMY OF RAW MATERIAL

The raw material industry is the producer of the largest amount of solid waste in industrialized countries. The main mass of mineral waste is generated primarily during the development and exploitation of raw materials and in the process of processing the obtained mineral. Waste generated at these stages differs significantly depending on the sector of industry in which they arise, as well as on how the raw material is processed. Taking into account the physical and geochemical parameters of waste, their properties may change and it depending on where they are located in the landfill, despite their origin from the same source. This is caused, inter alia, by the differences in the quantity and quality of waste generated in the subsequent stages of the production process and the stages of exploitation of the deposit, where their type may also change. These issues were analyzed on the example of waste from the non-ferrous metals industry and the possibilities and directions of their economic use were indicated.

SUROWCE METALICZNE NA CIAŁACH MACIERZYSTYCH CHONDRYTÓW ZWYCZAJNYCH

1. WSTĘP

Chondryty zwyczajne stanowią grupę meteorytów najczęściej docierających na Ziemię. Są one fragmentami planetoid niezdyferencjonowanych, a więc takich, które w swojej przeszłości geologicznej nie przeszły procesu dyferencjacji planetarnej. Ciepło powstałe wskutek rozpadu krótkożyciowych izotopów promieniotwórczych, głównie ^{26}Al i ^{60}Fe , było wystarczające do rekrytalizacji krzemianów, zwłaszcza w wewnętrznych strefach planetoid (Miyamoto i in., 1981; Harrison & Grimm, 2010; Moskovitz & Gaidos, 2011). Było ono jednak zbyt małe, by ciało uległo całkowitemu przetopieniu i odmieszaniu stopów krzemianowych i metalicznych wskutek różnicy gęstości. W związku z tym zawartość metali w skałach ciał macierzystych chondrytów zwyczajnych jest na tyle duża, by mogły one stać się przedmiotem zainteresowania podczas rozważań o surowcach pozaziemskich.

Chondryty zwyczajne dzielą się trzy grupy chemiczne ze względu na zawartość żelaza: H (ang. high metal content) zawierającą najwięcej Fe metalicznego, L (ang. low metal content) zawierającą mało Fe metalicznego, gdyż znaczna jego część została utleniona i wchodzi w skład krzemianów, LL (ang. low metals, low Fe) – charakteryzującą się małą zawartością metali i małą zawartością Fe (Hutchison, 2006).

Za ciała macierzyste chondrytów zwyczajnych uważa się planetoidy typu S (IV) (Beatty i in., 1999; Bus & Binzel, 2002; Lang, 2011). Ciałem macierzystym chondrytów H jest najprawdopodobniej planetoida 6 Hebe (Gaffey & Gilbert, 1998), chondryty LL pochodzą m.in. z planetoidy 433 Eros czy 25143 Itokawa, natomiast ciała macierzyste chondrytów L należą do rodziny planetoid Gefion i Flora (Nesvorný i in., 2009; de Pater & Lissauer, 2010).

W związku z tym, że nie istnieją obecnie żadne kryteria bilansowości złóż pozaziemskich możemy jedynie porównywać zawartość metali na ciałach Układu Słonecznego z zawartością metali w złożach ziemskich. Oczywiście w momencie gdy zajdzie potrzeba pozyskiwania surowców w przestrzeni kosmicznej zostaną ustanowione nowe kryteria. W zależności od kierunku transportu surowców, sposobu i miejsca ich wykorzystania zostaną zapewne wzięte pod uwagę różne czynniki, z których najważniejszymi wydają się geologiczne i ekonomiczne. Jednak już teraz badając zawartość

metali w chondrytach zwyczajnych możemy wyciągać pierwsze wnioski dotyczące złóż surowców metalicznych na ich ciałach macierzystych.

2. METODYKA

Analizom uśrednionego składu chemicznego przy użyciu ICP MS poddano 43 chondryty zwyczajne (17 chondrytów H, 18 chondrytów L i 8 chondrytów LL) w celu określenia zawartości 59 pierwiastków. Ze względu na to, że Ni występuje w ilości przekraczającej limit detekcji jego zawartość oznaczono z wykorzystaniem ICP ES lub XRF. Wszystkie analizy przeprowadzone zostały w laboratorium Acme w Kanadzie. Do badań wykorzystano próbki o masie około 10 g, które zostały sproszkowane w celu homogenizacji materiału. Spośród wszystkich analizowanych pierwiastków do dalszych analiz statystycznych wybrano tylko te, których zawartość w chondrytach zwyczajnych jest większa od ich zawartości w skorupie ziemskiej (Fe, Mn, Cr, Ni, Co, Cu, Ag i Au).

Drugi etap badań stanowiły obserwacje mikroskopowe minerałów stopu FeNi w świetle odbitym. Obserwacjom tym poddano 37 chondrytów zwyczajnych, w tym 15 chondrytów H, 15 chondrytów L i 7 chondrytów LL. Badania te prowadzone były w Pracowni Mikroskopii Optycznej, Laboratorium Geologii i Planetologii, Zakładu Geologii i Wód Mineralnych na Wydziale Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej. W tym celu wykorzystano mikroskop petrograficzny Nikon Eclipse LV100PL wyposażony w kamerę z możliwością cyfrowej rejestracji obrazu. Obserwowano wielkość i rozkład ziaren FeNi. Wykorzystując oprogramowanie NIS – Elements Basic Research 4.00.00, dedykowane do tego mikroskopu, planimetryowano ziarna metaliczne. Dostępna w nim opcja pozyskiwania dużego obrazu (acquire large image) pozwala na złożenie zdjęć i przechwycenie obrazu całej powierzchni meteorytu w płytce cienkiej przy powiększeniu 25 razy. Wykorzystano także opcję mierzenia powierzchni zaznaczonych przez autorkę ziaren o zdefiniowanej barwie i jasności odbitego od powierzchni ziaren światła. Zaznaczając każde ziarno metaliczne w płytce cienkiej otrzymywano jego powierzchnię, a następnie sumując uzyskane wyniki otrzymywano łączną powierzchnię wszystkich mierzonych ziaren stopu FeNi. Znając łączną powierzchnię mierzonych ziaren FeNi i dzieląc ją przez powierzchnię preparatu chondrytu w płytce cienkiej otrzymywano procent powierzchniowej zawartości ziaren metalicznych FeNi w chondrycie. Założono równomierny rozkład ziaren FeNi w całej objętości meteorytu, co potwierdziły obserwacje mikroskopowe kilku płytek cienkich wykonanych w przypadkowych kierunkach. W żadnym analizowanym przypadku autorka nie stwierdziła kierunkowego rozkładu ziaren FeNi lub jakichkolwiek stref ich skupień lub stref zubożonych w ziarna stopu FeNi. Dzięki temu autorka otrzymane wyniki planimetrywania powierzchni odniosła do całej objętości badanych meteorytów, a co za tym idzie także ich skał macierzystych na macierzystych

planetoidach. Wyniki planimetrowania ziaren stopu FeNi zostały wyeksportowane do programu MS Excel i zostały poddane dalszym analizom statystycznym.

3. WYNIKI I ICH DYSKUSJA

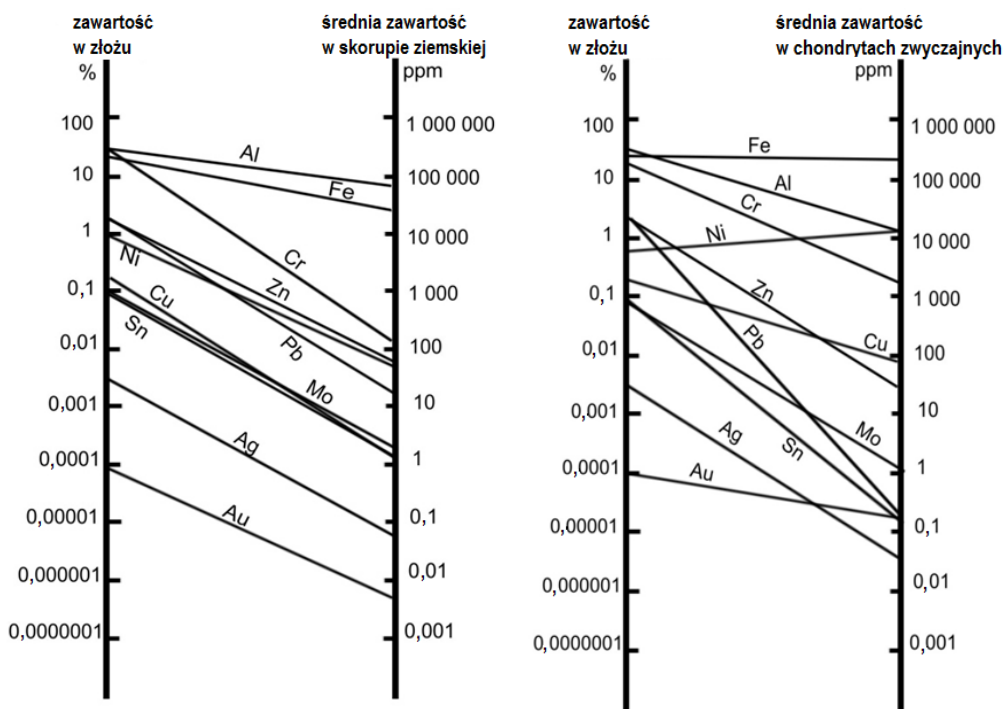
Średnia zawartość Fe w analizowanych przez autorkę chondrytach H wynosi 24,1% i mieści się ona w zakresie 20,0–28,3%, w chondrytach L wynosi 20,7% (18,9–22,9%), a w chondrytach LL 19,8% (17,6–22,0%). Natomiast średnia zawartość Ni w badanych chondrytach H jest na poziomie 1,5% (0,9–2,0%), w chondrytach L wynosi 1,2% (1,0–1,4%), a w chondrytach LL 1,1% (0,2–1,4%). Wyraźnie widać, że zawartość metali współwystępujących z żelazem jest także wzbogacona w chondrytach zwyczajnych i na ich ciałach macierzystych w porównaniu ze średnią zawartością tych metali w skorupie naszej planety (np. Co około 22 razy). Chrom i złoto są także mocno wzbogacone, około 37 i 34 razy (27–43 razy) w stosunku do skorupy ziemskiej (Łuszczek & Przylibski, 2013). Pierwiastkami występującymi w analizowanych chondrytach zwyczajnych w koncentracjach większych niż w skorupie ziemskiej są także: Mn, Cr, Co, Cu, Ag i Au z koncentracjami odpowiednio na poziomie około 2500 (2200–2800), 3700 (3300–4140), 557 (172–1158), 86 (38–227), 0,13 (0,1–0,2), 0,137 (0,027–0,226) ppm (Łuszczek & Przylibski, 2013).

W związku z tym, że Ziemia przeszła proces dyferencjacji planetarnej większość metali uległa odmieszananiu i weszła w skład metalicznego jądra lub znajduje się w płaszczu, a więc w strefach niedostępnych dla górnictwa. Zawartość metali w skorupie ziemskiej jest na tyle mała, że musi dojść do wtórnych procesów wzbogacania, abyśmy mogli mówić o złożach metali, które mogą stać się przedmiotem eksploatacji. Rysunek 1a przedstawia stopień wzbogacenia jakiego muszą ulec pierwiastki w skorupie ziemskiej aby powstało złożo metali (Craig i in., 2003). Autorka wykonała analityczny wykres dla chondrytów zwyczajnych H (rys. 1b) i ich skał macierzystych.

Jak widać większość z analizowanych metali występuje w chondrytach zwyczajnych w koncentracjach większych niż w skorupie ziemskiej, a więc stopień wzbogacenia, któremu muszą one ulec byśmy mogli mówić o potencjalnym złożu jest mniejszy (rys. 1). Zawartość żelaza w chondrytach zwyczajnych i ich skałach macierzystych jest na poziomie obecnie eksploatowanych złóż żelaza, natomiast zawartość niklu w analizowanej grupie meteorytów jest nawet większa od koncentracji tego pierwiastka w złożach ziemskich. Zgodnie z ziemskimi kryteriami bilansowości złóż za kopalinę główną na ciałach macierzystych chondrytów zwyczajnych można więc uznać Ni i Fe, podczas gdy kopalinami towarzyszącymi mogą być Mn, Cr, Co, Cu, Ag i Au.

Wyniki planimetrowania płytek cienkich chondrytów zwyczajnych w świetle odbitym wskazują, że chondryty H zawierają średnio około 7% ziaren stopu FeNi. Chondryty L składają się w około 2,5% z tego typu ziaren, a chondryty LL w 2%. Wyniki uzyskane przez autorkę są zgodne z danymi literaturowymi według których

chondryty H zawierają średnio 8% obj., chondryty L 3% obj., a chondryty LL 2% obj. ziaren metalicznych (Scott & Krot, 2006 vide Grady i in., 2014).



Rys. 1. Porównanie zawartości metali w złożach ziemskich z (a) ich średnią zawartością w skorupie ziemskiej (Craig i in., 2003, zmodyfikowany) oraz (b) ze średnią zawartością metali w chondrytach zwyczajnych H (Łuszczek, 2012, zmodyfikowany).

Fig. 1. Comparison of metal concentrations in terrestrial deposits versus (a) the average metal abundance in the Earth's crust (Craig et al., 2003, modified by author); (b) the average metal abundance in H ordinary chondrites (Łuszczek, 2012, modified).

Obserwacje mikroskopowe pozwalają stwierdzić, że ziarna stopu FeNi rozmieszczone są w sposób przypadkowy, chaotyczny w strukturze skały. Nie zaobserwowano żadnych stref skupień czy też stref zubożonych w ziarna metaliczne. Ponieważ płytki cienkie wykonane były w przypadkowych kierunkach w przestrzeni meteorytu można założyć, że ten równomierny rozkład ziaren metalicznych dotyczy nie tylko powierzchni (2D) ale także przestrzeni 3D badanych meteorytów i ich skał macierzystych. Meteoryty wybrane do badań pochodziły z różnych stref głębokościowych planetoid – zgodnie z modelem planetoidy „onion shell” (Grady i in., 2014) meteoryty reprezentujące typ petrograficzny 3 stanowią najbardziej zewnętrzną część planetoid, chondryty należące do typu 4 i 5 strefy pośrednie, natomiast te będące przedstawicielami typu 6 – wewnątrz planetoidy. Przeprowadzone obserwacje wykazały, że zawar-

tość ziaren metalicznych w chondrytach należących do różnych typów petrograficznych jest stała. Świadczy to o tym, że wraz z głębokością na planetoidach, które zachowały pierwotną strukturę „onion shell” nie będzie zmieniała się zawartość minerałów rudnych. Będzie ona również taka sama w poszczególnych fragmentach regolitu budujących planetoidę typu „rubble pile”. Ponieważ wszystkie z badanych meteorytów wykazują wspomniane wyżej cechy możemy założyć, że równomierny rozkład ziaren metalicznych w strukturze skały dotyczy całej planetoidy. Zawartość minerałów rudnych (stopu FeNi) na poziomie kilku procent objętościowych, co stanowi odpowiednio w przypadku chondrytów H około 24,0% wag., chondrytów L 9,2% wag. i chondrytów LL 6,1% wag. (Łuszczek, 2017), sprawia, że możemy właściwie całą planetoidę traktować jako bogate złożę metali. Stwarza to niebywałe korzyści w przypadku podjęcia eksploatacji.

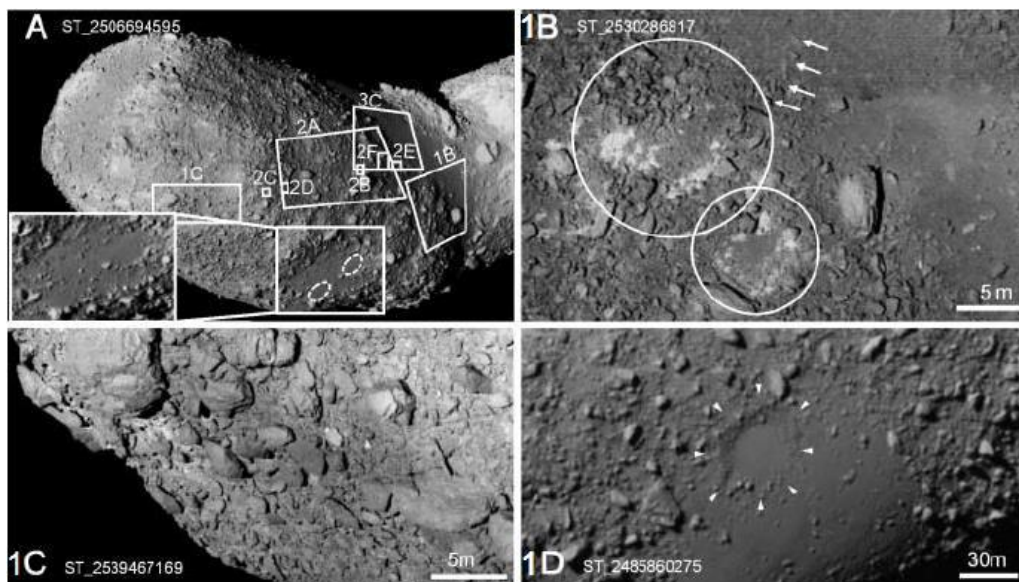
Ze względu na równomierny rozkład minerałów rudnych w strukturze skały prowadzenie prac poszukiwawczych stref wzbogaconych staje się zbędne. Eksploatację można rozpocząć właściwie w dowolnym miejscu planetoidy. Strefy wzbogacenia w metale mogą wystąpić jedynie lokalnie w pobliżu kraterów i stref dotkniętych impaktami, gdzie w wyniku zderzenia mogło dojść do lokalnego mobilizowania, uplastycznienia i podkoncentrowania metali. Jednak nawet w strefach niewzbogaconych zawartość metali jest na tyle duża, że może stać się ona przedmiotem eksploatacji. Eksploatacja będzie zapewne dokonywana systemem odkrywkowym, ponieważ minerały rudne występują na powierzchni.

Ponadto strefy zewnętrzne planetoid pokrywa regolit – pokruszony materiał skalny różnej frakcji (rys. 2). Jego obecność sprawia, że mamy do czynienia ze wstępnie pokruszoną rudą. Ułatwi to proces przeróbki ze względu na to, że mniej energii będzie potrzebne do kruszenia skały. Pod warstwą regolitu występują skały lite odpowiadające skałom metamorfizmu regionalnego.

Jak pokazują badania Pilskiego i współautorów (2001) oraz Przylibskiego i współautorów (2003) skały, które powstały we wnętrzu planetoid (reprezentujące typ petrograficzny 5) mogą zalegać obecnie na powierzchni zniszczonych planetoid typu „rubble pile”. Ich duża porowatość sięgająca nawet 20% (Siemiątkowski, 2001) świadczy o tym, że stanowią one regolit, który uległ wstępnym procesom diagenetycznym. Tak duża porowatość ma negatywny wpływ na właściwości wytrzymałościowe skały i stanowi dodatkową korzyść podczas przeróbki rudy – obecność licznych porów i szczelin ułatwi kruszenie urobku.

Zdjęcia wykonane w przestrzeni kosmicznej (rys. 2) świadczą o tym, że regolit znajdujący się na powierzchni planetoid ulega przemieszczeniom. Stanowi to dodatkową korzyść w przypadku przyszłej eksploatacji. Materiał przemieszczając się ulega wstępnej segregacji i wysortowaniu pod względem frakcji, a także rodzaju budującego go materiału. Spektrometr gamma zainstalowany na sondzie NEAR orbitującej wokół planetoidy 433 Eros wykrył lokalne zaburzenia w wartości stosunku Fe/Si, co świadczy o separacji ziaren metalicznych z drobnoziarnistego materiału krzemiano-

wego (Nittler, 2014), a więc z punktu widzenia tego artykułu o separacji potencjalnych minerałów rudnych od skały płonej.



Rys. 2. (1A) Miejsca wykonania zdjęć regolitu planetoidy 25143 Itokawa (oznaczenia 1A-1D odnoszą się do poszczególnych zdjęć na rys. 2). Zbliżenie pokazuje płaski teren Uchinoura, który powstał w miejscu krateru lub kraterów (zaznaczonych przerywanymi liniami), wypełnionych drobnym materiałem. (1B) Stosy fragmentów skał z zagłębieniami przypominającymi krater (kółka). Grzyzy z zapadniętego brzegu przemieszczały się w kierunku płaskiego terenu (strzałki), który jest grawitacyjnie niski. (1C) Zaokrąglone gazy znajdują się w stabilnym położeniu wobec lokalnej grawitacji. (1D) Prawdopodobnie krater na płaskim terenie Sagamihara ze zniszczonym brzegiem (oznaczonym przez trójkąty) i płaskim dnem (Miyamoto i in., 2007)

Fig. 2. (1A) Location of close-up images of regolith on surface of asteroid 25143 Itokawa (letter 1A-1D indicated photographs in Fig. 2). Inset shows the Uchinoura smooth terrain, which is likely formed by a single crater or a cluster of craters (dotted circles) filled by fine gravels.

(1B) Piles of gravels with craterlike depressions (circles). Debris of a collapsed rim drained into the smooth terrain (arrows), which is a gravitational low.

(1C) Rounded boulders are sitting in stable orientations against local gravity.

(1D) A probable crater in the Sagamihara smooth terrain with the disrupted rim (triangles) and the flat floor (Miyamoto et al., 2007)

4. WNIOSKI

Przeprowadzone badania połączone ze studium literaturowym dotyczącym budowy planetoid dają podstawowe informacje o złożach surowców metalicznych na ciałach macierzystych chondrytów zwyczajnych i możliwości ich eksploatacji.

Planetoidy typu S, będące ciałami macierzystymi chondrytów zwyczajnych, mogą być uważane za złoża Fe i Ni. Natomiast kopaliny towarzyszące stanowiąc mogą: Mn, Cr, Co, Cu, Ag i Au. Fakt, że wspomniane metale występują w skale obok siebie sprawia, że na ciałach macierzystych chondrytów zwyczajnych mamy do czynienia ze złożami polimetalicznymi. Chondryty zwyczajne i ich ciała macierzyste charakteryzują się równomiernym rozkładem ziaren metalicznych stopu FeNi (zawierającym także domieszki Co i Cu) w przestrzeni skały. Zawartość minerałów rudnych stopu FeNi na poziomie 24,0% wag. w chondrytach H, 9,2% wag. w chondrytach L oraz 6,1% wag. w chondrytach LL oraz ich równomierny rozkład w przestrzeni skały sprawia, że możemy całe planetoidy macierzyste chondrytów zwyczajnych traktować jako złoża metali. Najbardziej atrakcyjne z górniczego punktu widzenia są ciała macierzyste chondrytów H, w dalszej kolejności planetoidy macierzyste chondrytów L i LL. Mogą one w przyszłości stać się źródłem metali wykorzystanym w celu wsparcia ziemskiej gospodarki a także, co bardziej prawdopodobne, pozaziemskich baz i osiedli w przypadku dalszej eksploracji i kolonizacji Układu Słonecznego.

LITERATURA

- BEATTY J.K., COLLINS PETERSEN C., CHAIKIN A., 1999, *The New Solar System*, Cambridge University Press, New York, USA.
- BUS S.J., BINZEL R.P., 2002, *Phase II of the Small Main-Belt Asteroid Spectroscopic Survey. A Feature-Based Taxonomy*, *Icarus*, 158, 146–177.
- CRAIG J.R., VAUGHAN D.J., SKINNER B.J., 2003, *Zasoby Ziemi*, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa.
- GAFFEY M.J., GILBERT S.L., 1998, *Asteroid 6 Hebe: The probable parent body of the H-type ordinary chondrites and the IIE iron meteorites*, *Meteoritics and Planetary Science*, 33, 1281–1295.
- GRADY M.M., PRATESI G., MOGGI CECCHI V., 2014 – *Atlas of meteorites*, Cambridge University Press, Cambridge.
- HARRISON K.P., GRIMM R.E., 2010, *Thermal constraints on the early history of the H-chondrite parent body reconsidered*, *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 74, 5410–5423.
- HUTCHISON R., 2006, *Meteorites. A Petrologic, Chemical and Isotopic Synthesis*, Cambridge University Press, Cambridge.
- LANG K.R., 2011, *The Cambridge Guide to the Solar System*, Second Edition, Cambridge University Press, Cambridge, UK.
- ŁUSZCZEK K., 2012, *Chemical composition of L chondrites group and potential natural resources of their parent bodies*, *Interdyscyplinarne zagadnienia w górnictwie i geologii*, tom 3, Drzymała J., Ciężkowski W. [red.], Wrocław, 161–173.
- ŁUSZCZEK K., 2017, *Potencjalne złoża surowców metalicznych i ich zasoby na ciałach macierzystych chondrytów zwyczajnych*, praca doktorska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej (materiały niepublikowane).
- ŁUSZCZEK K., PRZYLIBSKI T.A., 2013, *Resources of selected metals in parent bodies of ordinary chondrites*, *Meteoritics and Planetary Science*, 48, supplement #5075.
- MIYAMOTO M., FUJI N., TAKEDA H., 1981, *Ordinary chondrite parent body: An internal heating model* (abstract), 12th Lunar and Planetary Science Conference, #1145.

- MIYAMOTO H., YANO H., SCHEERES D.J., ABE S., BARNOUIN-JHA O., CHENG A.F., DEMURA H., GASKELL R.W., HIRATA N., ISHIGURO M., MICHIKAMI T., NAKAMURA A.M., NAKAMURA R., SAITO J., SASAKI S., 2007, *Regolith migration and sorting on asteroid Itokawa*, *Science*, 316, 1011–1014.
- MOSKOVITZ N., GAIDOS E., 2011, *Differentiation of planetesimals and the thermal consequences of melt migration*, *Meteoritics and Planetary Science*, 46, 903–918.
- NITTLER L.R., 2014, *NEAR-Shoemaker at Eros: The first detailed exploration of an asteroid*, *Elements*, 10, 51–52.
- NESVORNÝ D., VOKROUHLICKÝ D., MORBIDELLI A., BOTTKÉ W.F., 2009, *Asteroidal source of L chondrite meteorites*, *Icarus*, 200, 698–701.
- de PATER I., LISSAUER J.J., 2010, *Planetary Science*, Second edition, Cambridge University Press, Cambridge.
- PILSKI A.S., PRZYLIBSKI T.A., ZAGOŹDŹON P.P., 2001, *Comparative analysis of the Baszkówka and Mt. Tazewait chondrites: genetic conclusions based on astrophysical data and the mineralogical and petrological data*, *Geological Quarterly*, 45(3), 331–342.
- PRZYLIBSKI T.A., PILSKI A.S., ZAGOŹDŹON P.P., KRYZA R., 2003 – *Petrology of the Baszkówka L5 chondrite: A record of surface-forming processes on the parent body*, *Meteoritics and Planetary Science*, 38(6), 927–937.
- SCOTT E.R.D., KROT A.N., 2006, *Chondrites and their Components*, [w:] Davis A.M. [red.] *Treatise on Geochemistry: Meteorites, Comets, and Planets*, Vol. 1, second edition, Elsevier, 143–190.
- SIEMIAŃKOWSKI J., 2001, *Petrography of Baszkówka chondrite*, *Geological Quarterly*, 45, 263–280.

METALLIC RESOURCES ON ORDINARY CHONDRITES PARENT BODIES

Bulk chemical composition analyses of 43 ordinary chondrites reveal that the average abundances of Fe in H chondrites is 24.1%, in L chondrites 20.7%, while LL chondrites contain 19.8% of Fe. Mean Ni content is 1.5%, 1.2% and 1.1% in H, L and LL chondrites, respectively. Because of such high metal concentrations S-type asteroids, which are ordinary chondrite parent bodies, can be considered as Fe and Ni deposits. Furthermore, Mn, Cr, Co, Cu, Ag, and Au could be potential accompanying ores. Due to the fact that all before mentioned metals occur together in rock polymetallic deposits on ordinary chondrite parent bodies can be deliberated. Ordinary chondrites and their parent bodies have homogenous distribution of FeNi alloy grains in the rock's texture. Ore mineral content as high as 24.0 wt% in H chondrites, 9.2 wt% in L chondrites and 6.1 wt% in LL chondrites as well as their even distribution in 3D space of rock cause that whole parent asteroids of ordinary chondrites can be regarded as metallic deposits. The most attractive from mining point of view seems to be parent bodies of H chondrites, followed by parent bodies of L and LL chondrites. It appears as they could be metal source utilize in the future to support terrestrial economy, and what is more probable, extraterrestrial settlements in case of further space exploration and colonization.

WYKORZYSTANIE NAZIEMNEGO SKANINGU LASEROWEGO DO OCENY GEOMETRII CHŁODNI KOMINOWYCH

1. WPROWADZENIE

Chłodnie kominowe są urządzeniami służącymi do schładzania wody w zakładach przemysłowych, głównie w elektrowniach konwencjonalnych i hutach. Obiekty te charakteryzują się specyficzną budową i są zaliczane do tzw. cienkościennych konstrukcji powłokowych. Wysokość chłodni kominowych może dochodzić do 200 m, przy średnicy podstawy 130 m. Płaszcz chłodni ma zazwyczaj kształt obrotowej hiperboloidy jednopowłokowej i jest wykonany z żelbetu. Płaszcz ten opiera się na słupach wsporczych, które posadowione są na pierścieniowym fundamencie. Pomimo dużej wysokości, grubość płaszcza jest niewielka i dla przeważającej części powłoki nie przekracza 0,3 m. Z tego względu ważne jest uzyskanie prawidłowego kształtu płaszcza chłodni już na etapie wznoszenia konstrukcji i kontrola geometrii płaszcza w trakcie eksploatacji obiektu.

2. MOTYWACJA

Większość chłodni kominowych znajdujących się w Polsce została zbudowana kilkadziesiąt lat temu. W trakcie długotrwałej eksploatacji ich konstrukcja narażona jest na szereg niekorzystnych czynników, jak:

- okresowe wahania temperatur pomiędzy gorącą wodą chłodzoną we wnętrzu obiektu, a temperaturą otaczającego powietrza (szczególnie w okresie zimowym),
- nierównomierne i zmienne w ciągu dnia nasłonecznienie konstrukcji,
- zmienne parcie wiatru,
- agresywne środowisko chemiczne wynikające z zanieczyszczenia chłodzonej wody oraz coraz częstszego umieszczania kanałów spalinowych we wnętrzu budowanych chłodni,

- korozja zbrojenia odsłoniętego wskutek spękań i ubytków występujących na powierzchni betonowej płaszczka,
- zmienne obciążenie hydrauliczne wynikające z cyklu produkcyjnego zakładu,
- nierównomierne osiadanie fundamentu wynikające z lokalnych uwarunkowań geotechnicznych, jak również powodowane pracami budowlanymi prowadzonymi w sąsiedztwie chłodni lub drganiami podłoża wywołowanymi przez maszyny przemysłowe.

Zarówno niedokładność wykonania chłodni w trakcie jej wznoszenia, jak również długotrwała eksploatacja może doprowadzić do wystąpienia trwałych zniekształceń geometrycznych płaszczka chłodni. Znaczne zniekształcenia geometryczne powodują wzrost naprężeń w płaszczu i w połączeniu z korozją zbrojenia oraz parciem wiatru mogą doprowadzić do awarii konstrukcji. Wpływ zniekształceń geometrycznych na rozkład sił wewnętrznych w powłoce chłodni analizowany był m.in. w pracy (Konderla & Stepnowski, 1989), a ocenę bezpieczeństwa eksploatacji chłodni z uwzględnieniem zniekształceń geometrycznych można znaleźć w pracy (Wróblewski & Kamiński, 2014).

Podstawowym źródłem informacji o kształcie geometrycznym płaszczka chłodni są regularnie wykonywane pomiary geodezyjne. Do niedawna najczęściej stosowaną metodą pomiarową była precyzyjna tachimetria bezreflektorowa. Metoda ta polegała na połączeniu pomiaru biegunowego z trygonometrycznym pomiarem wysokości. Stanowiska instrumentu lokalizowane były na przygotowanych punktach osnowy, a punkty mierzone na płaszczu nie były sygnalizowane. Dysponując zmotoryzowanym tachimetrem elektronicznym czas pomiaru płaszczka chłodni można było znacząco skrócić. Przygotowywano zbiór zaplanowanych do pomiaru punktów tworzących regularną siatkę na jej płaszczu, a instrument za pomocą serwomotorów (w trybie tyczenia 3D) sam nakierowywał lunetę na zaplanowany punkt do pomiaru. Pozostawała kontrola, czy nie występują przeszkody zasłaniające celową (np. zwisające przewody energetyczne, piorunochrony, itp.). Zazwyczaj mierzone punkty tworzyły regularny układ „południków” i „równoleżników”, a odstęp pomiędzy sąsiednimi „południkami” wynosił kilka metrów.

Obecnie coraz częściej geometrię płaszczka chłodni kominowej mierzy się za pomocą naziemnego skaningu laserowego TLS (*terrestrial laser scanning*). Jest to rozwijająca się metoda pomiarowa, która pozwala pomierzyć nawet milion punktów w ciągu jednej sekundy. W zależności od metody pomiaru czasu przebiegu fali elektromagnetycznej skanery dzielimy na fazowe i impulsowe. Skanery fazowe są szybsze i dokładniejsze, ale mają ograniczony zasięg. W zastosowaniach geodezyjnych prze-

ważą skanery impulsowe, które potrafią zmierzyć obiekty znajdujące się w zasięgu kilkuset metrów. Na każdym stanowisku skanera pozyskiwana jest chmura punktów (Głowacki i in., 2016). Każdy pomierzony punkt posiada: współrzędne x , y , z określone w lokalnym układzie skanera, opis koloru mierzonej powierzchni (w przestrzeni barw RGB) pochodzący z wykonanych zdjęć oraz parametr opisujący intensywność odbicia wiązki laserowej. Łączenie poszczególnych stanowisk skanera w jedną chmurę punktów nazywa się rejestracją chmur. Wynikowa chmura wymaga zazwyczaj oczyszczenia poprzez usunięcie niepotrzebnie zeskanowanych elementów, szumów i punktów reprezentujących fałszywe odbicia (Erdélyi i in., 2017; Gawalkiewicz, 2007).

Obie wymienione metody pomiaru mają swoje cechy szczególne. Tachimetria pozwala uzyskać powtarzalność pomiaru niesygnalizowanych punktów na płaszczu chłodni, ale jest to opis „dyskretny”, ograniczony do kilkudziesięciu lub kilkuset znacznie oddalonych od siebie punktów. Skaningu pozwala uzyskać szczegółową reprezentację obiektu (np. kilkadziesiąt milionów punktów), ale ich położenie na płaszczu chłodni jest losowe. Wiarygodny opis zniekształceń geometrycznych płaszczu chłodni kominowej jest bardzo istotny dla konstruktorów, oceniających poziom bezpieczeństwa konstrukcji. Wyznaczając zniekształcenia geometryczne oprócz odpowiedniej metody pomiaru bardzo ważne jest zastosowanie odpowiednich algorytmów obliczeniowych. Celem niniejszej pracy jest przedstawienie różnych możliwości wykorzystania chmury punktów (pochodzącej ze skaningu laserowego) do analizy geometrii płaszczu chłodni, w zależności od zastosowanego algorytmu obliczeniowego (dwuwymiarowego lub trójwymiarowego) na wybranych przykładach.

3. METODOLOGIA

Zniekształcenia geometryczne (tzw. imperfekcje) definiowane są jako różnice między rzeczywistym kształtem geometrycznym obiektu, a modelem teoretycznym (projektowym). Najczęściej, modelem teoretycznym płaszczu chłodni jest jednopowłokowa hiperboloida obrotowa o parametrach określonych w dokumentacji projektowej. Hiperboloida ta powinna być usytuowana w środku grubości ścian żelbetowego płaszczu chłodni. Jak wspomniano wcześniej, rzeczywisty kształt geometryczny płaszczu chłodni pozyskiwany jest metodami geodezyjnymi i jest aktualny na datę wykonania pomiaru. Pomierzone punkty znajdują się na zewnętrznej powierzchni płaszczu chłodni. Z tego powodu niezbędne jest przeprowadzenie stosownych redukcji i obliczenie nowych współrzędnych punktów zlokalizowanych w środku grubości płaszczu, w oparciu o znaną z dokumentacji projektowej grubość płaszczu chłodni na poszczególnych cyklach betonowania. Wspomnianą redukcję przeprowadza się w zależności od potrzeb – radialnie (w kierunku poziomym) lub wzdłuż wektora normalnego do powierzchni płaszczu. W literaturze można znaleźć różne algorytmy obliczania wartości zniekształceń geometrycznych tych chłodni. Generalnie można wyróżnić dwa podejścia: dwuwymiarowe (uproszczone) oraz trójwymiarowe. Wpływ

stosowanego podejścia na otrzymaną wartość zniekształceń geometrycznych był analizowany m. in. w pracach (Muszyński, 2006a, 2006b). Przy bardziej zaawansowanych analizach zamiast metody najmniejszych kwadratów można zastosować metody estymacji odpornej (Muszyński, 2006c, 2013).

3.1. ANALIZA GEOMETRII W PODEJŚCIU DWUWYMIAROWYM

Podejście dwuwymiarowe jest uproszczeniem, w którym kształt płaszcza chłodni analizuje się w płaszczyźnie wybranego przekroju pionowego lub poziomego. W przypadku pionowego zawierającego, pionową oś symetrii chłodni, modelem teoretycznym kształtu płaszcza jest hiperbola o znanych lub poszukiwanych parametrach

$$\frac{x^2}{a^2} - \frac{y^2}{b^2} = 1 \quad (1)$$

gdzie:

- x, y – współrzędne punktu w przyjętym układzie,
- a – połowa odległości pomiędzy wierzchołkami hiperboli,
- b – połowa odległości pomiędzy wierzchołkami urojonymi.

Jeżeli dokumentacja projektowa jest znana, to dostarcza ona wartości parametrów hiperboli. Obliczenie imperfekcji geometrycznych sprowadza się wówczas do wpasowania modelu teoretycznego w zbiór punktów pomiarowych reprezentujących kształt rzeczywisty płaszcza chłodni w rozpatrywanym przekroju pionowym. Zdarzają się jednak przypadki, gdy brak jest oryginalnej dokumentacji projektowej, albo wzniesiony obiekt ma zbyt duże odstępstwa od kształtu projektowego. Wówczas przeprowadza się wpasowanie modelu teoretycznego w zbiór punktów pomiarowych z jednoczesną aproksymacją parametrów modelu teoretycznego. Wyznaczone w ten sposób parametry powinny być traktowane jako znane przy opracowywaniu wyników kolejnych pomiarów geodezyjnych.

W przypadku przekrojów poziomych modelem teoretycznym kształtu płaszcza chłodni jest okrąg. Wpasowując model teoretyczny w zbiór punktów pomiarowych można uzyskać wykres zniekształceń geometrycznych na danym poziomie. Jednocześnie współrzędne środka wpasowanego okręgu wskazują położenie umownej osi pionowej chłodni na danym poziomie. Zestawiając wyniki uzyskane dla różnych poziomów można uzyskać wykres odchyłeń od pionowości aproksymowanej osi chłodni.

3.2. ANALIZA GEOMETRII W PODEJŚCIU TRÓJWYMIAROWYM

Podejście przestrzenne traktuje chłodnię kominową całościowo. Jednopowłokowa hiperboloida obrotowa (2) może być wpasowywana w zbiór punktów pomiarowych w dwóch wariantach: przy założeniu znanych albo aproksymowanych wartości półosi, analogicznie do sytuacji w podejściu dwuwymiarowym.

$$\frac{x^2 + y^2}{a^2} - \frac{z^2}{c^2} = 1 \quad (2)$$

gdzie:

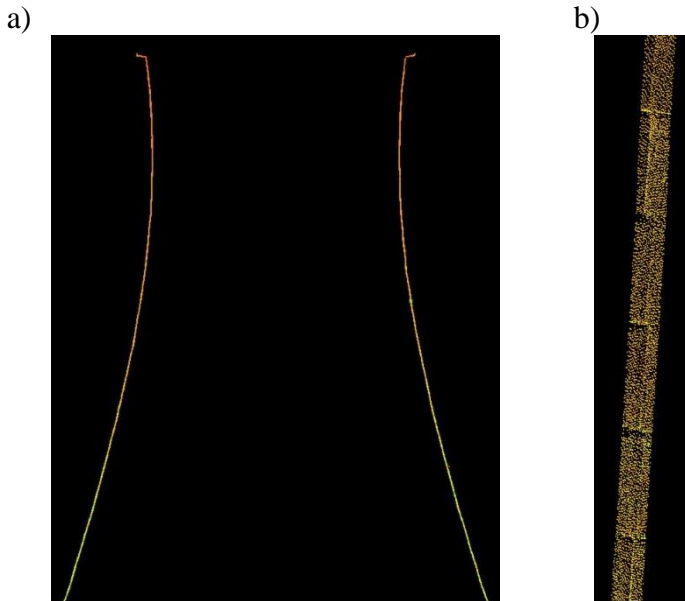
- x, y, z – współrzędne punktu w przyjętym układzie,
- a – półoś rzeczywista,
- c – półoś urojona.

Pewne wyzwanie dla algorytmów obliczeniowych stanowi ogromna ilość punktów pomiarowych, sięgająca nawet kilkuset milionów przy dużych obiektach. Niektóre środowiska programistyczne komputerowego wspomaganie obliczeń mają ograniczone wymiary przetwarzanych macierzy. W praktyce, po oczyszczeniu chmury punktów z niepotrzebnie zeskanowanych elementów (np. piorunochrony, lampy ostrzegawcze, itp.), wybiera się jedną z dwóch ścieżek postępowania. W pierwszej – rozrzedza się pozyskaną chmurę punktów, starając się pozostawić reprezentatywne punkty pomiarowe i zachować rozsądną rozdzielczość (np. 0,5 m). Następnie powstały zbiór o liczebności od kilku do kilkunastu tysięcy punktów przetwarza się analitycznie, obliczając wartości imperfekcji geometrycznych dla każdego punktu. Druga ścieżka postępowania opiera się na wykorzystaniu algorytmów modelujących trójwymiarowe powierzchnie (np. budujących modele siatkowe typu MESH). Stosując programy komputerowe do przetwarzania trójwymiarowych chmur punktów (np. CloudCompare) możliwe jest obliczenie odległości pomiędzy każdym punktem chmury, a modelem teoretycznym zdefiniowanym w postaci siatki MESH.

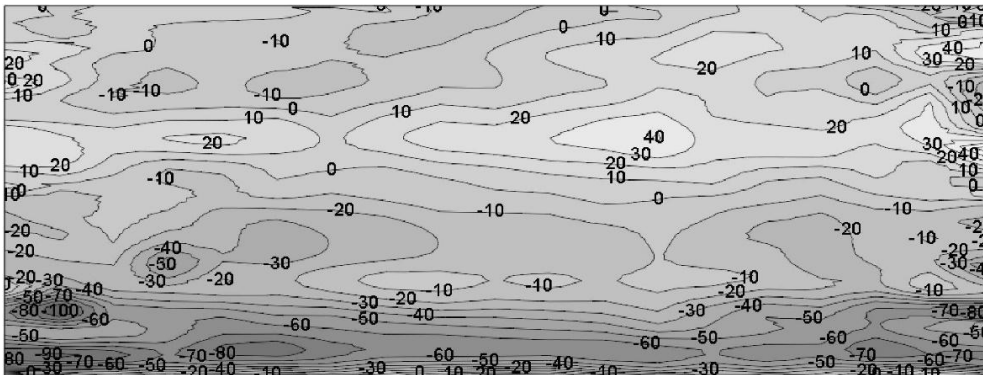
4. REZULTATY ORAZ DYSKUSJA

Aby pokazać wyniki różnych sposobów obliczeń i wizualizacji imperfekcji geometrycznych płaszcza chłodni kominowych nie ograniczono się w pracy do jednego obiektu, lecz zamieszczono wyniki z kilku chłodni o różnej wysokości. Przykładowy wycinek (o szerokości 30 cm) z chmury punktów, który stanowi przekrój pionowy chłodni pokazany jest na rys. 1a. Wycinek ten stanowi przykładowe dane do obliczenia imperfekcji w podejściu dwuwymiarowym. Powiększenie fragmentu wycinka z widocznymi śladami po cyklach betonowania płaszcza prezentuje rysunek 1b.

Jednym ze sposobów prezentacji przestrzennego rozkładu imperfekcji geometrycznych na powierzchni płaszcza chłodni kominowej jest przedstawienie ich wartości w postaci mapy izolinowej w odwzorowaniu walcowym, stycznym do dolnej krawędzi płaszcza. Interpretując taki rysunek należy pamiętać, że skala pozioma jest skażona, gdyż obwód chłodni w miejscu przewężenia jest rozciągnięty do obwodu dolnej krawędzi płaszcza. Wykorzystując ten sposób wizualizacji, rozkład wartości imperfekcji obliczonych w podejściu dwuwymiarowym dla 45-metrowej żelbetowej chłodni przedstawia rysunek 2. Imperfekcje mają wartość od 100 mm (wklęsnięcia powłoki) do +40 mm (wybrzuszenia).



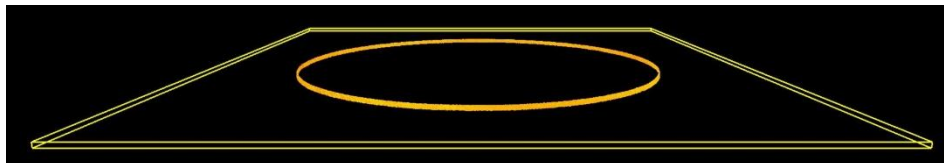
Rys. 1. Wycinek z chmury punktów: a) przekrój pionowy,
 b) powiększenie wycinka o szerokości 30 cm
 Fig. 1. Slice of point cloud: a) vertical cross-section,
 b) enlargement of the 30 cm wide fragment



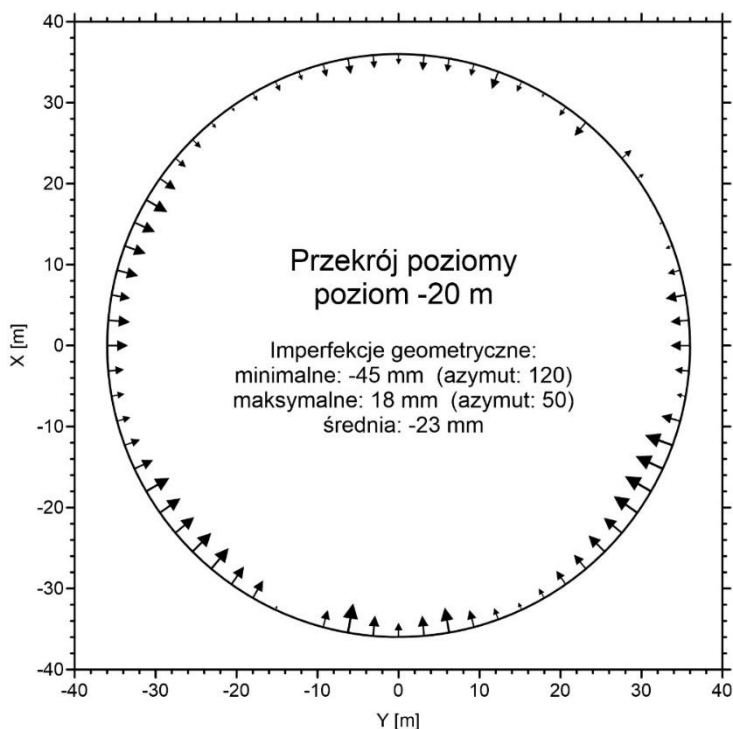
Rys. 2. Mapa izoliniowa rozkładu imperfekcji geometrycznych [mm]
 obliczonych w podejściu dwuwymiarowym
 Fig. 2. Contour map of imperfections [mm] distribution
 calculated in a two-dimensional approach

Kontynuując podejście dwuwymiarowe, rysunek 3 prezentuje widok perspektywiczny poziomego wycinka (o szerokości 30 cm) z chmury punktów dla chłodni o wysokości 60 m. Obliczone imperfekcje geometryczne płaszcza

chłodni w przekroju poziomym, zlokalizowanym 20 m poniżej przewężenia chłodni ilustruje rysunek 4. Dla tego przykładowego przekroju wartości imperfekcji kształtują się od -45 mm do $+18$ mm.

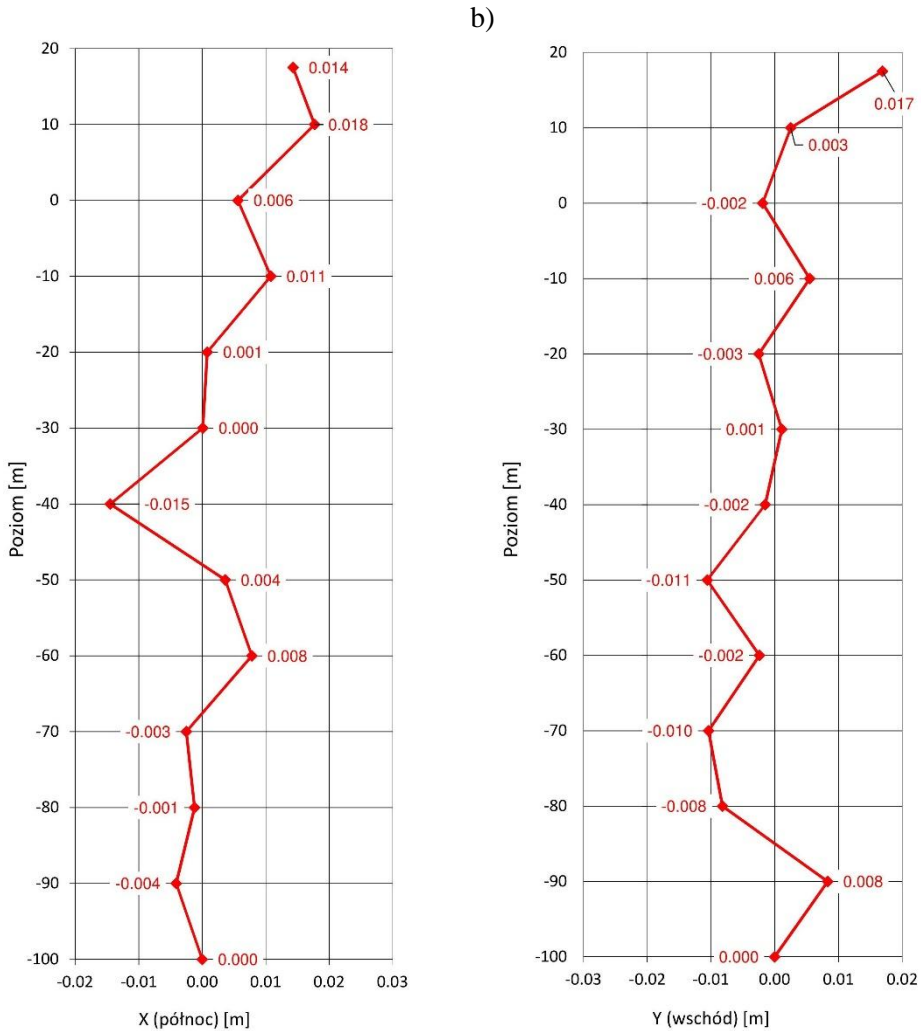


Rys. 3. Przekrój poziomy chmury punktów
Fig. 3. Horizontal cross-section of point cloud



Rys. 4. Przykładowy wynik wpasowania okręgu
Fig. 4. Example of circle fitting results

Wykres wychyleń od pionowości aproksymowanej osi głównej chłodni o wysokości 120 m przedstawia rysunek 5. W płaszczyźnie HX maksymalne wychylenie wynosi $+18$ mm w kierunku północnym, a w płaszczyźnie HY wychylenie dochodzi do $+17$ mm w kierunku wschodnim.



Rys. 5. Odchylenie od pionowości aproksymowanej osi chłodni:

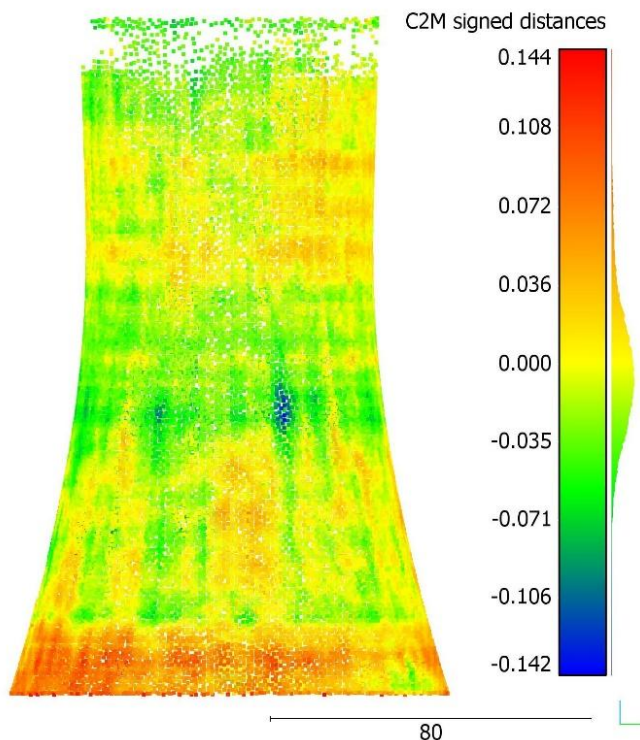
a) w płaszczyźnie HX, b) w płaszczyźnie HY

Fig. 5. Deviation from verticality of approximated axis of cooling tower:

a) in the HX plane, b) in the HY plane

W podejściu trójwymiarowym stosuje się również mapy izoliniowe do prezentacji wyników obliczeń oraz wizualizacje modeli przestrzennych. Rysunek 6 przedstawia chmurę punktów, które zostały pokolorowane w zależności od wartości imperfekcji geometrycznych. Kolor czerwony to wybrzuszenia, które zlokalizowane są głównie w dolnej części płaszcza i sięgają +144 mm. Kolor niebieski to wklęsnięcia, które występują lokalnie w środkowej części płaszcza

i dochodzą do -142 mm. Warto zwrócić uwagę na rozrzedzenie chmury punktów przy górnej krawędzi płaszcza. Jest to związane z ograniczonym zasięgiem pracy skanera oraz trudnymi warunkami pomiaru (kłęby pary wodnej wydobywające się z chłodni oraz mokra i często skorodowana powierzchnia betonu).



Rys. 6. Widok chmury punktów w kolorach odpowiadających wartościom imperfekcji
Fig. 6. View of point cloud in colors corresponding to the values of imperfection

Rozważając zalety i wady obu wariantów obliczeniowych należy stwierdzić, że podejście dwuwymiarowe w zakresie przekrojów pionowych traci aktualnie na znaczeniu. Popularność tego podejścia wynikała z powszechnego stosowania tachimetrycznej techniki pomiaru i późniejszego analizowania kolejnych „południków”.

W praktyce trudno było uzyskać punkty pomiarowe leżące dokładnie w linii „południka”, czy też „równoleżnika”, a fragmentaryczne traktowanie płaszcza nie dawało całościowego rozkładu imperfekcji i groziło pominięciem ewentualnych lokalnych deformacji znajdujących się pomiędzy przekrojami. Nieco inaczej wygląda sytuacja z przekrojami poziomymi. Aproksymacja przebiegu

osi pionowej chłodni na podstawie wpasowywania okręgów nadal jest często stosowana w praktyce inżynierskiej, a chmura punktów umożliwia tworzenie dowolnej ilości wycinków. Pozostaje kwestia właściwego doboru szerokości wycinka, w zależności od jakości i gęstości chmury oraz zastąpienia modelu teoretycznego w postaci okręgu – wycinkiem walca lub stożka.

W przypadku podejścia trójwymiarowego ważnym zagadnieniem jest odpowiedni dobór gęstości chmury. Zbyt długi czas pomiaru zwiększa ryzyko wystąpienia dynamicznych zmian kształtu obiektu wywołanych nasłonecznieniem. Zbyt gęsta chmura odzwierciedla nieistotne z punktu widzenia imperfekcji detale np. odciski szalowania na granicy kolejnych cykli betonowania. Z drugiej strony gęsta chmura punktów umożliwia inwentaryzację spękań i odprysków betonu, znalezienie miejsc na płaszczu z odsłoniętym zbrojeniem, czy też obliczenie ilości torkretu niezbędnej do przeprowadzenia naprawy powierzchni płaszczu.

5. PODSUMOWANIE

Podstawowym zadaniem pomiarów geodezyjnych płaszczu chłodni kominowej jest uzyskanie wiarygodnych informacji o rzeczywistej geometrii płaszczu i obliczenie wartości imperfekcji geometrycznych. Dane te są niezbędne dla konstruktorów analizujących stopień wyężenia konstrukcji i oceniających poziom bezpieczeństwa dalszej eksploatacji. Rozwój techniki naziemnego skaningu laserowego znacząco skrócił czas potrzebny na wykonanie pomiaru geometrii płaszczu i umożliwił pozyskanie danych z niespotykaną dotąd szczegółowością. Dokładność wyznaczenia położenia pojedynczego mierzonego punktu za pomocą skanera jest porównywalna z wynikami uzyskiwanymi z użyciem tachimetrów elektronicznych (Muszyński & Szczepański, 2012). Trójwymiarowa reprezentacja geometrii płaszczu chłodni za pomocą chmury punktów pozwala również na integrację z metodami niegeodezyjnymi np. z termowizją (Głowacki & Muszyński, 2018).

Z punktu widzenia konstruktorów, oprócz analizy stanu istniejącego, ważna jest możliwość śledzenia zmian wartości imperfekcji w czasie. Dlatego bardzo istotne jest zachowanie tej samej techniki obliczeń lub rozważne wprowadzanie zmian. Nie bez znaczenia jest sposób „przechowywania” układu współrzędnych chłodni kominowej i jego materializacja w terenie punktami osnowy geodezyjnej. Ostatnią, lecz chyba najważniejszą sprawą jest informacja o grubości płaszczu, konieczna do właściwego obliczenia wartości imperfekcji geome-

trycznych. Dla nowych obiektów informacja ta pozyskiwana jest z łatwością z dokumentacji projektowej. Starsze obiekty, które przeszły kilkukrotny remont nie posiadają wiarygodnych informacji na temat grubości. Przez wiele lat wielokrotne nakładanie torkretu w miejscach lokalnych uszkodzeń (od strony zewnętrznej i wewnętrznej) zmienia rozkład grubości płaszczka. Najlepszym rozwiązaniem byłoby tutaj wykonywanie skanowania powłoki płaszczka przed i po każdym remoncie, aby móc obliczyć zmiany w grubości, wynikające z nałożenia warstw naprawczych. Skanowanie takie powinno obejmować również wewnętrzną stronę płaszczka, co w praktyce jest bardzo trudne do zrealizowania, wymagające wyłączenia chłodni z eksploatacji na czas pomiaru.

LITERATURA

- ERDÉLYI J., KOPÁČIK A., LIPTÁK I., KYRINOVIČ P., 2017, *Automation of point cloud processing to increase the deformation monitoring accuracy*, Applied Geomatics, 9 (2), 105–113. <https://www.scopus.com/record/display.uri?eid=2-s2.0-85021105784&doi=10.1007%2fs12518-017-0186-y&origin=inward&txGid=79b62d382488a2ef953cb09c558c4865>.
- GAWAŁKIEWICZ R., 2007, *The example of appliance of laser scanning in coating objects monitoring*, Geomatics and Environmental Engineering, Vol. 1, No. 4, <http://yadda.icm.edu.pl/baztech/element/bwmeta1.element.baztech-article-AGH8-0004-0022>.
- GŁOWACKI T., GRZEMPOWSKI P., SUDOŁ E., WAJS J., ZAJĄC M., 2016, *The assessment of the application of terrestrial laser scanning for measuring the geometrics of cooling towers*. Geomatics, Land management and Landscape, No. 4, 49–57, <http://dx.doi.org/10.15576/GLL/2016.4.49>.
- GŁOWACKI T., MUSZYŃSKI Z., 2018, *Analysis of cooling tower's geometry by means of geodetic and thermovision method*, XXI International Scientific Conference on Advanced in Civil Engineering "Construction – The Formation of Living Environment" (FORM 2018), 25–27 April 2018, Moscow, IOP Conference Series – Materials Science and Engineering, ISSN 1757-899X, Vol. 365, art. 042075, 1–9, <http://dx.doi.org/10.1088/1757-899X/365/4/042075>.
- KONDERLA P., STEPNOWSKI S., 1989, *Analiza statyczno-wytrzymałościowa chłodni kominowej metodą elementów skończonych z uwzględnieniem imperfekcji geometryczno-fizycznych*, Mat. Konf. Problemy trwałości żelbetowych chłodni kominowych, Bogatynia, 87–90.
- MUSZYŃSKI Z., 2006a, *Porównanie wartości imperfekcji geometrycznych płaszczka chłodni kominowej obliczonych różnymi metodami*, Zeszyty Naukowe PŚL.– Budownictwo, Poland, vol. 109, 233–240.
- MUSZYŃSKI Z., 2006b, *Wpływ stosowanych metod na wartość obliczonych zniekształceń geometrycznych płaszczka chłodni kominowej*, XXI Konf. Katedr i Zakładów Geodezji na Wydziałach Niegodezyjnych, Geoinformacja w dydaktyce i gospodarce, Częstochowa-Poraj, 124–131.
- MUSZYŃSKI Z., 2006c, *Zastosowanie estymacji odpornej do wyznaczenia imperfekcji płaszczka chłodni kominowej*, Mat. Krakowskiej Konferencji Młodych Uczonych, Kraków, 115–122.
- MUSZYŃSKI Z., 2013, *Zastosowanie metody Hampela do aproksymacji modelu teoretycznego chłodni kominowej w podejściu dwuwymiarowym*, Archiwum Fotogrametrii, Kartografii i Teledetekcji, vol. 25, 117–126.
- MUSZYŃSKI Z., SZCZEPAŃSKI J., 2012, *Zastosowanie naziemnego skaningu laserowego do oceny stanu geometrycznego chłodni kominowej*, Inżynierskie zastosowania geodezji (Plichta A., Wyczałek I. red.), Wyd. PP, 29–40.

WRÓBLEWSKI R., KAMIŃSKI M., 2014, *Evaluation of safety of RC cooling tower with imperfections, Shell structures: theory and applications*, Proceedings of the 10th SSTA Conference, Gdańsk, 16–18 October 2013, Vol. 3/eds. Pietraszkiewicz W. & Górski J., Leiden: CRC Press/Balkema, 575–578.

THE USE OF TERRESTRIAL LASER SCANNING FOR THE EVALUATION OF COOLING TOWER GEOMETRY

Terrestrial laser scanning is a measurement technique that is increasingly used in engineering geodesy. Laser scanners enable reflectorless measurement of the distance to the object with known horizontal and vertical angles of the laser beam sent. In contrast to the classic tacheometry, the location of points on the measured object is random, but the speed of measurement reaches up to a million points measured in one second. It allows to obtain a dense cloud of points that describe the geometric shape of the measured objects. It is important in the inventory of objects with complex shapes, including richly decorated historic facades, steel structures, as well as cooling towers. In particular, cooling towers require regular control of the shell geometry. The cooling towers are thin-walled objects, which during operation are exposed to a number of adverse factors. The paper presents various possibilities of using a point cloud from laser scanning to analyze the geometry of cooling towers in a two-dimensional and three-dimensional approach.

Katarzyna PACTWA, Justyna WOŹNIAK

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

SPOŁECZNA ODPOWIEDZIALNOŚĆ PRZEMYSŁU WYDOBYWCZEGO – AKTUALIA I PERSPEKTYWY

Działalność górnicza wpływa na środowisko naturalne i społeczeństwo. W ujęciu społecznym wyróżniamy wiele grup interesariuszy związanych z funkcjonowaniem zakładów wydobywczych; m.in. pracownicy, inwestorzy, klienci czy społeczności lokalne. Zakres wpływu, zgodnie z dyrektywą 2014/95/UE, jest raportowany i upubliczniany przez przedsiębiorców, spełniających wymagania ujęte w rozporządzeniu. Raporty zrównoważonego rozwoju przygotowywane zgodnie z wytycznymi Światowej Inicjatywy Sprawozdawczej (Global Reporting Initiative GRI) zawierają opis i wartości wskaźników zaliczanych do kategorii: środowiskowej i społecznej (podkategorie: praktyki zatrudniania i godnej pracy, prawa człowieka, społeczeństwo, odpowiedzialność za produkt). Usystematyzowane dane pozwalają na porównywanie skutków działań różnych przedsiębiorstw eksploatujących i przetwarzających kopaliny na przestrzeni lat. W artykule scharakteryzowano zakres działań przedsiębiorstw funkcjonujących na terenie Polski (w obszarze górnictwa podziemnego i odkrywkowego) i prezentowane przez nie dane niefinansowe. Analizie poddano zakres i sposób raportowania, jak również podjęto próbę ich oceny, perspektyw i kierunków zmian.

1. WPROWADZENIE

Temat społecznej i środowiskowej odpowiedzialności przemysłu wydobywczego, a co za tym idzie zrównoważony rozwój górnictwa w Polsce, staje się wyzwaniem górnich przedsiębiorców i inwestorów. Niezaprzeczalny wpływ tej branży na środowisko naturalne i społeczeństwo wymusza większą dbałość o te aspekty. Ponadto w ww. obszarach istnieją regulacje prawne zawarte w rozporządzeniach i dyrektywach, które kładą nacisk na uwzględnianie przez przedsiębiorstwa, w swojej linii biznesowej, raportowania danych niefinansowych. Raportowanie tych danych w warunkach krajowych nabiera szczególnej wagi, bowiem zgodnie z ustawą o rachunkowości z dnia 15 grudnia 2016 r. wdrażającą dyrektywę unijną 2014/95/EU) z początkiem 2017 r. prezentowanie danych niefinansowych (E-Environmental, S-Social, G-Governance czyli odnoszących się do kwestii społecznych, środowiskowych oraz związanych z ładem korporacyjnym) stało się obowiązkiem wśród wybranych jednostek, spełniających kryteria liczby zatrudnionych pracowników i poziomu wyników finansowych (Woźniak, 2018).

Obowiązek dotyczy jednostek będących spółką kapitałową, spółką komandytowo-akcyjną lub taką spółką jawną lub komandytową, której wszystkimi współnikami ponoszącymi nieograniczoną odpowiedzialność są spółki kapitałowe, spółki komandytowo-akcyjne lub spółki z innych państw o podobnej do tych spółek formie prawnej – pod warunkiem, że w roku obrotowym, za który sporządza sprawozdanie finansowe oraz w roku poprzedzającym ten rok przekracza wielkości: 500 osób, w przypadku średniorocznego zatrudnienia w przeliczeniu na pełne etaty oraz 85 mln zł, w przypadku sumy aktywów bilansu na koniec roku obrotowego lub 170 mln zł w przypadku przychodów netto ze sprzedaży towarów i produktów za rok obrotowy.

Wybrani przedstawiciele branży wydobywczej w kraju tj. Lubelski Węgiel Bogdanka SA, KGHM Polska Miedź SA, Grupa Kapitałowa PGE SA, należą do tej grupy jednostek gospodarczych. Ze wspomnianej dyrektywy wynika, że ujawnianie informacji niefinansowych ma podstawowe znaczenie dla zarządzania przemianą w kierunku zrównoważonej gospodarki światowej poprzez połączenie długoterminowej rentowności ze sprawiedliwością społeczną i ochroną środowiska. Ponadto, pomaga w dokonywaniu pomiaru, nadzorze i zarządzaniu w odniesieniu do wyników jednostek oraz ich wpływu na społeczeństwo. Uzyskanie przez inwestorów dostępu do informacji niefinansowych stanowi ważny krok na drodze do stworzenia, do 2020 roku, zachęt rynkowych i politycznych, które nagradzałyby inwestycje przedsiębiorstw w wydajność, w ramach planu działania na rzecz „zasobooszczędnej” Europy. Zwłaszcza branża górnicza charakteryzująca się różnorodnymi zasobami kopalin i możliwościami przetworzenia odpadów w przyszłe surowce, w ramach idei circular economy (gospodarki o obiegu zamkniętym), dobrze wpisuje się w te hasła. Zdaniem autorów inicjatywa Corporate Social Responsibility – CSR stała się niezbędna dla długoterminowej rentowności przedsiębiorstw (Bassen & Kovacs, 2008; Dutta i in., 2010), gdzie tradycyjne metody rachunkowości nie uwzględniają tej perspektywy. Zagadnienie społecznej odpowiedzialności jako elementu strategii biznesowej rozwoju spółek i wpływu na budowanie konkurencyjnej przewagi opisali Kulczycka i Wirth (2010), analizując raporty KGHM i PGE. Wskazano, że cele biznesowe i społeczne muszą się wzajemnie uzupełniać. Tym samym połączenie sprawozdania finansowego z raportem danych niefinansowych generuje produkt w postaci zintegrowanego sprawozdania, za pomocą którego przedsiębiorca komunikuje się z otoczeniem (różnymi grupami interesariuszy) pokazując, że nie ma nic do ukrycia, przez co wzbudza zaufanie publiczne (Remlein, 2016; Woźniak, 2017). Z przeglądu krajowej literatury dotyczącej zrównoważonego rozwoju wynika potrzeba implementacji tych zagadnień w kontekście rozwoju górnictwa krajowego jako klucza do bezpieczeństwa surowcowego i energetycznego w odniesieniu do: wzrostu gospodarczego, ochrony zasobów surowcowych i środowiska naturalnego oraz odpowiedzialności społecznej (Dubiński, 2013). Autorzy (Kulczycka & Wirth, 2010; Jonek-Kowalska, 2016; Bogacz & Migza, 2016; Pactwa & Woźniak, 2017; Woźniak & Pactwa, 2017, 2018) podkreślają rolę zrównoważonego rozwoju łącząc te zagadnienia ze społeczną

odpowiedzialnością biznesu (CSR-corporate social responsibility). Zrównoważony rozwój pojawia się głównie w kontekście krajowego podziemnego górnictwa węgla kamiennego (Szymkiewicz i in., 2010; Dubiński i.in., 2007; Jonek-Kowalska, 2016). W przypadku eksploatacji odkrywkowej to dość nowe zagadnienie. W pracy (Kozioł & Machniak, 2011) wspomniano o roli zrównoważonego rozwoju i ochronie środowiska naturalnego przy wyborze technologii eksploatacji, jak również w analizach ekonomicznych efektywności tych eksploatacji. Ważnym zagadnieniem jest zrównoważony rozwój w górnictwie odkrywkowym w kontekście zabezpieczenia złóż przed zagospodarowaniem powierzchni terenu w obrębie którego są zlokalizowane (Kasztelewicz & Ptak, 2009).

2. ZAKRES I SPOSÓB RAPORTOWANIA PRZEZ CZOŁOWYCH PRZEDSIĘBIORCÓW BRANŻY WYDOBYWCZEJ

Zintegrowane raporty powstają wewnątrz jednostki bądź wykonywane są przez firmy zewnętrzne. W ostatnim okresie czołowe firmy audytorskie z zaangażowaniem oferują współpracę w tym zakresie. Przygotowane raporty są upubliczniane (forma pisemna, pliki video) i dostępne na stronie internetowej przedsiębiorstwa (Woźniak & Pactwa, 2017). Pod uwagę wzięto spółki akcyjne notowane na Giełdzie Papierów Wartościowych (GPW), podlegające konieczności raportowania danych niefinansowych. Do analizy wybrano trzech potentatów branży wydobywczej w Polsce, reprezentujących różne technologie eksploatacji i surowce:

- LW Bogdanka SA (eksploatacja podziemna, węgiel kamienny),
- KGHM PM SA (eksploatacja podziemna miedź, srebro),
- GK PGE SA (eksploatacja odkrywkowa, węgiel brunatny).

Podmioty te kreują giełdowy RESPECT Index (RI), który jako pierwszy w Europie Środkowo-Wschodniej powstał w Polsce i obejmuje spółki zarządzane w sposób odpowiedzialny i zrównoważony. Został on zapoczątkowany pod koniec 2009 roku i służy ocenie koniunktury polskich spółek o najwyższym ratingu notowanych na krajowym rynku regulowanym GPW w Warszawie (tab. 1). Ocena ta odbywa się w obszarze ekonomicznym, ekologicznym i społecznym funkcjonowania spółki, idealnie wpasowując się w ideę społecznie odpowiedzialnego biznesu (CSR). KGHM PM SA uczestniczy w kreowaniu wartości RI niezmiennie od początku notowań (11 edycji) stanowiąc ok. 10% udział w portfelu indeksu. PGE SA kreuje wartość portfela RI nieprzerwanie od 2011 roku (ok. 7–8%), natomiast LW Bogdanka SA (poniżej 1%) zadebiutował w notowaniach RI od 2. edycji i z roczną przerwą (edycja 7) jest w nim aktualnie obecnie pośród innych 24 spółek, tworzących obecnie indeks. Ponadto omawiane spółki tworzą indeksy branżowe LW Bogdanka i KGHM należą do krajowego indeksu giełdowego WIG-GÓRNICtwo, natomiast PGE wchodzi w skład portfela WIG-ENERGIA.

Tab. 1. Przynależność do RESPECT Index polskich liderów branży wydobywczej
 Tab. 1. Belonging to the RESPECT Index of Polish leaders in the mining industry

| Ticker* | | KGH | LWB | PGE |
|---------------------------------|------------|-------|------|------|
| I edycja | 31.12.2009 | + | – | – |
| II edycja | 01.01.2010 | + | + | – |
| III edycja | 01.08.2011 | + | + | + |
| IV edycja | 01.02.2012 | + | + | + |
| V edycja | 01.08.2012 | + | + | + |
| VI edycja | 01.02.2013 | + | + | + |
| VII edycja | 23.12.2013 | + | – | + |
| VIII edycja | 22.12.2014 | + | + | + |
| IX edycja | 21.12.2015 | + | + | + |
| X edycja | 12.2016 | + | + | + |
| Udział w portfelu RI 03.01.2017 | [%] | 9,8 | 0,74 | 8,28 |
| XI edycja | 12.2017 | + | + | + |
| Udział w portfelu RI 09.01.2018 | [%] | 9,92 | 0,64 | 8,09 |
| Udział w portfelu RI 17.08.2018 | [%] | 10,14 | 0,66 | 6,82 |

* Ticker to trzyliterowy skrót spółki, stosowany na giełdzie dla jednoznacznej identyfikacji każdej spółki, Źródło: <https://www.gpw.pl/> [dostęp online 17.08.2018).

W ramach weryfikacji raportów przedsiębiorstw dokonano weryfikacji standardów raportowania, a wśród nich wytycznych międzynarodowej organizacją non profit, opartej na współpracy sieci interesariuszy, funkcjonującej od 1997 roku (GRI-Global Reporting Initiative). GRI określa zasady i wskaźniki raportowania m.in. danych niefinansowych w świetle zrównoważonego rozwoju, bez względu na rodzaj branży, profil działalności, rozmiar firmy czy lokalizacji. W 2013 roku powstała czwarta generacja wytycznych (G4), obowiązująca do 30.06.2018 r., według których były przygotowywane analizowane raporty. Dotyczą one obszarów: strategia i analiza, profil organizacji, zidentyfikowanie istotnych aspektów i zakresów, zaangażowanie interesariuszy, parametry/profil raportu, ład organizacyjny/nadzór, etyka i integralność.

Istnieje również dokument branżowy G4 Sector Disclosures Mining and Metals, umożliwiając pomiar i raportowanie wyników w zakresie zrównoważonego rozwoju dla branży „Górnictwo i Metale”. Główne zagadnienia kontekstowe G4 M&M obejmują: kontrolowanie, korzystanie i zarządzanie nieruchomością gruntową, udział/wkład w rozwój gospodarki krajowej i społeczności, społeczność i zaangażowania interesariuszy, zatrudnienie, stosunki pracy (relacje pracownik/pracodawca), zarządzanie środowiskiem, górnictwo tradycyjne na małą skalę, zintegrowane podejście do wykorzystania surowców mineralnych. Powyższe zagadnienia reprezentowane są poprzez wskaźniki oznaczone w dokumencie sygnaturą MM1–MM10/11. Aspekty środowiskowe funkcjonują pod sygnaturą EN1–EN34, natomiast społeczne oznaczone są jako LA1–LA16 – praktyki zatrudniania i godnej pracy, HR1–HR12 – prawa człowieka, SO1–SO11 – społeczeństwo i PR1–PR9 – odpowiedzialność za produkt (tab. 2).

Tab. 2 Wykaz wskaźników wg GRI
 Tab. 2 List of indicators according to GRI

| Aspekt | Sygnatura | Objaśnienie |
|-------------------|-----------|---|
| materiały/surowce | EN1 | Wykorzystywane materiały/surowce wg masy lub objętości |
| energia | EN3 | Zużycie energii wewnątrz organizacji |
| | EN4 | Zużycie energii na zewnątrz organizacji |
| | EN5 | Intensywność zużycia energii |
| | EN6 | Zmniejszenie zużycia energii |
| | EN7 | Zmniejszenie wymagań energetycznych produktów i usług |
| | EN8 | Całkowity pobór wody według źródła |
| | EN9 | Źródła wody, gdzie pobór stanowi dużą ingerencję w zasoby wodne |
| | EN10 | % oraz całkowita objętość wody przetwarzanej i ponownie wykorzystywanej |
| bioróżnorodność | EN11 | Zakłady będące własnością, wynajmowane, zarządzane lub sąsiadujące z obszarami chronionymi bądź obszarami o dużej wartości pod względem bioróżnorodności znajdujących się poza obszarami chronionymi |
| | EN12 | Opis znaczącego wpływu działań, produktów i usług na bioróżnorodność na obszarach chronionych i obszarach o dużej wartości pod względem bioróżnorodności znajdujących się poza obszarami chronionymi |
| | EN13 | Siedliska chronione lub zrewitalizowane |
| | EN14 | Całkowita liczba gatunków ujętych w czerwonej księdze międzynarodowej unii ochrony przyrody i jej zasobów i na krajowych listach gatunków chronionych z siedliskami na obszarach podlegających oddziaływaniu zakładów według poziomu zagrożenia wyginięciem |
| emisje | EN15 | Bezpośrednie emisje gazów cieplarnianych (zakres 1) |
| | EN16 | Pośrednie emisje gazów cieplarnianych (zakres 2) |
| | EN17 | Inne pośrednie emisje gazów cieplarnianych (zakres 3) |
| | EN18 | Intensywność emisji gazów cieplarnianych |
| | EN19 | Redukcja emisji gazów cieplarnianych |
| | EN20 | Emisje substancji zubożających warstwę ozonową (szwo) |
| | EN21 | Emisje tlenków azotu, tlenków siarki i innych znaczących emisji do powietrza |
| ścieki i odpady | EN22 | Całkowita objętość ścieków według jakości i docelowego miejsca przeznaczenia |
| | EN23 | Całkowita waga odpadów według rodzaju odpadu oraz metody postępowania z odpadem |
| | EN24 | Łączna liczba i objętość istotnych wycieków |
| | EN26 | Rodzaj, rozmiar, status ochronny oraz znaczenie dla bioróżnorodności akwenów wodnych i powiązanych siedlisk, na które istotny wpływ ma zrzucana przez organizację raportującą woda i wycieki |

cd. tabeli 1

| Aspekt | Sygnatura | Objaśnienie |
|---|-----------|--|
| zgodność z regulacjami | EN29 | Kwota istotnych kar oraz całkowita liczba sankcji pozafinansowych z tytułu nieprzestrzegania prawa i regulacji dotyczących ochrony środowiska |
| ogólne | EN31 | Całkowite wydatki na ochronę środowiska i inwestycje według typu |
| ocena środowiskowa dostawcy | EN32 | Procent nowych dostawców, którzy zostali dobrani pod kątem spełnienia kryteriów środowiskowych |
| mechanizmy skargowe dotyczące kwestii środowiskowych | EN34 | Liczba skarg dotyczących wpływu na środowisko złożonych, rozpatrzonych i rozwiązanych w ramach formalnych mechanizmów skargowych |
| zatrudnienie | LA1 | Całkowita liczba i wskaźniki zatrudnienia nowych pracowników oraz rotacji pracowników w podziale na grupy wiekowe, płeć i region |
| | LA2 | Świadczenia zapewniane pracownikom pełnoetatowym, które nie przysługują pracownikom tymczasowym lub zatrudnionym w niepełnym wymiarze godzin, w podziale na główne lokalizacje prowadzenia działalności |
| | LA3 | Wskaźniki powrotu do pracy i utrzymania zatrudnienia po urlopie macierzyńskim/tacierzyńskim w podziale na płeć |
| stosunki pomiędzy pracownikami a kadrami zarządzającą | LA4 | Minimalne okresy wypowiedzenia w związku ze zmianami operacyjnymi, z uwzględnieniem informacji, czy są one określone w umowach zbiorowych |
| bezpieczeństwo i higiena pracy | LA5 | Procent pracowników reprezentowanych we wspólnych formalnych komisjach ds. bhp uwzględniających pracowników i menedżerów, które pomagają monitorować i prowadzić programy związane z bezpieczeństwem i higieną pracy |
| | LA6 | Rodzaj urazów oraz wskaźnik urazów, chorób zawodowych, dni straconych i nieobecności w pracy oraz wypadków śmiertelnych związanych z pracą, z podziałem na regiony i płeć |
| | LA7 | Pracownicy często zapadający na choroby zawodowe lub szczególnie narażeni na choroby zawodowe |
| | LA8 | Kwestie bezpieczeństwa i higieny pracy uwzględnione w formalnych porozumieniach zawartych ze związkami zawodowymi |
| szkolenia i edukacja | LA9 | Średnia liczba godzin szkoleniowych w roku przypadająca na pracownika w podziale na płeć oraz na kategorię pracowników |
| | LA10 | Programy rozwoju umiejętności menedżerskich i kształcenia ustawicznego, które wspierają ciągłość zatrudnienia pracowników oraz ułatwiają zarządzanie końcem kariery zawodowej |
| | LA11 | Procent pracowników otrzymujących regularne oceny swoich wyników oraz informacje rozwoju zawodowego, z podziałem na płeć oraz kategorię pracowników |
| różnorodność i równość szans | LA12 | Skład ciał zarządzających i kadry pracowniczej w podziale na kategorie według płci, wieku, przynależności do mniejszości oraz innych wskaźników różnorodności |

cd. tabeli 1

| Aspekt | Sygnatura | Objaśnienie |
|--|-----------|--|
| równość wynagrodzenia kobiet i mężczyzn | LA13 | Stosunek pensji podstawowej i wynagrodzenia kobiet i mężczyzn w podziale na kategorie pracowników i główne lokalizacje prowadzenia działalności |
| ocena dostawcy pod kątem praktyk zatrudniania | LA14 | Procent nowych dostawców, którzy zostali dobrani pod kątem spełnienia kryteriów praktyk zatrudniania |
| | LA15 | Znaczący rzeczywisty i potencjalnie negatywny wpływ na praktyki zatrudniania w łańcuchu dostaw oraz podjęte działania |
| mechanizmy skargowe dotyczące praktyk zatrudniania | LA16 | Liczba skarg dotyczących praktyk zatrudniania złożonych, rozpatrzonych i rozwiązanych w ramach formalnych mechanizmów skargowych |
| inwestycje | HR1 | Całkowita liczba i udział procentowy ważnych umów inwestycyjnych, które uwzględniają zapisy dotyczące praw człowieka lub które zostały sprawdzone pod kątem zgodności z prawami człowieka |
| | HR2 | Całkowita liczba godzin szkoleniowych pracowników w zakresie polityk poszanowania praw człowieka lub procedur uwzględniających aspekty praw człowieka, które mają znaczenie dla działalności organizacji, w tym również procent przeszkolonych pracowników |
| niedyskryminowanie | HR3 | Całkowita liczba przypadków dyskryminacji (incydentów o charakterze dyskryminacyjnym) i podjętych działań naprawczych |
| wolność zrzeszania się i zawierania układów zbiorowych | HR4 | Zidentyfikowane zakłady i dostawcy, w których przypadku może dochodzić do naruszenia lub może występować poważne ryzyko naruszenia wolności zrzeszania się i zawierania umów zbiorowych oraz działania podjęte, aby chronić te prawa |
| praca dzieci | HR5 | Zakłady i dostawcy zidentyfikowani jako obarczeni znacznym ryzykiem wystąpienia przypadków pracy dzieci oraz działania podjęte w celu skutecznej eliminacji pracy dzieci |
| praca przymusowa lub obowiązkowa | HR6 | Zakłady i dostawcy zidentyfikowani jako szczególnie narażeni na ryzyko wystąpienia przypadków pracy przymusowej lub obowiązkowej oraz działania podjęte w celu skutecznej eliminacji pracy przymusowej lub obowiązkowej |
| praktyki w zakresie bezpieczeństwa | HR7 | Procent personelu ochrony przeszkolonego w zakresie obowiązujących w organizacji polityk lub procedur związanych z prawami człowieka |
| prawa ludności rdzennej | HR8 | Całkowita liczba przypadków naruszeń praw ludności rdzennej i podjęte działania |
| system oceny okresowej | HR9 | Całkowita liczba i procent zakładów poddanych przeglądowi pod kątem poszanowania praw człowieka lub ocenie pod kątem wpływu na poszanowanie praw człowieka |
| ocena dostawcy pod kątem poszanowania praw człowieka | HR10 | Procent nowych dostawców, którzy zostali dobrani pod kątem spełnienia kryteriów w zakresie poszanowania praw człowieka |
| | HR11 | Znaczący rzeczywisty i potencjalnie negatywny wpływ na poszanowanie praw człowieka w łańcuchu dostaw oraz podjęte działania |

cd. tabeli 1

| Aspekt | Sygnatura | Objaśnienie |
|--|-----------|---|
| mechanizmy skargowe dotyczące praw człowieka | HR12 | Liczba skarg dotyczących wpływu na poszanowanie praw człowieka złożonych, rozpatrzonych i rozwiązanych w ramach formalnych mechanizmów skargowych |
| społeczności lokalne | SO1 | Procent zakładów z wdrożonymi programami zaangażowania lokalnej społeczności, ocenami oddziaływania i programami rozwoju |
| | SO2 | Działania mające znaczący rzeczywisty i potencjalnie negatywny wpływ na społeczności lokalne |
| zapobieganie korupcji | SO3 | Całkowita liczba i procent zakładów ocenionych pod kątem ryzyka wystąpienia korupcji oraz zidentyfikowane znaczące ryzyka |
| | SO4 | Komunikacja i szkolenia poświęcone politykom i procedurom antykorupcyjnym |
| | SO5 | Potwierdzone przypadki korupcji i podjęte działania |
| zasady dotyczące udziału w życiu publicznym | SO6 | Całkowita wartość wsparcia udzielonego na rzecz partii politycznych, polityków i instytucji o podobnym charakterze z podziałem na kraje i odbiorcę/beneficjenta |
| zachowania antykonkurencyjne | SO7 | Całkowita liczba podjętych wobec organizacji kroków prawnych dotyczących przypadków naruszeń zasad wolnej konkurencji, praktyk monopolistycznych oraz ich skutki |
| zgodność z regulacjami | SO8 | Kwota istotnych kar oraz całkowita liczba sankcji pozafinansowych z tytułu niezgodności z prawem i regulacjami |
| ocena dostawcy pod kątem kwestii społecznych | SO9 | Procent nowych dostawców, którzy zostali dobrani pod kątem spełnienia kryteriów wpływu na społeczeństwo |
| | SO10 | Znaczący rzeczywisty i potencjalnie negatywny wpływ na społeczeństwo w łańcuchu dostaw oraz podjęte działania |
| mechanizmy skargowe dotyczące wpływu społecznego | SO11 | Liczba skarg dotyczących wpływu na społeczeństwo złożonych, rozpatrzonych i rozwiązanych w ramach formalnych mechanizmów skargowych |
| zdrowie i bezpieczeństwo klientów | PR1 | Procent istotnych kategorii produktów i usług, w przypadku których poddaje się ocenie ich wpływ na zdrowie i bezpieczeństwo w celu poprawy wskaźników |
| | PR2 | Całkowita liczba przypadków niezgodności z regulacjami oraz dobrowolnie stosowanymi kodeksami dotyczącymi wpływu produktów i usług na zdrowie i bezpieczeństwo na każdym etapie cyklu ich życia, w podziale na rodzaj skutków |
| znakowanie produktów i usług | PR3 | Rodzaj informacji o produktach i usługach wymaganych na mocy procedur organizacji oraz procent istotnych kategorii produktów i usług podlegających takim wymogom |
| | PR4 | Całkowita liczba przypadków niezgodności z regulacjami i dobrowolnie stosowanymi kodeksami dotyczącymi informacji i znakowania produktów i usług w podziale na rodzaj skutków |
| | PR5 | Wyniki badań pomiaru satysfakcji klientów |

cd. tabeli 1

| Aspekt | Sygnatura | Objaśnienie |
|--------------------------|-----------|--|
| komunikacja marketingowa | PR6 | Sprzedż produktów zakazanych lub wywołujących kontrowersje |
| | PR7 | Całkowita liczba przypadków niezgodności z regulacjami i dobrowolnie stosowanymi kodeksami dotyczącymi komunikacji marketingowej, w tym reklam, promocji i sponsoringu, w podziale na rodzaj skutków |
| prywatność klienta | PR8 | Całkowita liczba uzasadnionych skarg dotyczących naruszenia prywatności klienta i utraty danych klientów |
| zgodność z regulacjami | PR9 | Kwota istotnych kar z tytułu niezgodności z prawem i regulacjami dotyczącymi dostarczania i użytkowania produktów i usług |

3. STAN OBECNY I PERSPEKTYWY DZIAŁAŃ SPOŁECZNO-ŚRODOWISKOWYCH

Do analizy wybrano trzech potentatów branży wydobywczej w Polsce, reprezentujących różne technologie eksploatacji i surowce. Porównano „środowiskowo – społeczne inicjatywy” następujących spółek LW Bogdanka SA (eksploatacja podziemna, węgiel kamienny), KGHM PM SA (eksploatacja podziemna miedź, srebro) oraz PGE SA (eksploatacja odkrywkowa, węgiel brunatny). Podkreślono rolę i znaczenie tych działań w ramach światowych standardów zintegrowanego raportowania (GRI) dedykowanej branży mining and metal. Swoje rozważania oparto na zintegrowanych raportach za 2015 i 2016 r., dostępnych online. W chwili pisania niniejszego artykułu tylko KGHM posiada dostępny zintegrowany raport za 2017 r., dlatego wyłączono ten rok z porównania.

W wyniku przeprowadzonej analizy raportów zintegrowanych porównano zakres realizacji wskaźników środowiskowych i społecznych przez wybrane spółki górnicze. W raportach zintegrowanych za rok 2016 uwzględnione są odpowiednio wskaźniki:

- środowiskowe: KGHM PM 16 wskaźników, LW BOGDANKA 26, PGE 5 na 34 wskaźniki ogółem zgodnie z wytycznymi GRI,
- społeczne: KGHM PM 16 wskaźników, LW BOGDANKA 30, PGE 8 na 48 wskaźników w czterech podkategoriach,
- branżowe (odnoszące się zarówno do kwestii środowiskowych jak i społecznych) Mining&Metals: KGHM 4 wskaźniki, LW BOGDANKA 11, PGE – brak, na 11 wskaźników. PGE stosuje wskaźniki z obszaru Electric utilities – oznaczone EU.

Porównując raporty zintegrowane analizowanych spółek w latach 2015 i 2016 za-uważono, że w 2016 roku w raportach nie figurowały wskaźniki: E29 (PGE), E9 i E10 (KGHM) które występowały rok wcześniej – kategoria środowiskowa oraz LA11 (PGE), LA12 (KGHM) – kategoria społeczna. Zidentyfikowano również wskaźniki

uzupełnione w 2016, a były to LA5 (KHGM PM), HR2 (PGE), SO8 (KGHM PM), EU28 (PGE), uzupełniony został również wskaźnik branżowy MM6 w raporcie KGHM.

Przedsiębiorcy raportując wskaźniki w przedstawionym zakresie, którego zmiany w oparciu o przywołane zestawienie uznać należy za niewielkie, jednocześnie deklarują swoje zaangażowanie w dbałość o środowisko naturalne. Przykładowo informują o ilości emisji zanieczyszczeń do atmosfery czy o ilości odpadów oraz odprowadzanych ścieków. Zmiany wartości w większości przypadków są niewielkie (Woźniak & Pactwa, 2017). Stąd nie należy spodziewać się znaczących zmian w tym zakresie w niedalekiej przyszłości. Ponadto poddane analizie przedsiębiorstwa w raportach deklarują przeprowadzanie modernizacji funkcjonujących instalacji służących ochronie środowiska oraz podejmowanie nowych inwestycji w tym obszarze. Firmy wydobywcze w raportach zintegrowanych w odniesieniu do działań społecznych informują o prowadzonej działalności filantropijnej. Istotną formą działalności społecznej jest wielowątkowy wolontariat, który zyskuje na atrakcyjności wśród pracowników: PGE „Pomagamy”, LWB Fundacja „Solidarni Górnicy”, Fundacja KGHM PM. Ponadto wszystkie podmioty angażują się w sponsorowanie m.in. miejscowych klubów sportowych. Pracownicy ww. podmiotów uzyskują specjalne świadczenia jak dodatkową opiekę medyczną (wzmacnianie sfery zdrowia), dodatkowe świadczenia emerytalne i in. Tym samym skutki polityki prospołecznej firm odczuwane są zarówno przez grupę pracowników, ich rodziny i społeczność lokalną. Skutkuje to tym, że „odpowiedzialne górnictwo” staje się czymś więcej niż tylko hasłem. Ma szansę na to, by stać się utrwalonym poglądem w świadomości społecznej. Należy jednak zdawać sobie sprawę z tego, że opinia o prowadzeniu działalności górniczej, wiąże się z korzyściami dla regionu, istnieje przede wszystkim na terenach, gdzie eksploatacja jest już prowadzona. Podjęcie eksploatacji kopalin na obszarach perspektywicznych, będzie wiązało się z protestami społecznymi (por. protest „Stop odkrywce” w przypadku złoża węgla brunatnego „Legnica”). Poprawę wizerunku górnictwa mogą zapewnić raporty zintegrowane, pod warunkiem, że będą wiarygodne i łatwo dostępne. Stać się wtedy mogą podstawą do ewentualnych dyskusji i debat.

4. PODSUMOWANIE

Dokonano przeglądu literatury krajowej oraz ogólnej analizy raportów wybranych spółek górniczych i zintegrowanych w łańcuchu energetycznym z branżą wydobywczą, pod kątem publikacji danych niefinansowych w ramach CSR. Skupiono się na dokumentach najnowszych, opisujących działalność spółek w roku 2015 i 2016. Raporty z wcześniejszych lat działalności przedsiębiorstw były uboższe i objętościowo mniejsze. Zawierały jedynie wzmianki na temat zasad GRI i brak w nich było jednoznacznego opisu wskaźników.

Działania w ramach CSR mają na celu poprawę warunków bytowych różnych grup zainteresowanych. Wszystkie analizowane spółki, dzięki podejmowanym działaniom w dziedzinie środowiskowo-społecznej kreują swój pozytywny wizerunek, dzięki ujawnianym danym niefinansowym. W przekonaniu autorów wiedza na temat dodatkowych działań spółek wydobywczych, może przyczynić się do zmiany postrzegania górnictwa przez środowiska nie związane bezpośrednio z funkcjonowaniem zakładu górniczego, zwiększyć lojalność pracowników, interesariuszy i klientów. Podkreślono rolę i znaczenie tych działań w ramach światowych standardów zintegrowanego raportowania (GRI-Global Reporting Initiative) dedykowanych branży górnictwo i metale.

LITERATURA

- BASSEN, A., KOVACS M., 2008, *Environmental, Social and Governance Key Performance Indicators from a Capital Market Perspective*, Zeitschrift für Wirtschafts- und Unternehmensethik, No. 9/2, 182–192.
- BOGACZ P., MIGZA M., 2016, *Environmental management reporting in Polish mining companies in the context of World CSR trends*, E3S Web Conf. Volume 10, 2016 1st International Conference on the Sustainable Energy and Environment Development SEED doi.org/10.1051/e3sconf/20161000058.
- DUBIŃSKI J., TUREK M., WACHOWICZ J., 2007, Hard coal mining and the idea of sustainable development. Proc. Int. Scientific Conference – School Underground Exploitation, Dniepropietrowsk, s. 27–38.
- DUBIŃSKI J., 2013, *Zrównoważony rozwój górnictwa surowców mineralnych*. J. Sust. Min., vol. 12, nr 1 (2013).
- DUTTA S.K., LAWSON, R.A., MARCINKO, D.J., 2010, *Enhancing environmental awareness in future business leaders*, International Journal of Environment and Sustainable Development 9(1/2/3), 181–193.
- Dyrektywa 2014/95/UE Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 22 października 2014 r. zmieniająca dyrektywę 2013/34/UE w odniesieniu do ujawniania informacji niefinansowych i informacji dotyczących różnorodności przez niektóre duże jednostki oraz grupy, <http://eur-lex.europa.eu/legal-content/PL/TXT/PDF/?uri=CELEX:32014L0095&from=PL>.
- GRI G4 M&M Sector Disclosures Mining and Metals, (Online), <https://www.globalreporting.org/resource/library/GRI-G4-Mining-and-Metals-Sector-Disclosures.pdf> (dostęp online 08.2018).
- JONEK-KOWALSKA I., 2016, *Koncepcja zrównoważonego rozwoju jako wyzwanie dla polskich przedsiębiorstw górniczych*, Zeszyty Naukowe PŚI., seria: Organizacja i Zarządzanie z. 95, nr kol. 1961.
- KASZTELEWICZ Z., PTAK M., 2009, *Wybrane problemy zabezpieczania złóż węgla brunatnego w Polsce dla odkrywkowej działalności górniczej*, Polityka energetyczna, tom 12, zeszyt 2/2, 263–276.
- KOZIOŁ W., MACHNIAK Ł., 2011, *Podwodne kopanie. Rozwój technologii wydobycia kruszyw żwirowo-piaskowych spod wody*, SiMB nr 3/2011.
- KULCZYCKA J., WIRTH H., 2010, *Społeczna odpowiedzialność w strategiach firm górniczych w Polsce*, Zeszyty Naukowe Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, nr 79, 147–157.
- PACTWA K., WOŹNIAK J. 2017, *Environmental reporting policy of the mining industry leaders in Poland*, Resources Policy 53, 201–207. doi:10.1016/j.resourpol.2017.06.008.

- REMLEIN M. 2016, *Koszty i korzyści prezentowania dokonań przedsiębiorstwa społecznie odpowiedzialnego w zintegrowanym sprawozdaniu*, Zeszyty Naukowe PCz. Zarządzanie nr 23, t. 2, 51–59. DOI: 10.17512/znpcz.2016.3.2.05
- SZYMKIEWICZ A., FRAŚ A., PRZYSTAŚ R., 2010, *Zrównoważony rozwój górnictwa węgla kamiennego w Południowym Koncernie Węglowym S.A.*, Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 6(190).
- Ustawa z dnia 15 grudnia 2016 r. o zmianie ustawy o rachunkowości, Dz.U.2017.61.
- WOŹNIAK J., 2017, *Poziom wykorzystania wytycznych w zakresie zintegrowanego raportowania danych ES(G) w branży wydobywczej i pionowo zintegrowanych podmiotów działających w energetycznym łańcuchu wartości w Polsce*, Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN, nr 97, s. 189–200.
- WOŹNIAK J., 2018, *Dobre praktyki raportowania danych niefinansowych podmiotów zintegrowanych pionowo w energetycznym łańcuchu wartości*, POLITYKA ENERGETYCZNA – ENERGY POLICY JOURNAL 2018, tom 21, zeszyt 1, 143–154.
- WOŹNIAK J., PACTWA K., 2017, *Environmental Activity of Mining Industry Leaders in Poland in Line with the Principles of Sustainable Development*, Sustainability 2017, 9, 1903; doi:10.3390/su9101903.
- WOŹNIAK J., PACTWA K., 2018, *Responsible Mining—The Impact of the Mining Industry in Poland on the Quality of Atmospheric Air*, April 2018, Sustainability 10(4) doi: 10.3390/su10041184.

SOCIAL RESPONSIBILITY OF THE MINING INDUSTRY –
– CURRENT AFFAIRS AND PERSPECTIVE

Mining activity affects the natural environment and society. In social terms, we distinguish many groups of stakeholders related to the operation of mining plants, including employees, investors, clients or local communities. The scope of influence, in accordance with Directive 2014/95 / EU, is reported and made public by entrepreneurs who meet the requirements set out in the regulation. Sustainability Reports prepared in accordance with GRI guidelines (Global Reporting Initiative - G4) contain a description and values of indicators classified into the following categories: environmental and social (subcategories: practices of employment and decent work, human rights, society, product liability). The systematic data allows us to compare the effects of activities of various companies exploiting and processing minerals over the years. This article describes the scope of activities of corporations operating in Poland (in area of underground and opencast mining) and non-financial data presented by them. The scope and method of reporting were analyzed, as well as an attempt to assess them, perspectives and directions of changes.

Anna SZOSTAK-CHRZANOWSKI

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

Adam CHRZANOWSKI

University of New Brunswick

Ewa WARCHALA

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

ZWIĘKSZENIE BEZPIECZEŃSTWA DZIAŁALNOŚCI GÓRNICZEJ POPRZEZ ZINTEGROWANIE POMIARÓW MONITORUJĄCYCH Z METODĄ ELEMENTÓW SKOŃCZONYCH WYZNACZANIA DEFORMACJI GÓROTWORU

1. WPROWADZENIE

Każdy inżynierski lub naturalny obiekt, gdy jest poddany obciążeniu ulega odkształceniu i/lub może podlegać przemieszczeniu. W przypadku, gdy odkształcenie, jego prędkość i/lub przyspieszenie przekraczają wartości krytyczne, obiekt jest narażony na zniszczenie. Krytyczne wartości określone są na podstawie kryteriów zniszczeniowych, które mogą być wyznaczone stosując wzory empiryczne lub zasady mechaniki ciała ciągłego. Odpowiednio zaprojektowane pomiary monitorujące deformacje zapewniają uzyskanie informacji o nowym stanie przemieszczenia i odkształcenia. Informacje te można następnie wykorzystać do wczesnego ostrzegania przed nieuchronnym zniszczeniem monitorowanego obiektu, jak zapory, mosty, kopalnie odkrywkowe, usypiska i podziemne wyrobiska. W ostatnich latach w związku z budową coraz większych obiektów jak zapory wodne, których wysokość może osiągać powyżej 100 m, dużych zapór poflotacyjnych odpadów górniczych, zwiększenia głębokości kopalni odkrywkowych osiągających nawet 1000 m, budowy wielopoziomowych głębokich kopalni podziemnych dramatycznie zwiększyły zapotrzebowanie na rozwój nowych systemów monitorowania i ich szersze zastosowanie. Także wymogi ekonomiczne wpływają na odzyskiwanie zasobów pozostawionych w filarach ochronnych. Automatyzacja, integracja różnego rodzaju czujników pomiarowych, ciągłe w czasie gromadzenie danych, zwiększona dokładność i niezawodność systemów monitorowania, a także zintegrowana analiza deformacji i interpretacja fizyczna są kluczowymi parametrami w zwiększeniu ekonomicznej efektywności z równoczesnym zachowaniem odpowiedniego bezpieczeństwa działalności inżynierskiej.

Opracowanie nowych systemów monitorowania i analizy deterministycznej modelowania i prognozowania deformacji strukturalnych i górotworu stosując *metodologię zintegrowanej analizy* jest rozwijane we współpracy pomiędzy Politechniką Wrocławską i Kanadyjskim Centrum Inżynierii Geodezyjnej (CCGE) na Uniwersytecie w New Brunswick. Niektóre z ważniejszych obejmują: opracowanie oprogramowania ALERT do w pełni zautomatyzowanego i ciągłego monitorowania deformacji za pomocą systemów wieloczujnikowych, ulepszenie i pełna automatyzacja technik monitorowania geodezyjnych i geotechnicznych, wykorzystanie wyników monitorowania do weryfikacji deterministycznych modeli deformacji oraz do nowego podejścia do projektowania wieloczujnikowego monitorowania w oparciu o deterministyczne modelowanie deformacji z wykorzystaniem metody elementów skończonych (MES).

Jednym z ważniejszych zastosowań *zintegrowanej analizy* jest wyznaczanie i prognozowanie osiadania powierzchni górotworu, wywołanego podziemną eksploatacją górniczą (Szostak-Chrzanowski, 2011). Innym bardzo istotnym problemem jest wyznaczanie deformacji, odkształceń i naprężeń w filarach ochronnych szybów. Metody prognozowania deformacji powierzchni na terenach górniczych można podzielić na empiryczne i deterministyczne; empiryczne mogą być zastosowane do prognozowania osiadania powierzchni terenu w przypadku, gdy dysponuje się długoletnimi pomiarami geodezyjnymi, które służą do wyznaczenia empirycznych parametrów, np. kąta rozproszenia wpływów i współczynnika eksploatacji. Najbardziej rozpowszechnioną metodą empiryczną, stosowaną w Polsce do prognozowania deformacji powierzchni terenu, jest metoda oparta na teorii Knothe'go (Knothe, 1984). Jedną z podstawowych różnic pomiędzy metodą empiryczną i deterministyczną jest założenie warunków brzegowych. W metodzie Knothe'go warunki brzegowe zakładające zerowy stopień swobody są przyjęte na głębokości odpowiadającej głębokości eksploatacji górniczej. Założenie to powoduje, że wyznaczone deformacje wewnątrz górotworu, np. w szybie nie są poprawne. Metoda deterministyczna pozwala na założenie warunków brzegowych w taki sposób, że ich położenie nie wpływa na wyznaczenie deformacji na powierzchni i wewnątrz górotworu. Dodatkowo metoda empiryczna nie ma zastosowania do wyznaczania naprężeń w górotworze.

2. ZINTEGROWANA ANALIZA I INTERPRETACJA FIZYCZNA DEFORMACJI

Analiza deformacji dowolnego typu obiektu obejmuje analizę geometryczną i interpretację fizyczną. Analiza geometryczna opisuje zmianę kształtu i wymiarów monitorowanego obiektu, a także jego ruch, czyli przemieszczenie i obrót. Ostatecznym celem analizy geometrycznej jest określenie pól przemieszczenia i odkształcenia w przestrzeni i w czasie. Metoda analizy geometrycznej zwana *Uogólnioną metodą analizy odkształceń geometrycznych* (Chen, 1983; Chrzanowski i in., 1983) pozwala na równoczesną analizę wszelkiego rodzaju obserwacji (geodezyjnych i geotechnicz-

nych), nawet jeśli są rozproszone w przestrzeni i czasie. Pole przemieszczenia uzyskuje się przez iteracyjne dopasowanie metodą najmniejszych kwadratów odpowiedniej funkcji przemieszczenia do zmierzonych wielkości odkształcenia (Chrzanowski, 1993). Interpretacja fizyczna polega na opisanu zależności między czynnikami obciążenia a deformacjami, które wywołały te czynniki i dzieli się na metody statystyczną, wyznaczającą korelację pomiędzy obserwowanymi odkształceniami i obciążeniami lub deterministyczną, która wykorzystuje obciążenia, właściwości geomechaniczne materiału i relacją konstytutywną opisującą stosunek naprężenie-odkształcenie. *Zintegrowana analiza deformacji* polega na korelacji geometrycznego i fizycznego modelu. Porównując geometryczny model deformacji uzyskany z pomiarów geodezyjnych z deformacjami uzyskanymi z modelu deterministycznego, można określić rzeczywisty mechanizm deformacji (Chrzanowski i in., 1994) i/lub zweryfikować projektowane parametry geomechaniczne (Chrzanowski i in., 2002). Zintegrowana analiza może również wyjaśnić przyczyny deformacji w przypadku nieprawidłowego zachowania się badanego obiektu. Tak więc rola monitoringu geodezyjnego jest znacznie szersza niż jedynie jako system ostrzegawczy. Ostatecznym celem deterministycznego modelowania deformacji jest opracowanie modelu prognozy deformacji. Po opracowaniu modelu prognozy można go następnie wykorzystać do zaprojektowania systemu monitorowania.

Deterministyczna analiza deformacji oparta jest na mechanice ciała ciągłego – głównym problemem jest rozwiązywanie równań różniczkowych równowagi sił. W wielu przypadkach rozwiązania równań metodą rozwiązania ścisłego może być trudne lub niemożliwe do uzyskania. W związku z tym stosuje się metody numeryczne, jak metoda elementów skończonych (MES). Podstawową koncepcją metody elementów skończonych jest to, że analizowany obiekt jest zastąpiony zbiorem pojedynczych małych elementów o skończonych wymiarach, które są połączone tylko w węzłowych punktach tych elementów (Zienkiewicz & Taylor, 1989). Dla każdego elementu ustalić można zależność między obciążeniami działającymi w węzłach i zmiennymi pola przemieszczeń lub odkształceń. Najbardziej poważnym problemem przy deterministycznym modelowaniu i prognozowaniu deformacji górotworu jest wyznaczenie *in situ* parametrów mechanicznych i modelu zachowania się górotworu. Wyznaczanie parametrów skał przeważnie opiera się na badaniach laboratoryjnych. W celu wyznaczenia wartości geomechanicznych górotworu *in situ* na podstawie wartości laboratoryjnych skał należy stosować techniki skalowania, oparte na rozkładzie naprężeń w górotworze *in situ* i na systemach klasyfikacji, ponieważ w czasie postępu eksploatacji górniczej następuje zmiana stanu naprężenia górotworu, którą należy uwzględnić w wartościach parametrów skalowania na różnych etapach działalności górniczej w modelowaniu deformacji. Także zmiana stanu naprężenia musi być uwzględniona w opisie zachowania się górotworu poprzez wybór odpowiedniej macierzy konstytutywnej (Szostak-Chrzanowski & Chrzanowski, 2011).

Poprawne przeprowadzenie *zintegrowanej analizy* deterministycznego modelowania i monitorowania jest kompleksowym problemem i wymaga dużego doświadczenia z zakresu geomechaniki i geodezji. Pokazane to jest na podstawie przeprowadzonych badań przez autorów w zakresie analiz osiadania powierzchni spowodowanego działalnością górnictwem (Chrzanowski & Szostak-Chrzanowski, 2004), deformacji szybów w filarach ochronnych (Szostak-Chrzanowski & Warchała, 2015) oraz modelowania deformacji dużych zapór ziemnych (Szostak-Chrzanowski i in., 2005). W analizach górotworu zastosowano podejście *dużej skali*, które charakteryzuje się wprowadzeniem pojęcia równoważnych właściwości materiału (Szostak-Chrzanowski & Chrzanowski, 2010). W analizie *dużej skali* badany obiekt traktowany jest jako jednorodny lub jako zbudowany z bloków w przypadku nieciągłości materiału, np. uskoków geologicznych (Chrzanowski & Szostak-Chrzanowski, 1985). Podejście do modelowania deformacji górotworu opiera się na *metodzie S-C* (Szostak-Chrzanowski i in., 2005). Metoda ta została opracowana w celu modelowania zachowania skał kruchych i ewaporytów. W przypadku skał kruchych górotwór modelowany jest jako materiał nieprzenoszący naprężeń rozciągających. W przypadku ewaporytów zakłada się, że górotwór ma charakterystykę cieczy nienewtonowskiej (Szostak-Chrzanowski & Chrzanowski, 2011). Zachowanie materiału ziemnego, np. w modelowaniu zapór ziemnych, jest opisane za pomocą nieliniowego hiperbolicznego modelu.

3. PROJEKTOWANIE GEODEZYJNYCH POMIARÓW DEFORMACJI

3.1. KRYTERIA PROJEKTOWANIA

Projekt monitorowania powinien opierać się na dobrym zrozumieniu procesu fizycznego, który prowadzi do deformacji. Projekt monitorowania wymaga podjęcia decyzji dotyczących rodzaju, lokalizacji, gęstości i dokładności czujników monitorujących. Lokalizacja czujników lub tarcz celujących uwzględniać musi punkty, w których spodziewane są maksymalne lub krytyczne odkształcenia (Chrzanowski, 1993). Dokładność dla większości odkształcalnych obiektów na terenach górniczych wymaga dokładności rzędu kilku milimetrów. W celu modelowania prognozowanych odkształceń, pomiary monitorujące powinny dostarczać trójwymiarowych informacji, czyli przemieszczeń pionowych i poziomych. W zależności od spodziewanej szybkości przemieszczeń pomiary monitorujące powinny być powtarzane w odstępach czasu od jednego roku do ciągłych w czasie zautomatyzowanych pomiarów w kopalniach odkrywkowych.

3.2. WYBÓR TECHNIKI MONITOROWANIA

Pomiary deformacji mogą być przeprowadzane technikami geodezyjnymi (naziemne i przestrzenne) oraz geotechniczno-strukturalnymi, np. pochyłościomierze, ekstenso-

metry, tensometry. Spośród dostępnych technik geodezyjnych i geotechnicznych istnieje bardzo niewiele, jeśli w ogóle – czujników, mogących w pełni spełnić powyższe kryteria trójwymiarowego monitorowania jako zupełnie samodzielny system. Dlatego w większości przypadków różne techniki muszą być połączone w zintegrowany system monitorowania. Wśród technik geodezyjnych, najlepsze w pełni zautomatyzowane i ciągłe trójwymiarowe monitorowanie można osiągnąć przy użyciu precyzyjnych tachimetrów (*robotic total stations – RTS*) z automatycznym rozpoznawaniem celu w połączeniu z satelitarnym *Global Positioning System GPS*. W razie potrzeby GPS może zostać wzbogacony o pseudolity (naziemne generatory sygnałów GPS) lub inne satelitarne systemy pozycjonowania. Tradycyjna niwelacja geodezyjna nadal odgrywa ważną rolę, szczególnie w pomiarach pionowych przemieszczeń powierzchni na terenach górniczych kopalń podziemnych. Inne, nowe techniki geodezyjne, obejmują skanery laserowe, interferometryczny radar z aperturą syntetyczną (InSAR) i fotogrametrię cyfrową. Mają jednak wiele ograniczeń, które nadal wymagają dalszych ulepszeń. Na przykład InSAR dostarcza tylko jednowymiarowej informacji o przesunięciach powierzchni w kierunku linii nakierowania radaru. InSAR ma również inne ograniczenia (Chen i in., 2000). Natomiast technologia naziemnego InSAR (Pieraccini i in., 2006) daje znaczną poprawę w ciągłym monitorowaniu stromych skarp i zboczy, np. w kopalniach odkrywkowych. Wszystkie omawiane techniki geodezyjne podatne są na skutki zmian warunków atmosferycznych (zmiany gęstości powietrza w wyniku zmian temperatury, wilgotności i ciśnienia barometrycznego) powodujące: w przypadku optycznych pomiarów kierunku, zmienne załamanie (refrakcje) światła wzdłuż linii nacelowania, w przypadku elektromagnetycznych pomiarów odległości – błędy spowodowane zmienną prędkością propagacji fal elektromagnetycznych oraz w przypadku GPS – opóźnienie troposferyczne, które powoduje błędy w przypadku dużych różnic wysokości między odbiornikami (Bond i in., 2005). Istnieje wiele przyrządów geotechnicznych wyposażonych w przetworniki elektromechaniczne (Dunnicliff, 1988), które mogą być łatwo zaadaptowane do ciągłego monitorowania i telemetrycznego zbierania danych. Instrumenty geotechniczne są przeważnie wbudowane w badany obiekt na czas trwania projektu monitorowania. Przyrządy te dostarczają tylko bardzo zlokalizowanych informacji o wybranym elemencie deformacji, np. tylko lokalne pochylenie, gdy użyty jest pochylomierz lub lokalne rozciągnięcie w jednym kierunku, gdy stosuje się tensometr. Pomiaru geodezyjne i geotechniczne uzupełniają się wzajemnie i najlepiej jeśli są stosowane razem, tworząc zintegrowany system monitorowania.

3.3. UWZGLĘDNIENIE WPLYWU REFRAKCJI ATMOSFERYCZNEJ NA POMIARY GEODEZYJNE

Błąd nacelowania powodowany przez refrakcję atmosferyczną jest funkcją gradientu temperatury dT/dL , występującego w poprzek linii nacelowania. Gdy gradient

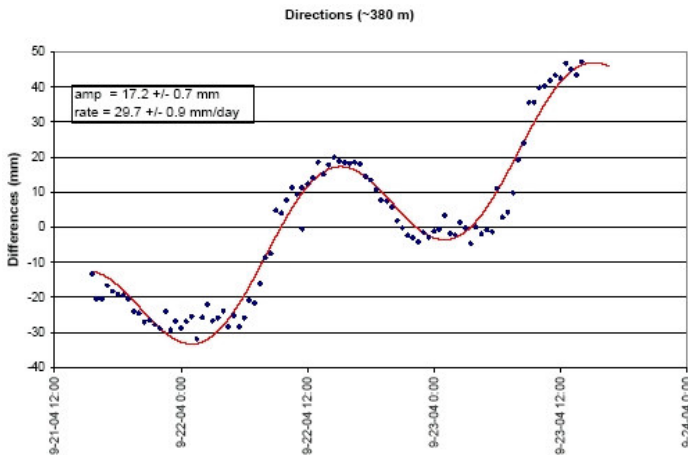
temperatury jest jednorodny wzdłuż całej linii, wtedy wpływ refrakcji e można w przybliżeniu obliczyć ze wzoru (Chrzanowski, 1993):

$$e = \frac{3,9 \cdot P \cdot s^2 \cdot 10^{-5}}{T^2} \cdot \frac{dT}{dL}$$

gdzie:

- s – długość [m],
- P – ciśnienie barometryczne [mbar],
- T – temperatura bezwzględna [°K],
- dT/dL – gradient temperatury występujący na linii celowania [°C/m].

Na przykład w warunkach atmosferycznych wynoszących 1013 mbar i 20 °C, na długości ponad 1000 m, jednorodna zmiana gradientu temperatury z nocy na dzień wynosząca jedynie 0,1 °C/m spowodowałaby ponad 4 cm zmianę wyznaczonej pozycji celowania. Przeprowadzone badania na podstawie pomiarów RTS w dwóch dużych odkrywkowych kopalniach miedzi w Chile i zachodniej Kanadzie (Chrzanowski & Wilkins, 2006) oraz na dużej zaporze ziemnej w Kalifornii (Duffy i in., 2001) wskazują, że gradienty temperatury w odległości dwóch metrów od powierzchni narażonej na nasłonecznienie mogą się zmieniać o 2 °C /m lub więcej pomiędzy nocą a dniem. Wskutek dziennych zmian nasłonecznienia, obserwacje ulegają cyklicznym zmianom. Na rysunku 1 pokazano typowe, cykliczne zmiany linii celowej obserwacji kierunku na odległości 800 m wzdłuż zbocza w odkrywkowej kopalni miedzi w Chile.



Rys. 1. Typowe zmiany cykliczne obserwacji kierunku wzdłuż zbocza kopalni odkrywkowej
Fig. 1. Typical cyclic changes of direction measurements

Przeprowadzone badania wykazały, że skutki refrakcji są znacznie większe, gdy duże gradienty temperatury występują w pobliżu RTS, a nie gdy występują bliżej celu. Jest to ważne kryterium, które należy wziąć pod uwagę przy projektowaniu lokalizacji instrumentów monitorujących. Okresowe, cykliczne efekty refrakcji można

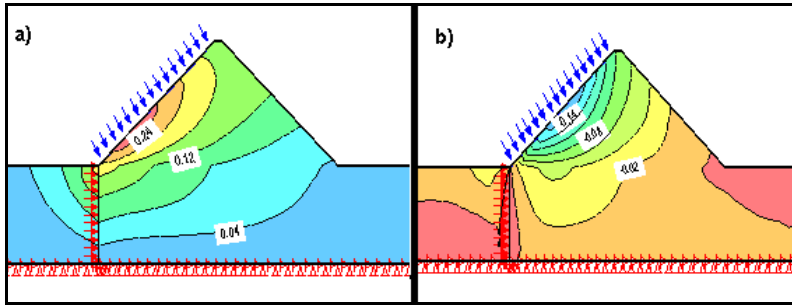
znacznie zminimalizować przez uśrednianie wyników otrzymanych o różnych porach dnia. Alternatywnie, należy próbować modelować i przewidywać cykliczne efekty refrakcji w funkcji pory dnia w oparciu o poprzednie dane obserwacyjne. Zmiany warunków atmosferycznych powodują znacznie mniejsze błędy w pomiarach odległości niż w obserwacjach kierunków. Na przykład zmiana temperatury powietrza o 1 °C powoduje zmianę odległości tylko o około 1 ppm (mm/km). Tak więc projekt geodezyjnego schematu monitorowania powinien w większym stopniu opierać się na obserwacjach odległości niż na pomiarach kierunków.

3.4. IDENTYFIKACJA NIESTAŁYCH PUNKTÓW ODNIESIENIA

W pomiarach odkształceń na etapie procesowania danych konieczna jest weryfikacja stałości punktów odniesienia. Pominięcie tego procesu prowadzi do błędnej interpretacji wyników pomiaru deformacji. Proces weryfikacji punktów stałych jest przeprowadzany metodologią opartą na *iteracyjnej ważonej transformacji podobieństwa* (IWST) przemieszczeń di (Chen i in., 1990). Wagi poszczególnych składników przemieszczeń są odwrotnie proporcjonalne do wartości bezwzględnej samego składnika. Transformacja jest procesem iteracyjnym, który jest powtarzany, aż kolejne iteracje osiągną wybrane kryterium zbieżności i spełni się warunek, że $\sum |di| = \min$.

3.5. UŻYCIENIE WYNIKÓW PROGNOZOWANIA DO PROJEKTOWANIA POMIARÓW MONITORUJĄCYCH

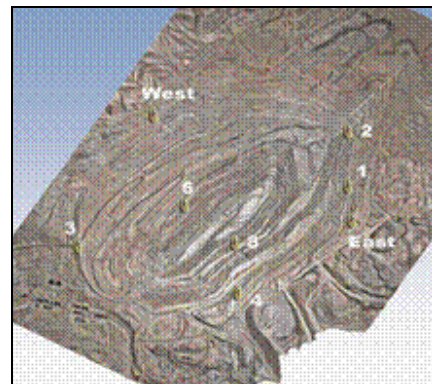
Jako zastosowanie modelowania deterministycznego w projektowaniu monitorowania podano przykład zapory ziemnej z płaszczem betonowym (CFRD) o wysokości 75 m, spoczywającej na ziemnej podstawie o grubości 60 m. Rysunek 2 pokazuje wyznaczone poziome i pionowe przemieszczenia spowodowane wypełnieniem zbiornika wodą (Szostak-Chrzanowski & Massiera, 2006). Jak można zauważyć na podstawie obliczonych przemieszczeń, największe przesunięcia występują na nawodnionym zboczu powierzchni zapory. Jest to najważniejszy obszar do monitorowania odkształceń w tego rodzaju zaporach. Ponieważ powierzchnia znajduje się pod wodą, schemat monitorowania należy zaprojektować w taki sposób, aby instrumenty geotechniczne, takie jak światłowodowe mierniki odkształceń i pochyłomierze, były wbudowane w płytę betonową. Resztę zapory można monitorować metodami geodezyjnymi, na przykład za pomocą zautomatyzowanych tachimetrów i GPS. Oprócz użycia pomiarów geodezyjnych muszą być również stosowane różne inne czujniki geotechniczne, na przykład piezometry, mierniki przepływu i inne. Ostateczne szczegóły projektu, w tym gęstość oprzyrządowania, wymagania dotyczące dokładności i częstotliwość obserwacji, powinny zostać ustalone pomiędzy specjalistami geotechnicznymi i geodezyjnymi.



Rys. 2. Przesunięcia (m) po zakończeniu napełniania zbiornika (a) poziome (b) pionowe
 Fig. 2. Displacements (m) after filling up reservoir (a) horizontal, (b) vertical

3.6. AUTOMATYZACJA POMIARÓW MONITORUJĄCYCH

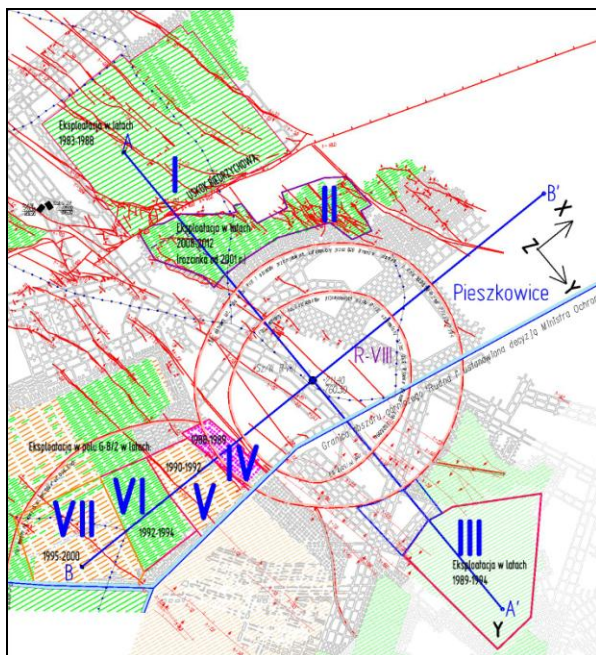
System ALERT opracowany w Kanadzie przez CCGE (Wilkins i in., 2003), system GEOMOS i szwajcarski Leica są najpopularniejszymi w pełni zautomatyzowanymi systemami monitorowania. ALERT może pracować jako samodzielny, w pełni zautomatyzowany system monitorowania używając zautomatyzowanych tachimetrów (RTS) lub współpracując z odbiornikami GPS jako hybrydowy system RTS/GPS. W tym przypadku GPS służy do kontrolowania i wyznaczania pozycji RTS względem odległych punktów odniesienia. Unikatową zaletą ALERT-u jest automatyczne wyznaczanie niestabilnych punktów odniesienia. Rysunek 3a pokazuje stanowisko ALERT-u w drugiej co do wielkości na świecie kopalni odkrywkowej miedzi Chuquicamata w Chile (średnica 4 km i głębokość 1000 m). Do monitorowania użyto 8 stanowisk RTS/GPS w celu zmniejszenia odległości nacelowania. Rysunek 3b pokazuje rozmieszczenie RTS-ów w kopalni.



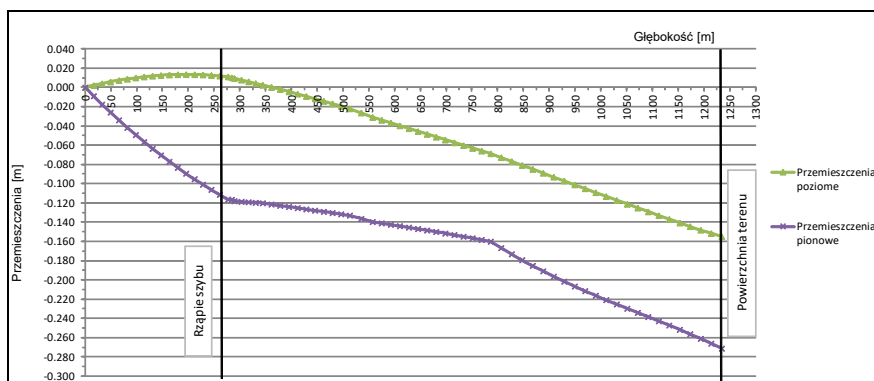
Rys. 3. Kopalnia Chuquicamata a) stanowisko RTS/GPS, b) rozmieszczenie RTS-ów
 Fig. 3. Chuquicamata mine a) RTS/GPS shelter, b) Localization of RTS stations

4. PRZYKŁAD ZINTEGROWANEJ ANALIZY DEFORMACJI

Przykładem zastosowania zintegrowanej analizy było badanie zachowania się górotworu w obszarze filaru ochronnego szybu w kopalni podziemnej Rudna KGHM Polska Miedź SA (Warchała & Szostak-Chrzanowski, 2016).



Rys. 4. Szkic sytuacyjny z położeniem obiektu i przekrojów AA' i BB'
Fig. 4. Locations of cross-sections AA' and BB'



Rys. 5. Przemieszczenia pionowe i poziome wzdłuż osi szybu
Fig. 5. Vertical and horizontal displacements along shaft axis

Zostały wykorzystane wyniki pomiarów geodezyjnych do weryfikacji parametrów metody górniczej. Weryfikacja parametrów geomechanicznych została wykonana dla siedmiu pól eksploatacji górniczych prowadzonych wokół filaru ochronnego (rys. 4). W granicach terenu górniczego prowadzone były geodezyjne pomiary obniżeń i przemieszczeń poziomych na powierzchni. Zostały przeprowadzone analizy MES w dwóch przekrojach AA' i BB'. Wyznaczone MES przemieszczenia poziome i pionowe w osi szybu przedstawiono na rysunku 5.

6. WNIOSKI

Zintegrowana analiza deformacji polegająca na fuzji wyników monitorowania oraz deterministycznego modelowania wpływa na poprawność projektowania pomiarów monitorujących oraz na interpretację fizyczną deformacji górotworu lub konstrukcji budowlanej. Opracowanie zintegrowanych systemów monitorowania, w których dwa rodzaje pomiarów uzupełniają się wzajemnie, zwiększa niezawodność tych systemów. Zintegrowana analiza z wykorzystaniem metody MES wzmacnia kalibrację *in situ* parametrów geomechanicznych górotworu i pozwala na poprawną prognozę deformacji oraz naprężeń w analizowanym obiekcie.

LITERATURA

- BOND J, CHRZANOWSKI A., WILKINS F., 2005, *Using GPS for Augmenting Deformation Monitoring Systems in Open Pit Mines – Problems and Solutions*, Geomatica, 59(1), 73–82.
- CHEN YQ., 1983, *Analysis of deformation surveys – A generalised method*, Dep. of Geodesy and Geomatics Engineering, Technical Report, No. 94, University of New Brunswick, Canada.
- CHEN YQ., CHRZANOWSKI A., SECORD JM., 1990, *A strategy for the analysis of the stability of reference points in deformation surveys*, CISM Journal, 44(2), 141–149.
- CHEN YQ., ZHANG G., DING X., LI Z., 2000, *Monitoring Earth Surface Deformations with InSAR Technology: Principle and Some critical Issues*, Journal of Geospatial Engineering 2(1), 3–21.
- CHRZANOWSKI A., 1993, *Modern Surveying Techniques for Mining and Civil Engineering*, Chap. 33 in: *Comprehensive Rock Engineering* (Pergamon Press, Oxford, New York), 3, 773–808
- CHRZANOWSKI A., CHEN YQ., SZOSTAK-CHRZANOWSKI A., 1983, *Use of the Finite Element Method in the Design and Analysis of Deformation Measurements*, Proc FIG-XVII, Congress, Sofia, Bulgaria, June 19–28, Paper No. 611.1.
- CHRZANOWSKI A., CHEN YQ., SZOSTAK-CHRZANOWSKI A., OGUNDARE J., 1994, *Separability of Combined Deterministic and Geometrical Models of Deformation*, Proc. XX-th International Congress FIG, Melbourne, Australia, March 5–12, paper No. 652.1.
- CHRZANOWSKI A., SZOSTAK-CHRZANOWSKI A., 1985, *Finite Element Modeling of Ground Movement over Steeply Inclined Coal Seam*, Proc. 6-th International Conference on Mine Surveying, Harrogate, England, 9–13 September, 709–718.
- CHRZANOWSKI A., SZOSTAK-CHRZANOWSKI A., 2004, *Physical Interpretation of Ground Subsidence Surveys - A Case Study*. Journal of Geospatial Engineering, Hong Kong Inst. of Engineering Surveyors, 21–29.

- CHRZANOWSKI A., SZOSTAK-CHRZANOWSKI A., MASSIÉRA M., WHITTAKER C., 2002, *Monitoring and Numerical Modelling of Deformations of Large Dams – a Case Study*, Journal of Technical Sciences, Publisher University of Warmia and Mazury, Olsztyn, 47–60.
- CHRZANOWSKI A., WILKINS R., 2006, *Accuracy Evaluation of Geodetic Monitoring of Deformations in Large Open Pit Mines*, Proc. 3rd IAG Symposium on Geodesy for Geotechnical and Structural Engineering and 12-th FIG Symposium on Deformation Measurements, eds. H. Kahmen and A. Chrzanowski, Baden, Austria, May 21–24, CD ROM.
- DUFFY M., HILL C., WHITAKER C., CHRZANOWSKI A., LUTES J., BASTIN G., 2001, *An automated and integrated monitoring program for Diamond Valley Lake in California*, Proc. 10th Int. Symp. on Deformation Measurements (Metropolitan Water District of S. California), Orange, CA, March 19–22, K-1 to K-8 Available at <http://rincon.gps.caltech.edu/FIG10sym/>.
- DUNNICLIFF J., 1988, *Geotechnical Instrumentation for Monitoring Field Performance*, John Wiley & Sons, New York, Toronto, 577.
- KNOTHE S., 1984, *Prognozowanie Wpływów Eksploatacji Górniczej*, Śląsk.
- PIERACCINI M., LUZI G., MECATTI D., NOFERINI L., MACALUSO G., ATZENI C., 2006, *Ground Based Radar Interferometry for Monitoring Unstable Slopes*, Proc. 3rd IAG / 12th FIG Symposium on Deformation measurements, eds. H. Kahmen and A. Chrzanowski, Baden, May 22–24, CD ROM.
- SZOSTAK-CHRZANOWSKI, A., CHRZANOWSKI A., 2010, *Introduction to Modeling of Rock Strata Deformation*, ISBN 978-1-55131-143-2, Published by UNB, 225.
- SZOSTAK-CHRZANOWSKI, A., CHRZANOWSKI A., 2011, *Challenges of Deterministic Modeling of Ground Subsidence in Complex Geological and Mining Conditions*, Schriftenreihe des Institutes für Markscheidewesen und Geodasie an der Technischen Universität Bergakademie Freiberg, 11-th Geomatischer Tag, eds. I. Niemeyer, A. Sroka and R. Wittenburg, Freiberg, Germany.
- SZOSTAK-CHRZANOWSKI A., CHRZANOWSKI A., MASSIÉRA M., 2005, *Use of Geodetic Monitoring Measurements in Solving Geomechanical Problems in Engineering and Geosciences*, Engineering Geology 70(1–2), *Application of Geodetic Techniques in Engineering Geology*, eds. S. Stiros and A. Chrzanowski, June 3, 3–12.
- SZOSTAK-CHRZANOWSKI A., MASSIÉRA M., 2006, *Relation between Monitoring and Design Aspects of Large Earth Dams*, Proc. 3rd IAG Symposium on Geodesy for Geotechnical and Structural Engineering and 12-th FIG Symposium on Deformation Measurements, eds. H. Kahmen and A. Chrzanowski, Baden, Austria, May 21–24, CD ROM.
- SZOSTAK-CHRZANOWSKI, A., WARCHALA E., 2015, *Model odkształceń górotworu w rejonie filara ochronnego szybu w skrupowanych warunkach eksploatacji górniczej*, Proc. III International Congress of Copper Mining, Lubin, Poland, 16–19 September, 45–56.
- WARCHALA E., SZOSTAK-CHRZANOWSKI A., 2016. *Analiza deformacji górotworu w filarach ochronnych szybów górniczych*, ISBN 978-83-942205-6-3, PWr, Wrocław, 2016, 167.
- WILKINS R., CHRZANOWSKI A., BASTIN G., 2003, *ALERT – A fully automated real time monitoring system*, Proc. 11th International (FIG) Symposium on Deformation Measurements, (ed. S. Stiros, Patras University, Greece), Santorini, Greece, May 25–28, 209–216.
- ZIENKIEWICZ OC., TAYLOR RL., 1989, *The Finite Element Method*, 4th ed. McGraw Hill, London.

INCREASE OF SAFETY OF MINING ACTIVITY THROUGH INTEGRATION OF MONITORING AND FEM RESULTS

The *integrated deformation analysis* based on the fusion of monitoring and deterministic modeling results improves the design of monitoring measurements and has an influence on the physical interpretation of the deformations of the rock mass. The development of integrated monitoring systems, in which geodetic and geotechnical monitoring surveys complement each other, increases the reliability of these systems. The integrated analysis using the FEM strengthens the *in situ* calibration of the geomechanical parameters of the rock mass and allows for the correct prediction of deformations and stresses in the analyzed object.

Jarosław WAJS, Damian KASZA

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

Aleksander KOWALSKI

Uniwersytet Wroclawski, Instytut Nauk Geologicznych

PRZYKŁADY WYKORZYSTANIA WYBRANYCH NOWOCZESNYCH TECHNIK GEODEZYJNYCH W BADANIACH PROCESÓW GEODYNAMICZNYCH

1. WPROWADZENIE

Zespół autorów od kilku lat współpracuje w obszarze wspólnych badań nad wykorzystaniem aktywnych i pasywnych sensorów pomiarowych w analizach zjawisk geodynamicznych (związanych z aktywnością tektoniczną, powstawaniem osuwisk i aktywnością górniczą) oraz w celu modelowania 3D obiektów podziemnych. W ramach badań prowadzone są podstawowe pomiary strukturalne jak i wykorzystywane są najnowocześniejsze technologie pomiarowe. W pracach integrowane są techniki naziemnego skaningu laserowego TLS (*Terrestrial Laser Scanning*), w tym technologia SLAM (*Simultaneous Localization and Mapping*), bezzałogowych systemów latających UAS (*Unmanned Aircraft System*) oraz dane pochodzące z sensorów tele-detekcji aktywnej i pasywnej.

2. MOTYWACJA

Nowoczesne geodezyjne techniki pomiarowe pozwalają na uzyskanie wysokorozdzielczych danych wejściowych do dalszych analiz. W wyniku zastosowania zobrażeń fotogrametrycznych, jako techniki pasywnej pomiaru, uzyskiwana jest geometria 3D numerycznego modelu pokrycia terenu (Wajs, 2016). Modelowanie 3D w oparciu o sensory pasywne posiada ograniczenie wynikające z rejestracji promieniowania elektromagnetycznego pochodzącego z zewnętrznego źródła energii, którym zazwyczaj jest promieniowanie słoneczne. Zobrazowania te wykonywane są dla obszarów odkrytych, w optymalnych warunkach pomiarowych. W opracowaniach fotogrametrycznych dla obszarów wyrobisk istnieje możliwość rejestracji sceny przy użyciu niezależnego źródła (lampa błyskowa), lecz w praktyce nie jest ono wykorzystywane. Rozwiązaniem tego typu problemu jest zastosowanie sensora aktywnego LiDAR (*Light Detection and Ranging*), który umożliwia zdalne pozyskanie danych o numerycznym modelu terenu. Ważną zaletą systemów aktywnych jest możliwość

penetracji roślinności w celu uzyskania wiernej reprezentacji terenu. W procesie filtracji danych możliwe jest wyekstrahowanie obszarów porośniętych roślinnością (*bare earth*) a więc rekonstrukcja numerycznego modelu terenu, przy czym teren identyfikowany jest z obszarem ziemi nie porośniętej roślinnością. Właściwy dobór techniki pomiarowej gwarantuje poprawność rekonstrukcji modelu 3D, który w dalszych etapach stanowi główną informację o analizowanym terenie (Gołuch i in., 2008; Wajs i in., 2018).

3. METODOLOGIA

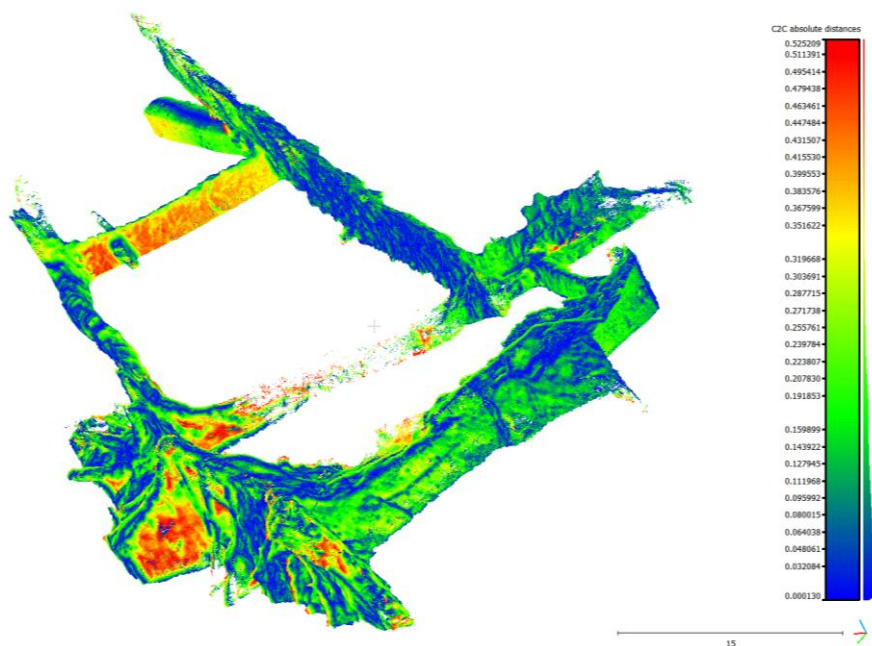
3.1. ZASTOSOWANIE TECHNIKI TLS I SLAM DO MODELOWANIA 3D WYROBISK PODZIEMNYCH

Technologia naziemnego skaningu laserowego, jako sensora aktywnego, wykorzystuje energię wiązki do wykonywania pomiarów obiektów w lokalnym układzie 3D. Zasadniczo wyróżnić można dwa główne typy skaningu laserowego: naziemny TLS i nadziemny (lotniczy) ALS (*Airborne Laser Scanning*) oraz równoczesne mapowanie wraz z nawigacją sensora w technologii SLAM. W pracach realizowanych przez autorów wykorzystywana była głównie technologia TLS i SLAM. Dane pochodzące z ALS z projektu ISOK (Raport, 2011) stanowiły podkład do lokalizacji badanych obiektów w terenie.

Prace badawcze i pomiarowe realizowane były w obiektach: Jaskinia Niedźwiedzia w Kletnie (rys. 1), zespole podziemnych wyrobisk obiektu „Rzeczka” i „Włodarz” (kompleks „Riese”, Góry Sowie) oraz w pozostałościach średniowiecznych wyrobisk w rejonie Złotego Stoku. Główną techniką pomiarową był pomiar TLS, realizowany skanerem Leica ScanStation C10. Pomiar oparty był o zamarkowaną osnowę zakładaną sukcesywnie wraz z postępem prac pomiarowych. Jednakże ze względu na specyfikę jaskiń i sztolni, zastosowanie klasycznego podejścia skanowania 3D nie zawsze jest możliwe. Liczne przewężenia wyrobisk utrudniają, a czasami wręcz uniemożliwiają wykonanie pomiaru z odpowiednią dokładnością. Zastosowanie w badaniach techniki SLAM pozwoliło na ograniczenie czasu akwizycji danych oraz na zwiększenie rozdzielczości wynikowego produktu. Prace te wykonywano przy użyciu skanera ZEB1 i ZEB REVO firmy GEOSLAM przy współpracy z Geotronics z Krakowa i TPI z Warszawy. Uzyskane niezależne opracowania 3D pozwoliły na ocenę jakości i spójności produktów wynikowych IQC (*Internal Quality Control*).

Realizacja pomiaru klasyczną metodą TLS wymaga trafnego i optymalnego doboru stanowisk pomiarowych. W przeciwnym razie wyniki pomiaru obarczone mogą być powstawaniem luk w modelu, przesłonięć oraz cieni powstałych w wyniku częściowego braku danych. Zastosowana technologia SLAM pozwoliła na równoczesny pomiar i nawigację sensora, co umożliwiło ciągłą akwizycję danych pomiarowych,

ułatwiającej rejestrację danych w obszarach trudnodostępnych do pomiaru klasyczną metodą *step-by-step* (Zlot & Bosse, 2014a; Zlot & Bosse, 2014b).



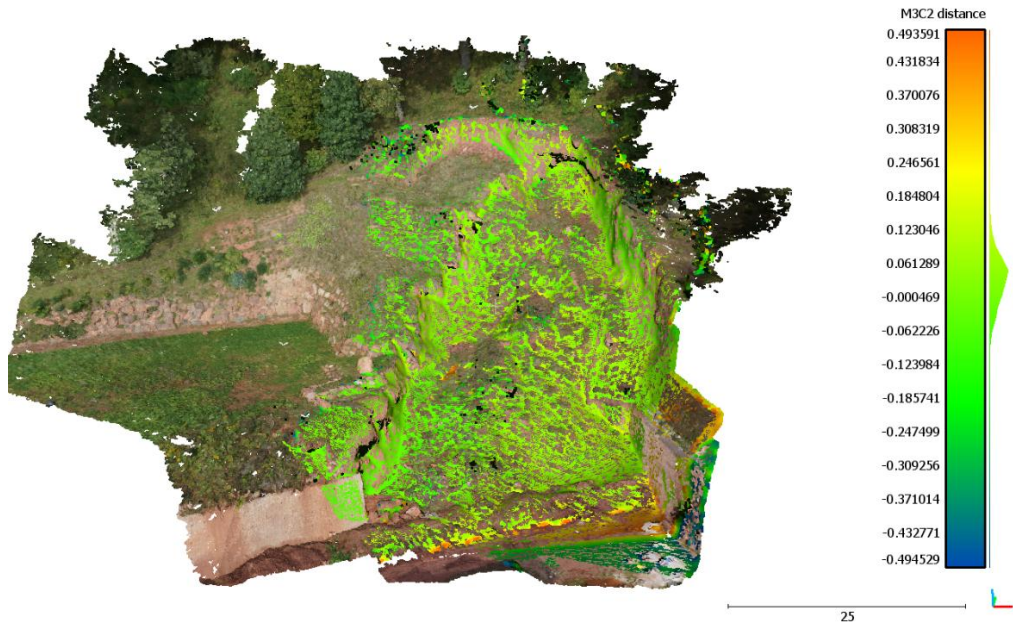
Rys. 1. Analiza dokładności wewnętrznej modelu 3D Jaskini Niedźwiedziej w Kletnie opracowanego metodą klasyczną TLS i SLAM

Fig. 1. Analysis of the internal accuracy of the Bear Cave in Kletno 3D model obtained by the classical TLS and SLAM methods

3.2. FOTOGRAMETRYCZNA REKONSTRUKCJA NUMERYCZNEGO MODELU TERENU OSUWISK

Drugi typ obiektów poddanych analizie stanowiły potencjalne odsłonięcia gruntu. Charakter obiektów umożliwił zastosowanie technik fotogrametrycznych z pułapu lotniczego i naziemnego przy zastosowaniu zobrażeń z kamer niemetrycznych. Prace realizowane były na obiekcie antropogenicznego osuwiska we Wleniu. Dane pochodzące z projektu ISOK stanowiły dodatkowe informacje o morfologii terenu, aktualne na dzień realizacji działań pomiarowych ALS dla rejonu analiz. W wyniku akwizycji danych fotogrametrycznych z niskiego pułapu dokonana została rekonstrukcja geometrii 3D terenu. Na podstawie realizowanej misji fotogrametrycznej, w wyniku przetwarzania zdjęć posiadających optymalne parametry fotogrametryczne (pokrycie podłużne i poprzeczne), wykonana została rekonstrukcja geometrii punktów homologicznych zarejestrowanych na stereoparach. Wynikowa chmura punktów utworzona na podstawie wykonanych 30 zdjęć kamerą Sony A6000 z platformy UAS

posiadała blisko 50 milionów punktów. Dodatkowo w badaniach wykonywana została rekonstrukcja modelu terenu w oparciu o zdjęcia wykonywane z poziomu terenu. Na rysunku 2 przedstawiona została analiza dokładności wewnętrznej NMPT (Numeryczny Model Pokrycia Terenu) ukazująca ograniczenia fotogrametrii naziemnej. Wynikowa chmura punktów uzyskana z pułapu terenu posiada szereg przesłoneń obszarów, które nie zostały zarejestrowane ze względu na brak ich widoczności podczas akwizycji zdjęć.



Rys. 2. Analiza dokładności spasowania danych pochodzących z UAS i fotogrametrii naziemnej dla rejonu aktywnego osuwiska we Wleńiu

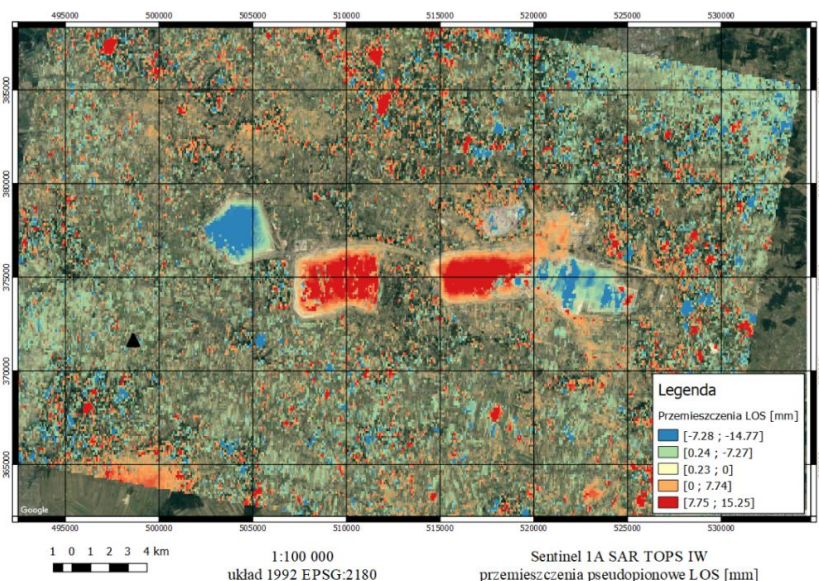
Fig. 2. Analysis of matching accuracy from the UAS derived data and ground photogrammetry for the active landslide in Wleń region

Natomiast chmura punktów z platformy UAS, popularnie zwanej dronem, pozwala na wierną reprezentację rzeźby terenu ze względu na możliwość doboru miejsca i czasu akwizycji danych z poziomu lotniczego.

Dodatkową zaletą jest mobilność platformy, która umożliwia szybkie przemieszczanie sensora kamery oraz rejestracja zjawiska w stosunkowo krótkim czasie. W pracach autorów technika pomiarów fotogrametrycznych przy wykorzystaniu platformy UAS badana została pod kątem wielosensorowego monitorowania osuwisk w rejonie Sudetów zachodnich (Kowalski i in., 2018).

3.3. ZASTOSOWANIE ZOBRAZOWAŃ TELEDETEKCYJNYCH DO MONITOROWANIA KOPALŃ

Uwzględniając charakter analizowanych obiektów należy wziąć pod uwagę, że satelitarne techniki teledetekcyjne stanowią odpowiednie źródło informacji o obiektach inżynierskich do analiz prowadzonych w skali lokalnej. W badaniach prowadzonych przez autorów analizie zostały poddane teledetekcyjne sensory aktywne i pasywne. Pierwsze testy dotyczące monitorowania przedstawione zostały w opracowaniu (Wajs, 2018). Obiekt analiz stanowiła kopalnia odkrywkowa węgla brunatnego w Bełchatowie, dla której wykonana została detekcja zmian pseudopionowych terenu pochodząca z obrazowań teledetekcji aktywnej radaru o syntetycznej aperturze SAR (*Synthetic Aperture Radar*).



Rys. 3. Modelowanie zmian powierzchniowych środowiska w rejonie wyrobiska KWB Bełchatów
Fig. 3. Modeling of pseudovertical surface changes in the area of the KWB Bełchatów open pit mine

Prezentowane podejście oparte zostało o przetwarzanie interferometrii SAR w metodzie różnicowej DInSAR. Sensor wykorzystany do pomiarów stanowił satelita Sentinel 1A/1B pozyskujący obrazowania teledetekcji aktywnej SAR w trybie TOPS (*Terrain Observation with Progressive Scans in azimuth*) w trybie IW (*Interferometric Wave*). Analizy ukazują potencjalne rejony wypiętrzeń i osiadań wykonane zostały dla okresu od 21.08. do 21.10.2016. Analizowany czas jednego miesiąca ukazuje maksymalne przemieszczenia LOS (*Line Of Sight*) terenu sięgające kilkunastu kilometrów (rys. 3).

4. REZULTATY I DYSKUSJA

Dotychczasowe doświadczenia autorów z technologią SLAM wskazują, że ze względu na charakterystykę wyrobisk podziemnych (gabaryty, układ korytarzy) oraz relief modelowanych powierzchni stosowanie ww. techniki jest zasadne. Stosunkowo krótka odległość pomiędzy układem sensor – obiekt daje możliwość uzyskania wysokorozdzielczej powierzchni. Dodatkowo wysoka chropowatość modelowanej powierzchni umożliwia utworzenie nieskończonej ilości punktów wiążących, co znacznie podnosi dokładność równoczesnego wyznaczania trajektorii i modelowania powierzchni wyrobisk. Biorąc pod uwagę charakterystykę rejestrowania sensorów SLAM, kluczowym elementem podczas pomiaru jest optymalizacja trajektorii celem uzyskania pętli pomiarowej, która redukuje wpływ dryftu układu IMU (*Inertial Measurement Units*). Analiza wewnętrzna IQC ukazała, że średnia odległość punkt-do-punktu wyniosła 12,7 cm. Pełne statystyki dla analizowanego zbioru przedstawione zostały w tabeli 1.

Tab. 1. Wyniki analiz IQC pomiarów z Jaskini Niedźwiedziej w Kletnie

Tab. 1. The results of IQC analysis of TLS measurements performed in the Bear Cave in Kletno

| Liczba pomiarów | min. | max | μ | σ |
|-----------------|-------|-------|-------|----------|
| | [m] | | | |
| 4605 | 0,002 | 0,525 | 0,127 | 0,11 |

μ – średnia arytmetyczna, σ – odchylenie standardowe

W odniesieniu do klasycznego pomiaru przy użyciu TLS, wykorzystanie skanera laserowego z poziomu gruntu nadaje się do inwentaryzacji wyrobisk, rzadziej do monitorowania osuwisk (Barbarella & Fiani, 2013; Soudarissanane i in., 2008). Właściwy dobór stanowisk pomiarowych i poprawna generalizacja szczegółów terenowych podlegających pomiarowi stanowi kluczowe zadanie w celu uzyskania kompletnych danych wynikowych. Stosując wysokorozdzielczy skaning laserowy należy pamiętać także o procesie filtracji danych wynikowych, np. celem uzyskania wiernej reprezentacji terenu nie porośniętego roślinnością. Porównując zbiory chmur punktów z TLS oraz opracowań fotogrametrycznych zauważalne było zarejestrowanie przez skaner laserowy pokrycia roślinnością niską w przeciwieństwie do opracowania fotogrametrycznego z UAS.

Trzeci aspekt dotyczy monitorowania kopalń odkrywkowych w skali makro. W tym celu zastosowane dane teledetekcyjne aktywne i pasywne umożliwiają próbkowanie obiektu celem detekcji zmian. Produkty wynikowe nie stanowią bezwzględnych wartości, ze względu na trudności kalibracyjne systemów teledetekcyjnych, lecz stanowią doskonałe narzędzie do detekcji zmian. Silnie rozwinięta technika pozyskiwania danych z pułapu nanosatelity o bardzo wysokiej rozdzielczości czasowej pomiaru umożliwi w przyszłości wykonywanie analiz w coraz większej skali. W odniesieniu do

analiz SAR z systemu aktywnego Sentinel 1A/1B dla analizowanego okresu jednego miesiąca wykryte zostały zmiany pseudopionowe od $-14,77$ do $+15,25$ [mm].

5. PODSUMOWANIE

Rozwój geodezyjnych technik pomiarowych pozwala na coraz szybsze pozyskiwanie danych przestrzennych o wysokiej rozdzielczości. Dzięki temu mniej czasowo- i pracochłonne staje się wykonanie pomiarów terenowych oraz ich późniejsze opracowanie. Wykorzystując zobrazowania z sensorów pasywnych istnieje możliwość rekonstrukcji geometrii 3D przy wykorzystaniu zobrazowań z kamer niemetrycznych i stosowaniu platform mobilnych w postaci dronów.

Zastosowanie informacji z sensorów aktywnych pozwala na uniezależnienie prac pomiarowych od zewnętrznego źródła energii. Dzięki temu możliwe jest wykonywanie zadań w terenie niezależnie od pory dnia i miejsca stosowania, np. obiekty podziemne. Ograniczeniem tej metody jest konieczność właściwego doboru stanowisk pomiarowych, zapewniających pokrycie dla całego badanego obiektu. Możliwe kombinacje stosowania zarówno detektorów pasywnych jak i aktywnych pozwalają na optymalizację prac terenowych i pozyskiwanie danych o zadowalającej rozdzielczości pozwalającej na numeryczne modelowanie badanego zjawiska.

LITERATURA

- BARBARELLA M., FIANI M., 2013, *Monitoring of large landslides by Terrestrial Laser Scanning techniques: field data collection and processing*, European Journal of Remote Sensing, 46.1, 126–151.
- GOŁUCH P., Borkowski A., Józków G., 2008, *Badanie dokładności NMT interpolowanego na podstawie danych lotniczego skaningu laserowego systemu ScaLARS*, Acta Scientiarum Polonorum, Geodesia et Descriptio Terrarum, 7.2 (2008), 37–47.
- KOWALSKI A., WAJS J., KASZA D., 2018, *Monitoring of anthropogenic landslide activity with combined UAV and LiDAR-derived DEMs – a case study of the Czerwony Wąwóz landslide (SW Poland, Western Sudetes)*, Acta Geodyn. Geomater., Vol. 15, No. 2 (190), 117–129, doi: 10.13168/AGG.2018.0008.
- RAPORT, 2011, *ISOK – Informatyczny System Oslony Kraju przed zagrożeniami*, część 3, etap 3, 2011.09.
- SODARISSANANE S., LINDENBERGH R., GORTE B., 2008, *Reducing the error in terrestrial laser scanning by optimizing the measurement set-up*, Proceedings of International Archives of Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Sciences (2008), 3–11.
- WAJS J., 2016, *Experiment with remotely piloted aircraft systems imagery for DTM modelling*, Archiwum Fotogrametrii, Kartografii i Teledetekcji 28, 125–136.
- WAJS J., 2018, *First experience with Remote Sensing methods and selected sensors in the monitoring of mining areas—a case study of the Belchatow open cast mine*, E3S Web of Conferences 29, 00023 (2018), doi: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20182900023>.
- WAJS J., KASZA D., ZAGOŹDŻON P.P., ZAGOŹDŻON K.D., 2018, *3D modeling of underground objects with the use of SLAM technology on the example of historical mine in Ciechanowice (Ołowiane Range, The Sudetes)*, E3S Web of Conferences 29, 00024 (2018), doi: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20182900024>.

ZLOT R. i BOSSE M., 2014a, *Efficient large-scale three-dimensional mobile mapping for underground mines*, Journal of Field Robotics, 31.5, 758–779.

ZLOT R. i BOSSE M., 2014b, *Three-dimensional mobile mapping of caves*, Journal of Cave & Karst Studies, 76.3, 191–206, doi: 10.4311/2012EX0287.

EXAMPLES OF APPLICATION OF SELECTED MODERN GEODETIC MEASUREMENT TECHNIQUES IN RESEARCH ON GEODYNAMIC PROCESSES

The paper presents examples of applications of selected modern geodetic techniques in research on the geodynamic processes. The main goal of the study is to systematize currently available active and passive remote sensing measurement techniques in order to reconstruct digital elevation model and the shape of underground mining excavations. From the methodological point of view, the used sensors were grouped in relation to the analyzed objects. The first group were underground excavations, which required the use of active measuring techniques. The next group of analyzed objects were landslide areas, which were modeled both with active and passive sensors. The last research object was an opencast mine, which was analyzed using active and passive satellite remote sensing. The above mentioned study aims to present conclusions, analyze the accuracy of resultant products and discuss the results of experiments.

CZYNNIKI RYZYKA I ZAGROŻENIA W PROJEKTACH SUROWCOWYCH

1. WPROWADZENIE

Udostępnienie złoża i jego eksploatacja związane jest z koniecznością prowadzenia określonych prac na różnych etapach zaawansowania projektu, począwszy od prac poszukiwawczo-badawczych, projektowych, inwestycyjnych, a skończywszy na zamknięciu obiektów, rekultywacji oraz zagospodarowaniu terenów pogórnich. Na wstępnym etapie działania te koncentrują się na projektowaniu górnictwem, tj. opracowaniu projektu eksploatacji złoża kopaliny, w którym uwzględnia się jego formę, rodzaj eksploatacji, zakres zagospodarowania obszaru górnictwa, model kopalni, jej strukturę, sposoby opanowywania górotworu oraz podaje się elementy i cechy systemów eksploatacji, co łącznie umożliwia przystąpienie do działalności produkcyjnej. Zatwierdzenie projektu do realizacji powoduje, że tworzy się nowy projekt górnictwa, a po poniesieniu niezbędnych nakładów – przedsięwzięcie górnictwa.

Powszechnie wiadomo, że każde nowe przedsięwzięcie wiąże się z ryzykiem. Dlatego zaplanowanie dobrej inwestycji musi uwzględniać wszystkie istotne aspekty, a w szczególności: analizę źródeł finansowania inwestycji, zdolność firmy do wdrożenia projektu, rentowność projektu czy atrakcyjność rynkową produktu lub usługi i reakcję konkurencji. Stąd realizację projektu poprzedzają prowadzone w trzech etapach przedinwestycyjne studia:

- możliwości – *opportunity study* to pierwsze studium wykonywane po ustaleniu wizji projektu inwestycyjnego,
- przedinwestycyjne – *prefeasibility study* dla przyszłego przedsięwzięcia opracowywane jest w formie oceny ekonomiczno-finansowej,
- wykonalności – *feasibility study* stanowi ten etap projektowania, w którym uszczegóławiane są te elementy dokumentacji inwestycji, które prowadzą z jednej strony do sprawnego jej rozpoczęcia, z drugiej zaś do zminimalizowania ryzyka podjęcia niewłaściwej lub błędnej decyzji.

Założenia i wytyczne prowadzące do optymalizacji inwestycji znajdują się w studium wykonalności. W ramach tego etapu dokonywana jest również dalsza szczegółowa analiza rentowności projektu. Pełny zakres górnictwa *feasibility study* obejmuje przede wszystkim opis charakterystyki geologicznej złoża, oszacowanie zawartości składników użytecznych i wielkości zasobów. Ocenę ekonomiczną projektu eksploatacji złoża wykonuje się na wszystkich etapach studiów, tzn. studium możliwości,

przedinwestycyjnego i wykonalności, przy czym dokładność danych wynosi odpowiednio 70, 80 i 90%.

2. PRZEDSIĘWZIĘCIA SUROWCOWE I ICH SPECYFIKA

Realizacja każdego przedsięwzięcia surowcowego jest możliwa tylko po uwzględnieniu całej serii wzajemnie powiązanych ze sobą aspektów technicznych, finansowych, prawnych, ekologicznych, logistycznych, politycznych i innych, najczęściej szczegółowo analizowanych już na etapie projektowania (Kulczycka, 2001; Kudelko, 2006; Płaneta i in., 2000). Uwzględniając te aspekty należy brać pod uwagę:

- dotychczasowy i planowany sposób zagospodarowania terenu,
 - metodę i okres eksploatacji złoża,
 - położenie złoża w obszarze przewidzianym pod inwestycje.
- Specyficzne cechy przedsięwzięć geologiczno-górnich to m.in.:
- dostarczanie surowców nieodtworzalnych do wszystkich procesów przetwórczych,
 - umiejscowienie zależne od lokalizacji złóż,
 - konieczność poniesienia znaczących nakładów na prace poszukiwawcze,
 - względnie przewidywany okres trwania,
 - wysoka kapitałochłonność nakładów inwestycyjnych, wysoki udział kosztów stałych oraz wysoki stopień ryzyka finansowego (ryzyko natury geologicznej, technicznej, rynkowej),
 - bardzo trudne warunki pracy, często problemy z dostępnością wykwalifikowanej siły roboczej,
 - duża zmienność przychodów i zysków w przypadku pozyskiwania surowców, których ceny notowane są na giełdach,
 - wpływ na przekształcenie terenów (wyróbiska, składowiska) i wytwarzanie znaczących ilości odpadów,
 - wysoki stopień ryzyka (stąd często nowe przedsięwzięcia są finansowane raczej poprzez inwestorów instytucjonalnych a nie oferty publiczne).

Inwestycje biorą swoje źródła w poszukiwaniu interesujących projektów, a te z kolei wymagają oceny techniczno-ekonomicznej oraz określenia i oceny ryzyka, w celu wyboru tych najbardziej rentownych, przewidzianych do ewentualnej realizacji.

3. CZYNNIKI RYZYKA W SUROWCOWYCH PROJEKTACH INWESTYCYJNYCH

Rozważania dotyczące górniczych projektów inwestycyjnych obciążone są znacznie większym ryzykiem niż w innych gałęziach przemysłu. Czynniki ryzyka w górniczych projektach inwestycyjnych to przede wszystkim: możliwość odroczenia projek-

tu w czasie, możliwość zmiany skali projektu, wielkość bazy zasobowej, zdolności przerobcze, koniunktura na rynku surowców – ceny surowców, sprawność maszyn i urządzeń, działania inwestycyjne w późniejszym okresie (Dzieża, 2005), powiązanie inwestycji technicznych i ekologicznych (Fojeck i in., 2005), sposób wykorzystania wyników symulacji w wyborze projektów inwestycyjnych (Kędzia & Wirth, 2005), realizacja przyjętej strategii inwestycyjnej (Kudełko, 2012), gospodarka złożem (Wirth, 2015).

Decyzja o zainwestowaniu kapitału w rozwój kopalni i budowę zakładu przeróbki kopaliny jest zwykle podejmowana po tym, jak studium wykonalności wykazuje, że szacunkowe przyszłe przepływy pieniężne z działalności wydobywczej zapewnią odpowiedni zwrot z szacowanych nakładów inwestycyjnych (O'Hara, 1982). Rzeczywisty zwrot z inwestycji może znacznie różnić się od szacowanego w studium wykonalności ze względu na prawdopodobieństwo błędów w szacowaniu kosztów kapitałowych i operacyjnych, wielkości zasobów, przychodów ze sprzedaży surowców i wydajności operacyjnej. Przedstawiono procedurę RSS (*root sum of squares*) analizy ryzyka w odniesieniu do zdyskontowanych przepływów pieniężnych projektu (DCF), różniących się od szacowanych w studium wykonalności.

Ciekawym przykładem jest analiza projektu kopalni odkrywkowej w oparciu o model kosztów O'Hara (Franco-Sepulveda in., 2017). Dane hipotetyczne proponowane są w oparciu prace różnych badaczy, analizujących projekty typu *open pit gold*, a warianty proponowane są zgodnie ze zmianą kluczowych zmiennych wpływających na NPV, jak poziom produkcji, klasa rudy, cena rudy i inne, tak aby określić jak to wygląda w projekcie kopalni odkrywkowej złota z planowanym wydobyciem 3000 Mg ton rudy dziennie. Przeanalizowano dwa przypadki scenariuszy, aby zasymulować NPV – jeden, w którym dostępne są dane o niskiej pewności, drugi w którym dostępne informacje są bardzo pewne. Wyniki oparte na algorytmach metaheurystycznych symulacji, które w zasadzie łączą symulacje Monte Carlo dostarczone przez oprogramowanie Palisade Risk, model kosztów O'Hara, NSR oraz narzędzia analizy finansowej oferowane przez program Excel, w celu ustalenia, na które to zmienne zdyskontowana wartość projektu NPV jest bardziej wrażliwa.

Przemysł wydobywczy na całym świecie doświadcza boomu gospodarczego, który przyczynia się do ożywienia gospodarczego i postępu społecznego w wielu krajach (Badri i in., 2013). Aby było to możliwe, przemysł wydobywczy musi sprostać kilku wyzwaniom związanym z uruchomieniem nowych projektów. W wysoce złożonym i niepewnym środowisku rygorystyczne zarządzanie ryzykiem pozostaje niezbędne, aby wyeliminować pojawiające się zagrożenia.

Autorzy przedstawiają nowe praktyczne podejście do zarządzania ryzykiem w projektach wydobywczych. Podejście to opiera się na nowej koncepcji zwanej koncentracją zagrożenia oraz na metodzie analizy wielokryterialnej, znanej jako proces analizy hierarchicznej (AHP). Celem badania jest rozszerzenie stosowania tego podejścia do kopalni złota w Quebecu. Praca jest częścią większego projektu badawczego,

którego celem jest zaproponowanie metody odpowiedniej do zarządzania praktycznie wszystkimi zagrożeniami związanymi z projektami górniczymi. Badanie to pokazuje znaczenie uwzględnienia bezpieczeństwa i higieny pracy (BHP) we wszystkich działaniach operacyjnych kopalni. Wszystkie ryzyka projektowe zidentyfikowane przez zespół zostały odpowiednio ocenione. Powstała elastyczna baza danych zawierająca około 250 potencjalnych zagrożeń w podziemnej kopalni złota. Pomimo ograniczeń wyniki uzyskane w tym badaniu mogą potencjalnie znaleźć zastosowanie w całym sektorze wydobywczym.

Spółeczna akceptacja projektów wydobywczych jest poważnym problemem dla przemysłu wydobywczego (Bergeron i in., 2015). Literatura rozważająca akceptację społeczną w związku ze światem górnictwa omawia koncepcję zwaną licencją społeczną do działania, jako sposób na uniknięcie zakłóceń, które mogłyby zagrozić działaniom wydobywczym. Ta redukcyjna wizja jest transpozycją w społecznym świecie dynamiki tworzenia projektów górniczych. Co więcej, istnieją trudności definicyjne i pomiarowe związane z samym pojęciem akceptacji społecznej. Mając na celu bycie użytecznym dla aktorów zaangażowanych w rzeczywiste sytuacje, stworzono indeks, który określa ryzyko rozwoju konfliktu między firmą a społecznością lokalną podczas pierwszych etapów rozpoznawania zasobów mineralnych, na początku zaawansowanej eksploracji. Model opiera się na analitycznym opisie głównych determinant konfliktów, opartych na trzech biegunach strukturyzacji: dotkniętych społecznościach, firmie promującej projekt i samym projekcie w jego naturalnym środowisku. Opracowany kwestionariusz badawczy służy do kwalifikowania dynamiki komunikacyjnej i uzupełnia ocenę danej sytuacji, dając jednocześnie przestrzeń do spostrzeżeń. Zidentyfikowane zmienne są ważne i łączone, aby uzyskać indeks ryzyka społecznego. Z indeksu mogą korzystać inwestorzy, spółki wydobywcze, gminy i rządy. Ułatwia identyfikację aspektów, które mogą generować większe ryzyko społeczne i rozwój dialogu zainteresowanych stron. Przedstawione wyniki odzwierciedlają interdyscyplinarne podejście przyjęte dla projektu.

Górnictwo polega na bezpiecznym wydobywaniu i przetwarzaniu kopalin ze skorupy ziemskiej by efektywnie odzyskać metale i surowce potrzebne do utrzymania naszego stylu życia (Hunter, 2016). Nacisk w przypadku wymienionych działań kładziony jest przede wszystkim na bezpieczeństwo, ale sam proces wydobywania jest niebezpieczny, o ile nie zostanie prawidłowo wykonany. Co więcej, proces odzyskiwania surowców generuje odpady, w tym takie, które muszą być unieszkodliwiane i niestety przemysł wydobywczy wielokrotnie wykazał swoją nieudolność do wykonywania tego bezpiecznie. Ma to związek głównie z generowaniem ryzyka i problemów wynikających z działaniami człowieka. Należy zwracać uwagę na struktury masywu skalnego i odpowiednie zaprojektowanie składowiska do przechowywania odpadów przerobczycych. Natomiast przy prowadzeniu działalności górniczej, pełne rozpoznanie struktur geologicznych, zgodnie z obowiązującymi standardami i dobrą

praktyką, pozwoli uniknąć zagrożeń jakie mogą się pojawić w kopalniach odkrywkowych.

Ze względu na obecną sytuację gospodarczą i wzrost światowego popytu, przemysł wydobywczy przeżywa okres spektakularnego rozwoju (Badri i in., 2012). Obecna potrzeba zwiększenia produkcji w kopalniach pokrywa się z rozwojem zdolności zarządczych, wykorzystaniem nowych metod i sprzętu przemysłowego oraz zwiększonym wykorzystaniem wykwalifikowanej siły roboczej. Pomimo takich zmian, pewna liczba badaczy postrzega sektor wydobywczy jako najbardziej niepewny i niebezpieczny element przemysłu. Chociaż sektor odpowiednio wykorzystuje narzędzia zarządzania ryzykiem, kilka dużych projektów górniczych zawiodło wskutek zaniedbania lub niedoszacowania zagrożeń. Całkowite zarządzanie ryzykiem w nowym projekcie pozostaje celem, który należy osiągnąć, aby zwiększyć wiarygodność decyzji i sprawić, by organizacje górnicze cieszyły się zaufaniem, a ich działalność była bardziej bezpieczna. W przypadku nowych projektów wydobywczych, niezbędnym jest dostarczenie naukowcom i praktykom wstępnego obrazu ryzyka z tym związanego. Aby osiągnąć ten cel, autorzy wykorzystali przede wszystkim wyniki badań przeprowadzonych w terenie. Ukończyli te prace, wykorzystując wyniki badań identyfikacji zagrożeń, które przeprowadzili w otwartym projekcie wydobywczym w Quebecu. Podczas tego badania wykorzystano szereg technik zbierania danych, w tym analizę dokumentacji, obserwacje zbiorowe i wywiady z menedżerami i pracownikami. Pokazano możliwość zidentyfikowania szeregu kategorii znanych ryzyk i niepewności, które nie były ostatnio brane pod uwagę w systemowy lub systematyczny sposób w zarządzaniu ryzykiem projektu górniczego. W niniejszym dokumencie zidentyfikowane ryzyka są podzielone hierarchicznie, aby pokazać wpływ i możliwość wystąpienia każdego z nich dla każdej fazy projektu. Pomimo wielu ograniczeń, badanie to umożliwia skonstruowanie portretu ryzyka niezbędnego do przeprowadzenia rzetelnej i szybkiej oceny zagrożeń związanych z projektami górniczymi.

Przy ocenie ryzyka bierze się pod uwagę ryzyko techniczne, finansowe i prawne. Uwzględnienie ryzyka i niepewności odgrywa dużą rolę w analizie każdego procesu inwestycyjnego, szczególnie ważne jest to przy ocenie realizacji projektów badawczo-rozwojowych w przemysłach związanych z wydobyciem surowców mineralnych. Przy podejmowaniu decyzji związanych z ryzykiem podstawowym celem jest kwantyfikacja ryzyka i niepewności w analizach efektywności inwestycji, która pomaga zwiększyć skuteczność przedsiębiorstwa w długim okresie czasu. Niezależnie od tego jak rozległa i złożona może być analiza inwestycji, niepewność pozostaje czynnikiem, który należy oceniać. Istnieje wiele ujęć wykorzystywanych do kwantyfikowania włączenia do analiz ryzyka i niepewności. Są to między innymi analiza wrażliwości lub probabilistyczna analiza wrażliwości, pozwalające oszacować niepewność związaną z możliwą zmiennością analizowanych parametrów i wartości oczekiwanych.

W celu ograniczenia ryzyka wykonuje się wiele analiz i badań wykorzystujących modele matematyczne i finansowe – przykładem mogą być symulacje Monte Carlo

(Kędzia & Wirth, 2005). Metoda ta, nosząca nazwę znanego kasyna, zasadniczo ujmuje ryzyka poprzez uwzględnianie rozkładów zysków, jakie może dać decyzja inwestycyjna. Pierwszym krokiem jest wyrażenie zysków (*NPV*) jako funkcji kilku zmiennych (np. ceny metalu, kosztu operacji, jakości i wielkości zasobów przemysłowych, aby wymienić tylko kilka). Następnym etapem jest określenie rozkładu prawdopodobieństwa dla każdej z tych zmiennych. Potem oblicza się rozkład prawdopodobieństwa osiągnięcia zysków, wykorzystując w tym celu wszelkie możliwe kombinacje tych zmiennych.

Dyskontowana wartość netto (*NPV*) projektu wyrażona jest równaniem

$$NPV = \sum_{t=1}^n \frac{CF_t}{(1+r)^t} - I \quad (1)$$

Równanie to stwarza wiele problemów oceny, wynikających z jego charakterystyki:

- jaki okres czasu należy przyjąć (*n*),
- jaki jest poziom przyszłych przepływów pieniężnych (*CF_t*),
- jaka jest wielkość inwestycji – nakłady początkowe (*I*),
- jaką stopą należy dyskontować przyszłe przepływy pieniężne (*r*)?

Każdy projekt zawiera mniejszy lub większy stopień niepewności co do oszacowania parametrów *n*, *CF_t*, *I*, *r*, zależny przede wszystkim od etapu jego rozwoju, w tym od czynnika najważniejszego jakim jest szacowanie bazy zasobowej (rozpoznanie geologiczne). Na każdym etapie projektu dokonuje się adekwatnej dla tego poziomu weryfikacji wielkości zasobów złoża.

Wartość *NPV* może być liczona w walucie stałej (bez uwzględnienia inflacji) lub w walucie zmiennej (z uwzględnieniem inflacji). Najczęściej wyrażana jest ona w walucie stałej i w tym przypadku stopa dyskontowa *r* liczona jest w następujący sposób

$$r = r_p + r_1 + r_2 \quad (2)$$

gdzie:

- r_p* – stopa podstawowa w odniesieniu do obligacji rządowych lub najczęściej do kosztu kapitału [%],
- r₁* – marża ze względu na stopień ryzyka projektu [%],
- r₂* – marża ze względu na ryzyko ekonomiczno-polityczne uwarunkowane od miejsca realizacji projektu nazywane też ryzykiem krajowym (Country risk, [%]).

Ryzyko projektów surowcowych uzależnione jest bezpośrednio od stopnia ich zaawansowania. Wynika ono bowiem z ich natury jako projektów związanych z eksploatacją złóż naturalnych, wysokiej kapitałochłonności i relatywnie długiego cyklu inwestycyjnego oraz złożoności technologicznej i technicznej całego procesu.

Na etapach prospekcji i eksploracji oceniamy aktywa geologiczne, to jest koncesje na poszukiwanie i rozpoznanie złóż (Kudelko & Wanielista, 2013). Na wartość koncesji mają wpływ trzy komponenty; walory geologiczno-techniczne, rynek koncesji i doświadczenie oceniającego. W praktyce do oceny wartości koncesji mineralnych

stosowanych jest szereg metod w oparciu o prawdopodobieństwo odkrycia złoża na obszarze koncesyjnym. Do najczęściej stosowanych należą metody:

- wskaźników geologicznych, zmierzające do oceny potencjału poszukiwawczego (np. metoda Kilburna),
- kosztów prac poszukiwawczych, zwane również metodami premii lub dyskonta kosztów (np. metoda Agneriana),
- porównania wartości rynkowej,
- na warunkach *joint venture*.

Istotny wpływ na ocenę ryzyka projektu będzie miała lokalizacja koncesji w odniesieniu do anomalii geologicznych, geochemicznych w odniesieniu do rodzaju i wielkości mineralizacji oraz złóż występujących poza obszarem ocenianej koncesji, rodzaj, wielkość i stopień mineralizacji złóż rozpoznanych, anomalie geofizyczne i/lub geochemiczne występujące w granicach złoża oraz charakterystyczne cechy budowy geologicznej w odniesieniu i w analogii do sytuacji geologicznej rozpoznanych złóż mineralnych.

Tak więc marża (r_1) związana jest bezpośrednio z etapem jego oceny

$$r_1 = a \cdot \beta \quad (3)$$

gdzie:

- a – marża na jednostkę względną ryzyka (najczęściej około 6%),
- β – poziom względny ryzyka, (przyjmowany najczęściej) dla projektu:
 - o niskim poziomie ryzyka (rozbudowa istniejących instalacji): $\beta = 0,2$,
 - o średnim poziomie ryzyka (studium techniczno-ekonomiczne): $\beta = 0,5$,
 - o wysokim poziomie ryzyka (wstępne studium techn.-ekonom.): $\beta = 1,3$,
 - o bardzo wysokim poziomie ryzyka (stadium wczesnej eksploracji): $\beta = 2,0$.

Zwiększenie stopy podstawowej o marżę uwzględniającą ryzyko ekonomiczno-polityczne projektu (r_2) uwarunkowane jest od miejsca jego realizacji, a ściślej od otoczenia politycznego i ekonomicznego kraju lub regionu w którym ma być realizowany przyszły projekt.

Wiele instytucji finansowych (*The PRS Group, Standard & Poor's, Moody's i inne*) oraz banków (*Citibank, Groupe Credit Lyonnais i inne*) publikują odnośne analizy ryzyka geopolitycznego wszystkich ważniejszych krajów. Jedną z takich analiz są raporty (*Political & Economic Forecast Table*) publikowane przez PRS Group z Nowego Jorku, w których głównymi elementami podlegającymi ocenie są: transfer środków finansowych, inwestycje i eksport do danego kraju. Stopień ryzyka notowany jest od A+ (najniższy) do D – (najwyższy). Wysokość stopnia ryzyka może być bezpośrednio wykorzystana do określenia marży ze względu na ryzyko ekonomiczno-polityczne zależne od miejsca realizacji projektu (r_2 – ryzyko krajowe, %). W tabeli 1 przedstawiono propozycję oceny tej marży (r_2).

Tab. 1. Ryzyko krajowe i marża (według PRS Group)
 Tab. 1. Country risk and margin (according to the PRS Group)

| Stopień ryzyka krajowego | | Marża r_2 [%] |
|--------------------------|---------|-----------------|
| Od (A+) | do (A) | 0 |
| Od (A-) | do (B+) | 1–2 |
| Od (B) | do (B-) | 3–4 |
| Od (C+) | do (C) | 5–6 |
| Od (C-) | do (D+) | 7–8 |
| Od (D) | do (D-) | 9–10 |

Z punktu widzenia decyzji o podjęciu inwestycji istotną sprawą jest ocena ryzyka. Spośród wielu metod jego oceny najbardziej rozpowszechnione są:

- odchylenie standardowe i współczynnik zmienności do oceny salda przepływów pieniężnych,
- próg rentowności do oceny ryzyka skali produkcji,
- marginesy bezpieczeństwa w zakresie skali produkcji, cen i kosztów,
- dźwignię operacyjną do oceny ryzyka związanego z wysokim poziomem kosztów stałych,
- dźwignię finansową do oceny ryzyka związanego z zadłużeniem inwestora,
- analizę wrażliwości (czułości) wyników finansowych, projektu (np. *NPV*) w zależności od zmian parametrów wejściowych (np. cen).

4. OCENA RYZYKA PRZEPŁYWÓW PIENIĘŻNYCH

Ocena ryzyka przepływów pieniężnych wymaga opracowania kilku scenariuszy zdarzeń. Na ich podstawie oblicza się wartość oczekiwaną salda bieżących przepływów pieniężnych oraz odchylenie standardowe i współczynnik zmienności (Wirth, 2015). Odchylenie standardowe jest miarą ryzyka całkowitego, natomiast współczynnik zmienności jest miarą ryzyka jednostkowego.

Z punktu widzenia decyzji o podjęciu inwestycji istotną sprawą jest ocena ryzyka. Spośród metod oceny ryzyka wyróżniono odchylenie standardowe i współczynnik zmienności do oceny przepływu sald pieniężnych (Saługa, 2009). Ponadto stosuje się pośrednie miary ryzyka, do których należą: próg rentowności do oceny ryzyka skali produkcji, marginesy bezpieczeństwa w zakresie skali produkcji, cen i kosztów, dźwignia operacyjna do oceny ryzyka związanego z wysokim poziomem kosztów stałych, dźwignia finansowa do oceny ryzyka związanego z zadłużeniem inwestora, analiza wrażliwości (czułości) wyników finansowych, projektu (np. *NPV*) w zależności od zmian parametrów wejściowych (np. cen). Odchylenie standardowe od *NPV*, będące miarą ryzyka oblicza się na podstawie projekcji scenariuszy przyszłych zdarzeń. Zazwyczaj opracowuje się trzy scenariusze: bazowy, optymistyczny i pesymistyczny. Poszczególnym scenariuszom przypisuje się przewidywane prawdopodobieństwa. Na tej podstawie oblicza się oczekiwaną wartość *NPV* i odchylenie standardowe ze wzorów:

$$E(NPV) = \sum_{i=1}^n NPV_i \cdot p_i \quad (4)$$

$$\sigma_{NPV}^2 = \sum_{i=1}^n [NPV_i - E(NPV)]^2 p_i \quad (5)$$

$$\sigma_{NPV} = \sqrt{\sigma_{NPV}^2} \quad (6)$$

gdzie:

$E(NPV)$ – wartość oczekiwana NPV ,

n – liczba scenariuszy,

NPV_i – wartość obecna przepływów pieniężnych netto przy i -tym scenariuszu zdarzeń,

p_i – prawdopodobieństwo wystąpienia i -tego scenariusza zdarzeń,

σ_{NPV} – odchylenie standardowe od wartości oczekiwanej.

Następnie oblicza się współczynnik zmienności ze wzoru:

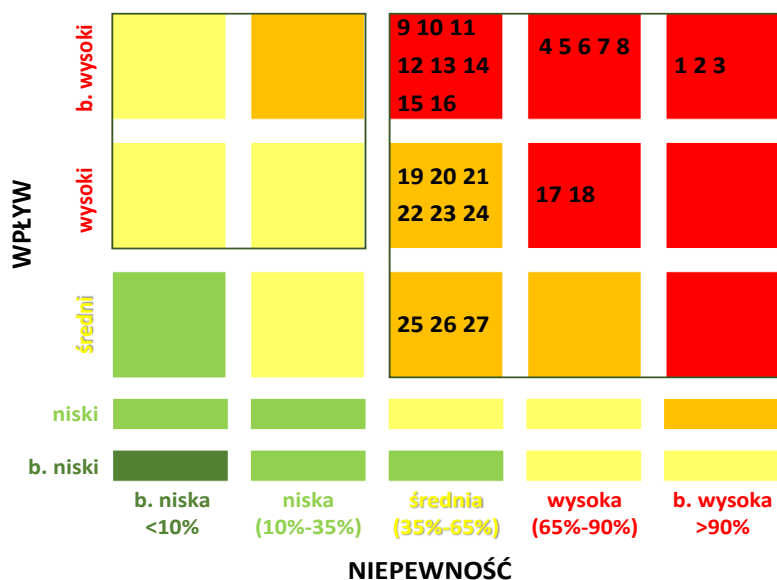
$$CV_{NPV} = \frac{\sigma_{NPV}}{E(NPV)} \quad (7)$$

Odchylenie standardowe $\sigma(NPV)$ jest miarą całkowitego ryzyka, natomiast współczynnik zmienności jest miarą ryzyka jednostkowego. Wysoki wskaźnik zmienności świadczy o dużym ryzyku projektu (Sierpińska & Jachna, 1993).

Jest to najprostsza metoda uwzględniania ryzyka projektu przez podwyższenie stopy dyskontowej o premię ryzyka. Wysokość takiej premii można ustalić posługując się analizą atrakcyjności sektora. W tym celu specyfikuje się czynniki mające wpływ na ryzyko projektu np. stabilność polityczna, system podatkowy, akceptacja społeczna, stosowane technologie.

5. RYZYKA W PRZEDSIĘBIORSTWIE SUROWCOWYM

W przypadku przedsiębiorstwa surowcowego o charakterze wielobranżowym (górnictwo, przeróbka, hutnictwo, handel), niezbędnym jest ujednoczenie identyfikacji, oceny i analizy ryzyka. Przy czym istotnym staje się właściwe zdiagnozowanie ryzyk i ich wpływu na działalność całego przedsiębiorstwa. Na ogół sporządza się mapy kluczowych ryzyk, analizując cyklicznie zmiany wpływu oraz niepewności (częstotliwość/prawdopodobieństwo wystąpienia). Na rysunku 1 wyspecyfikowano 27 kategorii ryzyk kluczowych.

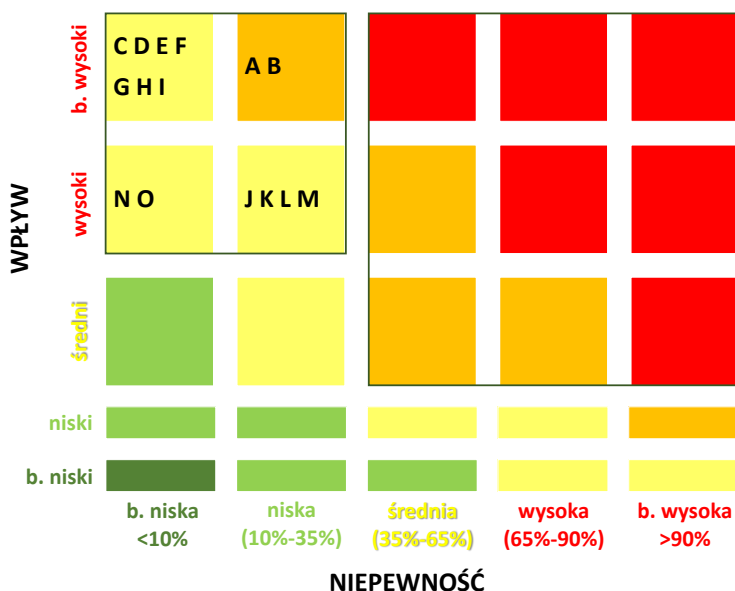


Rys. 1. Ryzyka kluczowe w działalności przedsiębiorstwa surowcowego
Fig. 1. Key risks in the operation of a raw material enterprise

gdzie: 1 – ryzyko rynkowe (zmiana cen surowców na rynkach oraz kursu walut), 2 – zagrożenia naturalne (ryzyko wystąpienia tąpnięć lub wstrząsów), 3 – ryzyko zmiany cech produktu, 4 – inwestycje kapitałowe (brak oczekiwanego zwrotu z inwestycji) 5 – zagrożenia naturalne inne (zawały), 6 – BHP (nieprzestrzeganie obowiązujących zasad i przepisów), 7 – planowanie (błędnie zdiagnozowane parametry budżetowe), 8 – zasoby złóż (dane wejściowe do modelu wyceny złóż), 9 – komunikacja 1 (nieprzekazanie informacji), 10 – komunikacja 2 (ujawnienie informacji poufnych), 11 – postępowanie administracyjne (brak koncesji), 12 – technologia (brak sprawdzonej technologii) 13 – zagrożenia naturalne (zagrożenia klimatyczne), 14 – prawo i regulacje (zmiany obowiązujących uregulowań), 15 – odpady (niewystarczająca pojemność składowiska) 16 produkcja (niedotrzymanie jakości), 17 – planowanie (brak finansowania planowanych robót), 18 – środowisko (niedotrzymanie standardów jakości), 19 – logistyka (brak drożności), 20 – zarządzanie zmianą (funkcjonowanie organizacji), 21 – interesariusze (negatywna kampania informacyjna), 22 – substytuty (pojawienie się substytutów produktów, 23 – materiały i media (przerwy w dostawie), 24 – planowanie (plany sprzedaży, produkcji, remontów), 25 – kapitał ludzki (brak zasobów ludzkich), 26 – zagrożenia gazowe, 27 – finansowe (zmiany stopy procentowej)

Przedstawione powyżej ryzyka kluczowe to zdiagnozowane ryzyka dla dużego przedsiębiorstwa górniczego, których podatność i niepewność są oceniane wysoko. W zdecydowanej większości ich wpływ jest bardzo wysoki, a dominują tu zagrożenia związane z oszacowaniem wielkości zasobów złóż, zagrożenia naturalne, rynkowe, naturalne i produkcyjne. Z przedstawionej oceny wynikają najbardziej istotne zagrożenia dla realizacji przyjętych zadań i osiągnięcia zamierzonych celów. Mapę pozostałych ryzyk przedstawiono na rysunku 2, a są to takie ryzyka dla

których wpływ oceniono bardzo wysoko, przy niskiej niepewności. Wyprecyzowano 15 kategorii.



Rys. 2. Ryzyka kluczowe inne w działalności przedsiębiorstwa surowcowego
Fig. 2. Key risks other in the operation of a raw material enterprise

gdzie: A – finansowe (niewypłacalność kontrahentów), B – postępowanie sądowe (niekorzystne decyzje sądowe), C – postępowanie administracyjne (niekorzystne/brak decyzji), D – bezpieczeństwo (zagrożenie konfliktem zbrojnym), E – kontrahenci (trudności z transportem), F – konkurencja (wrogie przejęcie), G – materiały i media (dostawa wody), H – produkcja (wystąpienie awarii), I – utrzymanie ruchu (awaria przemysłowa), J – materiały i media (przerwa w dostawach środków produkcji), K – odpady (transport odpadów), L – zainteresowani (roszczenia), M – BHP (wypadek), N – efektywność (opłacalność przerobu wkładów obcych), O – logistyka (załadunek i spedycja)

Zdefiniowane powyżej ryzyka kluczowe inne charakteryzują się bardzo wysokim wpływem na funkcjonowanie przedsiębiorstwa, a ich podatność i niepewność jest bardzo niska. Najbardziej istotne zmiany, które mogą mieć duże znaczenie dla przedsiębiorstwa przypisane są trudnościom wynikającym ze współpracy z kontrahentami oraz ewentualnym niekorzystnym decyzjom sądowym.

6. PODSUMOWANIE

Określenie odpowiednich kierunków inwestycyjnych w przedsięwzięciach surowcowych nie jest działaniem prostym i łatwym. Celem dokonania szerokiej i kompleksowej analizy niezbędnym staje się dostęp do wielu określonych materiałów i informacji, ułatwiających wypracowanie właściwej opinii i podjęcie odpowiedniej decyzji. Zastosowanie odpowiednich metod oceny planowanych inwestycji pozwoli na podję-

cie właściwej decyzji i pozwoli uniknąć niepowodzeń. Analizę i ocenę ryzyka należy rozpocząć już na etapie decyzji inwestycyjnej.

Uważa się, że najbardziej pewną i bezpieczną fazą projektu jest etap produkcji, ale wymaga on dużego zaangażowania finansowego. Natomiast projekty realizowane od podstaw, czyli tzw. *grassroots* są obarczone większym ryzykiem, ale pozwalają na przejęcie aktywów geologiczno-górnictwowych po stosunkowo niskich kosztach.

Biorąc pod uwagę wcześniejsze rozważania, można stwierdzić, że pomyślna realizacja przedsięwzięcia geologiczno-górnictwowego jest możliwa tylko po uwzględnieniu całej serii wzajemnie powiązanych ze sobą aspektów technicznych, finansowych, prawnych, geologicznych, ekologicznych, logistycznych i politycznych. Powinny być one uwzględnione w początkowej fazie oceny przedsięwzięcia co powinno zaowocować jego kontynuacją bądź zaniechaniem.

Realizacja projektów surowcowych przez przedsiębiorstwo wymaga wielu zsynchronizowanych działań mających na celu opracowanie mapy ryzyk, dla uniknięcia zagrożenia przyjętych do realizacji celów strategicznych. Analizując zdefiniowane kategorie ryzyk nietrudno zauważyć, że jest ich dużo, a ich wpływ może ulegać zmianom w perspektywie czasowej, stąd konieczność ich okresowego monitoringu i weryfikacji poziomu wpływów.

LITERATURA

- BADRI A., NADEAU S., GBODOSSOU A., 2013, *A new practical approach to risk management for underground mining project in Quebec*, Journal of Loss Prevention in the Process Industries, Vol. 26, Issue 6, November, 1145–1158.
- BADRI A. et al. (2012). *A mining project is a field of risks: A systematic and preliminary portrait of mining risks*. International Journal of Safety and Security Engineering, Vol. 2, No. 2, 145–166.
- BERGERON MAUD K. et al. (2015). *Mesurer l'acceptabilité sociale d'un projet minier : essai de modélisation du risque social en contexte québécois*, La revue électronique en sciences de l'environnement, Vol. 15, Numéro 3.
- DZIEŻA J., 2005, *Opcje realne – nowe możliwości w podejmowaniu decyzji inwestycyjnych w górnictwie*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Sympozja i Konferencje nr 64, Szczyrk, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- FOJCIK C., IGNACY D., KURBIEL A., 2005, *Inwestycje techniczne i ekologiczne gwarancją dalszego rozwoju KWK „Szczygłowice”*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Sympozja i Konferencje nr 64, Szczyrk, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- FRANCO-SEPULVEDA G., CAMPUZANO C., PINEDA C, 2017, *NPV risk simulation of an open pit gold mine project under the O'Hara cost model by using Gas*, International Journal of Mining Science and Technology, Vol. 27, Issue 3, 557–565.
- HUNTER D., 2016, *Managing tailings dam and open pit risk – when things go wrong*, Mining risk review 2016, Willis Towers Watson, 22–31.
- KĘDZIA W., WIRTH H., 2005, *Wykorzystanie symulacji Monte Carlo w ocenie górniczych projektów inwestycyjnych*, Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Sympozja i Konferencje nr 64, Szczyrk, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.

- KUDEŁKO J., 2006, *Dywersyfikacja działalności jako strategia wzrostu i rozwoju przedsiębiorstwa*, Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud CUPRUM, nr 3.
- KUDEŁKO J., 2012, *Strategie inwestycyjne przedsiębiorstw górniczych*, Wyd. KGHM CUPRUM, Wrocław.
- KUDEŁKO J., WANIELISTA K., 2013, *Ocena projektów górniczych i surowcowych w perspektywach inwestora i jego otoczenia*, Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud CUPRUM, nr 2, 13–35.
- KULCZYCKA J., 2001, *Wpływ opodatkowania na konkurencyjność górnictwa*, Miesięcznik WUG, nr 5 (81).
- METALS ECONOMICS GROUP, 2005, *Strategies for Copper Reserves Replacement*.
- O'HARA A., 1982, *Analysis of risk in mining projects. Selected readings in mineral economics*, Edited by F. J. Anderson, CIM Bulletin July, 123–137.
- PLANETA S., WIRTH H., KUDEŁKO J., GROTOWSKI A., OFMAN P., 2000, *Metoda oceny techniczno-ekonomicznej projektów geologiczno-górnicznych*, Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud CUPRUM, nr 14.
- PRS Group, Political Risk Services, www.prsgroup.com.
- SALUGA P., 2009, *Ocena ekonomiczna projektów i analiza ryzyka w górnictwie*, Studia, Rozprawy, Monografie nr 152, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- SIERPIŃSKA M., JACHNA T., 1993, *Ocena przedsiębiorstw według standardów światowych*, PWN.
- WIRTH H., 2015, *Ekonomika przedsiębiorstw górniczych w ujęciu strategicznym*, Wyd. KGHM CUPRUM, Wrocław.

RISK FACTORS AND THREATS IN RAW MATERIALS PROJECTS

When deciding whether to start a new investment, it is important to assess the risk associated with the planned project. In general, technical, financial and legal risks are taken into account in the risk assessment. The degree of risk of the project depends directly on the stage of its assessment. The economic and political risk of the project depends to a large extent on the place of its implementation, or more precisely on the political and economic environment of the country or region in which the future project is to be implemented. Risk factors in mining investment projects are primarily; the possibility of postponing the project in time, changing its scale, the size of the resource base, the efficiency of deposits, processing capacity, the situation on the raw materials market, the efficiency of machinery and equipment. In the paper the authors discussed the standard deviation and the coefficient of variability for the assessment of the cash flow balance. A case study of risk assessment in a mining company was presented.

- Karolina ADACH-PAWELUS, karolina.adach@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Górnictwa
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Joanna BAC-BRONOWICZ, joanna.bac-bronowicz@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geodezji i Geoinformatyki
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Jan BLACHOWSKI, jan.blachowski@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geodezji i Geoinformatyki
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Mirosław BAJDA, miroslaw.bajda@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Systemów Maszynowych / Akredytowane Laboratorium Transportu Taśmowego
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Ryszard BŁAŻEJ, ryszard.blazej@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Systemów Maszynowych / Akredytowane Laboratorium Transportu Taśmowego
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Jan BUTRA, jan.butra@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Górnictwa
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Adam CHRZANOWSKI, adamc@unb.ca
University of New Brunswick, Canadian Centre for Geodetic Engineering
Fredericton NB, Canada
- Michał DUDEK, michal.dudek@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Ekonomiki Przemysłu i Geoeconomii
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Lech GŁADYSIEWICZ, lech.gladysiewicz@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Systemów Maszynowych
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Monika HARDYGÓRA, monika.hardygora@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Systemów Maszynowych / Akredytowane Laboratorium Transportu Taśmowego
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Paulina KACZOR, paulina.kaczor@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geodezji i Geoinformatyki
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław

- Damian KASZA, damian.kasza@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geodezji i Geoinformatyki
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Witold KAWALEC, witold.kawalec@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Ekonomiki Przemysłu i Geoeconomii
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Agata KOWALSKA, agata.kowalska@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geologii i Wód Mineralnych
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Aleksander KOWALSKI, aleksander.kowalski@uwr.edu.pl
Uniwersytet Wrocławski, Instytut Nauk Geologicznych
Zakład Geologii Strukturalnej i Kartografii Geologicznej
pl. Makska Borna 9, 50-204 Wrocław
- Robert KRÓL, robert.krol@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Systemów Maszynowych
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Zbigniew KRYSA, zbigniew.krysa@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Ekonomiki Przemysłu i Geoeconomii
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Jan KUDEŁKO, jan.kudelko@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Górnictwa
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Katarzyna ŁUSZCZEK, katarzyna.luszczyk@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geologii i Wód Mineralnych
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Andrzej ŁUSZCZKIEWICZ, andrzej.luszczykiewicz@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Górnictwa
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Zbigniew MUSZYŃSKI, zbigniew.muszynski@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geodezji i Geoinformatyki
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław

- Katarzyna PACTWA, katarzyna.pactwa@pwr.edu.pl
Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Ekonomiki Przemysłu i Geoeconomii
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Daniel PAWELUS, daniel.pawelus@pwr.edu.pl
Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Górnictwa
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Anna SZOSTAK-CHRZANOWSKI, anna.chrzanowska@pwr.edu.pl
Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geodezji i Geoinformatyki,
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Jarosław WAJS, jaroslaw.wajs@pwr.edu.pl
Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geodezji i Geoinformatyki
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Ewa WARCHALA, ewa.warchala@pwr.edu.pl
Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Geodezji i Geoinformatyki
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Dariusz WOŹNIAK, dariusz.wozniak@pwr.edu.pl
Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Systemów Maszynowych / Akredytowane Laboratorium Transportu Taśmowego
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław
- Justyna WOŹNIAK, justyna.wozniak@pwr.edu.pl
Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Zakład Ekonomiki Przemysłu i Geoeconomii
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław