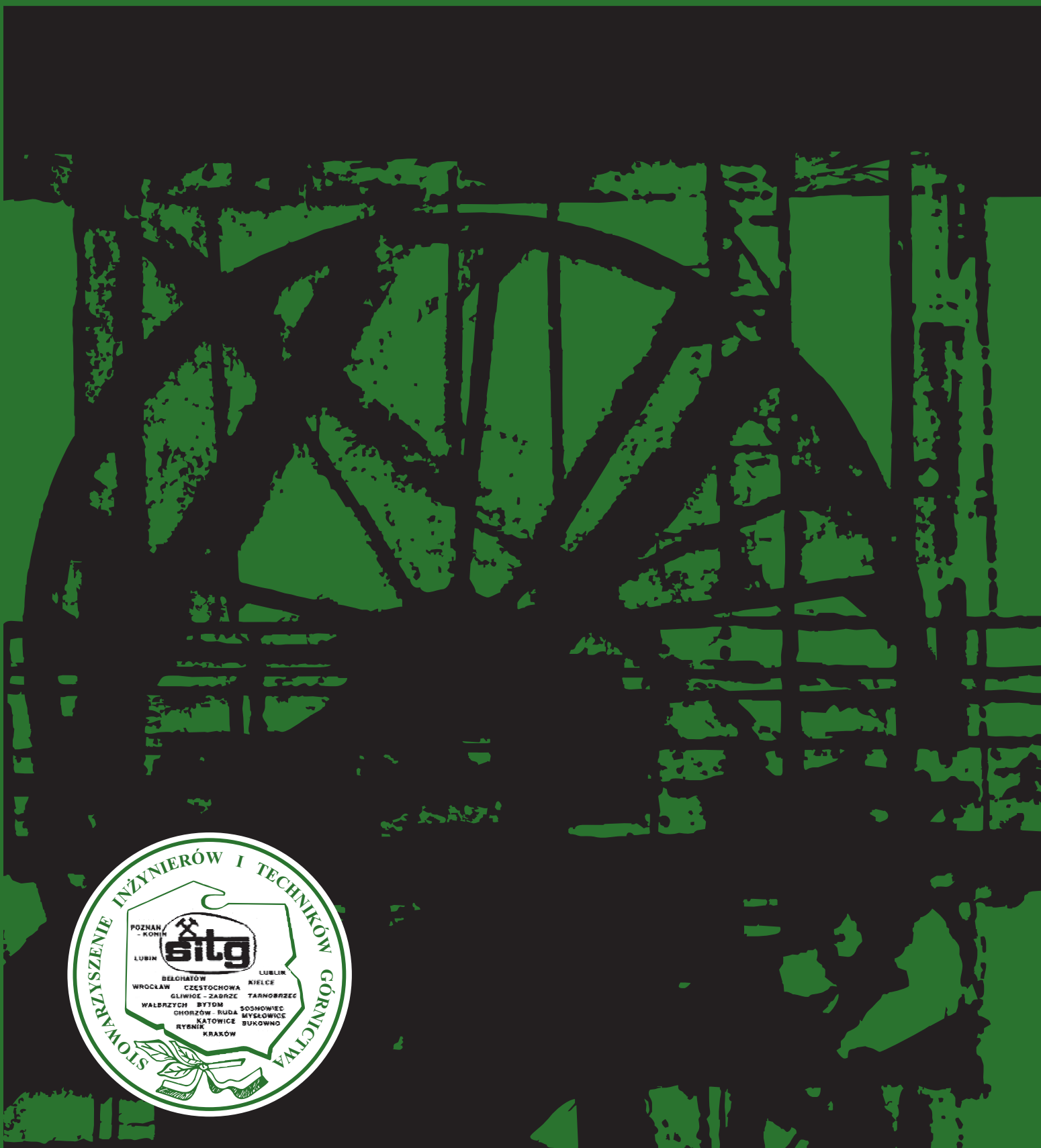
ISSN 0033-216X

PRZEGLĄD GÓRNICZY

założono 01.10.1903

9/2015



PRZEGLĄD GÓRNICZY – założono 1903 POLISH MINING REVIEW – established in 1903
JOURNAL OF THE POLISH ASSOCIATION OF MINING ENGINEERS AND TECHNICIANS

KOMITET REDAKCYJNY – EDITORIAL BOARD

Albin Zdanowski – Redaktor Naczelny – Editor in Chef

REDAKTORZY TEMATYCZNI – THEMATIC EDITORS

Wacław Dziurzyński
Wiesław Kozioł
Andrzej Lisowski
Kazimierz Stoiński
Józef Sułkowski

REDAKTOR MERYTORYCZNY – PUBLICATIONS EDITOR

Alina Goździk

REDAKTOR TECHNICZNY – TECHNICAL EDITOR

Dariusz Gawlik

SEKRETARZ REDAKCJI – EDITORIAL ASSISTANT

Łukasz Froch

REDAKTOR JĘZYKOWY – LANGUAGE EDITOR

Justyna Baic

REDAKTOR STATYSTYCZNY – STATISTICAL EDITOR

Tadeusz Tumidajski

REDAKTORZY ZESZYTU NR 9/2015

Józef Pyra
Zbigniew Kasztelewicz

RADA NAUKOWA – SCIENTIFIC COUNCIL

Przewodniczący: Józef Dubiński – Polska
Ali Ishan Arol – Turcja
Ljudmilla Bokanyi – Węgry
Jacek Charbuciński – Australia
Wojciech Ciężkowski – Polska
Piotr Czaja – Polska
Marian Dolipski – Polska
Pedro Riesgo Fernandez – Hiszpania
Lech Gładysiewicz – Polska
Stefan Góralczyk – Polska
Monika Hardygóra – Polska
Władysław Konopko – Polska
Johan de Korte – RPA
Mel Laurila – USA
Andy Meyers – Australia
Michael Myszkowski – USA
Julius Rubinstein – Rosja
R. K Sachdev – Indie
Vladimir Slivka – Czechy
Marek Ściążko – Polska
Dieter Ziaja – Niemcy

RADA PROGRAMOWA – PROGRAM COUNCIL

Zygmunt Folta
Aleksander Kabziński
Kazimierz Kozioł
Mirosław Kugiel
Piotr Litwa
Roman Łój
Janusz Olszowski
Eugeniusz Ragus
Joanna Strzelec-Łobodzińska
Andrzej Tor
Dariusz Trzcionka
Herbert Wirth
Stanisław Żuk

PIERWOTNĄ WERSJĄ CZASOPISMA PRZEGLĄD GÓRNICZY JEST WERSJA PAPIEROWA

BIBLIOTEKI OBOWIĄZKOWO GROMADZĄCE ZBIORY PRZEGLĄDU GÓRNICZEGO.
LIBRARIES GATHERING OBLIGATORILY THE COLLECTIONS OF THE POLISH MINING REVIEW

Biblioteka Narodowa – Warszawa
Biblioteka Uniwersytetu im. A. Mickiewicza – Poznań
Biblioteka Uniwersytetu im. M. Kopernika – Toruń
Biblioteka Publiczna Miasta Stołecznego Warszawy
Biblioteka Katolickiego Uniwersytetu Lubelskiego
Biblioteka Uniwersytetu Opolskiego
Biblioteka Uniwersytetu Gdańskiego
Biblioteka Uniwersytetu im. M. Curie-Skłodowskiej – Lublin
Biblioteka Jagiellońska- Kraków
Biblioteka Śląska – Katowice
Biblioteka Uniwersytetu Łódzkiego
Biblioteka Uniwersytetu Warszawskiego
Książnica Podlaska - Białystok
Książnica Pomorska – Szczecin
Biblioteka Uniwersytetu Wrocławskiego

WYKAZ JEDNOSTEK ABSTRAKTUJĄCYCH ARTYKUŁY NAUKOWE ZAMIESZCZANE W PRZEGLĄDZIE GÓRNICZYM
LIST OF UNITS ABSTRACTING OR OBTAINING SCIENTIFIC ARTICLES PUBLISHED IN THE POLISH MINING REVIEW

Institute for Scientific Information, Filadelfia – USA
Bibliothek Georgius Agricola
TU Bergakademie Freiberg, Freiberg – Niemcy
Publication Processing Department
Thomson Reuters, Filadelfia – USA
Engineering Information Inc Amsterdam – Holandia
Chemical Abstracts Service Columbus, Ohio, USA
Institute of Mining and Metallurgy Abstracts Londyn – Wielka Brytania
Minerals & Mining Information Services, IMMM Londyn – Wielka Brytania
All – Russian Institute of Scientific and Technical Information (VINITI) Moskwa - Rosja

PRZEGLĄD GÓRNICZY JEST INDEKSOWANY W: THE POLISH MINING REVIEW IS INDEXED IN:
- wykazie czasopism Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego – 6 pkt
- Index Copernicus Journal Master List – ICV = 5,98
- ogólnopolskiej bazie <baztech.icm.edu.pl>

Wydawca: STOWARZYSZENIE INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTWA ZARZĄD GŁÓWNY
Adres Redakcji: 40-952 Katowice, ul. Powstańców 25, tel: 48 32 255-46-48, e-mail: zgsekretariat@sitg.pl
Strona internetowa Przeglądu Górniczego: redakcja www.sitg.pl/strona-przeglad_redakcja.html:
streszczenia artykułów www.sitg.pl/starastr/dzialal_1c1a.html: teksty artykułów www.sitg.pl/starastr/dzialal_1c1a1.html :
Skład, druk i oprawa: DRUKAT Sp. z o.o. 40-065 Katowice, ul. Mikołowska 100a, tel: 48 32 757-43-99
Nakład 600 egz
ISSN 0033-216X
© Copyright by of the Polish Association of Mining Engineers and Technicians

PRZEGLĄD GÓRNICZY

założono 01.10.1903 r.

MIESIĘCZNIK STOWARZYSZENIA INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW GÓRNICTWA

Nr 9 (1114) wrzesień 2015 Tom 71 (LXXI)

Po 50-leciu Katedry Górnictwa Odkrywkowego

Katedra Górnictwa Odkrywkowego powstała pół wieku temu. Jest częścią Wydziału Górnictwa i Geoinżynierii Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie. Przez te 50 lat przyczyniła się do znacznego rozwoju górnictwa odkrywkowego w Polsce i na świecie. Nasza Katedra była pierwszą w Polsce specjalizującą się w problematyce odkrywkowej eksploatacji złóż, a w szczególności złóż surowców skalnych i węgla brunatnego. Jednak historia rozwoju górnictwa odkrywkowego na AGH Kraków jest dużo starsza. Powołanie Zakładu Eksploatacji Złóż Skalnych nastąpiło już 65 lat temu, czyli w 1949 roku. Natomiast specjalność dydaktyczna Eksploatacja Odkrywkowa uruchomiona została w roku akademickim 1951/52.

Katedra bardzo prężnie się rozwija, m.in. poprzez prowadzone badania naukowe, projekty badawcze krajowe i międzynarodowe, publikacje, organizowane konferencje, studia podyplomowe oraz prace zlecane z przemysłu.

Obecnie w ramach Katedry funkcjonują następujące Pracownie:

- Pracownia Eksploatacji Złóż i Projektowania Kopalń
- Pracownia Geohydrauliki, Odwadniania, Gospodarki Wodnej, Rekultywacji i Rewitalizacji
- Pracownia Techniki Strzelniczej i Oddziaływań na Środowisko

oraz Laboratoria:

- Laboratorium Badania Gleb i Skał
- Laboratorium Hydrologii i Hydrauliki Geoinżynierskiej
- Komputerowe Laboratorium Modelowania i Prognozowania Procesów Inżynierskich
- Centralne Laboratorium Techniki Strzelniczej i Materiałów Wybuchowych
- Laboratorium Robót Strzałowych i Ochrony Środowiska

.

W ramach Katedry funkcjonują także:

- Ośrodek Szkolenia Zawodowego
- Międzywydziałowa Polowa Stacja Badań Środowiskowych

Katedra jest organizatorem trzech cyklicznych Konferencji:

- Szkoła Górnictwa Odkrywkowego
- Technika Strzelnicza w Górnictwie i Budownictwie
- Polsko-Niemieckie Forum Rekultywacji

Prowadzi również Studia Podyplomowe:

- Górnictwo Odkrywkowe
- Górnictwo Odkrywkowe Węgla Brunatnego
- Eksploatacja Ujęć Wód Podziemnych

Nasza Katedra, dzięki swoim wybitnym specjalistom z zakresu wybranych problemów górnictwa odkrywkowego zajmuje wysoką pozycję w kształceniu przyszłych pokoleń i dalszego rozwoju górnictwa. Zespół Pracowników Katedry wykształcił ponad 2400 absolwentów. Przez 50 lat na Naszym Wydziale, a pośrednio w Katedrze Górnictwa Odkrywkowego 94 osoby uzyskały stopień doktora, a 16 otrzymało habilitacje.

Prof. dr hab. inż. Zbigniew Kasztelewicz
Kierownik Katedry Górnictwa Odkrywkowego

UKD 622.271:622.6:62-2

Pojazdy technologiczne stosowane w transporcie w górnictwie odkrywkowym

Heavy duty trucks applied for transport in surface mining



Dr inż. Przemysław Bodziony)*



Mgr inż. Mateusz Sikora)*



Dr inż. Maciej Zajączkowski)*



Prof. dr hab. inż. Zbigniew Kasztelewicz)*

Treść: Jednym z najczęściej stosowanych technologicznych układów wydobywczych w górnictwie odkrywkowym jest układ cykliczny, tj. współpraca koparki jednonaczyniowej z pojazdami technologicznymi. Podstawowy podział pojazdów stosowanych w górnictwie wynika z różnicy w ich budowie i dzieli na grupy wozideł sztywnoramowych oraz przegubowych. W artykule omówiono różnice konstrukcyjne, warunki eksploatacji, a także ich wady i zalety.

Abstract: One of the most popular mining technology system in surface mining is the cyclic system i.e. cooperation between single-bucket excavator and dump trucks. The general division of dump trucks comes from their construction differences; they are divided into haul trucks and articulated trucks (ADT). This paper presents construction differences, exploitation conditions and advantages and disadvantages of each truck.

Słowa kluczowe:

górnictwo odkrywkowe, pojazdy technologiczne, transport materiałów, wozidła sztywnoramowe, wozidła przegubowe

Key words:

surface mining, mining trucks, material handling, haul trucks, articulated trucks

*) AGH w Krakowie

1. Wprowadzenie

Pojazdy samowyładowcze przeznaczone do pracy w trudnych warunkach eksploatacyjnych kopalń odkrywkowych stanowią grupę środków transportu o wąsko specjalizowanej budowie zarówno elementów podwozia, jak i nadwozia, koniecznych do zapewnienia dużej ładowności. Ze względu na wspomnianą specyfikę nazywane są wozidłami lub pojazdami technologicznymi.

2. Główne kryteria podziału pojazdów technologicznych stosowanych w górnictwie odkrywkowym

2.1. Budowa nadwozia i podwozia

Każdy pojazd samowyładowczy składa się ze standaryzowanego nadwozia i podwozia. W skład nadwozia wchodzi: zespół napędowy, kabina kierowcy i skrzynia ładunkowa wraz z mechanizmem służącym do rozładowania (podnoszenia) skrzyni. Podwozia pojazdów dobiera się odpowiednio do rodzaju podłoża i dopuszczalnych nacisków. Ze względu na dopuszczalne naciski wyróżnia się podwozia dostosowane do pracy:

- *na twardym podłożu* – praktycznie naciski nie są ograniczone ze względu na podłoże, lecz decyduje wytrzymałość opon, przy uwzględnieniu możliwości najechania na odłamki skalne,
- *na średnio twardym podłożu* - ze względu na ograniczone naciski na podłoże; zazwyczaj dopuszcza się obciążenie osi w granicach 180÷200 kN,
- *na ulepszonym miękkim podłożu* – ze względu na dopuszczalne naciski przyjmuje się obciążenie osi nie większe niż 100 kN,
- *na terenie grząskim o małej wytrzymałości* – ze względu na małe dopuszczalne naciski przyjmuje się obciążenie osi nie większe niż 50 kN [4-6].

Pojazdy przeznaczone do pracy w kopalniach odkrywkowych budowane są najczęściej jako dwuosiowe, na podwoziach specjalnych, których głównym elementem jest spawana, jednoczęściowa, sztywna rama podłużnicowa o przekroju skrzynkowym, stąd też pochodzi ich nazwa – wozidła sztywnoramowe (rys.1b).

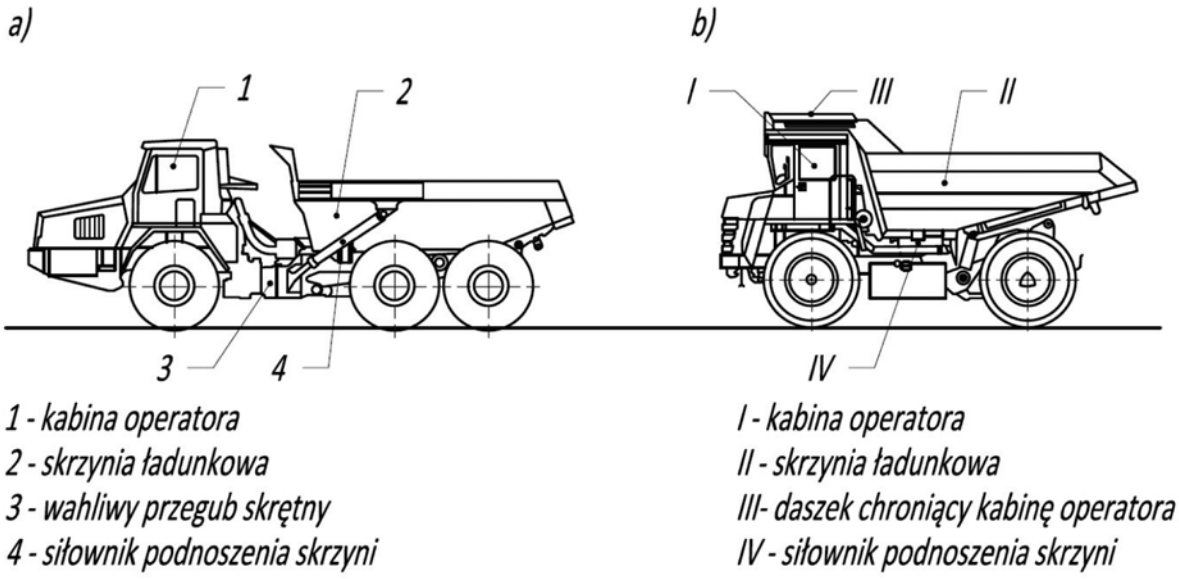
W tym typie wozideł wszystkie zespoły podwozia i nadwozia są osadzone na wspólnej ramie, a skręt kół uzyskuje się przez wychylenie ich w stosunku do przedniej osi podwozia, przez wspomagany pneumatycznie układ kierowniczy. Napęd zaś przenoszony jest wyłącznie na oś tylną, często multiplikowany dodatkowymi przekładniami planetarnymi w piastach kół. Budowa i elementy podwozia zależą przede wszystkim od konstrukcji ramy.

Stosowane są również pojazdy, składające się z jednoosiowego ciągnika, osadzonego na ramie podłużnicowej, o przekroju prostokątnym, sprzęgniętego (najczęściej) z dwuosiową ramą przyczepy, poprzez specjalny układ przegubowy, łączniki reakcyjne oraz układ hydrauliki siłowej. Są to tak zwane wozidła technologiczne przegubowe (rys. 1a). Kabina operatora, silnik oraz główne części zespołu napędowego są umieszczone na przedniej ramie, natomiast skrzynia ładunkowa – na tylnej. Napęd przenoszony jest na wszystkie, najczęściej trzy, osie pojazdu z możliwością blokowania mechanizmów różnicowych i multiplikowania momentu obrotowego dodatkowymi przekładniami. W wozidłach przegubowych nie ma klasycznego układu kierowniczego, a manewrowanie możliwe jest dzięki zastosowaniu specjalnego układu siłowników hydraulicznych, pozwalających na odchylanie ciągnika względem przyczepy. Obie ramy poza połączeniem przegubowym, sprzęgnięte są siłownikami hydraulicznymi pozwalającymi wychylać względem siebie, umożliwiając tym samym wykonanie skrętu. Dzięki takiemu rozwiązaniu uzyskuje się wyjątkowo dużą zwrotność pojazdu (małe promienie skrętu, dobre wpisywanie się w drogę technologiczną).

Wozidła przegubowe użytkowane są przede wszystkim przy wielkoskalowych pracach inżynieryjnych ziemnych oraz budowlanych, skąd zostały zaadaptowane jako pojazdy kopalniane.

Na rysunku 1 przedstawiono konstrukcję wozidła przegubowego oraz sztywnoramowego.

Gabaryty wozideł przekraczają normy ustalone przepisami ruchu drogowego i pojazdy te nie mogą być użytkowane na drogach publicznych wszystkich klas w normalnym ruchu drogowym. Wozidła charakteryzują się dużymi masami całkowitymi (masą własną i ładownością), co przekłada się na wysokie obciążenie osi często przekraczające 100 kN/oś, niedopuszczalne na drogach publicznych. Nie jest także wskazana eksploatacja tego typu pojazdów na drogach źle



Rys. 1. Widok wozideł technologicznych: a) przegubowe; b) sztywnoramowe (klasyczne)
Fig. 1. Type of heavy duty trucks: a) articulated dump truck; b) haul truck

przygotowanych, ze względu na zwiększone opory ruchu przy jednoczesnym obciążeniu pojazdu, powodujące znaczny wzrost zużycia paliwa i jednoczesne ograniczenie zdolności ruchowej pojazdu, co w efekcie prowadzi do nieuzasadnionego wzrostu kosztów eksploatacji. Dodatkowo, może to powodować wyłączenia z systemu użytkowania z uwagi na uszkodzenia zmęczeniowe ram nośnych, zużycie ogumienia i innych elementów pojazdów. Aby temu przeciwdziałać, dla wozideł należy przygotować drogi technologiczne łączące miejsca eksploatacji kopaliny ze zwałowiskami i innymi miejscami rozładunku. Są to najczęściej drogi utwardzone i wyrównane, umożliwiające sprawny ruch pojazdów; a w szczególnych przypadkach, w celu zmniejszenia zużycia paliwa, buduje się drogi asfaltowe o odpowiedniej nośności. Pozwala to na zwiększenie prędkości wozideł przy jednoczesnym obniżeniu zużycia paliwa oraz lepszą organizację pracy systemu transportowego [1, 2, 6].

2.2. Ładowność pojazdów technologicznych

Klasyfikacja ogólna wozideł technologicznych dotyczy przede wszystkim podziału ze względu na ładowność, gdyż ta wielkość determinuje pozostałe parametry pojazdu, takie jak jego gabaryty, zainstalowaną moc i inne. Klasyfikację wozideł stosowanych w górnictwie odkrywkowym ze względu na ich ładowność podano w tablicy 1 [4].

Tablica 1. Klasyfikacja wozideł technologicznych ze względu na ich ładowność [4]
Table 1. Classification of haul trucks based on payload

Typ pojazdu	Ładowność nominalna, Mg
małe	do 30
średnie I	30 do 50
średnie II	50 do 80
duże I	80 do 110
duże II	110 do 170
bardzo duże	170 do 230
giganty	powyżej 230

Obecnie, pojazdy samowyładowcze przeznaczone dla górnictwa odkrywkowego charakteryzują się ładownościami od około 25 do 400 Mg; aczkolwiek w warunkach polskich najczęściej stosowane są wozidła o ładowności ok. 40 Mg. Spowodowane jest to wielkością kopalń, skalą wydobycia oraz rodzajem kopaliny użytecznej – głównie surowców skalnych [1, 2, 5]. Przy czym zaznaczyć należy, iż wozidła przegubowe mają ładowność nie przekraczającą 50 Mg oraz są wyposażone wyłącznie w klasyczny napęd spalinowy.

Wozidła bardzo duże oraz giganty stosowane są w dużych kopalniach odkrywkowych rud polimetalicznych, łupków roponośnych oraz węgla brunatnego i kamiennego, położonych głównie w Afryce, Australii oraz Ameryce Północnej i Południowej [3].

2.3. Źródło napędu

Do napędu samochodów technologicznych stosuje się wyłącznie silniki spalinowe wysokoprężne doładowane, występujące nierzadko w wersji dwusprężarkowej, zwiększającej moc silnika wolnossącego o około 20÷40 % oraz obniżające zużycie paliwa o 10÷20% [5, 6, 7]. W pojazdach sztywnoramowych o ładowności do około 100 Mg, napęd przekazywany jest od silnika spalinowego do kół jezdnych przez klasyczny układ napędowy, tj. poprzez układ sprzęgający, synchronizujący reduktor kompleksowy, hydrauliczny przemiennik momentu obrotowego (konwerter) oraz skrzynię przekładniową. Nierzadko pojazdy te cechuje bądź automatyczna bądź zautomatyzowana przekładnia. Natomiast w pojazdach technologicznych większych ładowności (powyżej 100 Mg), poza układem napędowym klasycznym, stosuje się napęd spalinowo-elektryczny, z wykorzystaniem wysokoprężnych silników tłokowych sprzęgniętych z elektrycznymi zespołami prądotwórczymi. Koła jezdne są napędzane indywidualnymi silnikami elektrycznymi zabudowanymi w piastach kół, zasilanymi przez generator, którego źródłem napędu jest silnik wysokoprężny pojazdu (rys. 2). W takim rozwiązaniu konstrukcyjnym, uzwojenie oraz przekładnia redukcyjna planetarna są równocześnie częścią osi, natomiast komutatory i szczotki umieszczone są w piastach kół, przez co uzyskano możliwość łatwego dostępu do silnika i hamulców, a ich obsługa może być przeprowadzona podczas postoju samochodu w wyrobisku. Równocześnie silniki elektryczne w kołach mogą pracować jako prądnice, odzyskując część zużytej energii, a także wspomagając działanie układu ha-



Rys. 2. Wozidło sztywnoramowe wyposażone w napęd spalinowo-elektryczny [9]
Fig. 2. Haul truck with diesel-electric drive system

mulców zasadniczych [4, 5, 6]. Dodatkowo pojazdy te mogą być zasilane bezpośrednio z przystosowanej w tym celu sieci energetycznej kopalni, poprzez zastosowanie przewodów jezdnych i układu pantografów (rys. 3). Pozwala to na wybór tańszego sposobu zasilania pojazdu, w zależności od fluktuacji cen paliw ropopochodnych oraz energii elektrycznej.

Niezbędną moc silnika pojazdu, niezależnie od rozwiązania, przyjmuje się wychodząc z założenia, że na 1 Mg masy całkowitej pojazdu powinno przypadać co najmniej 10 kW. Maksymalna prędkość jazdy wozideł z obciążeniem nie powinna przekraczać 40 km/h [5, 6, 7].

2.4. Cechy konstrukcyjne umożliwiające eksploatację w kopalniach odkrywkowych

Pojazdy technologiczne stosowane w kopalniach odkrywkowych, ze względu na specyfikę eksploatacji nie mają wielu elementów stanowiących wyposażenia samochodów przeznaczonych do ruchu na drogach publicznych. Kabina kierowcy w tych pojazdach jest najczęściej jednomiejscowa, dodatkowo zabezpieczona przed uszkodzeniem spadającymi odłamkami skalnymi specjalnym dachem ochronnym, będącym przedłużeniem przedniej ściany skrzyni ładunkowej [5, 6, 7], nazywanym systemem FOPS. Skrzynie ładunkowe do transportu urobku skalnego wozideł, wykonuje się bez tylnej ściany z podłogą odchyloną w tylnej części do góry o kąt 10°÷30°, z profilem podłogi zapobiegającym wypadaniu dużych brył skalnych w czasie jazdy. Dodatkowo zdarzają się wersje ze specjalną okładziną (wykonaną z wysokoodpornych tworzyw sztucznych lub stali trudnościeralnej) ułatwiającą zsypywanie się ładunku oraz zapobiegającą nadmiernemu zużyciu skrzyni w przypadku transportu kopalin wysoce abrazyjnych.

Skrzynie są przystosowane tylko do przechyłu w jedną stronę, tj. do tyłu pojazdu (tylnozsypowe). Przechylanie na bok groziłoby utratą stateczności i tym samym zagrażałoby bezpieczeństwu pracy. Do unoszenia skrzyni ładunkowych stosuje się siłowniki hydrauliczne jedno- lub dwucylindrowe. Kąty przechyłu skrzyni przyjmuje się nie mniejsze niż 55°. Pojemność skrzyni wyznacza się wychodząc z dopuszczalnej nośności pojazdu oraz gęstości usypowej kopalin, której średnie wartości wynoszą od 1,6 do 2,5 Mg/m^3.

Transport technologiczny kopalin wodzidłami czasami odbywa się bez względu na rodzaj pogody, przez cały rok. W okresie zimowym może występować przymarzanie urobku do skrzyni ładunkowej, w związku z czym normą jest rozwiązanie wykorzystujące ciepło gazów spalinowych do ogrzewania ścian i dna skrzyni. Polega ono na zastosowaniu systemu szczelnych kanałów w pomoście skrzyni i ścianach bocznych, przez które przepływają spaliny i uchodzą do otoczenia przez otwory wykonane w tylnym obrzeżu ścian bocznych [5, 6].

Ogumienie do samochodów technologicznych jest specjalnie przystosowane do trudnych warunków użytkowania. Stosuje się kilka rodzajów opon, w zależności od rodzaju transportowanej kopaliny użytecznej i nawierzchni drogi technologicznej. Powinny one zapewniać przede wszystkim odpowiednie przeniesienie momentu obrotowego poprzez sprzężenie ogumienia z nawierzchnią, a także wytrzymałość na zużycie mechaniczne, przecięcia i przebicia. Bardzo istotnym pozostaje aspekt temperatury pracy ogumienia, nie może być ona zbyt wysoka – przyśpieszając zużycie opon. Dlatego producenci stosują specjalne rowkowanie bieżnika umożliwiające obniżenie temperatury opon przepływającym przez nie powietrzem. W ekstremalnych przypadkach stosowana jest specjalna ciecz o dużej pojemności cieplnej wtłaczana do wnętrza opon [5, 6, 7].

3. Wady i zalety wozideł sztywnoramowych i przegubowych

Zestawienie obydwu typów środków transportu samochodowego stosowanych w kopalniach odkrywkowych pozwala na ich porównanie:

Zaletami wozideł sztywnoramowych są:
- wytrzymała, stosunkowo nieskomplikowana konstrukcja,
- duża ładowność,
- możliwość transportu bardzo dużych ładunków (brył wielkogabarytowych),
- wysoki współczynnik mocy do masy, mający znaczenie przy drogach ze stromymi podjazdami (duże różnice poziomów),
- duże prędkości transportowe,
- relatywnie mniejsze nakłady inwestycyjne w porównaniu do wozideł przegubowych o podobnej ładowności,
- bardziej symetryczny kształt skrzyni, co ułatwia załadunek



Rys. 3. Wozidło sztywnoramowe wyposażone w napęd elektryczny zasilany z układu pantografów [9]

Fig. 3. Electric drive haul truck powered by trolley pantograph system

Do istotnych wad należą:
- ograniczona mobilność w trudnym terenie (samochody sztywnoramowe pozbawione są napędu na wszystkie koła),
- konieczność utrzymywania dobrej jakość dróg transportowych oraz specjalne jej przygotowanie na warunki jesienno-zimowe,
- narażenie konstrukcji na duże obciążenia i siły skrętne przy jeździe w trudnym terenie,
- wysokie zużycie paliwa oraz specjalistycznego ogumienia,
- słaba widoczność z kabiny kierowcy, duża martwa strefa widzenia

Zaletami wozideł przegubowych są:
- możliwość poruszania się w trudnym terenie, bez konieczności przygotowywania specjalnych dróg technologicznych i utrzymywania ich w dobrym stanie,
- doskonała mobilność w punktach załadunku i wyładunku,
- doskonała mobilność i łatwość manewrowania w trudnym terenie,
- małe naciski jednostkowe na grunt, nie powodujące erozji nawierzchni oraz powstawania kolein,
- napęd na wszystkie koła, zapewniający możliwość poruszania się w trudnym terenie oraz pokonywania dużych różnic poziomów (nachyleń dróg transportowych),
- dobra widoczność kierowcy z uwagi na centralne umieszczenia kabiny operatora.

Do wad należy zaliczyć:
- duże koszty inwestycyjne,
- duże koszty eksploatacyjne związane ze zużyciem paliwa, wymianą ogumienia, części zamiennych, przeglądami i naprawami,
- przegubową konstrukcję, źle znoszącą warunki eksploatacji na drogach utwardzonych (koncentracja naprężeń ram),
- małą ładowność,
- degradacja utwardzonej nawierzchni manewrowaniem przy za- i wyładunku,

Przedstawione wady i zalety stosowanych w kopalniach odkrywkowych pojazdów technologicznych umożliwiają wskazanie zakresu stosowania tych pojazdów. Wozidła sztywnoramowe dedykowane są dla transportu brył skalnych, z dużą wydajnością na dobrych drogach technologicznych. Natomiast wozidła przegubowe powinny być wykorzystywane do transportu materiałów sypkich, w trudnych warunkach drogowych (np. na zwałowiskach).

4. Podsumowanie

Transport technologiczny oparty na samochodach samowyładowczych, mimo iż wydaje się niecelowy ze względu wysoką uszkadzalność oraz szybkie zużycie podzespołów pojazdów, a przede wszystkim ogumienia, nadal będzie przez najbliższe lata dominującym, a często jedynym możliwym rodzajem transportu technologicznego w kopalniach odkrywkowych. Układy IPCC (*In-Pit Crushing and Conveying*) oparte na sprzęgnięciu kruszarki pierwszego stopnia (mobilnej bądź stacjonarnej) z układem przenośników taśmowych, cechujących się wysoką dyspozycyjnością oraz niskimi kosztami użytkowania nie są wystarczająco uniwersalne oraz elastyczne w porównaniu do transportu wozidłami. W przypadku wielu punktów odstawy o zmiennej lokalizacji nie jest możliwa sprawna aplikacja systemu przenośników taśmowych. Dodatkowo, nie bez znaczenia pozostaje zagadnienie rezerwy zdolności transportowej – niemożliwej do uzyskania w przypadku układów IPCC.

Praca zrealizowana w ramach badań statutowych nr 11.11.100.597

Literatura:

1. *Bodziony P., Furmanik K.*: O doborze samochodów technologicznych w kopalniach surowców skalnych, Transport Przemysłowy 1(31)/2008, s. 70–75.
2. *Czaplicki J. M.*: Modelowanie procesu eksploatacji systemu koparki – wywrotki, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej nr 1740, Gliwice 2006.
3. *Czaplicki J., Kulczycka A.*: Największy system mechanizacyjny górnictwa odkrywkowego, Przegląd Górniczy 12/2014.
4. komatsu.com
5. *Kozioł W., Uberman R.*: Technologia i organizacja transportu w górnictwie odkrywkowym Wydawnictwa AGH, Kraków 1994.
6. *Lubczyński M., Mazurek S.*: Samochody samowyładowcze, WKiŁ, Warszawa 1978.
7. *Marijew P. Ł., Kuleszow A. A., Jegorow A. N., Zyraniow I. W.*: Samochodowy transport kopalniany, Wydawnictwo Nauka, Sankt Petersburg 2004.
8. oemoffhighway.com
9. siemens.com

UKD 622.271:622.34:005.61

Systemy wspomagające pracę kopalni odkrywkowej na przykładzie kopalni Sierra Gorda w Chile

Working support systems for surface mining on the example of Sierra Gorda mine in Chile



Prof. dr hab. inż. Zbigniew Kasztelewicz)*



Dr inż. Maciej Zajączkowski)*



Mgr inż. Mateusz Sikora)*



Dr inż. Przemysław Bodziony)*



*Mgr inż. Krystian Simkiewicz**)*

Treść: W artykule przedstawiono przykłady systemów wspomagania pracy kopalni odkrywkowej, jakie wdrożono w jednej z najmłodszych i zarazem najnowocześniejszych kopalń rud miedzi w Chile, tj. w kopalni Sierra Gorda, której współwłaścicielem jest KGHM International Ltd. W artykule wybrano najważniejsze z nich z punktu widzenia możliwości zaimplementowania ich w górnictwie odkrywkowym w Polsce.

Abstract: This paper presents the examples of working support systems for surface mines, which have been implemented in one of the youngest and the most modern copper ore mine in Chile – Sierra Gorda co-owned by KGHM International Ltd. The most important systems have been presented from the point of view of the possibility of their implementation in Polish surface mines.

Słowa kluczowe:

górnictwo odkrywkowe rud miedzi, Sierra Gorda, automatyka w górnictwie, systemy dyspozytorskie, inteligentna kopalnia

Key words:

copper ore surface mining, Sierra Gorda, automatics in mining, dispatch systems, intelligent mine

*) AGH w Krakowie **) Sierra Gorda SCM KGHM International

1. Wprowadzenie

Nowoczesna kopalnia odkrywkowa nie może istnieć bez wielu rozwiązań wspomagających jej zarządzanie. Systemy dyspozytorskie, systemy monitoringu maszyn czy systemy wsparcia operatorów to codzienność w zakładzie górniczym, dla którego bezpieczeństwo pracy oraz efektywna eksploatacja stanowią cele nadrzędne. Systemy te stosowane są obecnie głównie w dużych kopalniach odkrywkowych rud, jednak wraz z upływem czasu będą zapewne wdrażane w mniejszych kopalniach [2].

Kopalnia Sierra Gorda w Chile, jako jedna z najmłodszych kopalń odkrywkowych rud miedzi, jest przykładem na to, że nowoczesna inwestycja górnicza nie może funkcjonować bez zaawansowanych systemów wsparcia procesów wydobywczych na każdym etapie. Począwszy od budowy trójwymiarowego modelu złoża, wyrobiska odkrywkowego, poprzez planowanie i monitorowanie robót wiertniczo-strzałowych, pozycjonowanie i monitorowanie maszyn podstawowych, ich wskaźników produkcyjnych, stanu technicznego czy poprawy bezpieczeństwa pracy. W artykule przedstawiono wybrane systemy, które mogą znaleźć zastosowanie w polskich kopalniach odkrywkowych.

2. Technologia eksploatacji i układ maszynowy w kopalni Sierra Gorda

Kopalnia Sierra Gorda obecnie jest jedną z najmłodszych i najnowocześniejszych kopalń odkrywkowych rud miedzi w północnej części Chile. Złoże zostało udokumentowane w 2006 r., a pierwsze roboty udostępniające rozpoczęto w 2012 r. Obecnie kopalnia ta jest własnością KGHM International Ltd oraz Sumitomo Metal Mining i Sumitomo Corporation [4].

Proces wydobywczy polega na zastosowaniu technologii cyklicznej, a więc urabianiu za pomocą techniki strzelniczej, ładowaniu urobku po odstrzale za pomocą koparek nadsiębiernych i ładowarek kołowych oraz transporcie za pomocą wozideł sztywnoramowych.

Skala wydobycia, wynosząca około 200 mln Mg urobionego materiału rocznie wymaga zastosowania jednych z największych maszyn tego typu. Obecnie kopalnia ma 5 koparek nadsiębiernych o pojemności 55 m^3, 53 sztywnoramowe wozidła Komatsu 930E-4 o ładowności 300 ton oraz 2 największe na świecie ładowarki LeTourneau LT 2350 o objętości łyżki 40 m^3. Oprócz tego w kopalni wykorzystuje się maszyny pomocnicze, takie jak spycharki gąsienicowe i kołowe, równiarki oraz wozy do polewania dróg technologicznych.

Podstawowy układ wydobywczy w kopalni Sierra Gorda pokazano na rys. 1.

Efektywne zarządzanie tak dużym parkiem maszynowym przy uwzględnieniu, że proces produkcji koncentratu miedziowego wymaga ścisłej kontroli parametrów jakościowych urobku, jest zadaniem bardzo skomplikowanym.

Urobek klasyfikowany jest jako nadkład lub ruda miedzi (różne rodzaje rudy tlenkowej i siarczkowej) z wyszczególnieniem jej podstawowych cech jakościowych oraz fizykomechanicznych. Punktami załadunku urobku są maszyny ładujące, natomiast jego wyładunek może nastąpić na trzech czynnych zwałowiskach zewnętrznych, czterech składowiskach rudy bądź bezpośrednio do leja zasypowego kruszarki.

3. Wybrane systemy wspomagające pracę kopalni odkrywkowej w kopalni Sierra Gorda

Duża różnorodność litologiczna górotworu wraz z liczbą przodkow roboczych i miejsc wyładunku urobku powoduje, że podstawowy proces technologiczny w kopalni przyjmuje bardzo skomplikowaną postać. W celu efektywnego zarządzania tym procesem konieczne jest posiadanie sprawnego systemu dyspozytorskiego, który będzie uwzględniał bieżące warunki pracy w wyrobisku i na zwałowisku.

Poniżej przedstawiono systemy wdrożone w kopalni Sierra Gorda, które przyczyniają się do uzyskiwania wysokiej efektywności wydobycia rudy miedzi oraz stanowią przykład i wskazują kierunek, w którym będzie sie rozwijać nowoczesne górnictwo w przyszłosci.

3.1. Automatyczny system dyspozytorski

Efektywne zarządzanie dużą liczbą sprzętu technologicznego wymaga odpowiedniego systemu dyspozytorskiego.

Generalnie systemy dyspozytorskie można podzielić na: manualne, półautomatyczne i automatyczne [1].



Rys. 1. Koparka CAT7495 oraz wozidła Komatsu 930E-4 w kopalni Sierra Gorda [fot.: Z. Kasztelewicz]

Fig. 1. CAT7495 shovel excavator and Komatsu 930E-4 haul truck in Sierra Gorda mine

System manualny polega na otrzymywaniu przez operatorów maszyn górniczych dyspozycji pracy bezpośrednio od dyspozytora ruchu. Dyspozytor ten podejmuje decyzje na podstawie własnego osądu sytuacji, bez wspomagania systemów komputerowych. System taki ma ograniczoną skuteczność i może być stosowany w małych kopalniach, gdzie liczba pracujących maszyn nie przekracza około 10 sztuk.

W przypadku systemu półautomatycznego wszystkie decyzje również podejmuje dyspozytor, ale jest on już wspomagany przez odpowiednie systemy komputerowe, zaprogramowane tak, aby dostarczały dyspozytorowi niezbędnych informacji do dokonywania trafnych decyzji. Taki system umożliwia już zintegrowane raportowanie, przetwarzanie i archiwizowanie danych, które mogą być wykorzystywane do dokonywania bieżących analiz efektywności prowadzonego procesu produkcyjnego i znajduje zastosowanie głównie dla średnich kopalń.

W systemie automatycznym decyzje wydawane są na podstawie specjalnie opracowanych algorytmów, które kierują je bezpośrednio do koparek i wozideł, a polecenia wyświetlają się w kabinach operatorów maszyn. Zadaniem dyspozytora jest tylko monitorowanie całości operacji bądź dokonywanie zmian w wytycznych produkcyjnych, w zależności od zmieniających się warunków pracy na kopalni.

Automatyczny system sam dokonuje wyboru, które wozidło powinno zostać załadowane przez daną koparkę oraz jaki powinien być punkt przeznaczenia tego urobku. Wykonuje się przy tym optymalizację czasów cyklów z uwzględnieniem następujących priorytetów:

– minimalizowanie czasów postojów sprzętu technologicznego,
– minimalizowanie liczby sprzętu niezbędnego do wykonania danej czynności,
– maksymalizowanie ilości wydobycia urobku,
– dostosowywanie do wymaganych parametrów jakościowych kopaliny.

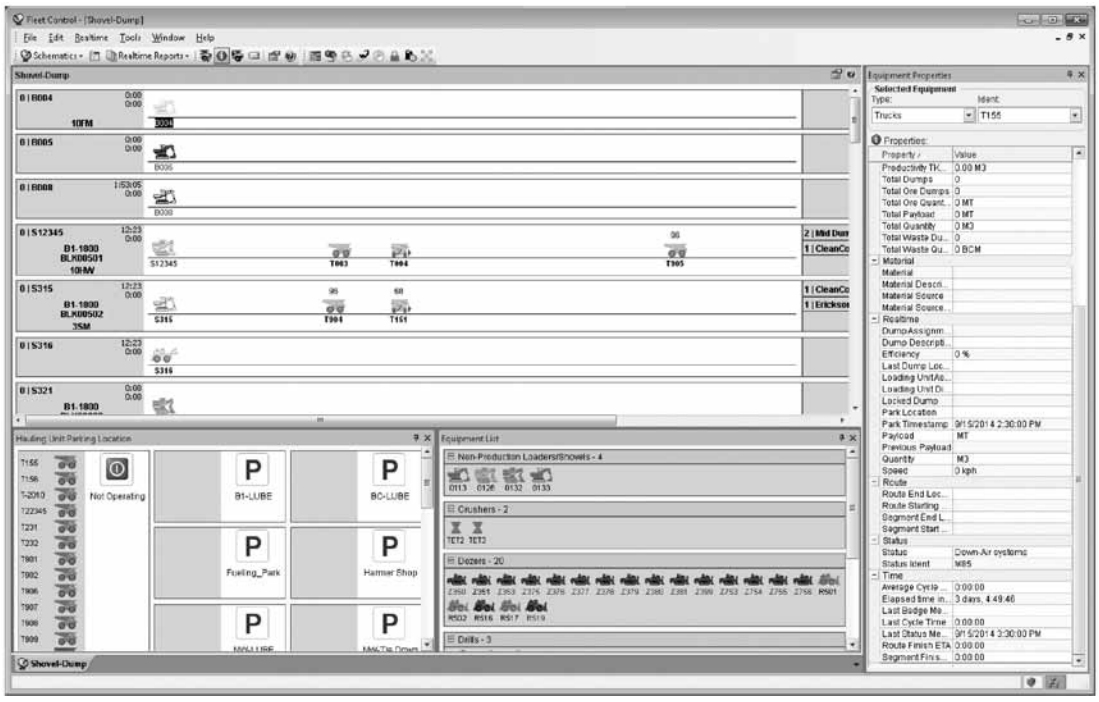
Punktem wyjścia dla automatycznego systemu dyspozytorskiego jest wiarygodny model blokowy złoża oraz warstw nadkładowych, który jest aktualizowany zarówno danymi pochodzącymi z otworów rozpoznawczych, jak i z wiertniczych otworów strzałowych. Kolejnym niezbędnym elementem są systemy telemetryczne zainstalowane na każdej maszynie pracującej w wyrobisku, na składowiskach i zwałowiskach. Systemy te, oprócz określania bieżącej pozycji danej koparki czy wozidła, monitorują stan techniczny tych maszyn, co z kolei stanowi dane wejściowe dla automatycznego systemu dyspozytorskiego. Ostatnim elementem jest trójwymiarowy model wyrobiska wraz z określeniem dróg, po których mogą poruszać się wozidła. Drogi te dzielone są na elementarne odcinki charakteryzujące różne ich parametry, np. drogi na pochylni, skrzyżowania, itp. W przypadku awarii jednej z koparek system automatycznie przekieruje współpracujące z nią wozidła do pracy z inną koparką lub do miejsca parkowania.

Od 2012 r. w kopalni Sierra Gorda z powodzeniem pracuje automatyczny system dyspozytorski firmy Wenco International Mining Systems Inc®.

Do największych zalet tego systemu należy zaliczyć:

– wizualizację bieżącej pozycji każdej maszyny technologicznej (koparek, ładowarek, wozideł, spycharek, równiarek oraz wozów do polewania dróg),
– bezpośrednie przekazywanie poleceń do operatorów maszyn z uwzględnieniem bieżącej sytuacji na kopalni,
– możliwość uwzględniania nowych dróg transportowych lub dodawanie objazdów,
– motywowanie operatorów poprzez stałą kontrolę osiąganych przez nich wskaźników produkcyjnych,
– monitorowanie na bieżąco stanu technicznego maszyn,
– raportowanie i analizowanie bieżących wydajności wszystkich maszyn,
– możliwość komunikacji dyspozytora z operatorami poprzez wiadomości tekstowe wyświetlane w kabinie operatorów,
– aktualizacja danych między tymi zebranymi na maszynach a tymi w systemie dyspozytorskim,
– analizowanie danych historycznych w celu predykcji pewnych sytuacji i wyciągania wniosków na przyszłość,
– aktualizowanie harmonogramów wydobycia z uwzględnieniem bieżących warunków eksploatacyjnych sprzętu, osiąganych czasów lub odgórnych manualnych preferencji,
– możliwość przeprowadzania szeregu symulacji w procesie wydobywczym w tle bez zmiany bieżącej operacji,
– możliwość odtworzenia wszystkich czynności wykonywanych w przeszłości [7].

Na rysunku 2 pokazano widok panelu dyspozytorskiego z programu Wenco Fleet Control®



Rys. 2. Zrzut ekranu programu Wenco Fleet Control® [7]

Fig. 2. Printscreen of Wenco Fleet Control® system

3.2. System wsparcia pracy operatora koparki

Osiąganie dużej wydajności pracy maszyn urabiających zależy przede wszystkim od operatorów tych maszyn. W tym celu w kopalni zainstalowano również specjalny system wsparcia pracy operatora koparki, który umożliwia mu bieżącą kontrolę wykonywanych czynności wraz ze wskazaniem dokonywania niezbędnych korekt.

Odbywa się to poprzez wizualizację położenia maszyny, jej wysięgnika oraz samej łyżki. Ponadto wskazywana jest odległość do zaplanowanych docelowych granic zabierki, rodzaju urabianego urobku (informacja z modelu blokowego) itp. Dzięki zastosowaniu technologii HPGPS dokładność pomiarów wynosi do kilku centymetrów, dzięki czemu można osiągać zaplanowane przez technologa górniczego granice zabierek.

Wyrobiska odkrywkowe rud miedzi charakteryzują się bardzo dużymi generalnymi nachyleniami zboczy, sięgającymi 50÷60° oraz znacznymi głębokościami dochodzącymi do 1000 m, co powoduje konieczność precyzyjnego kształtowania skarp i półek w zboczu w celu zachowania bezpieczeństwa geotechnicznego wyrobiska.

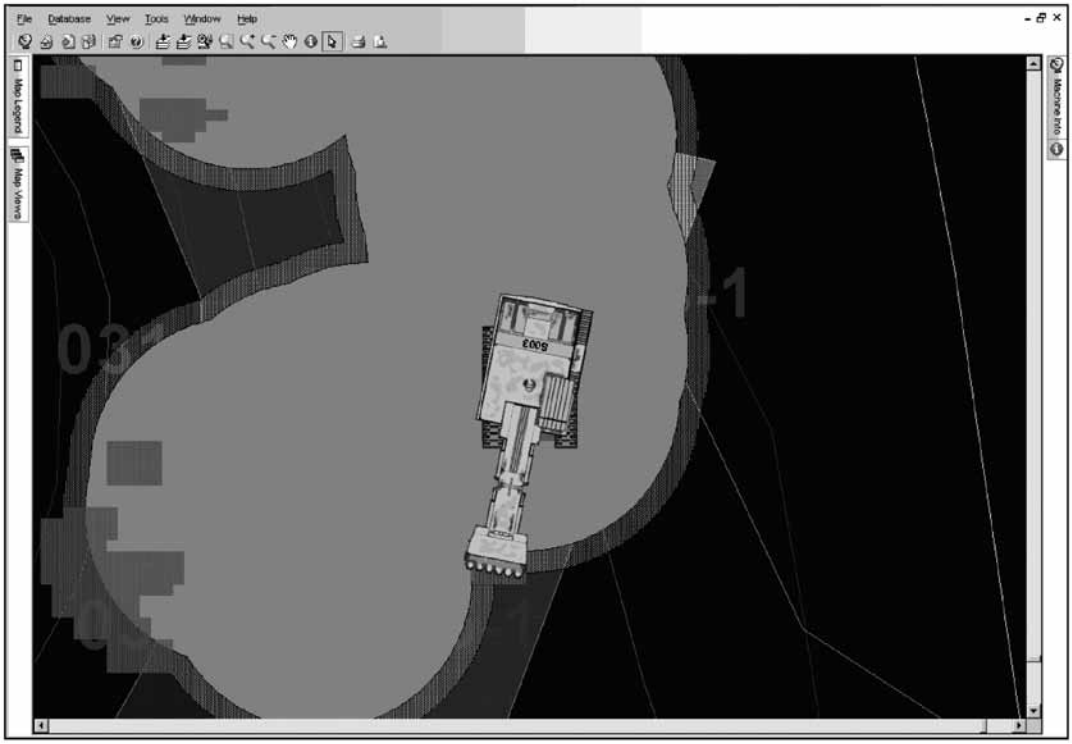
Wysoka precyzja pozycjonowania łyżki umożliwia także dokładne wybieranie urobku w przodku i jego uśrednianie. System ten ułatwia również pracę operatorom w warunkach słabej widoczności.

W kopalni Sierra Gorda w tym celu zainstalowano program Wenco Bench Manager®.

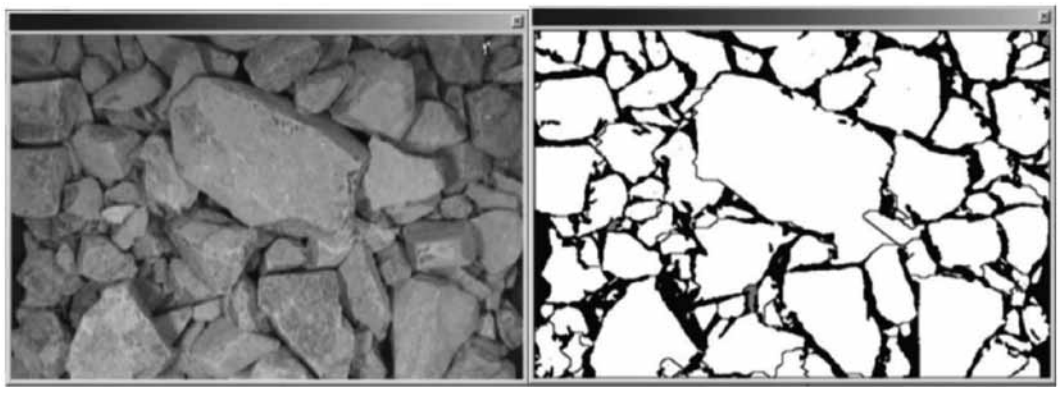
Na rysunku 3 pokazano widok panelu dyspozytorskiego z programu Wenco Bench Manager®.

3.3. Stały monitoring stopnia rozdrobnienia urobku

Kopalnia Sierra Gorda przerabia około 110 tys. ton rudy miedzi na dobę. Tak duża wydajność zakładu przeróbczego wymaga efektywnego procesu kruszenia nadawy. Jednym z najistotniejszych parametrów decydujących o efektywności pracy tego zakładu jest stopień rozdrobnienia urobku. W celu jego kontroli w kopalni zastosowano System Split Engineering®. Pozwala on analizować jakość odstrzelone-



Rys. 3. Zrzut ekranu programu Wenco Bench Manager® [7]
Fig. 3. Printscreen of Wenco Bench Manager® system



Rys. 4. Widok z kamery systemu Split® zdjęcia przed i po obróbce graficznej [6]
Fig. 4. Camera view of Split® system. Photographs before and after graphics edition

go urobku (pod kątem fragmentacji) w sposób ciągły już na przodku eksploatacyjnym. Kamery służące do tego celu zainstalowane są na kabinie oparatora koparki jednonaczyniowej. Wykonują one zdjęcia, które automatycznie poddawane są obróbce przez odpowiedni program. Dane są wysyłane za pomocą sieci internetowej i aktualizowane na bieżąco w bazie danych. Jej efektem jest wykres składu ziarnowego urobku oraz P80 [6].

Na rysunku 4. pokazano widok z kamery systemu Split® przed i po obróbce graficznej.

Wyniki te służą przede wszystkim do identyfikacji brył nadwymiarowych oraz oceny poprawności wykonanych robót strzałowych w całym usypie. Pozwalają także na wyciąganie wniosków i wprowadzanie zmian w technologii urabiania z wykorzystaniem materiałów wybuchowych np. zmiany gęstości siatki otworów, ilości i rodzaju MW w otworze itp. Pozwala to uzyskiwać zakładany stopień rozdrobnienia urobku, a tym samym efektywny załadunek i kruszenie nadawy.

3.4. Monitoring stanu zębów koparek i ładowarek

Wielkość rocznego wydobycia urobku powoduje intensywne zużycie zębów naczyń roboczych koparek nadsiębiernych i ładowarek kołowych. Ich nadmierne zużycie, a szczególnie ich utrata wpływa na znaczne obniżenie wydajności eksploatacyjnej maszyn, a także – w przypadku dostania sie zęba do kruszarki, na nieplanowane postoje remontowe w zakładzie przeróbczym. W celu monitorowania i szybkiej diagnostyki stanu zębów kopalnia Sierra Gorda zastosowała system ToothMetrics®.

System ten wyposażony jest w kamerę zamocowaną na wysięgniku koparki jednonaczyniowej lub w przedniej części ramy nośnej ładowarki kołowej. Zęby koparki/ładowarki wyposażone są w sensor do śledzenia ich lokalizacji. Po założeniu zębów na łyżkę, system jest kalibrowany za pomoca odpowiedniego programu i kamery oraz wysyła informację do operatora o jego obecności i od tej chwili monitoruje jego status w czasie rzeczywistym [5].

System wyróżnia trzy statusy zęba (status pracy normalnej, status ostrzegawczy – możliwość utraty zęba, oraz potwierdzenie utraty zęba). Ostatni z nich, oprócz informacji wizualnej, sygnalizowany jest także sygnałem dźwiękowym. Ponadto określane są: wielkość zębów, stopień zużycia oraz profil zużycia.

Wszystkie informacje przekazywane są w czasie rzeczywistym zarówno do operatora maszyny ładującej, jak do systemu dyspozytorskiego kopalni.

Analiza stopnia zużycia zębów pozwala na precyzyjne wyznaczenie długości życia zęba i dokonywanie planowanych wymian, zapobiegając sytuacji utraty zębów. Jest to bardzo ważne z punktu widzenia pracy kruszarki pierwszego stopnia, gdyż urwany ząb może spowodować jej uszkodzenie i zatrzymanie pracy całego zakładu przeróbczego.

Na rysunku 5 przedstawiono przykładowe widoki z kamery narzędzia ToothMetrics® z trzema stanami pracy zębów koparki.

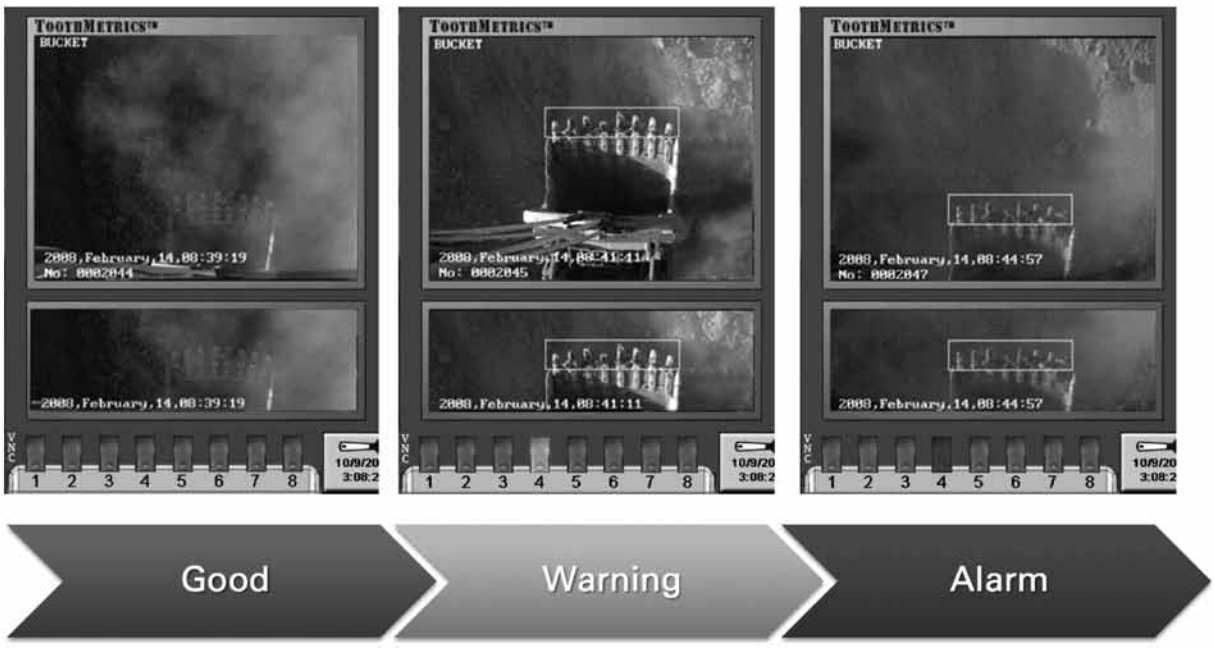
3.5. Wspomaganie obsługi wiertnic

Aby uzyskać żądaną zdolność wydobywczą, w kopalnia Sierra Gorda wykonuje około 170 do 180 tys. metrów otworów strzałowych na miesiąc. Zadanie to realizowane jest przez 11 wiertnic, które wiercą otwory produkcyjne o średnicy 10 5/8 cala oraz 12 1/4 cala. Aby maksymalnie wykorzystać potencjał maszyn wiertniczych kopalnia wykorzystuje system wspomagania obsługi wiertnic firmy Flanders®.

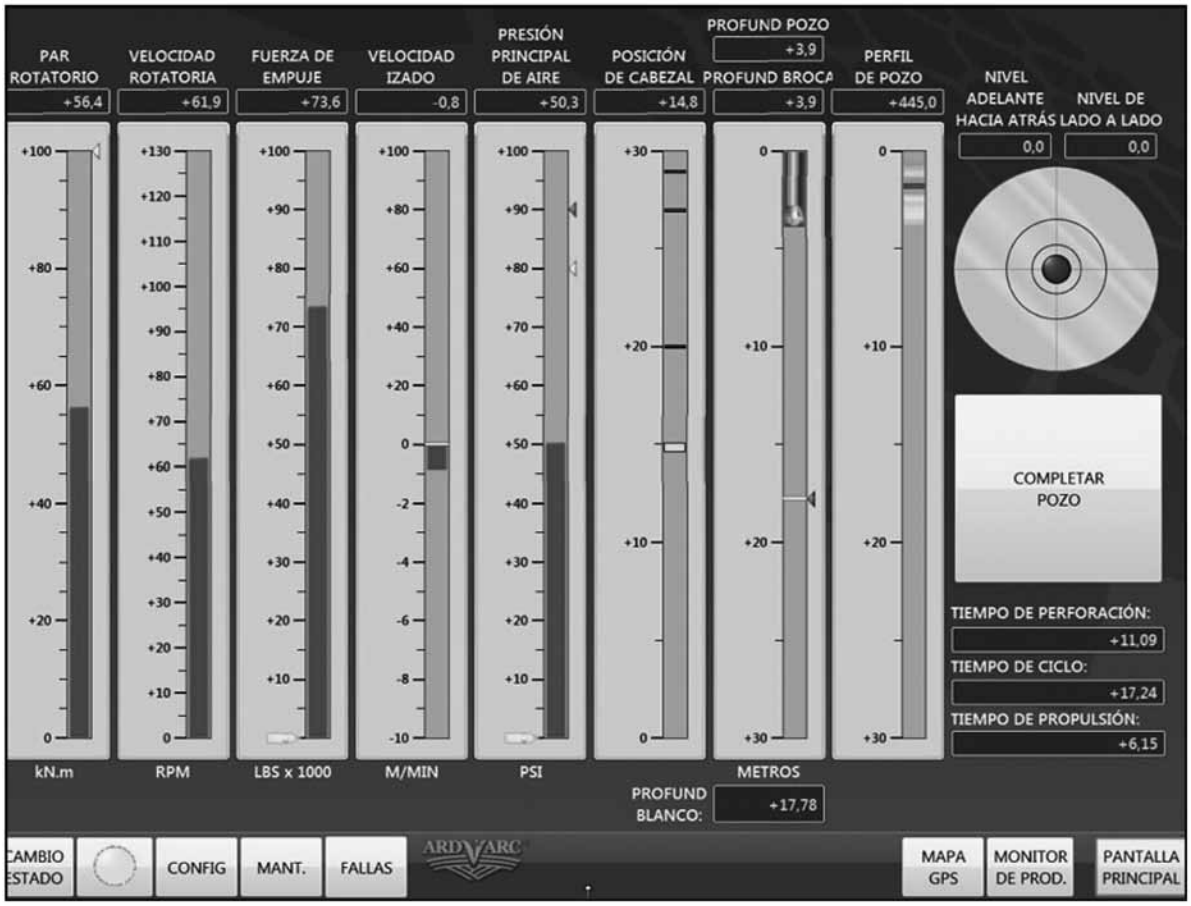
Dzięki temu systemowi wszystkie wiertnice mogą pracować w systemie półautomatycznym, a w niedalekiej przyszłości zakłada się ich pełną automatyzację. System pozycjonuje wiertnicę według zadanej siatki otworów strzałowych w oparciu o cyfrową mapę otworów, pobieraną na bieżąco z bazy danych oraz prowadzi stały monitoring parametrów pracy wiertnicy [3].

Dodatkowo parametry dotyczące postępu wiercenia otworów strzałowych pozwalają na uszczegółowienie danych dotyczących twardości skał i tworzenie map warunków prowadzenia robót strzałowych, które z kolei służą do tworzenia prognoz efektywności odstrzału i uzyskanej fragmentacji urobku.

Na rysunku 6 pokazano zrzut ekranu panelu sterowniczego wiertnicy z programu Flanders®.



Rys. 5 Przykładowe widoki z kamery narzędzia ToothMetrics® z trzema stanami pracy zębów koparki [5]
Fig. 5. Example of ToothMetrics® system camera views which show three operating status of shovel teeth



Rys. 6. Zrzut ekranu panelu sterowniczego wiertnicy z programu Flanders®
Fig. 6. Printscreen of drill rig steering panel of Flanders® system

4. Podsumowanie

Zaprezentowane w artykule systemy wsparcia pracy kopalni odkrywkowej pokazują, jak szybki postęp technologiczny dokonuje się w branży górnictwa odkrywkowego. Wydaje się, że etap bieżącego monitoringu podstawowych parametrów technicznych maszyn wraz z ich telemetrycznym przesyłem do jednostek centralnego zarządzania, a także określanie podstawowych parametrów pracy układu technologicznego, czy też samo pozycjonowanie maszyn stają się codziennością.

Jak pokazuje przykład kopalni Sierra Gorda, kolejnym etapem rozwoju omawianych systemów jest ich całkowita autonomiczność, a więc samodzielne podejmowanie kluczowych decyzji, co do sposobu prowadzenia robót górniczych (np. które wozidło powinno być załadowane przez daną koparkę, aby uzyskać maksymalną efektywność tego procesu), co oznacza pełną automatyzację maszyn górniczych.

Należy jednak pamiętać, że wdrażanie tych systemów automatycznego zarządzania nie może wyeliminować całkowicie człowieka z procesu decyzyjnego. Zmienia się jednak jego rola, z wykonawcy na obserwatora i kontrolera poprawności realizowanych prowadzonych procesów technologicznych na kopalni. Ogranicza się ona do ingerencji w sytuacjach krytycznych, których autonomiczny system nie jest w stanie przewidzieć [8].

Tym samym można stwierdzić, że górnictwo odkrywkowe wchodzi w erę „inteligentnej kopalni".

Praca zrealizowana w ramach badań statutowych nr 11.11.100.597

Literatura:

1. Design and Implementation of a Semi-automated Truck/Shovel Dispatching SystemY. LIZOTTE*, E. BONA TES* and A. LECLERC**,
2. *Machniak Ł., Borcz A.*: Rola i zastosowanie nowoczesnych systemów dyspozytorskich w odkrywkowych kopalniach surowców skalnych, Przegląd Górniczy, t. 69 nr 12, 2013.
3. http://www.flandersinc.com/2013/02/flanders-debuts-ardvarc-4-0/ www.kghm.com/
4. http://kghm.com/pl/biznes/wydobycie-i-wzbogacanie-sx-ew/sierra-gorda
5. http://www.motionmetrics.com/shovels/www.spliteng.com
6. http://www.spliteng.com/products/split-online-systems/
7. http://www.wencomine.com/fleet-management/system/
8. *Widzyk-Capehart E., McDonald A.*: Rope shovel productivity improvements – site trials experimental design.

UKD 622.36:330.322.5:339.133

Struktura popytu na kruszywo piaskowo-żwirowe w relacji do regionalizacji wydobycia - podstawowe trendy

The structure of demand for sand and gravel aggregate in relation to regionalization of extraction - basic trends



Dr inż. Dorota Łochańska)*



Dr inż. Łukasz Machniak)*



Mgr inż. Adrian Borcz)*



Mgr inż. Michał Patyk)*

Treść: Złoża kopalin skalnych są powszechne i wystarczające do zaspokojenia popytu w możliwym do przewidzenia czasie. Kruszywa pozyskiwane są w sposób ciągły, choć w różnych ilościach, zależnie od zapotrzebowania. Łatwe warunki występowania i eksploatacji sprawiają, że głównym składnikiem kosztów mierzonych u odbiorców jest koszt transportu, wyrażany zwykle w funkcji odległości. Bilansowanie popytu i podaży kruszyw żwirowych w regionach to korzyści zarówno dla kopalń, jak i dla odbiorców kruszyw. Określenie optymalnych stref bilansowania popytu kruszyw z podażą pozwala na wyznaczenie minimalnej pracy transportowej na pokrycie popytu. Niedostosowanie tych stref do siebie powoduje zbędną pracę transportową, której skutki mogą być mierzone w skali kraju. Przedstawiono propozycję algorytmu postępowania przy dostosowaniu regionalnego wydobycia do struktury popytu.

Abstract: Deposits of rock minerals are widespread and sufficient to meet demand in the foreseeable time. Aggregates are acquired continuously, but in different amounts, depending on demand. Easy conditions of occurrence and operation make the cost of transport, usually expressed as a function of distance which is measured at the buyers, the major component of the cost. Balancing supply and demand of gravel aggregates in the regions benefits both the mines and aggregate customers. Determination of the optimal balancing zones of demand and supply for aggregate allows to specify the minimal transport work to cover the demand. Maladjustment of each of these zones causes unnecessary transport work, the effects of which can be measured in the scale of the country. A proposal of algorithm was presented by adjusting the regional mining to the structure of demand.

Słowa kluczowe:

regionalizacja produkcji, popyt, podaż, kruszywa piaskowo-żwirowe, transport kruszyw

Key words:

regionalization of production, demand, supply, sand and gravel aggregates, transport of aggregates

*) AGH w Krakowie

1. Wprowadzenie

Górnictwo surowców skalnych obejmuje bardzo zróżnicowaną grupę surowców mineralnych, od bardzo zwięzłych i zwięzłych, po surowce okruchowe i ilaste. Piaski i żwiry oraz kruszywa łamane stanowią podstawową grupę surowców skalnych, znajdujących szerokie zastosowanie w gospodarce.

Złoża kopalin skalnych są powszechne pod względem występowania i wystarczające, jeśli chodzi o ich potencjał zasobowy, do zaspokojenia popytu w możliwym do przewidzenia czasie. Pozyskiwane są w sposób ciągły, choć w różnych ilościach, zależnie od zapotrzebowania. Łatwe warunki występowania i eksploatacji sprawiają, że głównym składnikiem kosztów mierzonych u odbiorców jest koszt transportu, wyrażany zwykle w funkcji odległości. Dlatego też niezbędne jest opracowywanie bilansów popytu – podaży kruszyw, by zminimalizować koszty zakupu kruszyw przez odbiorców. Badania nad ww. relacjami pozwalają na wyodrębnienie obszarów rynku lokalnego i ponadlokalnego. Miejsca te noszą nazwę regionów surowcowych. O roli i funkcji regionu w gospodarce kraju decyduje w pierwszym rzędzie wielkość bazy surowcowej i jej jakość, ale też wzajemne rozmieszczenie regionów względem siebie, względem odbiorców, a także istniejąca infrastruktura przestrzenna regionu, jego walory przyrodnicze, kulturowe i edukacyjne. Powyższe umożliwia wyznaczenie miejsc o skumulowanym popycie i ustalenie, z których miejsc wydobycia kruszyw można go zaspokoić. Wielkość powierzchni zaspokojenia popytu na kruszywa zależy przede wszystkim od wielkości zasobów kruszyw, kosztów i rodzaju transportu (w mniejszym stopniu sposobów technologii wydobycia), a także uwarunkowań środowiskowych. Miejsca pozyskiwania surowców skalnych cechują się zwykle znaczną rozległością obszarową, a więc istnieje możliwość lokalizacji nowej produkcji, jak i dalszego rozwoju już istniejącej. Dlatego rynek odbiorców jest i w dalszym ciągu będzie stymulowany jak najniższymi kosztami zakupu kruszyw, a koszt transportu jest często głównym ich nośnikiem.

Eksploatacja kruszyw piaskowo-żwirowych dostosowywana jest do stref odbioru, a rozwój rynków lokalnych jest najbardziej pożądany i opłacalny dla odbiorców. Relacji pomiędzy producentami kruszyw a ich odbiorcami towarzyszą różnego typu „zakłócenia" o charakterze środowiskowym, planistycznym, czy też społecznym (np. obszary Natura 2000, brak odpowiednich zapisów w aktach prawa miejscowego, opór społeczności lokalnych). Niedostosowanie rynku zbytu i produkcji do siebie, powoduje zbędną pracę transportową, której skutki mogą być mierzone w skali kraju. Niestety zasoby kopalin są nieodnawialne, dlatego też rolę likwidowanych kopalń przejmują nowe zakłady, niekiedy zlokalizowane w odległych miejscach. Ze względów ekonomicznych istnieje tendencja do udostępniania i eksploatacji złóż w pobliżu większych aglomeracji miejskich oraz w pobliżu bieżących inwestycji budowlanych, gdyż zapewnia to stały popyt.

2. Kruszywa piaskowo-żwirowe – występowanie i zastosowanie

Kruszywa piaskowo-żwirowe to najpospolitsza grupa kopalin naturalnych w Polsce. Ich wydobycie ma charakter masowy na obszarze całego kraju. Kruszywa te dzieli się generalnie na dwie grupy:

1. Kruszywa grube – do tej grupy zaliczamy żwiry oraz mieszanki piasków i żwirów.
2. Kruszywa drobne – piaski.

Kruszywa piaskowo-żwirowe stanowią główny składnik zróżnicowanych genetycznie form akumulacji lodowcowej, wodnolodowcowej, rzecznej, jeziornej, morskiej i eolicznej. Ich złoża charakteryzują się dużą zmiennością przestrzenną, uzależnioną od środowiska sedymentacji i panujących w okresie ich formowania warunków hydrodynamicznych [5].

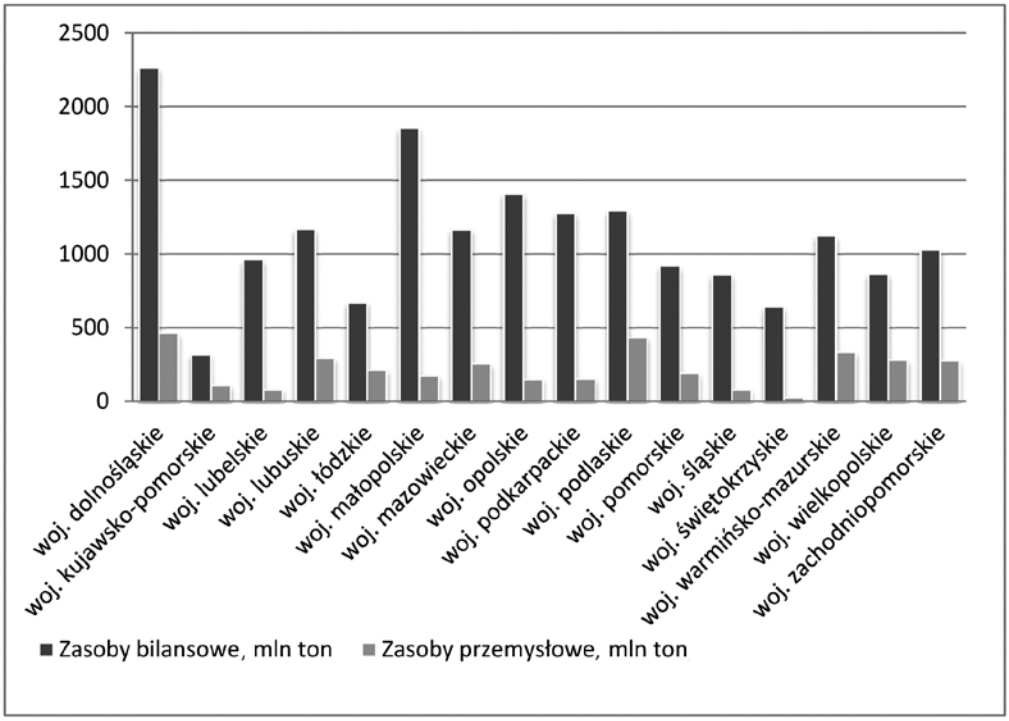
Ze względu na możliwości zastosowania i najczęściej niższą cenę w stosunku do kruszyw pochodzących z przeróbki kopalin skalnych, bardziej pożądanym kruszywem są żwiry. Złoża zasobne w żwiry charakteryzują się nierównomiernym rozmieszczeniem na terenie kraju. Ich deficyt występuje w pasie od północnego-zachodu na południowy-wschód, obejmując głównych odbiorców w miastach: Poznań, Łódź, Warszawa, Lublin. Niezaspokojony popyt na kruszywa drobne (piaski) występuje przede wszystkim w województwach południowych. Lokalizacja grup kruszyw piaskowo-żwirowych dzieli Polskę na następujące strefy:

– część północna (strefa północna) – znaczne zasoby piasków i żwirów stanowiące około 30 % zasobów krajowych kruszyw piaskowo-żwirowych (pochodzenie lodowcowe);
– część środkowa (strefa środkowa) – niewielkie złoża piaskowo-żwirowe o słabej jakości, stanowiące około 10 % zasobów krajowych kruszyw piaskowo-żwirowych;
– część południowa (strefa południowa) – złoża piaskowo-żwirowe, w przewadze żwirów pochodzenia rzecznego, o wysokiej jakości, stanowiące 60 % zasobów krajowych [1, 4, 6, 11, 14].

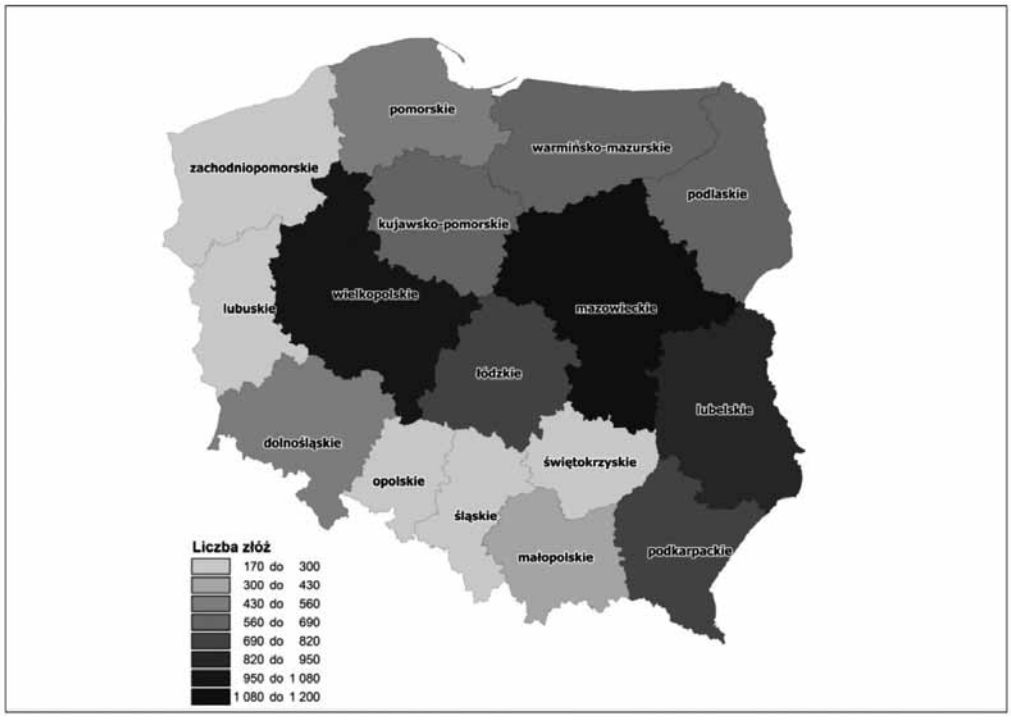
Kruszywa naturalne piaskowo-żwirowe to surowce skalne, które w większości mają znaczenie lokalne lub regionalne. Na rysunku 1 przedstawiono zestawienie zasobów bilansowych i przemysłowych w poszczególnych województwach. Przewóz międzyregionalny kruszyw świadczy o dysproporcji zasobów kruszyw w odniesieniu do stref popytu w różnych regionach kraju.

Złoża piaskowo-żwirowe stanowią osady nagromadzone w postaci luźnej, charakteryzujących się zazwyczaj zakresem średnic ziaren 0÷250 mm (od pyłów do otoczaków) [3, 5, 9, 10]. Żwiry pozyskiwane są w takich ilościach, jakie zostają wydobyte ze złoża, natomiast piaski prawie wszędzie występują w nadmiarze i często stanowią kopalinę drugiej kategorii lub są traktowane jako odpad produkcyjny. Obszary, na których frakcje piaszczyste są deficytowe, są niewielkie i obejmują tereny górzyste na południu kraju. Kruszywa piaskowo-żwirowe zazwyczaj znajdują zastosowanie bezpośrednio po wydobyciu ze złoża, bądź po prostej przeróbce. Eksploatacja złóż kruszyw piaskowo-żwirowych ma charakter masowy (jest kompleksowa), a rozdział na frakcje do sprzedaży odbywa się w zakładach przeróbczych. Na rysunku 2 przedstawiono liczbę złóż piaskowo-żwirowych w poszczególnych województwach – stan na koniec 2012 roku. Układy technologiczne kruszyw wraz z produkcją (układy przeróbcze) nie są skomplikowane. Zazwyczaj wielkości wydobycia są niewielkie, zależne od wielkości zasobów, ale również od lokalnego popytu. Część frakcji piaskowych, na które nie ma popytu, jest składowana w wybranej w czasie eksploatacji przestrzeni lub transportowana na składowisko odpadów.

Złoża piaskowo-żwirowe zawierają podstawowy materiał budowlany wykorzystywany zarówno w małych, jak i w dużych inwestycjach budowlanych. Zastosowanie znajdują wszystkie frakcje kruszywa, począwszy od piaszczystej, poprzez żwiry, aż do głazów narzutowych. Korzystanie z nich jest jednak zróżnicowane terytorialnie. Ogólnie można powiedzieć, że podstawową frakcją są żwiry pozyskiwane na obszarze całego kraju, choć w nierównych ilościach. Najuboższa we frakcje żwirowe jest środkowa i południowo-wschodnia część Polski (rejon Warszawy, Łodzi, Poznania, Lublina). Asortymenty żwirowe często stosowane są jako kruszywa do betonów zwykłych i wyższych marek, a także do innych



Rys. 1. Zestawienie zasobów bilansowych i przemysłowych w poszczególnych województwach wg stanu na koniec 2013 r. [2]
Fig. 1. Summary of resources in the individual provinces as of the end of 2013 [2]



Rys. 2. Liczba złóż piaskowo-żwirowych w Polsce 2013 [7]
Fig. 2. Total number of sand and gravel deposits in Poland [7]

zastosowań: w produkcji lastriko, jako materiał filtracyjny, czy jako materiał do wymiany gruntów. Jakość złóż kruszyw żwirowych związana jest z genezą ich powstania i zależna jest od składu petrograficznego. Dobrą jakością charakteryzują się złoża pochodzenia rzecznego na Dolnym Śląsku oraz w górnym odcinku Dunajca w Karpatach.

3. Wpływ transportu na bilansowanie popytu z podażą kruszyw piaskowo-żwirowych

Zaspokojenie popytu na kruszywa piaskowo-żwirowe, stosowane w budownictwie i drogownictwie, polega na korzystaniu z zasobów kopalin skalnych powszechnie występujących

i powszechnie stosowanych, czyli w pierwszej kolejności z zasobów bliskich i łatwo dostępnych w pozyskaniu. Istnieje kilka technologii wydobycia kruszyw zależnych od warunków geologicznych i wielkości frakcji oraz dwa główne rodzaje transportu: samochodowy i kolejowy.

Produkcja kruszyw piaskowo-żwirowych jest dość równomiernie rozmieszczona na obszarze kraju. Lokalizacja złóż przyczynia się do zagospodarowywania ich tak, aby mogły one zaspokajać popyt na kruszywa lokalnych odbiorców. Istnieje związek przyczynowo-skutkowy pomiędzy miejscami wydobycia surowców skalnych a miejscami odbioru. Jego charakter jest stały. Podstawową zasadą korzystania z zasobów kopalin jest pozyskiwanie w pierwszej kolejności tych, które są zlokalizowane blisko odbiorców i występują w łatwych do wydobycia warunkach [8].

Głównymi miejscami odbioru kruszyw żwirowych są duże aglomeracje miejskie, które w pierwszej kolejności zaopatrują się z możliwie bliskich miejsc występowania kruszywa. Głównym składnikiem cen kruszyw loco miejsce użytkowania jest koszt transportu, a przy bliskich odległościach przewozu do odbiorców jest on stosunkowo niski. Zatem proces planowania i zapewniania ekonomicznie uzasadnionego zaspokojenia popytu odbiorców kruszyw piaskowo-żwirowych jest silnie związany z zagospodarowaniem złóż i popytem na nie [13].

Poszczególne rodzaje transportu stosowanego w przewozie kruszyw piaskowo-żwirowych mają różne koszty, zależnie od odległości. Na ich wielkość mają wpływ: wzajemne relacje kosztów stałych i zmiennych, wielkości zamówienia na usługę transportową, czas transportu, masa ładunku i sezonowość pracy w transporcie i budownictwie. Ostatecznie łączne koszty są określane w taryfach transportowych (dotyczy transportu kolejowego) lub cenach umownych (samochodowy). Znając te koszty można określić, jak zmienia się koszt transportu zależnie od odległości i z jaką częstotliwością, oraz czy istnieją, z ekonomicznego punktu widzenia, graniczne odległości przewozu między rodzajami transportu.

Koszty transportu pokrywają z reguły odbiorcy i są to rozliczenia z przewoźnikami lub bezpośrednio z producentami. Wpływają one również na regionalizację rynków zbytu kruszyw piaskowo-żwirowych, poprzez wyznaczenie granicznej odległości opłacalności stosowania transportu samochodowego i kolejowego.

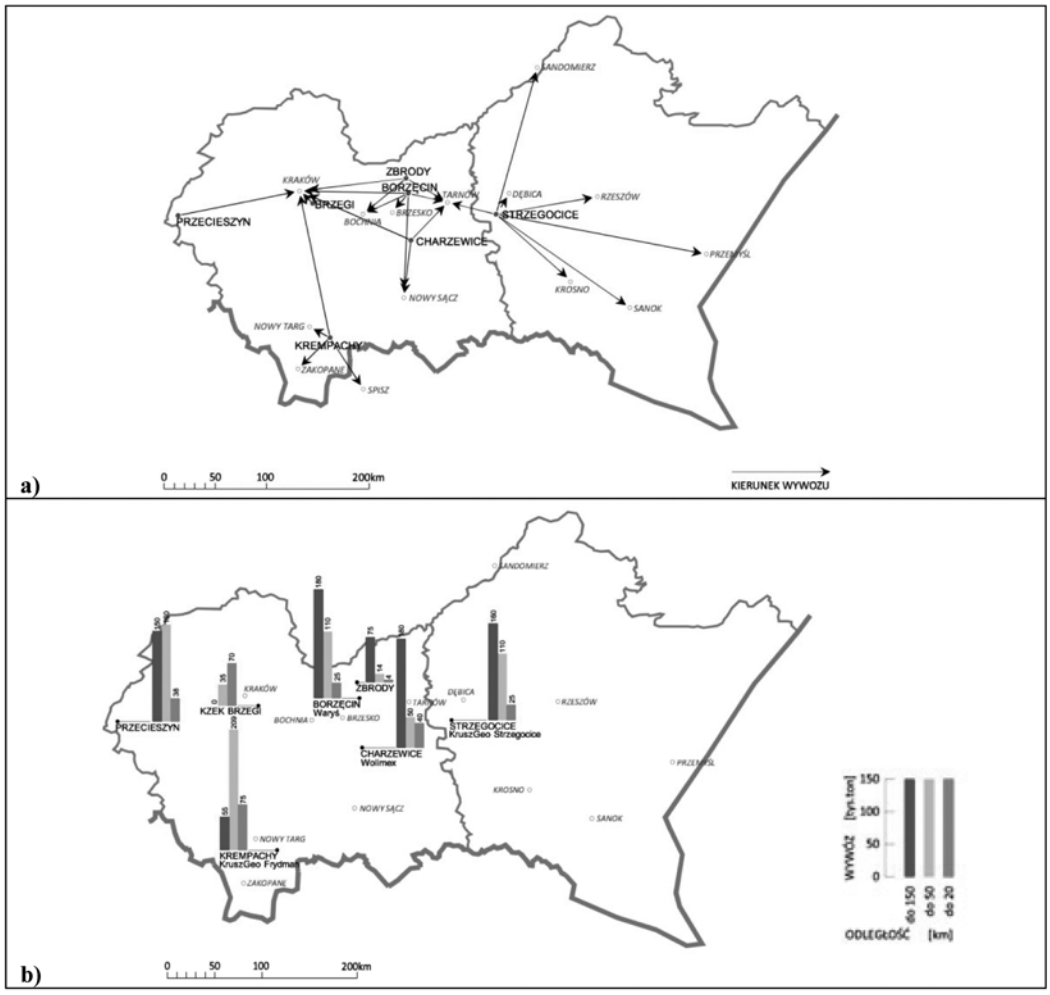
Wspólną cechą oceny ilościowej rodzaju transportu kruszyw do odbiorców jest jednolity układ kosztów i jednolite taryfy (kolej), czy ceny umowne transportu kruszyw (samochody). Cechami różniącymi są: różne rodzaje energii, różne rodzaje dróg transportowych i różne odległości transportu. W sposób stały zmieniają się wzajemne relacje kosztów. Konsekwencją powyższego jest tworzenie się stałych granic ekonomicznych pomiędzy transportem samochodowym i kolejowym, co jest równoznaczne z określeniem tzw. „promienia ekonomicznego przewozu". Wyznaczenie odległości, do której opłaca się stosować konkretny rodzaj transportu w porównaniu z innym, ma istotne znaczenie dla odbiorcy kruszyw, jak i ich producenta (kopalni). Konsumenci kruszyw ponoszą zarówno koszty wydobycia (zawarte w cenie kruszywa), jak i transportu. Istnieje wyraźna granica opłacalności transportu samochodowego i kolejowego. Zależy ona od wielu czynników. W odniesieniu do kryterium odległości przewozu w skrajnym przedziale wynosi około 15÷200 km, zwykle około 100 km. Granica ta wyznacza równocześnie strefy popytu lokalnego, zaspokajanego przez wszystkie kopalnie – umownie „małe" i „duże" oraz popytu ponadlokalnego zaspokajanego przez kopalnie „duże", posiadające odpowiednią infrastrukturę kolejową (np. bocznice kolejowe), bądź mające możliwość korzystania z niej. Możliwość korzystania ze stałych i bliskich odbiorcom zasobów kopalin skalnych sprawia, że odbiorcy kruszyw ponoszą niższe koszty transportu, co wpływa na zysk przy inwestycjach, do których użyte jest kruszywo [4, 6, 7, 12].

Produkcja żwirów zaspokajająca popyt na obszarach województw jest warunkiem minimalizacji odległości transportu kruszyw żwirowych z miejsc wydobycia do odbiorców. Wówczas łączna praca transportowa na pokrycie popytu na kruszywa żwirowe będzie najmniejsza.

Przy analizowaniu struktury podaży i popytu kruszyw piaskowo-żwirowych istotne są powiązania kopalń (producentów kruszywa piaskowo-żwirowego) z odbiorcami. Opierają się one na statystykach dotyczących wielkości i kierunków zamówień lokalnych, jak i ponadlokalnych kruszywa. Wielkości dostaw kruszyw piaskowo-żwirowych potwierdzają, że popyt skupiony jest w obrębie dużych aglomeracji miejskich, tj. przede wszystkim: Warszawy, Łodzi, Poznania, Lublina, Szczecina i Katowic. Popyt na kruszywo w ww. miastach nie może być zaspokojony wyłącznie z kopalń lokalnych, dlatego też sprowadza się żwiry z innych województw, również transportem kolejowym. Na rysunku 3 przedstawiono kierunki i wielkość dostaw kruszyw żwirowych do odbiorców, realizowanych transportem samochodowym w województwach małopolskim i podkarpackim (na przykładzie wybranych kopalń o wydobyciu powyżej 200 tys. Mg/rok – 2010 r.). Większość kopalń zaspokaja popyt lokalnie (maksymalnie do odległości około 100 km), zwykle w granicach administracyjnych województw. Strzałki wskazują kierunki zbytu kruszyw żwirowych. W przypadku tych dwóch województw wyróżnia się szczególnie Kraków, do którego sprowadzane jest kruszywo z większości małopolskich kopalń.

4. Algorytm postępowania przy dostosowaniu regionalnego wydobycia do struktury popytu

Struktura podaży i popytu na kruszywa piaskowo-żwirowe jest związana z regionem ich pozyskiwania, gdyż wskazuje ona na charakterystyczne właściwości i parametry kruszyw. Na rysunku 4 przedstawiono algorytm postępowania przy dostosowaniu regionalnego wydobycia do struktury popytu. Przyjęto, że obszarami bilansowania popytu z podażą są województwa. Postępując zgodnie z algorytmem analizujemy w pierwszej kolejności strukturę popytu – jej ciągłość, jednorodność, zmienność w kierunku i w czasie. Tworzymy strukturę danych uzyskanych z dwóch źródeł: z kopalń (producenta kruszyw) – wielkości wydobycia i produkcji kruszyw, ich jakość, rynek odbiorców, oraz od nabywców kruszyw (odbiorców) – preferencje ilościowo-jakościowe nabywanych kruszyw, cel zastosowań i lokalizację odbiorców. Im więcej informacji można pozyskać, tym wstępnie określony popyt będzie mniej odbiegał od rzeczywistego. Następnie należy przeprowadzić analizę rynku inwestycji, przede wszystkim budowlanych (największe zapotrzebowanie na kruszywa), realizowanych, nowych oraz planowanych (ich wielkość, czas trwania). Powyższe pozwala na ustalenie wielkości popytu. Kolejny etap to zweryfikowanie odpowiedzi na pytania: „ile kruszywa?", „skąd?", „jakie?", „czym przetransportować kruszywo?" – aby zaspokoić popyt. W tym celu należy określić wielkość i kierunki przewozów kruszyw (relacje producent – odbiorca), co pozwoli na wyznaczenie miejsc o wzmożonym zapotrzebowaniu (głównie duże aglomeracje miejskie). Kolejny krok to wyodrębnienie rynku lokalnego i międzyregionalnego kruszyw. Łączy się to ściśle z uwzględnieniem kosztów transportu, który jest głównym nośnikiem kosztów zakupu, ponoszonym przez odbiorców. Sprowadza się to do analizy rynku przewoźników, powiązania odległości i wielkości przewozu z rodzajem transportu. Na podstawie



Rys. 3. Transport samochodowy kruszyw żwirowych w woj. małopolskim i podkarpackim (wybrane kopalnie): a) kierunki wywozu kruszyw żwirowych; b) wielkości wywozu w zależności od odległości [7]

Fig. 3. Road transport of gravel aggregates in Małopolska and Podkarpacie provinces (selected mines): a) direction of export of gravel aggregates; b) volume of export depending on the distance [7]

uzyskanych danych jesteśmy w stanie wyznaczyć wielkość podaży. Następnie należy usystematyzować lokalizację miejsc wydobycia wraz z uwzględnieniem ich możliwości produkcyjnych. Istotne jest, aby uwzględnić nowe źródła eksploatacji kruszyw (nowe kopalnie) oraz te, w których zasoby są już na wyczerpaniu. Zachowanie kolejności postępowania przedstawionej w algorytmie (rys. 4) pozwala osiągnąć wyznaczony cel, czyli określić wymaganą wielkość wydobycia.

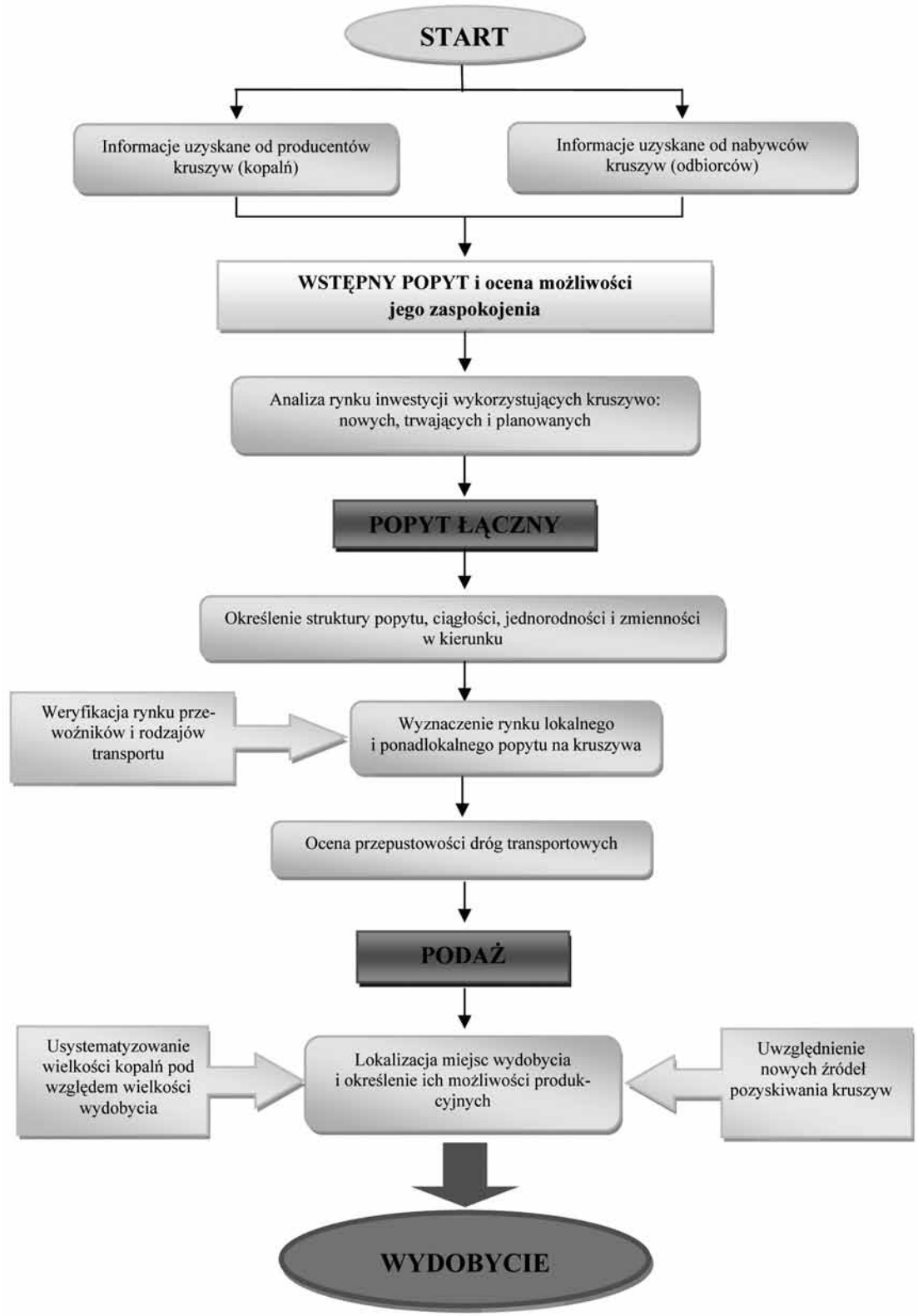
Zaproponowany algorytm może mieć zastosowanie w praktyce przy corocznym szacowaniu popytu na kruszywo piaskowo-żwirowe, ale szczególnie przy planowaniu dużych inwestycji, np. takich jak wykonywanych przed Mistrzostwami Euro 2012.

5. Podsumowanie

Bilansowanie popytu i podaży kruszyw piaskowo-żwirowych w regionach to korzyści zarówno dla kopalń, jak i dla odbiorców kruszyw. Konsumenci kruszyw, z racji zakupu ich z bliskich miejsc wydobycia, ponoszą mniejsze koszty transportu, zatem ostateczny koszt kruszyw jest mniejszy. Również kopalnie mają wyraźne i mierzalne korzyści ze sprzedaży kruszyw, bo istnieje wówczas większy rynek odbiorców. Te kopalnie, które leżą bliżej miejsc wzmożonego popytu, mają większe szanse sprzedaży kruszyw niż zlokalizowane peryferyjnie, więc korzyści są obopólne.

Dostosowanie stref bilansowania podaży do stref popytu jest warunkiem minimalizacji pracy transportowej na pokrycie popytu. Wielkości stref popytu zależą równocześnie od wzajemnego położenia regionów produkcji kruszyw i odbiorców oraz kosztów transportu w przypadku kruszyw piaskowo-żwirowych, których zasoby są rozproszone na obszarze kraju i bliskie odbiorcom, a granice bilansowania popytu z podażą odpowiadają granicom administracyjnym województw. Niedostosowanie bazy kruszyw do struktury popytu powoduje zbędną pracę transportową na pokrycie popytu, która ponoszona jest rokrocznie i której skutki mierzone są w skali kraju.

Wybrany rodzaj transportu wyznacza najbardziej optymalny obszar bilansowania – województwo, na terenie którego istnieje przede wszystkim popyt lokalny. Kruszywo wywożone poza granice województwa zaspokaja popyt ponadlokalny. Określenie takiego zasięgu bilansowania wpływa na minimalizację pracy transportowej, czyli na niższe koszty ponoszone przez odbiorców kruszyw.



Rys. 4. Algorytm postępowania przy dostosowaniu regionalnego wydobycia do struktury popytu [7]
Fig. 4. Algorithm of procedure for the adjustment of regional extraction to the structure of demand [7]

Zasoby piasków i żwirów są wyczerpywalne i aby zaspokoić popyt na nie, należy na bieżąco uzupełniać bazę zasobową poprzez udokumentowanie nowych złóż, poszerzanie obszarów górniczych już udokumentowanych złóż, czy pozyskiwanie nowych koncesji. Niezbędne jest objęcie ochroną prawną zasobów kruszyw w obrębie województw dla zaspokojenia popytu na nie – tak jak ochroną prawną objęte są zasoby wody i powietrze. Wyłączenie zasobów z możliwości lokalnego wykorzystania powoduje konieczność korzystania z odległych miejsc wydobycia, co może generować koszty mierzone w skali kraju.

Praca finansowana z pracy statutowej o nr 11.11.100.597.

Literatura

1. *Bęben A.*: Maszyny i urządzenia do wydobywania kopalin pospolitych bez użycia materiałów wybuchowych. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków, 2008.
2. Bilans zasobów złóż surowców mineralnych i wód podziemnych w Polsce, Stan na dzień 31.12.2013, PIG, Warszawa 2014.
3. *Figarska-Warchoł B.*: Parametry złóż kruszywa naturalnego a warunki sedymentacyjne w dolinie Wisły między Krakowem a Zabierzowem Bocheńskim (Analiza metodą GIS). Rozprawa doktorska AGH, Kraków, 2005.
4. *Galos K., Smakowski T.*: Regionalne relacje podaży do popytu w Polsce dla kruszyw żwirowo-piaskowych. Górnictwo Odkrywkowe 2013, nr 56.
5. *Kociszewska-Musiał G.*: Surowce mineralne czwartorzędu. Wydawnictwo Geologiczne. Warszawa, 1988
6. *Kozioł W., Galos K.*,: Scenariusze zapotrzebowania na kruszywo naturalne w Polsce i w poszczególnych jej regionach. Poltegor Instytut. Kraków –Wrocław, 2013.
7. *Łochańska D.*: Metoda dostosowania regionalnego wydobycia kruszyw piaskowo-żwirowych do struktury popytu – praca doktorska, Kraków, 2015 (praca niepublikowana).
8. *Łochańska D.*: Ocena metod bilansowania popytu z produkcją surowców skalnych. Górnictwo i Geoinżynieria 2010, Rok 34, z. 4.
9. *Siliwończuk Z.*: Geologiczno-złożowe warunki występowania kruszywa naturalnego w Polsce. Pr. Inst. Geol. 113, Warszawa, 1985.
10. *Siliwończuk Z.*: Kruszywa naturalne [W:] Metodyka badań surowców skalnych. Wydawnictwo Geologiczne. Warszawa, 1979.
11. Strategie i scenariusze technologiczne zagospodarowania i wykorzystania złóż surowców skalnych. Zadania 1.3.1, 4.1.2, 6.2.6 i 6.3.5. Kraków 2009–2012 (prace niepublikowane).
12. *Stryszewski M., Łochańska D.*: Metoda oceny roli i funkcji regionów surowców skalnych w gospodarce kraju, Górnictwo i geologia 2012, XVII.
13. *Stryszewski M., Łochańska D.*: Uwarunkowania logistyczne pokrycia zapotrzebowania na surowce skalne w zależności od rodzaju, jakości oraz optymalizacji dróg i środków. Górnictwo Odkrywkowe 2011, nr 6.
14. *Wolska-Kotańska C., Góralczyk S.*: Kruszywa do budownictwa. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej. Kruszywa mineralne. Surowce−Rynek−Technologie-Jakość. Polanica Zdrój, 2001.

Szanowni Czytelnicy! Przypominamy o wznowieniu prenumeraty „Przeglądu Górniczego”

Informujemy też, że od 2009 roku w grudniowym zeszycie P.G. zamieszczamy listę naszych prenumeratorów.

UKD 622.271:622.332:005.585

Ocena dokładności prognozowania jakości strugi surowca na przykładzie wieloodkrywkowej kopalni węgla brunatnego

Assessment of the accuracy of forecasting quality of the raw material stream on the example of a multi open pit lignite mine



Dr inż. Wojciech Naworyta)*



*Dr inż. Zbigniew Jagodziński**)*

Treść: W artykule poddano ocenie dokładność prognozowania parametrów jakościowych węgla brunatnego w oparciu o wyniki rozpoznania eksploatacyjnego złóż. Porównano wyniki badań parametrów węgla w złożu z pomiarami dostaw węgla w elektrowni. Przedmiotem analiz były średniomiesięczne wartości parametrów – wartość opałowa Q_i^r , kJ/kg, popielność A^r, %, zawartość siarki całkowitej S_t^r, % oraz zawartość piasku P^r, % w węglu w stanie surowym, eksploatowanym w czterech odkrywkach KWB Konin w latach 2008÷2010. Zbadano czy obserwowana zmienność parametrów w złożu oraz struktura tej zmienności identyfikowana metodą semiwariogramów ma wpływ na dokładność prognozowania. Mimo dużych wahań wartości parametrów węgla w poszczególnych złożach, w procesie urabiania, transportu i homogenizacji ulegają one znacznemu uśrednieniu. Różnice pomiędzy skrajnymi wartościami parametrów w dostawach do elektrowni są o około 50 % mniejsze niż wynikałoby to z prognoz opartych na badaniach złożowych. Wartości parametrów węgla w dostawach do elektrowni są na ogół wyższe niż wynikające z prognoz opartych na analizach złożowych, co prawdopodobnie jest efektem selektywnej eksploatacji złóż oraz częściowego osuszenia węgla. Najbardziej dokładne prognozy odnoszą się do wartości opałowej Q_i^r i zawartości siarki w węglu S_t^r, a najmniej do zawartości piasku w węglu P^r, co ma związek z naturalną zmiennością tych parametrów obserwowaną w warunkach złożowych.

Abstract: The accuracy of forecasting the coal quality parameters has been assessed in this paper. The results of deposit exploration have been compared to the measurement results carried out on the supplied coal in the power plant. The subject of the analysis included the average monthly values of the parameters - calorific value Qir [kJ/kg], ash content Ar [%] total sulfur content Str [%] and the sand content Pr [%] in the raw lignite, mined in four open pits of the Lignite Mine Konin during 22 months in years 2008-2010. The impact of natural parameters variability and the variability structure on the prediction accuracy has been evaluated. The results of analyses indicate that, despite fluctuations of the parameters in the single lignite deposit, the mining process, transport and homogenization considerably reduced the fluctuations of lignite parameters. The differences between extreme values of the parameters in deliveries to the power plants are approx. 50% smaller than it would result from the forecast based on measurements conducted directly in the deposit. The values of parameters in the lignite delivered to the power plants are generally higher than those resulting from forecasts based on the deposit analysis, which probably is a result of the partial drying of lignite. The most accurate forecasts relate to the calorific value Qir and sulfur content Str, and the least accurate to the sand content in lignite Pr, which is associated with natural variability of these parameters observed in deposits.

Słowa kluczowe:

węgiel brunatny, parametry węgla, sterowanie jakością surowca, zmienność parametrów

Key words:

lignite, lignite parameters, quality control of raw materials, volatility of parameters

*) AGH w Krakowie **) PAK Kopalnia Węgla Brunatnego Konin S.A.

1. Wprowadzenie

Kopalnia Węgla Brunatnego „Konin" eksploatuje węgiel brunatny metodą odkrywkową. Węgiel wykorzystywany jest do produkcji energii w elektrowniach Pątnów I i II oraz w elektrociepłowni Konin. Złoża konińskie w porównaniu do innych eksploatowanych złóż krajowych mają niewielkie zasoby, dlatego dla zapewnienia odpowiedniego poziomu dostaw kopalnia eksploatuje kilka złóż jednocześnie. Obok odpowiedniej podaży na poziomie wynikającym z mocy zainstalowanych bloków energetycznych konieczne jest utrzymanie relatywnie stałych parametrów węgla dostarczanego do elektrowni [4]. Węgle w złożach konińskich mają zróżnicowane parametry (tabl. 1). Dla utrzymania stałych parametrów strugi surowca na każdym etapie eksploatacji złóż realizuje się program sterowania jakością – od modelowania złoża przez projektowanie wydobycia, eksploatację i transport do homogenizowania na placu składowym. Jednym z ważnych etapów sterowania jakością jest odpowiedni dobór udziału węgli z poszczególnych eksploatowanych złóż. Proporcje dostaw programuje się na podstawie modeli, opracowanych na bazie rozpoznania eksploatacyjnego [5]. O ile z formalnego, górniczego i ekonomicznego punktu widzenia eksploatacja węgla brunatnego w kilku niewielkich odkrywkach jednocześnie jest zadaniem trudnym i skomplikowanym, to jednak dla potrzeb utrzymania stałych parametrów surowca jest to sytuacja korzystna. Sterowanie wydobyciem w kopalniach węgla brunatnego ma swoje ograniczenia. Wynikają one ze zmienności parametrów węgla w złożach, przyjętych kierunków wydobycia, których wybór dokonywany jest z uwzględnieniem wielu innych kryteriów niż tylko sterowanie jakością, a także z ograniczonej mobilności maszyn podstawowych układu KTZ kopalni [3].

Na podstawie danych z rozpoznania eksploatacyjnego, informacji o miesięcznych postępach eksploatacji, zakresie wydobycia i dostawach mas węgla z poszczególnych złóż dokonano analizy dokładności prognozowania jakości wydobywanego węgla. Prognozowane na podstawie rozpoznania eksploatacyjnego parametry węgli wydobywanych w czterech odkrywkach w 22. okresach miesięcznych porównano z parametrami wypadkowej strugi surowca pomierzonymi w elektrowni. W publikacji nie uwzględniono wahań tygodniowych lub dziennych, które ze względu na dużą zmienność węgla w eksploatowanych złożach musiały również występować.

W analizowanym okresie węgiel w KWB „Konin" wydobywany był w czterech odkrywkach: Jóźwin IIB, Drzewce, Kazimierz Północ oraz Lubstów. W odkrywkach Lubstów i Kazimierz Północ realizowano ostatni etap wydobycia. Transportem kolejowym węgiel był dostarczany do odbiorców. Całkowita ilość węgla przeznaczona do produkcji energii elektrycznej dostarczana była własnym transportem kolejowym do dwóch elektrowni: Pątnów I (1200 MW) i Pątnów II (474). Załadunek węgla na wagony odbywał się w załadowniach usytuowanych przy odkrywkach O/Lubstów, Drzewce i jednej wspólnej załadowni obsługującej odkrywki Jóźwin IIB i Kazimierz Północ. Przy tej ostatniej funkcjonuje plac składowy o pojemności 60 tys. Mg wyposażony w koparko-zwałowarkę, który pełni rolę magazynu węgla i placu uśredniającego. Osobnym transportem kolejowym część węgla kierowana była do elektrociepłowni Konin (198 MW). Nieznaczna część surowca po przesortowaniu sprzedawana była odbiorcom detalicznym (rys. 1). W przedstawionych analizach uwzględniono dostawy węgla do elektrowni Pątnów I i Pątnów II. Udział węgli z poszczególnych złóż w ogólnej ilości surowca kierowanej do głównych odbiorców w analizowanym okresie pokazano na rysunku 2.

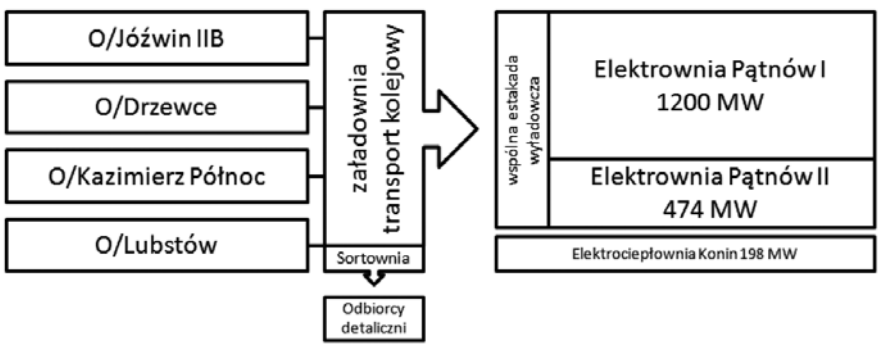
2. Materiał źródłowy

Materiał do analiz stanowiły wyniki badań parametrów jakościowych z otworów rozpoznania eksploatacyjnego. Otwory odwiercane ze stropu pokładu metodą bezrdzeniową rozmieszczone są w regularnej sieci w odstępach około 50 m. Analizuje się miąższość pokładu oraz parametry jakościowe węgla, tj. wartość opałowa węgla w stanie surowym Q_i^r, kJ/kg, popielność węgla surowego A^r, %, zawartość siarki całkowitej w węglu surowym S_t^r, % oraz zawartość piasku P^r, %. Wyniki analiz stanowią bazę dla wykonania modelu części złoża, na podstawie którego planuje się zadania dla poszczególnych koparek [5].

Jako materiał porównawczy wykorzystano wyniki analiz parametrów jakościowych łącznej strugi węgla dostarczanego do elektrowni. Parametry węgla z otworów wiertniczych i węgla dostarczanego do elektrowni oznaczane były w jednym laboratorium.

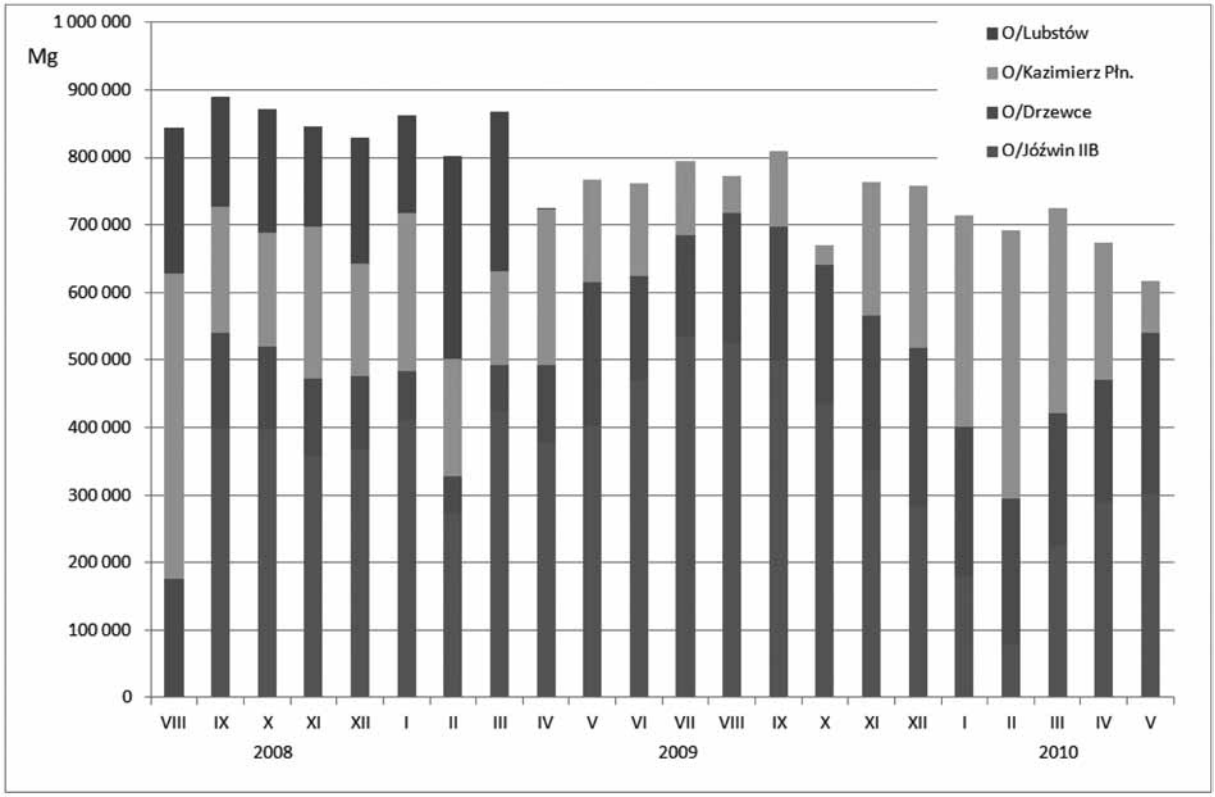
W analizach wykorzystano informacje z 21 otworów rozwierconych na części złoża Lubstów, 248 otworów w O/Kazimierz Północ, 404 otworów z O/Jóźwin IIB oraz 165 otworów z O/Drzewce Pole Bilczew. Przeanalizowano około 2-letni okres eksploatacji w postępach miesięcznych od 1 sierpnia 2008 do 31 maja 2010 roku.

W celu przypisania otworów rozpoznania eksploatacyjnego do odpowiedniego okresu wydobycia posłużono się granicami rzeczywistych miesięcznych postępów eksploatacji na złożach. Przykład złoża Drzewce z lokalizacją otworów oraz granicami bloków eksploatacji w kolejnych miesiącach pokazano na rysunku 3.



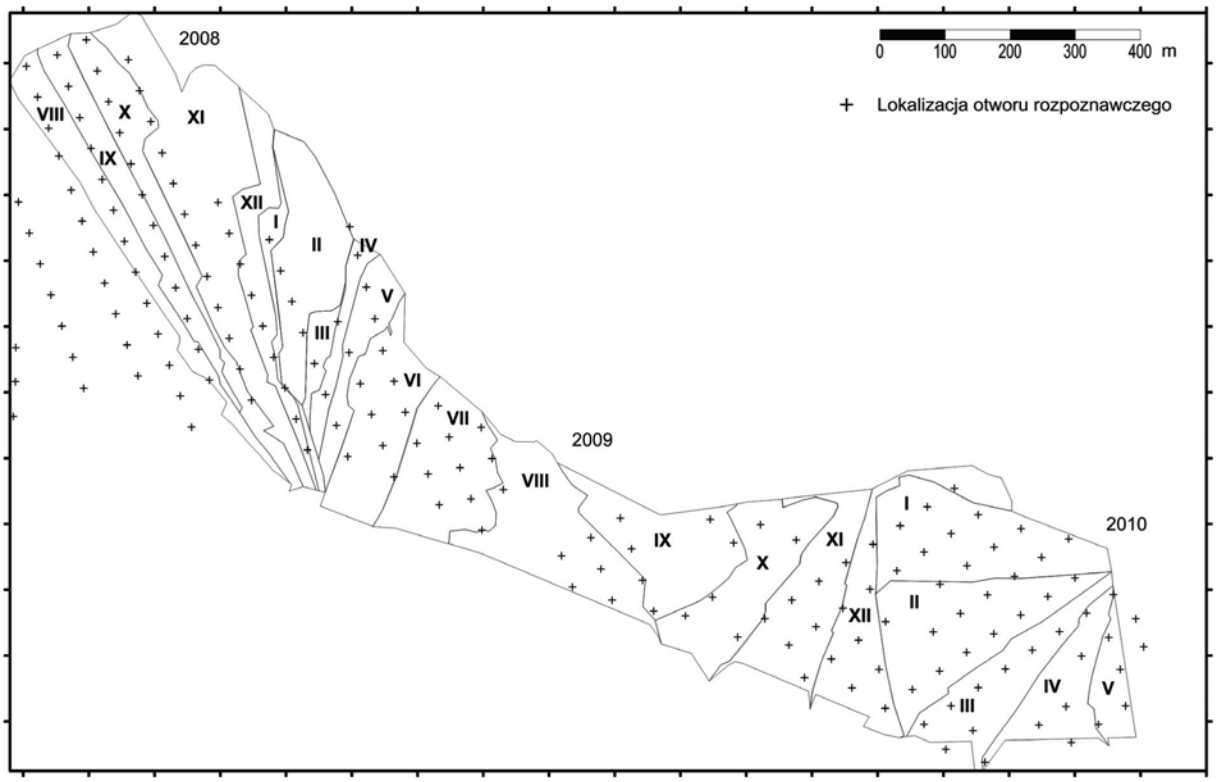
Rys. 1. Kierunki przepływu węgla z kopalni do odbiorców w latach 2008÷2010 (opracowanie własne)

Fig. 1. Flow of lignite stream from open pits to customers in the years 2008÷2010



Rys. 2. Masy węgla [Mg] wydobyte w odkrywkach O/Lubstów, O/Kazimierz Północ, O/Jóźwin IIB oraz O/Drzewce w okresie od sierpnia 2008 do maja 2010r. dostarczone do elektrowni Pątnów I i II (opracowanie własne)

Fig. 2. Lignite masses [Mg] exploited in outcrops Lubstów, Kazimierz Północ, Jóźwin IIB and Drzewce from August 2008 to May 2010, delivered to power plants Pątnów I and II



Rys. 3. Lokalizacja otworów rozpoznania eksploatacyjnego na tle granic miesięcznych bloków eksploatacyjnych, przykład złoża Drzewce (opracowanie własne)

Fig. 3. Location of boreholes and borders of monthly operating blocks on the example of the Drzewce deposit

3. Metoda analizy

Na podstawie informacji z otworów eksploatacyjnych w blokach złoża wyznaczonych przez granice miesięcznych postępów eksploatacji obliczono wartości średnie czterech parametrów jakościowych węgla: Q_i^r, kJ/kg, A^r,%, S_t^r, % oraz P^r, %. Uwzględniając udział masy węgla z każdej odkrywki w ilości surowca dostarczanego do elektrowni obliczono średnią ważoną parametrów łącznej masy węgla. Średnie wartości parametrów obliczone na podstawie analizy węgla w złożach porównano ze średniomiesięczną wartością parametrów surowca dostarczanego do elektrowni. Obliczono różnice pomiędzy wynikami.

Na podstawie otrzymanych wyników zbadano czy istnieje zależność pomiędzy naturalną zmiennością parametrów w złożach a dokładnością prognozy jakości węgla. Przyjęto hipotezę, że jeżeli parametr węgla jest mało zmienny oraz wykazuje duży stopień autokorelacji, to na podstawie ograniczonej ilości obserwacji z otworów rozpoznawczych można dokładnie prognozować jakość dostaw węgla. I odwrotnie, jeżeli parametr wykazuje dużą zmienność, a w ogólnej zmienności parametru przeważa udział losowy, to prognoza oparta na obserwacjach będzie mniej dokładna [2]. Zmienność parametrów oszacowano na podstawie wskaźnika zmienności V, %, który jest ilorazem odchylenia standardowego i wartości średniej. Strukturę zmienności parametrów węgla, udział składnika nielosowego w ogólnej zmienności oceniono metodą wariogramów przez oszacowanie wartości liczbowej parametrów tj. zasięg autokorelacji R, m oraz udział składnika nielosowego U_n, %.

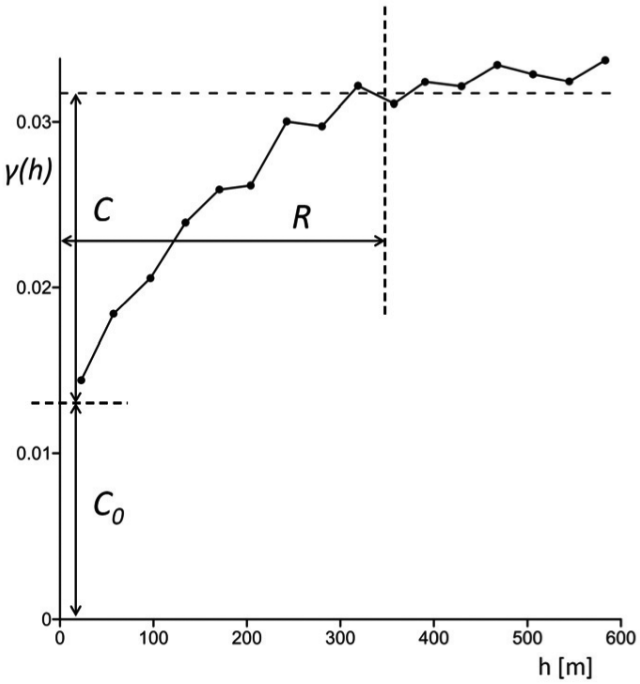
Wariogram jest podstawowym narzędziem analizy geostatystycznej (rys. 4). Wzór zaproponowany przez Matherona [1] ma postać

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N_h}\sum_{i=1}^{n}\left(z_{i+h} - z_i\right)^2 \qquad (1)$$

gdzie:

- $\gamma(h)$ wartość wariogramu dla par obserwacji odległych o h,
- N_h ilość wykorzystanych do obliczenia par obserwacji odległych o h,
- z_i wartość parametru w pierwszym punkcie pary oraz
- z_{i+h} wartość parametru w drugim punkcie analizowanej pary.

Wariogram $\gamma(h)$ wskazuje, jak średnio różnią się od siebie wartości badanego parametru dla obserwacji oddalonych od siebie o przyjętą odległość h. Cechą większości wariogramów empirycznych jest to, że po osiągnięciu pewnej maksymalnej wartości wraz ze zwiększającą się odległością h zaczynają zbliżać się do wartości odpowiadającej wartości wariancji globalnej oszacowanej na bazie wszystkich znanych wartości w badanym obszarze (C_0+C). Odległość, przy której wariogram osiąga wartość wariancji określana jest mianem zasięgu autokorelacji (R). Pary obserwacji oddalone o $h > R$ są w stosunku do siebie niezależne. Najczęściej pary obserwacji położone blisko siebie statystycznie różnią się mniej niż te, które oddalone są bardziej. Zjawisko to określa się mianem autokorelacji i wskazuje, jak bardzo obserwacje położone w pewnej odległości h są do siebie podobne. Im wyższa wartość wariogramu, tym większa różnica pomiędzy badanymi parami czyli mniejsza autokorelacja. Istnienie autokorelacji jest dowodem na udział składnika nielosowego w zmienności badanego parametru złoża. W interpretacji zmienności parametru metodą wariogramu istotną rolę odgrywa wartość tzw.



Rys. 4. Przykładowy wariogram i jego podstawowe cechy: zasięg R, m, wariancja lokalna C_0 i wariancja zmienności przestrzennej C (opracowanie własne)

Fig. 4. Exemplary variogram and its main features: range R, nugget effect C_0 and the variance of the spatial variability C

wariancji lokalnej – C_0. Jest to wartość wariogramu, która mimo malejącej odległości h jest różna od zera.

$$\lim_{h\to 0}\gamma(h) \neq 0 \qquad (2)$$

Wartość ta nie wynika z pomiaru, lecz jest efektem ekstrapolacji wariogramu w kierunku osi pionowej wykresu. Na wartość wariancji lokalnej wpływa nie tylko naturalna zmienność lokalna parametru, ale również błąd pomiaru. Dla oceny, jaki udział ma zmienność nielosowa w ogólnej zmienności parametru, stosuje się wskaźnik zmienności nielosowej U_n. Jest to stosunek wariancji C do amplitudy semiwariogramu (C+C_0) (rys. 4). Im większy jest udział wariancji lokalnej C_0 w zmienności parametru, tym bardziej losowy charakter ma jego zmienność w przestrzeni złoża i tym mniejszą wartość przyjmuje wskaźnik U_n.

4. Wyniki

W tablicy 1 zestawiono statystyczne cechy węgli z czterech eksploatowanych złóż. Opis bazuje na otworach w granicach bloków eksploatacyjnych. Obok średniej arytmetycznej i odchylenia standardowego podano wartości minimalne i maksymalne oraz wartość współczynnika zmienności V, %.

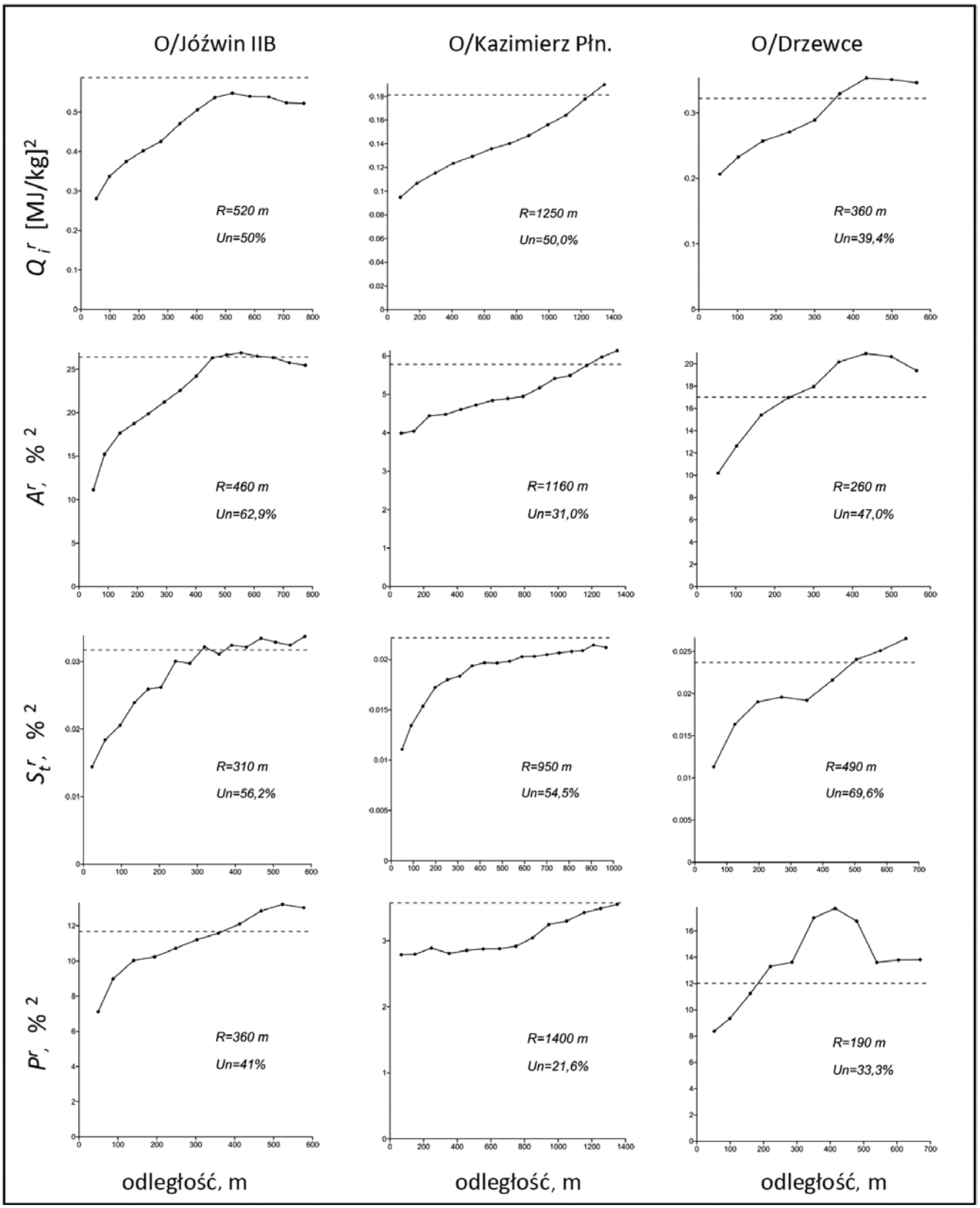
Na rysunku 5 przedstawiono wariogramy ilustrujące charakter zmienności parametrów jakościowych węgla brunatnego w złożach eksploatowanych odkrywkami – O/Jóźwin IIB, O/Kazimierz Północ i O/Drzewce. Ze względu na niewielką liczbę obserwacji (21) nie wykonywano wariogramów dla parametrów złoża Lubstów. Obok każdego wariogramu podano wartość zasięgu autokorelacji R, m oraz wartość wskaźnika U_n, %.

Tablica 1. Charakterystyka statystyczna węgla brunatnego w analizowanych częściach złóż eksploatowanych odkrywkami O/Jóźwin IIB, O/Drzewce, O/Kazimierz Pln. i O/Lubstów, na podstawie wyników rozpoznania eksploatacyjnego (opracowanie własne)

Table 1. Statistical characteristics of lignite of the parts of deposits operated by outcrops O/Jóźwin IIB, O/Drzewce, O/Kazimierz Północ and O/Lubstów, based on boreholes

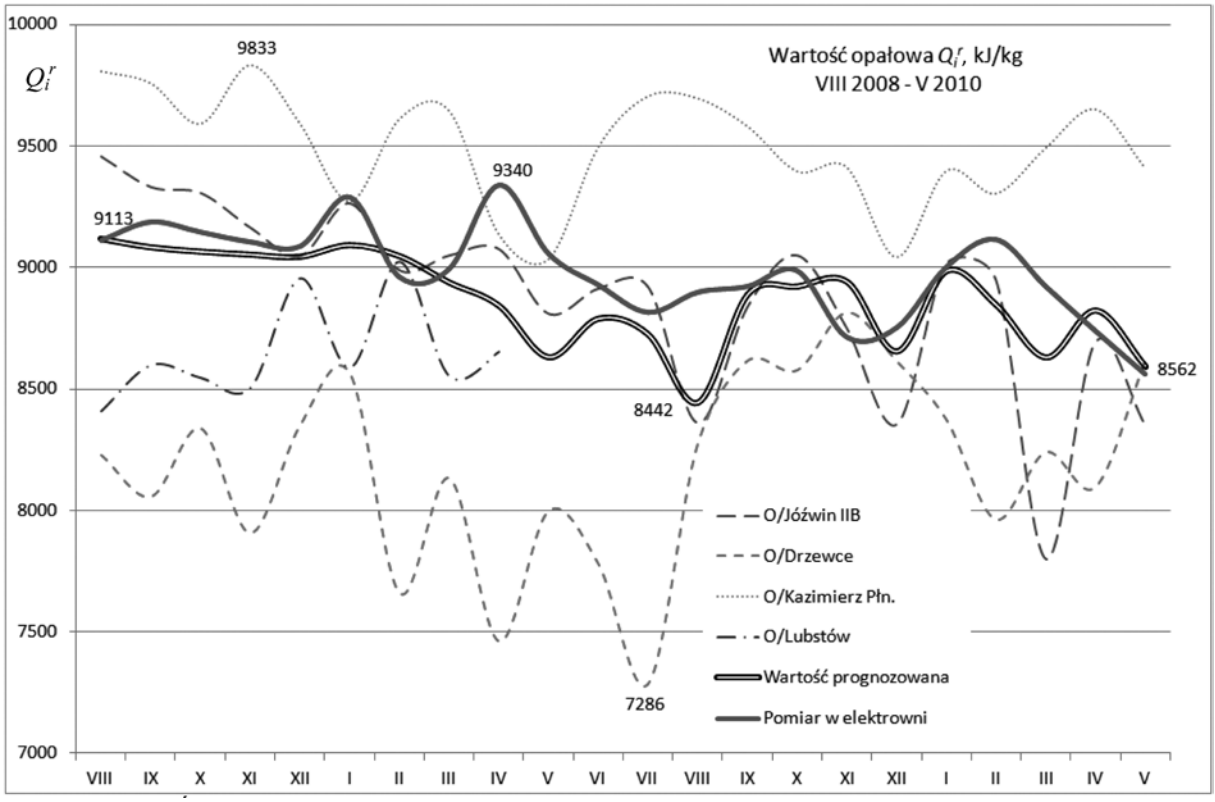
Odkrywka	Parametr	Liczba obserwacji N	Wartość średnia μ	Odchylenie Standardowe s	Współczynnik zmienności V, %	Wartość min.	Wartość maks.
O/Jóźwin II B	Q_i^r, kJ/kg	404	8895	830	9,3	5044	9942
	A^r, %		8,30	5,80	69,9	1,1	32,2
	S_t^r, %		1,11	0,20	18,0	0,02	2,56
	P^r, %		2,67	4,31	161	0,30	25,2
O/Drzewce	Q_i^r, kJ/kg	165	8242	646	7,8	6010	9460
	A^r, %		6,93	3,87	55,8	4,0	27,0
	S_t^r, %		0,95	0,19	20	0,5	2,11
	P^r, %		1,33	1,67	126	0,4	10,3
O/Kazimierz Północ	Q_i^r, kJ/kg	248	9476	414	4,4	7347	10243
	A^r, %		6,07	2,34	38,5	3,78	28,3
	S_t^r, %		1,05	0,13	12,4	0,71	1,54
	P^r, %		1,20	2,15	179	0,2	25,5
O/Lubstów	Q_i^r, kJ/kg	21	8625	406	4,7	7364	9318
	A^r, %		10,99	3,12	28,4	6,8	19,4
	S_t^r, %		0,99	0,24	24,2	0,44	1,4
	P^r, %		3,10	2,34	75,5	0,6	9,7
Złoża ogółem	Q_i^r, kJ/kg	838	8931	808	9,1	5044	10243
	A^r, %		7,44	4,72	63,5	1,1	32,2
	S_t^r, %		1,07	0,20	19,0	0,02	2,56
	P^r, %		1,98	3,39	171	0,2	25,5

Na rysunkach wynikowych (rys. 6, 7, 8 i 9) zestawiono średniomiesięczne wartości parametrów jakościowych węgla eksploatowanych odkrywkami O/Lubstów, O/Kazimierz Płn., O/Jóźwin IIB i O/Drzewce w miesięcznych blokach eksploatacyjnych w okresie od sierpnia 2008 do maja 2010 r., prognozowaną średnią ważoną parametrów węgla z eksploatowanych w danym miesiącu złóż oraz średniomiesięczną wartość parametrów węgla dostarczanego do elektrowni. Na każdym rysunku opisano liczbowe wartości maksymalne i minimalne stwierdzone na konkretnych złożach oraz w prognozowanej średniej masie węgla ze złóż i w węglu dostarczonym do elektrowni. Wartości te zestawiono w tablicy 2.



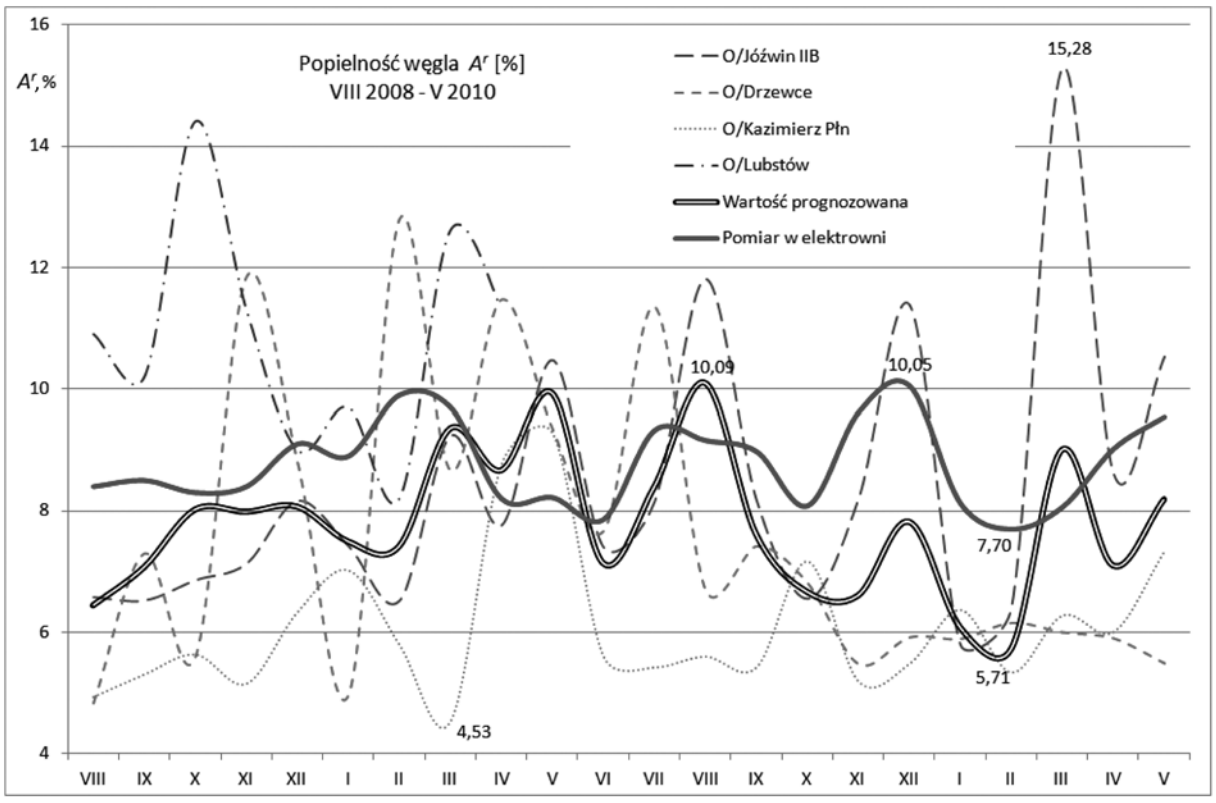
Rys. 5. Wariogramy parametrów jakościowych węgla brunatnego w trzech złożach eksploatowanych odkrywkami O/Jóźwin IIB, O/Kazimierz Północ i O/Drzewce (opracowanie własne)

Fig. 5. Variograms of lignite quality parameters in three deposits operated by outcrops O/Jóźwin IIB, O/Kazimierz Północ and O/Drzewce



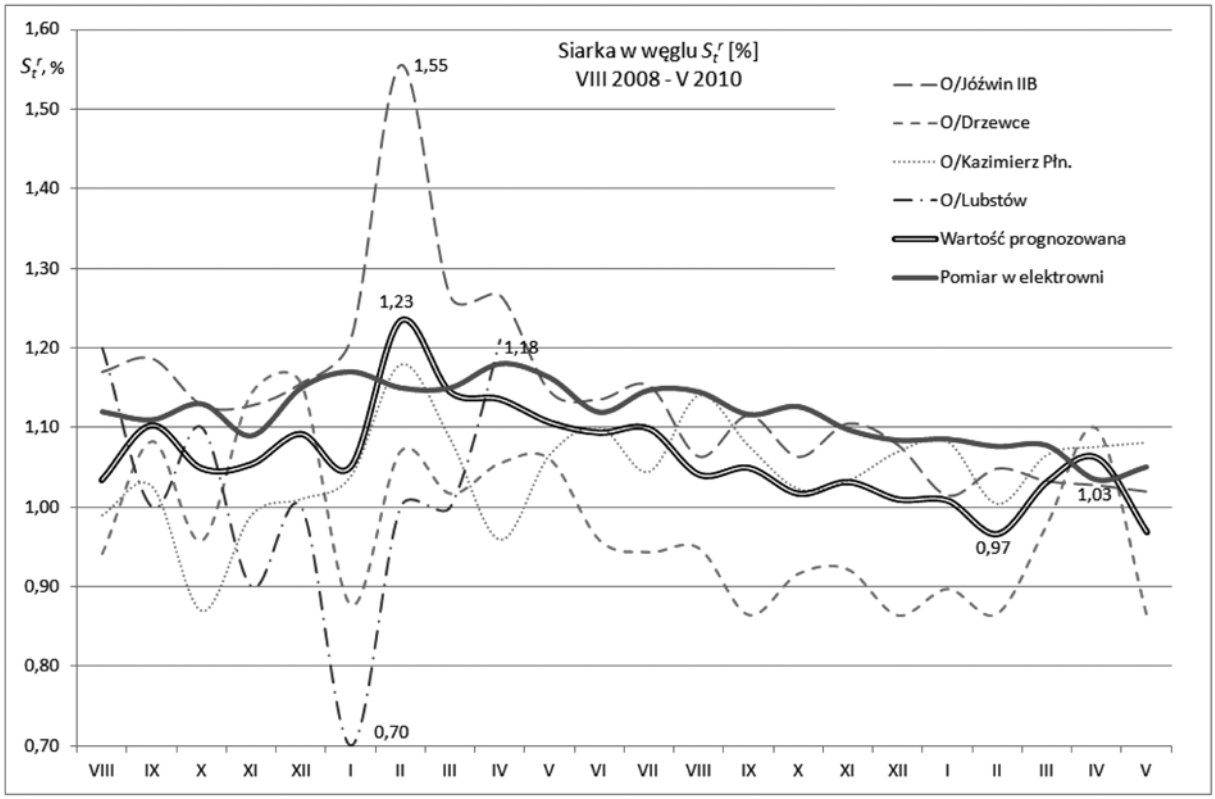
Rys. 6. Średnia wartość opałowa węgla Q_i^r – w miesięcznych blokach eksploatacyjnych, średniomiesięczna prognozowana ważona wartość opałowa oraz średniomiesięczna wartość opałowa zmierzona w elektrowni (opracowanie własne)

Fig. 6. Calorific value Q_i^r [kJ/kg] – the monthly average value in operated blocks of deposits, weighted predicted average value and the value measured in the power stadion



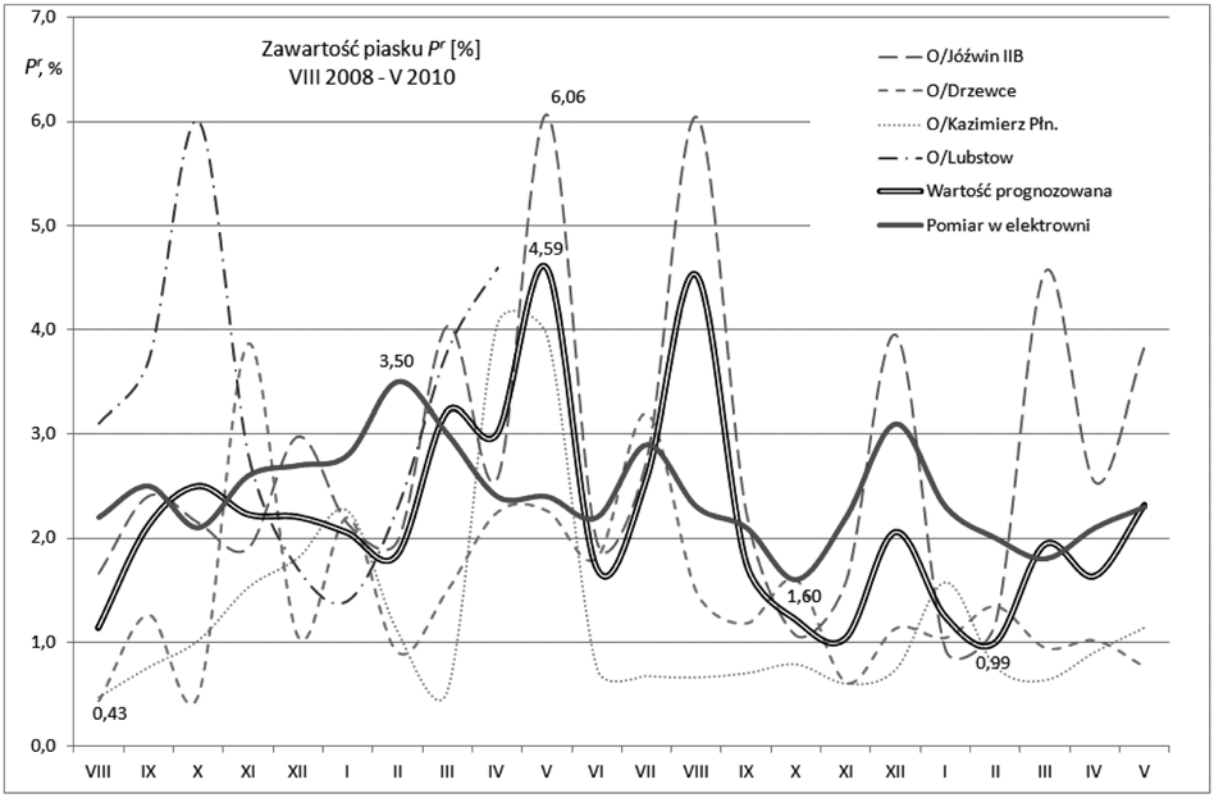
Rys. 7. Popielność węgla A^r – średnia w miesięcznych blokach eksploatacyjnych, prognozowana miesięczna średnia ważona oraz średnia miesięczna zmierzona w elektrowni (opracowanie własne)

Fig. 7. Ash content in lignite A^r [%] – the monthly average value in operated blocks of deposits, weighted predicted average value and the value measured in the power station



Rys. 8. Zawartość siarki w węglu S_t^r – średnia w miesięcznych blokach eksploatacyjnych, prognozowana średnia miesięczna ważona oraz średnia miesięczna mierzona w elektrowni (opracowanie własne)

Fig. 8. Sulfur content in lignite S_t^r [%] – the monthly average value in operated blocks of deposits, weighted predicted average value and the value measured in the power stadion



Rys. 9. Zawartość piasku w węglu P^r – w miesięcznych blokach eksploatacyjnych, prognozowana średnia miesięczna ważona oraz średnia miesięczna mierzona elektrowni (opracowanie własne)

Fig. 9. Sand content in lignite P^r [%] – the monthly average value in operated blocks of deposits, weighted predicted average value and the value measured in power stadion.

W tablicy 2 zestawiono skrajne wartości parametrów węgla obserwowane w poszczególnych złożach, prognozowane wartości skrajne w wypadkowej masie surowca, a także wartości skrajne zmierzone w elektrowni. Podano najmniejsze i największe obserwowane różnice pomiędzy prognozowanymi wartościami na podstawie informacji ze złóż i wartościami pomierzonymi w elektrowni. W ostatniej kolumnie podano różnice pomiędzy obserwowanymi skrajnymi wartościami parametrów. Warto zwrócić uwagę, że najmniejsze różnice, poza wyjątkiem wartości opałowej, obserwowane są w dostawach do elektrowni. Jest to wpływ selektywnej eksploatacji węgla ze złóż oraz homogenizacji węgla w procesie urabiania, transportu i na placu składowym.

5. Wnioski

Na podstawie przedstawionych analiz można sformułować następujące wnioski:

1) Parametry analizowanych złóż charakteryzują się zróżnicowaną zmiennością. Najmniej zmienna jest wartość opałowa Q_i^r, której współczynnik zmienności V_Q przyjmuje wartość od 4,4 % w węglu O/Kazimierz Płn. do 9,3 % w węglu O/Jóźwin, średnio 9,1 %. Największą zmienność wykazuje zawartość piasku P^r; Współczynnik zmienności V_P osiąga wartość od 75,5 % w złożu Lubstów do 179 % w O/Kazimierz Płn, średnio 171 %. Zmienność parametrów ma wpływ na dokładność prognozowania, co uwidacznia się w różnicach pomiędzy wartością prognozowaną a wartością zmierzoną w elektrowni (rys. 6 i 9, tabl. 2).
2) W strukturze zmienności wszystkich parametrów obserwuje się udział składnika nielosowego U_n (rys. 5). Największą wartość tego wskaźnika wykazuje zawartość siarki S_t^r – od 54,5 % w węglu O/Kazimierz Płn. do 69,6 % w węglu złoża Drzewce. Najmniejszą wartość U_n obserwuje się w przypadku zawartości piasku P^r – od 21,6 % w węglu O/Kazimierz Płn. do 41 % w węglu O/Jóźwin IIB. Zmienność P^r ma charakter najbardziej losowy, co przekłada się na niską dokładność prognozowania zawartości piasku w masie urabianego węgla. Na wysoką wartość wariancji lokalnej C_0 w strukturze tego parametru może mieć wpływ sposób oznaczania parametru w laboratorium. W odróżnieniu od P^r, prognoza zawartości siarki S_t^r cechuje się dużą dokładnością, co można wiązać z dużym udziałem składnika nielosowego U_n i niską wartością wariancji lokalnej C_0 w strukturze tego parametru.

Tablica 2. Skrajne wartości parametrów węgla brunatnego w złożach, w prognozowanej średniej ważonej ze złóż oraz pomierzone w dostawach węgla do elektrowni (opracowanie własne).

Table 2. Extreme values of lignite parameters – in deposits, in the predicted weighted average of total lignite stream and the measured in the lignite delivered to the power station.

Parametr		Wartość minimalna	Wartość maksymalna	Zakres min. - maks.
Q_i^r, kJ/kg	W złożu	7286/Drzewce	9833/Kazimierz Płn	2547
	Średnia ważona w złożach	8442	9113	671
	Pomiar w elektrowni	8562	9340	778
	Skrajne różnice, %	0,08	5,3	
A^r, %	W złożu	4,53/Kazimierz Płn	15,28/Jóźwin IIB	10,75
	Średnia ważona w złożach	5,71	10,09	4,38
	Pomiar w elektrowni	7,70	10,05	2,35
	Skrajne różnice, %	3,41	31,38	
S_t^r, %	W złożu	0,70/Lubstów	1,55/Jóźwin IIB	0,85
	Średnia ważona w złożach	0,97	1,23	0,26
	Pomiar w elektrowni	1,03	1,18	0,15
	Skrajne różnice, %	0,48	10,28	
P^r, %	W złożu	0,43/Drzewce	6,06/Jóźwin IIB	5,63
	Średnia ważona w złożach	0,99	4,59	3,6
	Pomiar w elektrowni	1,60	3,50	1,9
	Skrajne różnice, %	0,73	96,64	

3) Mimo dużego zróżnicowania wartości parametrów w poszczególnych złożach (tabl. 1) w wyniku selektywnej eksploatacji i odpowiedniego doboru proporcji węgla wahania parametrów w łącznej strudze urobku zostały znacznie ograniczone. Największą redukcję osiągnięto w przypadku wartości opałowej Q_i^r: od 2,5 MJ/kg w poszczególnych złożach do 0,67 MJ/kg w wypadkowej masie surowca. Najmniejszą redukcję wahań wartości obserwuje się w przypadku zawartości piasku P^r.
4) Krzywe wartości prognozowanej i wartości pomierzonej (rys. 6, 7 i 8) wykazują dużą korelację. Najmniejsze różnice obserwuje się w przypadku wartości opałowej Q_i^r od 0,08 % do 5,3 % i siarki S_t^r [%] od 0,48 % do 10,28 %. Największe różnice obserwuje się dla krzywych piasku P^r od 0,73 % do 96,64 % (rys. 9). W większości przypadków wartości parametrów pomierzonych w elektrowni są wyższe niż prognozowane; poza nielicznymi wyjątkami zjawisko to ma charakter systematyczny. Może mieć to związek z selektywnym wybieraniem złoża jak również z częściową utratą wilgoci w procesie wydobycia, transportu i składowania.
5) W krzywych prognozowanych i pomierzonych wartości opałowej Q_i^r jak również w krzywych zawartości siarki S_t^r widoczny jest wyraźny trend spadkowy. Wynika on ze zmieniającej się w długim okresie czasu wartości tych parametrów w eksploatowanych złożach. Trendy te wskazują na ograniczenia sterowania jakością urobku, które wynikają z charakteru złóż, głównych kierunków eksploatacji oraz małej mobilności maszyn podstawowych układu KTZ kopalni.

Praca zrealizowana została w ramach badań statutowych WGiG, AGH, umowa nr 11.11.100.597 w 2015 roku.

Literatura

1. *Matheron G*., 1962–1963 – Traité de géostatistique appliquée. t. 1 (1962), s. 334, t. 2 (1963), s. 172, Editions Technip., Paris.
2. *Naworyta W*.: Analiza zmienności parametrów złożowych węgla brunatnego pod kątem sterowania jakością strumienia urobku, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, t. 24, z. 2/4, 2008 , s. 97÷110.
3. *Naworyta W., Sypniowski Sz*.: O problemie sterowania jakością strugi urobku w kopalniach węgla brunatnego w kontekście właściwego rozpoznania parametrów jakościowych złoża, Górnictwo Odkrywkowe, R. 54, nr 2, 2013, s. 58÷65.
4. *Naworyta W., Wasilewska-Błaszczyk M*.: Analiza parametrów złoża węgla brunatnego dla potrzeb projektowania elektrowni, Polityka Energetyczna, t. 17, z. 4, 2014, s. 127÷136.
5. *Szamałek A.:* Informatyzacja i wizualizacja procesu wydobywczego na przykładzie kopalni odkrywkowej KWB „Konin" w Kleczewie S.A [w] Geomatyka górnicza. Praktyczne zastosowania. Monografia pod redakcją A. Dyczko i A. Krawczyka, Wydawnictwo Fundacji dla AGH, Kraków 2011, s. 75÷84.

Serdeczne podziękowania za umożliwienie prowadzenia badań i udostępnienie wyników pomiarów należą się Panu Dr inż. Sławomirowi Mazurkowi – Prezesowi i Wiceprezesowi KWB „Konin" w Kleczewie S.A. w latach 2006÷2014.

UKD 622.271:001.891.5:005.61

Analiza czynności roboczych jednonaczyniowej koparki i ładowarek w górnictwie skalnym

Analysis of operation of a single-bucket excavator and the wheel loaders in rock materials mining



Mgr inż. Michał Patyk)*



Mgr inż. Adrian Borcz)*



Dr inż. Dorota Łochańska)*

Treść: W artykule przedstawiono znaczenie wpływu człowieka (operatora maszyn wydobywczych tj. jednonaczyniowych koparek i ładowarek) na proces załadunku w górnictwie odkrywkowym surowców skalnych. W przedstawionej pracy porównano pracę dwóch operatorów na dwóch ładowarkach oraz trzech operatorów na jednej koparce. W artykule ponadto zaprezentowano czynności oraz czas ich wykonywania osiągany przez poszczególnych operatorów maszyn.

Abstract: This paper presents the importance of human impact (mining machine operator of single-bucket excavators and wheel loaders) on the process of loading rock materials in surface mining. In this study, the work of three single-bucket excavator operators as well as two operators of two wheel loaders was compared. The paper also presents the activities and their execution time achieved by each operator of a machine.

Słowa kluczowe:

górnictwo odkrywkowe, surowce skalne, koparki jednonaczyniowe, ładowarki łyżkowe

Key words:

surface mining, rock materials, single-bucket excavators, wheel loaders

1. Wprowadzenie

Na podstawie licznych obserwacji i pomiarów pracy maszyn w procesie załadunku, takich jak jednonaczyniowe koparki i ładowarki, zauważono zmienność efektów pracy tych samych maszyn użytkowanych przez różnych operatorów.

Wraz z postępem technicznym i organizacyjnym zmianie uległy maszyny i urządzenia stosowane w przemysłach górniczym i budowlanym. Niezawodność takich maszyn stoi już na wysokim poziomie, dzięki czemu produktywność, wydajność układu i samo wydobycie rzadko spada poniżej zakładanych wartości. Jednak aby maszyna działała poprawnie potrzebny jest użytkownik – operator. Na świecie, jak i w Polsce, prowadzone są prace zmierzające do automatyzacji procesu załadunku, poprzez urządzenia wspomagające załadunek, a kończąc na maszynach autonomicznych [2÷5, 8, 9].Tego typu rozwiązania są od lat rozwijane i niektóre z tych maszyn (samochody technologiczne)[6] wykonują czynności w sposób wysoce precyzyjny. Człowiek podczas powtarzalnych czynności, takich jak załadunek, w mniejszym lub większym stopniu popełnia błędy. Liczba tych błędów w znacznym stopniu zależy od doświadczenia i obycia ze sprzętem, a także od indywidualnych czynników charakteryzujących pracownika.

W artykule przedstawiono pomiary wykonywane na tych samych maszynach podczas pracy różnych operatorów, w tym pokazano różnice w czasie załadunku oraz efektywnośćopisywanych układów, a także różne parametry wynikające ze zmiennej pracy różnych operatorów.

2. Analiza pracy maszyn – cykle pracy

W pierwszej kolejności przedstawiono pracę systemu załadunku materiału przez koparkę jednonaczyniową Volvo EC700C z samochodem przegubowym (wozidłem) w kopalni

*) AGH w Krakowie

amfibolitu, a następnie załadunek ładowarkami Volvo 180F i 220E prowadzony na żwirowni.

Na podstawie obserwacji procesu załadunku obydwu ładowarek oraz koparki jednonaczyniowej Volvo, wyszczególniono cztery podstawowe fazy pracy składające się na cykl załadunku:
- napełnienie łyżki,
- opróżnienie łyżki nad środkiem transportu,
- manewrowanie z pustą łyżką,
- manewrowanie z pełną łyżką.

Poza powyższymi (podstawowymi) czynnościami składającymi się na czas załadunku wymienić należy także czynności dodatkowe, takie jak:
- przygotowanie urobku do załadunku (przygotowanie podjazdu pod załadunek – ładowarka),
- przestawianie się (zmiana miejsca pracy – załadunku),
- oddzielanie bloków (nadgabarytów),
- oczekiwanie na wozidło,
- manewrowanie wozidła,
- postój.

Rysunek 1 przedstawia przykładowy udział procentowy wymienionych powyżej czynności dodatkowych, składających się na czas pracy koparki podczas załadunku.

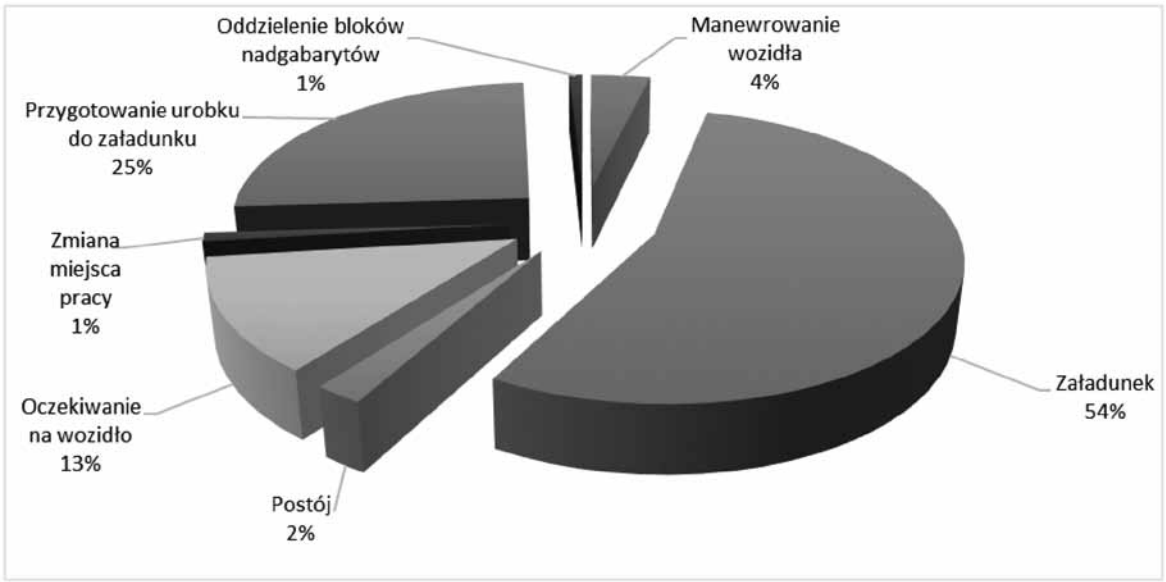
3. Analiza efektywności czasu pracy koparek jednonaczyniowych łyżkowych

Obserwacje i dokładna analiza została wykonana dla koparki jednonaczyniowej łyżkowej Volvo EC700C, pracującej w kopalni skalnej amfibolitu. Maszyna ta podczas prowadzonych badań obsługiwana była przez trzech operatorów. W sumie przeanalizowano 122 cykle załadunku samochodów, na które składało się 771 załadunków łyżki koparki.Czas pracy podczas prowadzonych badań wynosił prawie 10 godzin, a sam załadunek stanowił 54 % wszystkich wykonywanych przez koparkę czynności (rys. 1). Koparka była wyposażona w łyżkę podsiębierną o pojemności 4,6 m^3. Średnio na jedno 40 tonowe wozidło przypadało 6 łyżek urobku, a średnia wydajność koparki wyniosła 680,4 Mg/godz.

3.1. Analiza cykli procesu załadunku

Podczas wykonywania analizy czasu pracy koparki skupiono się na przedstawieniu i scharakteryzowaniu czynności składających się na załadunek oraz na czynnościach dodatkowych, towarzyszących przy załadunku wozidła przez koparkę (tabl. 1). Analizowana koparka jest podsiębierna dlatego też, załadunek wykonywany jest z uprzednio usypanego materiału skalnego [1], co wiąże się ze stratami czasu pracy związanymi z jego wykonaniem i późniejszym przemieszczaniem się maszyn. Analiza miała na celu także określenie czynności wpływających na pogorszenie efektywności czasu pracy oraz wyeliminowania „złych" praktyk i nawyków. Wyniki wykonanej analizy przedstawia tablica 1, są to wartości średnie uzyskane przez każdego operatora.

Wszystkie czynności zostały pomierzone z użyciem stopera ręcznego. Następnie zsumowano czasy poszczególnych czynności i obliczono średnie wartości poprzez podzielenie zsumowanego czasu przez liczbę wykonanych pomiarów.



Rys. 1. Udział procentowy czynności wykonywanych przez koparkę jednonaczyniowąpodczas załadunku urobku na samochody [7]

Fig. 1. Percentage share of activities performed by a single-bucket excavator during loading of trucks [7]

Tablica 1. Czynności wykonywane przez operatorów koparek

Table 1. Activities performed by operators of the excavators

Operator	Czas wykonywania czynności, sekundy							Liczba pomiarów
	podstawowe	towarzyszącepodczas załadunku						
	załadunek	manewrowanie wozidła	oczekiwanie na wozidło	zmiana miejsca pracy	przygotowanie urobku do załadunku	oddzielanie bloków (nadgabarytów)	postój	
1	163	10	25	2	75	1	4	59
2	151	10	55	2	84	2	7	37
3	161	8	40	6	54	5	12	26

Ponieważ każdy z operatorów podczas przeprowadzanej analizy wykonał różną liczbę cykli, do celów porównawczych oparto się na wartościach średnich przez nich uzyskanych. W celu zobrazowania analizy ich pracy wykonano wykres obrazujący średni czas wykonywanych przez nich czynności (rys. 2).Na rysunku tym przedstawiona została analiza statystyczna wykonywanych pomiarów. Większość czynności dodatkowych jest losowa i występuje zwykle przypadkowo. Stałą czynnością jest oczekiwanie na wozidło, którego czas zależny jest od liczby współpracujących wozideł, a także przygotowanie urobku do załadunku. Wykres ten nie uwzględnia postojów koparki z uwagi na losowość występowania zdarzeń, które miały na nie wpływ. Ich naniesienie istotnie wpływa na zmniejszenie czytelności rysunku 2, z uwagi na znaczne rozciągnięcie skali czasu. Z uzyskanych pomiarów wynika, iż postoje w najmniej korzystnym przypadku wynoszą nawet kilkanaście minut.

Wszyscy operatorzy po opuszczeniu przez wozidło miejsca załadunku mieli czas na przygotowanie urobku do załadunku, oddzielanie bloków nadgabarytów i przestawianie się. Podczas manewrowania wozidła koparka wyczekiwała z łyżką napełnioną urobkiem, podniesioną w celu wyładunku. W ten sposób operator dawał sygnał dźwiękowy kierowcy informujący o momencie zatrzymania się wozidła. Wiedząc, że operatorzy wykonywali około 6 cykli na załadunek jednego samochodu otrzymujemy średni wynik jednego cyklu na poziomie 27 sekund. Również czas manewrowania wozidła oscylował w podobnych wartościach – średnio 10 sekund. Niższy czas w przypadku Operatora 3. mógłby wskazywać na bardziej doświadczonego kierowcę wozidła lub lepiej przygotowane stanowisko do załadunku. Czas oczekiwania na wozidło związany jest głównie z liczbą samochodów przypisanych do załadunku oraz z doświadczeniem kierowców. W naszym przypadku podczas wykonywanych badań do Operatora 1. i 3. podjeżdżały głównie 3 wozidła, natomiast do Operatora 2. – głównie 2.

Czas przestawiania się i oddzielania nadgabarytów zależy w głównej mierze od przygotowania stanowiska pracy, a także od ładowanego materiału. Postój maszyny występował głównie podczas rozpoczęcia i zakończenia pracy, natomiast przygotowanie urobku do załadunku obywało się kiedy operator czekał na wozidło.

Analiza danych pozwala zauważyć, iż wartości losowe w przypadku Operatora 1. i 2. są najbardziej powtarzalne – najwięcej wartości oscyluje wokół wartości przeciętnych. Jak widać średni czas załadunku Operatora 2. był najkrótszy i rozrzut uzyskiwanych przez niego czasów był najmniejszy. Można zatem stwierdzić, że Operator ten jest najlepiej zorganizowany spośród analizowanych, z uwagi na najniższy czas załadunku wozideł, a także najlepsze gospodarowanie czasem podczas gdy nie był prowadzony załadunek. Ponadto wykonując szybciej załadunek, zyskiwał więcej czasu na przygotowanie sobie urobku, dzięki temu rzadziej też zmieniał miejsce.

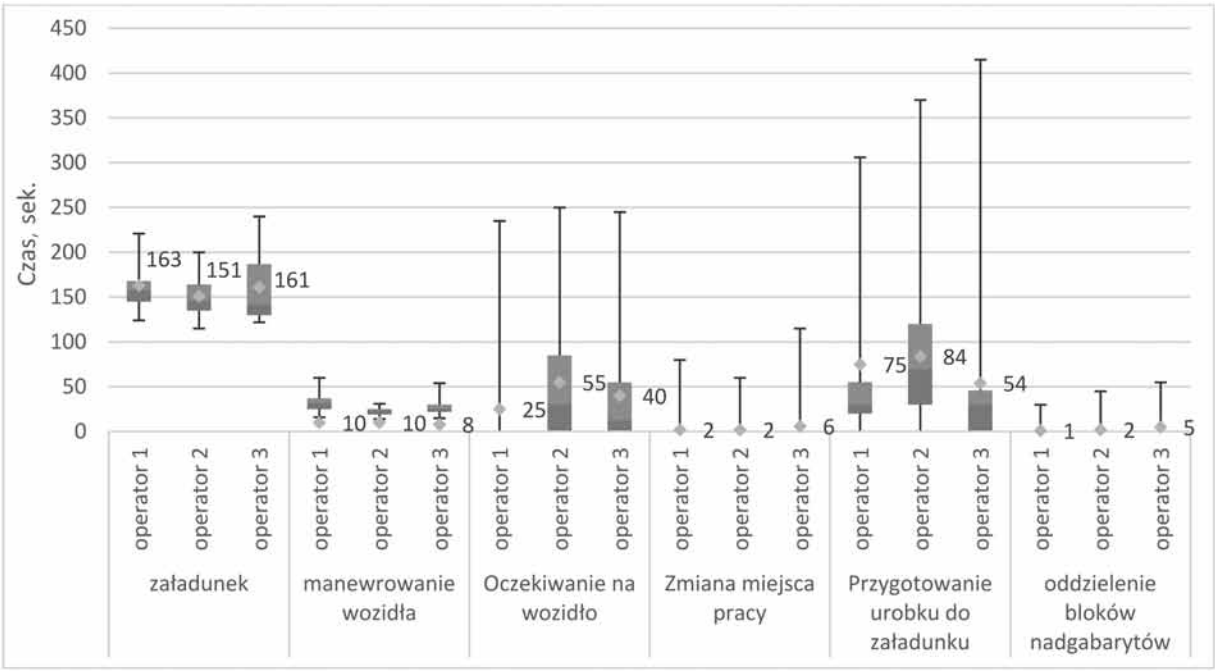
3.2. Analiza wydajności

Analiza wydajnościowa wykonana była dla czterech grup pracy (rys. 3). Wszystkich operatorów porównano pod kątem:
- samego załadunku – Z1,
- załadunku z manewrowaniem wozidła – Z2,
- załadunku z przestawianiem się i oddzieleniem nadgabarytów (Z3) oraz
- załadunku z wszystkimi czynnościami towarzyszącymi (Z4) – wydajność całego układu.

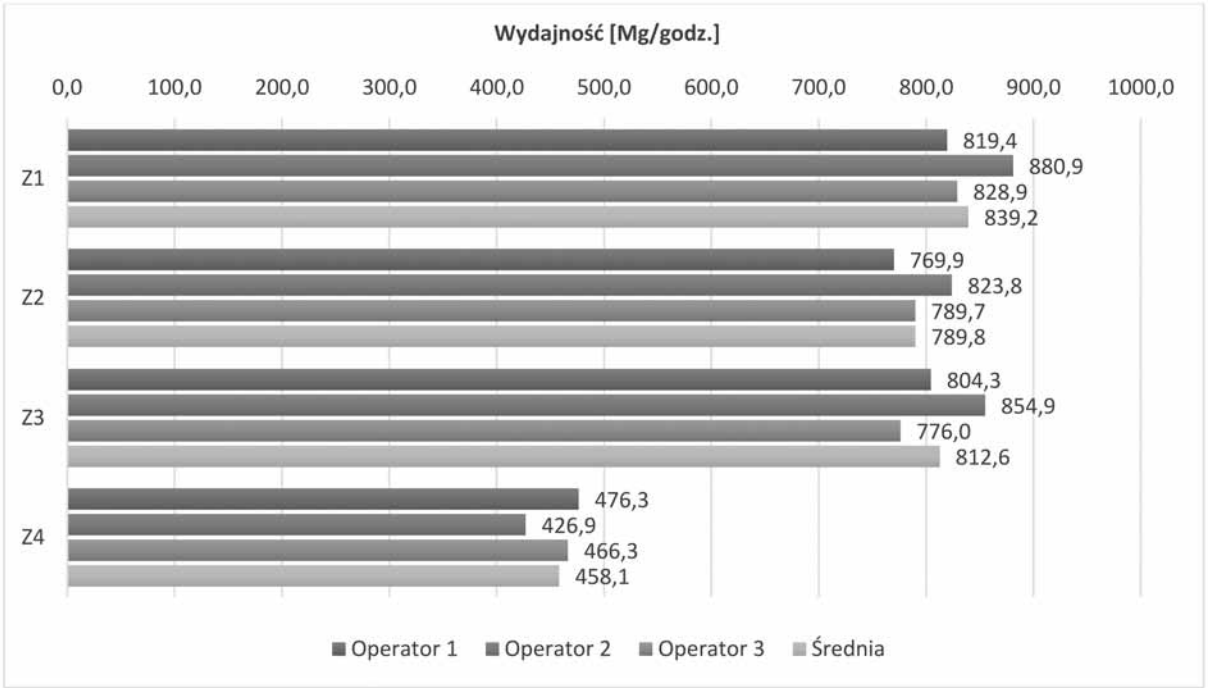
Do obliczeń przyjęto całkowity czas wykonywanych poszczególnych czynności podczas badań.

Najniższy czas załadunku Operatora 2. pozwala na uzyskanie najwyższej wydajności samego załadunku (880,9 Mg/godz.), jak i załadunku wraz z manewrowaniem wozidła (823,8 Mg/godz.). Dla porównania średnia wydajność wynosi odpowiednio prawie 840 i 790 Mg/godz. Pozostali operatorzy pracują na podobnym poziomie, przy czym korzystniejszy wyniki uzyskał Operator 3. Średnia wydajność załadunku wraz z pracami przygotowawczymi wyniosła niecałe 813 Mg/godz., gdzie najwyższą wydajność uzyskał Operator 2., natomiast najniższą – Operator 3.

Uwzględnienie wszystkich elementów cyklu daje nam prawie dwukrotnie mniejsze wskaźniki wydajności całego



Rys. 2. Graficzne zestawienie losowości czasów uzyskiwanych przez poszczególnych operatorów koparek
Fig. 2. Graphical comparison of the randomness of the times achieved by particular operators of the excavators



Rys. 3. Wydajność załadunku w zależności od zakresu wykonywanych czynności
Fig. 3. Productivity of loading depending on the range of performed activities

układu na poziomie 458,1 Mg/godz., przy czym Operator 2. osiągnął najniższą wydajność, która wyniosła zaledwie 427Mg/godz. Niższa wydajność wiąże się z mniejszą liczbą współpracujących wozideł, czyli dłuższym czasem oczekiwania na wyładunek. Do pozostałych operatorów w czasie ich pracy podjeżdżały 3 wozidła (jedno więcej niż w przypadku Operatora 2.). Dlatego też czas oczekiwania na nie był mniejszy. Operator 1. czekał najkrócej na wozidła, dzięki czemu uzyskał najwyższą wydajność – 476,3 Mg/godz.

4. Analiza efektywności wykorzystania czasu pracy jednonaczyniowych ładowarek łyżkowych

Obserwacje i późniejsza analiza procesu załadunku ładowarkami łyżkowymi prowadzona była w żwirowni eksploatującej złoże o wysokim punkcie piaskowym. Przeanalizowano prace dwóch ładowarek firmy Volvo – 180F i 220E. Technologia wydobycia kopaliny w żwirowni polega na urabianiu ściany eksploatacyjnej za pomocą ładowarek kołowych, które po urobieniu transportują urobek na kosz zasypowy znajdujący się nad przenośnikiem taśmowym (rys. 4).



Rys. 4. Załadunek kruszywa piaskowo-żwirowego na kosz zasypowy[Fot. Michał Patyk]
Fig. 4. Loading of sand and gravel aggregates on the charging hopper [Photo Michał Patyk]

4.1. Analiza procesu załadunku

Podczas prowadzonych obserwacji analizowano pracę dwóch ładowarek. Analiza ta skupiała się głównie na przedstawieniu rodzaju manewrów oraz określeniu czasu wykonywania załadunku z podziałem na odpowiednie czynności (rys. 5).

Technologia pracy ładowarki różni się od pracy koparki przede wszystkim koniecznością ciągłej zmiany pozycji[1]. Ładowarka podczas załadunku musi wykonać manewry – z miejsca załadunku do ściany i z powrotem. Wraz ze wzrostem odległości od urabianej ściany do miejsca załadunku zmienia się długość manewru, a także proporcjonalnie zwiększa się czas całego cyklu. Szybkość, a także dokładność wykonywanych manewrów będzie przekładać się na wydajność oraz ekonomiczność całego układu. Przykładowo w trakcie jednego cyklu, sama faza manewrowania ładowarką zajmuje około 82 % całego czasu załadunku (rys. 5).

Podczas prowadzonych obserwacji obie ładowarki użytkowane były przez tych samych operatorów. Wyniki analizy przedstawia tablica 2.

Przedstawione w tablica 2 wartości są średnimi uzyskanymi przez poszczególnych operatorów. Średnie te zostały obliczone na podstawie następującego wzoru:

$$\text{Średni czas} = \frac{T}{n}$$

gdzie:

T – suma czasów całkowitych operatora A i B, sek.,

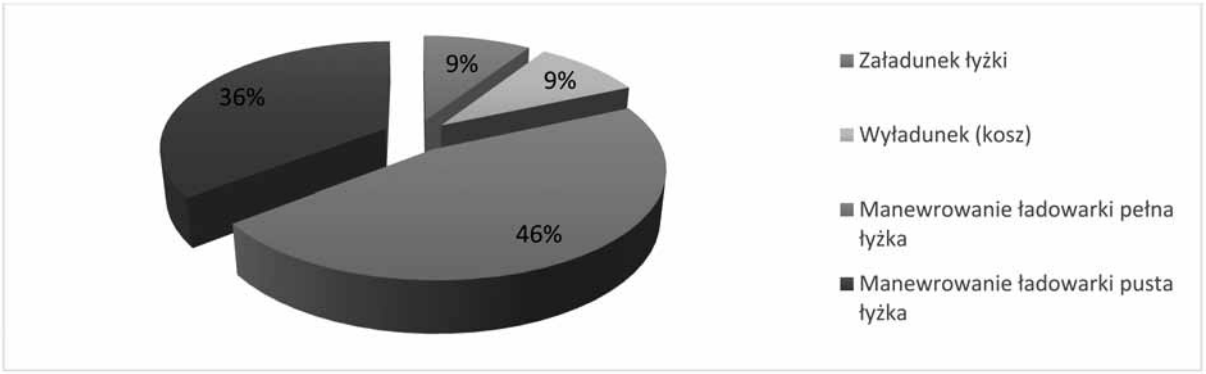
n – liczba cykli wykonanych przez operatora A i B, szt.

Na podstawie przeprowadzonej analizy można zauważyć, iż średni czas załadunku wyniósł 52,55 sekundy(dla Volvo 220E – 52,4 sekundy, a dla 180F – 52,7 sekundy), przy czym czasy cyklu operatorówpodczas pracy na ładowarce 220E były mniej zróżnicowane.

Szczegółową prezentację graficzną pomiarów przedstawia rysunek 6. Na jego podstawie można zauważyć, iż czynności takie jak załadunek oraz wyładunek łyżki są czynnościami powtarzalnymi. Tylko w przypadku Operatora A pracującego na ładowarce 180F można zaobserwować większą rozbieżność podczas wyładunku na kosz zasypowy. W przypadku czynności takich jak manewrowanie rozbieżności uzyskanych wyników są większe. Wynika to głównie z różnych pokonywanych odległości, a także ze sposobu wykonywania danego manewru. Czas cyklu, czyli suma poszczególnych, wcześniej opisanych, czynności jest podobny w przypadku każdego operatora.

Najmniejszą rozbieżnością uzyskanych czasów cyklu charakteryzuje się Operator A pracujący na ładowarce 220E. Operator ten podczas pracy na ładowarce 180F uzyskał także najniższy czas średni. Jednak w przypadku tej ładowarki rozbieżności czasowe wykonywanych cyklów są największe. Operator B lepiej radził sobie na większej ładowarce 220E, z czego wynikają: krótszy czas cyklu oraz mniejsza rozbieżność otrzymanych wyników wszystkich cykli. Uzyskiwane przez niego czasy cykli pracy na ładowarce 180F trwały najdłużej, także przy znacznej rozbieżności czasowej.

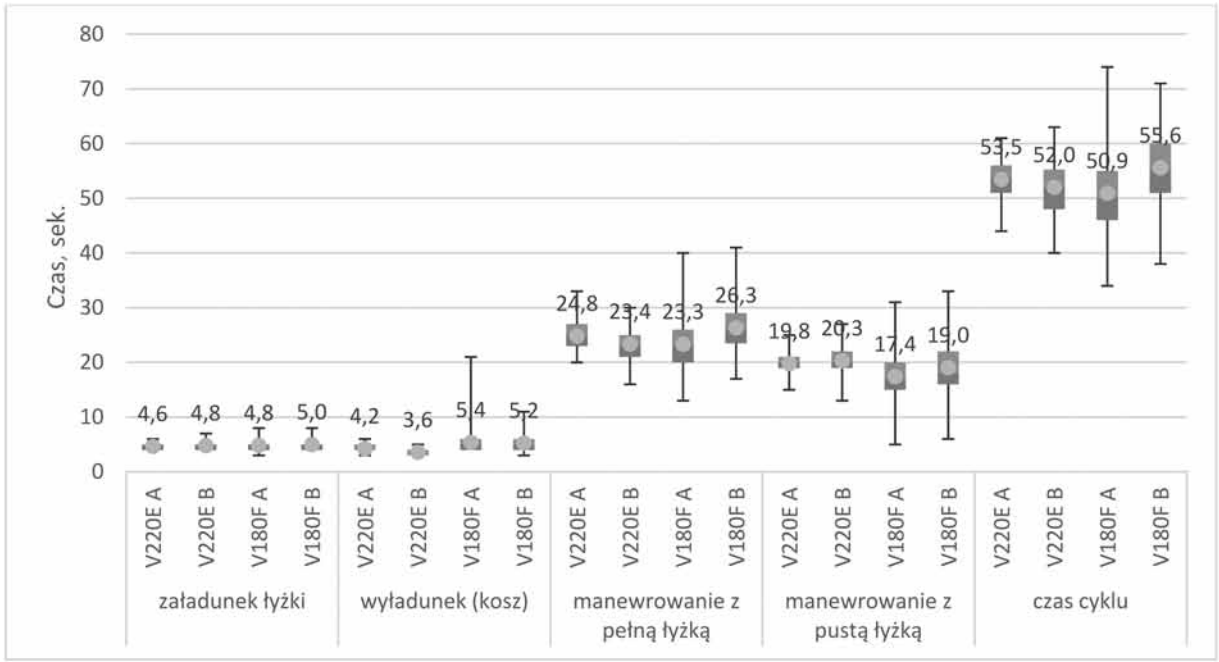
Na podstawie rysunku 6 można ponadto stwierdzić, iż Operator A najefektywniej pracuje na ładowarce 180F natomiast najbardziej zbliżone do wartości przeciętnej czasu uzyskuje na ładowarce 220E. Praca Operatora B charakteryzuje się podobnymi rozbieżnościami czasowymi z uwzględnieniem korzyści dla większej ładowarki.



Rys. 5. Udział procentowy czynności składających się na jeden cykl pracy ładowarki podczas załadunku [7]
Fig. 5. Percentage share of actions making one cycle of wheel loader while loading [7]

Tablica 2. Czasy podstawowych czynności osiąganych przez poszczególnych operatorów maszynpodczas załadunku
Table 2. Times of basic activities achieved by particular operators of machines during loading

Maszyna/operator	Czas wykonywanej operacji [sekundy]					Liczba cykli
	Załadunek łyżki	Wyładunek (kosz)	Manewrowanie ładowarki		Cykl średni	
			pełna łyżka	pusta łyżka		
220E A	4,6	4,2	24,8	19,8	53,4	61
220E B	4,8	3,6	23,4	20,3	52,1	132
220E średnia	4,7	3,8	23,8	20,1	52,4	193
180F A	4,8	5,4	23,3	17,4	50,9	270
180F B	5,0	5,2	26,3	19,0	55,6	171
180F średnia	4,9	5,3	24,5	18,0	52,7	441
Średnia	4,8	4,9	24,3	18,7	52,55	619

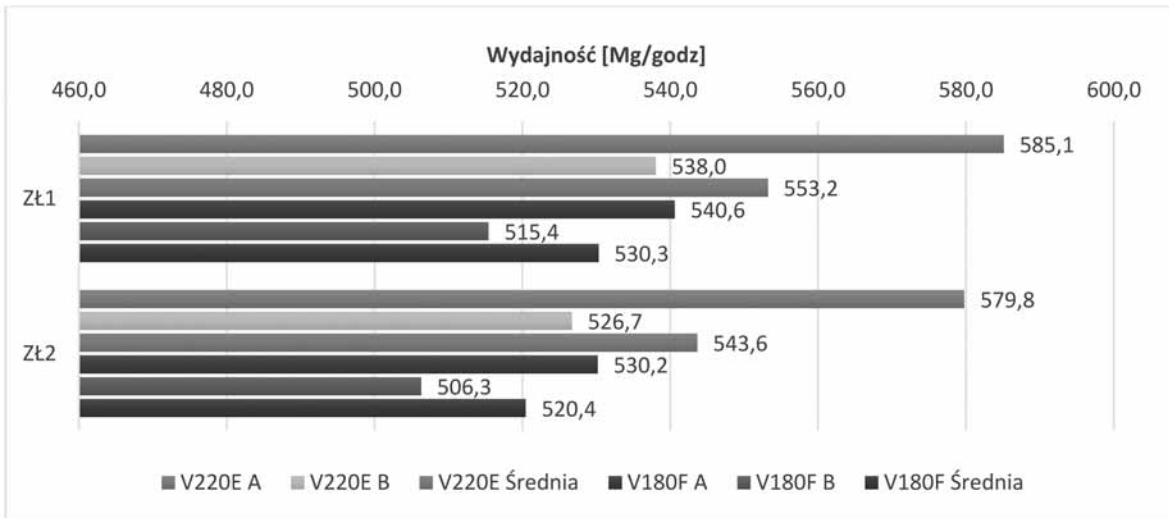


Rys. 6. Graficzne zestawienie losowości czasów uzyskiwanych przez poszczególnych operatorów ładowarek
Fig. 6. Graphical comparison of the randomness of the times achieved by particular operators of the wheel loaders

Uzyskane czasy średnie prezentujące poszczególne czynności pokazują, iż załadunek i wyładunek łyżki nie ma większego znaczenia podczas porównywania umiejętności czy charakteru operatorów. Łączny czas tych czynności stanowi zaledwie 18 % całego czasu załadunku, a różnica pomiędzy operatorami, jak i użytkowanymi maszynami, nie jest znaczna. Wprawdzie czas wyładunku łyżki na kosz jest bardziej zróżnicowany, w porównaniu do załadunku łyżki, jednak wynika to głównie z dokładności wykonywanej czynności. Długość czasu manewrowania z pełną łyżką, czyli manewr ładowarką od ściany w kierunku kosza zasypowego, w większości jest wartością niewiele odbiegającą od średniej. Tylko Operator B, pracujący na ładowarce 180F uzyskał nieznacznie gorszy wynik w stosunku do pozostałych przez co osiągnął najdłuższy czas manewrowania. Czas manewrowania z łyżką pustą, czyli manewr z kosza zasypowego w kierunku ściany, jest bardziej zróżnicowany. Jest także mniej czasochłonny i najszybciej wykonywany był przez Operatora A pracującego na ładowarce 180F. Oczywistym jest fakt, że na osiągane wyniki eksploatacyjne ma wpływ nie tylko praca operatora, ale również sama maszyna, a przede wszystkim jej gabaryty. Im ładowarka ma większą masę, tym zazwyczaj posiada większą łyżkę i uzyskuje nieznacznie gorsze czasy pojedynczego cyklu.

4.2. Analiza wydajności analizowanych ładowarek

Na podstawie określonych czasów cykli (czas wszystkich cykli dla konkretnego załadunku) oraz ilości wydobytej/urobionej kopaliny, obliczono wydajność konkretnych układów (rys. 7). Wydajność ta obliczona została dla samego czasu załadunku ZŁ1 oraz dla załadunku i czynności jemu towarzyszących ZŁ2.



Rys. 7. Wydajność załadunku poszczególnych operatorów ze względu na rodzaj maszyny
Fig. 7. Performance of loading for particular operators due to the type of the machine

Średnie dla poszczególnych ładowarek zostały obliczone z wagą na liczbę wykonanych pomiarów. Ładowarka 220E, dzięki łyżce o większej pojemności, jest wydajniejsza (różnica 0,6 m^3), a największą wydajność w teście, wynoszącą około 580 Mg/godz., dla tej ładowarki osiągnął Operator A.

5. Podsumowanie

Proces załadunku jest zagadnieniem złożonym. Często od wydajności koparki czy ładowarki zależy wydajność całego zakładu górniczego. Jednak operator takiej maszyny jest tylko elementem całego układu lecz czasem czynnikiem decydującym w znacznym stopniu o wydajności. Dlatego w procesie załadunku ważne są nie tylko jego umiejętności, ale także kierowcy samochodów służących do odstawy urobku. Odpowiednie „zgranie" tych dwóch czynników pozwala na osiągnięcie wysokiej wydajności na przodku wydobywczym, czy w całej kopalni.

Podczas prowadzonych badań przeanalizowano łącznie pracę pięciu operatorów maszyn ładujących. Trzech operatorów pracowało na jednej koparce Volvo EC700C, natomiast dwóch pozostałych na dwóch ładowarkach Volvo 180F i 220E. Operator koparki 2. uzyskał najwyższą wydajność (880,9 Mg/godz.) co wynika z uzyskania najniższego czasu załadunku (151 sek.). Operator ten pracuje wydajniej odpowiednio o 7,5 i 6,3% niż Operatorzy koparek 1. i 3. Wydajność pracy pozostałych operatorów oscylowała w okolicach średniej wydajności dla koparki (840 Mg/godz.). W przypadku wydajności całego układu załadunku Operatorzy 1. i 3. uzyskali wyższe wyniki niż Operator 2. Powodem niższej wydajności była współpraca z dwoma, a nie z trzema samochodami.

Operator A pracujący na obu ładowarkach wykonywał dłużej trwające cykle, jednak robił to bardziej dokładnie, przez co wydobył i przetransportował o 8,8% więcej materiału niż Operator B na ładowarce 220E i 4,7% na 180F. Średnio na jeden cykl Operator A transportował 8,0 Mg ładowarką 180F i 9,0 Mg – 220E, a Operator B odpowiednio 6,5 i 8,0 Mg. Operator A średnio, na jeden cykl transportował 1,0 Mg więcej materiału niż Operator B. Różnica w uzyskanych wydajnościach wynosiła 53,0 Mg/godz. dla ładowarki 220E i 24,0 Mg/godz. dla 180F. Dzięki wyższej wydajności, dokładniejszej pracy pozwalającej przewieźć i urobić więcej materiału można poniekąd stwierdzić, że Operator A jest efektywniejszym pracownikiem.

Dobrze przygotowane miejsce prac załadunkowych pozwala na skrócenie niektórych czynności dodatkowych, towarzyszących temu procesowi. Dobra organizacja podczas wykonywania pracy oraz racjonalne dysponowanie czasem wolnym, w którym nie jest prowadzony załadunek, pozwala na wykonanie bezpiecznego wydobycia oraz zaoszczędzenie czasu na czynności dodatkowe w jego trakcie. Czynności teto między innymi oddzielanie nadgabarytów oraz przesuwanie/przestawianie się maszyny na dalsze fragmenty złoża lub usypanego materiału. Czynności te korzystniej jest wykonywać przed lub po załadunku.

Dobra organizacja stanowiska pracy pozwala na osiągnięcie wysokich, zadowalających wyników. Jednak efekt ten najczęściej przychodzi z wiekiem, ze stażem pracy i zdobywanym doświadczeniem. Analiza okresowa pracowników posłużyć może poprawieniu bezpieczeństwa pracy, wydajności i efektywności. Na podstawie licznych obserwacji można wskazać lepszych i gorszych pracowników, jednak celem analizy nie jest wytykanie błędów, lecz pokazywanie rozwiązań i pomoc pracownikom słabiej radzącym sobie z danymi etapami podczas załadunku, co miało miejsce w analizowanych kopalniach.

Duże różnice w czasie wykonywania tej samej czynności mogą świadczyć o trudnościach w jej realizacji (np. zróżnicowanie brył, gorsze warunki pogodowe itp.), ale też mogą wskazywać na brak doświadczenia operatora, jeśli w tych samych warunkach inni mieli mniejszy rozrzut czasów.

Praca finansowana z pracy statutowej nr 11.11.100.597

Literatura

1. *Bodziony P., Bęben A., Kasztelewicz Zb.*: Problematyka eksploatacji maszyn ładujących w górnictwie odkrywkowym – skalnym. Przegląd górniczy, pp. 90÷94, 10 2014.
2. *Brown C.*: Autonomous Vehicle Technology in Mining. Engineering & Mining Journal, January 2012
3. *Filla R.*: Operator and Machine Models for Dynamic Simulation of Construction Machinery, LIN-KÖPING STUDIES IN SCIENCE AND TECHNOLOGY, THESIS NO. 1189, LINKÖPING 2005, Sweden
4. *Grad P.S.*: Running with Robotics. Engineering & Mining Journal, Jan/Feb 2010
5. *Kozioł W., Borcz A., Patyk M.*: Analiza koparek jednonaczyniowych i ładowarek łyżkowych w aspekcie ich automatyzacji. Przegląd Górniczy, pp. 95÷99, 10 2014.
6. *Machniak Ł., Borcz A.*: Rola i zastosowanie nowoczesnych systemów dyspozytorskich w odkrywkowych kopalniach surowców skalnych. Przegląd Górniczy, pp. 59÷67, 12 2013.
7. *Patyk M.*: Analiza pracy jednonaczyniowych koparek i ładowarek w kopalniach surowców skalnych. (Praca dyplomowa niepublikowana), 2013.
8. *Sakaida Y., Chugo D., Yamamoto H, Asama H.*: The Analysis of Excavator Operation by Skillful Operator - Extraction of common skills. SICE Annual Conference 2008, August 20-22, 2008, The University Electro-Communications, Japan
9. *Sarata S., Weeramhaeng Y. Tsubouchi T.*: Planning of scooping position and approach path for loading operation by wheel loader. 22nd International Symposium on Automation and Robotics in Construction, ISARC 2005 – September 11÷14, 2005, Ferrara (Italy)
10. http://www.volvoce.com

UKD 622.271:502.17:351:79



Rozliczenie wodnej rekultywacji wyrobisk odkrywkowych w świetle aktualnych uregulowań formalnoprawnych

The settlement of the open pit mines water reclamation from the point of view of current legal solutions

Dr inż. Krzysztof Polak)*

Treść: W artykule przedstawiono zagadnienia prawne związane z problematyką rozliczania rekultywacji wodnej wyrobisk odkrywkowych. Niektóre z wyrobisk posiadają olbrzymią pojemność wodną, to ich napełnianie potrwać może kilkadziesiąt lat. Rekultywacja prowadzona w tak długim okresie wymaga nowego, nie przewidzianego w polskim prawie, podejścia w sposobie jej rozliczania. W artykule przedstawiono podstawy prawne w zakresie rekultywacji wodnej oraz interpretację obowiązujących rozwiązań prawnych w zakresie możliwości etapowego rozliczania rekultywacji wodnej z wykorzystaniem wód podziemnych i powierzchniowych. Zasady rozliczania rekultywacji mają fundamentalne znaczenie dla wyceny funduszu likwidacji zakładu górniczego. Jednoznaczność przepisów w tym zakresie jest konieczna także dla jednostek samorządu lokalnego wydających decyzje o uznaniu rekultywacji za zakończoną. W artykule wskazano na potrzebę zmian w obowiązującym prawie, które pozwoliłyby na jednoznaczne przyjęcie metody szacowania kosztów rekultywacji oraz przychodów gmin z tytułu podatków gruntowych.

Abstract: This paper presents legal issues relevant to settlement of water reclamation in open-pit mines. Due to the fact that some of the pits have huge capacity of water volume, their flooding may take several decades. Long period of water reclamation requires a new approach to the way of its settlement, which is not provided for in the Polish law. This paper presents the legal bases for the water reclamation and interpretation of the existing solutions within the possibilities of a phased settlement of the reclamation with usage of ground- and surface water. The settlement of reclamation has got fundamental importance for the valuation of the Mine Closure Fund. The unambiguous of regulations is also necessary for local authorities which decide about the termination of reclamation. In this paper, it has been pointed out the need to change existing regulations, which would allow for unequivocal adoption of the estimating method of costs reclamation and income taxes of local communities.

Słowa kluczowe:

wyrobiska odkrywkowe, rekultywacja wodna, klasyfikacja gruntów, grunty pod wodami, opłaty i podatki lokalne

Key words:

open pits, water reclamation, land classification, underwater land, fees and local taxes

1. Wprowadzenie

Wyrobiska końcowe w odkrywkach kopalniach węgla brunatnego mają znaczne objętości. Jest to związane zazwyczaj z nieodwracalnymi zmianami morfologicznymi, polegającymi na przemieszczeniu mas nadkładu na zwałowiska zewnętrzne oraz z wyeksploatowaniem złoża kopaliny. Skutkuje to koniecznością wypełnienia wyrobisk wodą oraz zagospodarowaniem terenów poeksploatacyjnych jako użytki wodne. Proces ten odbywa się w ramach likwidacji zakładu górniczego. W ramach tych prac, w przestrzeni wyrobiska położonej poniżej pierwotnego zwierciadła wody, realizowana jest rekultywacja wodna.

Proces rekultywacji gruntów w obrębie wyrobiska napełnianego wodą jest zazwyczaj długotrwały i obejmować może nawet okres kilkudziesięciu lat. Prawo geologiczne i górnicze [4] odsyła do definicji rekultywacji zawartej w Ustawie o ochronie gruntów i leśnych [12] Zgodnie z definicją, proces rekultywacji gruntów to nadanie lub przywrócenie gruntom zdegradowanym albo zdewastowanym wartości użytkowych lub przyrodniczych przez właściwe ukształtowanie rzeźby terenu, poprawienie właściwości fizycznych i chemicznych, uregulowanie stosunków wodnych, odtworzenie gleb, umocnienie skarp oraz odbudowanie lub zbudowanie niezbędnych dróg. Rekultywację gruntów prowadzi się w miarę jak grunty te stają się zbędne całkowicie, częściowo lub na określony czas do prowadzenia działalności przemysłowej oraz wtedy, gdy kończy się w terminie do 5 lat od zaprzestania tej działalności [12]. Definicję rekultywacji podaje też Prawo o odpadach wydobywczych, które dotyczy bezpośrednio obiektów unieszkodliwiania odpadów. Rekultywację definiuje się jako zagospodarowanie terenu, w tym oczyszczanie gruntu, w taki sposób, aby przywrócić go do właściwego stanu użytkowego i przyrodniczego, ze szczególnym uwzględnieniem jakości gleby, dzikiej fauny i flory, siedlisk naturalnych, systemów słodkiej wody oraz krajobrazu [13].

Warto podkreślić w tym miejscu, że wspomniana ustawa dotyczy bezpośrednio gruntów rolnych i leśnych. W przypad-

*) AGH w Krakowie

ku, gdy wspomniane grunty docelowo znajdą się pod wodą nie będą nigdy gruntami leśnymi, a ich rolne wykorzystywanie będzie możliwe tylko jeśli zbiornik końcowy będzie przeznaczony np. w hodowli ryb. Zarówno w pierwszym, jak i w drugim przypadku można mówić o nadaniu nowych walorów użytkowych.

Decyzję ustalającą kierunek rekultywacji gruntów wydaje, na wniosek przedsiębiorcy, właściwy organ administracji samorządowej. Zgodnie z obowiązującym prawem, rekultywację gruntów prowadzi się w miarę jak grunty stają się zbędne całkowicie. Przedsiębiorca górniczy powinien zakończyć rekultywację w ciągu 5 lat. Rozliczenie rekultywacji odbywa się poprzez uzyskanie decyzji starosty powiatowego o zakończeniu rekultywacji. Uzyskanie takiej decyzji upoważnia do przekwalifikowania gruntów zgodnie ze sposobem ich użytkowania. Ustawa mówi że, w razie niezakończenia rekultywacji w tym terminie stosuje się opłaty roczne podwyższone o 200 % za użytkowanie gruntów.

W związku z brakiem możliwości zakończenia rekultywacji wodnej w przewidzianym prawem czasie powstaje pytanie, dotyczące zarówno przedsiębiorcy górniczego, jak i jednostki samorządu lokalnego: w jaki sposób odbywać się powinno rozliczenie rekultywacji gruntów pokrytych wodami, w ramach prowadzonej rekultywacji wodnej? Brak jednoznaczności w tym zakresie powoduje problemy w zakresie planowania przychodów gmin, z tytułu wpływów z podatków gruntowych (po stronie samorządu lokalnego), jak i brak możliwości oszacowania kosztów likwidacji zakładu górniczego (po stronie przedsiębiorcy górniczego).

Drugi ze wspomnianych wyżej problemów, jest niezwykle istotny już na etapie prowadzenia działalności wydobywczej. Zgodnie z obowiązującym prawem przedsiębiorca górniczy zobowiązany jest do gromadzenia środków finansowych na fundusz likwidacji zakładu górniczego. W związku z tym musi on znać, niejako na wstępie, czas i prognozę zmiany kosztów utrzymania i likwidacji wyrobisk pogórniczych. Tymczasem zmiana kosztów likwidacji zależy w istotny sposób od wysokości opłat lokalnych z tytułu użytkowania gruntów. Ich wysokość zależy od kwalifikacji gruntów, przy czym opłaty od gruntów zajętych na działalność przemysłową różnią się znacząco od stawek opłat za użytkowanie gruntów znajdujących się pod wodą. Sposób rozliczania rekultywacji może mieć więc istotny wpływ na całkowite koszty likwidacji zakładu górniczego oraz wysokości wpłat na fundusz likwidacji zakładu górniczego.

2. Likwidacja zakładu górniczego

Proces rekultywacji może być prowadzony w ramach planu ruchu zakładu górniczego i stanowi wówczas element składowy prac związanych bezpośrednio z prowadzonymi robotami górniczymi i finansowany jest z bieżącej działalności przedsiębiorcy górniczego.

Likwidacja zakładu górniczego może także odbywać się na podstawie planu ruchu likwidowanego zakładu górniczego. Koszty prac pokrywane są ze środków zgromadzonych na funduszu likwidacji zakładu górniczego lub też z bieżącej działalności przedsiębiorcy. Plan ruchu likwidowanego zakładu górniczego zatwierdzany jest przez organy nadzoru górniczego [7].

Zgodnie z zapisami ustawy [4] proces likwidacji zakładu górniczego polega na :

- zabezpieczeniu wyrobiska górniczego,
- zabezpieczeniu lub likwidacji obiektów i urządzeń zakładu górniczego,
- zabezpieczeniu niewykorzystanej części złoża kopaliny,
- zabezpieczeniu sąsiednich złóż kopalin,
- przedsięwzięciu niezbędnych środków chroniących wyrobiska sąsiednich zakładów górniczych,
- przedsięwzięciu niezbędnych środków w celu ochrony środowiska oraz rekultywacji gruntów po działalności górniczej.

W zakresie projektowania rekultywacji w górnictwie odkrywkowym stosowana jest zazwyczaj norma: PN-G-07800:2002 *Górnictwo odkrywkowe – Rekultywacja - Ogólne wytyczne projektowania*. Wspomniana norma określa pięć ogólnych kierunków rekultywacji [3], w tym m. in. kierunek wodny, pod zbiorniki wodne oraz budowę tych zbiorników.

3. Czas trwania rekultywacji wodnej

Rekultywacja wodna odkrywkowych wyrobisk górniczych jest zazwyczaj procesem długotrwałym. Spowodowane jest to objętością wyrobisk oraz, w przypadku odwodnienia górotworu, ujemnym bilansem zasobów wodnych w górotworze. Czas przywrócenia pierwotnego zwierciadła wody przekracza zazwyczaj okres 5 lat. Dla przykładu przytoczyć tu można dotychczas przeprowadzone prace rekultywacyjne w polskim górnictwie węgla brunatnego i górnictwie odkrywkowym siarki. Okres rekultywacji wodnej wynosił np:

- Odkrywka Pątnów (objętość zbiornika: 81 mln m^3, powierzchnia lustra wody: 360 ha) – 10 lat,
- Odkrywka Machów (objętość zbiornika: 142 mln m^3, powierzchnia lustra wody: 455 ha) – prace ziemne ok. 10 lat, napełnianie zbiornika ok. 5 lat,
- Odkrywka Piaseczno (obecnie: 160 ha, obj. wody: 37 mln m^3) – rekultywowana w kierunku wodnym od 1982 roku, dotychczas rekultywacja niezakończona.

W przyszłości planowane jest utworzenie zbiorników wodnych w wyrobiskach górniczych Bełchatów, Turów i Szczerców. Okres trwania rekultywacji wodnej tych wyrobisk osiągnie, nie mniej niż, kilkadziesiąt lat.

W świetle powyższego, stwierdzić można, że zapisy Ustawy o ochronie gruntów rolnych i leśnych zobowiązujące przedsiębiorcę do przeprowadzenia rekultywacji, w okresie 5 lat od zakończenia działalności przemysłowej [12], nie przystają do realnego czasu trwania procesu rekultywacji wodnej. Wymagania ustawy odpowiadają możliwościom realizacyjnym w zakresie rekultywacji gruntów rolnych i leśnych. W zadanym czasie można przeprowadzić regulację stosunków wodnych na gruntach rolnych i leśnych, polegającą na odbudowie systemu odwodnienia powierzchniowego (rowów lub melioracji) i ukształtowania spadków terenu.

Problem z interpretacją przepisów prawa pojawia się gdy grunty uległy całkowitemu przekształceniu wskutek eksploatacji górniczej. Przemieszczenie nadkładu i wyeksploatowanie złoża powodują, że grunty przeznaczone do rekultywacji znajdą się docelowo pod wodą. W tym przypadku terenom muszą zostać nadane nowe formy użytkowe, obejmujące w swym zakresie przebudowę wyrobiska, ukształtowanie skarp i zboczy, a później napełnienie zbiornika wodnego. Przystosowanie wyrobiska górniczego do pełnienia funkcji wodnych oraz jego napełnienie wodą jest więc nadaniem nowych wartości użytkowych, nie zaś regulacją stosunków wodnych, o czym wprost mówią zapisy ustawy.

Brak jednoznacznych zapisów dotyczących rekultywacji wodnej w polskim ustawodawstwie wymusza jednak konieczność stosowania Ustawy o ochronie gruntów rolnych i leśnych przy prowadzeniu rekultywacji. W świetle dotychczasowych doświadczeń w zakresie rekultywacji wodnej, jak też planowanych przedsięwzięć w tym zakresie, definicja pojęcia rekultywacji wymagać będzie rozszerzenia i uszczegó-

łowienia, tak aby odpowiadała ona specyficznym warunkom prowadzenia rekultywacji wodnej, tj. w okresie dłuższym niż 5 lat. Konieczna wydaje się więc nowelizacja prawa w tym zakresie. Problematyka podejmowana była wielokrotnie w publikacjach wielu autorów zajmujących się tą tematyką [m. in.: 1, 2, 8, 9, 10, 11).

4. Zakończenie rekultywacji wodnej

Osoby obowiązane do rekultywacji gruntów powinny zawiadomić starostę w terminie do dnia 28 lutego każdego roku o powstałych w ubiegłym roku zmianach w zakresie gruntów podlegających rekultywacji (art. 22 ust. 3 [12]).

Decyzję w sprawie rekultywacji i zagospodarowania gruntów wydaje starosta. Decyzja ta powinna określać, m. in. kierunek i termin wykonania rekultywacji gruntów oraz uznanie rekultywacji gruntów za zakończoną. W odniesieniu do działalności górniczej, starosta obowiązany jest przed wydaniem decyzji zasięgnąć opinii dyrektora właściwego terenowo okręgowego urzędu górniczego.

Uznanie rekultywacji za zakończoną upoważnia do przeklasyfikowania gruntów właściwie do zmian w zaistniałym sposobie użytkowania gruntu. Zgodnie z Prawem Geodezyjnym i Kartograficznym osoby fizyczne lub prawne, w których władaniu znajdują się grunty i budynki lub ich części obowiązane są zgłaszać właściwemu Staroście wszelkie zmiany danych objętych ewidencją gruntów i budynków, w terminie 30 dni od powstania zmian [16].

Rekultywacja wodna wyrobisk odkrywkowych jest procesem długotrwałym, przekraczającym czas trwania 5 lat. Po tym okresie przedsiębiorca powinien rozliczyć rekultywację. Zachodzi więc uzasadniona konieczność wystąpienia z wnioskiem o uznanie rekultywacji za zakończonej. W rzeczywistości jednak proces napełniania wyrobiska trwa. Rodzi się wiec pytanie, czy można uznać rekultywację za zakończoną na gruntach przykrytych wodą?

5. Klasyfikacja gruntów pod wodami

Napełnianie wyrobiska końcowego jest zazwyczaj procesem nieodwracalnym. Zakończenie prac górniczych oraz wyprofilowanie skarp i zboczy, a przede wszystkim zatopienie wyrobiska, trwale zmienia sposób użytkowania terenu. Bez względu na rzędną piętrzenia, czyli wysokość słupa wody nad powierzchnią gruntu, przykrycie skarp wyrobiska wodą uniemożliwia jakikolwiek inny sposób użytkowania niż wodny.

Zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Rozwoju Regionalnego i Budownictwa w sprawie ewidencji gruntów i budynków wyróżnia się następujące m. in. użytki gruntowe [6]

1. *Grunty pod wodami*:
   - grunty pod morskimi wodami wewnętrznymi, oznaczone symbolem – Wm,
   - grunty pod wodami powierzchniowymi płynącymi, oznaczone symbolem – Wp,
   - grunty pod wodami powierzchniowymi stojącymi, oznaczone symbolem – Ws,
   - rowy, oznaczone symbolem – W.

2. grunty *pod wodami powierzchniowymi płynącymi,* do których, zalicza się grunty pod wodami w rzekach, potokach górskich, kanałach i innych ciekach, o przepływach stałych lub okresowych, oraz źródła, z których cieki biorą początek, a także pod wodami znajdującymi się w jeziorach i zbiornikach sztucznych, z których cieki wypływają lub do których wpływają (Wp).

3. Grunty *pod wodami powierzchniowymi stojącymi,* do których zalicza się grunty pod wodami w jeziorach i zbiornikach (Ws).

4. *Tereny różne* oznaczone symbolem – Tr. Zalicza się do nich wszystkie pozostałe grunty, których nie można zaliczyć do innych użytków. Są to m. in.: grunty przeznaczone do rekultywacji oraz niezagospodarowane grunty zrekultywowane**.** Do gruntów przeznaczonych do rekultywacji zalicza tereny po działalności górniczej.

W związku z powyższym, uznać należy, że przykrycie wodami gruntów oznacza fizyczne zakończenie rekultywacji wodnej gruntu. Grunty znajdujące się pod wodą należy więc zaklasyfikować jako grunty pod wodami śródlądowymi stojącymi. Grunty znajdujące się ponad powierzchnią lustra wody i znajdujące się w obrębie planowanych prac rekultywacyjnych w kierunku wodnym można zaklasyfikować jako grunty przeznaczone do rekultywacji i zaliczyć je do pozostałych (Tr).

Stawki opłat za poszczególne rodzaje gruntów reguluje Ustawa o podatkach i opłatach lokalnych [14] która mówi, że wysokość stawek podatku określa rada Gminy, na drodze uchwały. Górne granice stawek kwotowych na każdy rok podatkowy w drodze obwieszczenia ogłasza Minister właściwy do spraw finansów publicznych.

6. Własność gruntów pokrytych wodami

Odkrywkowe wyrobiska górnicze, których spąg położony jest poniżej naturalnego zwierciadła wód podziemnych napełniane są samoczynnie przez napływ wód podziemnych. Dla przyśpieszenia rekultywacji wodnej, jeśli jest to możliwe, zatapianie wspomaga się wodami powierzchniowymi. Prawo wodne [15] mówi, że śródlądowe wody powierzchniowe płynące oraz podziemne stanowią własność skarbu państwa. Przedsiębiorca górniczy, prowadzący rekultywację wodną, ponosi opłaty z tytułu korzystania z tych wód. Zrekultywowane grunty w granicach wyrobisk górniczych znajdują się pod wodami powierzchniowymi stojącymi.

Z zapisów prawa wynika, że grunty znajdujące się pod wodami płynącymi są własnością skarbu państwa. W takim przypadku, po zakończeniu rekultywacji grunt pokryty wodami powinien przejść na jego własność. Zazwyczaj jednak, zbiorniki wodne powstałe w wyniku działalności górniczej maja jednak charakter nieprzepływowy. Wody stojące znajdujące się w granicach nieruchomości gruntowej stanowią własność właściciela nieruchomości. W tym przypadku przedsiębiorca górniczy posiadający prawo do nieruchomości gruntowej jest też właścicielem wód i po uzyskaniu decyzji o zakończeniu rekultywacji może zbyć nieruchomość na zasadach rynkowych. Metodykę wyceny gruntów zrekultywowanych przedstawiono we wcześniejszej publikacji [5].

7. Podsumowanie i wnioski

Czas trwania procesu rekultywacji wodnej, w przypadku wyrobisk odkrywkowych o znacznej objętości przekracza okres 5 lat. Uniemożliwia to uzyskanie decyzji o zakończeniu rekultywacji na całym rekultywowanym obszarze wyrobiska górniczego, a tym samym rozliczenie rekultywacji w terminie przewidzianym przez ustawodawcę. Z analizy stanu prawnego wynika, że proces rekultywacji wodnej odkrywkowych wyrobisk górniczych, a zwłaszcza sposób jej rozliczenia, nie znajduje wykładni w istniejących przepisach odnośnie prowadzenia rekultywacji. Wydaje się więc konieczne doprecyzowanie przepisów prawnych w tym zakresie.

W niniejszej pracy proponuje się więc podejście etapowe, tj. w okresach pięcioletnich, w zakresie rozliczania rekultywacji wodnej. Decyzję o zakończeniu rekultywacji może zostać wydana dla poszczególnych nieruchomości gruntowych faktycznie znajdujących się pod wodą. Nieruchomość taka stanowi użytek wodny, na którym niemożliwe jest m.in. prowadzenie działalności przemysłowej. Oznacza to nieodwracalną zmianę w sposobie użytkowania gruntu i upoważnia do uznania rekultywacji za zakończoną. Wydanie decyzji o zakończeniu rekultywacji na danej nieruchomości gruntowej, przez właściwy organ władzy samorządowej (starostę powiatowego), upoważnia z kolei do przeklasyfikowania gruntu, właściwie do sposobu jego użytkowania.

W odniesieniu do nieruchomości gruntowych znajdujących się ponad zwierciadłem wody, a także gruntów, na których rekultywacja wodna nie została zakończona, możliwe jest tymczasowe przeklasyfikowanie użytków jako tereny różne (Tr). Grunty te w świetle obowiązującego prawa stanowią grunty przeznaczone do rekultywacji. Dotyczy to w szczególności zboczy wyrobiska, które docelowo znajdą się pod wodą. W odniesieniu do tych gruntów stosuje się opłaty roczne podwyższone o 200 % za użytkowanie gruntów. W gestii samorządu lokalnego jest ustalenie stawek opłat podatkowych za poszczególne rodzaje gruntów, co pozwala na pewną regulację wielkości wpływów do budżetu lokalnego z tytułu podatków lokalnych.

Zmiana sposobu użytkowania gruntu umożliwia zmniejszenie obciążeń finansowych przedsiębiorcy górniczego prowadzącego rekultywację. Jednoznaczność w zakresie sposobu rozliczania rekultywacji pozwoli na oszacowanie kosztów rekultywacji, a więc także na właściwe szacowanie funduszu likwidacji kopalni już na etapie planowania działalności. Jest to istotne, gdyż w czasie trwania działalności przemysłowej przedsiębiorca górniczy musi gromadzić niezbędne środki na likwidację zakładu górniczego.

Proponowany sposób rozliczania rekultywacji wodnej jest korzystny dla przedsiębiorcy górniczego, który ponosi koszty utrzymania terenów rekultywowanych. Po całkowitym zakończeniu rekultywacji podmiot prawny użytkujący zbiornik wodny ponosi koszty użytkowania gruntów pod wodą. Podatki gruntowe z tego tytułu stanowią niewielką część opłat ponoszonych z tytułu działalności przemysłowej. Rozliczenie rekultywacji w okresach pięcioletnich pozwala na okresowe wygaszanie obciążeń podatkowych oraz jednoczenie na przeprofilowanie źródła dochodów gmin górniczych do nowych warunków budżetowych.

Publikacja została zrealizowana w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.597.

Literatura

1. *Kaźmierczak U., Malewski J.*: O kosztach rekultywacji w górnictwie odkrywkowym, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Wrocławskiej, Nr 102, Studia i Materiały, Nr 29, 2002.
2. *Nieć M., Radwanek-Bąk B.*: Potrzeby modyfikacji regulacji prawnych w zakresie rekultywacji i zagospodarowania terenów pogórniczych, Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, 2011, nr 11.
3. Norma PN-G-07800:2002 Górnictwo odkrywkowe – Rekultywacja -- Ogólne wytyczne projektowania.
4. Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 30 stycznia 2015 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy – Prawo geologiczne i górnicze, Dz.U. RP. Z dnia 9 lutego, Poz. 196.
5. *Ranosz R., Polak K.*: Wycena zbiornika wodnego poeksploatacyjnego metodą porównawczą, Przegląd Górniczy, t. 69 nr 9, 2013 s. 144÷147.
6. Rozporządzenie Ministra Rozwoju Regionalnego i Budownictwa z dnia 29 marca 2001 r. w sprawie ewidencji gruntów i budynków (Dz.U. 2001 nr 38 poz. 454).
7. Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych, Dz. U. Nr 94, poz. 840, z 2003 r. Nr 181, poz. 1776 oraz z 2006 r. Nr 186, poz. 1378.
8. *Szafrański C., Kozaczyk P., Stachowski P.*: Problemy rekultywacji i rolniczego zagospodarowania gruntów pogórniczych na zwałowisku wewnętrznym odkrywki „Kazimierz Północ, VIII Ogólnopolska Konferencja Naukowa, Kompleksowe i szczegółowe problemy Inżynierii Środowiska, Darłówko 2007.
9. *Uberman R.*: Analiza i ocena zmian przepisów w projekcie prawa geologicznego i górniczego odnoszących się do likwidacji kopalni i rekultywacji terenów po działalności górniczej, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, Nr 132, Studia i Materiały Nr 39, 2011.
10. *Uberman R.*: Likwidacja kopalń i rekultywacja terenów pogórniczych w górnictwie odkrywkowym. Problemy techniczne, prawne i finansowe, Kraków, 2010, Wyd. IGSMiE PAN.
11. *Uberman R., Ostręga A.*: Rekultywacja i rewitalizacja terenów po działalności górniczej. Polskie osiągnięcia i problemy, Rekultywacja i Rewitalizacja Obszarów Pogórniczych 2012, I Polsko-Niemieckie Forum Rekultywacji i Rewitalizacji Obszarów Pogórniczych, Wisła-Jawornik, 8-9 marca 2012, Wyd. Anet.
12. Ustawa O ochronie gruntów rolnych i leśnych, z dnia 3 lutego 1995 r., Dz. U. z 2013 nr 121 poz. 1205, Obwieszczenie Marszałka Sejmu RP W sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy o ochronie gruntów rolnych i leśnych.
13. Ustawa o odpadach wydobywczych, z dnia 10 lipca 2010, Dz.U. 2008 Nr 138 poz. 865.
14. Ustawa o podatkach i opłatach lokalnych, z dnia 12 stycznia 1991 r., Dz.U. 1991 Nr 9 poz. 31.
15. Ustawa Prawo Wodne, z dnia 18 lipca 2001 r., Dz.U. z 2012 poz. 145.
16. Ustawa Prawo Geodezyjne i Kartograficzne, z dnia 17 maja 1989 r. (Dz. U. z 2010 r. Nr 76, poz. 489, Nr 106, poz. 675).

UKD 622.23:622.25:005.585

Analiza wpływów sejsmicznych na środowisko szybu przy prowadzeniu robót górniczych za pomocą materiałów wybuchowych – studium przypadku

The analysis of the impact of dynamic influences from the blasting works on the surrounding of the mining shaft - case study



Dr inż. Józef Pyra)*



Dr inż. Anna Sołtys)*



Dr inż. Jan Winzer)*



Mgr inż. Michał Dworzak)*



Mgr inż. Andrzej Biessikirski)*

Treść: W artykule przedstawiono wyniki pomiarów drgań parasejsmicznych wykonanych podczas rozbudowy podszybia robotami górniczymi z użyciem materiałów wybuchowych. Wyniki rejestracji drgań na podszybiu i bezpośrednio na rurze szybowej posłużyły do wyznaczenia parametrów robót strzałowych do dalszego urabiania calizny z uwzględnieniem ochrony rury szybowej.

Abstract: The results of measurements of ground borne vibration are presented in this paper. Vibrations were generated by the blasting works which were conducted in the pit bottom. The ground vibrations were measured in the pit bottom and shaft collar. On the basis of the recorded vibrations, the authors were able to calculate blasting parameters which want cause any minor mining damage to the shaft collar.

Słowa kluczowe:

roboty strzałowe, oddziaływanie, podszybie

Key words:

blasting works, dynamic influence, pit bottom

*) AGH w Krakowie

1. Wprowadzenie

Efektem ubocznym użycia materiału wybuchowego (MW) w caliźnie skalnej jest generowanie drgań rozchodzących się w otoczeniu miejsca wykonywania robót. Jeżeli w bezpośrednim sąsiedztwie detonacji materiału wybuchowegoznajdują się obiekty budowlane, należy określić warunki wykonywania robót, celem ochrony tych obiektów przed ewentualnym szkodliwym oddziaływaniem.

Najczęściej jest to związane z określeniem dopuszczalnych (bezpiecznych) mas ładunków MW oraz sposobu ich odpalania. Wyznaczenie dopuszczalnych ładunków MW jest związane z koniecznością wyznaczenia równania propagacji i zasięgu strefy spękań. Podstawą do przeprowadzenia powyższych rozważań są wyniki pomiarów intensywności wzbudzanych drgań w danych warunkach kopalnianych. Jest to metodologia stosowana od szeregu lat w warunkach kopalń odkrywkowych [1 ÷ 5], wokół których znajduje się zazwyczaj bardzo rozbudowana infrastruktura. Odmienna sytuacja jest w przypadku kopalń podziemnych, gdzie roboty strzałowe zazwyczaj wykonywane są na dużych głębokościach i sygnał sejsmiczny nie dociera na powierzchnię do obiektów budowlanych. Jednakże zdarzają się sytuacje, gdzie użycie MW jest wymagane blisko podziemnych obiektów budowlanych kopalni np. w rejonie szybu. W takim przypadku należy wziąć pod uwagę możliwość uszkodzenia takiej infrastruktury.

2. Warunki geologiczno-górnicze rejonu wykonywania robót górniczych

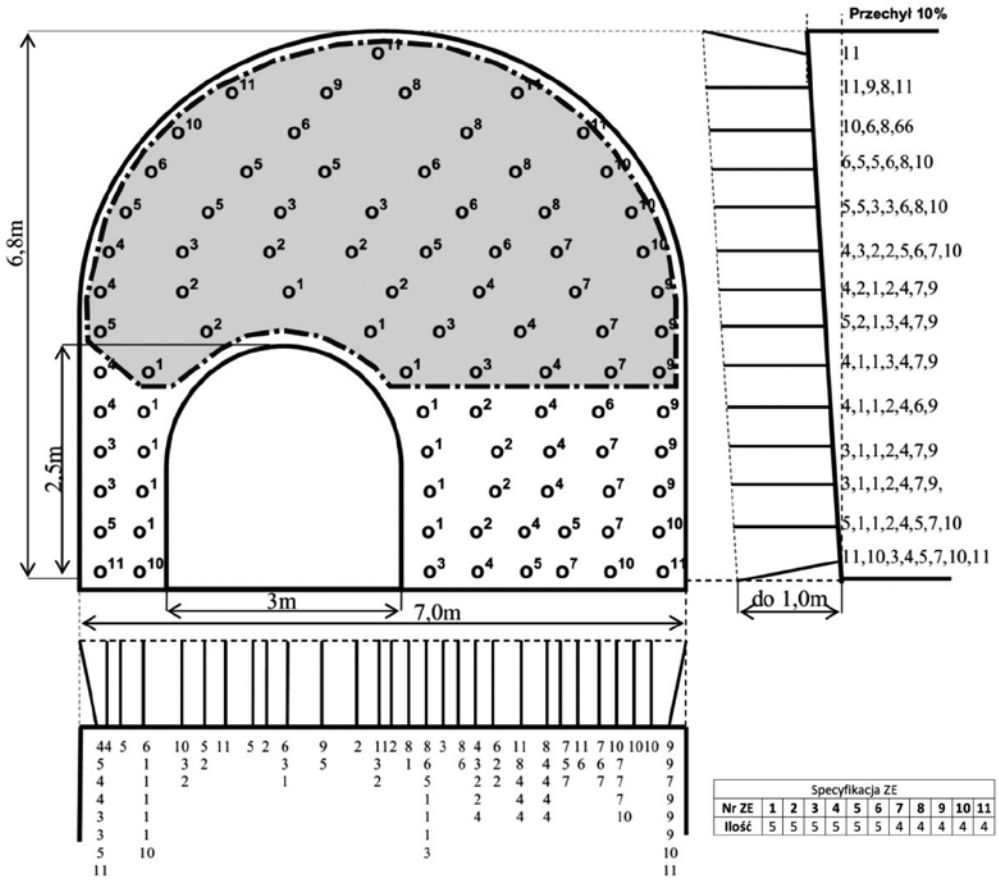
Przebudowa podszybia realizowana była według ustalonej technologii z podziałem na poszczególne segmenty. Lokalizacja obejmowała część górotworu zbudowanego z warstw siodłowych, w którym przeważały piaskowce i łupki piaszczyste. Wymienione warstwy skalne charakteryzowały się wskaźnikami wytrzymałościowymi przedstawionymi w tablicy 1.

W sąsiedztwie szybu nie były prowadzone roboty eksploatacyjne, a jego rejon zaliczony był do I stopnia zagrożenia wodnego i klasy A zagrożenia wybuchem pyłu. Drążenie wyrobiska w pierwszym etapie wykonywane było zgodnie z metryką strzałową przedstawioną na rysunku 1, a w późniejszym etapie cały przekrój został podzielony na dwie serie (zaciemnione pole na rys. 1).

Urabianie odbywało się za pomocą MW emulsyjnego – Emulinit PM (φ32 mm/300 g). Ładunki MW inicjowane były zapalnikami elektrycznymi węglowymi półsekundowymi GZEW-0,45A (0,5 s). Otwory zabezpieczane były przybitką z gliny do wylotu otworu. Zapalniki elektryczne łączone były w obwód szeregowo. Ładunek udarowy umieszczany był jako pierwszy od dna otworu (inicjacja tylna). Dopuszczalna liczba w jednej serii wynosiła 88 otworów, a maksymalny ładunek MW w całej serii wynosił52,8 kg.

Tablica 1. Wskaźniki wytrzymałościowe dla różnych warstw górotworu
Table 1. Rock mass mechanical parameters

Parametr	Piaskowiec	Łupek piaszczysty
wytrzymałość na ściskanie, R_c, MPa	41,6	28,1
wytrzymałość na rozciąganie, R_r, MPa	1,7	1,8
moduł sprężystości, E, GPa	15,0	6,1
liczba Poissona, n	0,23	0,27



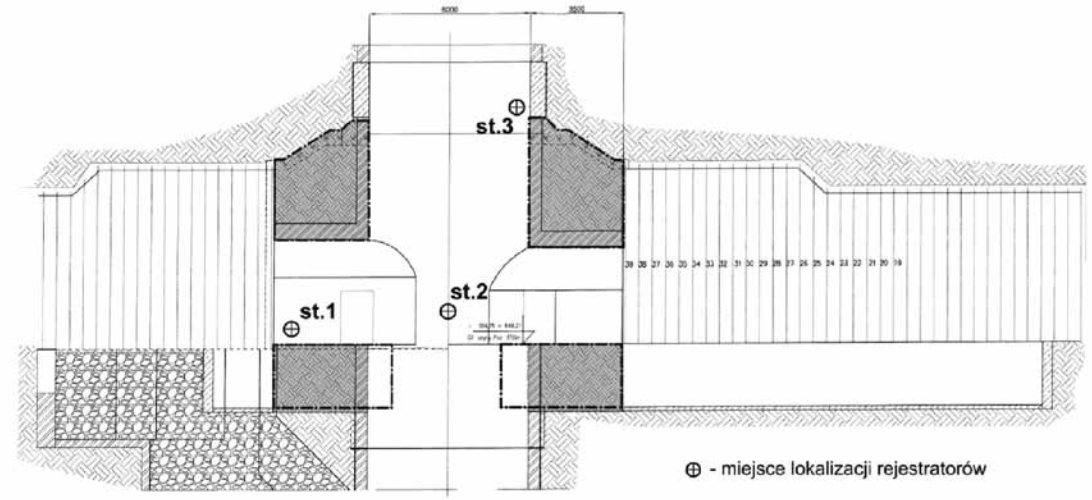
Rys. 1. Metryka strzałowa dla wykonywania podszybia
Fig. 1. Blasting certificate for the pit bottom

3. Wyniki pomiarów parasejsmicznych

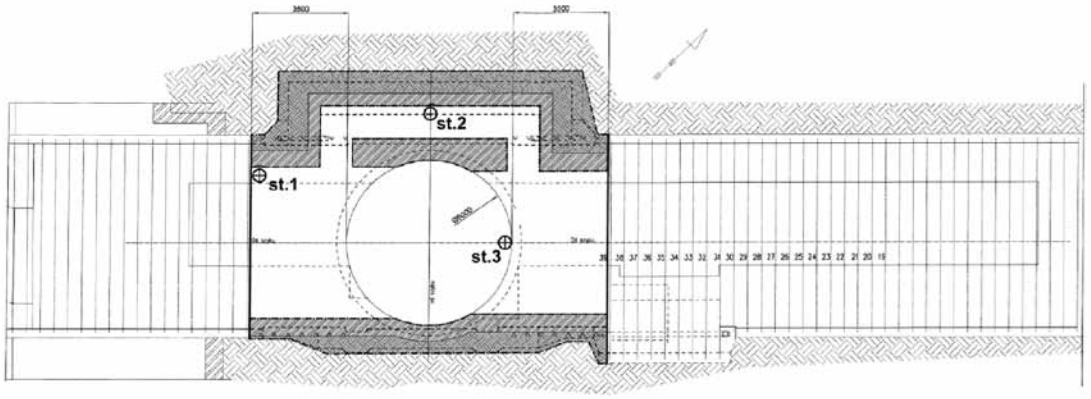
Stanowiska pomiarowe zainstalowane były na obudowie chodników i szybu, a ich rozmieszczenie w stosunku do miejsca wykonywania robót przedstawiono na rysunkach 2 i 3:
- stanowisko 1 – obudowa podszybia,
- stanowisko 2 – obudowa podszybia – przejście,
- stanowisko 3 – obudowa szybu.

Wyniki pomiarów z próbnej serii zestawiono w tablicy 2, w której oprócz wielkości ładunków i odległości stanowisk pomiarowych, podano parametry zarejestrowanych drgań (prędkości u_z, u_x i u_y, odpowiadające im częstotliwości f_z, f_x i f_y na poszczególnych składowych oraz wektor przestrzenny u_{zxy}).

Przykładowy sejsmogram drgań, zarejestrowany na stanowisku 3 przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 2. Szkic rozmieszczenia stanowisk pomiarowych – rzut z przodu
Fig. 2. Test stand - front view

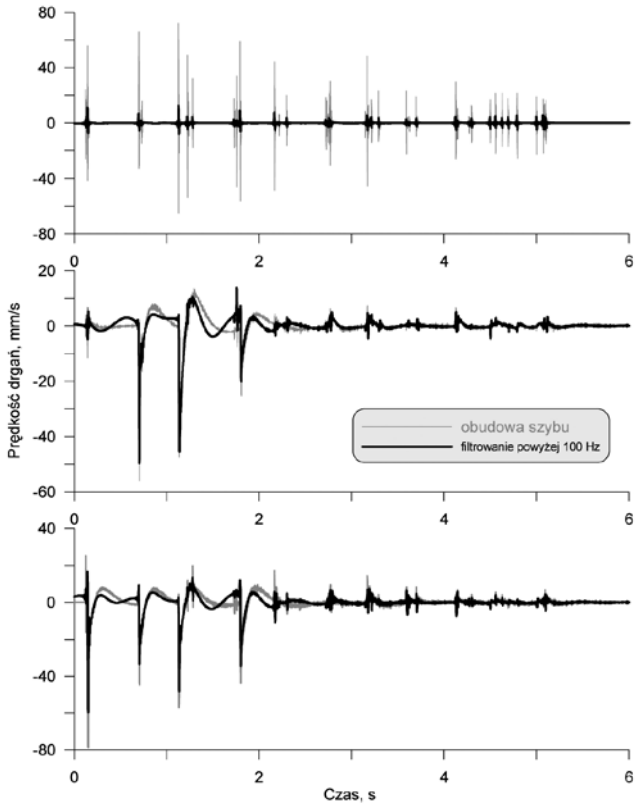


Rys. 3. Szkic rozmieszczenia stanowisk pomiarowych – rzut z góry
Fig. 3. Test stand - front view

Tablica 2. Wyniki pomiarów intensywności drgań parasejsmicznych
Table 2. Results of the intensity of ground vibrations

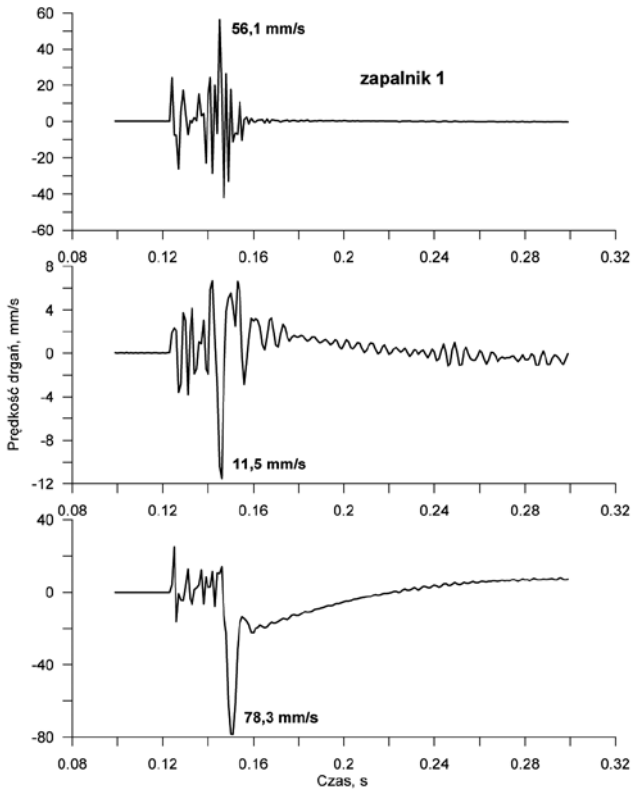
Lp.	Q_c, Q_z,	Stano-	Odleg-	Prędkość drgań, mm/s			Częstotliwość, Hz			Wektor, mm/s
Record	n	wisko	łość, m	u_z	u_x	u_y	f_z	f_x	f_y	u_{zxy}
1	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*	*7*	*8*	*9*	*10*	*11*
V535.4137	Q_c = 30,0 kg	st. 1	19	6,38	15,77	8,99	296,0	156,0	155,0	19,241
	Q_z = 2,4 lub 3,0 kg			0,83	1,28	0,99	80,0	80,0	80,0	
	Q_o = 0,6 kg			0,26	0,24	0,99	40,0	40,0	40,0	
V597.4167	n = 50	st. 2	9,5	12,03	13,11	13,16	237,0	272,0	198,0	22,130
				0,57	0,99	1,54	80,0	80,0	80,0	
				0,53	0,32	0,65	40,0	40,0	40,0	
V636.2348		st. 3	3,5	72,34	55,99	78,52	208,0	6,87	6,60	120,550
				12,70	49,58	59,59	80,0	80,0	80,0	
				5,57	40,25	38,15	40,0	40,0	40,0	

Wyjaśnienie do tablicy 2:
Kolor czarny – analiza drgań bez filtrowania
Czcionka pogrubiona – analiza drgań po filtrowaniu filtrem dolnoprzepustowym 100 Hz
Pola zacienione – analiza drgań po filtrowaniu filtrem dolnoprzepustowym 50 Hz



Rys. 4. Przykładowy sejsmogram drgań zarejestrowanych na stanowisku 3

Fig. 4. Exemplary seismograph of the recorded ground vibrations



Rys. 5. Sejsmogram drgań zarejestrowanych na stanowisku 3 – zapalnik nr 1

Fig. 5. Ground vibrations recorded on the test stand no 3 - detonator no 1

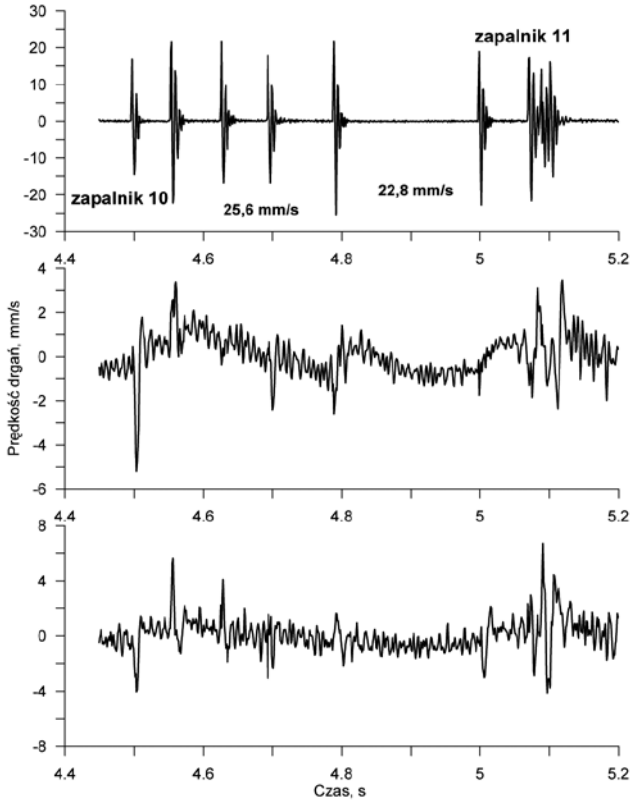
4. Analiza wyników pomiarów intensywności drgań

Wyniki pomiarów zestawione w tablicy 1 i wizualna analiza przykładowego sejsmogramu wskazują na skomplikowaną strukturę zarejestrowanych drgań, szczególnie zwraca uwagę fakt występowania bardzo wysokiej częstotliwości od 100 do prawie 300 Hz. Może to oznaczać, że są to rejestracje wynikające z działania fali akustycznej, a więc fali o niskiej energii. Jednak na stanowisku 3, położonym najbliżej detonujących ładunków MW, wyraźnie zaznacza się silny impuls energetyczny, szczególnie przy czterech pierwszych zapalnikach.

Impuls ten jest na tyle silny, że powoduje odejście składowej miernika drgań od położenia równowagi, a następnie wolniejszy powrót. Dla lepszego zrozumienia zjawiska, na rysunkach 5 i 6 przedstawiono zapisy drgań na stanowisku 3, ale podzielone na poszczególne numery zapalników (rys. 5 – zapalnik z nr 1, rys. 6 – zapalniki z nr 10 i 11). Zwraca uwagę fakt, że odmiennie niż składowe poziome zachowuje się składowa pionowa – zapisy na składowej *z* nie wykazują odchylenia.

Analizując sposób wykonania robót strzałowych (rys. 1) można zauważyć, że pierwsze zapalniki o numerach od 1 do 6 inicjowały po pięć ładunków MW, a pozostałe po 4 ładunki. Jednocześnie wizualna analiza zapisów drgań wskazuje jednoznacznie na istotne różnice precyzji czasu odpalania w poszczególnych grupach zapalników. Wyższe numery mają dość duży rozrzut czasu odpalania, stąd jest większe prawdopodobieństwo, że poszczególne ładunki MW zdetonują w różnym czasie, mimo że inicjowane są zapalnikami o tych samym stopniu opóźnienia.

Oznacza to, że dla zmniejszenia energii uderzenia (pierwszy impuls) należy podjąć dwa działania:



Rys. 6. Sejsmogram drgań zarejestrowanych na stanowisku 3 – zapalnik nr 10 i 11

Fig. 6. Ground vibrations recorded on the test stand no 3 - detonator no 10 and 11

– zmniejszyć liczbę i masę ładunków odpalanych pierwszymi numerami zapalników,
– można zwiększyć liczbę ładunków MW odpalanych zapalnikami od 6 numeru w górę.

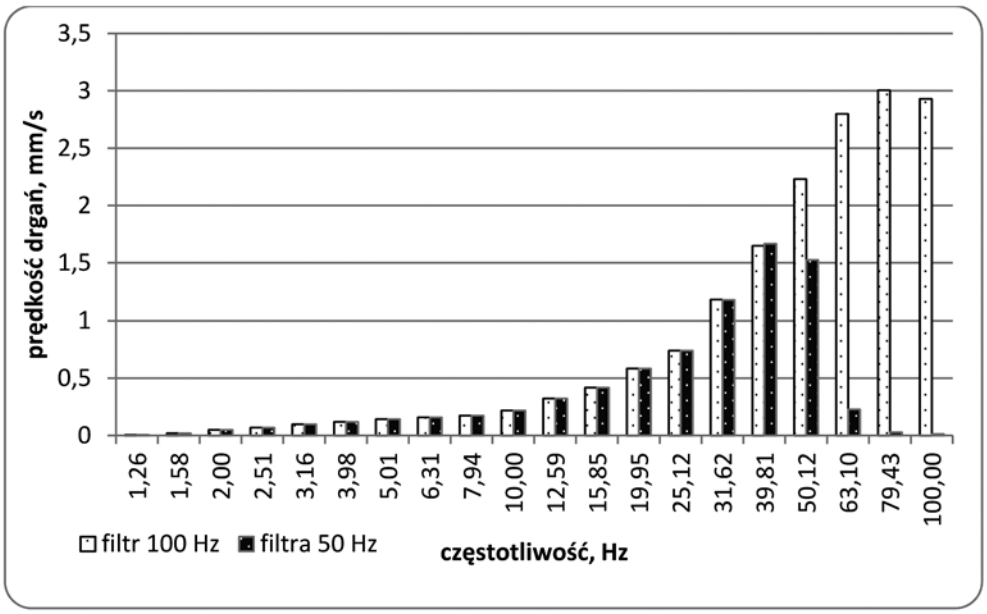
Ocena oddziaływania drgań na obiekty budowlane (np. szyb) dotyczy drgań w niższym zakresie częstotliwości, najczęściej od 2Hz do maksymalnie 100 Hz. Górna granica częstotliwości powinna być zdecydowanie niższa i nie przekraczać 40 Hz.

W związku z powyższym przebiegi drgań poddano filtrowaniu dolnoprzepustowemu do 100 Hz i do 50 Hz. Intensywność drgań po filtracji przedstawiono w tablicy 2. Jak widać intensywność drgań o niższej częstotliwości jest zdecydowanie niższa, co widać na przykładowym zapisie (rys. 4) dla przebiegu filtrowanego do 100 Hz (gruba czarna linia).

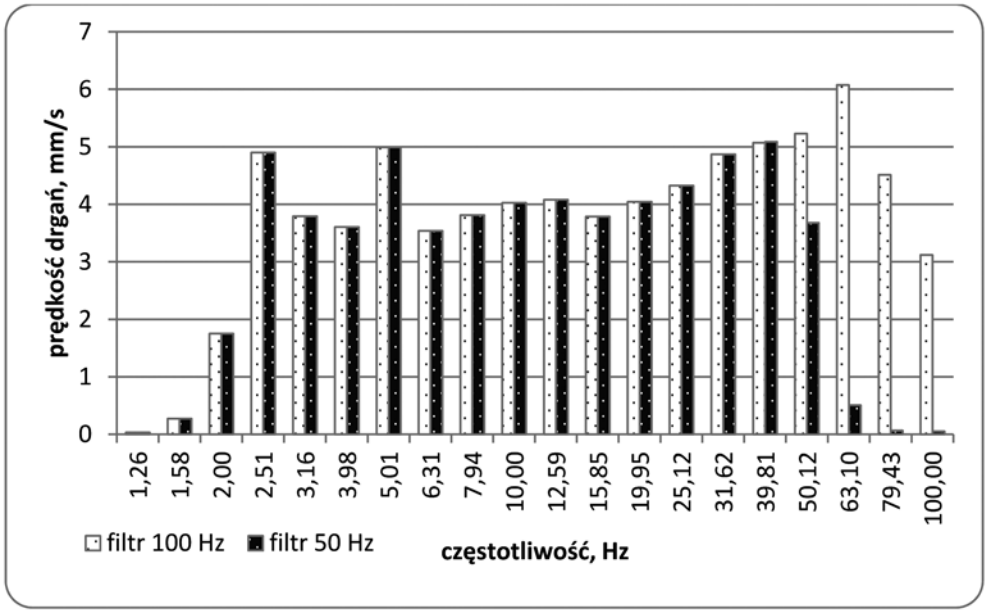
Analizując sejsmogramy drgań zarejestrowanych w serii 1 (odpalanie półsekundowe) można zauważyć, że efekt sejsmiczny, od kolejno odpalanych ładunków, jest wyraźnie rozdzielony w czasie. Oznacza to, że o intensywności drgań decyduje tylko ładunek przypadający na stopień opóźnienia.

Dla dokładniejszego rozpoznania struktury zarejestrowanych drgań przeprowadzono również analizę tercjową, która pozwala określić częstotliwości dominujące w określonych przedziałach. Analizie poddano sejsmogramy po filtrowaniu dolnoprzepustowym filtrem 100 Hz i 50 Hz.

Efekt analizy dla stanowiska 3 przedstawiono na rysunkach 7 i 8 dla składowej pionowej i poziomej.



Rys. 7. Histogram drgań – składowa pionowa *z* – stanowisko 3
Fig. 7. Ground vibrations histogram - vertical direction - test stand no 3



Rys 8. Histogram drgań – składowa pozioma *x* – stanowisko 3
Fig. 8. Ground vibrations histogram - longitudinal direction - test stand no 3

Analiza tercjowa wskazuje, że w strukturze drgań, po odfiltrowaniu częstotliwości ponad 100Hz i ponad 50 Hz, w dalszym ciągu dominują częstotliwości wysokie, zbliżone do granicznych dla filtrów, przy niewielkim udziale częstotliwości niższych, w przypadku składowej poziomej *z*, a to oznacza że drgania niosą niską energię.

Odmiennie wygląda sytuacja w przypadku składowej poziomej x, gdzie dominują częstotliwości w całym zakresie działania filtrów tercjowych, to jest od 1 Hz do 100 Hz. Stanowisko nr 3 zlokalizowane było najbliżej miejsca detonacji ładunków MW – około 3,5 m, co spowodowało, w przeciwieństwie do stanowisk 1 i 2, zapis drgań również o niskich częstotliwościach. Jednakże drgania te są silnie tłumione, i na stanowiskach dalszych (st. 2 i 3) mają bardzo niski poziom.

5. Podsumowanie

Celem przeprowadzonych pomiarów intensywności drgań było określenie intensywności drgań wzbudzanych robotami strzałowymi przy rozbudowie podszybia szybu w jednej z kopalń węgla kamiennego. Przeprowadzone analizy wskazują, że do dalszych rozważań należy przyjmować wartości charakterystyczne dla niższych częstotliwości, czyli wartości oznaczone czcionką pogrubioną i pole zaciemnione w tablicy 2.

Drgania o wyższych częstotliwościach, przekraczających 100 Hz nie mają istotnego wpływu na obiekty budowlane.

W związku z faktem rejestrowania bardzo dużych prędkości drgań na najbliższym stanowisku zaproponowano ograniczenie masy ładunku MW przypadającego na opóźnienie do 600 g.

Po zbliżeniu się na odległości 1,5 m należy zmniejszyć zabiór do 0,5 m, a ładunek otworu do 300 g, a na jeden stopień opóźnienia do 600 g. Ostatni metr powinien być wykonywany bez użycia MW lub prowadzić roboty pojedynczymi otworami o ładunku 300 g.

Praca zrealizowana w ramach badań statutowych nr 11.11.100.597

Literatura

1. *Biessikirski R., Winzer J.*: Określenie warunków bezpiecznego wykonywania robót strzałowych w górnictwie odkrywkowym surowców skalnych Działalność profilaktyczna w kopalniach odkrywkowych – Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 5/165/2008.
2. *Onderka Z.*: Technika strzelnicza w górnictwie odkrywkowym . Skrypt nr.1241. AGH Kraków 1992.
3. *Onderka Zb., Sieradzki J., Winzer J.*: – Technika strzelnicza 2 – Wpływ robót strzelniczych na otoczenie kopalń odkrywkowych – AGH UWND Kraków 2003.
4. PN-B-02170:1985 Ocena szkodliwości drgań przekazywanych przez podłoże na budynki
5. *Winzer J.*: Przyczynek do dyskusji nad oddziaływaniem drgań na obiekty otoczenia kopalń odkrywkowych. ZG SITG, Katowice 2008, Przegląd Górniczy, nr 2, s. 10 ÷ 19.

Nr stopnia opóźnienia zapalnika	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Liczba otworów	2	2	2	3	3	4	4	4	5	5	5
Masa MW na jedno opóźnienie	1,2 kg	1,2 kg	1,2 kg	1,8 kg	1,8 kg	2,4 kg	2,4 kg	2,4 kg	3,0 kg	3,0 kg	3,0 kg

UKD 622.23:622.1:550.8:622.8

Analiza możliwości zwiększenia masy ładunku MW odpalanego w serii w zadanych warunkach geologiczno-górniczych

Analysis of blasting explosive charge weight improvement in defining mining and geological conditions



Dr inż. Józef Pyra)*



Dr inż. Jan Winzer)*



Dr inż. Anna Sołtys)*



Mgr inż. Andrzej Biessikirski)*



Mgr inż. Michał Dworzak)*

Treść: W artykule przedstawiono możliwości jakie daje nam wykonywanie robót strzałowych w oparciu o dokumentację na strzelanie doświadczalne. Głównym celem robót strzałowych doświadczalnych było zwiększenie całkowitej masy ładunku MW odpalanego w serii, z uwzględnieniem ochrony obiektów budowlanych. W wyniku przeprowadzonych strzelań określono możliwość zwiększenia ładunku Q_c o 50 %, który nie powoduje zwiększenia intensywności oddziaływania.

Abstract: The issue of conducting blasting works in accordance with the documentation of the experimental blasting is presented in this paper. The main purpose of the performed blasting works was to improve the explosive charge weight in one series. The issue of the protested structures which are situated in the close proximity to the open strip mine was taking into consideration during the analysis. According to the conducted blasting works it was possible to determine that the total explosive charge weight Qc can be increase by 50 %. The increase of explosive mass by 50% will not cause any increase of ground vibration.

Słowa kluczowe:

roboty strzałowe, oddziaływanie na otoczenie, dopuszczalne ładunki MW

Key words:

blasting works, impact on the environment, permissible charge weight

*) AGH w Krakowie

1. Wprowadzenie

Roboty strzałowe w dalszym ciągu są podstawową metodą pozyskiwania znacznej ilości surowca skalnego. Wynika to przede wszystkim z faktu, iż są relatywnie tanie w porównaniu do urabiania mechanicznego, zwłaszcza jeżeli weźmie się pod uwagę efektywność wykonywanych robót. Poza tym większość surowców skalnych można urabiać jedynie z użyciem materiałów wybuchowych (MW). Odkrywkowe zakłady górnicze dążą do obniżenia kosztów prowadzonej eksploatacji, aby produkt końcowy był jak najbardziej konkurencyjny na rynku. Jednym ze sposobów obniżenia ceny produktu końcowego jest obniżenie nakładów na wykonywanie robót wiertniczo-strzałowych, a to można osiągnąć między innymi poprzez zwiększenie masy ładunku całkowitego odpalanego w serii (Q_c). Zwiększenie masy ładunku MW odpalanego w serii, zmniejsza częstość wykonywanych robót strzałowych, a tym samym zmniejsza się liczba serii oddziałujących na otaczającą zabudowę. Zwiększenie masy ładunku całkowitego MW nie zawsze jest możliwe ze względu na lokalne warunki geologiczno-górnicze. Pierwszym krokiem w celu sprawdzenie tej możliwości jest dokładne przeanalizowanie budowy geologicznej w miejscu wykonywania robót strzałowych, oraz w miejscu posadowienia chronionych obiektów budowlanych. Mając wyniki pomiarów drgań w otoczeniu i zaopiniowaną dokumentację na strzelanie doświadczalne można podjąć próby, które dadzą odpowiedź co do możliwości zwiększenia Q_c. W tym celu w dalszej części artykułu przedstawiono sposób realizacji tego zadania w określonych warunkach geologiczno-górniczych i osiągnięte efekty.

2. Charakterystyka warunków geologiczno-górniczych

Złoże na przykładzie którego opisano możliwości zwiększenia masy Q_c eksploatowane jest dwoma poziomami wydobywczymi. Eksploatacja w poziomie I sięga do rzędnej około 175 m n.p.m., a drugi poziom do rzędnej 160 *m n.p.m*.

Złoże zlokalizowane jest w części mezozoicznego „pierścienia" Gór Świętokrzyskich. Obrzeżenie to w tej części graniczy z transgresywnie nasuniętymi utworami kredy górnej.

Samo złoże obejmuje swoją objętością utwory górnej jury o dużym zróżnicowaniu litologicznym. Zgodnie z dokumentacją geologiczną złoża wyróżnia się w nim trzy kompleksy o różnym wykształceniu litologiczno-facjalnym, i co istotne z punktu widzenia dalszego procesu produkcyjnego, odmiennym składzie chemicznym. Począwszy od najstarszego występują: kompleks wapienny, kompleks wapienno-marglisty, kompleks marglisto-wapienny.

Powyższy podział zbudowany został w oparciu o kryterium zawartości CaO.

Złoże wykazuje dosyć regularną zmienność wykształcenia litologicznego oraz dużą zmienność składu chemicznego w kierunkach równoleżnikowych, a także wraz z głębokością.

Dość regularną zmienność wykształcenia litologicznego komplikują zjawiska krasowe, które tworzą formy szczelinowe, kieszeniowe, lub leje. Krasowienie objęło wszystkie kompleksy występujące w złożu. Zjawiska krasowe związane są z licznie występującymi w tym terenie dyslokacjami tektonicznymi, w obrębie których uprzywilejowane były procesy erozji i wietrzenia. Wyerodowane partie osadów węglanowych zastąpione zostały przez osady trzeciorzędowe w postaci piasków kwarcowych i glaukonitowych, iłów lub glin, bądź też osady czwartorzędowe w postaci zwietrzeliny marglisto-wapiennej [6].

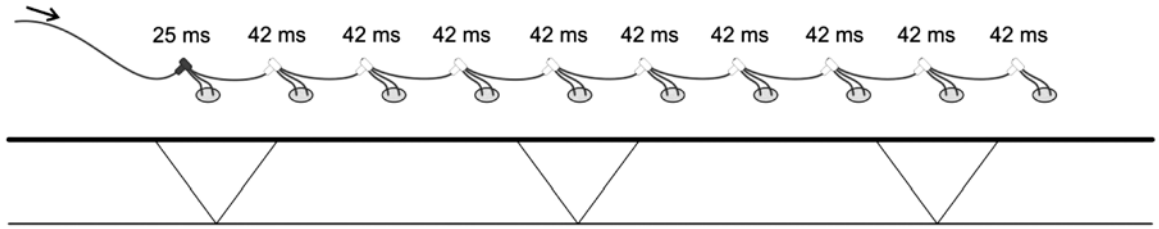
Jak można zauważyć budowa geologiczna jest skomplikowana, dlatego w celu zawężenia zmiennych zdecydowano się na wykonywanie serii doświadczalnych tylko w surowcu niskim w części południowej złoża. W celu określenia możliwości zwiększenia masy Q_c, przygotowano i odpalono sześć serii o parametrach przedstawionych w tablicy 1.

Jako materiał wybuchowy zastosowano MW emulsyjne luzem (serie I ÷ IV) i MW typu ANFO (serie V i VI). Naboje udarowe sporządzano z pobudzaczy trotylowych, które inicjowano zapalnikami nieelektrycznymi. Zwraca uwagę fakt, że MW typu ANFO jest materiałem o mniejszej gęstości, przez co w otworze o zbliżonych parametrach (długość, średnica), mieści się około 70 % masy MW emulsyjnego.

Ze względów technologicznych, część serii była odpalana z konstrukcją ładunku ciągłego w otworze, a część z konstruk-

Tablica 1. Zestawienie parametrów serii doświadczalnych
Table 1. Blasting parameters

Parametr	Oznaczenie	Seria I	Seria II	Seria III	Seria IV	Seria V	Seria VI
Długość otworu	L, m	16,8	12,5	12,4	16,4	13,0	17,5
Średnica otworu	d, mm	130	130	130	130	130	130
Rozmieszczenie otworów	1 - jednoszeregowe	1	1	1	1	1	1
Konstrukcja ładunku	c- ciągły, d – dzielony	d	c	c	d	c	d
Liczba otworów w serii	n, szt.	10	15	15	15	15	15
Zabiór	z, m	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8
Odległość między otworami	a, m	4,7	4,7	4,7	4,7	4,7	4,7
Masa ładunku otworu	Q_1, kg	143,0	138,5	149,8	161,0	103,3	104,3
Masa ładunku górnego	Q_g, kg	71,5	-	-	80,5	-	52,15
Masa ładunku dolnego	$Q_d = Q_z$, kg	71,5	-	-	80,5	-	52,15
Ładunek serii	Q_c, kg	1430	2077,5	2247,5	2415	1550,0	1565,0
Rodzaj systemu inicjowania	N – nieelektryczny, T – czas zastosowanego konektora, ms	N, T = 42	N, T = 67	N, T = 33	N, T = 42	N, T = 42	N, T = 42

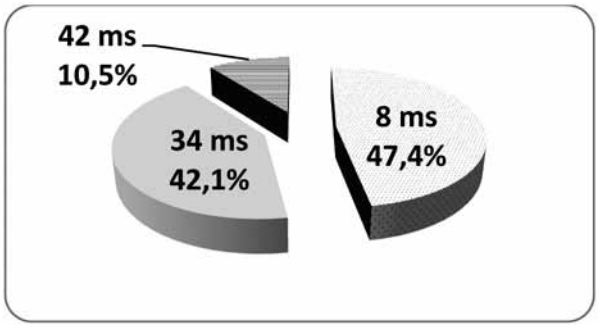


Kolejność odpalania ładunków MW

Ład. górny	1	2	4	6	8	10	12	14	16	18
Ład. dolny	3	5	7	9	11	13	15	17	19	20

Rys. 1. Schemat połączenia nieelektrycznego sieci strzałowej w serii I wraz z kolejnością odpalanych ładunków
Fig. 1. Blasting pattern with a charge firing sequence in the first series

cją ładunku dzielonego. W przypadku konstrukcji ładunku dzielonego poszczególne ładunki w otworze odpalane były z różnym opóźnieniem milisekundowym (ładunek górny 450 ms, ładunek dolny 500 ms). Zastosowano schemat połączeń przedstawiony na rysunku 1. W efekcie uzyskano rzeczywiste opóźnienia milisekundowe, których procentowy rozkład pokazano na rysunku 2.



Rys. 2. Rozkład procentowy rzeczywistych opóźnień milisekundowych dla połączenia przedstawionego na rys. 1
Fig. 2. Percentage distribiution of individual milisecond time delate for the blasting pattern which was presented in fig 1

W czasie odpalanych serii wykonywane były pomiary intensywności drgań na najbliższych obiektach budowlanych. Przykładowe wyniki pomiarów zestawiono w tabeli 2, w której oprócz wielkości ładunków i odległości stanowisk pomiarowych, podano parametry zarejestrowanych drgań (prędkości u_z, u_x i u_y, odpowiadające im częstotliwości f_z, f_x i f_y na poszczególnych składowych oraz wektor przestrzenny u_{zxy}).

3. Analiza wyników pomiarów terenowych

Dla zadanych warunków geologiczno-górniczego wyznaczone były zależności opisujące propagację drgań wzbudzanych robotami strzałowymi [1-5]. Wyprowadzone równania propagacji dla badanego surowca mają postać:

$$u_z = 4458 \cdot \rho^{2,261} \quad (1)$$

$$u_c = 123{,}6 \cdot \rho^{2,189} \quad (2)$$

Przyjmując *próg szkodliwości* (wartości krytyczne prędkości drgań) dla podłoża obliczono dopuszczalne wartości parametru r (ładunku względnego):

$$\rho_z = 0{,}0610 \quad (3)$$

$$\rho_c = 0{,}2863 \quad (4)$$

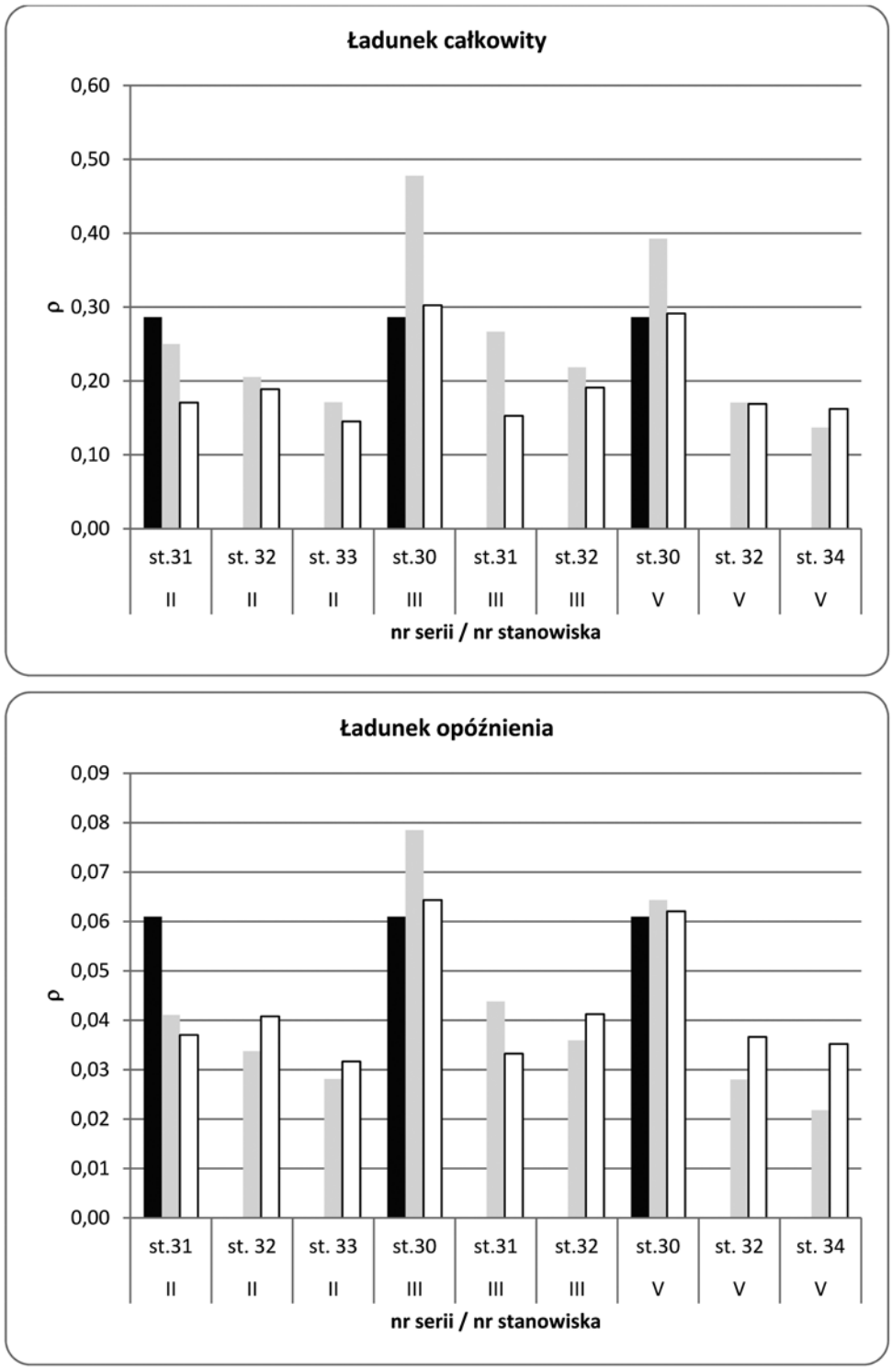
Graficznie analizę poziomu intensywności drgań dla poszczególnych serii przedstawiono na rysunkach 3 i 4, gdzie zestawiono wielkości parametrów ρ[7, 8] oznaczone:
- ρ_{dop} – kolor czarny,
- ρ_r – kolor szary,
- ρ_k – kolor biały.

Dla lepszej orientacji serie na rysunkach zostały podzielone na rysunku 3 serie z ładunkiem ciągłym i na rysunku 4 z ładunkiem dzielonym.

Z analizy rysunku 3 wynika, że:
- roboty strzałowe zostały wykonane zgodnie z ograniczeniami oraz dokonanymi założeniami, co do zwiększenia masy ładunku MW w serii i na opóźnienie milisekundowe, przekroczenia na najbliższym stanowisku wynikają ze zwiększonej masy ładunku MW,
- porównując wysokość słupków brązowego i zielonego należy stwierdzić, że w większości przypadków zachodzi zgodność wartości zmierzonych z prognozowanymi (z wyjątkiem serii V),
- wyraźnie przekroczenie masy ładunku całkowitego MW w serii otworów nie powoduje zwiększonego efektu sejsmicznego.

Tablica 2. Wyniki pomiarów intensywności drgań parasejsmicznych
Table 2. Results of the intensity of ground vibrations

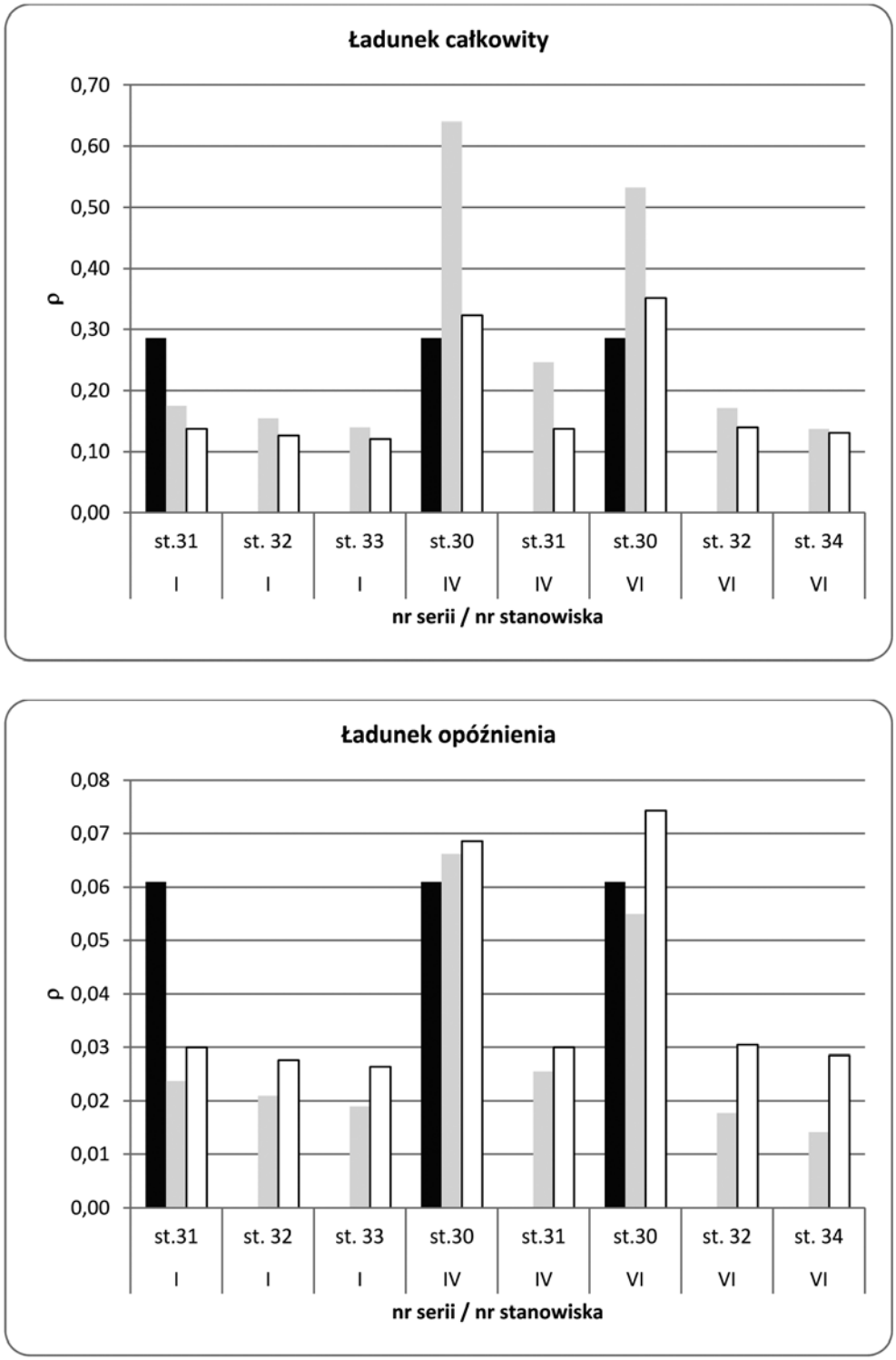
Lp	Q_c, Q_z,	Stano-	Odleg-	Prędkość drgań, mm/s			Częstotliwość, Hz			Wektor, mm/s
Record	n	wisko	łość	u_z	u_x	u_y	f_z	f_x	f_y	u_{zxy}
v597.4159	1430,0	st.31	729	0,72	1,36	0,99	17,0	18,0	15,8	1,602
251.626	143,0	st. 32	822	1,09	1,14	0,81	27,0	18,6	27,6	1,334
v595.4129	71,5	st. 32’	820	0,61	0,49	0,76	12,5	13,5	15,1	0,963
v633.1537	10	st. 32”	820	1,00	0,65	0,77	20,1	7,1	7,1	1,022
v636.2340		st. 33	910	1,05	0,93	0,87	28,8	10,1	17,6	1,203



Rys. 3. Ocena intensywności drgań – serie II, III i V – ładunek ciągły
Fig. 3. Ground vibrations assessment – the 2nd, 3rd and 4th series – continuous charge

Na podstawie analizy rysunku 4 można stwierdzić, że:

- podobnie jak w przypadku serii z ładunkiem ciągłym roboty strzałowe zostały przeprowadzone zgodnie z ograniczeniami przy założeniu istotnego zwiększenia masy MW użytego w serii otworów,
- mimo zwiększenia w seriach IV i VI masy MW o 50 % nie stwierdzono istotnego podniesienia intensywności drgań,
- w przypadku ładunku na opóźnienie widać wyraźnie, że wartości zmierzone (słupek zielony) są istotnie większe od wartości prognozowanych (słupek brązowy). Wynika to z faktu, że ładunek w otworze został podzielony na dwie części odpalane w różnym czasie. Jest rzeczą zupełnie zrozumiałą, że inaczej pracuje MW w ciągłej kolumnie, a inaczej w kolumnie podzielonej. Dlatego też kontrolnie sprawdzono parametry *r* dla ładunku w otworze (rys. 5). Jak widać zachodzi silne zbliżenie wartości zmierzonych i prognozowanych.



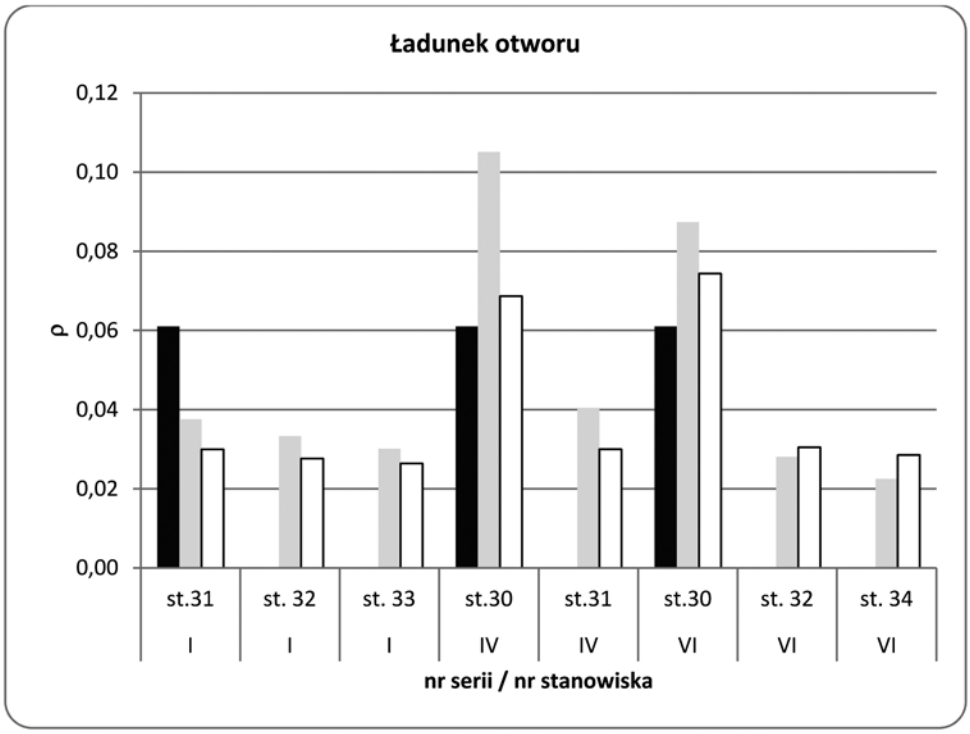
Rys. 4. Ocena intensywności drgań – serie I, IV i VI – ładunek dzielony
Fig. 4. Ground vibrations assessment – the 1st, 4th and 6th series – divided charge

Z rysunków 3 i 4 wynika jednoznacznie, że zwiększenie masy MW ładunku całkowitego w serii (przez zwiększenie liczby otworów w serii) nie powoduje istotnego podniesienia intensywności wzbudzanych drgań.

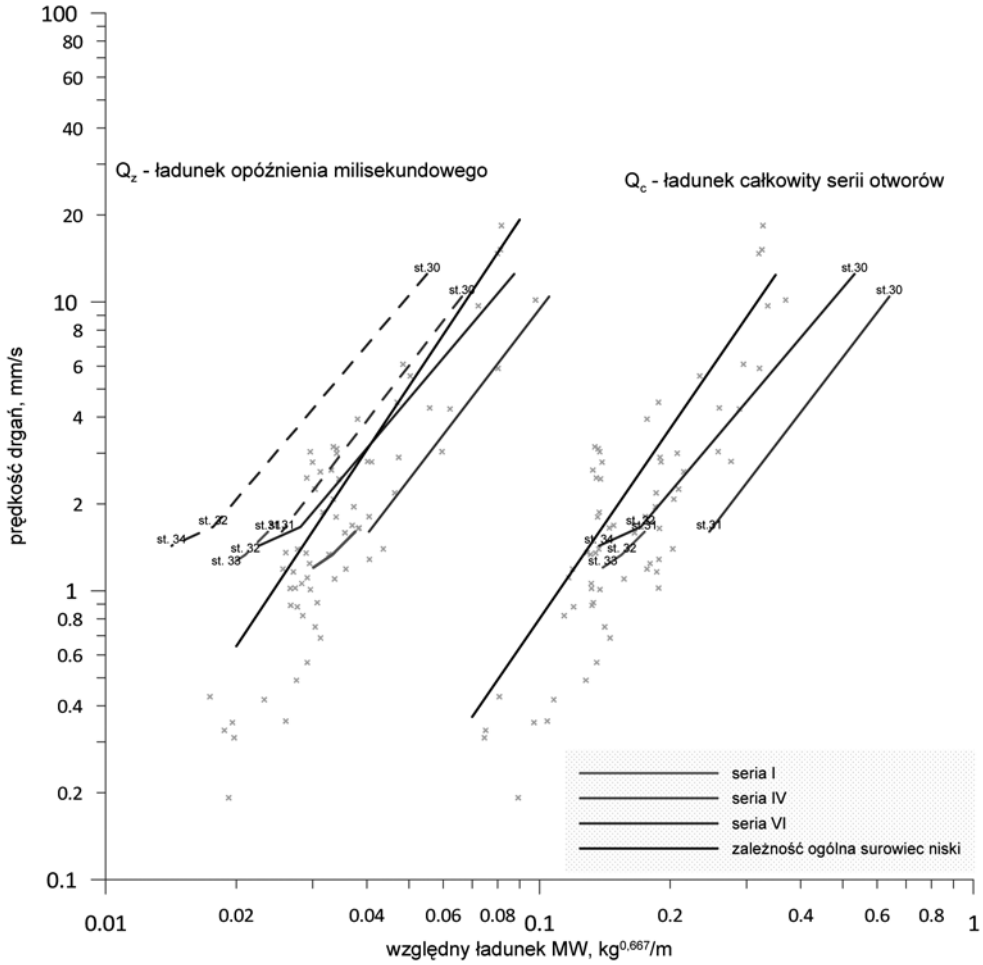
Zwraca uwagę fakt, że porównywalny jest poziom intensywności drgań w seriach, w których zastosowano MW emulsyjny (serie I do IV) i MW ANFO (serie V i VI).

Na rysunkach 6 i 7 przedstawiono wyniki pomiarów dla poszczególnych serii na tle wcześniejszych pomiarów i wyprowadzonego równania propagacji. Linią przerywaną zaznaczono parametr *r* obliczany z uwzględnieniem masy ładunku opóźnienia milisekundowego, a linią ciągłą dla masy ładunku w otworze (suma ładunków górnego i dolnego).

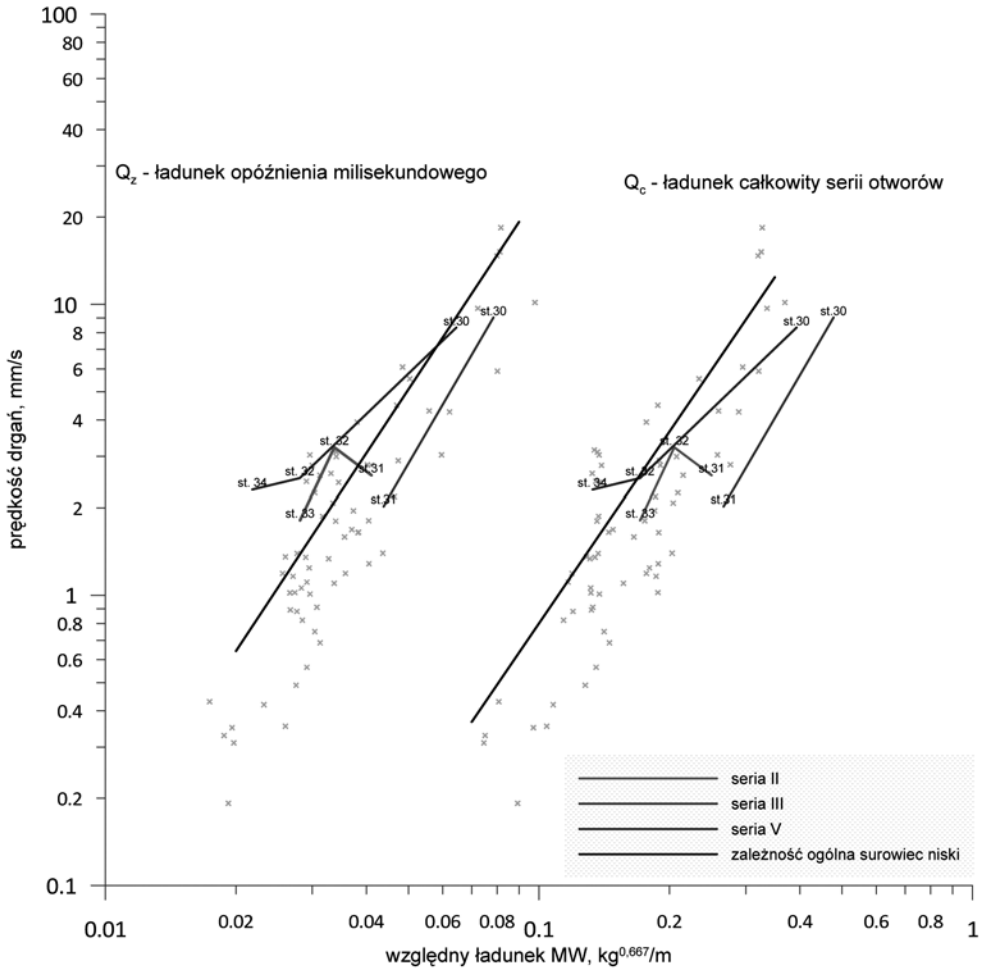
Z rysunków 6 i 7 można wnioskować, że wyniki pomiarów utrzymują się na ustalonym poziomie (punkty pomiarowe leża w zakresie wcześniejszych pomiarów). Położenie punktów dla poszczególnych serii potwierdza spostrzeżenia z przedstawionej powyżej analizy kontrolnej. Zwiększenie masy całkowitej ładunku MW odpalanego w serii nie wpływa na podniesienie intensywności drgań.



Rys. 5. Ocena intensywności drgań – serie I, IV i VI (ładunek dzielony)
Fig. 5. Ground vibrations assessment – the 1st, 4th and 6th series – divided charge



Rys. 6. Ocena intensywności drgań – serie I, IV i VI (ładunek dzielony)
Fig. 6. Ground vibrations assessment – the 1st, 4th and 6th series – divided charge



Rys. 7. Ocena intensywności drgań – serie II, III i V (ładunek ciągły)
Fig. 7. Ground vibrations assessment – the 2nd, 3rd and 4th series – continuous charge

Z porównania położenia linii łączącej wyniki pomiarów można wnioskować również, że najniższy poziom drgań prezentują serie III i IV.

Do przeciwnych wniosków można dojść analizując położenie linii dla serii V (brązowa linia przerywana na rys. 6) – pozorny wzrost intensywności drgań. W tym przypadku użyto MW typu ANFO o znacznie mniejszej gęstości, stąd ładunek, który mieścił się w otworze stanowił około 70 % masy ładunku przy MW emulsyjnym. Obniżenie masy ładunku $Q_{\check{z}}$, przy tej samej odległości, powoduje zmniejszenie wartości ładunku zredukowanego r, a w konsekwencji przesunięcie wyników pomiarów w lewo wzdłuż osi poziomej, co sugeruje, że przy mniejszych ładunkach uzyskujemy tą samą intensywność drgań.

4. Podsumowanie

Analiza wykonanych pomiarów wykazała, że drgania wzbudzane w czasie wykonanych doświadczalnych robót strzałowych nie stanowią zagrożenia dla obiektów budowlanych.

Stwierdzono jednoznacznie, że zwiększenie całkowitego ładunku MW w serii o 50 % nie powoduje istotnego podniesienia intensywności drgań. Oznacza to, że wydłużenie serii przez zwiększenie liczby otworów jest możliwe do stosowania w praktyce. Zastosowanie mechanicznego załadunku w zdecydowanej mierze poprawia bezpieczeństwo i skraca czas ładowania otworów strzałowych. W niesprzyjających warunkach (duże zawodnienie ośrodka skalnego) może dochodzić do zaciskania ładunków MW w otworze, co skutkuje brakiem ciągłości w kolumnie ładunku, a w konsekwencji nieprawidłowym procesem detonacji MW, co wpływa na efekty robót strzałowych.

Wykonywanie robót strzałowych na podstawie dokumentacji na strzelanie doświadczalne, daje możliwości korygowania parametrów wykonywanych robót strzałowych w szerszym zakresie, niż dopuszcza nam to plan ruchu, czy zwykła dokumentacja strzałowa. Dzięki temu istnieje możliwość poprawy efektywności robót strzałowych, przy jednoczesnej kontroli oddziaływania na otoczenie.

Praca zrealizowana w ramach badań statutowych nr 11.11.100.597

Literatura

1. *Biessikirski R., Winzer J.*: Działalność profilaktyczna w kopalniach odkrywkowych – Oddziaływanie robót strzałowych na otoczenie. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 10/98/2002.
2. *Biessikirski R., Sieradzki J., Winzer J.*: Strefa drgań parasejsmicznych wzbudzanych robotami strzałowymi prowadzonymi w odkrywkowych

zakładach górniczych.. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 4/164/2008.
3. *Biessikirski R., Winzer J., Pyra J.*: O ocenie szkodliwego wpływu drgań wzbudzanych robotami strzałowymi na budynki w otoczeniu. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 5/165/2008.
4. *Ciesielski R., Maciąg E., Ryncarz M., Tatara T.*: Ocena szkodliwości działania wstrząsów górniczych na niskie budynki. Wpływy sejsmiczne i parasejsmiczne na budowle. Kraków, 1997.
5. *Onderka Zb., Sieradzki J., Winzer J.*: Technika strzelnicza 2 - Wpływ robót strzelniczych na otoczenie kopalń odkrywkowych – UWN-D AGH Kraków 2003.
6. *Pyra J., Cichocki Zb., Mazur I., Sołtys A., Winzer J.*: Wpływ budowy geologicznej złoża na równanie propagacji na przykładzie kopalni Gliniany – Grupy Ożarów S.A. —Przegląd Górniczy; ISSN 0033-216X. — 2014 t. 70 nr 10, s. 46÷51.
7. *Winzer J., Sieradzki J., Sołtys A.*: – Dokumentowanie oddziaływania robót strzałowych na otoczenie kopalń odkrywkowych. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 4/164/2008.
8. *Winzer J.*: Przyczynek do dyskusji nad oddziaływaniem drgań na obiekty otoczenia kopalń odkrywkowych. Przegląd Górniczy 2/2008.

NACZELNY REDAKTOR

w zeszycie 1-2/2010 Przeglądu Górniczego, zwrócił się do kadr górniczych z zachętą do publikowania artykułów ukierunkowanych na wywołanie

POLEMIKI – DYSKUSJI.

Trudnych problemów, które czekają na rzetelną, merytoryczną wymianę poglądów – jest wiele! Od niej – w znaczącej mierze – zależy skuteczność praktyki i nauki górniczej w działaniach na rzecz bezpieczeństwa górniczego oraz postępu technicznego i ekonomicznej efektywności eksploatacji złóż.

Od naszego wysiłku w poszukiwaniu najlepszych rozwiązań – zależy przyszłość polskiego górnictwa!!!

UKD 622.23:622.271:005.61

Modułowe programy komputerowe wspomagające prowadzenie robót strzałowych

The module computer software which can be applied during blasting works



*Mgr inż. Andrzej Biessikirski *)*



Mgr inż. Michał Dworzak)*



Dr inż. Józef Pyra)*



Dr inż. Anna Sołtys)*



Mgr inż. Michał Twardosz)*



Dr inż. Jan Winzer)*

Treść: W artykule przedstawiono modułowe programy komputerowe wykorzystywane do modelowania robót wiertniczo-strzałowych wykonywanych w odkrywkowych zakładach górniczych. Zaprezentowano podstawowe funkcje oraz możliwy zakres zastosowania wybranego oprogramowania. Analizę programów przeprowadzono w oparciu o dostępne wersje testowe.

Abstract: The most popular modular blasting software which can be applied in drilling and blasting operations is presented in this paper. Various modules, basic software options and software possible application are included. The software analysis was performed on the basis of the open-source and trial version of each program.

Słowa kluczowe:

roboty strzałowe, programy modułowe, górnictwo odkrywkowe

Key words:

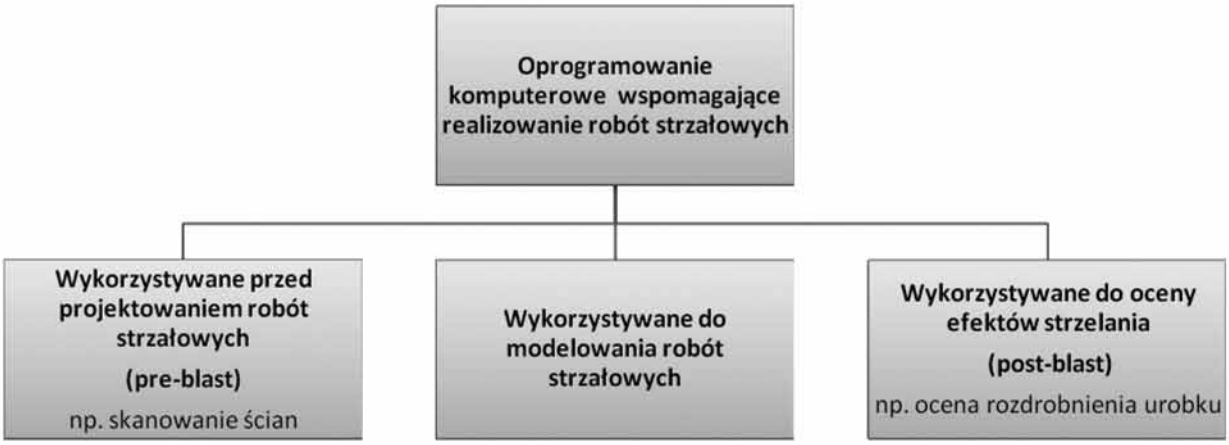
blasting works, modular software, open strip mining

1. Wprowadzenie

W ciągu ostatniego 50-lecia zauważa się znaczący rozwój techniki w zakresie wytwarzania środków strzałowych, ich mechanicznego załadunku oraz systemów inicjowania. Równocześnie, rozwojowi temu towarzyszyła ewolucja elektroniczna, która przyczyniła się do stopniowego wprowadzania układów scalonych oraz specjalistycznego oprogramowania w pracach wykonywanych przez inżynierów.

Obecnie, w sytuacji gospodarki globalnej, prowadzona działalność górnicza rozpatrywana jest przede wszystkim pod kątem poniesionych kosztów operacyjnych oraz osiągniętego rezultatu finansowego. Jak podaje literatura światowa, urobienie produktu stanowi od 30 ÷ 50% ponoszonych kosztów

*) AGH w Krakowie



Rys. 1. Podział oprogramowania komputerowego ze względu na zakres stosowania
Fig. 1. Types of blasting software according to its application

operacyjnych [2]. Dokładana znajomość powyższej wartości, a w szczególności poszczególnych kosztów ponoszonych podczas wykonywania robót wiertniczo-strzałowych w odniesieniu do całkowitego kosztu produkcji, stanowi kluczową informację w zakresie uzyskania lepszej efektywności prac. Jednym ze stosowanych działań optymalizacyjnych jest wprowadzanie do użytku specjalistycznego oprogramowania komputerowego. Programy, ze względu na zakres stosowania, można podzielić według schematu przedstawionego na rysunku 1.

Coraz szerszą popularność znajduje obecnie oprogramowanie modułowe, czyli pojedyncze programy komputerowe łączące w sobie możliwości poszczególnych programów, które są dedykowane do osiągnięcia założonego celu technologicznego. Do najpopularniejszych obecnie programów modułowych zalicza się: Maptek BlastLogic, Surpac Drill and Blast Design Module oraz ShotPlus 5.

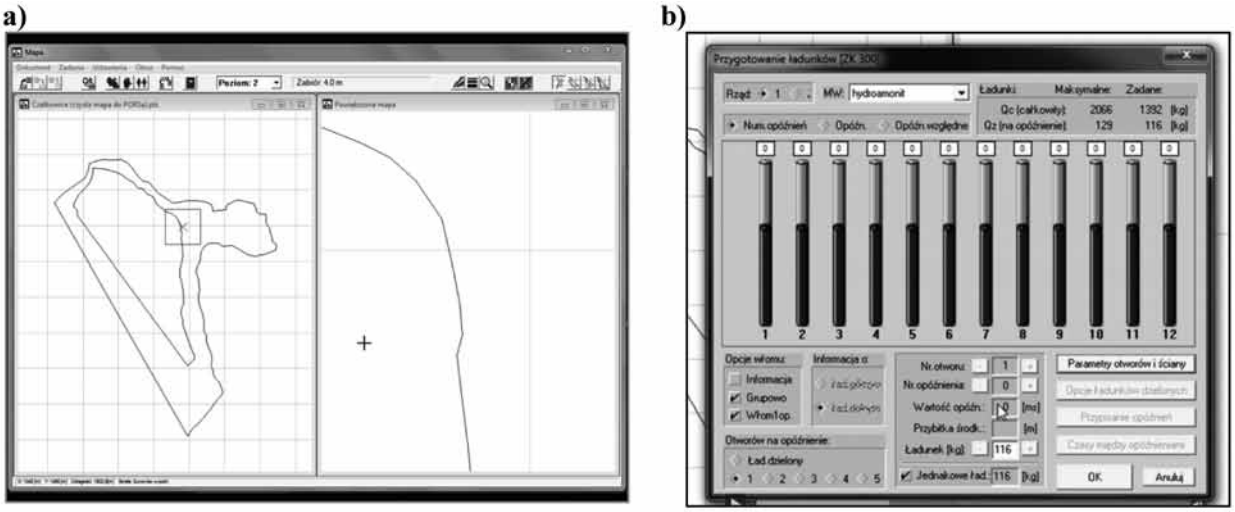
2. Programy

Podstawowym celem zastosowania programów komputerowych w robotach strzałowych wykonywanych w zakładach górniczych, jest uzyskanie optymalnego, jednostkowego zużycia materiału wybuchowego (MW) oraz rozkładu energii detonacji, przy zachowaniu żądanego rozdrobnienia urobku. Przedstawiono najczęściej stosowane oprogramowanie modułowe oraz, zaprezentowano polski odpowiednik nowoczesnych programów komputerowych – program PORS 32, który został wykonany na potrzeby Pracowni Techniki Strzelniczej i Oddziaływań na Środowisko AGH.

2.1. PORS 32

Program Obsługi Robót Strzałowych 32 (PORS 32) został stworzony w latach 90. z myślą o projektowaniu bezpiecznych dla otoczenia robót strzelniczych. Umożliwiał on wskazanie miejsca projektowanego strzelania, dobór parametrów robót pod kątem wielkości ładunków MW, jak również przeprowadzenie podstawowych obliczeń z zakresu zużycia środków strzałowych oraz ilości uzyskanego po strzelaniu urobku. Środowisko pracy w PORS 32 oraz moduł załadowania otworów strzałowych przedstawiono na rysunku 2a i 2b.

Zaletą programu była możliwość prowadzenia ewidencji zużytych środków strzałowych oraz przechowywanie informacji o osobach nadzorujących i wykonujących poszczególne strzelania. Novum stanowiła w latach dziewięćdziesiątych możliwość aktualizacji wymiarów wyrobiska zaraz po dokonaniu odstrzału. Dodatkowo, moduł programu PORS 32 umożliwiał uruchomienie znajdujących się w wybranych obiektach chronionych Kopalnianych Stacji Monitoringu Drgań (KSMD). Po wykonaniu pomiarów, w wyniku nawiązania połączenia z KSMD istniała możliwość odczytania



Rys. 2. Program PORS 32: a) środowisko pracy, b) moduł przygotowania ładunków
Fig. 2. PORS 32: a) desktop, b) blasting module

parametrów opisujących intensywność zarejestrowanych drgań. Wartości intensywności były dopisywane do raportów końcowych, stanowiących integralną część programu [3, 6].

2.2. Maptek BlastLogic

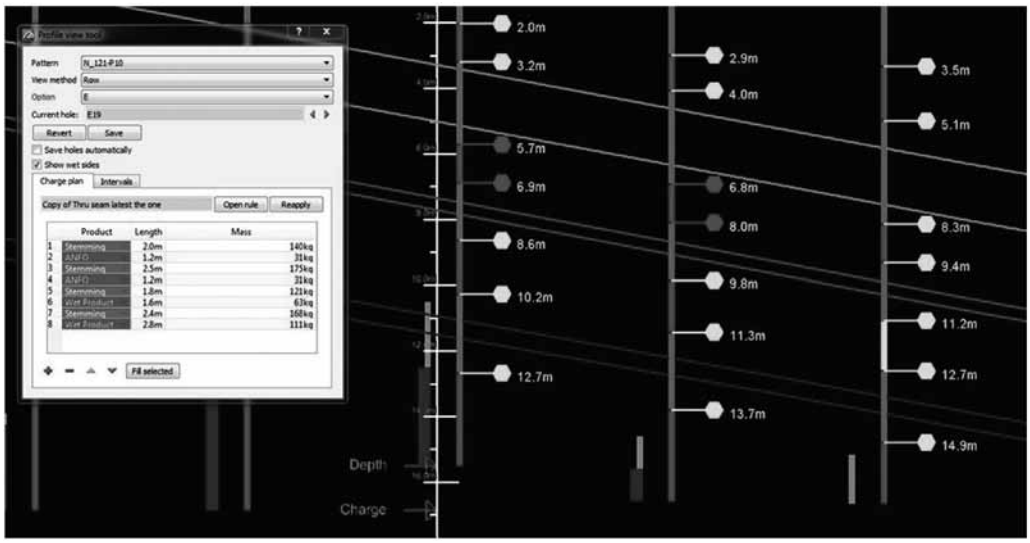
BlastLogic jest modułowym oprogramowaniem komputerowym skierowanym na modelowanie oraz optymalizację robót wiertniczo-strzałowych. Program opiera się o dane pochodzące z prowadzonej działalności górniczej (np. zapisy oraz analizy danych ze wszystkich wykonanych otworów strzałowych oraz otworów rozpoznawczych), jak również wynikach oceny wykonywanych robót strzałowych. Efektem tego jest, jak podaje producent, wysoka efektywność prowadzonych robót strzałowych [5].

Modelowanie prac strzałowych może być prowadzone o wcześniej zapisane schematy (reguły) załadowania otworów lub na podstawie danych wprowadzanych bezpośrednio przez użytkownika (rys. 3).

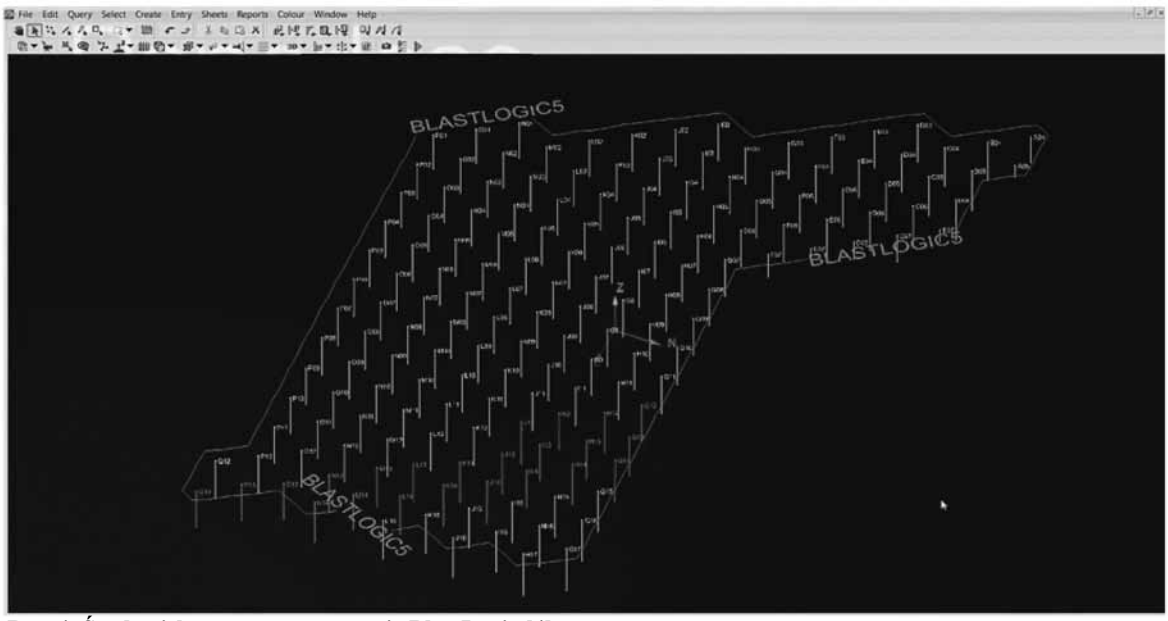
Przykładową serię oraz środowisko pracy w programie przedstawiono na rysunku 4.

Program BlastLogic posiada rozwinięty moduł umożliwiający modelowanie potencjalnego rozdrobnienia urobku oraz zasięgu i wielkości intensywności drgań parasejsmicznych. Dane dotyczące potencjalnego rozdrobnienia urobku otrzymywane są na podstawie m.in. funkcji: Kuz-Ram, Swbrec, parametrów prowadzonych robót strzałowych oraz właściwości mechanicznych urabianego ośrodka skalnego [5]. Niewątpliwą zaletą oprogramowania jest możliwość aktualizacji, przy użyciu przenośnych tabletów, masy załadowanego MW oraz sprawdzenia i porównania (w odniesieniu do wcześniejszego modelu) jaki wpływ będą miały zastosowane zmiany na potencjalne rozdrobnienie odstrzeliwanego urobku. Wynikiem analiz prowadzonych przez moduł oceny fragmentacji są potencjalne krzywe składu ziarnowego oraz model przewidywanego rozmieszczenia urobku (kolorowa mapa z zaznaczonymi obszarami występowania ziaren o mniejszych i większych średnicach) w usypie.

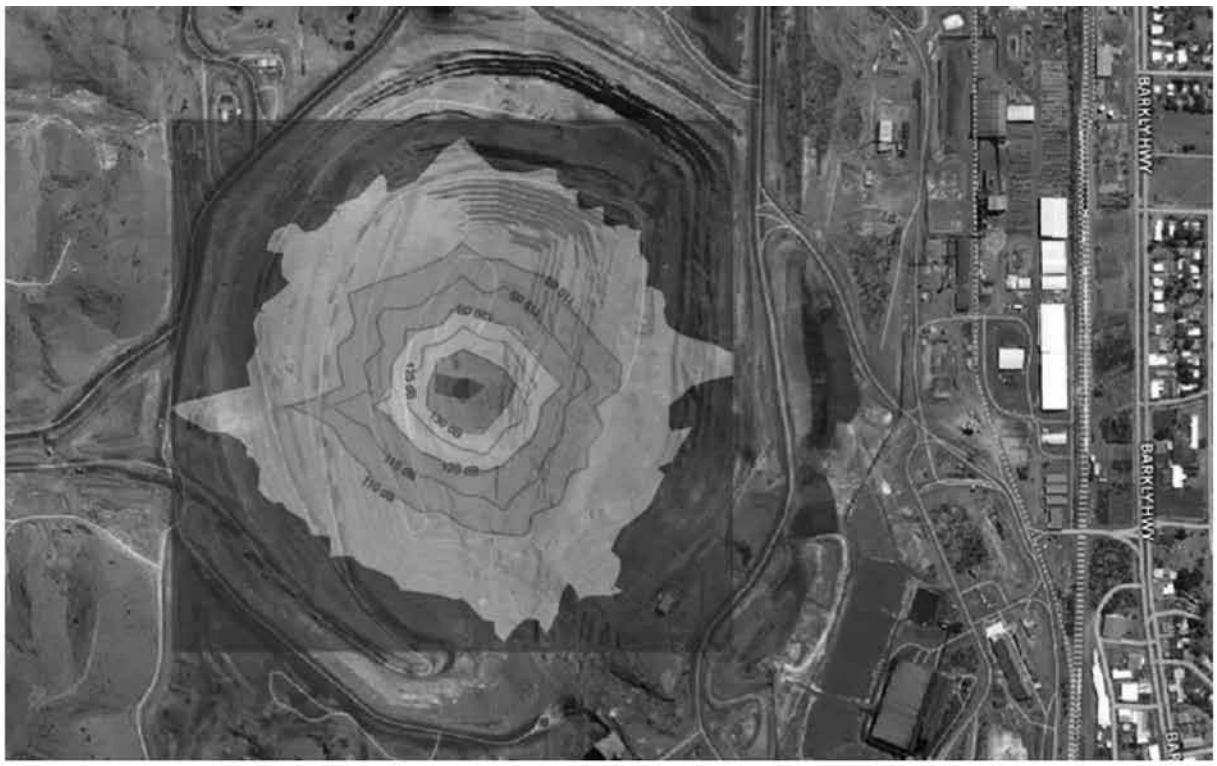
Moduł zasięgu oddziaływania opiera się na analizie scale-distance, bazującej na zmierzonych wartościach PPV oraz powietrznej fali uderzeniowej (PFU) dla odstrzelonej serii. Przykładowy zasięg fali akustycznej (FA) przedstawiono na rysunku 5.



Rys. 3. Moduł ładowania otworów strzałowych [4]
Fig. 3. Borehole loading module [4]



Rys. 4. Środowisko pracy w programie BlastLogic [4]
Fig. 4. BlastLogic desktop [4]



Rys. 5. Zasięg oddziaływania FA [4]
Fig. 5. Acoustic Wave module [4]

2.3. Surpac Drill and Blast Design Module

Moduł Drill and Blast Design przeznaczony jest do modelowania robót wiertniczo-strzałowych w odkrywkowych zakładach górniczych. Podobnie, jak w przypadku programu BlastLogic, moduł Drill and Blast może bazować na danych z próbek uzyskanych z wykonanych otworów strzałowych oraz otworów rozpoznawczych co, jak zapewnia producent, poprawia kontrolę nad projektowaniem oraz zarządzaniem wykonywanymi robotami [9,10].

Jeden z modułów programu umożliwia użytkownikowi zdefiniowanie parametrów geometrycznych serii oraz przypisania im indywidualnych kodów, które są wykorzystywane dla poszczególnych ośrodków skalnych, w których mogą być prowadzone prace strzałowe.

Program Surpac umożliwia również wizualizację sekwencji odpalania poszczególnych ładunków w otworach strzałowych oraz wygenerowanie raportów zawierających informacje o otworach strzałowych (długość, średnice, odchylenie itp.) oraz wielkość zużycia środków strzałowych w odniesieniu do poszczególnych otworów strzałowych [9, 10].

2.4. ShotPlus 5

Oprogramowanie ShotPlus, jak podaje producent, umożliwia tworzenie zaawansowanych schematów odpalania sieci strzałowych stosowanych w górnictwie podziemnym, odkrywkowym oraz robotach inżynieryjnych. Niewątpliwą zaletą programu jest możliwość wprowadzenia niestandardowych opóźnień czasowych stosowanych w systemie elektronicznym. Projektowanie schematów odpalania może odbywać się w trzech wymiarach, na podstawie wprowadzonych przez użytkownika parametrów siatki, jak również z wykorzystaniem wcześniej zdefiniowanych reguł [7, 8]. Przykładowo zaprojektowaną serie przedstawiono na rysunku 6.

Moduł obliczeniowy programu SHOTPlus umożliwia wizualizację m.in. kierunków przemieszczania się odstrzeliwanego materiału skalnego (rys. 7a), kątów przemieszczania się impulsu inicjującego (rys. 7b), sekwencji odpalanych otworów wraz z opóźnieniami rzeczywistymi (rys. 7c), jak również przewidywanego zużycia materiałów wybuchowych.

Ewentualne błędy, jak np. zły dobór opóźnień czasowych, nieprawidłowa sekwencja odpalania ładunków czy zbyt mała odległość pomiędzy otworami, są zaznaczane podczas symulowania sekwencji odpalania [7,8].

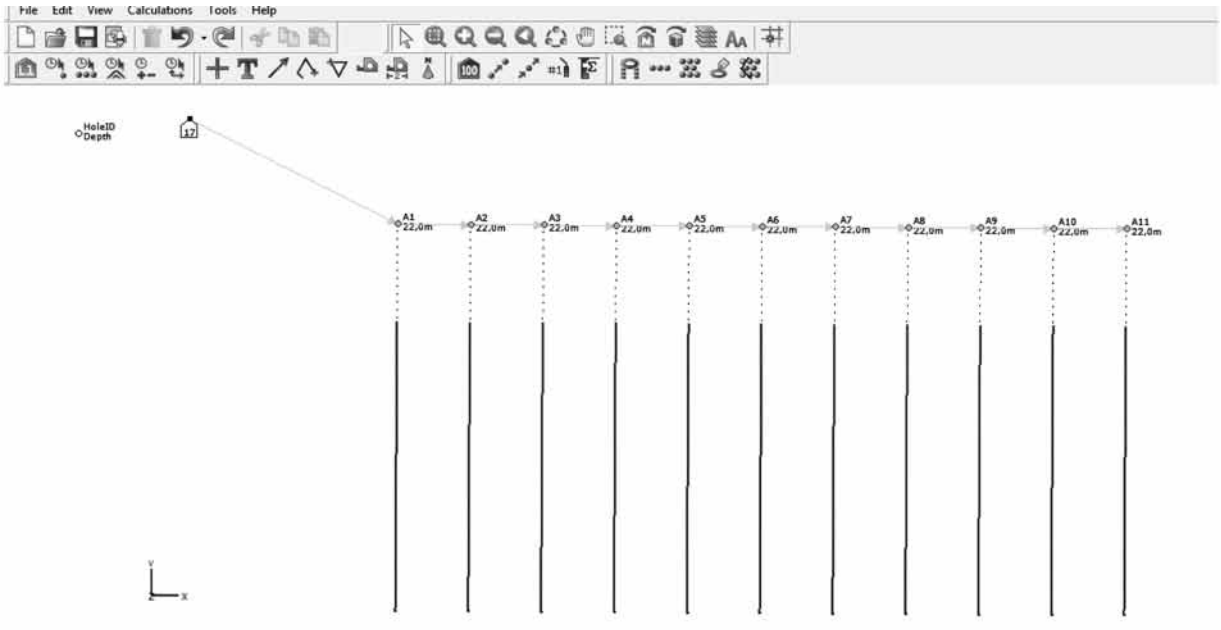
Ciekawostką programu jest zewnętrzny moduł Advanced Vibration Managment. Umożliwia on uzyskanie przybliżonych wartości intensywności drgań dla zamodelowanej sieci w oparciu o statystyczny model rozkładu typu Monte Carlo [8]. Należy jednak zaznaczyć, że uzyskane wielkości stanowią dość duże przybliżenie i tak jak w przypadku innych programów mogą nie pokrywać się z wartościami uzyskiwanymi z pomiarów terenowych.

3. Podsumowanie

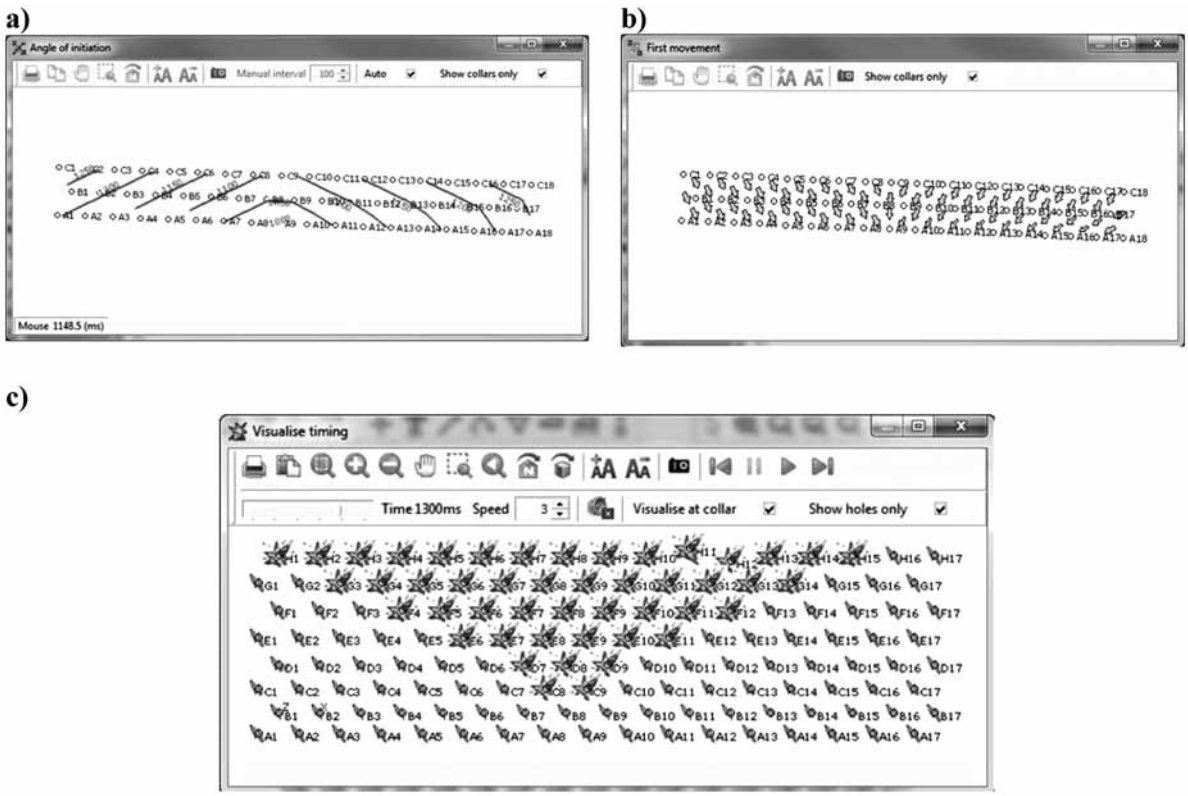
Obecnie na światowym rynku dostępnych jest wiele programów służących do modelowania robót strzałowych (np. DelPat, Drill and Blast Software (DBS), I-Blast 7 Pro, iRing, Mine sight, SoftBlast, Rockmante – blast optimisation itp.), jak również do oceny ich efektów (Alpha Blast, Explogrf, P-wave, Split Desktop 3, WipFrag itp).

W artykule przedstawiono programy modułowe, które charakteryzują się możliwością modelowania robót strzałowych od momentu wykonania otworu strzałowego, aż po analizy umożliwiające przewidywanie efektów strzelania. Podejście takie może być pomocne dla wielu inżynierów strzałowych pod kątem doboru odpowiednich parametrów.

Należy zauważyć, że jak podają producenci, dzięki zbieraniu danych z prowadzonej działalności górniczej oraz ciągłej



Rys. 6. Projektowanie sieci w SHOTPlus 5
Fig. 6. Blasting pattern in SHOTPlus 5



Rys. 7. Moduł obliczeniowy a) kierunek rozchodzenia się inicjacji, b) kierunek przemieszczania się odstrzelonego masywu skalnego, c) sekwencja odpalanych otworów
Fig. 7. Calculation module a) the direction of initiation, b) the direction of output, c) timing pattern

aktualizacji istniejących już baz, możliwe staje się lepsze wykorzystanie sprzętu wiertniczego, a więc zmniejszenie ewentualnych kosztów operacyjnych. Dodatkowo, możliwość zmiany parametrów na etapie projektowym w oparciu o rzeczywiste dane, umożliwia przybliżone poznanie przyszłych efektów wykonywanych robót strzałowych. Podejście takie umożliwia odpowiedni dobór parametrów geometrycznych siatek strzałowych czy schematów odpalania, celem zapewnienia jak najlepszego wykorzystania energii z detonacji MW.

Należy jednak pamiętać, że oprogramowanie komputerowe nie jest w stanie dokładnie zamodelować rozpatrywanego masywu skalnego (zaburzenia geologiczne, spękania) przez co otrzymane dane (rozdrobnienia czy oddziaływania) należy traktować jedynie jako duże przybliżenie oraz ewentualną wskazówkę przy wykonywaniu robót strzałowych.

Literatura

1. Advance drill and blast performance system. Maptek brochure, dostęp elektroniczny: maptek.com/pdf/blastlogic/Maptek_BlastLogic_Overview.pdf
2. International Mining 2008, dostęp elektroniczny: miningandblasting.files.wordpress.com
3. Instrukcja obsługi PORS 32 manual
4. Maptek BlastLogic Software, dostęp elektroniczy: maptek.com/products/blastlogic
5. Maptek BlastLogic user manual
6. *Onderka Z., Sieradzki J,. Winzer J.*: Technika strzelnicza 2. Wpływ robót strzelniczych na otoczenie kopalni, Uczelniane Wydawnictwo Naukowo-Dydaktyczne, Kraków 2003.
7. Overview of SHOTPlus™ 5 materiał elektroniczny: oricaminingservices.com
8. SHOTPlus™ 5 user manual
9. Surpac overview dostęp internetowy: www.geovia.com
10. Surpac drill and blast module use guide

Zwiększajmy prenumeratę

najstarszego – czołowego miesięcznika Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa!

Liczba zamawianych egzemplarzy określa zaangażowanie jednostki gospodarczej w procesie podnoszenia kwalifikacji swoich kadr!

UKD 622.23:622.1:528.48:005.585

Wstępna analiza możliwości zastosowania cyfrowej niemetrycznej fotogrametrii naziemnej z wykorzystaniem metody SfM (Structure-from-Motion) w robotach strzałowych

Preliminary study of the digital non-metric terrestrial photogrammetry carried out by the use of the SfM method (Structure-from-Motion) applicability in blasting works



Mgr inż. Michał Dworzak)*



Mgr inż. Andrzej Biessikirski)*



Dr inż. Józef Pyra)*



Dr inż. Anna Sołtys)*



Dr inż. Jan Winzer)*

Treść: W artykule przedstawiono rezultaty wstępnych badań, mających na celu ocenę możliwości zastosowania fotogrametrycznej metody *Structure-from-Motion* w celu tworzenia przestrzennych modeli ścian eksploatacyjnych w górnictwie odkrywkowym i ich inżynierskiego wykorzystania w procesie projektowania robót strzałowych. W wyniku przeprowadzonych analiz, na podstawie dokumentacji fotograficznej sporządzonej w Kopalni Dolomitu „Dubie", wykonano model przestrzenny, a następnie zweryfikowano poziom dokładności jego reprezentacji poprzez porównanie z chmurą punktów uzyskaną w trakcie skanowania 3D skarpy skalnej.

Abstract: This paper presents the preliminary studies in subject of the assessment of the possibility of the implementation of The Structure-from-Motion photogrammetric method in the purpose to create three-dimensional exploitation slope models in opencast mines as well as the engineering use of this method in blasting design process. The photographic documentation which was used in the analysis was taken in The Dolomite Open Strip Mine "Dubie". As the result of the analysis the spatial model was performed. The model's verification by the comparison of the design model and the obtained point-cloud throughout the 3D laser scanning of the rock slope was included.

Słowa kluczowe:

skaning laserowy, naziemna fotogrametria niemetryczna, metoda SfM, roboty strzałowe

Key words:

laser scanning, terrestrial non-metric photogrammetry, SfM method, blasting works

*) AGH w Krakowie

1. Wprowadzenie

Stosowane coraz częściej na świecie oraz w Polsce nowoczesne rozwiązania w dziedzinie wykonywania robót strzałowych w górnictwie odkrywkowym, takie jak aplikacje komputerowe wspomagające projektowanie robót strzałowych lub systemy monitoringu geodezyjnego z wykorzystaniem skanerów cyfrowych i urządzeń do pomiaru dewiacji otworów strzałowych, w sposób bezpośredni zwiększają stopień bezpieczeństwa prowadzonych prac, pozwalając przy tym na obniżenie kosztów eksploatacji. Rozwiązania te umożliwiają uzyskanie efektów poprzez gromadzenie i obróbkę, a następnie uwzględnianie w procesie projektowania robót strzałowych coraz większej ilości danych, w szczególności związanych z geometrią serii strzałowej.

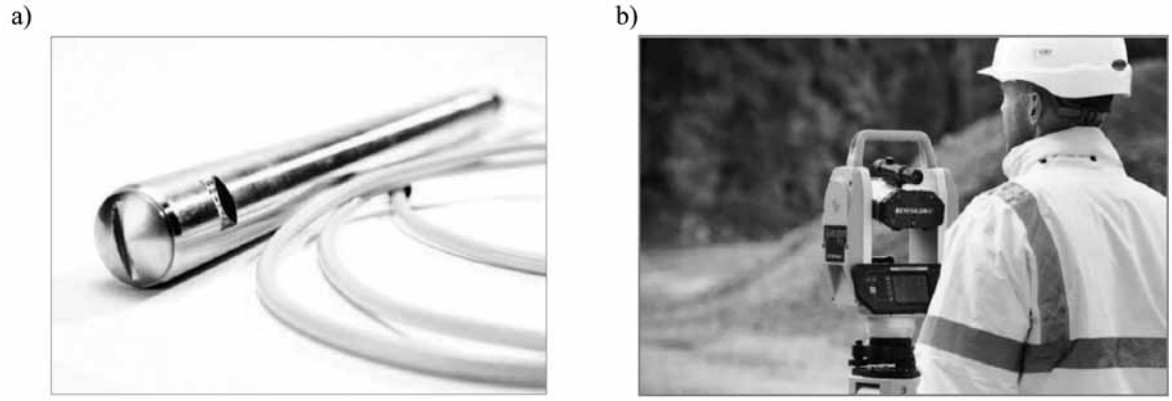
Projektowanie bezpiecznych oraz efektywnych robót strzałowych związane jest z doborem odpowiednich środków strzałowych do realizacji procesu urabiania (materiały wybuchowe i systemy inicjowania MW), parametrów technicznych (m.in. zastosowane opóźnienia międzystrzałowe, średnice i budowa ładunków MW) i geometrycznych robót strzałowych [1, 10]. Jednym z głównych parametrów wpływających na możliwość oddziaływania robót strzałowych na otoczenie (m.in. poprzez efekt nadmiernego rozrzutu odłamków skalnych podczas detonacji), rachunek ekonomiczny prowadzonych prac (w wyniku możliwości kontrolowania uzysku brył nadwymiarowych w urobku), jak również wpływających na sposób załadowania otworu strzałowego MW jest zabiór, czyli najmniejsza odległość między środkiem geometrycznym ładunku materiału wybuchowego (MW), a najbliższą płaszczyzną odsłonięcia [6, 10]. W przypadku robót strzałowych realizowanych w górnictwie odkrywkowym zabiór stanowi parametr o wartości zmiennej na długości otworu strzałowego, co tym samym powoduje, iż opis serii strzałowej (jak i otworu strzałowego) dyskretną wartością zabioru niesie za sobą znaczący błąd oszacowania. Należy również nadmienić, iż obszar działania materiału wybuchowego na skałę nie ogranicza się wyłącznie do płaszczyzny przekroju w osi otworu strzałowego, a obejmuje pewną jej objętość wyrażoną stożkiem działania MW [6, 9, 14]. Tym samym, w trakcie projektowania robót strzałowych, niezbędne staje się uwzględnienie zabioru jako parametru zmiennego w funkcji wysokości urabianej ściany, jak i promienia stożka działania MW. Brak uwzględnienia tej zmienności w skrajnych przypadkach może powodować niekorzystne efekty prac strzałowych, które przejawiać się będą potencjalnie szkodliwymi oddziaływaniami środowiskowymi, jak i stratami w aspekcie ekonomicznym (m.in. wzrost kosztów wynikający z wtórnego kruszenia brył nadwymiarowych, strzelań progów przyspągowych oraz mechanicznego ramowania ścian).

2. Inżynierskie metody szacowania zabioru w warunkach zakładu górniczego

W warunkach zakładu górniczego dokładne oszacowanie wielkości zabioru dla serii robót strzałowych jest dość trudne i często ogranicza się do wizualnej oceny opartej na obserwacji pokroju ściany w odniesieniu do położenia wlotu otworu. Zabiegi te w konsekwencji pozwalają w sposób przybliżony na przygotowanie ładunków MW o konstrukcjach, które uwzględnią warunki geometryczne danej zabierki. Znaczącym ograniczeniem tego sposobu oceny jest występowanie znaczącego błędu oszacowania, jak również brak uwzględnienia występowania dewiacji otworu strzałowego i jej wpływu na wielkość rzeczywistego zabioru.

Rozwiązania umożliwiające precyzyjną ocenę wielkości zabioru korzystają z zaawansowanej aparatury geodezyjnej (rys.1), która pozwala na kontrolę jakości wykonanego obwiertu (urządzenia do pomiaru geometrii otworów strzałowych) wraz z profilowaniem laserowym skarpy urabianego piętra (skanery laserowe). Korzystając ze zgromadzonych w ten sposób danych i licencjonowanego oprogramowania komputerowego, możliwy jest szczegółowy obmiar geometrii serii strzałowej, a co za tym idzie bardziej efektywne załadowanie otworów strzałowych uwzględniające warunki geologiczne danego przodka roboczego.

Metody oparte na specjalistycznej aparaturze charakteryzują się wysoką precyzją pomiarów i możliwościami wszechstronnej interpretacji wyników, niemniej wymagają one dużych nakładów inwestycyjnych na zakup urządzeń, oprogramowania i szkolenia pracowników. Nowe rozwiązania w szeroko pojętej praktyce inżynierskiej, mimo znaczących korzyści które za sobą niosą, ze względu na początkowe koszty mogą być trudne we wdrożeniu w szerokim zakresie, w szczególności w przypadku niewielkich zakładów górniczych. Tym samym zasadne wydaje się być poszukiwanie rozwiązań pośrednich, które pozwoliłyby na uzyskanie zbliżonych wyników pomiarów przy niewielkich kosztach inwestycyjnych, co stanowi cel badań, których wstępne wyniki przedstawiono w niniejszym artykule.



Rys. 1. Przykładowe aktualnie stosowane rozwiązania geodezyjne do oceny wielkości zabioru w górnictwie odkrywkowym; a – Renishaw Boretrak, b – Renishaw Quarryman Pro [12]

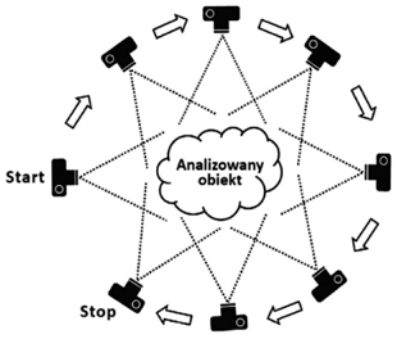
Fig. 1. Examples of currently used surveying solutions to assess burden size in surface mining; a – Renishaw Boretrak, b – Renishaw Quarryman Pro [12]

3. Cyfrowa niemetryczna fotogrametria naziemna metodą SfM

Model powierzchni terenu (DTM – *digital terrastrial model*) na podstawie chmury punktów otrzymanej w wyniku skanowania 3D stanowi jedną z najczęściej stosowanych aktualnie metod teledetekcyjnych cyfrowej reprezentacji geometrii przodków roboczych w kopalniach odkrywkowych. Uzyskany model powierzchni ściany, wraz z informacją o geometrii otworów strzałowych, umożliwia projektowanie bezpiecznych i efektywnych robót strzałowych eksploatacyjnych, które uwzględniają warunki geologiczne w miejscu prowadzonych prac, a pomiary te wraz z obróbką i interpretacją coraz częściej realizowane zostają przez inżynierów strzałowych, wychodząc tym samym poza zakres zainteresowań geodetów górniczych.

Naziemny skaning laserowy pozwala na otrzymanie odwzorowania powierzchni ściany eksploatacyjnej jako chmury punktów o współrzędnych *Z*, *X* oraz *Y*, z wykorzystaniem wysyłanej przez urządzenie wiązki światła lasera (nadajnik) i pomiaru czasu odbioru wiązki odbitej przez detektor skanera, odległości punktu pomiarowego lub kątów, w zależności od rodzaju zastosowanego urządzenia [15, 19]. Pomimo szerokiego zakresu stosowania, skanery 3D nie stanowią jedynego rozwiązania technicznego pozwalającego na uzyskanie modeli przestrzennych powierzchni skarp skalnych. W przypadku opracowań kartograficznych, bardzo często wykorzystywane są metody fotogrametryczne (fotogrametria lotnicza dalekiego zasięgu), które pozwalają na wygenerowanie trójwymiarowej powierzchni rzeźby terenu na podstawie fotografii danego obszaru pomiarowego. Prócz opracowań geodezyjnych, prowadzony był również szereg prac mających na celu m.in. ocenę spękań i nieciągłości złoża na przykładzie kopalni granitu z wykorzystaniem skanowania 3D [11], ocenę wielkości bloków skalnych [16], czy też stateczności wyrobisk podziemnych i tuneli w masywie blokowym [4].

Szczególnym rodzajem metody fotogrametrycznego odwzorowania powierzchni terenu jest metoda *Structure-from-Motion* (*SfM*), która pozwala na rekonstrukcję trójwymiarowego obiektu na podstawie zestawu zdjęć wykonanych w różnych odległościach oraz pod różnymi kątami widzenia (rys.2). Zasada wykonania pomiarów jest zbliżona do metody stereofotogrametrycznej, niemniej nie opiera się wyłącznie na zestawie dwóch obserwacji [2], a wymaga wykonania większej liczby fotografii.



Rys. 2. Zasada wykonania pomiaru w metodzie Structure-from-Motion [18]
Fig. 2. Method of making measuremetrs in Structure-from-Motion method [18]

Metoda *Structure-from-Motion* związana jest z przeprowadzeniem zespołu matematycznych operacji, na podstawie danych (zestawu zdjęć fotograficznych) zgromadzonych podczas badań terenowych, które można podzielić na [18]:

- wybór punktów charakterystycznych (*keypoints*) na fotografiach, które służą do powiązania ze sobą zestawu zdjęć i przypisanie punktom deskryptorów (realizowany m.in. na podstawie metody SIFT – *Scale Invariant Feature Transform* [7] lub metody VLFeat [17]);
- oszacowanie ulokowania aparatu w przestrzeni dla kolejnych zdjęć i sporządzenie trójwymiarowej chmury punktów niewielkiej gęstości (*„sprase" point cloud*) z wykorzystaniem algorytmu *Bundler* (*boundle adjustment system*)[13];
- otrzymanie zagęszczonej trójwymiarowej chmury punktów w wyniku *klastrowania* z wykorzystaniem algorytmów CMVS – *Clustering View for Multi-view stereo* oraz PMVS2 – *Path-based Multi-view Stereo* [5].

Otrzymana zagęszczona chmura punktów wymaga szczegółowego dopracowania (*Post-Processing*) związanego m.in. z ręczną lokalizacją punktów charakterystycznych w chmurze, czyszczeniem szumów, transformacją i skalowaniem chmury punktów, utworzenie punktów georeferencyjnych oraz tworzeniem siatki triangulacyjnej (*mesh*) i renderowaniem.

4. Badania terenowe i założenia metodyki badawczej

W celu dokonania wstępnej oceny możliwości wykorzystania metody *SfM* do sporządzania trójwymiarowych modeli ścian eksploatacyjnych w celu zwiększenia pewności realizowanych robót strzałowych, wykonano pomiary terenowe polegające na zgromadzeniu materiału fotograficznego do sporządzenia modelu 3D oraz chmury punktów ze skaningu laserowego, która stanowić będzie materiał porównawczy. Badania terenowe zrealizowano w *Kopalni Dolomitu Dubie* (Kopalnie Odkrywkowe Surowców Drogowych w Rudawie S.A. – Grupa Lafarge), zlokalizowanej 25 km na północny-zachód od Krakowa w województwie małopolskim, gmina Zabierzów. Pomiary obejmowały fragment ściany eksploatacyjnej wyrobiska odkrywkowego, znajdującej się na poziomie III w północnej części wyrobiska (rys. 3).



Rys. 3. Widok skanowanej ściany eksploatacyjnej (od strony wschodniej)(*opracowanie własne*)
Fig. 3. View of scanned exploitation face (from the east site) *(own elaboration)*

Celem prowadzonych badań był dobór oraz wstępna weryfikacja taniej i szybkiej metody opracowania modelu przestrzennego skalnej ściany eksploatacyjnej w celu zwiększenia pewności realizacji i bezpieczeństwa wykonywanych robót strzałowych. Podstawowymi założeniami w trakcie doboru proponowanej metodyki badawczej były:

– prostota wykonania pomiaru i opracowania wyników, bez konieczności znajomości zaawansowanych metod z zakresu geodezji, fotogrametrii i teledetekcji (pomiary docelowo wykonywane przez służbę strzałową),
– możliwość realizacji obliczeń i przekształceń *Post-Processing-u* w oparciu o darmowe oprogramowanie na licencji *open source*,
– brak konieczności stosowania specjalistycznej aparatury pomiarowej.

W tym celu zdecydowano się na wykonanie dokumentacji fotograficznej korzystając z kompaktowego aparatu fotograficznego (lustrzanka cyfrowa – Canon EOS 40D z obiektywem Canon EF 24-70 mm f/2.8 L UMS) i skorzystania z metody *Structure-from-Motion* (*SfM*) do wygenerowania modelu przestrzennego fragmentu wyrobiska odkrywkowego. Celowo, do badań wybrano niemetryczny aparat fotograficzny bez kalibracji (m.in. określenia środków rzutu, błędu dystorsji obiektywu, czy też badania stabilności i powtarzalności orientacji wewnętrznej aparatu), w celu maksymalnego uproszczenia metodyki badawczej, która w założeniu powinna być przyjazna w warunkach odkrywkowego zakładu górniczego i jak najmniej kosztochłonna. Na podstawie wyników wstępnych badań porównawczych pomiędzy odwzorowaniem modeli ze zdjęć metrycznych i niemetrycznych [8] można zakładać, że zastosowanie nieskalibrowanego aparatu fotograficznego w analizach powinno umożliwić uzyskanie takiej dokładności odwzorowania modeli, aby była ona wystarczająca do zastosowań inżynierskich w warunkach ruchu odkrywkowego zakładu górniczego.

Szczegółowy model przestrzenny badanej ściany eksploatacyjnej zrealizowano w oparciu o zebrany w zakładzie górniczym materiał fotograficzny złożony z 161 zdjęć cyfrowych wykonanych w różnych punktach oraz pod różnymi kątami widzenia. W celu wygenerowania szczegółowej chmury punktów skorzystano z 96 wyselekcjonowanych uprzednio zdjęć, które były najbardziej odpowiednie pod względem różnorodności, zagęszczenia oraz warunków oświetleniowych. Obliczenia, w celu sporządzenia modelu przestrzennego, zrealizowano na podstawie metodyki *Structure-from-Motion* (*SfM*), której poszczególne algorytmy zaimplementowano w aplikacji *PPT Python Photogrammetry ToolBox*.

Brak kalibracji aparatu fotograficznego, jak również występowania szczegółowych punktów georeferencyjnych w terenie powodują, iż otrzymana chmura punktów nie będzie odpowiadać skalą obiektowi w naturze. Tym samym, w celu nadania odpowiedniej skali modelowi w etapie *Post-Processing-u*, niezbędna jest znajomość odległości rzeczywistej przynajmniej dwóch punktów charakterystycznych, które następnie można odnaleźć w modelu 3D. W tym celu przed wykonaniem zdjęć sporządzono trzy zestawy punktów referencyjnych na badanej ścianie eksploatacyjnej, dla których odległości były znane i wynosiły odpowiednio 1,5 metra, 1 metr i 2 metry.

Opracowanie docelowej chmury punktów (*post-processing*) wykonano z wykorzystaniem oprogramowania *MeshLab,* dostępnego na darmowej licencji typu *open-source.*

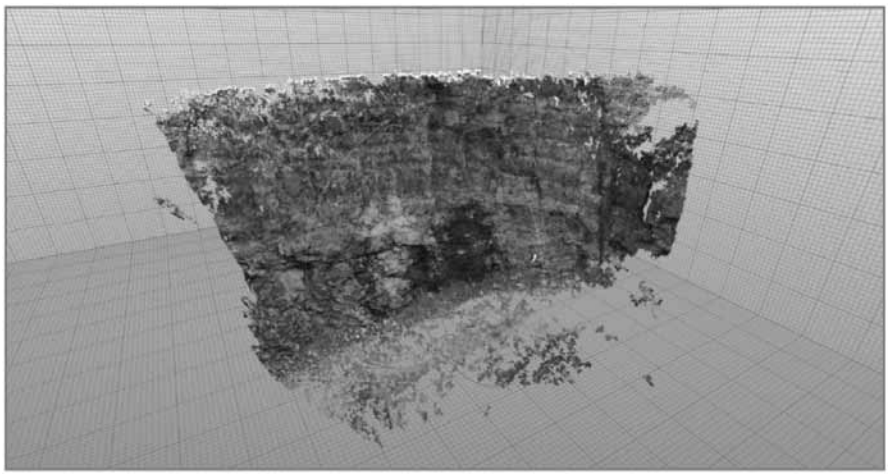
Ocenę dokładności reprezentacji wygenerowanego modelu powierzchni ściany eksploatacyjnej wykonano na podstawie porównania z chmurą punktów otrzymaną na podstawie pomiaru skanerem firmy Renishaw, dla rozdzielczości pomiaru wynoszącej 0,25 m.

Ważnym zagadnieniem związanym z weryfikacją proponowanego rozwiązania jest dokładność reprezentacji modelu w stosunku do rzeczywistych wymiarów badanego obiektu. Należy zaznaczyć, iż w przypadku prowadzonych prób, od zastosowanej metodyki nie jest oczekiwana dokładność pomiarów w granicach błędu pomiaru geodezyjnego, tj. kilku milimetrów, gdyż proponowana metodyka badawcza ma spełniać funkcję inżynierską, która może być obarczona pewnym błędem, akceptowalnym ze względu na bezpośredni cel stosowanego pomiaru.

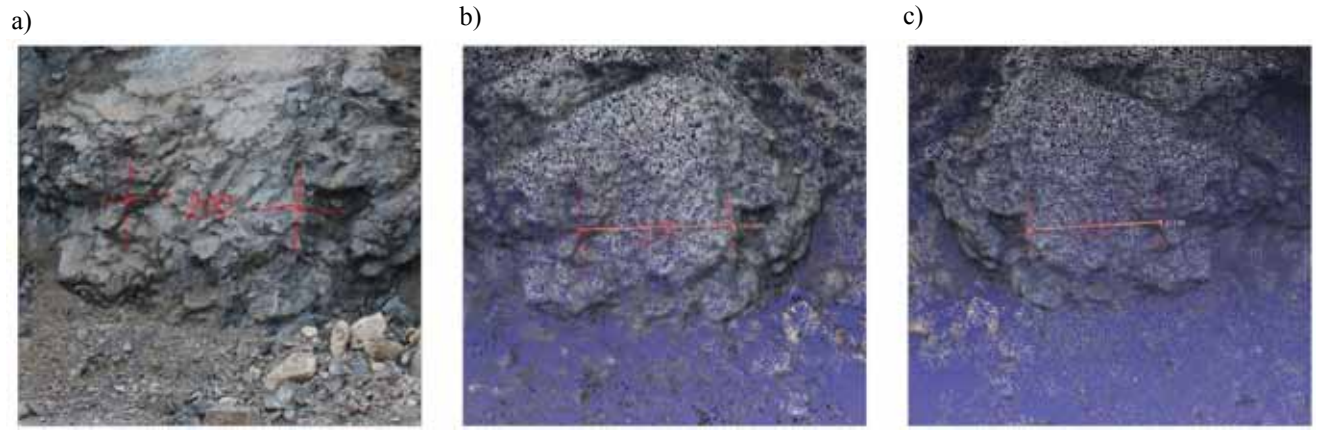
4. Wynik modelowania 3D z wykorzystaniem metody SfM

Korzystając z zestawu wyselekcjonowanych fotografii ściany eksploatacyjnej wykonanych niemetrycznym aparatem cyfrowym, przeprowadzono obliczenia z wykorzystaniem uprzednio opisanych algorytmów zaimplementowanych w oprogramowaniu *PPT*, w wyniku czego otrzymano zagęszczoną chmurę punktów reprezentującą badany obiekt w przestrzeni trójwymiarowej (rys. 4). Każdy z punktów chmury opisany jest jego współrzędnymi *Z*, *X* i *Y* oraz kolorem wyrażonym w przestrzeni RGB.

Otrzymana chmura punktów, ze względu na jej nierzeczywistą skalę wynikającą z zastosowania kamery niemetrycznej, została przeskalowana na podstawie trzech odległości punktów referencyjnych w rzeczywistości oraz reprezentowanym



Rys. 4. Chmura punktów powstała w wyniku zastosowania metody SfM (*opracowanie własne***)**
Fig. 4. Point cloud created as a result of the use of SfM method (*own elaboration*)



Rys. 5. Punkt referencyjny nr 3; a – widok rzeczywisty; b – widok w chmurze punktów przed skalowaniem; c – widok w chmurze punktów po skalowaniu (*opracowanie własne***)**

Fig. 5. Reference point no. 3; a – the real view; b – view of point cloud before scaling; c – view of point cloud after scaling (*own elaboration***)**

Tablica 1. Odległości punktów referencyjnych przed i po skalowaniu chmury punktów SfM
Table 1. Reference points distances before and after SfM point cloud scaling

	Zestaw referencyjny 1	Zestaw referencyjny 2	Zestaw referencyjny 3
Odległość rzeczywista [m]:	1,5	1,0	2,0
Odległość punktów referencyjnych w modelu SfM przed skalowaniem [m]:	0,041	0,026	0,053
Współczynnik skalowania S_f:	36,921	38,063	37,960
Uśredniony współczynnik skalowania S_f:	37,647		
Odległość punktów referencyjnych w modelu SfM po skalowaniu [m]:	1,523	1,003	1,997
Różnica pomiędzy odległością rzeczywistą, a odległością punktów referencyjnych modelu SfM po skalowaniu [m]:	0,023	0,003	0,003

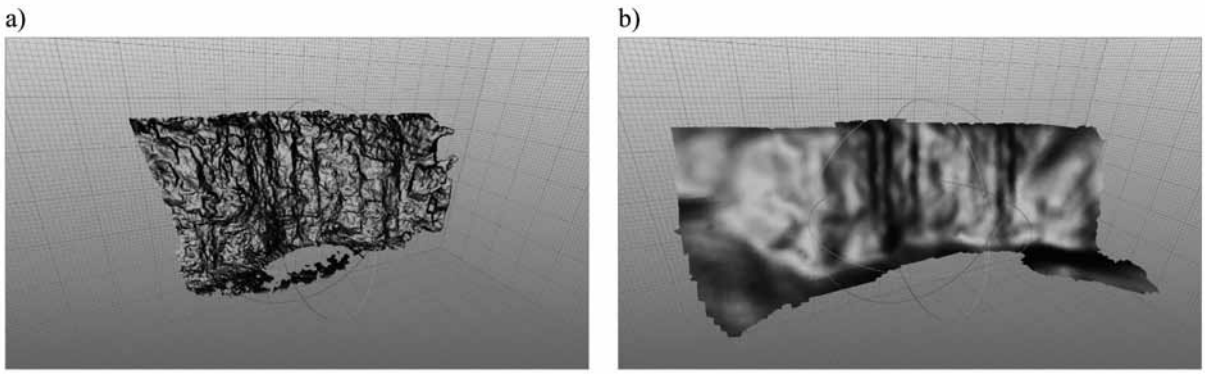
(*opracowanie własne – own elaboration*)

chmurą punktów modelu (rys. 5). Na podstawie zgromadzonych danych otrzymano średni współczynnik skalowania wynoszący około 37,647, który pozwolił na przeskalowanie modelu ze średnim błędem dla punktów referencyjnych wynoszącym 0,00971 m (por. wyniki z tabl. 1),

4. Weryfikacja zaproponowanej metody badawczej

W celu weryfikacji stopnia precyzji reprezentacji modelu przestrzennego ściany eksploatacyjnej sporządzonego z wykorzystaniem metody *Structure-from-Motion*, dokonano jego geometrycznego porównania z chmurą punktów otrzymaną na podstawie uprzednio wykonanego skanowania, stanowiącą dane porównawcze prowadzonych badań (pomiar zrealizowany aparaturą *Quarryman Pro* firmy *Renishaw*, będącą w posiadaniu służby strzałowej *Kopalni Dolomitu Dubie;* rozdzielczość pomiaru 0,25 m). Triangulacyjne modele badanej powierzchni ściany eksploatacyjnej wygenerowane metodą Poissona dla dwóch sposobów pomiaru przedstawiono na rys. 6.

Korzystając z danych przestrzennych otrzymanych z zastosowaniem metody *SfM* oraz skanowania laserowego sporządzono mapy wysokości powierzchni terenu metodą *Krigingu* (rys. 7 i rys. 8), które stanowiły podstawę do szczegółowego porównania powierzchni na podstawie przekrojów

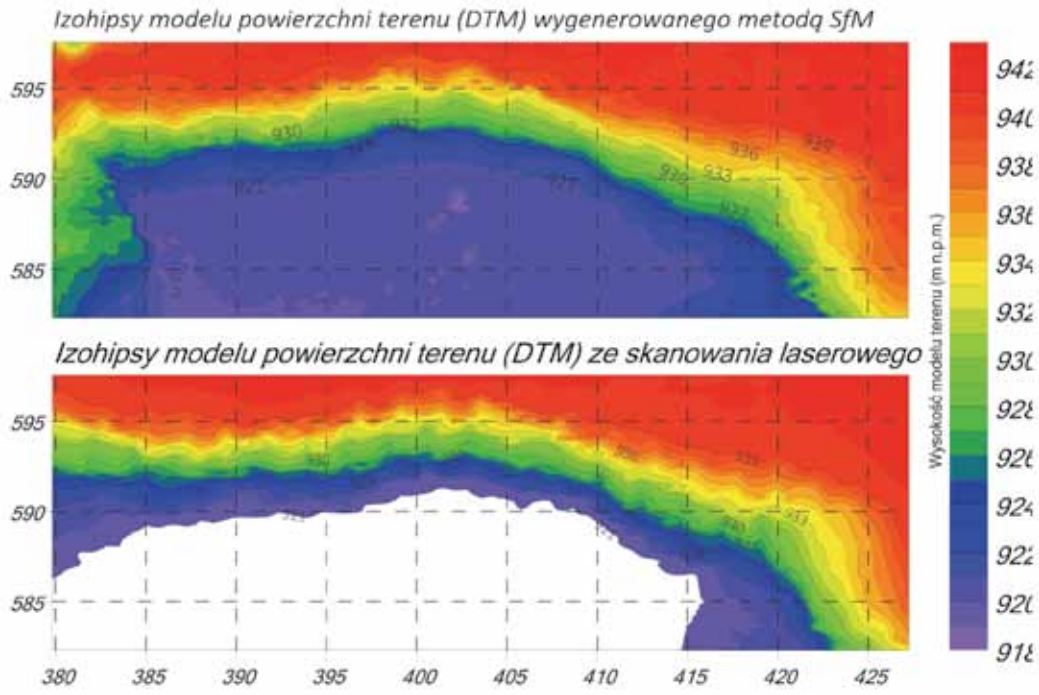


Rys. 6. Model powierzchni ściany eksploatacyjnej wygenerowany metodą Poissona a – dane z modelu SfM, b – dane ze skanowania laserowego (*opracowanie własne***)**

Fig. 6. Exploitation face model generated by Poisson method a – data from SfM model, b – data from laser scanning (*own elaboration***)**

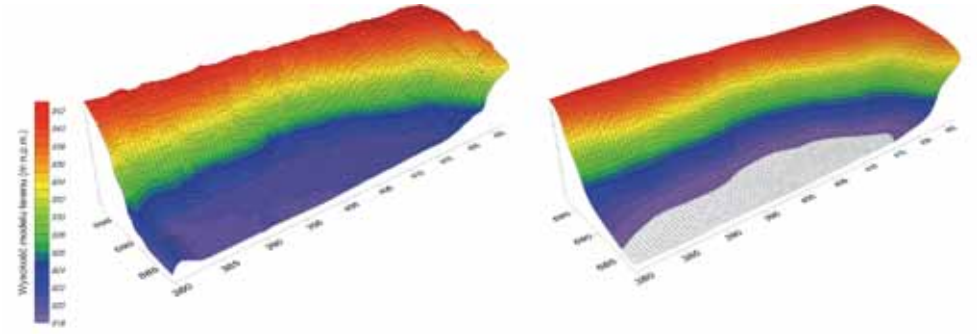
charakterystycznych. Należy nadmienić, że dane wsadowe dla map hipsometrycznych oraz przekroi nie były uprzednio modyfikowane w etapie *post-processing-u* (m.in. brak oczyszczania szumów i *remesh*-owania), a wzajemne usytuowanie porównywanych modeli, ze względu na brak punktów georeferencyjnych, zostało wykonane ręcznie.

W celu dokonania porównania modelu sporządzonego na podstawie danych uzyskanych w wyniku zastosowania metody *Structure-from-Motion* i modelu referencyjnego (ze skanowania laserowego) wykonano 10 przekrojów porównawczych południkowo w zakresie od 380 do 425 m (co 5 metrów). Rysunek 9 przedstawia przykładowe wybrane porównania przekroi modeli, zaś tablica 2 zawiera informację o średnich wartościach modułów różnicy wysokości modeli *DTM* w przekrojach |DH|, wykonane na podstawie 100 punktów charakterystycznych w każdym przekroju.



Rys. 7. Mapa wysokości modelu powierzchni terenu dla danych pochodzących z metody fotogrametrycznej SfM i skaningu laserowego dla chmur punktów bez ingerencji w zakresie danych wsadowych (*opracowanie własne***)**

Fig. 7. Digital terrestrial surface model elevation map – data from photogrammetric method SfM and laser scanning without any interference (*own elaboration***)**



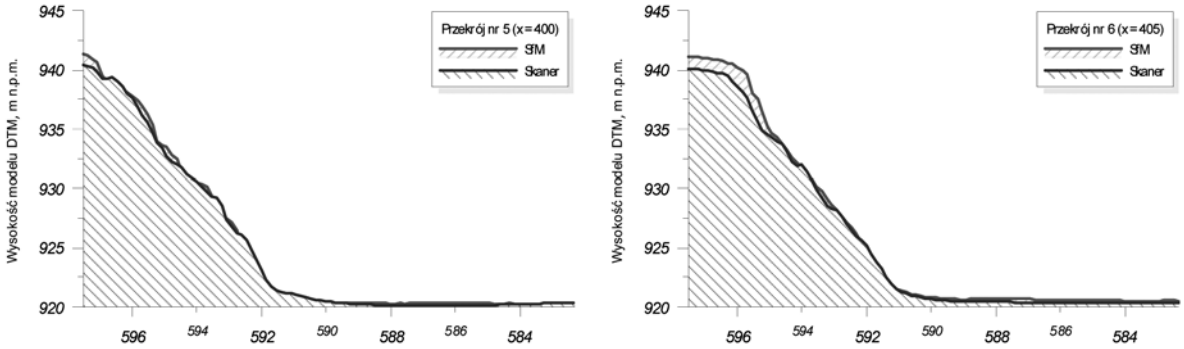
Rys. 8. Modele powierzchni terenu (DTM) (*opracowanie własne***)**

Fig. 8. Digital terrestrial models (DTM) (*own elaboration***)**

Tablica 2. Średnie wartości modułów różnicy wysokości modeli DTM w przekrojach |DH|
Table 2. Average values of height difference modules in sections of DTM models |DH|

Numer przekroju	Południk dla przekroju *X*, m	Średnia wartość modułu różnicy wysokości |ΔH|, m	Numer przekroju	Południk dla przekroju *X*, m	Średnia wartość modułu różnicy wysokości |ΔH|, m
1	380	6,0031	6	405	0,403904
2	385	1,115549	7	410	0,793808
3	390	0,364991	8	415	0,597921
4	395	0,482316	9	420	0,750664
5	400	0,320464	10	425	1,221945

(*opracowanie własne – own elaboration*)



Rys. 9. Przykładowe porównania przekroi powierzchni DTM (*opracowanie własne***)**
Fig. 9. Example of DTM surfaces cross-sections comparison (*own elaboration***)**

5. Podsumowanie i wnioski

W artykule przedstawiono wyniki wstępnych badań mających na celu ocenę możliwości zastosowania techniki *Structure-from-Motion* (*SfM*) w celu tworzenia cyfrowych modeli przestrzennych ścian eksploatacyjnych w górnictwie odkrywkowym i ich dalszego wykorzystania w trakcie projektowania robót strzałowych. Na podstawie otrzymanych wyników, które zostały porównane z założonym modelem referencyjnym (dane ze skanowania laserowego 3D aparaturą geodezyjną) można stwierdzić, iż niemetryczna fotogrametria bliskiego zasięgu z wykorzystaniem metody *Structure-from-Motion* pozwala na uzyskanie przestrzennych modeli cyfrowych skarp skalnych o dokładności nawet przewyższającej oczekiwany poziom dopasowania do zastosowań związanych z projektowaniem robót strzałowych (minimalna uzyskana średnia różnica wysokości dla przekroju wynosząca ok. 0,32 m – por. tabl. 2). Udowodniono, że zastosowanie niemetrycznego aparatu fotograficznego i skalowanie modelu w etapie *Post-Processing-u* daje rezultaty o zadowalającym poziomie dokładności (średni błąd odległości punktów równy ok. 1 cm).

Występujące znaczące różnice w modelach dla skrajnych przekrojów porównawczych (por. tabl. 2 – przekroje 1, 2 i 10) mogą być wynikiem mało precyzyjnego wzajemnego dopasowania modeli w przestrzeni trójwymiarowej, co wynikało z braku wyznaczenia punktów referencyjnych wg osnowy geodezyjnej przed wykonaniem badań terenowych.

Przedstawione wyniki pomiarów pozwalają na stwierdzenie, iż metoda SfM może stanowić interesującą alternatywę dla aktualnie stosowanych rozwiązań wykorzystujących często kosztowną aparaturę pomiarową. Należy nadmienić, iż otrzymane podczas wstępnych analiz wyniki charakteryzują się pewnym błędem reprezentacji modelu przestrzennego w odniesieniu do referencyjnej chmury punktów, niemniej bazując na doświadczeniach służby strzałowej kopalni „Dubie" można stwierdzić, iż uzyskana metodą SfM dokładność w praktyce ruchowej odkrywkowego zakładu górniczego jest wystarczającą do projektowania geometrii robót strzałowych. Dodatkowym atutem zaprezentowanej w artykule metody jest możliwość uzyskania chmury punktów, w której każdy z punktów opisany jest atrybutem koloru (wartości dla reprezentacji barw RGB). W przypadku występowania w złożu przerostów i skały płonnej (np. wkładek glinowych), nie ma konieczności ręcznego zaznaczania obwiedni takiego przerostu punkt po punkcie za pomocą skanera laserowego w sposób, w jaki aktualnie radzi sobie z tym problemem służba strzałowa.

Przedstawione w niniejszym artykule wyniki pozwalają na stwierdzenie, że zastosowanie metod fotogrametrycznych korzystających z techniki SfM może stanowić alternatywną, obiecującą i konkurencyjną pod względem kosztów metodę pomiaru geometrii powierzchni urabianej skarpy. Uzyskiwane za jej pośrednictwem informacje mogą przyczynić się do zwiększenia pewności i bezpieczeństwa prowadzonych robót strzałowych w odkrywkowych zakładach górniczych, a także bezpośrednio wpłynąć na ekonomię prowadzonych robót. Tym samym autorzy widzą konieczność prowadzenia dalszych badań w zakresie inżynierskiego zastosowania metod fotogrametrycznych, które w konsekwencji prowadziłyby do opracowania spójnej i prostej metodyki wykonania pomiaru oraz opracowania danych przestrzennych, dających w konsekwencji możliwość łatwego sporządzania modeli przestrzennych urabianego ośrodka skalnego wraz z szybką analizą otrzymanych danych.\

Autorzy artykułu chcieli złożyć serdeczne podziękowania Kierownikowi Ruchu Zakładu Górniczego Kopalni Dolomitu Dubie (Kopalnie Odkrywkowe Surowców Drogowych w Rudawie S.A. – Grupa Lafarge) oraz służbie strzałowej, a w szczególności Kierownikowi Służby Wiertniczo-Strzałowej – ***Panu inż. Andrzejowi Brzozowskiemu*** *za pomoc i wkład w realizację badań kopalnianych, których wyniki wykorzystano w niniejszym artykule.*

Publikacja zrealizowana w ramach pracy statutowej nr nr 11.11.100.597

Literatura

1. *Grześkowiak A.*: Możliwości ograniczenia niekorzystnych oddziaływań robót strzałowych w odkrywkowych zakładach górniczych. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej – Studia i Materiały, nr 132, Wrocław 2011, s. 99÷110.
2. *Bernasik J., Mikrut S.*: Fotogrametria inżynieryjna. Materiały dydaktyczne. Akademia Górniczo-Hutnicza im. St. Staszica w Krakowie, Wydział Geodezji Górniczej i Inżynierii Środowiska, Kraków 2003.
3. *Deliormanli A. H., Maerz N. H., Otoo J.*: Using terrestrial 3D laser scanning and optical methods to determine orientations of discontinuities at a granite quarry. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, vol. 66, 2014, s. 41÷48.
4. *Fekete S., Diederichs M.*: Integration of three-dimensional laser scanning with discontinuum modelling for stability analysis of tunnels in blocky rockmasses. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, vol. 57, 2013, s. 11÷23.
5. *Furukawa Y., Ponce J.*: Accurate, Dense and Robust Multi-View Stereopsis. IEEEE Trans. On Pattern Analysis and Machine Intelligence, vol. 32, nr 8, 2010, s. 1362÷1376.
6. *Korzeniowski J.I., Onderka Zb.*: Roboty strzelnicze w górnictwie odkrywkowym. Wydawnictwa i Szkolenia Górnicze Burnat &

Korzeniowski, Wrocław 2006.
7. *Love D. G.*: Distinctive image features from scale-invariant keypoints. International Journal of Computer Vision, vol. 60 (2), 2004, p. 91÷110.
8. *Marcinkowski Z., Salik K.*: Analiza porównawcza NMT sporządzonych ze zdjęć metrycznych i niemetrycznych na przykładzie fragmentu klifu w Jarosławcu. Geodesia et Descriptio Terrarum, Acta Scientiarum Polonorum, 1 (1-2), 2002, s. 23÷31.
9. *Onderka Zb.*: Technika strzelnicza w górnictwie odkrywkowym. Wydawnictwa AGH, Kraków 1992 (skrypt AGH nr 1241).
10. *Prędki S.*: Techniczno-ekonomiczna analiza efektywności stosowania elektronicznych systemów inicjowania materiałów wybuchowych w warunkach polskich kopalń surowców skalnych. Praca doktorska – niepublikowana. Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2010.
11 *Pukanska K., Bartos K., Sabova J.*: Comparison of Survey Results of the Surface Quarry Spisske Tomasovce by the Use of Photogrammetry and Terrestrial Laser Scanning. Inżynieria mineralna, vol. 15, no. 1 (33), Kraków 2014, s. 47÷54.
12 Renishaw – Case study – Lafarge blast optimization initiative. Dokument elektroniczny - http://www.renishaw.com/en/cabled-boretrak--26407. Dostęp: 2-06-2015.
13 *Snavely N., Seitz S. M., Szeliski R.*: Photo Tourism: Exploring image collections in 3D. ACM Transactions on Graphics – Proceedings of SIGGRAPH, 2006.
14 *Sulima-Samujłło J.*: Inżynieria strzelnicza cz. 2. Wydawnictwa AGH, Kraków 1979 (skrypt AGH nr 673).
15 *Tompalski P.*: Naziemny skaning laserowy w inwentaryzacji zieleni miejskiej na przykładzie plant w Krakowie. Archiwum Fotogrametrii, Kartografii i Teledetekcji, Vol. 20, 2009, s. 421÷431.
16 *Vanhaekendover H.*: In-situ block size estimation using 3D terrestrial data. Praca magisterska – niepublikowana. Delft University of Technology, Section for Resource Engineering, Delft 2013.
17 *Vedaldi A., Fulkerson B.*: VLFeat: An Open and Portable Library of Computer Vision Algorithms. Dokument elektroniczny – http://www.vlfeat.org. Dostęp: 2-06-2015.
18 *Westoby M.J., Brasington J., Glasser N.F., Hambrey M.J., Reynolds J.M.*: 'Structure-from-Motion' photogrammetry: A low-cost, effective tool for geoscience applications. Geomorphology, vol. 179, 2012, s. 300÷314.
19 *Wężyk* P.: Naziemny skaning laserowy. W: Geomatyka w Lasach Państwowych – Część I. Podstawy. Centrum Informacyjne Lasów Państwowych, Warszawa 2010, s. 343÷354.

UKD 622.23:622.271:622.83/.84

Badania efektu sejsmicznego a nowoczesne systemy odpalania ładunków materiałów wybuchowych

The study of seismic effects and modern systems of blasting explosives



Dr inż. Anna Sołtys)*



Dr inż. Jan Winzer)*



Dr inż. Józef Pyra)*

Treść: Roboty strzałowe w górnictwie odkrywkowym charakteryzują się stosowaniem dużych mas MW do jednorazowego odpalania. Serie liczą od kilku do kilkudziesięciu, a nawet kilkuset ładunków umieszczonych w długich otworach. Prace te często prowadzone są w bezpośrednim sąsiedztwie zabudowań mieszkalnych i innych obiektów budowlanych, stąd konieczność ograniczenia oddziaływania drgań ma zasadnicze znaczenie dla kopalń odkrywkowych. W artykule przedstawiono możliwości sterowania efektem sejsmicznym, poprzez stosowanie elektronicznych systemów do odpalania ładunków MW, które dają szerokie możliwości doboru opóźnień milisekundowych. Pozwala to na modyfikowanie struktury wzbudzanych drgań i może przyczynić się do minimalizacji oddziaływania robót strzałowych na otoczenie. Zwrócono również uwagę na konieczność prowadzenia badań efektu sejsmicznego, co pozwala na uniknięcie efektów niepożądanych.

Abstract: Blasting in opencast mining is characterized by the use of large Massem of explosives for single firing. Series count from several to tens or even hundreds of charge placed in long boreholes.These Works are often held in the immediate vicinity of residential buildings and other buildings, hence the need to reduce the impact of vibration is essential for open pit mines. This paper presents the results of seismic control capabilities through the use of electronic systems for blasting explosives which give wide selection of millisecond delays. This allows you to modify the structure induced vibration and can help to minimize the impact of blasting on the environment. Attention was also drawn to the need to research the seismic effect, thus avoiding side effects.

Słowa kluczowe:

górnictwo odkrywkowe, technika strzelnicza, strzelanie milisekundowe, oddziaływanie drgań na otoczenie

Key words:

opencast mining, blasting works, millisecond blasting, vibration impast on the environment

1. Wprowadzenie

W celu uzyskania urobku o żądanej granulacji należy prawidłowo zaprojektować roboty strzałowe, które jednocześnie zminimalizują negatywne skutki urabiania z użyciem materiałów wybuchowych (MW), tj. powietrzną falę podmuchową, rozrzut odłamków skalnych, drgania parasejsmiczne, progi przyspągowe, wysoki usyp itp. Jednym z wielu czynników mających decydujący wpływ na prawidłowy proces urabiania ośrodka skalnego, z użyciem MW, jest odpowiednio dobrane opóźnienie międzystrzałowe [1, 4].

Opóźnienie międzystrzałowe decyduje o rozdrobnieniu urobku, jego prawidłowym usypie, oraz o intensywności drgań parasejsmicznych. Zbyt małe opóźnienie zastosowane pomiędzy poszczególnymi ładunkami może zadziałać jak odpalanie serii otworów natychmiastowo, co spowoduje słabe wytworzenie się dodatkowych płaszczyzn odsłonięcia i wzrost intensywności drgań, ale za to lepsze rozdrobnienie urobku. Za duże opóźnienie przyczynia się do dobrego wykształcenia dodatkowych płaszczyzn odsłonięcia, może powodować nie do końca kontrolowany efekt sejsmiczny (może w niektórych przypadkach dojść do wzmocnienia drgań), a także gorsze rozdrobnienie urobku (brak współdziałania ze sobą sąsiadujących ładunków w otworach) i w niektórych przypadkach pogorszenie stanu ociosu.

Na świecie coraz większą popularność zdobywa elektroniczny system inicjowania, który po raz pierwszy zbudowany został w wyniku współpracy firm Orica i Dynamit-Nobel. W Polsce, system inicjowania elektronicznego *i-kon* po raz pierwszy został zademonstrowany na pokazie zorganizowanym przez Stowarzyszenie Polskich Inżynierów Strzałowych oraz firmę Orica Poland w dniu 14 czerwca

*) AGH w Krakowie

2008 roku, w Centralnym Laboratorium Techniki Strzelniczej i Materiałów Wybuchowych AGH w Regulicach. Na rynku polskim dostępne są również systemy firm: Maxam – *Riotronic*, SSE – *Hot Shot*, Nitroerg – *Ergonic*, *Nitronic*, Austin Powder Polska – *E*star* czy kolejne systemy firmy Orica – *Unitronic 600, eDev II*.

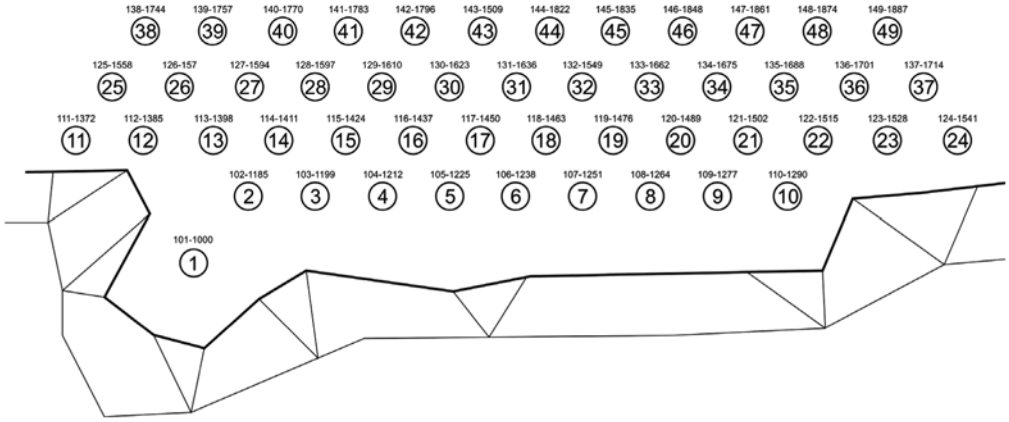
2. Wyniki badań

Badania prowadzone w kopalniach odkrywkowych wskazują jednoznacznie, że systemy elektroniczne pozwalają na osiąganie coraz lepszych efektów zarówno w zakresie pozyskiwania odpowiedniej granulacji urobku, jak i minimalizowania oddziaływania drgań na otoczenie. Niewątpliwie duże możliwości systemów elektronicznych wynikają z precyzji zadawanych opóźnień [5]. Sygnał sejsmiczny wzbudzony detonacją kilku, kilkunastu czy kilkudziesięciu ładunków MW odpalanych milisekundowo jest sygnałem złożonym, na który nanoszą się wzbudzenia od każdego ładunku składowego. Analizując sejsmogramy drgań zarejestrowanych w czasie odpalania serii ładunków MW w długich otworach, z zastosowaniem systemu elektronicznego, można zauważyć wyraźne zaznaczenie czasu wejścia sygnału od detonacji kolejnego ładunku. Dla przykładu na rysunku 1 przedstawiono siatkę otworów z zaznaczonymi opóźnieniami milisekundowymi, a na rysunku 2 sejsmogram wzbudzonych drgań z zaznaczeniem czasu odpalenia kolejnych ładunków.

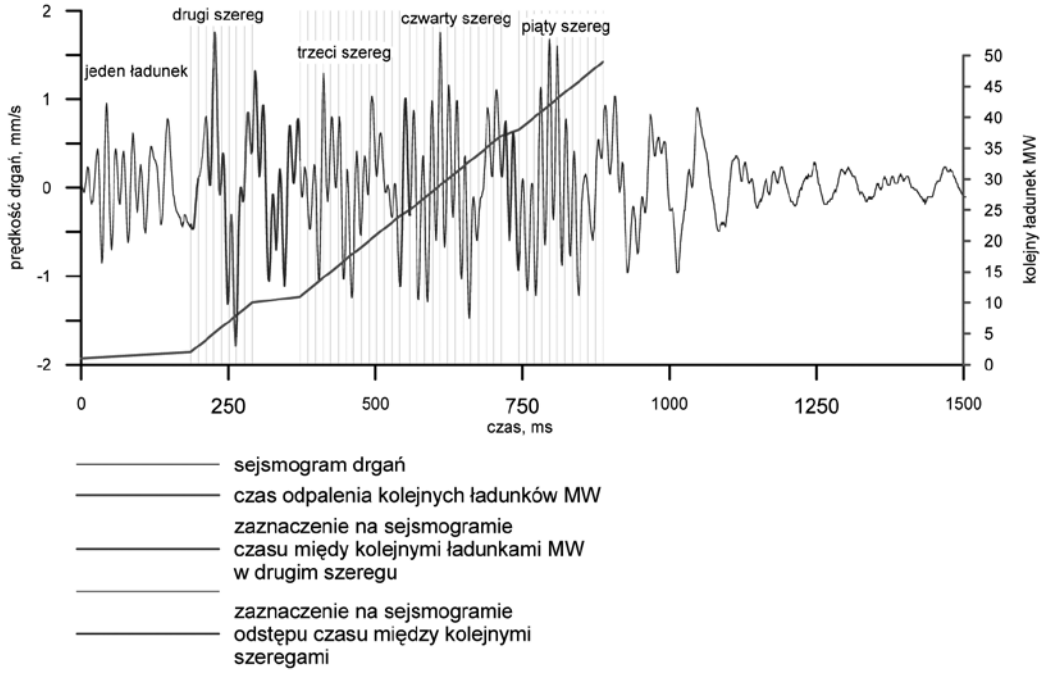
W siatce połączeń zastosowano następujące rozwiązanie: między ładunkami w szeregu zastosowano opóźnienie 13 ms, a między szeregami (otwory skrajne) 186 ms. Tak wykonane połączenie pozwoliło na uzyskanie następującego rozkładu opóźnień rzeczywistych – 13 ms – 92 % (44 ładunki), 17 ms – 2 % (1 ładunek), 30 ms – 2 % (1 ładunek), 82 ms - 2 % (1 ładunek) i 186 ms – 2 % (1 ładunek).

Na rysunku 1 zwraca uwagę fakt zastosowania opóźnienia 13 ms tylko między ładunkami w szeregach oraz ciekawe rozwiązanie w postaci odpalania kolejnych szeregów dopiero po zakończeniu odpalania w szeregu poprzedzającym. Widać to bardzo wyraźnie również na sejsmogramie (rys. 2).

Zastosowany sposób odpalania pozwolił na uzyskanie efektu sejsmicznego w postaci drgań podłoża i fundamentu,



Rys. 1. Schemat siatki otworów (ładunków MW)
Fig. 1. Scheme grid of boreholes (charges of explosives)



Rys. 2. Sejsmogram drgań z zaznaczeniem czasu odpalania kolejnych ładunków MW
Fig. 2. Vibration sejsmogram indicating the time of the firing of the next charge of explosives

o strukturze przedstawionej na rysunku 3. Jak widać uzyskano dwie grupy częstotliwości dominujących w strukturze drgań podłoża (kolor brązowy): częstotliwości niższe od 10 Hz do 16 Hz, oraz wyższe 63 Hz i 80 Hz. Przy przejściu z podłoża do fundamentu budynku struktura drgań uległa modyfikacji: częstotliwości wyższe zostały praktycznie wytłumione a w zakresie częstotliwości niższych uzyskano tłumienie rzędu 30 %.

Wysoka precyzja czasów odpalania wymaga jednocześnie odpowiedniej wiedzy i umiejętności od projektującego strzelanie oraz kontroli efektu sejsmicznego. Istnieje bowiem duże zagrożenie, że można osiągnąć efekt niepożądany w postaci wzrostu intensywności drgań lub osiągnięcia niekorzystnej modyfikacji struktury drgań.

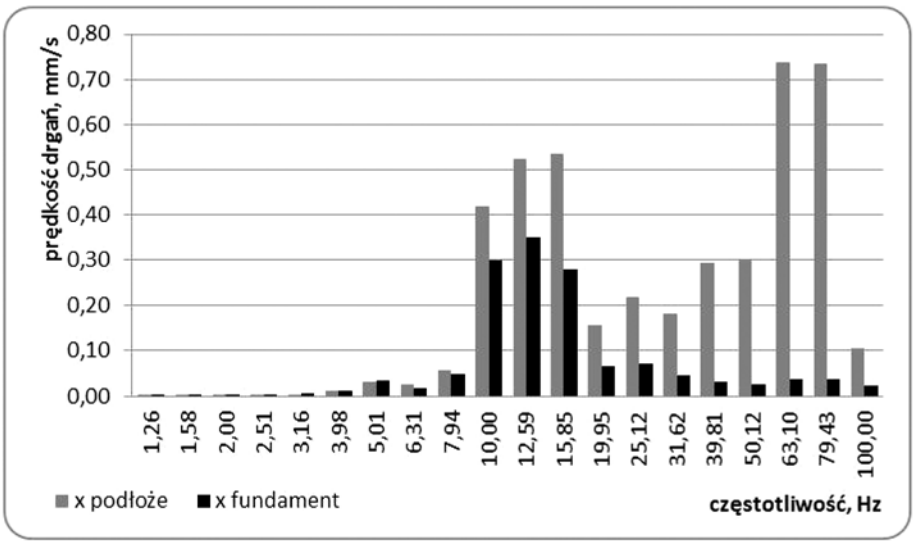
Dobrą ilustracją tego typu zdarzenia jest rysunek 4, na którym przedstawiono sejsmogram drgań podłoża i fundamentu budynku, zarejestrowanych w czasie strzelania w tej samej kopalni i na tym samym stanowisku pomiarowym.

Jak wynika z sejsmogramu intensywność drgań w obu przypadkach była zbliżona, natomiast zdarzenia zdecydowanie różnią się strukturą drgań (por. rysunki 3 i 5). Z porównania rysunków 3 i 5 wynika, że w przypadku drugim, cała energia drgań podłoża została skumulowana w częstotliwościach 12,6 Hz i 15,9 Hz, które dominują również w strukturze drgań fundamentu. W efekcie uzyskano prawie dwukrotny wzrost intensywności drgań w zakresie częstotliwości dominujących.

Ten negatywny efekt jest jeszcze bardziej widoczny po przeprowadzeniu analizy czasowo-częstotliwościowej MatchingPursuit (MP) [3] zarejestrowanych drgań podłoża (rys. 6 i 7).

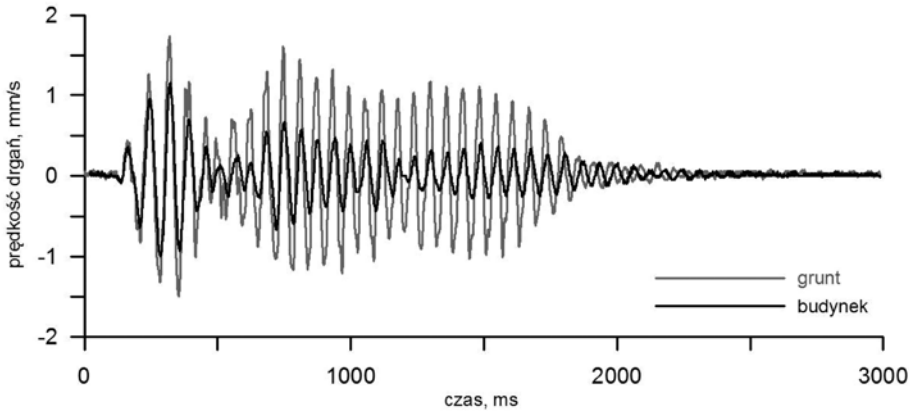
Jak widać z rysunku 7 cała energia drgań została skumulowania w częstotliwości 16 Hz, natomiast w przypadku przedstawionym na rysunku 6 energia została rozłożona na częstotliwości wyższe i niższe, z przewagą udziału częstotliwości wyższych. Porównując sumaryczną energię sygnału również widać zdecydowaną różnicę.

Poszukiwanie optymalnych opóźnień milisekundowych, jeżeli kryterium doboru dotyczy minimalizacji oddziaływania drgań w otoczeniu, musi być prowadzone pod kontrolą. Oznacza to prowa-



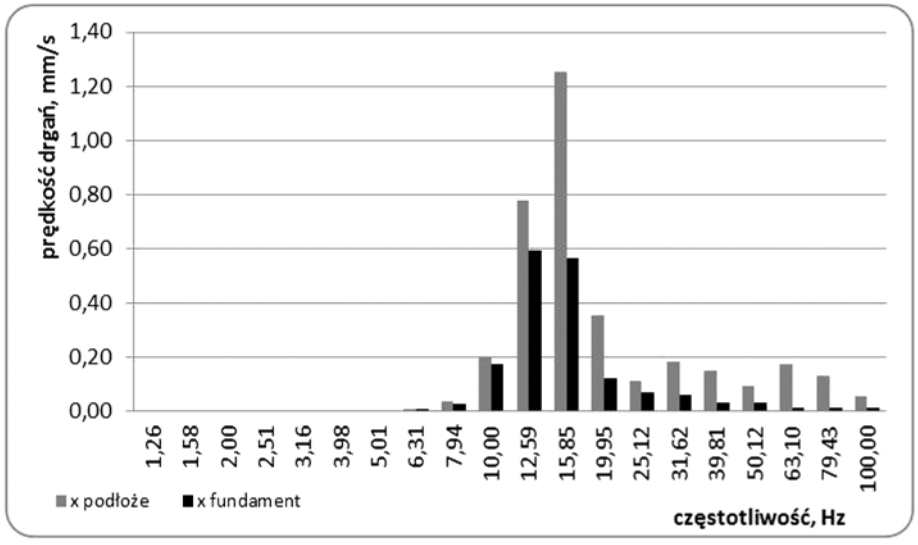
Rys. 3. Struktura drgań podłoża i fundamentu budynku wzbudzonych odpaleniem ładunków MW według połączeń z rysunku 1

Fig. 3. The structure of the vibration ground and the building foundation generated by firing charges of explosives by connection with Figure 1



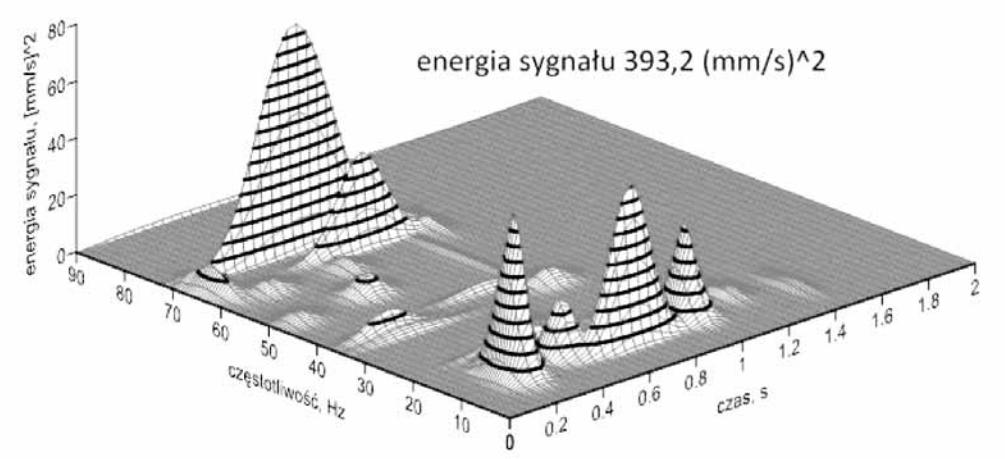
Rys. 4. Sejsmogramdrgań

Fig. 4. Vibration seismogram

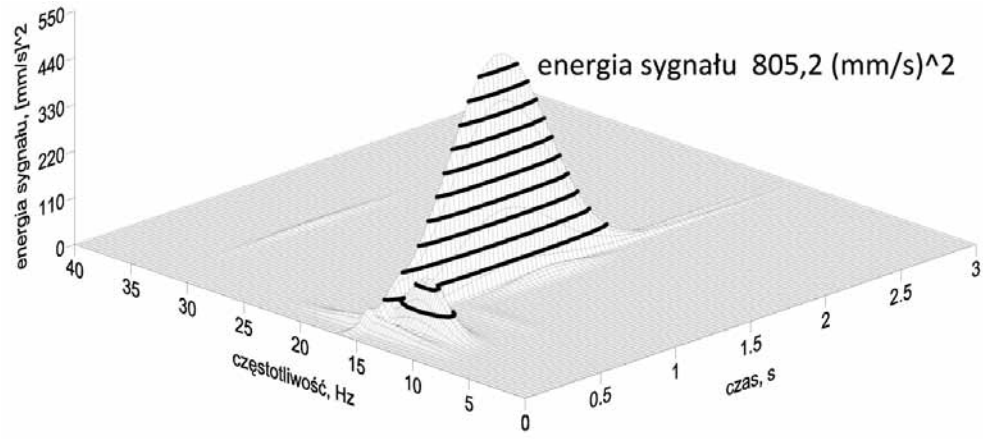


Rys. 5. Struktura drgań podłoża i fundamentu budynku (dla sejsmogramu z rys. 4)

Fig. 5. The structure of the vibration ground and foundation of the building (for seismogram from Fig. 4)



Rys. 6. Analiza czasowo-częstotliwościowa MP drgań podłoża (dla sejsmogramu z rys. 2)
Fig. 6. The analysis of time-frequency ground vibrations MP (for seismogram from Fig. 2)



Rys. 7. Analiza czasowo-częstotliwościowa MP drgań podłoża (dla sejsmogramu z rys. 4)
Fig. 7. The analysis of time-frequency ground vibrations MP (for seismogram from Fig. 4)

dzenie pomiarów intensywności drgań w czasie wykonywania robót strzałowych doświadczalnych. Szczególnie jest to ważne w przypadku wykonywania robót strzałowych w warunkach znacznej zmienności budowy geologicznej w miejscu wykonywania robót, jak i na drodze propagacji drgań od wyrobiska do obiektów chronionych.

Zdarza się, że tylko zmiana poziomu eksploatacyjnego, na którym wykonuje się roboty strzałowe diametralnie zmienia strukturę drgań rejestrowanych na tym samym stanowisku pomiarowym.

W jednej z kopalń odkrywkowych surowców skalnych przeprowadzono strzelania doświadczalne z zastosowaniem systemu elektronicznego. Pomiary wykonano na 3 stanowiskach pomiarowych w odległości od 300 m do 1400 m od miejsc wykonywania robót strzałowych. Na stanowisku 3 mierzono jednocześnie drgania podłoża i budynku. Roboty strzałowe wykonywano w poziomie I z zastosowaniem opóźnień 17 ms, 33 ms i 70 ms. Na rysunku 8 przedstawiono sejsmogramy drgań zarejestrowanych na stanowisku 3 (podłoże budynku) i 3' (fundament budynku), a na rysunkach 9, 10 i 11 wynik analizy struktury tych drgań.

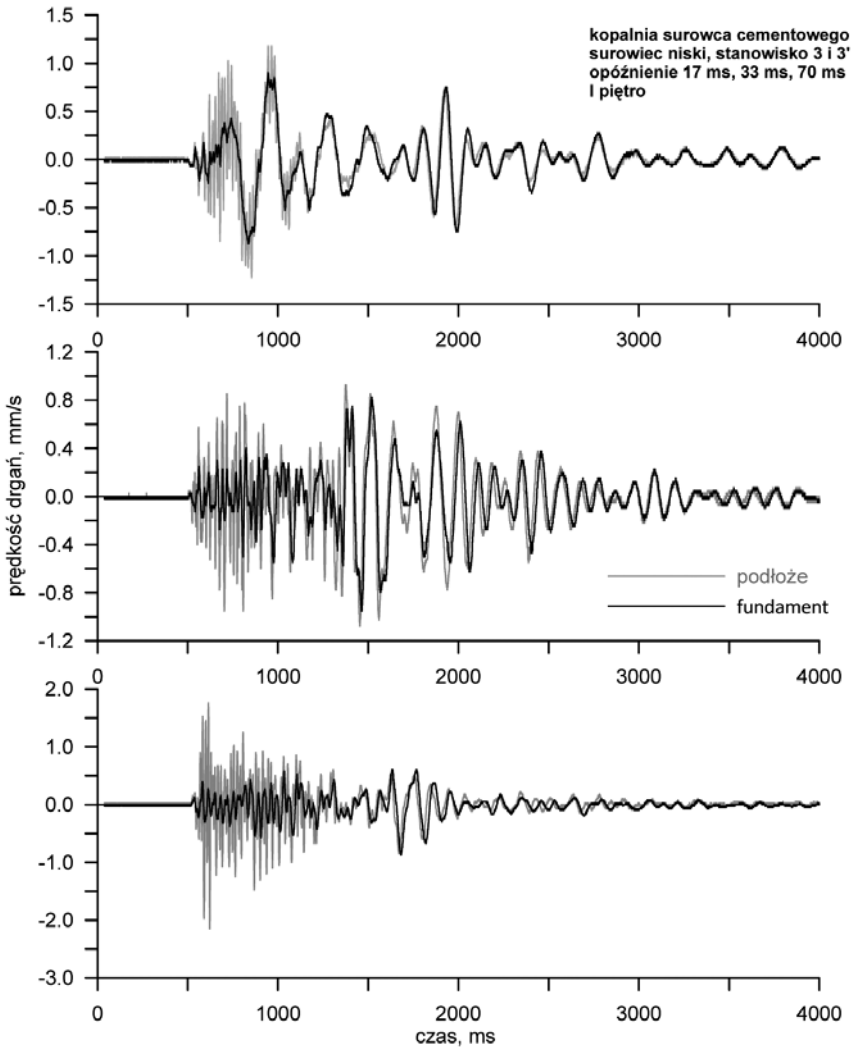
Już wizualna ocena sejsmogramów pozwala stwierdzić istotne różnice w strukturze drgań. Zastosowanie analizy tercjowej do badania struktury drgań (rys. 9, 10 i 11) wnosi dużo informacji, z których wynika, że:

- struktura drgań jest silnie uzależniona od opóźnienia milisekundowego,
- dla robót strzałowych prowadzonych w I poziomie eksploatacyjnym, za optymalne można przyjąć opóźnienia 70 ms,
- zwraca uwagę fakt, że we wszystkich przypadkach w drugiej fazie drgań praktycznie brak jest tłumienia drgań przy przejściu z podłoża do fundamentu budynku.

W drugiej fazie badań przeprowadzono również strzelania doświadczalne w poziomie II (niższym). Zastosowano do odpalania, między innymi, opóźnienie 70 ms (rys. 12).

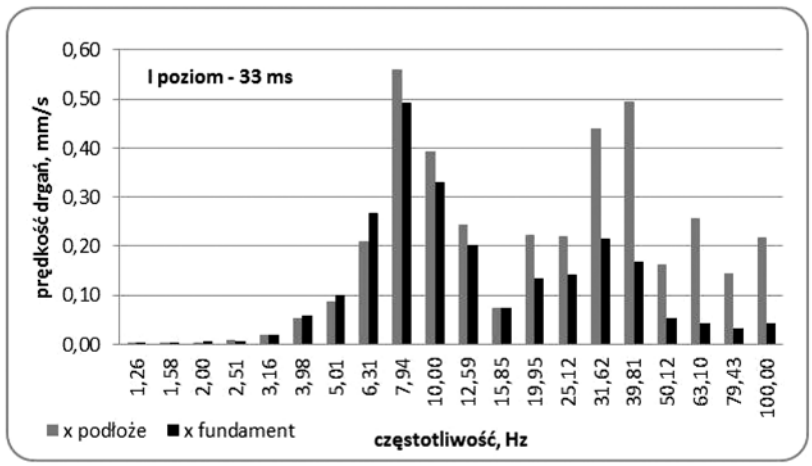
Analiza tercjowa (rys. 13) wskazuje na całkowitą zmianę struktury drgań. Dominującymi stały się częstotliwości 12,59 Hz i 15,85 Hz, a jednocześnie w zakresie tych częstotliwości brak jest istotnego tłumienia drgań przy przejściu z podłoża do fundamentu budynku.

Dodatkowym argumentem jest fakt, że intensywność drgań fundamentu wzrosła prawie czterokrotnie. Wynika stąd, że opóźnienie, które było optymalne dla poziomu I jest bardzo niekorzystne dla robót prowadzonych w poziomie II.



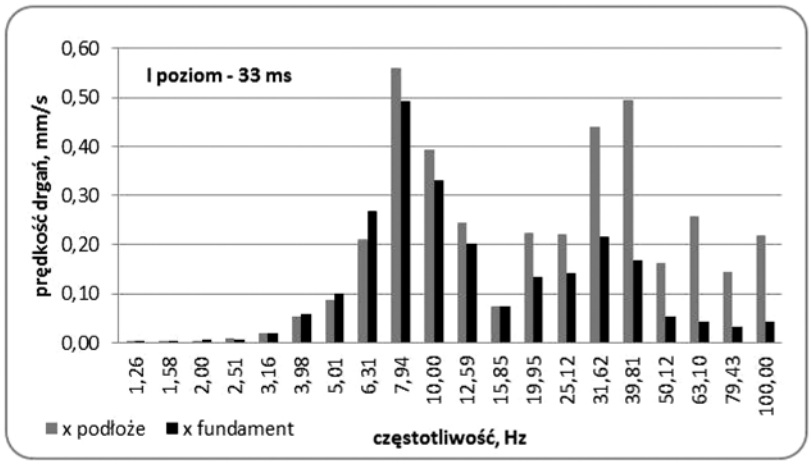
Rys. 8. Sejsmogramy drgań podłoża i fundamentu budynku – poziom I opóźnienia 17 ms, 33 ms i 70 ms

Fig. 8. The seismograms ground vibration and foundation of the building – level I delays 17 ms, 33 ms and 70 ms



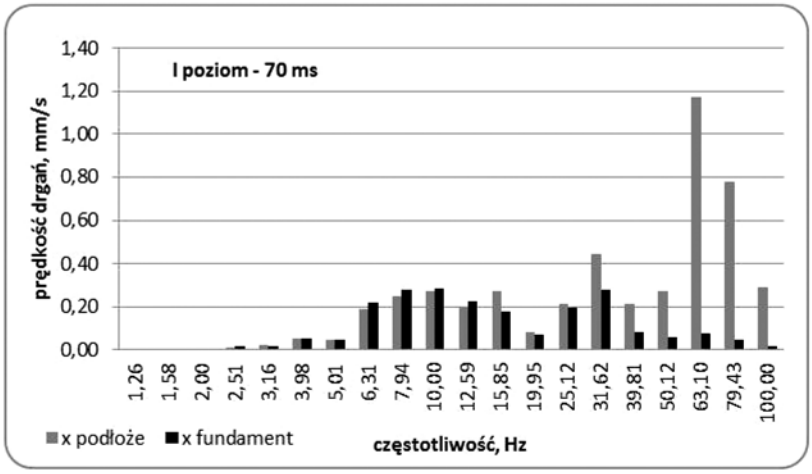
Rys. 9. Struktura drgań podłoża i fundamentu budynku – poziom I opóźnienie 17 ms

Fig. 9. The structure of the vibration ground and foundation of the building – level I delay 17 ms



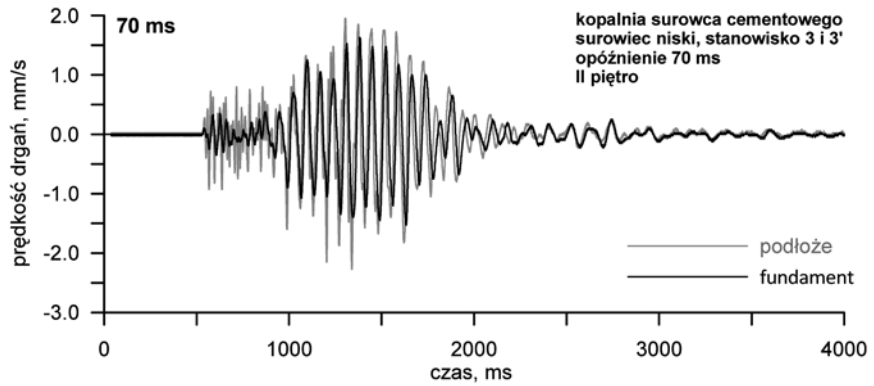
Rys. 10. Struktura drgań podłoża i fundamentu budynku – poziom I opóźnienie 33 ms

Fig. 10. The structure of the vibration ground and foundation of the building – level I delay 33 ms



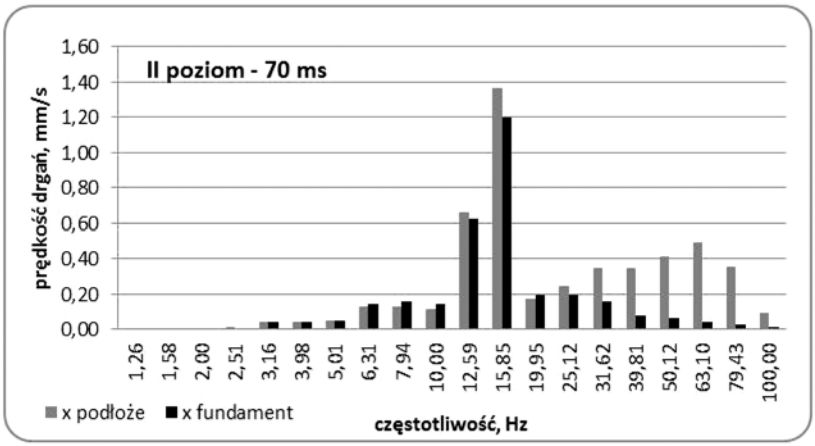
Rys. 11. Struktura drgań podłoża i fundamentu budynku – poziom I opóźnienie 70 ms

Fig. 11. The structure of the vibration ground and foundation of the building – level I delay 70 ms



Rys. 12. Sejsmogramy drgań podłoża i fundamentu budynku – poziom II opóźnienie 70 ms

Fig. 12. The seismograms ground vibration and foundation of the building – level II delay 70 ms



Rys. 13. Struktura drgań podłoża i fundamentu budynku – poziom II opóźnienie 70 ms
Fig. 13. The structure of the vibration ground and foundation of the building - level II delay 70 ms

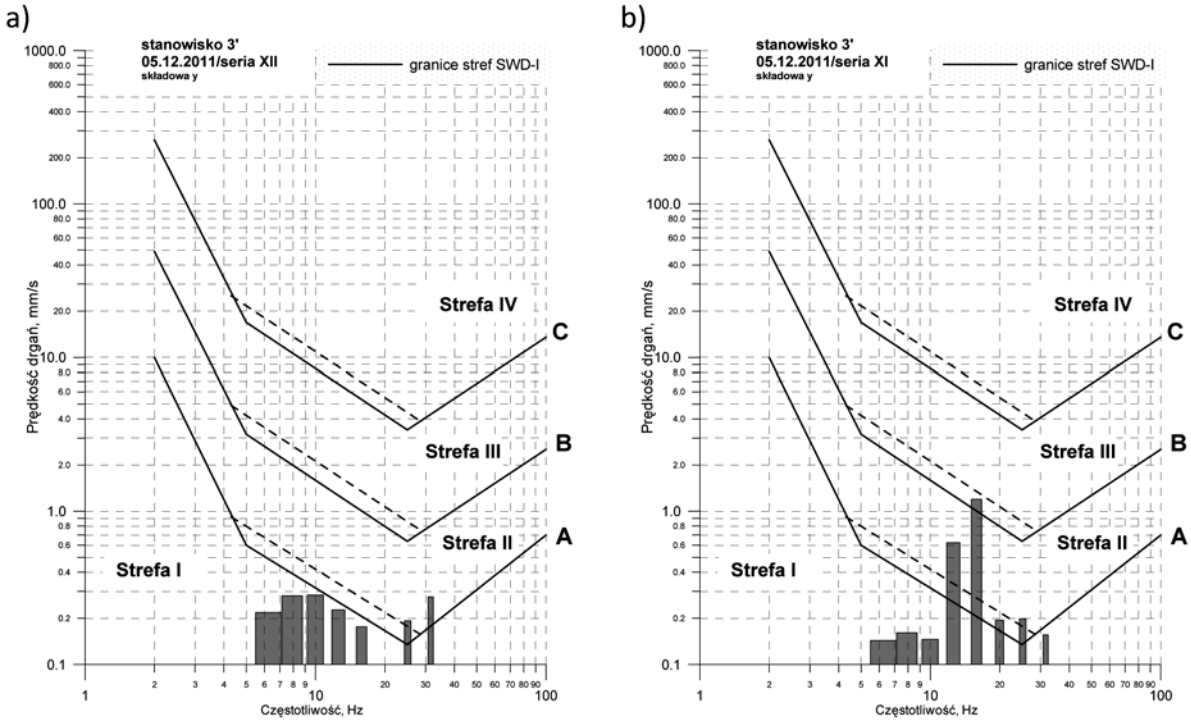
Jak już wspomniano wybór optymalnego opóźnienia milisekundowego jest związany z oceną oddziaływania drgań na obiekty budowlane w otoczeniu za pomocą skal SWD [2]. Na rysunku 14 przedstawiono wyniki analizy tercjowej naniesione na skalę SWD-I, dla opóźnienia 70 ms i robót strzałowych prowadzonych w I (rys. 14a) i II (rys. 14b) poziomie eksploatacyjnym.

Jak wynika z rysunku dla poziomu I drgania należy zakwalifikować do strefy II skali SWD, a dla poziomu II do strefy III. Rysunek 14 potwierdza bardzo niekorzystną ocenę opóźnienia 70 ms dla robót strzałowych prowadzonych w II poziomie eksploatacyjnym kopalni.

3. Wnioski

Podsumowując przedstawione rozważania, można stwierdzić że:

– Wprowadzenie do robót strzałowych w górnictwie odkrywkowym nowoczesnych systemów do odpalania ładunków MW stwarza szerokie możliwości sterowania efektem sejsmicznym.
– Minimalizacja oddziaływania na obiekty budowlane w otoczeniu może być realizowana nie tylko przez ograniczanie masy ładunków MW, ale również przez umiejętny dobór opóźnień milisekundowych. Pozwala to na modyfikowanie struktury częstotliwościowej drgań w kierunku zwiększe-



Rys. 14. Wyniki analizy tercjowej drgań fundamentu budynku na skali SWD I [2]
Fig. 14. The results of the third-octave analysis of vibration of the foundation of the building on a scale SWD I

nia stopnia tłumienia przy przejściu drgań z podłoża do fundamentu budynku.

– Systemy elektroniczne dają bardzo wysoką precyzję zadawanych opóźnień milisekundowych, dlatego też należy zwracać uwagę na możliwość osiągnięcia niepożądanych efektów w postaci wzrostu intensywności drgań lub zmiany struktury drgań w zakres częstotliwości niekorzystnych dla chronionych obiektów. Wymaga to prowadzenia badań kontrolnych i szczegółowych analiz rejestrowanych sygnałów.
– Należy zwrócić uwagę na fakt, że nie zawsze i nie w każdych warunkach wprowadzenie nowoczesnych systemów odpalania przynosi pożądany efekt. Konieczna jest świadomość, że liczba czynników mających wpływ na oddziaływanie drgań na budynki wymaga rozwagi i wiedzy opartej na rzetelnie przeprowadzonych badaniach.

Praca zrealizowana w ramach badań statutowych nr 11.11.100.597

Literatura

1. *Maciąg E., Winzer J., Biessikirski R.*: Metodyka postępowania w ochronie otoczenia w przypadku robót strzałowych – Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie – Miesięcznik WUG 9/I/2007. Katowice 2007.
2. PN-B-02170:1985
3. *Sołtys A.*: Analiza oddziaływania na otoczenie drgań wzbudzanych przez roboty strzałowe z zastosowaniem metody MatchingPursuit. Wyd. AGH. Kraków 2015.
4. *Winzer J., Biessikirski R., Sieradzki J.*: Roboty strzałowe a ochrona otoczenia – uwagi krytyczne nie tylko o oddziaływaniu na obiekty. Prace Naukowe GIG. Katowice 2006.
5. *Winzer J.*: Przyczynek do dyskusji o sposobach minimalizacji oddziaływania robót strzałowych na zabudowania w otoczeniu. Technika Strzelnicza w Górnictwie i Budownictwie. Ustroń 2013 r.

UKD 622.332:622.85:622.271

Górnictwo i ochrona środowiska – KWB „Sieniawa”

Mining and environment protection – ”Sieniawa” brown coal mine



Dr inż. Grzegorz Galiniak)*



Dr inż. Kazimierz Różkowski)*



Dr inż. Sławomir Bednarczyk)*



Mgr inż. Katarzyna Pawlecka)*

Treść: W poniższym artykule zostały przedstawione sukcesy prowadzonych w przeszłości i obecnie prac rekultywacyjnych w KWB „Sieniawa” będącej jedną z niewielu kopalń w Polsce eksploatującej węgiel brunatny metodą podziemną oraz metodą odkrywkową. Ten drugi sposób wydobycia realizowany jest do dzisiaj. Prawidłowo przeprowadzona rekultywacja daje szansę na zminimalizowanie negatywnych skutków ingerencji górniczej w środowisko naturalne i powrót do warunków zbliżonych do stanu sprzed eksploatacji.

Abstract: This paper discusses the successful past and previous recultivation of post-mining areas of „Sieniawa” brown coal open-pit mine, one of the few Polish mines extracting brown coal by both underground and opencast methods. The second method of extraction is still used. Properly conducted reclamation provides an opportunity to minimize the negative effects of mining activity on the environment and a return to conditions similar to those before exploitation.

Słowa kluczowe:

węgiel brunatny, rekultywacja, sozotechnika, górnictwo odkrywkowe

Key words:

lignite, land reclamation, sozotechnique, open pit mining

1. Wprowadzenie

Górnictwo należy do tej dziedziny działalności przemysłowej, która z jednej strony przynosi szeroko rozumiane korzyści gospodarcze, a z drugiej w sposób nieunikniony powoduje konflikt ze środowiskiem naturalnym. Naruszenie środowiska przyrodniczego przejawia się w postaci między innymi ubytku nieodnawialnych zasobów, degradacji (niekiedy dewastacji) terenów zajętych pod eksploatację, zaburzenia stosunków hydrogeologicznych, emisji zanieczyszczeń do atmosfery. Zły obraz działalności górniczej w oczach społeczeństwa jest odzwierciedleniem poprzednich dekad, kiedy to zagadnienia

*) AGH w Krakowie

związane z rekultywacją (rewitalizacją) czy ochroną środowiska w górnictwie były niezauważalne bądź spychane na dalszy plan [8, 9, 13].Dzisiaj, na początku XXI wieku, można spotkać tylko nieliczne przykłady negatywnych zaniedbań z poprzednich lat, co jest dowodem na to, że polskie górnictwo konsekwentniewpisuje się w ideę sozologii „Co człowiek zniszczył, człowiek musi naprawić" (Walery Goetel).

2. Charakterystyka kopalni i złoża

Działająca (od końca 2002 r.) KWB „Sieniawa" Sp. z o.o. jest prywatnym przedsiębiorstwem kontynuującym tradycje górnicze, których historia w rejonie lubuskim sięga ponad 130 lat. Do roku 1945 węgiel wydobywano w niewielkich prywatnych kopalniach niemieckich, natomiast w latach 1950 ÷ 2002 eksploatacja prowadzona była przez PrzedsiębiorstwoPaństwowe KWB „Sieniawa".

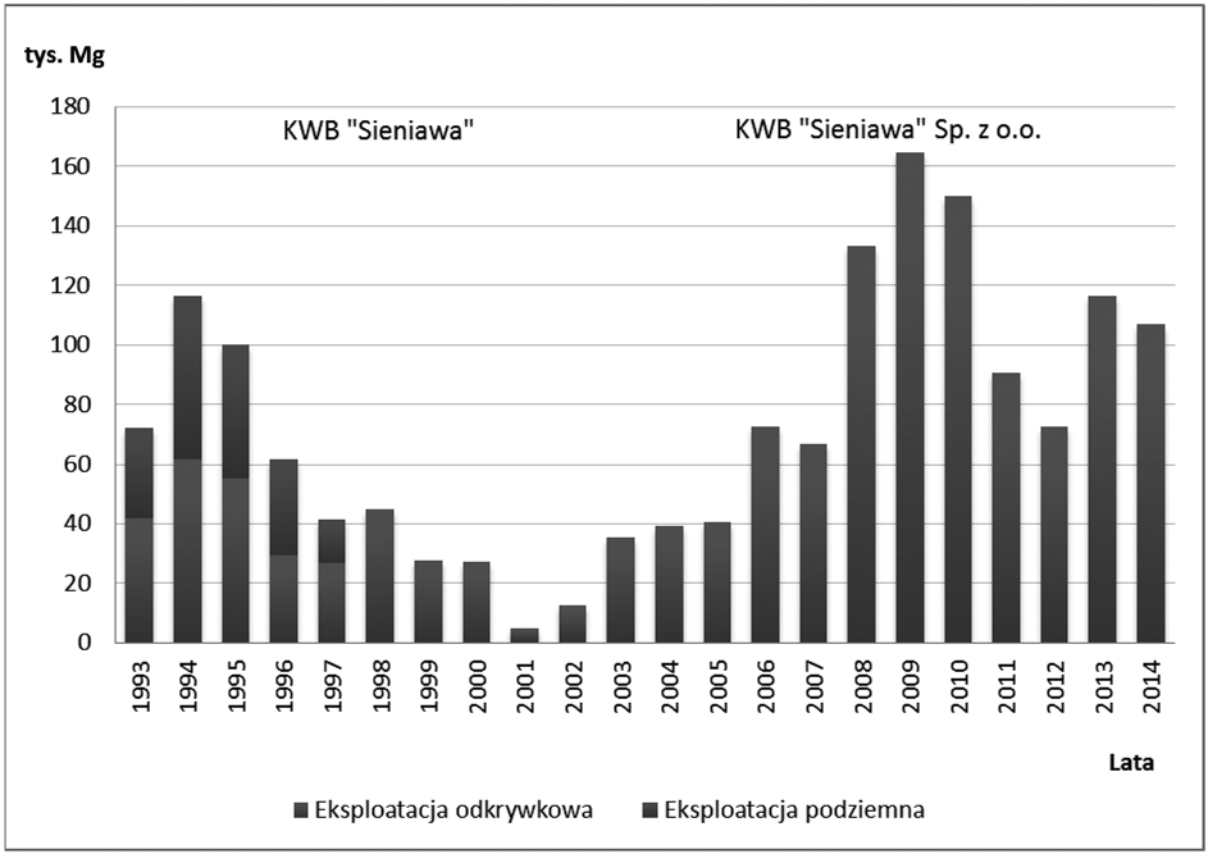
Kopalnia „Sieniawa" pod wieloma względami w porównaniu do pozostałych kopalń z branży górnictwa węgla brunatnego, wykazuje znaczącą odmienność, ponieważ:

- występuje tutaj odmienna budowa geologiczna złoża [1, 14],
- w przeszłości (do 1997 r.) stosowano z powodzeniem, tradycyjną metodę górniczą wydobycia węgla (eksploatację podziemną),
- istnieją inne kierunki zbytu (lokalni odbiorcy indywidualni, komunalni oraz drobny przemysł),
- charakteryzuje się „małymi" rozmiarami biorąc pod uwagę: zajmowaną powierzchnię, wydobycie oraz ilość zatrudnionych pracowników (rys. 1).

Złoże węgla brunatnego „Sieniawa" jest złożem pokładowym, utworzonym w trzeciorzędzie (miocen), które zostało wtórnie zaburzone glacitektonicznie podczas czwartorzędowych zlodowaceń. Stanowi ono fragment wielkiego obszaru węglowego położonego w obrębie Pojezierza Lubuskiego i ma kształt struktur fałdowych o generalnym kierunku z północnego zachodu na południowy wschód. Fałdy te nazywane siodłami są odległe od siebie od 100 do 400 m, rozciągając się na przestrzeni blisko 10 km (rys. 2). Głębokość występowania pokładu węglowego w złożu „Sieniawa", ze względu na jego budowę jest zmienna, sięgając od kilku metrów (strefy siodłowe) do ponad 150 metrów (strefy łęków), natomiast miąższość warstwy węglowej waha się od 0,5 m do 15 m (rys. 3). Silne sfałdowanie osadów czwartorzędowych i trzeciorzędu, liczne ścięcia erozyjne oraz powstanie głębokich wymyć erozyjnych wypełnionych osadami piaszczysto-żwirowymi spowodowały przerwanie ciągłości warstw izolacyjnych,doprowadzając do łączności hydraulicznej pomiędzy poszczególnymi warstwami wodonośnymi [7, 10, 12, 14]. Docelowo uformowały się w złożu dwa poziomy wodonośne: nadwęglowy oraz podwęglowy. Zwierciadło poziomu nadwęglonego ma charakter swobodny lub lekko napięty, o ogólnym kierunku spływu wód naśladującym nachylenie terenu, natomiast zwierciadło poziomu podwęglowego jest zwierciadłem napiętym.

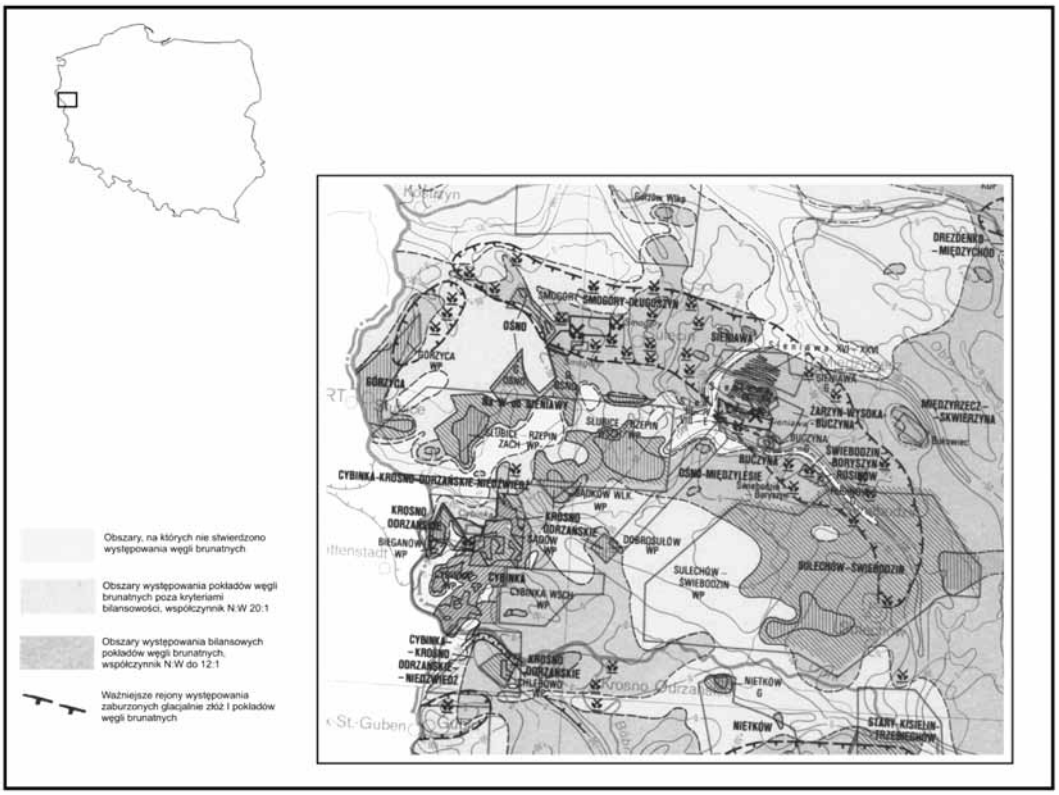
3. Przekształcenia środowiska a eksploatacja podziemna węgla brunatnego

Tereny przejęte pod podziemną działalność górniczą-KWB „Sieniawa" należą do typowych obszarówmoreny

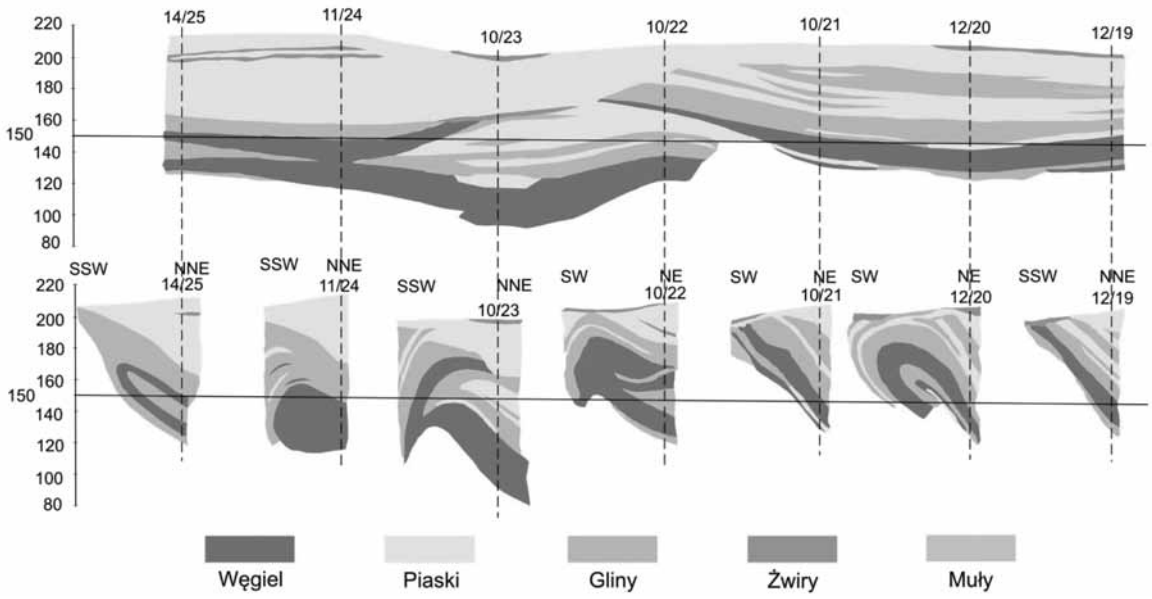


Rys. 1. Wydobycie węgla brunatnego w KWB „Sieniawa" w latach 1993÷2014 uwzględniając eksploatację odkrywkową i podziemną (oprac. własne)

Fig. 1. Exploitation of lignite in "Sieniawa" brown coal mine in 1993÷2014, taking into account the opencast and underground methods (own elaboration)



Rys. 2. Położenie złoża Sieniawa (opracowanie własne na podstawie [1])
Fig. 2. Location of Sieniawa deposit (own elaboration on the basis of [1])



Rys. 3. Przekrój geologiczny przez glacitektoniczne złoże węgla brunatnego „Sieniawa" (Opracowanie własne na podstawie [7])
Fig. 3. Cross-section of glaciotectonic lignite deposit "Sieniawa" (own elaboration on the basis of [7])

czołowej.Spiętrzony w wyniku działania lądolodu materiał skalny charakteryzuje się wysokim stopniem urozmaicenia ukształtowania powierzchni terenu. W przeważającej części obszar górniczy pokryty był glebami typu brunatnego oraz glebami rdzawymi, na których występowały lasy bukowe przechodzące w lasy mieszane (bukowo-sosnowo-brzozowe). Dodatkowo teren ten charakteryzował się brakiem wykształconej i uregulowanej sieć hydrograficznej, wyjątek stanowiły sporadyczne (pojawiające się w okresach deszczowych) bezodpływowe zapadliska wypełnione wodą w rejonie siodła III i VI [2, 5, 6, 9, 11]

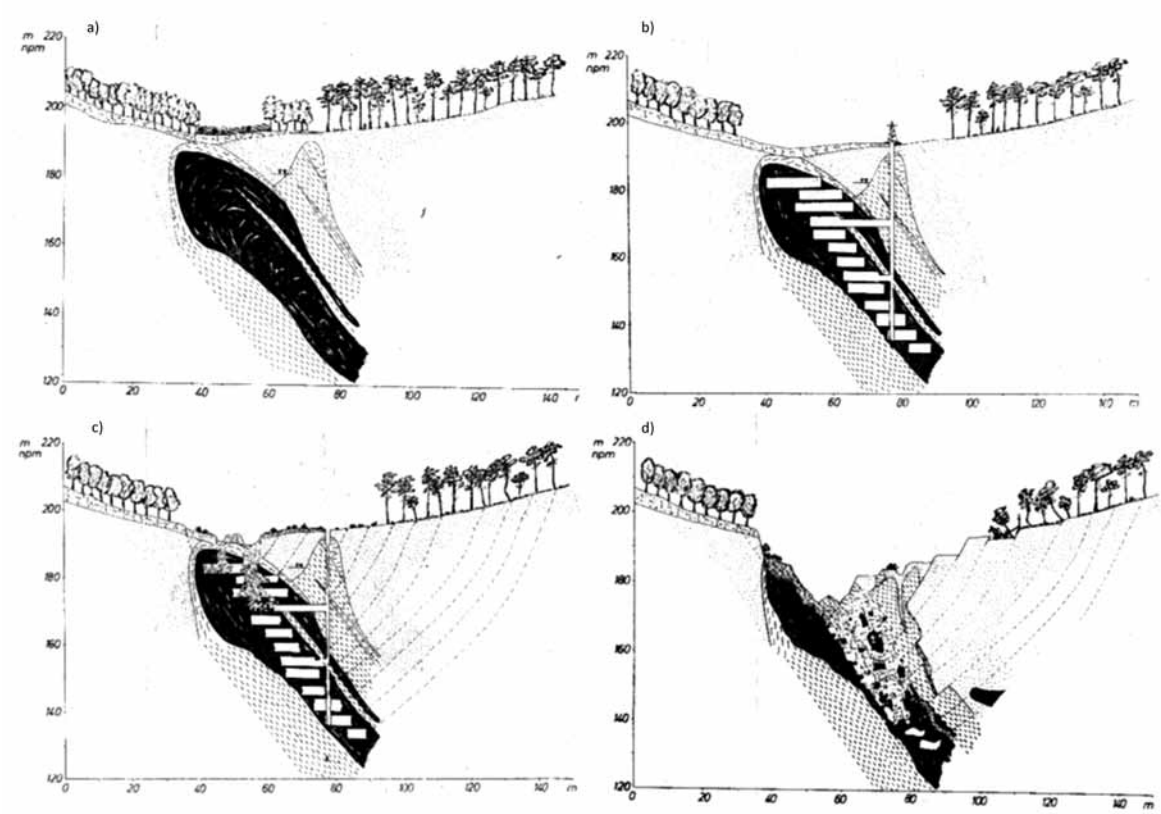
Działalność wydobywcza w KWB „Sieniawa"w zakresie eksploatacji podziemnej prowadzona była w różnych okresach na pięciu siodłach (III, IV, VI, VII, oraz VIII), przy czym tereny przeznaczone pod eksploatację, wcześniej zostały wylesione i wyłączone z gospodarki leśnej na okres około

15÷20 lat, w zależności od długotrwałości prowadzenia robót górniczych, zasobności złoża i charakteru warstw skalnych otaczających złoże. Biorąc pod uwagę miąższość złoża, stosowaną metodę (na zawał bez stosowania podsadzki) i głębokość prowadzonej eksploatacji, negatywny wpływ działalności górniczej na środowiskonaturalne przejawił się w postaci licznych lejów zawałowych o średnicy do kilkunastu metrów oraz rowów i progów o kilkumetrowej głębokości i kilkunastometrowej szerokości (rys. 4). W wyniku deformacji powierzchni terenu zostały naruszone struktury glebowe, zwłaszcza na płaszczyznach osuwisk, zboczy i progów. Nastąpiło tam przemieszczenie wierzchniej urodzajnej warstwy glebowej i odsłonięcie podłoża glebowego – piasków i glin piaszczystych.

Ze względu na ograniczenie pokładu węglowego warstwami izolacyjnymi zbudowanymi z iłów i glin, eksploatacja nie naruszyła złożowych stosunków wodnych. W nielicznych zapadliskach usytuowanych na podłożu ilastym stwierdzono pojawienie się niewielkich bezodpływowych zbiorników wodnych, które dobrze wpisały się w charakter tych terenów.

Prowadzanie robot górniczych metodą podziemną przyczyniło się do przekształceń o charakterze antropogenicznym obszaru o powierzchni 101,71 ha, na którym zostało zniszczonych lub zdewastowanych blisko 3245 m dróg leśnych, powodując pośrednio duże utrudnienia w dostępie do około 500 ha powierzchni pomiędzy siodłami i prowadzenie gospodarki leśnej na obszarach przyległych do terenów eksploatowanych przez kopalnię.Nieużytki poprzemysłowe zostały ze względu na przekształcenie rzeźby terenu i niekorzystne warunki wodne zaliczone do kategorii BO-2 (Biologiczna Odbudowa trudna) i BO-3 (Biologiczna Odbudowa bardzo trudna). Biorąc pod uwagę przydatność gruntów do rekultywacji (klasyfikacja Skawiny) większość z nich zaliczono do klasy C czyli gruntów wadliwych, nie przydatnych do rekultywacji rolnej. Jednak po częściowym ulepszeniu możliwe jest prowadzenie na nich rekultywacji leśnej.W bardzo ograniczonym zakresie grunty zaliczane były do klasy D, czyli gruntów złych, jałowych, nieproduktywnych wymagających podstawowego użyźnienia lub izolacji.

Biorąc pod uwagę powyższe stwierdzenia oraz fakt, że tereny zajęte pod eksploatację były terenami zalesionymi, podjęto w 1991 roku decyzję o leśnym kierunku rekultywacji. Dodatkowo za takim kierunkiem rekultywacji przemawiało to, że KWB „Sieniawa" w latach 70. poprzedniego wieku przekazała Lasom Państwowym blisko 20 ha (siodło III) terenów zrekultywowanych. We wspomnianym okresie zastosowano tzw. wyprzedzające odnowienie drzewostanów, czyli zabiegi polegające na usunięciu z terenów, pod którymi planowano eksploatację podziemną, drzewostanów o starszej klasie wieku (powyżej 35 lat) i założenie w ich miejsce młodych drzew. Nowy drzewostan dobrze znosił deformacje powierzchni oraz łatwiej dostosowywał się do nowych warunków wzrostowych. Uwzględniając brak prowadzenia jakichkolwiek prac rekultywacyjnych na części niektórych siodeł w trakcie trwania robót wydobywczych, jak i po ich zakończeniu, oraz specyfikę zaproponowanego leśnego procesu rekultywacyjnego, celowym stał się podział prac rekultywacyjnych na dwie części. W pierwszym kroku przygotowywano rekultywowane grunty do nasadzeń, natomiast w kolejnym wykonywano właściwe prace i zabiegi związane z nasadzeniami i pielęgnacją upraw leśnych. W tablicy 1 przedstawiono wielkościowo i ilościowo charakterystykę prowadzonych prac przygotowawczych i właściwych prac rekultywacyjnych w KWB „Sieniawa" za okres 1997÷2002.



Rys. 4. Schemat przekształcenia środowiska w trakcie rozwoju wgłębnej eksploatacji węgla brunatnego, a- przed eksploatacją, b – w trakcie eksploatacji, c – bezpośrednio po zakończeniu eksploatacji, d – powstanie zapadliska zasadniczego [10]

Fig. 4. Scheme of environmental transformation during the course of underground mining, I – before exploitation, II – during exploitation, III – directly after finishing exploitation, IV – depression formation

Tablica 1. Zestawienie prac przygotowawczych i rekultywacyjnych na obszarach po eksploatacji podziemnej w KWB „Sieniawa" w latach 1997÷2002 (Opracowanie własne na podstawie [2])

Table 1. Summary of preperation and reclamation works in the underground post-exploitation areas in "Sieniawa" brown coal mine in 1997÷2002 (own elaboration on the basis of [2])

Rodzaj prac	Numer siodła					
	III	IV	VI	VII	VIII	Suma
A. Prace przygotowawcze						
1. Wylesienie zadrzewionej powierzchni, melioracja agrotechniczna, ha	10,66	8,00	3,10	19,50	11,35	**52,61**
2. Roboty ziemne:						
– dowóz mas ziemnych, m^3	3 000	1 000	1 000	3 000	2 500	10 500
– przemieszczenie mas ziemnych w obrębie siodła, m^3	43 000	34 000	19 000	112 000	67 500	275 500
3. plantowanie powierzchni, wyrównanie, ha	7,26	7,25	3,10	19,31	11,15	**48,07**
4. nawożenie organiczne węglem brunatnym						
– powierzchnia, ha	7,26	7,25	3,10	19,31	11,15	48,07
– ilość węgla, Mg	871	870	372	2317	1338	5 768
5. wykonanie dróg:						
– utwardzone, m	480	-	200	155	-	835
– nieutwardzone, m	100	-	-	460	645	1205
– tymczasowe, m	400	300	-	1800	1500	4 000
B. Nasadzenia i prace pielęgnacyjne						
1. Zabezpieczenia przed odroślami	7,26	7,25	3,10	19,31	11,15	**48,07**
2. Nasadzenia:						
– powierzchnia	7,26	7,25	3,10	19,31	11,15	**48,07**
– ilość sadzonek	72 600	72 500	31 000	193 100	111 500	**480 000**
3. Podsadzenie drzewostanów:						
– powierzchnia	3,40	0,75	-	-	-	**4,15**
– ilość sadzonek	27 200	6 000	-	-	-	**33 200**

4. Przekształcenia środowiska a eksploatacja odkrywkowa węgla brunatnego

W okres funkcjonowania Państwowego Przedsiębiorstwa KWB „Sieniawa"odkrywkowa eksploatacja węgla była prowadzona w latach 1979÷2002 r. na wschodniej części siodła VI oraz na zachodniej części wschodniego skrzydła siodła VIII. Po roku 2002 nowy, prywatny zakład górniczy rozpoczął wydobycie węgla w obrębie siodła IX, kontynuując prace do dnia dzisiejszego. Tereny objęte odkrywkową działalnością górniczą cechowały się podobnymi własnościami, jak tereny włączone pod eksploatację głębinową. W przeważającej części pokryte były glebami typu brunatnego, na których występowały lasy bukowe i lasy mieszane (bukowo-sosnowo--brzozowe). Pozostałą część stanowiły użytki rolnew postaci pól uprawnych.

Skutkiem środowiskowym odkrywkowej działalności górniczej węgla było pojawienie się istotnych oraz zróżnicowanych pod względem stopnia przekształcenia elementów poeksploatacyjnych, czyli wyrobisk odkrywkowych oraz zwałowisk (rys. 5). Cechą charakterystyczną tych obiektów górniczych jest ich skala zarówno powierzchniowa sięgająca nawet kilku hektarów, jak i głębokościowa (wysokościowa) sięgająca dokilkudziesięciu metrów [3, 5, 6, 9]

Przeprowadzone liczne badania polowe i laboratoryjne próbek materiału glebowo-gruntowego budującego materiał nadkładowy wykazały (klasyfikacja Skawiny), że w większości badany grunt należał do klasy C, tj. gruntów przydatnych do rekultywacji leśnej po wcześniejszym ich ulepszeniu oraz do klasy D, czyli gruntów nieproduktywnych wymagających podstawowego użyźnienia lub izolacji. Zniżkowy procent stanowiły też grunty klasy E –bardzo niekorzystne, wymagające neutralizacji lub izolacji. Powodem wystąpienia takich właśnie warunków był niski odczyn pH oraz podwyższona zawartość siarki. Biorąc pod uwagę stopień przekształcenia rzeźby terenu, niekorzystne warunki wodne oraz lokalnie występujące grunty bardzo silnie zakwaszone,zdecydowano o leśnym kierunku zagospodarowania terenów poprzemysłowych. Charakter robót związanych z eksploatacją odkrywkową oraz czas i zakres ich trwania spowodował, że prace rekultywacyjne pod względem ilościowym i wielkościowym (tab. 2) różniły się od prac rewitalizacyjnych realizowanych na terenach po eksploatacji podziemnej (tabl. 1).

5. Ocena dotychczas przeprowadzonych prac rekultywacyjnych

Podjęcie decyzji o określonym kierunku rekultywacji terenów pogórniczych, powstałych na skutek działalności przemysłowej KWB „Sieniawa", w zakresie eksploatacji podziemnej i odkrywkowej, było poprzedzone licznymi konsultacjami pomiędzy przedstawicielami lokalnych władz samorządowych, przedstawicielami Lasów Państwowych, z właściwego terytorialnie Nadleśnictwa oraz władzami kopalni. Przeprowadzone rozmowy pomiędzy poszczególnymi decydentami wykazały jednoznaczne podejście do problemu rekultywacji i ostatecznego zagospodarowania terenów pogórniczych w kierunku leśnym. Ważnym postulatem za leśnym kierunkiem rekultywacji ze strony władz samorządowych był charakter zagospodarowania przestrzennego terenów zajętych pod eksploatację i terenów sąsiadujących z obszarem górniczym. Nie stawiano natomiast przy tym wymagań odnośnie do samego sposobu zadrzewiania. Takie wymagania stawiane były z kolei ze strony przedstawicieli Lasów Państwowych, z naciskiem na właściwe przygotowanie podłoża poprzez nawiezienie odpowiedniej grubości warstwy utworów żyznych oraz wprowadzenie gatunków docelowych, o charakterze produkcyjnym. Takie stanowisko jest zrozumiałe dla instytucji Lasów Państwowych, która najczęściej staje się gospodarzem zrekultywowanych w ten sposób terenów.

Tablica 2. Zestawienie prac przygotowawczych i rekultywacyjnych na obszarach po eksploatacji odkrywkowej w KWB „Sieniawa" (Opracowanie własne na podstawie [3, 4])
Table 2. Summary of preperation and reclamation works in the opencast post-exploitation areas in "Sieniawa" brown coal mine (own elaboration on the basis of [3, 4])

Rodzaj prac	Numer siodła				
	VI	VIII		IX	**Suma**
		Odkrywka Zachód I	Odkrywka Zachód II		
A. Prace przygotowawcze					
1. Wylesienie zadrzewionej powierzchni, melioracje agrotechniczna, ha	-	1,80		6,28	**8,08**
2. Roboty ziemne: – dowóz mas ziemnych, m^3 – przemieszczenie mas ziemnych w obrębie siodła, m^3	30 000 80 000	75 800 68 500		690 000 1 900 000	795 800 2 048 500
3. plantowanie powierzchni, wyrównanie, ha	7,60	-	-	15,2	**22,80**
4. nawożenie organiczne węglem brunatnym wraz z neutralizacją – powierzchnia, ha – ilość węgla, Mg – ilość wapna, Mg	6,50 1 170 130	6,85 1 233 137	3,31 596 66	- - -	16,66 2 999 333
5. wykonanie dróg: – utwardzone, m – nieutwardzone, m	620 570	- -	- 750	 1 000	**620** **2 320**
6. Budowa i odbudowa systemu odwodnienia terenu: – oczka wodne, ha – wykonanie płaskocieku, m – renowacja rowów odwadniających, m	0,5 240 -	- - 790	2 x 0,5 - -	0,06 - 300	**1,56** **240** **1 090**
B. Nasadzenia i prace pielęgnacyjne					
1. Zabezpieczenia przed odroślami					
2. Nasadzenia: – powierzchnia – ilość sadzonek	6,50 65 000	14,76 147 600			**21,26** **212 600**
3. Podsadzenie drzewostanów: – powierzchnia – ilość sadzonek	- -	4,91 5 000			**4,91** **5 000**

Ogółem w latach 1957÷1998 Nadleśnictwo Świebodzin wraz z Nadleśnictwem Sieniawa i Łagów oddały pod eksploatację dla KWB Sieniawa blisko 136 ha gruntów leśnych, natomiast w latach 1992÷2002 kopalnia przekazała Nadleśnictwu Świebodzin blisko 127 ha gruntów zrekultywowanych, w tym 120 ha powierzchni gotowej do nasadzeń. Pozostałą część stanowiły drogi, oczka wodne oraz linie oddziałowe.

Z perspektywy 9 do 19 lat od czasu wykonania prac rekultywacyjnych na poszczególnych siodłach można stwierdzić, że realizacja rekultywacji w kierunku leśnym przebiegała bez znaczących komplikacji, a wyniki są zadowalające. Odpowiednio dobrany skład gatunkowy drzewostanu w postaci gatunków głównych (buka zwyczajnego, dębu szypułkowego, sosny zwyczajnej, modrzewia europejskiego, świerka pospolitego, jodły pospolitej), gatunków domieszkowych (brzozy brodawkowatej, lipy drobnolistnej, daglezji zielonej, klonu, jawora) oraz gatunków biocenotycznych (jarzębu pospolity, bzu czarnego, głogu, róży dzikiej) nie odbiega swym charakterem od otoczenia. Jednocześnie umożliwia powiększenie niszy ekologicznej dla istniejącej w tym rejonie fauny, a co za tym idzie, zwiększenie jej populacji. Właściwe ukształtowanie terenów byłych zapadlisk i wyrobisk umożliwia odprowadzenie wód opadowych zgodnie z pierwotnym spływem powierzchniowym. Pozostawione celowo niektóre zapadliska i obniżenia terenu stały się zalążkiem licznych nowych zbiorników wodnych, które znakomicie wpisały się w charakter fizjograficzny terenu, spełniając funkcję małej retencji. Wody bezodpływowych zbiorniki zasilanych w głównej mierze przez opady atmosferyczne charakteryzują się stosunkowo niską mineralizacją, średnią twardością oraz zasadowym odczynem. W składzie jonowym dominują jony wapnia, siarczany oraz wodorowęglany. Taka kompozycja pozwala na sklasyfikowanie wody jako typusiarczanowo-wodorowęglanowo-wapniowe ($SO_4 – HCO_3 – Ca$), zgodnie z klasyfikacją Szczukariewa-Prikłońskiego. Wartym uwagi jest fakt, że przy dużym stężeniu siarczanów (ponad 110 mg/dm^3), współwystępują niewielkie koncentracje żelaza (mniej niż 1 mg/dm^3). Wybrane właściwości fizykochemiczne reprezentatywne dla wód wypełniających zapadliska przedstawia tablica 3.

Tablica 3. Właściwości fizykochemiczne reprezentatywne dla wód powierzchniowych stojących wypełniających zapadliska po eksploatacji węgla brunatnego w KWB „Sieniawa" (Opracowanie własne)

Table 3. Physical and chemical properties typical for still surface waters filling the depressions formed in the result of lignite exploitation by the "Sieniawa" brown coal mine

Rodzaj składnika	Wartość
A. Charakterystyka ogólna	
1. pH [-]	7,12
2. Mineralizacja, mg/dm^3	289,90
3. Twardość ogólna, mg $CaCO_3$/dm^3	192,70
4. Przewodność, mS/cm	0,375
B. Bilans jonowy	
1. Na^+, mg/dm^3	1,18
2. K^+, mg/dm^3	2,28
3. Ca^{+2}, mg/dm^3	72,20
4. Mg^{+2}, mg/dm^3	3,06
5. Fe^{+2}, mg/dm^3	0,096
6. Cl^-, mg/dm^3	3,70
7. SO_4^{-2}, mg/dm^3	110,90
8. HCO_3^{-2}, mg/dm^3	93,30

6. Stan obecny prowadzonych prac eksploatacyjnych i rekultywacyjnych

Obecnie działająca KWB „Sieniawa" prowadzi roboty górnicze na siodle VII, planuje się eksplantację na terenie blisko 32 ha. Od końca roku 2002, czyli początków działalności Prywatnego Przedsiębiorstwa KWB „Sieniawa", proces rekultywacji terenów pogórniczych prowadzony jest równolegle z pracami wydobywczymi. Pozwala to na łagodzenie skarp brzeżnych, podniesienie rzędnych dna wyrobiska oraz odpowiednie ukształtowanie spływu powierzchniowego. Naniesienie dodatkowej warstwy humusu przyczynia się do stworzenia dogodnych warunków pod gospodarkę leśną. Działania górnicze polegające na zwałowaniu wewnętrznym, przy jednoczesnej eksploatacji złoża, prowadzone są do dzisiaj i pozostają w pełni zgodne z programem prac rekultywacyjnych. Szybkie wypełnianie wyrobiska i sukcesywne humusowanie warstwą o miąższości 0,7 m znacznie skraca czas przywracania aktywności biologicznej rekultywowanych terenów. W przypadku wschodniej części siodła IX czas ten sięgnął około 7 lat dla rekultywacji rolnej (rys. 6.).



Rys. 5. Wyrobisko eksploatacyjne siodła IX (archiwum KWB „Sieniawa")
Fig. 5. Excavation of anticline IX (archives of "Sieniawa" brown coal mine)



Rys. 6. Zabiegi rekultywacyjne przeprowadzone na siodła IX (stan na 2014 r.)(archiwum KWB „Sieniawa")
Fig. 6. Recultivation on anticline IX, status on 2014 (archives of "Sieniawa" brown coal mine)

7. Podsumowanie

KWB „Sieniawa" jest doskonałym przykładem harmonijnego współdziałania z otaczającą przyrodą w okresie 60-letniej historii eksploatacji tego złoża. Dzięki rekultywacji prowadzonej na obszarach poeksploatacyjnych, jak i dbałości o ochronę środowiska – na terenach przyległych do Kopalni i obejmujących również część obszaru górniczego, w 1985 r. powstał Łagowski Park Krajobrazowy. Obecnie eksploatacja ze względu na niewielki zakres, odbywa się bez większych szkód dla środowiska naturalnego. Prowadzona na bieżąco rekultywacja ogranicza istotnie negatywny wpływ górnictwa. W porównaniu z innymi polskimi kopalniami wydobywającymi węgiel brunatny, eksploatacja w KWB „Sieniawa" prowadzona jest na niewielką skalę, jednak prace rekultywacyjne są równie istotne, jak w kopalniach wieloobszarowych. Rekultywacja prowadzona jest tutaj rzetelnie i zgodnie z wytycznymi rekultywacyjnymi, co miedzy innymi znajduje odzwierciedlenie w pozytywnych opiniach Narodowego Funduszu Ochrony Środowiska oraz Ministerstw: Gospodarki, Skarbu Państwa i Ochrony Środowiska a także pozytywnymi wypowiedziami uczestników wycieczek leśników z całego kraju.

Autorzy pragną podziękować Kopalni Węgla Brunatnego „Sieniawa" za udostępnienie materiałów dokumentacyjnych wykorzystanych do opracowania niniejszego artykułu.

Publikacja została zrealizowana w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.597 realizowanej na Wydziale Górnictwa i Geoinżynierii

Literatura

1. *Ciuk E., Piwocki M.*: Mapa złóż węgli brunatnych i perspektywy ich występowania w Polsce. Skala 1 : 500 000. PIG, Warszawa 1990.
2. Dokumentacja rekultywacji terenów po eksploatacji podziemnej w Kopalni Węgla Brunatnego „Sieniawa" w Sieniawie Lubuskiej. Zakład Usług Geologiczno-Górniczych, Wrocław, 1997 (niepublikowane).
3. Dokumentacja rekultywacji terenów po eksploatacji odkrywkowej złoża siodła VI i siodła VII Kopalni Węgla Brunatnego Sieniawa w likwidacji w Sieniawie Lubuskiej. Zakład Usług Geologiczno-Górniczych, Wrocław, 1999 (niepublikowane).
4. Dokumentacja projektowa rekultywacji terenów po eksploatacji odkrywkowej złoża węgla brunatnego „Sieniawa 1" Siodło IX. Kopalnia Węgla Brunatnego „Sieniawa" Sp. z o.o., Sieniawa Lubuska, 2009 (niepublikowane).
5. *Galiniak G., Jarosz J.*: Rekultywacja terenów pogórniczych w KWB Sieniawa Sp. z o.o. V Międzynarodowa Konferencja „Ochrona i Rekultywacja Dorzecza Odry: węgiel brunatny surowcem Nadodrza", Uniwersytet Zielonogórski, Zielona Góra – Łagów 2010,s. 180÷188
6. *Galiniak G., Jarosz J., Tomaszewski R.*: Dotychczasowe doświadczenia rekultywacji wyrobisk po eksploatacji złoża węgla brunatnego „Sieniawa". Górnictwo i Geoinżynieria, Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie, zeszyt 4, 2010, s. 167÷178.
7. *Ganecki Z.*: Kopalnia Węgla Brunatnego „Sieniawa". Węgiel Brunatny, nr 1, 1993, 12÷16.
8. *Kasiński J., Piwocki M.*: Ocena wpływu odkrywkowej eksploatacji węgla brunatnego na środowisko naturalne. Przegląd Geologiczny, nr 6 (470), 1992, s. 378÷388.
9. *Kasztelewicz Z.*: Rekultywacja terenów pogórniczych w polskich kopalniach odkrywkowych. FNiTG, Kraków, 2010.
10. *Kozacki L.*: Przeobrażenia środowiska geograficznego spowodowane wgłębnym górnictwem węgla brunatnego na obszarze Środkowego Poodrza. Uniwersytet im. Adama Mickiewicza w Poznaniu, Poznań, 1980.
10. Opracowanie koncepcji rekultywacji gruntów przekształconych przez podziemna eksploatację Kopalni Węgla Brunatnego „Sieniawa" w strefie dużych zapadlisk. Zakład Rekultywacji Terenów Przemysłowych. Instytut Kształtowania i Ochrony Środowiska. Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica, Kraków, 1974 (niepublikowane).
11. *Piwocki M.*: Zasoby węgla brunatnego w miocenie rejonu Sieniawy na Ziemi Lubuskiej. Węgiel Brunatny, nr 2, 2003, s. 11÷15.
12. *Trybus B., Pustelnik R.*: Rekultywacja i zagospodarowanie terenów pogórniczych w kopalanich węgla brunatnego na terenie właściwości miejscowej OUG w Poznaniu. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. 1(233)/2014, s. 26÷31.
13. *Winnicki J.*: Wpływ środkowoplejstoceńskich struktur glacitektonicznych i rynien subglacjalnych na rzeźbę w północnej części Pojezierza Lubuskiego (zachodnia Polska). Przegląd Geologiczny nr 52/2004 s. 1144÷1150.

UKD 622.271:502.17:622.36

Charakterystyka rekultywacji terenów poeksploatacyjnych w Kopalni Piasku „Szczakowa” w Jaworznie

Characteristics of the reclamation process in the post-mining area - Sand Mine ”Szczakowa” in Jaworzno



Dr inż. Sławomir Bednarczyk)*



Dr inż. Grzegorz Galiniak)*



Dr inż. Kazimierz Różkowski)*



Mgr inż. Karolina Kaznowska-Opala)*

Treść: Kopalnia Piasku „Szczakowa” w Jaworznie eksploatuje od lat 50. XX wieku do chwili obecnej bogate złoża piasków czwartorzędowych w rejonie tzw. Małej i Dużej Pustyni Błędowskiej. Równocześnie, wraz z postępem wydobycia, kopalnia prowadziła systematycznie prace rekultywacyjne, głównie w kierunku leśnym, zmierzające do przywrócenia środowisku naturalnemu jego walorów przyrodniczych. Przez ponad 50 lat próbowano realizować różne, coraz to nowsze i wydajniejsze koncepcje w tej dziedzinie, w ścisłej współpracy z licznymi krajowymi instytucjami naukowo-badawczymi. Mimo rozległych obszarów pól eksploatacyjnych, zlokalizowanych głównie na terenach leśnych, udało się wypracować w miarę optymalną i efektywną procedurę, która sprawdza się po dzień dzisiejszy. Jest to godny wyróżnienia przykład, nie tylko na skalę krajową, przemyślanego i konsekwentnego zaangażowania się w prace rekultywacyjne mimo znacznych kosztów, trudności natury technicznej oraz ograniczeń środowiskowych.

Abstract: Sand mine ”Szczakowa” in Jaworzno has operated deposit of sands since the 1950’s. Deposit of sands is located in the region of Small and Large Błędowska desert. Together with deposit operation, systematic recultivation Works Has been done, mainly in the direction of forestry. Over the fifty years, it has been tried to implement newer and more effective concepts of forestry reclamation in close cooperation with national scientific and research institutions. Despite extensive areas of exploitation fields, significant costs, technical difficulties and environmental restrictions, it has been managed to develop an optimal and efficient forestry procedure which works to this days. It is recognized as an international-scale example of considered and consistent engaging in recultivation work.

Słowa kluczowe:

górnictwo odkrywkowe, piaski podsadzkowe, rekultywacja terenów pogórniczych

Key words:

opencast mining, filling sand deposits, reclamation of post-mining areas

*) AGH w Krakowie

1. Wprowadzenie

Kopalnia Piasku „Szczakowa" w Jaworznie została uruchomiona ponad pięćdziesiąt lat temu, a jej głównym zadaniem było i jest do dziś dostarczanie piasku podsadzkowego dla przemysłu wydobywczego, głównie węglowego, na terenie Górnego Śląska, Zagłębia Dąbrowskiego i Zachodniej Małopolski. Poza kopalniami węgla kamiennego odbiorcami piasków podsadzkowych były również kopalnie rud cynku i ołowiu Zakładów Górniczo-Hutniczych „Bolesław" w Bukownie orazZakłady Górnicze „Trzebionka" w Trzebini, a także Kopalnia Soli „Wieliczka" w Wieliczce.Na przestrzeni szczególnie ostatnich 20 lat zmieniał się stopniowo profil działalności kopalni, w tym m.in. sposób gospodarowania terenami objętymi eksploatacją. Poza piaskami podsadzkowymi eksploatowane są również piaski z przeznaczeniem do celów budowlanych oraz piaski kwarcowe formierskie dla przemysłu odlewniczego, hutniczego i chemii przemysłowej. W związku z likwidacją wielu kopalń węglowych w Polsce oraz narastającymi z roku na rok problemami ekonomicznymi branży wydobywczej, krąg odbiorców piasków zmienił się diametralnie, co spowodowało konieczność dostosowania się firmy do nowych warunków rynkowych. Dywersyfikacja w zakresie produkcji i uszlachetniania piasków, zmiany w zakresie transportu kolejowego i usług spedycyjnych, często wiążące się likwidacją nierentownych linii, stacji kolejowych oraz lokalnej infrastruktury technicznej, rezygnacja z eksploatacji terenów złożowych odległych od tras komunikacyjnych – wszystko to, w małym zarysie, przyczyniło się do zawężenia profilu wydobywczego i produkcyjnego, a tym samym skupieniu się na pracach podstawowych. W zakresie działalności górniczej oznacza to przede wszystkim dążenie do likwidacji nierentownych pól eksploatacyjnych, ograniczanie do minimum powierzchni objętych bezpośrednio produkcją i przeróbką piasków oraz sukcesywna rekultywacja terenów powydobywczych.

Niewątpliwym sukcesem zakładu, poza podstawowym profilem produkcyjnym, jest konsekwentnie prowadzona, z różnym natężeniem, rekultywacja terenów poeksploatacyjnych w celu bądź przywrócenia odnowy walorów krajobrazowych i przyrodniczych wyrobisk pogórniczych. Z punktu widzenia przepisów prawa rekultywacja należy do obowiązków przedsiębiorcy górniczego, co zapisane zostało również w obowiązującej zakład górniczy decyzji koncesyjnej na wydobywanie kopalin [4].

2. Opis prowadzonej działalności górniczej

Począwszy od 1954 r. Kopalnia Piasku „Szczakowa" w Jaworznie prowadzi do dnia dzisiejszego wydobycie piasków w obrębie kilku złóż położonych pomiędzy Jaworznem (od strony zachodniej i południowej), Sławkowem (od północy), Bukownem (od wschodu) oraz Trzebinią (od strony południowo-wschodniej).

Zakład górniczy prowadzi obecnie eksploatację w warunkach grawitacyjnego odwadniania trzech złóż piasków podsadzkowych i jednego złoża kwarcowych piasków formierskich, wchodzących w skład czterech obszarów górniczych. Schematycznie zostało to przedstawione w tablicy nr 1 oraz na mapie przeglądowej (rys. 1).

Eksploatacja piasków prowadzona jest do poziomu grawitacyjnego odwodnienia, za wyjątkiem złoża „Pustynia Błędowska – blok IV", gdzie górotwór w rejonie Pola „Bolesław" jest zdrenowany przez olkuskie kopalnie rud cynku i ołowiu (do głębokości kilkudziesięciu metrów). Pozostałe odkrywki odwadniane są grawitacyjnie za pomocą sieci rowów i kanałów powierzchniowych. Wody złożowe odprowadzane sądo zbiorczego kolektora Kopalni – Kanału Głównego (Centralnego), skąd trafiają do Białej Przemszy [4].

W związku z powyższym spąg zasobów przemysłowych, czyli poziomą granicę eksploatacji piasków, wyznacza grawitacyjny poziom swobodnego odpływu wód, co oznacza, że ustalona w dokumentacjach geologicznych rzędna terenu około 265 m n.p.m. stanowi docelowy poziom odwadniania i jednocześnie maksymalną głębokość eksploatacji kopaliny [2].

Eksploatację piasków podsadzkowych dla przemysłu wydobywczego, rozpoczęto na terenach głównie leśnych, gdzie dominował drzewostan sosnowy. Pierwsze wyrobiska odkrywkowe na Polu I zlokalizowane były w pobliżu Szczakowej, dziś dzielnicy Jaworzna. Przez ostatnie kilkadziesiąt lat obszar zajmowany przez odkrywki zmieniał się sukcesywnie, w miarę udostępniania nowych pól wydobywczych i zalesiania już wyeksploatowanych.Kopalnia na potrzeby działalności wydobywczej i transportu kolejowego przejęła do tej pory ogółem ponad 3,5 tys. hektarów gruntów leśnych.

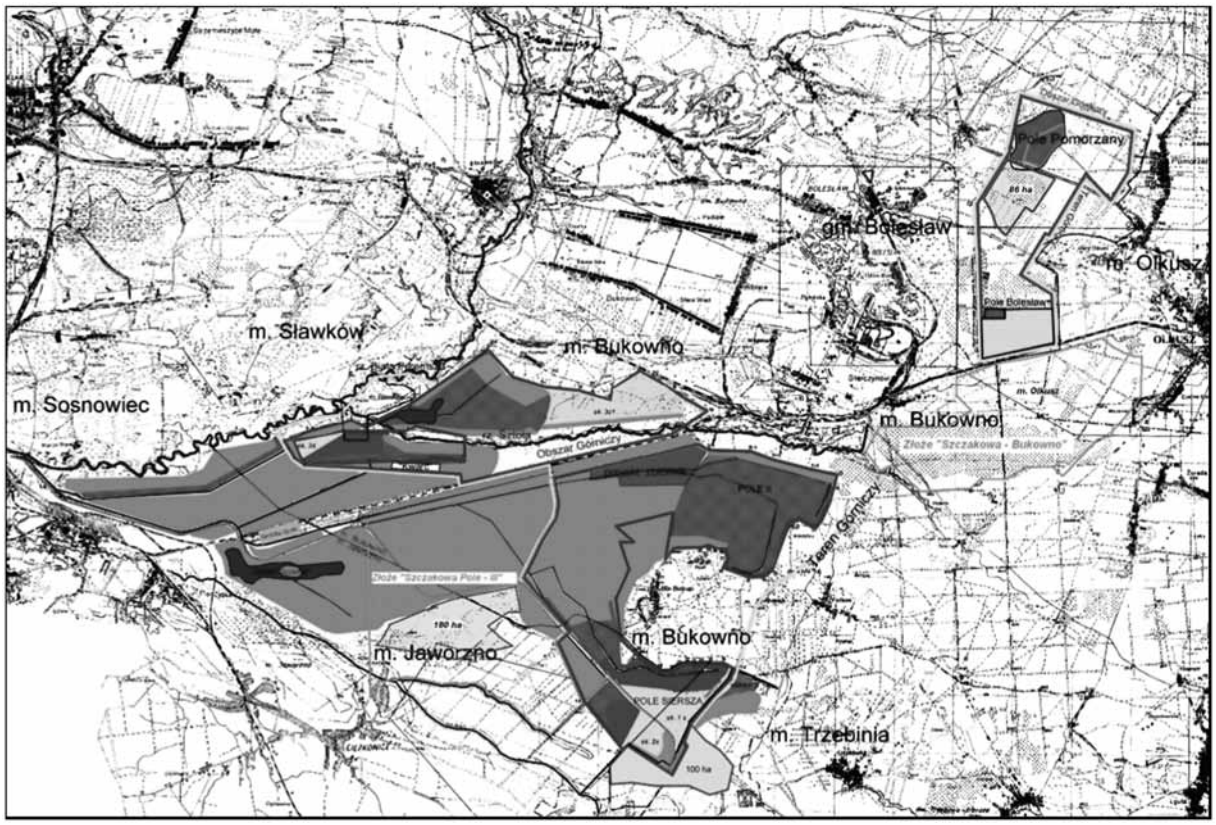
3. Charakterystyka środowiskowa obszaru działalności górniczej

Według podziału fizyczno-geograficznego Polski tereny Kopalni znajdują się na obszarze podprowincji Wyżyny

Tablica 1. Zestawienie złóż/pól eksploatacyjnych Kopalni Piasku „Szczakowa"

Kopalina	Złoże	Pole eksploatacyjne/ skarpa	Obszar górniczy	Teren górniczy
piasek kwarcowy formierski	„Szczakowa"	Pole I 3d	„Szczakowa IV"	„Szczakowa"
piasek podsadzkowy i budowlany	„Szczakowa - Pole I"	Pole I 3c1	„Szczakowa II"	
	„Szczakowa - Pole II"	Pole II – zrekultyw.	„Szczakowa III"	
	„Siersza - Misiury"	Pole „Siersza" 1s, 2s		
piasek podsadzkowy i budowlany, dolomit	„Pustynia Błędowska – blok IV"	Pole „Bolesław" p, d (P. „Pomorzany" i P. „Bukowno" zrekultyw.)	„Szczakowa VI"	„Szczakowa VI"

(źródło: archiwum K.P. „Szczakowa")



Rys. 1. Mapa przeglądowa położenia pól eksploatacyjnych Kopalni Piasku „Szczakowa" w Jaworznie na tle granic obszarów i terenów górniczych [4]
Fig. 1. "Szczakowa" Sand Mine – map of mining fields location

Śląsko-Krakowskiej, zachodniej części prowincji Wyżyny Małopolskiej. Wyrobiska zlokalizowane są na terenie makroregionu Wyżyny Śląskiej, obejmując częściowo południowo-wschodnią część Garbu Tarnogórskiego oraz północny skraj Pagórów Jaworznickich.

Według regionalizacji przyrodniczo-leśnej obszar Kopalni położony jest w Małopolskiej VI Krainie Przyrodniczo-Leśnej, Dzielnicy 7 – Wyżyny i Pogórza Śląskiego [5].

Lasy tego rejonu mają charakter lasów ochronnych (od 1979 r.), ze względu na ich położenie w obrębie aglomeracji śląskiej, i zostały zaliczone do drugiej strefy uszkodzeń przemysłowych [9]. W zdecydowanej większości tereny leśne pozostają pod zarządem Nadleśnictwa Chrzanów, a wschodni kraniec zrekultywowanego Pola II oraz Pole „Bolesław" Nadleśnictwa Olkusz, które podlegają Regionalnej Dyrekcji Lasów Państwowych w Katowicach. Lasy położone są w całości w granicach utworzonego w 1968 r. Leśnego Pasa Ochronnego Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego.

Obszar Kopalni, przed eksploatacją i obecnie w otoczeniu, pokrywały drzewostany sosnowe na siedliskach boru świeżego i boru suchego III-IV-V bonitacji, z fragmentami boru mieszanego świeżego II-III bonitacji. Były to lasy, za wyjątkiem mniejszych powierzchni, mało wartościowe pod względem produkcyjnym, niejednokrotnie negatywne. Spełniały one jednak ważną rolę ekologiczną. Niewielki udział (ok. 5 %) poza zasięgiem eksploatacji mają żyźniejsze siedliska boru mieszanego wilgotnego, lasu mieszanego świeżego, lasu wilgotnego i olsu,występujące w filarach ochronnych rzek, stanowiąc ekologiczne punkty ochrony środowiska w przekształconych ekosystemach. Relatywnie nieliczne powierzchnie użytków rolnych i zielonych w otoczeniu Kopalni należały do małowartościowych klas bonitacyjnych (IV, V/VI) [4, 9].

Gleby omawianego rejonu w olbrzymiej większości (95 %) wytworzyły się z ubogich, przemytych i przesuszonych piasków fluwioglacjalnych, a tylko sporadycznie z innych geologicznie żyźniejszych skał macierzystych. W konsekwencji dominują tu mało zasobne gleby bielicowe, bez wody gruntowej w zasięgu korzeni drzew, sporadycznie z głęboką wodą. Gleby te w całości cechują się gospodarką opadowo-retencyjną (OR), w której zapas wody dostępnej dla roślinności pochodzi wyłącznie z opadów atmosferycznych. Przy niskich zdolnościach retencyjnych gleby opady nie mogą w pełni zaspokoić znacznego niedosytu wilgotności, szczególnie w poziomie 0,5÷1,0 m, w obszarze penetracji korzeni [4].

Przed rozpoczęciem eksploatacji złóż piasku zwierciadło wód podziemnych w utworach czwartorzędowych stabilizowało się na głębokościach od 5 m do ok. 14,4 m p.p.t., za wyjątkiem fragmentów powierzchni w zachodniej części Pola I (k/Maczek) oraz południowo-zachodniej i południowej części Pola II (do 3 m p.p.t.). Na Polu „Siersza" wody podziemne zalegały na głębokość od 9,9 do 10,6 m p.p.t. Zasilanie wód podziemnych tych poziomów następowało poprzez bezpośrednią infiltrację opadów atmosferycznych, a naturalny drenaż odbywał się głównie poprzez cieki powierzchniowe przepływające przez opisywany obszar (Biała Przemsza,Sztoła, Jaworznik, Żabnik, Kozi Bród). Poziom czwartorzędowy (piaski kwarcowe), z uwagi na wykształcenie litologiczne utworów podścielających,może znajdować się w kontakcie hydraulicznym z wodami podziemnymi występującymi w utworach triasu i karbonu [1, 2].

Bezpośredni drenaż poddawanych eksploatacji piasków zapewniają:

– rzeka Biała Przemsza (zlewnia górnej Wisły), przepływająca wzdłuż północnej granicy eksploatacji Kopalni

i zbierającą lewobrzeżne dopływy, m.in.:. Sztołę i Kozi Bród,
- rzeka Sztoła, przepływająca przez obszar Pola I na odcinku od ujścia do Białej Przemszy na wschód, wzdłuż północnej granicy eksploatacji d. Pola II,
- Kanał Główny, zbierający wody złożowe systemem rowów melioracyjnych do ujęcia wody komunalnej w Sosnowcu-Maczkach (Stacja Uzdatniania Wody Górnośląskiego Przedsiębiorstwa Wodociągów S.A. w Katowicach) i do Białej Przemszy.

W sąsiedztwie i w granicach udokumentowanych, nieeksploatowanych złóż piasków znajdują się cenne przyrodniczo tereny objęte lub projektowane do ochrony prawnej.Obszary piaskowe graniczą obecnie od północy z Jurajskim Parkiem Krajobrazowym „Orlich Gniazd", na południu zaś z Jurajskim Parkiem Krajobrazowym „Dolinki Krakowskie" [9].

Jurajskie Parki Krajobrazowe, wraz z obszarami chronionego krajobrazu, wchodzą w skład Systemu Obszarów Chronionych Leśnego Pasa Ochronnego GOP (SOCH-LPO). Różnorodne zadania gospodarcze tych obszarów podporządkowane są roli nadrzędnej, jaką jest aktywny rozwój pełnienia funkcji bioklimatycznych.

W rejonie Pola „Siersza" funkcjonuje rezerwat przyrody „Dolina Żabnika" (42,32 ha) wraz z otuliną (196,76 ha) w gm. Jaworzno, w Nadleśnictwie Chrzanów, utworzony zarządzeniem Ministra Ochrony Środowiska Zasobów Naturalnych i Leśnictwa z dnia 14.06.1996 r. (MP Nr 41, poz. 318). Celem ochrony tego obszaru jest zachowanie walorów przyrodniczych i krajobrazowych biocenoz wodnych oraz torfowisk niskich przejściowych ze stanowiskami licznych gatunków chronionych i rzadkich (m.in.13 gatunków mchów glacjalnych) [4].

Projektowane jest ustanowienie obszaru chronionego krajobrazu pn.: „Dolina rzeki Sztoły" – w gm. Olkusz, Bukowno, Sławków (ok. 500 ha), położony częściowo w granicach Pola I. Celem ochrony jest zachowanie walorów krajobrazowych i przyrodniczych pozostałości doliny rzeki [3]. Rzędne wysokości terenu wahają się w granicach od +262 m do +320 m, z generalnym kierunkiem nachylenia przebiegającym ze wschodu na zachód. We wschodniej części spotyka się jurajskie wyniesienia wapienne, wchodzące w skład Jurajskiego Parku Krajobrazowego („Dolinki Krakowskie"). W dalszym sąsiedztwie znajdują się wyniesienia wapieni triasowych (Diabla i Jamna Góra) [5].Maksymalna miąższość piaszczystych i piaszczysto-żwirowych utworów czwartorzędowych – do ok. 80 m – występuje w osi pradoliny Białej Przemszy o przebiegu N-S (rejon Pomorzan – Starczynowa), zmniejszając się ku peryferiom. Niestety, z uwagi na nieregularne zaburzenia sedymentacyjne,jedynie przypowierzchniowa strefa tych osadów(maks. do ok. 35 m) nadaje się do produkcji podsadzki płynnej. Są to utwory zlodowacenia środkowo- i częściowo północnopolskiego. Piaski występują tutaj w kilku kompleksach sedymentacyjnych. Często charakteryzują się przekątnym warstwowaniem i frakcjonalną teksturą, co wskazuje na ich cykliczną, spokojną sedymentację [8].

4. Początki, przebieg i stan obecny rekultywacji terenów pogórniczych

Przejawem bezpośredniego oddziaływania robót górniczych na środowisko jest konieczność czasowego usunięcia roślinności i gleby na znacznych w tym wypadku obszarach. Na terenie zajętym pod eksploatację piasków przeważały ubogie siedliska leśne (bór świeży i suchy ok. 90 % powierzchni, bór mieszany świeży ok. 10 %), związane z glebami o niskich i bardzo niskich zdolnościach produkcyjnych, wynikających z charakteru skał macierzystych. Pośredni wpływ eksploatacji objawia się z kolei głównie w postaci zmiany stosunków wodnych w otoczeniu wyrobisk piasku. Stan pierwotny i aktualny stosunków wilgotnościowych gleb zalicza je do terenów o typie gospodarki opadowo-retencyjnej, gdzie jedynym źródłem zaopatrzenia roślin w wodę są opady atmosferyczne, magazynowane w przestrzeniach międzyziarnowych gleby i skały macierzystej. Na tej podstawie należy stwierdzić, że wpływ zmiany zwierciadła wód podziemnych w obrębie wyrobisk piasku jest dla zbiorowisk roślinnych dodatni, gdyż na większości terenów wyeksploatowanych woda gruntowa występuje na optymalnej głębokości około 0,5÷0,8 m lub zbliżonej do optymalnej (około 1 m). Są to więc tereny o typie gospodarki gruntowo-wodnej [6, 7].

W obrębie wyrobisk wpływ eksploatacji na wody gruntowe i szatę roślinną jest dodatni na większości terenów wyeksploatowanych, bowiem woda ta zalega średnio na głębokości 0,5÷1,0 m, w strefie penetracji systemów korzeniowych drzew. Wyrobiska zrekultywowane i zalesione należy więc zaliczyć do terenów o typie gospodarki gruntowo-wodnej (GW), charakteryzującej takie warunki, w których zwierciadło wód gruntowych lub strefa wody kapilarnej podpartej znajduje się stale w zasięgu górnej lub środkowej strefy profilu glebowego. W otoczeniu wyrobisk, w zasięgu leja depresji, wpływ eksploatacji był ujemny wszędzie tam, gdzie przed działalnością górniczą poziom wód gruntowych zalegał na głębokości do ok. 2 m p.p.t., obojętny natomiast w warunkach, gdy pierwotny poziom wód gruntowych zalegał na dużych głębokościach, poniżej 3 m, co charakteryzowało większość obszaru Kopalni [4].

Pośredni wpływ eksploatacji objawia się czasową i okresową zmianą mikroklimatu. Mikroklimat wyrobisk niezagospodarowanych cechuje się dużymi natężeniami odbitego promieniowania słonecznego, co w okresie letnim powoduje niekorzystne obciążenie cieplne organizmów żywych oraz maszyn i urządzeń. Uprzywilejowanie termiczne wyrobisk nie wywiera jednak wpływu na mikroklimat przyległych kompleksów leśnych na terenach naturalnych.

Zalesienia wyrobisk powodują korzystne zmiany mikroklimatyczne szczególnie przez obniżenie wahań dobowych temperatur powietrza oraz zwiększenie wilgotności względnej. Wprowadzany las, w miarę rozwoju, jest czynnikiem pochłaniającym znaczne ilości wody i hamującym przez to w znacznym stopniu jej odpływ poza obszar wyrobisk do cieków zewnętrznych, co jest zjawiskiem dodatnim [4, 7].

Podstawowym zagadnieniem w problematyce rekultywacji wyrobisk popiaskowych jest wybór kierunku zagospodarowania. Głównym kierunkiem rekultywacji w Kopalni Piasku „Szczakowa" wybrano kierunek leśny, którego celem jest odtworzenie gleb oraz, w miarę możliwości, wszystkich czynników przyrodniczych i technicznych warunkujących powstanie, rozwój i gospodarcze użytkowanie lasu [9].

W Kopalni Piasku „Szczakowa" prace rekultywacyjne rozpoczęto już w 1959 r. Wtedy polegały one jedynie na uporządkowaniu rzeźby spągu wyrobiska i wykonaniu melioracji wodnych. Przy rekultywacji piaszczystych terenów pozbawionych wierzchniej warstwy gleby problemem podstawowym jest zainicjowanie procesów glebotwórczych i stworzenie warunków do ich rozwoju. Do 1963 roku prowadzono próby odtworzenia gleby metodą techniczną przez rozścielenie na rekultywowanych powierzchniach lub w wyorane bruzdy dużych ilości nadkładu – tzw. humusu leśnego (ok. 900÷1000 t/ha) lub stawiarki i torfu. Metoda ta okazała się mało skuteczna i niezwykle kosztowna [4].

Obecnie działalność rekultywacyjna realizowana jest przeważnie w cyklu 3-letnim [3, 4].

Pierwszy etap rekultywacyjno-przygotowawczy polega na klasyfikacji wyrobisk, ocenie gleb zalegających na stropie

złoża, badaniach glebowo-siedliskowych spągu wyrobisk oraz opracowaniu dokumentacji technicznej.

Etap drugi podzielić można na dwie fazy:

– Faza techniczna – obejmuje kształtowanie rzeźby dna wyrobiska oraz regulację stosunków wodnych przez wykonanie sieci rowów odwadniających (optymalny poziom wód gruntowych 0,5÷1,0 m), profilowanie skarp końcowych wyrobiska (1:3,5÷1:4), odtworzenie gleb metodami technicznymi (humusowanie powierzchni) oraz budowę dróg gospodarczych w niezbędnym zakresie.
– Faza biologiczna – to zabiegi rekultywacyjne mające na celu zainicjowanie procesów glebotwórczych, zwiększenie liczby składników i materii organicznej dla roślinności drzewiastej (zalesień). Faza ta obejmuje cykl zabiegów agrotechnicznych: orkę, bronowanie, wałowanie, wysiew nawozów mineralnych, wysiew mechaniczny nasion jednorocznych roślin motylkowych w ciągu dwóch sezonów wegetacyjnych z przyorywaniem upraw na tzw. zielony nawóz (łubin żółty). W fazie rekultywacji szczegółowej wykonuje się również obudowę biologiczną poprzez zadrzewienie uformowanych skarp wyrobiska i filarów ochronnych od jednostek osadniczych wraz z zakładaniem leśnych pasów przeciwwietrznych. W obudowie biologicznej skarp stosuje się roślinność drzewiastą i krzewiastą o głębokim systemie korzeniowym w gęstej więźbie, w których skład gatunkowy spełnia zarówno funkcje przeciwerozyjne i fitomelioracyjne, jak i docelowe. W wyniku wieloletnich doświadczeń i obserwacji ustalono optymalny skład gatunkowy roślinności drzewiastej i krzewiastej, stosowanej w przeciwerozyjnej obudowie skarp i filarów ochronnych, gdzie przy większych nachyleniach skarp główną rolę spełnia robinia akacjowa (grochodrzew). Wprowadza się również takie gatunki, jak: sosnę zwyczajną i czarną, brzozę, modrzew, dąb czerwony, olszę szarą oraz klon jesionolistny. Z krzewów: karaganę syberyjską, oliwnik wąskolistny, pęcherznicękalinolistną, czeremchę amerykańską, jarząb pospolity.

Etap trzeci zagospodarowania przez zalesienie zrekultywowanych wyrobisk popiaskowych prowadzą Lasy Państwowe Nadleśnictwa Chrzanów i Nadleśnictwa Olkusz.

Prace rekultywacyjne prowadzono począwszy od 1960 roku, jednakże wielkość objętych nimi powierzchni wynosiła, w przedziale czasowym 1960÷1995, średniorocznie około 42 ha. Znaczna intensyfikacja rekultywacji w ostatnich kilkunastu latach wynikała z ustawowych obowiązków likwidacji terenów poeksploatacyjnych, użytkowanych czasowo (do 20 lat), jak również z tytułu wciąż rosnących obciążeń podatkowych od nieruchomości, co skutkowało zmniejszającą się ogólną rentownością przedsiębiorstwa.

Z ogólnego obszaru istniejących wyrobisk piaskowych na Polu I, Polu II oraz Polu „Siersza" – łącznie około 3 200 ha – zrekultywowano i powrotnie przekazano Lasom Państwowym do roku 2007 około 3 047 ha oraz 100 ha Urzędowi Miejskiemu w Jaworznie, jako Ośrodek Sportów Wodnych i Rekreacji „Sosina" na wyrobisku Pola II (rys. 3). Ośrodek „Sosina" ze zbiornikiem wodnym o pow. 55 ha, dł. 1950 m, szer. 300 m i poj. wodnej 835 tys. m^3, oprócz funkcji sportowo-wypoczynkowych, posiada cenne walory krajobrazowe i mikroklimatyczne [4].



Rys. 3. Zbiornik wodny „Sosina" w Jaworznie utworzony na terenie jednego z wyrobisk popiaskowych Pola II pod koniec lat 60. XX w. (źródło: archiwum K.P. „Szczakowa")

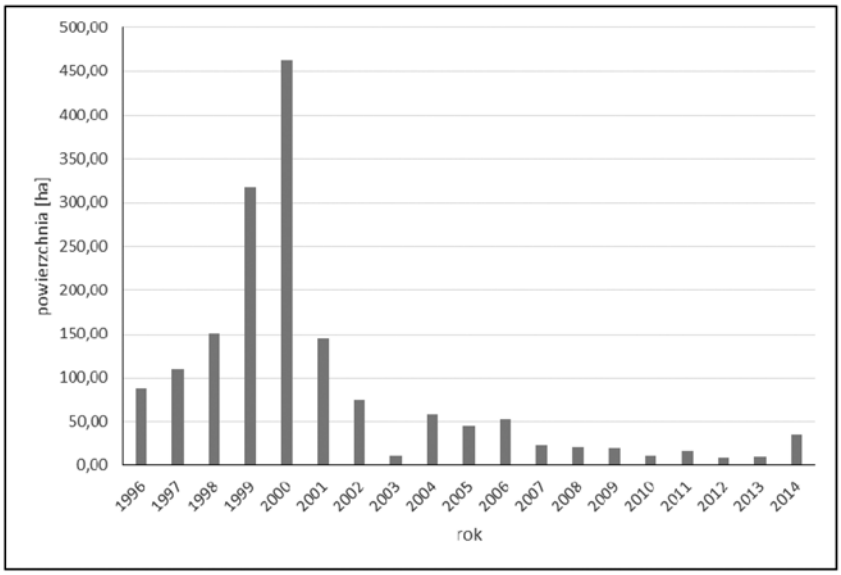
Fig. 3. "Sosina" water reservoir in Jaworzno, created in one of the post-mining areas – Pole II in 1960's (source: archives of K.P. "Szczakowa")

Wskaźnik postępu rekultywacji, oceniany jako stosunek wielkości powierzchni zrekultywowanej do zajętej ogółem od początku działalności Kopalni, stanowi 1:1,12 ijest jednym



Rys. 2. Obszar prowadzonej eksploatacji piasków podsadzkowych: po lewej stronie okolice Szczakowej z początkiem lat 70. XX w.; po stronie prawej ten sam rejon teren zrekultywowany w kierunku leśnym – stan na rok 2005 (źródło: fot. S. Bednarczyk)

Fig. 2. Area of sand exploitation: on the left - surrounding of Szczakowa in the 1970's; on the right - the same area after recultivation works in 2005 (source: fot. S. Bednarczyk)



Rys. 4. Wielkość powierzchni objętej rekultywacją o kierunku leśnym w latach 1996÷2014 (źródło: archiwum K.P. „Szczakowa")
Fig. 4. Recultivation area in 1996÷2014 (source: archives of K.P. "Szczakowa")

z najwyższych w całym przemyśle wydobywczym w Polsce [4].W okresie 1959÷2008 zrekultywowano ogółem 3 047 ha, w tym w latach 1996÷2008 – 1 561 ha. Szczególnemu przyspieszeniu uległy prace w latach 1996-2002, a mianowicie: w roku 1996 zrekultywowano 87,61 ha; 1997 r. – 109,53 ha; 1998 r. – 151,49 ha; 1999 r. – 317,66 ha; 2000 r. – 462,78 ha; 2001 r. – 145,16 ha; 2002 r. – 75,36 ha. Od roku 2003 (11,77ha) prowadzona jest już rekultywacja na bieżąco, w ślad za postępem frontów eksploatacyjnych.

Przykładowy zakres prac rekultywacyjnych na przestrzeni ostatnich 19 lat obrazuje rysunek 4.

W latach 1999÷2001 znaczny obszar zrekultywowanego wyrobiska popiaskowego Pole II o powierzchniokoło 106 ha został wydzielony dla Urzędu Miasta Bukowno pod budowę zbiornika wodnego „Bór" dla celów rekreacyjnych, sportowych i przeciwpożarowych. Niestety, z powodów finansowych budowa tego zbiornika już od kilkunastu lat jest wstrzymywana [3, 4].

Do roku 1962 prowadzono rekultywację poprzez makroniwelację spągu wyrobisk i profilowanie skarp, odwodnienie siecią rowów melioracyjnych i odtworzenie gleb metodą techniczną, jak już wspomniano, rozścielając na powierzchniach poziomych lub w wyorane bruzdy dużych ilości nadkładu – humusu leśnego (900÷1000 Mg/ha) lub stawiarki i torfu. Metoda jednak okazała się mało skuteczna i niezwykle kosztowna (transport i duży udział prac ręcznych). Mała skuteczność metody wynikała z faktu, że w istniejących warunkach klimatycznych i piasków luźnych następowała szybka utrata zdolności glebotwórczych rozścielanego humusu lub torfu, m.in. wskutek mineralizacji i hydrofobizacji użyźniających utworów [6, 7].

Narastające powierzchnie poeksploatacyjne, w wyniku wysokiego wydobycia piasku (na początku lat 70. ok. 20 mln. m^3/rok), stworzyły potrzebę poszukiwania nowych, skuteczniejszych metod rekultywacji, w który to proces włączyły się również zespoły naukowo-badawcze wielu krajowych uczelni wyższych oraz instytutów naukowych.Fundamentalne znaczenie dla biorestytucji terenów poeksploatacyjnych miały jednak prace badawcze i wdrożeniowe powołanej w 1962 r. przez Ministrów: Górnictwa i Energetyki oraz Leśnictwa i Przemysłu Drzewnego, Komisji ds. Rekultywacji Terenów Popiaskowych (przy ówczesnym Przedsiębiorstwie Materiałów Podsadzkowych Przemysłu Węglowego w Katowicach). Na podstawie prac Komisji zastosowano po raz pierwszy w Polsce biologiczną metodę rekultywacji, tańszą i skuteczniejszą od poprzednio stosowanej metody technicznego odtwarzania gleb. Metoda biologiczna polega na inicjowaniu procesów glebotwórczych i użyźnieniu jałowych utworów piaszczystych poprzez uprawy próchnicotwórczych roślin motylkowych, z przyoraniem na „zielony nawóz", z przedsiewnym nawożeniem mineralnym NPK [6]. Humus leśny stosowano w tej metodzie w ilościach zredukowanych do 300 m^3/ha (zaszczepienie gruntu).

Obok wprowadzania roślin motylkowych, w fazie rekultywacji technicznej stosowano „sorbentonawozy" produkowane na bazie bentonitu. Skała ta o dużej zawartości montmorillonitu powiększała retencję wodną i zasobność w składniki pokarmowe jałowych piasków. Sorbentonawozy, pomimo dobrych wyników, stosowano krótko i zaprzestano z przyczyny braku niesortu bentonitowego [4].

Na podstawie analizy dotychczasowych wyników rekultywacji nasuwa się zasadniczy wniosek, że przy występowaniu na wyrobisku żyznych gleb wystarczy utrzymanie ich na optymalnym poziomie (średnio 0,7 m) dla uzyskania warunków zalesień wstępnych i docelowych o składzie gatunków zarówno fitomelioracyjnych, jak i o charakterze produkcyjnym, jak modrzew, sosna czarna, osika, topola, dąb szypułkowy i inne [7].

Przed rokiem 1979 na zrekultywowane powierzchnie wprowadzano głównie sadzonki olszy szarej, częściowo czarnej (ok. 80 %), jako gatunek fitomelioracyjny, przedplonowy, natomiast pozostałą część (ok. 20 %) stanowiła sosna zwyczajna i brzoza brodawkowata. Rzadko zakładano uprawy mieszane, złożone z kęp olszy, brzozy, sosny i akacji. Eksperymentalnie, na niewielkich powierzchniach, sadzono również topole. Po 1979 roku zrezygnowano z zakładania monokultur olszowych, wprowadzając olszę szarą jednostkowo, jako gatunek fitomelioracyjny (do 10 %). Dla dalszego podnoszenia efektywności zabiegów rekultywacyjno-zalesieniowych Nadleśnictwa przystąpiły w ostatnich latach do produkcji sadzonek, głównie iglastych, z zakrytym systemem korzeniowym, gwarantującym wysoką udatność upraw [4].

Innym, ale również ważnym elementem w przywracaniu terenów zdegradowanych społecznościom lokalnym, są prace na terenach po byłych szlakach kolejowych, prowadzących do zbiorników podsadzkowych likwidowanych kopalń węgla. Należą do nich magistrale na terenach miast: Katowic, Sosnowca, Siemianowic, Piekar, Jaworzna oraz innych miast i gmin w regionie. Ze względu na położenie tych szlaków w bardzo zurbanizowanym terenie, poza fizyczną likwidacją, Kopalnia proponowała samorządom lokalnym budowę m.in. tras rowerowych, czy też innych rozwiązań technicznych o charakterze komunikacyjnym. Propozycje te przyjmowano pozytywnie i spotykały się z aprobatą, lecz niestety w większości przypadków nie doszło do ich realizacji [4].

Wykonywane w dalszym ciągu roboty rekultywacyjne powodują ograniczenie wielkości powierzchni eksploatacyjnej, pozostającej w 2015 roku na stanie Kopalni, do rozmiarów maksymalnie kilkuset hektarów.

Jednakże tereny związane bezpośrednio i pośrednio w prowadzonym wydobyciem (tzw. „granice zakładu górniczego" – rejony skarp eksploatacyjnych, zaplecza technicznego w terenie, drogi technologiczne, place manewrowe itp.) obejmują obecnie powierzchnię rzędu kilkudziesięciu hektarów.

Kopalnia Piasku „Szczakowa" w dalszym ciągu prowadzi na bieżąco, w miarę przesuwania się frontów eksploatacyjnych, rekultywację kilkunastu obiektów w obrębie wyrobisk popiaskowych Pola I, Pola „Siersza" oraz Pola „Bolesław".



Rys. 5. Pole I - wkop 3c1; na zdjęciu widoczne są wstępne rezultaty prac rekultywacyjnych przeprowadzone w bezpośrednim sąsiedztwie prowadzonego wydobycia piasków podsadzkowych(źródło: archiwum K.P. „Szczakowa")

Fig. 5. Pole I – excavation 3c1; Initial results of reclamation work carried out in the neighborhood of operating (source: archives of K.P. "Szczakowa")

5. Podsumowanie

Wieloletnie badania naukowe, doświadczenia i obserwacje zalesionych terenów zrekultywowanych pozwalają stwierdzić, że występujące obecnie na opisywanym obszarze biocenozy leśne są bardziej urozmaicone i odporne na przemysłowe zanieczyszczenia środowiska, niż występujące pierwotnie monokultury sosnowe. Ze względu na dostępność żyznych gleb w wyrobiskach dla nowych upraw leśnych potencjalne możliwości produkcyjne są niewątpliwie większe, niż drzewostanów rosnących tu przed rozpoczęciem eksploatacji. Tereny zalesionych wyrobisk posiadają również większe walory krajobrazowe i wypoczynkowe tego dawniej monotonnego obszaru, które można wzbogacić przez zakładanie w toku rekultywacji zbiorników wodnych, czy też niewielkich oczek śródleśnych. Uzyskane dotychczas efekty zalesień i zadrzewień generalnie dowodzą skuteczności zastosowanych metod i rokują powstanie siedlisk leśnych nie gorszych od naturalnych, a pod pewnym względem (np. odporność na zanieczyszczenia) je przewyższających.

Reasumując należy stwierdzić, że Kopalnia „Szczakowa", eksploatując złoża piasku spełnia również funkcję proekologiczną, związaną z ochroną środowiska, a równocześnie wspólnie z leśnikami, poprzez rekultywację i zalesianie wyrobisk, kształtuje lepiej dostosowane do istniejących warunków nowe środowiska przyrodnicze.

Autorzy pragną podziękować Kopalni Piasku „Szczakowa" za udostępnienie materiałów dokumentacyjnych wykorzystanych do opracowania niniejszego artykułu.

Publikacja została wykonana w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.597 realizowanej na Wydziale Górnictwa i Geoinżynierii

Literatura

1. *Adamczyk A.F., Haładus A.*: Wpływ dużych ognisk zanieczyszczeń na wody podziemne w intensywnie drenowanym zbiorniku (S część GZWP 454 Olkusz-Zawiercie). [W:] Kleczkowski A.S. (red.) - Metodyczne podstawy ochrony wód podziemnych: 133–154. KBN - Projekt 9 0615 91 01, Kraków 1994.
2. *Bednarczyk S.*: Dodatek nr 2 do dokumentacji geologicznej w kat. B, C_1 i C_2 złoża piasku podsadzkowego „Pustynia Błędowska – blok IV". Archiwum Kopalni Piasku „Szczakowa", Jaworzno 1999.
3. *Bednarczyk S.*: Rekultywacja terenów poeksploatacyjnych w Kopalni Piasku Szczakowa S.A. [W:] Przewodnik 72. Zjazdu Polskiego Towarzystwa Geologicznego. Kraków 2001.
4. *Bednarczyk S.*: Rekultywacja w PCC RAIL S.A., Archiwum Kopalni Piasku „Szczakowa", Jaworzno (mat. niepublik.) 2008.
5. *Kondracki J.*: Mezoregiony fizyczno-geograficzne PWN, Warszawa 1994.
6. *Kowalik S., Krzaklewski W., Wójcik J.*: Badania gleboznawcze dla potrzeb racjonalnej rekultywacji wyrobisk popiaskowych Kopalni Piasku „Szczakowa". Archiwum ZKiOŚ, AGH Kraków 1993.
7. *Krzaklewski W.*: Analiza działalności rekultywacyjnej na terenach pogórniczych w głównych gałęziach przemysłu wydobywczego w Polsce. Wyd. SGGW-AR Warszawa 1990.
8. *Raczyński B. i in.*: Kompleksowa ocena oddziaływania Kopalni Piasku „Szczakowa" na środowisko. Narodowa Fundacja Ochrony Środowiska, Warszawa 1992.
9. *Szwedo J., Woźniak G., Kubajak A., Wyparło H., Rak W.*: Ścieżki dydaktyczne po terenach rekultywowanych KopalniPiasku Szczakowa S.A. Jaworzno-Szczakowa 1995.

UKD 622:271:622.36:622.1:550.8

Górnictwo odkrywkowe kopalin okruchowych – spojrzenie geoprzestrzenne

Mining of clastic mineral – geospatial analysis







Dr inż. Łukasz Machniak)* *Prof. dr hab. inż. Wiesław Kozioł*)* *Dr inż. Dorota Łochańska*)*

Treść: Złoża kopalin okruchowych są najpowszechniej eksploatowane spośród wszystkich złóż surowców mineralnych w Polsce. Wydobycie kopalin okruchowych w 2014 roku wyniosło około 158 mln Mg, w tym tylko piasków i żwirów 146,5 mln Mg. W artykule na podstawie danych geoprzestrzennych o złożach, obszarach górniczych oraz terenach górniczych przedstawiono charakterystykę struktury wielkości tych powierzchni, jak również wzajemną ich relację w odniesieniu do poszczególnych kopalin oraz granic administracyjnych województw. Przedstawiono również porównanie tych powierzchni w odniesieniu do powierzchni kraju, województw oraz form ochrony przyrody.

Abstract: The deposits of clastic mineral are the most exploited of all mineral deposits in Poland. The production of clastic minerals in 2014 amounted to approx. 158 million Mg, including sands and gravels with 146.5 million Mg. On the basis of geospatial data of deposits and mining areas, the size of the structural characteristics of these data, as well as their relationship in relation to particular minerals and administrative borders of provinces has been presented. A comparison of the areas with respect to the areas of countries, regions as well as nature conservation was presented as well.

Słowa kluczowe:

górnictwo odkrywkowe, kopaliny okruchowe, piaski i żwiry, struktura wielkości złóż

Key words:

opencast mining, clastic minerals, sand and gravel, the size structure of deposits

1. Wprowadzenie

Górnictwo surowców skalnych obejmuje bardzo zróżnicowaną grupę surowców mineralnych, od bardzo zwięzłych i zwięzłych, po surowce okruchowe i ilaste. Zdecydowanie najliczniejszą grupę stanowią złoża kopalin okruchowych, do których zgodnie z podziałem Państwowego Instytutu Geologicznego zaliczono: piaski i żwiry, piaski formierskie, piaski podsadzkowe, piaski kwarcowe do produkcji cegły wapienno-piaskowej i betonów komórkowych, surowce szklarskie, żwirki filtracyjne. Dane zawarte w corocznych publikacjach, m.in. w Bilansie zasobów [1], charakteryzują złoża pod względem ich liczby, stanu zagospodarowania, zasobów geologicznych, zasobów przemysłowych oraz wydobycia osiągniętego w danym roku rozliczeniowym (tablica 1).

Brakuje natomiast zbiorczych zestawień dotyczących struktury wielkości powierzchni udokumentowanych złóż, obszarów górniczych oraz terenów górniczych. Stąd też w niniejszym artykule przedstawiono powyższe dane w ujęciu krajowym oraz poszczególnych województw. Do określenia tych danych wykorzystano pliki shapefile, popularny format plików grafiki wektorowej, stosowany dla danych geoprzestrzennych używanych w Systemach Informacji Geograficznej.

Analizą objęto 3412 złóż, dla których ustanowione są i obowiązują granice obszarów górniczych oraz terenów górniczych. Lokalizację złóż objętych analizą, na tle granic administracyjnych kraju, przedstawiono na rysunku 1.

W zdecydowanej większości są to złoża eksploatowane (E), ale też złoża eksploatowane okresowo (T) oraz złoża, z których zaniechano eksploatacji (Z). W przypadku złóż gdzie zaniechano eksploatacji, należałoby dokonać analizy terminu ważności koncesji i na tej podstawie stwierdzić czy nie doszło do spełnienia jednej z przesłanek do jej wygaśnięcia (Pgig, art. 30), a tym samym do zniesienia ustanowionych obszarów i terenów górniczych. Z wyrywkowej oceny wynika, że w kilku przypadkach terminy ważności koncesji dawno wygasły.

*) AGH w Krakowie

Tablica 1. Charakterystyka złóż kopalin okruchowych (stan na 31.12.2014 r.) [1,3]
Table 1. Characteristics of clastic mineral deposits (as of 31 December 2014)

Kopalina	Ilość złóż		Zasoby geologiczne bilansowe		Zasoby przemysłowe, mln Mg	Wydobycie, mln Mg
	Łącznie	Zagospodarowanych	Łącznie, mln Mg	W złożach zagospodarowanych, mln Mg		
Piaski i żwiry	9 525	3 923	18 360,9	5 523,82	3 662,55	146,5
Piaski formierskie	72	4	292,85	37,85	22,52	1,35
Piaski podsadzkowe	33	10	4 263,16	902,9	130,18	6,48
Piaski kwarcowe	162	42	748,35	137,81	33,44	1,61
Piaski szklarskie	35	8	656,05	204,76	122,51	2,07
Razem	9 827	3 987	24 321,31	6 807,14	3 971,2	158,01



Rys. 1. Rozmieszczenie złóż kopalin okruchowych objętych analizą [8]
Fig. 1. Distribution of clastic mineral deposits covered by the analysis [8]

2. Krajowa charakterystyka górnictwa kopalin okruchowych

Główną grupę w stworzonej bazie złóż kopalin okruchowych, stanowią piaski i żwiry (98 %), złoża pozostałych kopalin stanowią 2 %. Szczegółową charakterystykę bazy danych przedstawiono tablicy 2. Złoża piasków i żwirów mają równocześnie największy udział w łącznej powierzchni złóż kopalin okruchowych, który wynosi ok. 82 %.

Na drugim miejscu plasują się złoża piasków podsadzkowych z udziałem około 13 %. Podobna kolejność dotyczy udziału obszarów górniczych, odpowiednio 85 % – piaski i żwiry i 10 % – piaski podsadzkowe oraz terenów górniczych 77 % – piaski i żwiry, 18 % – piaski podsadzkowe. Łączna powierzchnia wszystkich złóż kopalin okruchowych, objętych w całości lub w części konturem aktualnych obszarów górniczych, wynosi 40 364 ha, stanowi to około 0,13 % powierzchni kraju. Uznając, że powierzchnia złóż objętych rzeczywistą eksploatacją równa jest powierzchni ustanowionych dla nich obszarów górniczych (25 813 ha) to udział ten wynosi 0,08 %. Jednocześnie oznacza to, że średni wskaźnik pokrycia powierzchni złóż obszarami górniczymi wynosi około 60 %. Natomiast łączna powierzchnia terenów górniczych to niespełna 0,12 % powierzchni kraju oraz 0,3 % powierzchni form ochrony przyrody. Statystycznie na 1000 mieszkańców kraju przypada nieco nieznacznie ponad 1 ha złóż kopalin okruchowych.

Tablica 2. Charakterystyka złóż kopalin okruchowych oraz obszarów i terenów górniczych
Table 2. Characteristics of clastic mineral deposits and mining areas

Kopalina	Liczba złóż/obszarów górniczych/terenów górniczych	Powierzchnia złóż, ha	Powierzchnia obszarów górniczych, ha	Powierzchnia terenów górniczych ha
Piaski i żwiry	3 356	33 308	22 024	28 994
Piaski formierskie	5	128	244	524
Piaski podsadzkowe	8	5 483	2 661	6 758
Piaski kwarcowe	38	1 048	622	670
Piaski szklarskie	5	397	262	807
Razem	3 412	40 364	25 813	37 753

Średnia powierzchnia złóż kopalin okruchowych wynosi 11,8 ha, obszarów górniczych – 7,6 ha, a terenów górniczych – 11,1 ha. W odniesieniu do poszczególnych kopalin dane przedstawiono w tablicy 3.

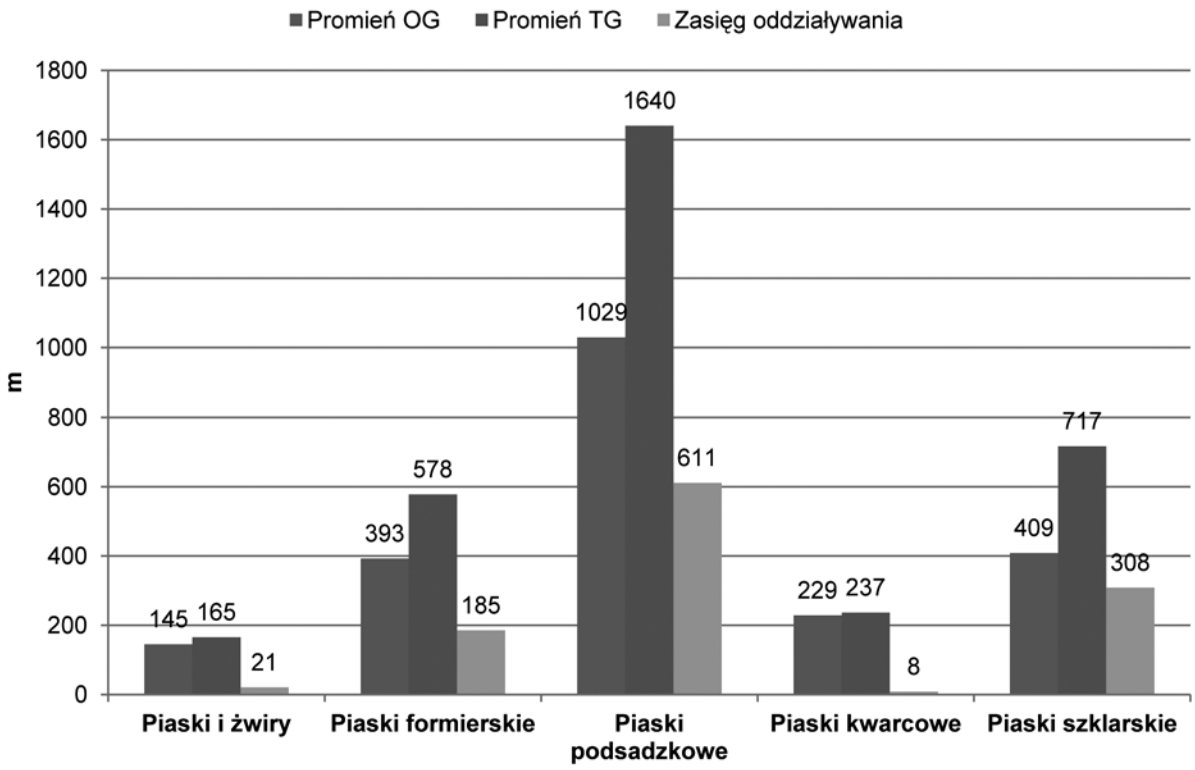
Tablica 3. Średnie wartości powierzchni złóż, obszarów i terenów górniczych
Table 3. Average parameters of area deposits and mining areas

Kopalina	Średnia powierzchnia złóż, ha	Średnia powierzchnia obszarów górniczych, ha	Średnia powierzchnia terenów górniczych, ha
Piaski i żwiry	9,9	6,6	8,6
Piaski formierskie	25,6	48,8	104,8
Piaski podsadzkowe	685,4	332,6	844,8
Piaski kwarcowe	27,6	16,4	17,6
Piaski szklarskie	79,4	52,4	161,4
Razem	11,8	7,6	11,1

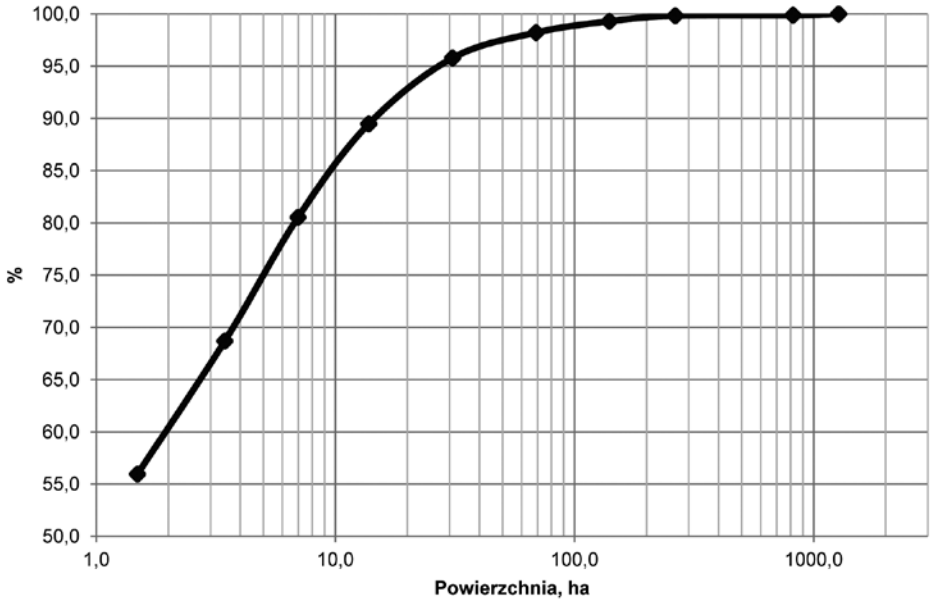
Znając średnie powierzchnie obszaru i terenu górniczego dla uproszczenia sprowadzając je do kształtu koła, określono średnie ich promienie. Różnica pomiędzy promieniem terenu górniczego i obszaru górniczego daje nam orientacyjną średnią odległość oddziaływania eksploatacji. Biorąc pod uwagę wszystkie złóża kopalin okruchowych wynosi ona 32 metry, natomiast dla poszczególnych kopalin dane przedstawiono na rysunku 2.

Z ogólnej liczby 3412 złóż, aż 56 % stanowią te, których powierzchnia jest mniejsza lub równa 2 ha, 13 % złoża o powierzchni od 2 do 5 ha, 12 % złoża o powierzchni od 5 do 10 ha, 9 % złoża o powierzchni od 10 do 20 ha, 6 % to złoża o powierzchni od 20 do 50 ha, pozostały procent stanowią złoża o powierzchni większej niż 50 ha. Na rysunku 3 przedstawiono w skali półlogarytmicznej krzywą rozkładu średniej powierzchni złóż.

Około 85 % złóż kopalin okruchowych posiada powierzchnię mniejszą od 10 ha. Pomimo, że ponad połowa złóż znajduje się w pierwszym przedziale (do 2 ha) to ich powierzchnia stanowi tylko 7 % całkowitej powierzchni złóż. Największy udział w ogólnej powierzchni posiadają złoża z przedziału od 20 do 50 ha, wynosi on 16,5 %.



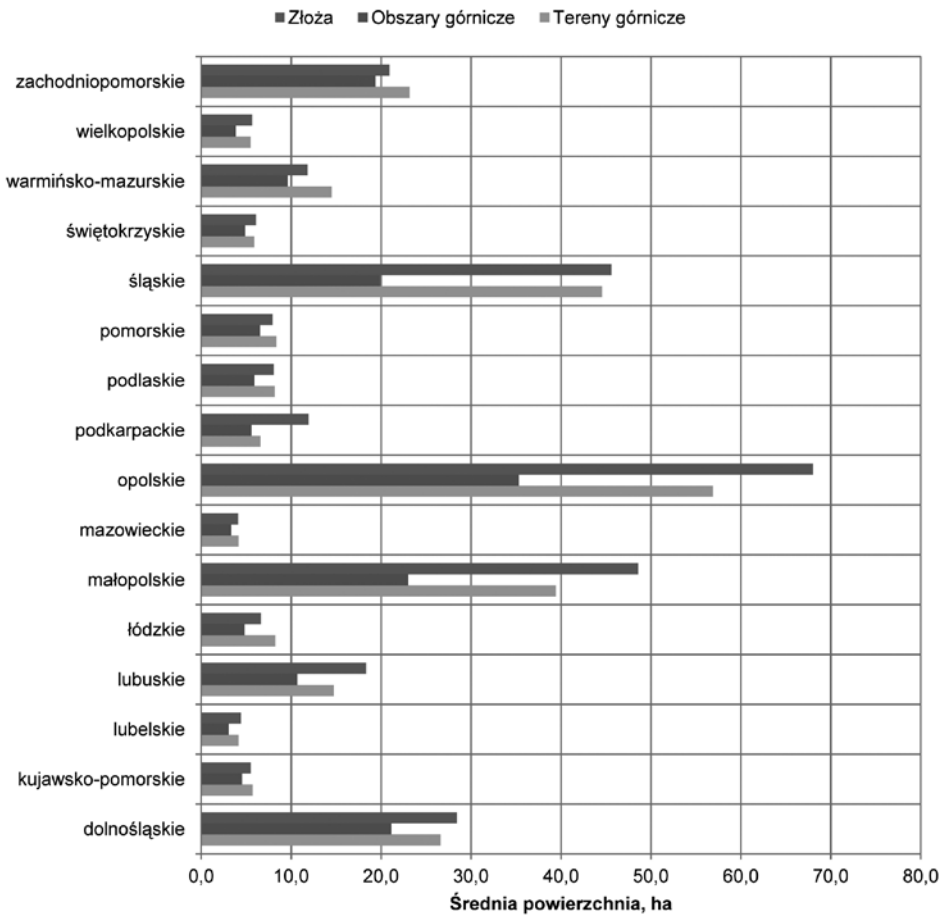
Rys. 2. Przybliżone zasięgi oddziaływania robót górniczych
Fig. 2. Approximate ranges of the mining operations impact



Rys. 3. Krzywa wielkości złóż kopalin okruchowych
Fig. 3. Distribution of size of clastic mineral deposits

3. Regionalna charakterystyka górnictwa kopalin okruchowych

W ujęciu poszczególnych województw zauważalne są znaczne różnice zarówno w liczbie złóż oraz ich powierzchni. Średnia powierzchnia złóż jest największa w województwach: opolskim – 68 ha, małopolskim – 49 ha, śląskim – 46 ha. Powyższe wynika z eksploatacji dużych złóż piasków podsadzkowych w tych województwach (m.in. Szczakowa, Kotlarnia, Maczki Bór). Wykluczając grupę złóż piasków podsadzkowych wartości te zmniejszają się odpowiednio do: opolskie – 44 ha, małopolskie – 29 ha, śląskie – 27 ha Najmniejsza średnia powierzchnia złóż przypada na województwa: mazowieckie – 4 ha, lubelskie – 4 ha, kujawsko-pomorskie – 6 ha, wielkopolskie – 6 ha, świętokrzyskie – 6 ha (rysunek 4).



Rys. 4. Charakterystyka górnictwa kopalin okruchowych w województwach
Fig. 4. Characteristics mining of clastic mineral in the provinces

Tablica 4. Relacja powierzchni złóż, obszarów i terenów górniczych do powierzchni województw i form ochrony przyrody [8]

Table 4. Ratio of area deposits and mining areas to the area provinces and areas of nature conservation [8]

Województwo	Powierzchnia	Powierzchnia form ochrony przyrody*	Udział w powierzchni województwa			Udział w powierzchni form ochrony przyrody		
			Z	OG	TG	Z	OG	TG
	ha	ha	%	%	%	%	%	%
dolnośląskie	1 994 677	635 050	0,21	0,16	0,20	0,66	0,49	0,62
kujawsko-pomorskie	1 797 169	638 350	0,06	0,05	0,06	0,17	0,14	0,17
lubelskie	2 512 250	768 540	0,04	0,03	0,04	0,15	0,10	0,14
lubuskie	1 398 788	618 890	0,10	0,06	0,08	0,24	0,14	0,19
łódzkie	1 821 896	360 730	0,13	0,10	0,17	0,67	0,49	0,83
małopolskie	1 518 279	822 130	0,43	0,20	0,35	0,79	0,37	0,64
mazowieckie	3 555 814	1 297 650	0,06	0,05	0,06	0,17	0,14	0,18
opolskie	941 167	278 600	0,41	0,21	0,34	1,39	0,72	1,16
podkarpackie	1 784 573	991 020	0,18	0,09	0,10	0,33	0,16	0,18
podlaskie	2 018 701	850 840	0,12	0,09	0,12	0,28	0,21	0,29
pomorskie	1 831 022	731 430	0,08	0,06	0,08	0,19	0,16	0,20
śląskie	1 233 351	274 000	0,26	0,11	0,25	1,17	0,51	1,14
świętokrzyskie	1 171 020	762 050	0,03	0,02	0,03	0,05	0,04	0,05
warmińsko-mazurskie	2 417 332	1 356 770	0,10	0,08	0,13	0,18	0,15	0,23
wielkopolskie	2 982 651	1 066 420	0,09	0,06	0,08	0,24	0,16	0,23
zachodniopomorskie	2 289 248	1 021 440	0,08	0,07	0,08	0,17	0,16	0,19

Z – złoża, OG – obszary górnicze, TG – tereny górnicze

* powierzchnia województwa objęta przynajmniej jedną formą ochrony przyrody (wyeliminowanie nakładania się różnych form ochrony przyrody) [2,4,5,6,7,9]

Największe pokrycie złóż (o stosunkowo dużej średniej powierzchni – 21 ha) aktualnymi obszarami górniczymi występuje w województwie zachodniopomorskim i wynosi 93 %. Wysokie wartości pokrycia występują również w województwach: pomorskim (83 %), kujawsko-pomorskim (82 %), warmińsko-mazurskim (81 %) oraz mazowieckim (81 %). Przy czym średnie powierzchnie złóż w tych województwach są znacznie mniejsze: od 4 do 12 ha, co znacząco wpływa na możliwość kompleksowego ich zagospodarowania. Z kolei najmniejsze pokrycie przypada na województwa: śląskie (44 %), podkarpackie (47 %) i małopolskie (47 %).

W tablicy 4 przedstawiono udział powierzchni złóż, obszarów górniczych i terenów górniczych w powierzchni województw oraz ustanowionych w nich form ochrony przyrody.

Pokrycie powierzchni województw złożami kopalin okruchowych nie przekracza 0,5 %. Największa wartość powierzchni złóż odniesiona do powierzchni województwa występuje w województwach: małopolskim (0,43 %) i opolskim (0,41 %). Najmniejszymi wartościami tego parametru charakteryzują się województwa: świętokrzyskie (0,03 %) oraz lubelskie (0,04 %). Dla powierzchni aktualnych obszarów górniczych największa wartość udziału występuje w: opolskim (0,21 %) i małopolskim (0,20 %). Najmniejszy udział przypada w województwach: świętokrzyskim (0,02 %) oraz lubelskim (0,03 %). Natomiast dla powierzchni terenów górniczych największa wartość udziału występuje również w województwie opolskim (0,34 %), oraz małopolskim (0,35 %). Najmniejszy udział przypada podobnie jak dla złóż i obszarów górniczych w województwach: świętokrzyskim (0,03 %) oraz lubelskim (0,04 %). Z kolei łączne powierzchnie przyrodniczo cenne są od 71 (opolskie) do ponad 2100 (świętokrzyskie) razy większe od powierzchni złóż kopalin okruchowych w tych województwach. Biorąc pod uwagę zasięg prowadzonych robót górniczych, które nie mogą przekroczyć wyznaczonych powierzchni obszarów górniczych to powyższa zależność jeszcze bardziej się powiększa od 138 (opolskie) do ponad 2600 (świętokrzyskie). Natomiast w relacji do powierzchni terenów górniczych powierzchnia objęta ochroną przyrody jest od 85 (opolskie, śląskie) do 2190 (świętokrzyskie) razy większa.

Na rysunku 5 przedstawiono w skali półlogarytmicznej krzywą rozkładu średniej powierzchni złóż w województwach.

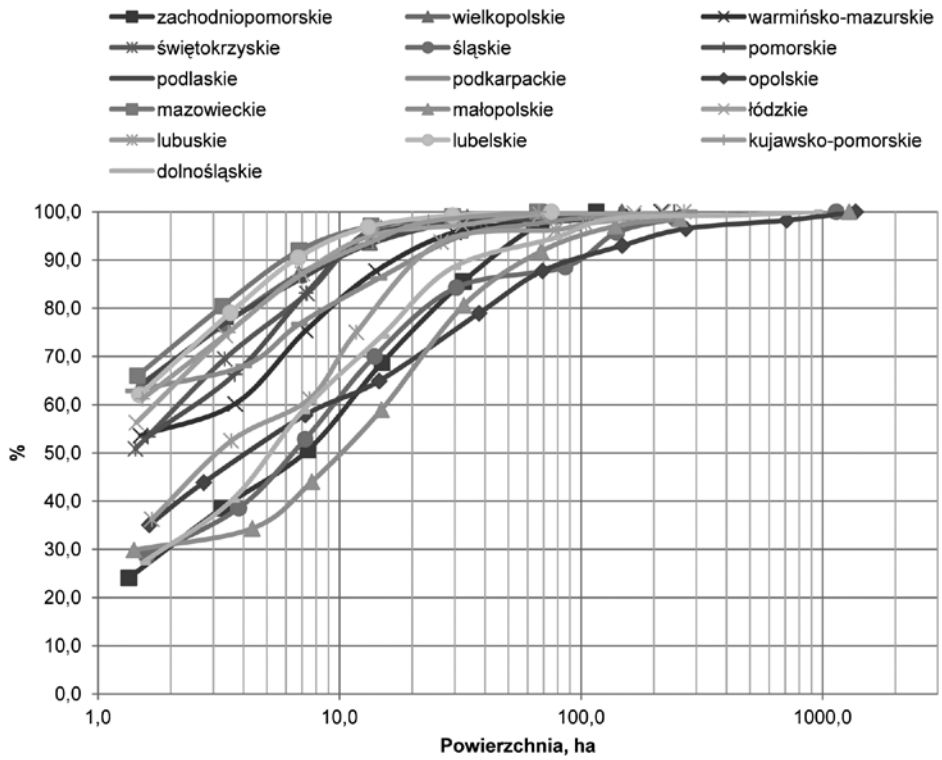
Wskazać można dwie grupy województw. Pierwszą grupę stanowią województwa z dużym udziałem złóż o powierzchni mniejszej od 10 ha. Do tej grupy zaliczyć należy województwa: mazowieckie, podlaskie, lubelskie, kujawsko-pomorskie, świętokrzyskie, podkarpackie, warmińsko-mazurskie, wielkopolskie, łódzkie, pomorskie. Drugą grupę tworzą województwa o znacznie mniejszym udziale takich złóż. Do niej należy zaliczyć województwa: lubuskie, dolnośląskie, śląskie, zachodniopomorskie, małopolskie oraz opolskie.

4. Podsumowanie

Wykonana analiza pokazuje ogólną strukturę górnictwa odkrywkowego złóż kopalin okruchowych, w tym szczególnie złóż piasku i żwiru, które stanowią zdecydowaną większość w tej grupie kopalin. Struktura ta pokazuje, że w skali kraju przeważają złoża małe, o powierzchni do 2 ha, które stanowią 56 %, jednak ich powierzchnia stanowi tylko 7 %.

Łączna powierzchnia wszystkich złóż kopalin okruchowych, objętych w całości lub w części konturem aktualnych obszarów górniczych, wynosi 40 364 ha, co daję średnią powierzchnię złoża 11,8 ha. Łączna powierzchnia złóż to niespełna 0,13 % powierzchni kraju oraz 0,32 % powierzchni form ochrony przyrody.

Dla złóż o powierzchni od 0,1 do 20 ha wskaźnik ich pokrycia obszarami górniczymi jest bardzo wysoki i wynosi ponad 90 %. Dla złóż mniejszych od 2 ha wynosi on nawet 100 %. Dla złóż większych od 20 ha wartość tego wskaźnika jest znacznie mniejsza i wynosi od 70 do 20 %. Dla tych złóż



Rys. 5. Krzywa wielkości złóż kopalin okruchowych w województwach
Fig. 5. Distribution of size of clastic mineral deposits in provinces

uwidaczniają się zatem problemy w ich całkowitym zagospodarowaniu wynikające z różnych ograniczeń przestrzennych (prawo własności, uwarunkowania środowiskowe, społeczne, itp.). Przy czym wartości te uwzględniają również przypadki, w których po wyeksploatowaniu części zasobów i ich rozliczeniu został zmniejszony obszar górniczy bez zmiany granic złoża, co tworzy wyłącznie pozorny obraz małego wykorzystania.

Należy zwrócić uwagę, że ze względu na brak weryfikacji na poziomie nadrzędnym przebiegu granic analizowanych powierzchni, jak również aktualności danych dotyczących ważności ustanowionych obszarów i terenów górniczych, wykonana analiza podatna jest na niezgodności z tego wynikające. Z porównania liczby złóż objętych analizą i liczby złóż kopalin okruchowych zagospodarowanych (tabl. 1), wynika, że zgodność obu zestawień wynosi ok 85 % (dla poszczególnych kopalin od 62 % do 90 %). Z tego też względu uzyskane wyniki (poza wynikami średnimi) należy traktować z przybliżeniem, przyjmując pewien margines błędu oszacowany na 15 % w odniesieniu do danych obrazujących wszystkie złoża objęte analizą (kopaliny okruchowe), a dla poszczególnych kopalin od 10 % (piaski kwarcowe) do 38 % (piaski szklarskie). Powyższe jednocześnie świadczy o umiarkowanej zgodności danych prezentowanych przez Państwowy Instytut Geologiczny w różnych raportach oraz bazach danych.

Artykuł wykonany w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.597

Literatura

1. Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce wg stanu na 31.12.2014 r., Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa, 2015 r.
2. *Burdziej J., Kunz M.*: Obszary chronione w Polsce – spojrzenie geoprzestrzenne, Systemy informacji geograficznej w zarządzaniu obszarami chronionymi – od teorii do praktyki, UMK Toruń, 2013 r.
3. http://geoportal.pgi.gov.pl/surowce/skalne
4. *Kozioł W.* (red), Scenariusze technologiczne pozyskiwania i zagospodarowania surowców skalnych w województwie małopolskim, Poltegor-Instytut, Instytut Górnictwa Odkrywkowego, Kraków-Wrocław, 2013 r.
5. *Kozioł W. (red), Machniak Ł. (red)*, Scenariusze technologiczne pozyskiwania i zagospodarowania surowców skalnych w województwie podkarpackim, Poltegor-Instytut, Instytut Górnictwa Odkrywkowego, Kraków-Wrocław, 2013 r.
6. *Kozioł W. (red), Machniak Ł. (red)*, Scenariusze technologiczne pozyskiwania i zagospodarowania surowców skalnych w województwie opolskim, Poltegor-Instytut, Instytut Górnictwa Odkrywkowego, Kraków-Wrocław, 2013 r.
7. *Kozioł W. (red), Machniak Ł. (red)*, Scenariusze technologiczne pozyskiwania i zagospodarowania surowców skalnych w województwie śląskim, Poltegor-Instytut, Instytut Górnictwa Odkrywkowego, Kraków-Wrocław, 2013 r.
8. *Machniak Ł.*: Górnictwo odkrywkowe w liczbach. Cz. 1. Złoża kopalin okruchowych, Kruszywa, 1/2015
9. *Machniak Ł., Kozioł W.*: Uwarunkowania środowiskowe wykorzystania niezagospodarowanych złóż surowców mineralnych oraz zasobów perspektywicznych w województwie małopolskim i podkarpackim, Górnictwo Odkrywkowe nr 5-6, 2013 r.

UKD 622.83/.84:622.85:556.3

Lej depresji a zasięg negatywnego oddziaływania odwodnienia wyrobiska górniczego

Cone of depression and range of negative impact of dewatering



Dr inż. Krzysztof Polak)*



Mgr inż. Karolina Kaznowska-Opala)*



Dr inż. Kazimierz Różkowski)*



Mgr inż. Katarzyna Pawlecka)*

Treść: W wyniku eksploatacji na terenach działalności górniczej naturalne warunki wodne ulegają przekształceniu. Górnictwo ingeruje w naturalne środowisko wodne zarówno pod względem ilościowym, jak i jakościowym. Skutki ujemnego oddziaływania górnictwa na środowisko wodne są wielorakie. Celem artykułu jest określenie szkodliwego wpływu odwodnienia zakładu górniczego na środowisko naturalne. W praktyce przyjmuje się, że maksymalny zasięg występowania obniżeń zwierciadła wody wyznacza zasięg negatywnego oddziaływania. Tymczasem badania wskazują, że odwodnienie, objawiające się powstaniem obniżeń zwierciadła wody nie zawsze ma działanie szkodliwe dla środowiska.

Abstract: Natural water environment conditions usually change by mining exploitation, Mining interferes in water environment by changing water quality and quantity. The negative effects are varied. The aim of this paper is to determine the harmful effects of dewatering. In practice, it is assumed that the maximum range of cone of depression determines the negative impact extent. However, studies indicate that dewatering which cause the water level decreasing, do not always cause negative impacts on the environment.

Słowa kluczowe:

lej depresji, zasięg negatywnego oddziaływania odwodnienia kopalni, szkody górnicze

Key words:

cone of depression, extent of the negative impact of mine dewatering, mining damage

1. Wprowadzenie

Zgodnie z Ustawą z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze[15] przestrzeń objęta przewidywanymi szkodliwymi wpływami robót górniczych zakładu górniczego nazywana jest terenem górniczym. Sumaryczny zasięg wpływów pochodzących od wszystkich czynników związanych z ruchem zakładu górniczego stanowi granicę zasięgu oddziaływania. Jednym z komponentów środowiska, na który wpływa zakład górniczy jest środowisko wodne.

*) AGH w Krakowie

Wydobycie kopaliny wymaga niekiedy odwodnienia i odprowadzenia znacznych ilości wód kopalnianych do cieków powierzchniowych. Odwodnienie złoża może wpływać na gospodarkę wodną w sąsiedztwie kopalni, a co za tym idzie powodować osuszanie górotworu, zmiany składowych bilansu wodnego, zmniejszenie plonowania użytków rolnych i leśnych, zmiany układu pola hydrodynamicznego, zmiany składu chemicznego wód podziemnych, osiadanie terenu prowadzące do tworzenia się obszarów podtopionych oraz do zmiany układu sieci wód powierzchniowych [1]. Zakres oddziaływania zależy jednak od wielu czynników, np. wydatku systemu odwodnienia kopalni,budowy geologicznej i warunków hydrogeologicznych terenu otaczającego wyrobisko, zasilania warstw wodonośnych z cieków powierzchniowych oraz czynników meteorologicznych (głównie wielkości opadów). W związku z tymi uwarunkowaniami nie można dokładnie przewidzieć stopnia szkodliwego oddziaływania odwodnienia rejonu kopalni odkrywkowej na tereny w jej sąsiedztwie.

Kwestie odwodnienia zakładów górniczych, odprowadzania wód pochodzących z odwodnienia, reguluje Ustawa z dnia 18 lipca 2001 r. [12] Prawo wodne, która jednoznacznie wskazuje, iż warunkiem prowadzenia tego rodzaju działalności jest uzyskanie pozwolenia wodnoprawnego. W pozwoleniu wodnoprawnym ustala się cel i zakres korzystania z wód, a także uprawnienia oraz obowiązki niezbędne ze względu na ochronę zasobów środowiska, interesy ludności i gospodarki.

Zmiany hydrodynamiczne związane z drenażem wód w obrębie wyrobiska ujawniają się poprzez rozwój leja depresji. Zgodnie z definicją [1] lej depresji kopalni jest to: „strefa obniżenia powierzchni piezometrycznej (zwierciadło wód podziemnych) wywołanego odwadnianiem poziomów wodonośnych przez kopalnię. Zasięg leja depresji kopalni to odległość od punktu największego obniżenia powierzchnipiezometrycznej (zwykle w miejscu drenażu wód podziemnych) do miejsca, w którym to obniżenie praktycznie zanika. Lej depresji kopalni może rozwinąć się w kilku poziomach wodonośnych, jeżeli pozostają one w kontakciehydraulicznym". W praktyce przyjęło się uznawać, że zasięg leja depresji stanowi izolinia 1 m obniżenia zwierciadła wody w stosunku do średniego położenia z wielolecia[16].

Na etapie przygotowywania inwestycji sporządza się dokumentację hydrogeologiczną. Jej celem jest określenie warunków hydrogeologicznych w związku z projektowaniem odwodnień do wydobywania kopalin ze złóż. Wytyczne do dokumentacji określa Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 8 maja 2014 r. w sprawie dokumentacji hydrogeologicznej i dokumentacji geologiczno-inżynierskiej [8]. Dokumentacja określać powinna wskazanie zasięgu oddziaływania projektowanego odwodnienia złoża i ocenę przewidywanych zmian warunków hydrogeologicznych oraz właściwości fizycznochemicznych wód podziemnych, w szczególności w zbiornikach wód podziemnych, oraz prognozę wpływu tych zmian na środowisko, w tym prognozę możliwych szkód. Zagadnieniem rozpatrywanym jest także określenie przewidywanej wydajności odwadniania w odniesieniu do zasobów dyspozycyjnych (zbiorników) wód podziemnych. W dokumentacji powinny znaleźć się także zalecenia dotyczące konieczności ograniczenia rozmiarów prac odwodnieniowych lub zaniechania eksploatacji złoża poniżej poziomu zwierciadła wód podziemnych, jeżeli prognozuje się, że w wyniku odwodnienia powstaną poważne szkody w środowisku. Ponadto w dokumentacji należy przeprowadzić analizę możliwości wykorzystania wód podziemnych, pochodzących z odwodnienia zakładu górniczego, na obszarach, na których wystąpią szkody wyrządzone ruchem zakładu górniczego [8]. Wynika z tego, o czym nie mówi wprost rozporządzenie, że dokumentacja powinna zawierać propozycje rozwiązań pozwalających na ograniczenie oddziaływania na środowisko wodne, tj. np. przedsięwzięcie środków zapobiegawczych, uniemożliwiających powstanie szkód w środowisku.

Dokumentację hydrogeologiczną przyjmuje właściwy organ samorządu terytorialnego.Zgodnie z przepisami ustawy Prawo Ochrony Środowiska Marszałek Województwa jest organem ochrony środowiska właściwym w sprawach przedsięwzięcia mogącego znacząco oddziaływać na środowisko, dla którego obowiązkowe jest sporządzenie raportu o oddziaływaniu przedsięwzięcia na środowisko. Raport powinien określać oddziaływanie przedsięwzięcia na środowisko, w tym również na obszary prawnie chronione.

Granicę zasięgu terenu górniczego określa się we wniosku koncesyjnym. Zgodnie z definicją zawartą w Ustawie Prawo Geologiczne i Górnicze, uznać należy, że lej depresji może być, ale nie musi być brany pod uwagę jako czynnik ustalania zasięgu negatywnego oddziaływania zakładu górniczego. Warunkiem jest tu bowiem prognoza wystąpienia potencjalnej szkody. Z punktu widzenia obowiązującego prawa w zasięgu leja depresji musiałby być przewidywane oddziaływania uznane za szkodliwe.

Zauważyć należy, że w wielu przypadkach działania inżynierskie polegające na wykonywaniu odwodnień, melioracji czy drenażu wód podziemnych są zabiegiem celowym, prowadzonym nie dla wyrządzenia szkody a wręcz poprawy warunków np. uprawy roślin czy stanu zawodnienia budowli itp.

W związku z powyższym, celem niniejszego artykułu jest włączenie się do dyskusji, co do faktycznej szkodliwości oddziaływania leja depresji wywołanego odwodnieniem górniczym. Przystępując do rozpatrywania postawionego zagadnienia postawiono więc tezę: odwodnienie górnicze nie jest jednoznaczne z powstaniem szkody, dlatego lej depresji nie może być bezkrytycznie brany pod uwagę jako czynnik szkodliwy. Szkodliwe oddziaływanie leja depresji może ujawnić się np. tylko w części jego zasięgu. Uwzględniając takie podejście, każde przedsięwzięcie musi być rozpatrywane indywidualnie, a w analizie potencjalnej szkodliwości oddziaływania leja depresji należy uwzględnić szereg uwarunkowań lokalnych, np. budowę geologiczną, zasilanie warstw wodonośnych z wód powierzchniowych warunki hydrogeologiczne warunki hydrologiczne, w tym występowanie struktur i stref ograniczających zasięg leja depresjia także kierunków uprzywilejowanych jego rozwoju oraz zasilanie warstw wodonośnych z wód powierzchniowych oraz infiltracji [9], warunki morfologiczne, sposób korzystania z wód podziemnych przez faunę i florę w warunkach naturalnych oraz występowanie ujęć wód podziemnych, w których możliwe jest zmniejszenie zasobów.

Szkodą, w polskim prawie cywilnym, jest według tzw. teorii różnicy, uszczerbek, który nastąpił wbrew woli poszkodowanego, w prawnie chronionych dobrach (interesach), i który wyraża się w różnicy pomiędzy stanem dóbr, jaki istniał i jaki mógłby się w normalnej kolei rzeczy wytworzyć, a stanem, jaki powstał na skutek zdarzenia wywołującego zmianę w dotychczasowym stanie rzeczy, z którym to zdarzeniem ustawodawca wiąże powstanie odpowiedzialności odszkodowawczej. Szkoda majątkowa obejmuje zarówno straty, jakie poniósł poszkodowany jak i utracone korzyści[17].

2. Wyznaczanie zasięgu leja depresji

Zasięg leja depresji jest to odległość, w określonym przekroju, wpływu eksploatacji na wody podziemne. Oprócz warunków naturalnych w rejonie odwadnianego złoża na wielkość promienia leja depresji ma wpływ obniżenia zwierciadła wody i czasu pompowania. Zasięg leja depresji można

wyznaczyć za pomocą wzorów empirycznych na podstawie próbnych pompowań (dla ruchu ustalonego). Dla dużych ujęć i wyrobisk górniczych oraz większych depresji zasięg leja depresji można wyznaczyć ze np. ze wzoru [2]

$$\lg R = \frac{s_1 lg x_2 - s_2 lg x_1}{s_2 - s_1} \quad (1)$$

gdzie:

R promień leja depresji, m

s_1 depresja w piezometrze zlokalizowanym w odległości x_1 od pompowanej studni, m

s_2 depresja w piezometrze zlokalizowanym w odległości x_2 od pompowanej studni, m

Najczęściej jednak przy obliczaniu promienia leja depresji dla wyrobisk górniczych (dużych obszarów odwadniania) stosuje się metodę wielkiej studni uwzględniającą tzw. promień zastępczy obszaru odwadnianego

$$R_0 = R + r_0 \quad (2)$$

gdzie:

R_0 promień leja depresji od centrum obszaru odwadnianego, m

R promień leja depresji od konturu obszaru odwadnianego, m

r_0 promień zastępczy obszaru odwadnianego, m

Promień zastępczy dla wyrobisk w kształcie koła lub kwadratu wyznacza się ze wzoru

$$r_0 = \sqrt{\frac{F}{\pi}} \quad (3)$$

gdzie:

F powierzchnia odwadnianego obszaru, m^2

Metoda ta opisana jest szczegółowo w poradnikach i podręcznikach hydrogeologicznych [6].

Dokładniejszą metodą wyznaczania zasięgu leja depresji jest modelowanie numeryczne. Obliczenia numeryczne pozwalają na ocenę rzeczywistego zasięgu oddziaływania ujęć oraz prognozowania rozwoju wpływu w czasie. Symulacji prognostycznej dokonuje się za pomocą programów komputerowych. W modelu numerycznymodwzorowuje się warunki krążenia wód podziemnych oraz prowadzi się obliczenia dla planowanych zmian warunków hydrodynamicznych w obrębie wydzielonej zlewni hydrogeologicznej [10].

W celu określenia aktualnych warunków hydrodynamicznych i hydrochemicznych rejonu złoża potrzebnych do konstrukcji modelu numerycznego przeprowadza się badania terenowe hydrogeologiczne i hydrologiczne. Pozyskane dane w ramach monitoringu hydrogeologicznego uzupełniają zgromadzony archiwalny zbiór danych faktograficznych. Dane z monitoringu wód podziemnych są najbardziej wiarygodnym źródłem informacji o wpływie eksploatacji górniczej na środowisko wodne. Materiał badawczy po odpowiednim przygotowaniu poddawany jest weryfikacji, w postaci kalibracji modelu numerycznego.

Weryfikację modelu przeprowadza się metodą kolejnych przybliżeń (iteracji) przyjmując jako kryterium zgodność między położeniem zwierciadła wód podziemnych obliczonym na modelu i zmierzonym w wytypowanych punktach obserwacyjnych (np. piezometrach).

W miarę powiększania zasobu danych o danym obszarze model numeryczny może być stale modyfikowany i uszczegółowiany. Model pozwala również na prognozowanie rozwoju leja depresji np. w wyniku zwiększania poboru wody, co umożliwia zastosowanie środków zaradczych w przypadku prognozy wystąpienia negatywnych i szkodliwych skutków planowanego odwodnienia.

3. Wpływ odwodnienia na środowisko

Rozwój eksploatacji kopaliny wiąże się najczęściej z pogłębianiem wyrobiska, otwierając kolejne poziomy eksploatacyjne lub jego horyzontalnym poszerzeniem o udokumentowane zasoby. Dalsza eksploatacja złoża wymaga wtedyjego odwodnienia w celu prowadzenia prac w warunkach lądowych i zachowania bezpieczeństwa prac górniczych, bezpieczeństwa załogi i sprzętu. Odwodnienie złoża skutkować będzie zatem powstaniem leja depresji, tzn. obniżeniem ciśnienia wód podziemnych w warstwach naporowych oraz obniżeniem zwierciadła wody w warstwach swobodnych. Obniżenie ciśnienia w wodach naporowych, które nie mają kontaktu hydraulicznego z wodami przypowierzchniowymi, nie wpływa ujemnie na faunę i florę.

W związku z drenażem struktur wodonośnych rozwój eksploatacji złoża powoduje zmiany w dotychczas obserwowanym systemie krążenia wody. Wody odbierane przez system odwadniania odprowadzane są najczęściej do cieków powierzchniowych. Zmiany te przyczyniają się do:

1. wytworzenia, zmiennej w zależności od rozwoju eksploatacji, strefy obniżonego zwierciadła wody (oddziaływania odwodnienia złoża) w obrębie drenowanych utworów geologicznych,
2. potencjalnego obniżenia zwierciadła wody w studniach kopanych położonych w bezpośrednim otoczeniu wyrobiska, w przypadku łączności hydraulicznej poziomu użytkowego z drenowanym poziomem wodonośnym,
3. pośredniego drenażu utworów czwartorzędowych w strefach kontaktu hydraulicznego z odwadnianym poziomem wodonośnym, skutkując możliwym obniżaniem się zwierciadła wód gruntowych,
4. możliwego odcinkowego zmniejszenia przepływulub okresowego zaniku wody w ciekach powyżej miejsca zrzutu wód kopalnianych,
5. zwiększenia przepływów w ciekach powierzchniowych będących odbiornikiem wód pochodzących z odwadniania,
6. uszczuplenia zasobów dyspozycyjnych odwadnianej struktury hydrogeologicznej

W celu przewidywania skutków odwodnienia wyrobiska tworzony jest model hydrogeologiczny, w którym zakłada się występowanie najbardziej niekorzystnych warunków hydrogeologicznych w odwadnianych poziomach wodonośnych. Skutkuje to potencjalnie, względnie dużym dopływem wody do odwadnianego wyrobiska i powstaniem leja depresji. Poprawność założeń symulacyjnych jest trudna do zweryfikowania na etapie prognozy. Dlatego w zasięgu leja oraz jego otoczeniu prowadzony jest monitoring wód podziemnych w oparciu o system otworów obserwacyjnych, a zebrane dane pozwalają na weryfikację modelu w kolejnych latach trwania prac górniczych.

Największe depresje zwierciadła wody, tworzą się bezpośrednio przy wyrobisku. W peryferyjnej części leja depresji obniżenia te nie są znaczące. Lej depresji rozwija się w miarę pogłębiania wyrobiska oraz powierzchni rozcięcia poszczególnych poziomów roboczych.

Na odcinkach rzek, na których lej depresji w odwadnianym podłożu kontaktować się będzie z utworami czwartorzędowymi może nastąpić zmiana warunków krążenia wody. Zmienia się zazwyczaj charakter rzek z drenujących na zasilające. Na rysunku 1 przedstawiono schematyczny przekrój hydrogeologiczny na którym zaznaczono wpływ zrzutu wody kopalnianej na ograniczenie zasięgu wpływu odwodnienia.

Jako przykład negatywnego wpływu odwodnienia wyrobiska na środowisko można uznać uszczuplenie zasobów

ujęć wód podziemnych zlokalizowanych w obrębie zasięgu leja depresji. Szkoda w tym przypadku ujawnia się poprzez obniżenie poziomu zwierciadła wody, a co za tym idzie wzrost wysokości podnoszenia cieczy i zwiększenie menergochłonności ujęcia wody lub koniecznością jego modernizacji.

Innym przypadkiem negatywnego oddziaływania odwodnienia może być wpływ na gleby. Zmiana warunków hydrologicznych na skutek obniżenia zwierciadła wód podziemnych może wywołać zanik zasilania wodą strefy korzeniowej roślin. Taka sytuacja powoduje przeobrażenia siedlisk, prowadząc do zmniejszenia ich wartości przyrodniczej i gospodarczej. Najbardziej wrażliwe na zmiany są siedliska hydrogeniczne występujące najczęściej w dolinach rzek, cieków wodnych oraz lokalnych obniżeniach terenów[3].

Na terenach, gdzie w użytkach zielonych (rolne, leśne) w warunkach naturalnych dominowała gospodarka wodna opadowo-retencyjna wpływ leja depresji na te użytki zazwyczaj się nie ujawnia.Według Mocka i Owczarzaka (2003) powierzchnie terenu reprezentowane głównie przez gleby wytworzone z piasków, zwłaszcza piasków luźnych i słabo gliniastych, zatrzymują względnie małe ilości wody opadowej, a infiltracja i perkolacja zachodzi bardzo szybko. Podstawową właściwością kształtującą właściwości fizyczne oraz ściśle z nimi związane właściwości wodne gleb jest zawartość materii organicznej. Determinuje ona małą gęstość oraz dużą porowatość całkowitą. W większości gleby w znacznym stopniu mogą podlegać naturalnej lub antropogenicznej degradacji odwodnieniowej.

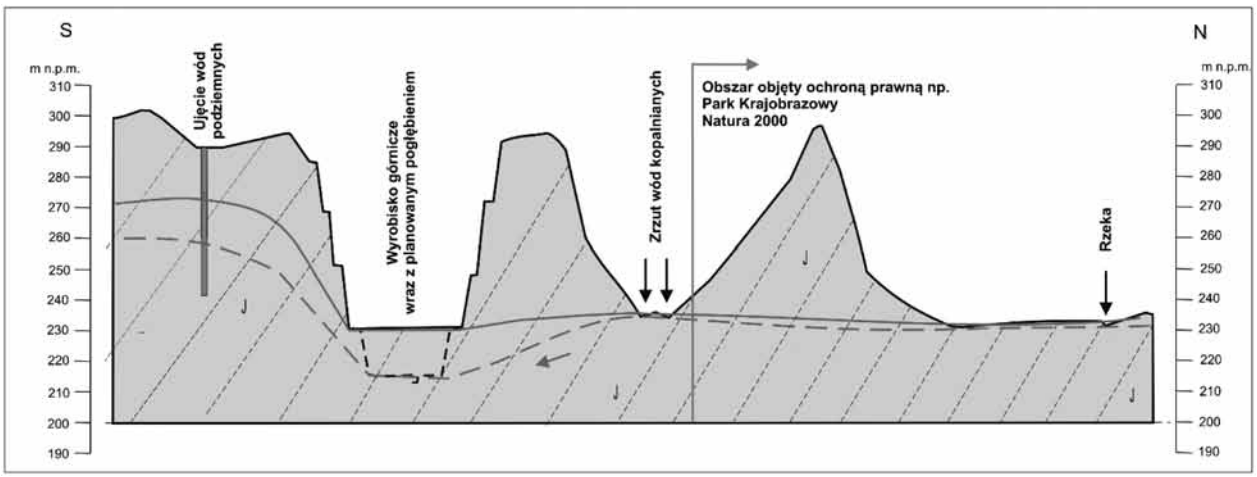
W warunkach naturalnych zwierciadło wód podziemnych występuje na zróżnicowanych głębokościach, przekraczających zazwyczaj kilka metrów i więcej pod poziom terenu. Można stwierdzić, że dodatkowe obniżenia zwierciadła wody, spowodowane przez odwodnienie, nie będą powodować istotnych zmian warunków siedliskowych. Na rysunku 1 zobrazowano potencjalny wpływ leja depresji na warunki korzystania z wody podziemnej przez faunę i florę na powierzchni terenu. Z przekroju wynika, że wpływ ten może się ujawnić w naturalnych obniżeniach morfologicznych, tj. w dolinach cieków. Na wyniesieniach morfologicznych, gdzie pierwotne zwierciadło wody położone było znacznych głębokościach sięgających kilkunastu, a nawet kilkudziesięciu metrów, negatywny wpływ na szatę roślinną jest wykluczony. Uznać można, że obniżenie zwierciadła wody nie może wpłynąć szkodliwie na opadowo-retencyjne warunki korzystania z wody przez organizmy żywe. W związku z tym, stwierdzić można, że w takich przypadkach szkodliwy zasięg leja depresji może przybierać, w zależności od morfologii terenu, nieregularny kształt. Co więcej, granice szkodliwego zasięgu odwodnienia mogą obejmować tereny położone poza wyrobiskiem górniczym, często w peryferyjnej strefie leja depresji.

W opinii autorów niniejszej pracy, problematyczne jest także uznawanie zasięgu leja depresji na granicy obniżenia zwierciadła wody równym 1 m, co zaproponowano w pracy [16]. Obniżenia takie są niekiedy mniejsze niż sezonowe wahania zwierciadła wody.

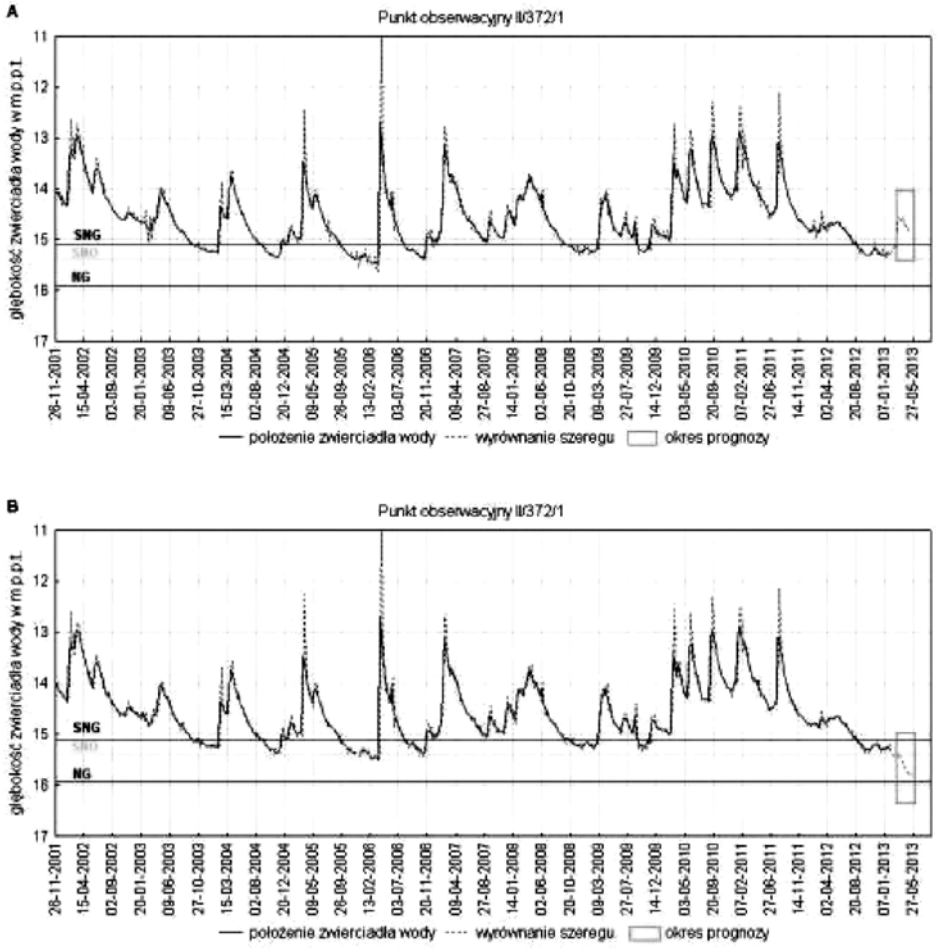
W warunkach naturalnych położenie zwierciadła wody w przypowierzchniowym kompleksie wodonośnym jest ściśle uzależnione od wielkości opadów atmosferycznych. Zmniejszenie miesięcznych sum opadów powoduje obniżenie średnich miesięcznych poziomów zwierciadła wód gruntowych. Wielkość wahań zwierciadła wód podziemnych pierwszego poziomu wodonośnego w poszczególnych miesiącach jest zróżnicowana i zależy przede wszystkim od pory roku, wielkości i rodzaju opadów atmosferycznych oraz temperatury powietrza, która ma wpływ na proces parowania. W miesiącach zimowych opad występuje głównie w postaci stałej, a temperatury przyjmują wartości ujemne. Opad jest retencjonowany i uwalniany w czasie roztopów. Natomiast w okresie letnim wyższe temperatury przyczyniają się do wzrostu parowania i pomimo występowania intensywnych, krótkotrwałych opadów zwierciadło wód gruntowych może ulegać obniżeniu. Na rysunku 2 przedstawiono wahania zwierciadła wody w jednym z wybranych punktów monitoringu sieci Państwowej Sieci Hydrogeologicznej (PSH). Naturalne sezonowe wahania zwierciadła wody sięgają ponad 2 m.

Dlatego, coraz częściej przy określaniu zasięgu leja depresji na podstawie pomiarów zwierciadła wody *in situ*, tj. w oparciu o system monitoringu brane są pod uwagę naturalne amplitudy wahań sezonowych. Jeżeli obniżenie zwierciadła wód podziemnych ma charakter trwały i przekracza amplitudę wahań sezonowych to izolinię reprezentującą za granicę leja depresji uznaje się wielkość maksymalnych wahań sezonowych.

Ustawa Prawo ochrony środowiska[11] mówi, że przy planowaniu i realizacji przedsięwzięcia powinny być zastosowane rozwiązania, które ograniczają zmianę stosunków wodnych do rozmiarów niezbędnych ze względu na specyfikę przedsięwzięcia. Jeżeli konieczna jest czasowa zmiana stosunków wodnych, jest ona dopuszczalna wyłącznie w okresie niezbędnym. Przedsiębiorca, który czasowo doprowadził do zmiany stosunków wodnych, jest zobowiązany do podjęcia działań w celu ich przywrócenia, gdy zmiana przestanie być niezbędna. Zgodnie z Ustawą Prawo Geologiczne i Górnicze po zakończeniu wydobycia przedsiębiorca zobowiązany jest do przeprowadzenia rekultywacji terenów zdegradowanych.



Rys. 1. Poglądowy szkic zasięgu leja depresji i jego wpływu na środowisko
Fig. 1. Pictorial draft of the cone of depression range and its influence on the environment



Rys. 2. Wahania zwierciadła wód swobodnych (gruntowych) w sieci monitoringu Państwowej Służby Hydrogeologicznej – stacja hydrogeologiczna nr II/372/1 w miejscowości Suków (woj. świętokrzyskie), A – prognoza przy założeniu wystąpieniu wilgotnego lata, B – prognoza przy założeniu wystąpieniu suchego lata (Źródło: [5])

Fig. 2. Flucttuation of water level in the hydrogeological station no. II/372/1 in Suków, A- forecast, assuming the occurrence of wet summer, B- forecast, assuming the occurrence of drysummer

W przypadku przeprowadzenia rekultywacji w kierunku wodnym powstały zbiornik zwiększa zasoby wód powierzchniowych (retencję powierzchniową), co należy uznać za pozytywny efekt działalności wydobywczej.

W przypadku oddziaływania na obszary prawnie chronione planowane przedsięwzięcia, które mogą znacząco oddziaływać na obszar Natura 2000, a które nie są bezpośrednio związane z ochroną wyznaczonego obszaru, wymagają przeprowadzenia odpowiedniej oceny oddziaływania przedsięwzięcia na środowisko, na zasadach określonych w Ustawie z dnia 3 października 2008 r. [14] o udostępnianiu informacji o środowisku i jego ochronie, udziale społeczeństwa w ochronie środowiska oraz ocenach oddziaływania na środowisko (Dz.U. 2008 nr 199, poz. 1227 wraz z późniejszymi zmianami).

Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 9 listopada 2010 r. w sprawie przedsięwzięć mogących znacząco oddziaływać na środowisko [7] do przedsięwzięć mogących zawsze znacząco oddziaływać na środowisko zalicza wydobywanie kopalin ze złóż metodą odkrywkową na powierzchni obszaru górniczego nie mniejszej niż 25 ha. Mając na uwadze powyższe, planowane przedsięwzięcie w postaci udostępnienia złoża poniżej rzędnej zwierciadła wód podziemnych wymaga niekiedy opracowania Raportu Oceny Oddziaływania na Środowisko.

Ustawa z dnia 16 kwietnia 2004 r. o ochronie przyrody [13] stwierdza, że jeżeli przemawiają za tym konieczne wymogi nadrzędnego interesu publicznego, w tym wymogi o charakterze społecznym lub gospodarczym, i wobec braku rozwiązań alternatywnych, właściwy miejscowo Regionalny Dyrektor Ochrony Środowiska, może zezwolić na realizację planu lub działań, mogących znacząco negatywnie oddziaływać na cele ochrony obszaru Natura 2000, zapewniając wykonanie kompensacji przyrodniczej niezbędnej do zapewnienia spójności i właściwego funkcjonowania sieci obszarów Natura 2000.

Z prowadzonych badań nad szkodliwością oddziaływania leja depresji wynika, że zasięg ten może przybierać, w zależności od morfologii terenu, nieregularny kształt. Co więcej, granice szkodliwego zasięgu odwodnienia mogą obejmować tereny położone poza wyrobiskiem górniczym, często w peryferyjnej strefie leja depresji. Położenie tych granic uzależnione jest od morfologii terenu, typu gospodarki wodnej na użytkach leśnych, rolnych oraz obszarach przyrodniczo cennych – w tym prawnie chronionych, w warunkach naturalnych.

4. Monitoring

Długotrwała eksploatacja złoża powoduje powstawanie leja depresji, który w konsekwencji może doprowadzić do

nadmiernego osuszenia terenu. Z tego względu, na zakład górniczy nakładany jest obowiązek wykonywania pomiarów położenia zwierciadła wód podziemnych niezbędnych do prowadzenia stałej obserwacji i wyznaczania zasięgu leja depresji.

Monitoring środowiska wód podziemnych polega na prowadzeniu okresowych lub ciągłych obserwacji, opróbowań, bądź pomiarów realizowanych w wytypowanych punktach badawczych. Analizie poddawane są parametry jakościowe i ilościowe, bądź jedna z grup danych.

Monitoring czwartorzędowego piętra wodonośnego powinien zostać wdrożony przed uruchomieniem odwodnienia, co pozwoliłoby na udokumentowanie stanu pierwotnego środowiska wodnego. Obserwacje powinny być również prowadzone w trakcie trwania wydobycia. Uzyskane wyniki obserwacji będą mogły posłużyć do weryfikacji modelu symulacyjnego oraz do przygotowania wiarygodnych prognoz w zakresie wpływu odwodnienia na środowisko wodne w otoczeniu złoża.

W przypadku stwierdzenia prawdopodobieństwa wpływu odwodnienia na szczególnie cenne obszary prawnie chronione należy przewidzieć wykonanie systemu pozwalającego na ochronę obszaru. np. poprzez jego nawodnienie (np. studni chłonnych, rowów infiltracyjnych, systemów irygacyjnych itp.). Niekiedy w ramach działań osłonowych wystarczające jest prowadzenie zrzutu wód pochodzących z odwodnienia w obrębie leja depresji. Działania takie wpisują się w pojęcie zabiegów kompensacyjnych oraz zasadę zamykania obiegów wodnych.

5. Podsumowanie i wnioski

Odwadnianie wyrobisk górniczych, w których prowadzi się wydobycie kopalin zalegających poniżej zwierciadła wód podziemnych powoduje powstanie leja depresji. Zasięg leja oraz stopień przeobrażenia środowiska przyrodniczego zależy od rodzaju gospodarki wodnej, występującej w warunkach naturalnych na rozpatrywanym obszarze. W przypadku, gdy dominuje na obszarze leja depresji gospodarka opadowo-retencyjna, wpływ leja depresji na biotopy, w zasięgu jego występowania, jest wątpliwy, a niekiedy wykluczony. Obniżenie zwierciadła wody może natomiast wpływać ujemnie na zasoby ujęć wód podziemnych, o ile wykorzystują one zasoby z poziomów wodonośnych będących, bezpośrednio lub pośrednio, przedmiotem drenażu górniczego.

Monitoring środowiska przyrodniczego w warunkach postępującej industrializacji i zwiększania presji na środowisko naturalne staje się koniecznością. Umożliwia obserwacje trendów zmian zachodzących w środowisku poddawanemu zwiększającej się antropopresji, pozwalając w porę dojrzeć niekorzystne przemiany. W przypadku obiektów punktowych pozwala na jednoznaczne stwierdzenie bądź wykluczenie potencjalnego, bądź prognozowanego wpływu na środowisko.

Warto podkreślić, że zrzut wody z kopalń do cieków powierzchniowych, w odpowiednio usytułowanych punktach może sprzyjać ograniczaniu zasięgu leja depresji, a zasilanie cieków wodami kopalnianymi ma wtedy charakter kompensujący jego niekorzystne oddziaływanie.

Dodatkowe zasilanie przypowierzchniowych warstw wodonośnych (wód gruntowych), realizowane poprzez zrzut wód kopalnianych o odpowiednich parametrach fizykochemicznych, pozwala na zachowanie odpowiedniej wilgotności gleb dla ochrony biotopów wodolubnych. Dodatkowo, w celu realizacji działań minimalizujących szkodliwy wpływ odwodnienia na roślinność hydrofilną wykorzystuje się współczesne rozwiązania hydrotechniczne, tj. systemów nawodnień, bystrotoków, ujęć powierzchniowych, piętrzeń, umocnień, itp.

Odwodnianie wyrobisk górniczych prowadzone jest czasowo do wyczerpania zasobów złoża. Działania takie nie mają charakteru trwałego, a co najwyżej są długotrwałe. Dlatego, w przypadku stwierdzenia szkodliwości działań w ramach prowadzonych prac przygotowawczych należy dążyć do minimalizacji szkodliwości poprzez prowadzenie odpowiednich zabiegów rekompensujących. W przypadku braku rozwiązań alternatywnych, co podyktowane może być brakiem surowców dla gospodarki, w tym również brakiem możliwości importu surowców, konieczne jest prowadzenie działalności górniczej z poszanowaniem zasad ochrony środowiska, tj. w zgodzie z zasadami zrównoważonego rozwoju.

Publikacja została zrealizowana w ramach pracy statutowej nr 11.11.100.597.

Literatura

1. *Bocheńska T., Dowgiałło J., Kleczkowski A.S., Krajewski S., Macioszczyk A., Macioszczyk T., Małecka D., Rogoż M., Różkowski A., Sadurski A., Szczepański A., Witczak S, red. nauk.: Dowgiałło J., Kleczkowski A.S., Macioszczyk A., Rożkowski A.*: Słownik hydrogeologiczny. Wyd. Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa 2002.
2. *Dowgiałło J., Kozerski B., Krajewski S., Macher J., Macioszczyk T., Malinowski J., Paczyński B., Płochniewski Z., Stenzel P., Szymanko J., Turek S., red. nauk. Turek S.*: Poradnik hydrogeologa. Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa 1971.
3. *Miatkowski Z., Przeździecki K., Zawadzki J.*: Obserwacje zróżnicowania przestrzennego warunków wodnych trwałych użytków zielonych w zakresie widzialnym i bliskiej podczerwieni w rejonie oddziaływania kopalni odkrywkowej węgla brunatnego. Polskie Towarzystwo Informacji Przestrzennej, Roczniki Geomatyki, Tom XI, Zeszyt 4(61) 2013.
4. *Mocek A., Owczarzak W.*: Odwodnieniowa degradacja gleb w obrębie Konińsko-Turkowskiego Zagłębia Węglowego. Acta Agrophys, Nr 89, 1(4) 2003.
5. *Nowicki Z.* (red).: Prognoza sytuacji hydrogeologicznej w strefach zasilania i poboru wód podziemnych.Państwowa Służba Hydrogeologiczna, [w]: http://www.psh.gov.pl/plik/id,7728.pdf[dostęp: 02.06.2015r.] 2015.
6. *Pazdro Z.*: Hydrogeologia ogólna. Wyd. trzecie uzupełnione, Wydawnictwo Geologiczne,Warszawa 1983.
7. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 9 listopada 2010 r. w sprawie przedsięwzięć mogących znacząco oddziaływać na środowisko (Dz.U. 2010 nr 213 poz. 1397)
8. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 8 maja 2014 r. w sprawie dokumentacji hydrogeologicznej i dokumentacji geologiczno-inżynierskiej (Dz.U. 2014 poz. 596)
9. *Sawicki J.*: Zmiany naturalnej infiltracji opadów do warstw wodonośnych pod wpływem głębokiego drenażu górniczego. Ofic.Wydaw., PWr. Wrocław 2000, s.174.
10. *Szczepiński J.*: Modelowanie numeryczne w badaniach hydrogeologicznych dla oceny wpływu kopalń odkrywkowych na środowisko wodne. Wydział Geoinż. Górni. i Geol. PWr., Wrocław 2014 s.200.
11. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska (Dz.U. 2001 nr 62 poz. 627)
12. Ustawa z dnia 18 lipca 2001 r. Prawo wodne (Dz.U. 2001 nr 115 poz. 1229)
13. Ustawa z dnia 16 kwietnia 2004 r. o ochronie przyrody (Dz.U. 2004 nr 92 poz. 880 wraz z późniejszymi zmianami)
14. Ustawa z dnia 3 października 2008 r. o udostępnianiu informacji o środowisku i jego ochronie, udziale społeczeństwa w ochronie środowiska oraz ocenach oddziaływania na środowisko (Dz.U. 2008 nr 199 poz. 1227 wraz z późniejszymi zmianami)
15. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze(Dz.U. 2015 poz. 196)
16. *Wilk Z., Adamczyk A., Nałęcki T.* ,1990: Wpływ działalności górniczej na środowisko wodne, Wydaw. SGGW-AR
17. *Wiśniewski T.*, 2012: Utracone korzyści w perspektywie prawnej i finansowej. Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego, Nr 690

Wskazówki dla Autorów współpracujących z „Przeglądem Górniczym”

Przegląd Górniczy (The Polish Mining Review) jest czasopismem (miesięcznikiem) naukowo-technicznym, merytorycznie obejmującym całokształt zagadnień związanych z górnictwem kopalin stałych (rozpoznanie geologiczne, eksploatacja, rekultywacja i rewitalizacja środowiska). Wydawcą czasopisma jest Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa.

Przegląd Górniczy w zakresie problematyki górniczej jest kontynuatorem Przeglądu Górniczo-Hutniczego założonego w dniu 1.10.1903 r.

Miesięcznik znajduje się w wykazie Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego wybranych czasopism punktowanych. Zgodnie z komunikatem MNiSzW z dnia 17 grudnia 2013 roku za wydane w Przeglądzie Górniczym publikacje naukowe uzyskuje się 6 punktów.

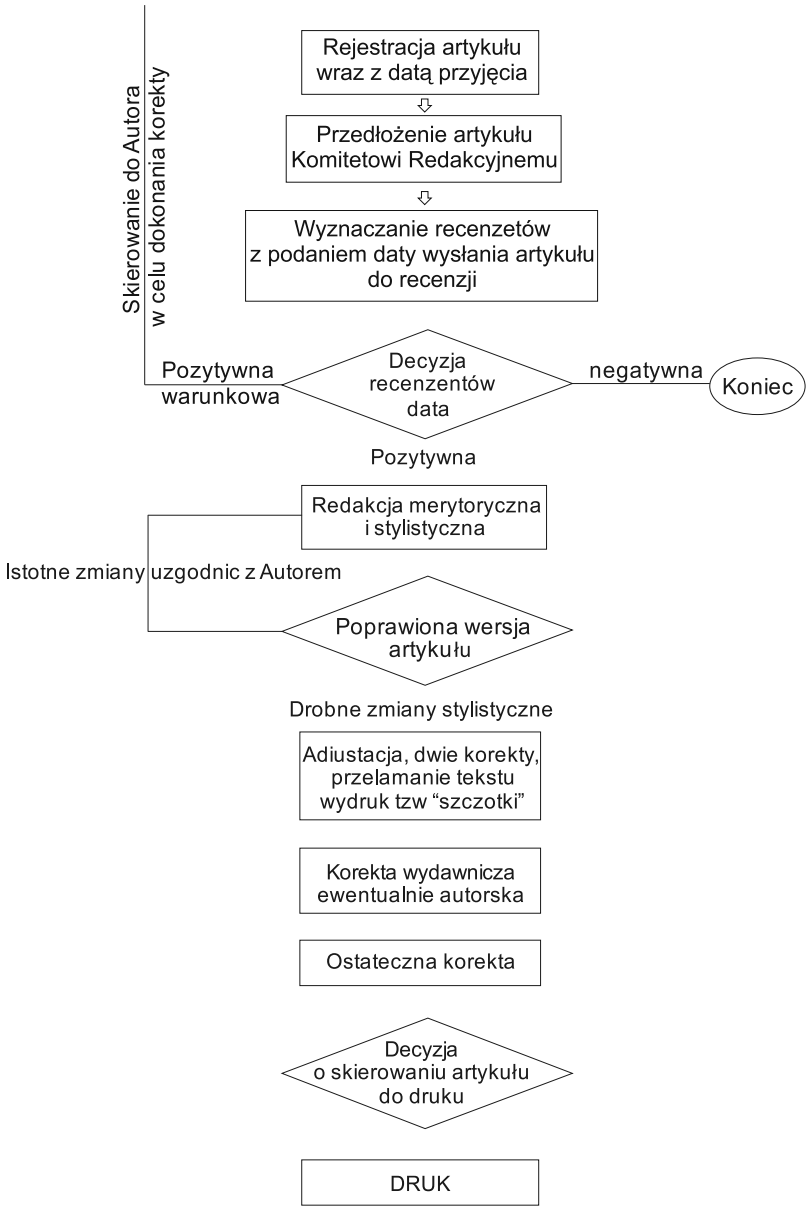
Miesięcznik znajduje się w wykazie Index Copernicus Journal Master List - ICV 5,98 oraz ogólnopolskiej bazie <baztech.icm.edu.pl>

Przeglad Górniczy podlega ocenie przez Zespół ekspertów afiliowanych przy Komitecie Ewaluacji Jednostek Naukowych. Redakcja, w terminach ustalonych przez MNiSzW, wypełnia ankietę aplikacyjną czasopisma naukowego. Nowa ankieta w systemie PBN/New journal guestion-naire submitted to the Polish Scholarly Bibliography, została złożona 29.10.2014 r.

Komitet redakcyjny i Rada Naukowa przestrzegają zasad opracowanych przez MNiSzW przyjmowania i przygotowania do druku zgłaszanych do publikacji artykułów (szczegółowa procedura pokazana jest poniżej).

I. Schemat cyklu wydawniczego w Przeglądzie Górniczym.

Wydawca Przeglądu Górniczego (ZG SITG) opracował instrukcję wydawniczą ważną od 1.03.2015 r. Obowiązuje ona Redakcję PG i jest informacją dla Autorów.



II. Instrukcja sposobu przygotowania maszynopisu artykułu

- Treść artykułów powinna odpowiadać poziomowi i profilowi tematycznemu publikacji w „PG”
- Nadsyłane artykuły powinny stanowić zamkniętą tematycznie całość i ujmować w zasadzie jedno zagadnienie czy też przegląd stanu i perspektyw wybranego działu, techniki, czy (lub) technologii górniczej
- Każdy artykuł powinien zawierać następujące części:
  - tytuł w języku polskim
  - tytuł w języku angielskim

- tytuły, imiona i nazwiska autorów z podaniem afiliacji i adresem e-mail
- streszczenia w języku polskim o objętości do 20 wierszy
- streszczenia w języku angielskim jw.
- słowa kluczowe w języku polskim do 7 wyrazów
- słowa kluczowe w języku angielskim j.w.
- wprowadzenie
- rozwinięcie ze wskazaniem miejsc cytowanych tabel i rysunków
- wnioski, podsumowanie
- alfabetyczny, ponumerowany spis literatury wg wzoru zamieszczonego niżej oraz w części VI wskazówek
- czarno-białe fotografie autorów (JPG, TIFF) w formacie 4x5 cm
- tabele w plikach doc, docx ewentualnie exe.
- rysunki w odpowiedniej skali z legendą w obrębie rysunku w językach polskim i angielskim
- tytuł tabeli, rysunku w językach polskim i angielskim

– Pliki tekstowe należy przygotować w wersji komputerowej, stosując edytor Word z oznaczeniem wersji, interlinia 1,5, czcionka 12, Times New Roman
– Rysunki należy przygotować w wersji komputerowej w programie CorelDRAW12 lub starszym. Grafikę rastrową należy zapisać w formacie TIFF lub JPG. Inne programy i formaty mogą być stosowane po uzgodnieniu z Redakcją.
– Kolorowe ilustracje należy załączać tylko w uzasadnionych przypadkach. Autorzy są zobowiązani do partycypowania w kosztach w kwocie 300 PLN +VAT (aktualnie 5%) za rysunek(i)/stronę druku. W związku z powyższym wymagane jest oświadczenie poniesienia dodatkowych kosztów akceptowane przez kierownika i księgowego jednostki zatrudniającej Autora lub zobowiązanie się Autora do dokonania wpłaty. Dopuszcza się udzielenie 30% rabatu dla członka SITG po przedstawieniu dowodu przynależności do SITG.
– Autor(zy) składając pracę do druku milcząco oświadczają, że praca nie była i nie będzie w tej samej postaci publikowana w innym czasopiśmie. Składają też oświadczenia w sprawie przeniesienia praw autorskich i majątkowych na SITG, a także oświadczenia Autorów wsprawie zapór «ghosthwriting» i «guest authorship». Formularze oświadczeń są w niniejszej informacji oraz do pobrania na stronie internetowej PG www.sitg.pl/dopobrania/przeglad/wskazowki.pdf
– Wersję komputerową na płycie CD oraz wydruk komputerowy (2 kopie) całego artykułu w wersji czarno-białej wraz z oświadczeniami należy przesłać na adres – Redakcja Przeglądu Górniczego, ul. Powstańców 25, 40-925 Katowice.
– Materiały niekompletne będą zwracane Autorowi do uzupełnienia.
– Warunkiem opublikowania artykułu jest uzyskanie pozytywnych recenzji. Recenzentów wyznacza Komitet Redakcyjny, a w przypadku zeszytu zamawianego jego Redaktor.
– W przypadku konieczności wykorzystania w innych czasopismach rysunków, tabel itp. zamieszczonych w artykule opublikowanym w PG , autorzy zobowiązują zwrócić się do Redakcji o wyrażenie na to zgody.
– Forma cytowania artykułów powinna być następująca – w tekście [12, 13], w spisie literatury:
  12. *Kowalski S., Nowak S., Zarzeczny B*.: Konstrukcja taśm transportowych w przemyśle górniczym., Przegląd Górniczy, nr 12, 2014, s 102 – 107.
  13. *Małolepszy K., Opaliński A*. : Wybrane problemy budownictwa na terenach byłej eksploatacji górniczej. W: Kwiatkowski J. (red.) Problemy eksploatacji górniczej. Prace GIG, Katowice, 2014, s. 56 – 62.
– W artykułach należy stosować jednostki systemu SI
– Główny Autor (pierwszy w zespole autorskim) wydrukowanego w PG artykułu otrzyma bezpłatnie jeden egzemplarz PG, kolejni Autorzy mogą wykupić egzemplarz. Z opłaty będą zwolnieni członkowie SITG na podstawie udokumentowanej przynależności do SITG. Redakcja i Wydawca PG czyni starania drukowania dla Autorów tzw. nadbitek (separatów, dodruków). Artykuły PG dostępne są w wersji elektronicznej na stronie *www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html*
– W numerach zamawianych (konferencyjnych) Autor(rzy) nie otrzymują bezpłatnego egzemplarza.
– Redakcja nie przewiduje honorariów autorskich.
– W związku z bardzo dużą ilością artykułów zgłaszanych do druku w PG Redakcja zastrzega sobie prawo publikowania w pierwszej kolejności prac autorów, których afiliowana przez nich jednostka prenumeruje Przegląd Górniczy

Wskazówki obowiązują Autorów, którzy złożyli artykuły po 1.03.2015. Artykuły wcześniej złożone do teki redakcyjnej i zaakceptowane do druku będą realizowane wg wcześniejszych wskazówek i zaleceń.

III. Zasady recenzowania artykułów

Procedura recenzowania artykułów do druku w Przeglądzie Górniczym jest zgodna z kryteriami i trybem czasopism naukowych podanymi w załączniku Komunikatu Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego z dnia 4 września 2012 r. Podstawowe zasady recenzowania publikacji podano poniżej oraz udostępniono na stronie internetowej Przeglądu Górniczego.

1. Do oceny każdej publikacji powołuje się co najmniej dwóch Recenzentów spoza jednostki naukowej afiliowanej przez Autora (Autorów) publikacji.
2. W przypadku publikacji w języku obcym, co najmniej jeden z Recenzentów jest afiliowany w instytucji zagranicznej mającej siedzibę w innym państwie niż państwo pochodzenia Autora publikacji.
3. Autor lub Autorzy publikacji i Recenzenci nie znają swoich tożsamości (tzw. „double-blind review proces"); w innych rozwiązaniach Recenzent musi podpisać deklarację o niewystępowaniu konfliktu interesów, przy czym za konflikt interesów uznaje się zachodzące między Recenzentem a Autorem bezpośrednie relacje osobiste (pokrewieństwo do drugiego stopnia, związki prawne, związek małżeński), relacje podległości zawodowej lub bezpośrednią współpracę naukową w ciągu ostatnich dwóch lat poprzedzających rok przygotowania recenzji.
4. Większość (co najmniej 75 %) Recenzentów zgłoszonych publikacji stanowią Recenzenci zewnętrzni, czyli osoby nie będące członkami Rady Naukowej Przeglądu Górniczego, niezatrudnione w redakcji Przeglądu Górniczego lub w podmiocie, w którym afiliowany jest redaktor naczelny Przeglądu Górniczego.
5. Nazwiska Recenzentów poszczególnych publikacji lub numerów wydań Przeglądu Górniczego nie są ujawniane; raz w roku Przegląd Górniczy podaje do publicznej wiadomości listę współpracujących Recenzentów; lista publikowana jest w zeszycie 12/danego roku i na stronie internetowej PG.
6. Kryteria kwalifikowania lub odrzucenia publikacji i formularz recenzji są podane do publicznej wiadomości na stronie internetowej Przeglądu Górniczego oraz zamieszczone poniżej.
7. Recenzja ma formę pisemną i zawiera jednoznaczny wniosek Recenzenta dotyczący dopuszczenia artykułu do publikacji lub jego odrzucenia.
8. Artykuły informacyjne, reklamowe, teksty polemik i dyskusji nie wymagają recenzji.

IV. Formularz recenzji

Redakcja Przeglądu Górniczego przygotowała formularz recenzji maszynopisu przesłanego do opublikowania w Przeglądzie Górniczym. Formularz ten wypełniają powołani przez kolegium redakcyjne Recenzenci. Formularz zawiera odpowiedzi na podane następujące pytania.

1. Kategoria rękopisu/artykuł naukowy/ przeglądowy/ opis doświadczeń/.....
2. Zakres / uniwersalny/ lokalny/ ściśle lokalny/.....

3. Czy tytuł jest zwięzły i właściwy w stosunku do treści – (tak, nie).....
4. Czy tekst jest uporządkowany i napisany w sposób jasny – (tak, nie).....
5. Czy jasno określone są główne argumenty – (tak, nie).....
6. Czy wyniki są oryginalne – (tak, nie).....
7. Czy wnioski są logiczne i uzasadnione – (tak, nie).....
8. Czy dane są dokumentowane – (tabelarycznie lub graficznie) – (tak, nie).....
9. Czy rysunki i tablice są właściwe i czytelne – (tak, nie).....
10. Czy rysunki i tablice zawierają podpisy również w języku angielskim – (tak, nie).....
11. Czy streszczenie wystarczająco informuje o treści artykułu – (tak, nie).....
12. Czy objętość artykułu jest właściwa – czy wymaga drobnych / znacznych zmian.....
13. Czy literatura jest – (optymalna/ częściowo niepotrzebna/ występują pewne braki).....
14. Czy artykuł można opublikować – (w obecnej formie/z poprawkami/po całkowitym przeredagowaniu).....
15. Czy artykuł należy odrzucić – (tak, nie).....

Recenzent przekazuje sporządzoną na formularzu recenzję do redakcji Przeglądu Górniczego. Każda odpowiedź „nie" (za wyjątkiem pkt. 10, 11) wymaga uzasadnienia lub zalecenia dołączonego do recenzji (na odwrocie formularza). Sekretarz redakcji kieruje recenzję zawierającą uwagi krytyczne do Autora (zgłaszającego artykuł do druku).

Autor powinien w ciągu jednego miesiąca dokonać wymaganych poprawek. Autor może nie zgodzić się z uwagami Recenzenta – w takim przypadku przygotowuje pisemną odpowiedź na recenzję. Jeżeli Recenzent stwierdzi konieczność, po wprowadzeniu poprawek przez autora lub nie zgodzeniu się z uwagami powtórnej recenzji, sekretarz redakcji kieruje ponownie artykuł do Recenzenta. Nie ustosunkowanie się do propozycji Recenzenta lub brak odpowiedzi na uwagi przez Autora po miesiącu uważane będzie automatycznie – bez powiadomienia Autora za rezygnację z publikacji.

W przypadku recenzji negatywnej (odrzucenie artykułu) Kolegium Redakcyjne podejmuje decyzję o odrzuceniu pracy lub może skierować artykuł do kolejnego Recenzenta.

Uwaga. Formularz recenzji jest do pobrania na stronie internetowej www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html

V. Procedura zabezpieczająca przed zjawiskiem ghostwriting i guest authorship

Ministerstwo Nauki i Szkolnictwa Wyższego żąda wdrożenia procedury ujawniania wkładu poszczególnych Autorów w powstanie publikacji. W Komunikacie z dnia 4.10.2012 roku podano, że ocena czasopisma zależeć będzie od wprowadzenia tzw. zapory ghostwriting.

„Rzetelność w nauce stanowi jeden z jej jakościowych fundamentów. Czytelnicy powinni mieć pewność, iż Autorzy publikacji w sposób przejrzysty, rzetelny i uczciwy prezentują rezultaty swojej pracy , niezależnie od tego czy są jej bezpośrednimi autorami, czy też korzystali z pomocy wyspecjalizowanego podmiotu (osoby fizycznej lub prawnej).

Dowodem etycznej postawy pracownika naukowego oraz najwyższych standardów redakcyjnych powinna być jawność informacji o podmiotach przyczyniających się do powstania publikacji (wkład merytoryczny, rzeczowy, finansowy ect.), co jest przejawem nie tylko dobrych obyczajów, ale także społecznej odpowiedzialności".

Redakcja Przeglądu Górniczego wprowadza więc odpowiednie procedury aby przeciwdziałać przypadkom:

– ghostwriting – z przypadkiem tym mamy do czynienia wówczas, gdy ktoś wniósł istotny wkład w powstanie publikacji, bez ujawnienia swojego udziału jako jeden z Autorów lub bez jego roli w podziękowaniach zamieszczonych w publikacji,
– guest authorship (honorary autorship) – z przypadkiem takim mamy do czynienia wówczas, gdy udział Autora jest znikomy lub wogóle nie miał miejsca, a pomimo to jest autorem/współautorem publikacji.

Redakcja Przeglądu Górniczego wymagać będzie od Autorów publikacji *ujawnienia wkładu poszczególnych Autorów w powstanie publikacji (z podaniem ich afiliacji oraz kontrybucji tj. kto jest autorem koncepcji, założeń, metod, protokołu itp. wykorzystywanych przy przygotowaniu publikacji); przy czym główną odpowiedzialność ponosi Autor zgłaszający manuskrypt i podpisujący stosowne oświadczenie.*

Osoba wnosząca istotny wkład w powstanie publikacji, a nie będąca współautorem, powinna być wymieniona w podziękowaniach zamieszczonych w publikacji.

Redakcja powinna uzyskać informację o źródłach finansowania publikacji, wkładzie instytucji naukowo-badawczych, stowarzyszeń i innych podmiotów („financial disclosure"). Informacje te są jawne i powinny się znaleźć w tekście artykułu, przed spisem literatury, w „Podziękowaniach".

Zgodnie z tekstem Komunikatu MNiSzW redakcja będzie *dokumentować wszelkie przejawy nierzetelności naukowej, zwłaszcza łamania i naruszania zasad etyki obowiązującej w nauce. Wszelkie wykryte przypadki „ghostwriting" lub „guest authorship" będą demaskowane, włącznie z powiadomieniem odpowiednich podmiotów (instytucje zatrudniające autorów, towarzystwa naukowe, stowarzyszenia edytorów naukowych itp.).*

Uwaga. Formularz oświadczenia jest do pobrania na stronie internetowej www.sitg.pl/strona-przeglad_info.html.

VI. Instrukcja sposobu przygotowania maszynopisu artykułu

- Praca powinna być napisana jednostronnie pismem maszynowym, na ponumerowanych arkuszach A-4, na stronie około 30 wierszy pisma z około 60 znakami w wierszu; margines z lewej strony powinien mieć szerokość 3÷3,5 cm, natomiast z prawej strony około 1 cm.
- W miejscu tekstu, gdzie ma być umieszczony rysunek lub tablica, należy podać na marginesie z lewej strony: Rys. 1, Rys. 2, Tabl. 1, Tabl. 2 itd.
- Wszelkie rysunki, wykresy, schematy, fotografie należy nazywać w tekście rysunkami i numerować kolejnymi cyframi arabskimi; tablice i tabele także numerować kolejnymi cyframi arabskimi. Pod nimi należy podać źródło pochodzenia (np. opracowanie własne lub nazwisko i pozycja literatury z której zostało zacytowane).
- Na zacytowanie (w formie ich przedrukowania) rysunków, wykresów, schematów, tabel itp. z publikacji innych Autorów należy uzyskać zgodę redakcji czasopisma, w którym były zamieszczone i opatrzyć podpisem „Za zgodą Redakcji czasopisma .....".
- Nazwy użytych liter greckich należy podawać na lewym marginesie w brzmieniu fonetycznym np. α – alfa; γ – gamma.
- Do każdej pracy powinien być dołączony na oddzielnych arkuszach spis podpisów pod rysunkami i spis tablic.
- Rysunki należy wykonać w edycji komputerowej, przestrzegając obowiązujących zasad rysunkowych. Opis rysunków powinien być wykonany pismem prostym Times o wysokości 10p. (przy założeniu, że rysunek zostanie wydrukowany w skali 1:1; maksymalna szerokość z opisem rysunku jednoszpaltowego wynosi 8,5 cm, a dwuszpaltowego 17,5 cm).
- Tablice powinny być wykonane na oddzielnych arkuszach formatu A4.
- Przy cytowaniu wzorów należy stosować podany schemat np.:

$$R_m = \frac{P}{F} \qquad (1)$$

gdzie: R_m – wytrzymałość na rozciąganie, MPa
P – siła MN
F – pole przekroju próbki, m^2.

Indeksy górne, dolne i wykładniki potęgowe należy pisać szczególnie dokładnie i wyraźnie.

Wzory numerować kolejno cyframi arabskimi w nawiasach okrągłych.

- Fotografie powinny być wykonane kontrastowo na papierze gładkim, błyszczącym z delikatnym, wykonanym ołówkiem, opisem zawierającym numer rysunku, nazwisko Autora (Autorów) i pierwsze tytuły opracowania, umieszczonym na odwrocie zdjęcia. Gdy zachodzi obawa odwrócenia fotografii lub

rysunku, należy strzałkami zaznaczyć prawidłowe jego usytuowanie (G –góra, D – dół). Minimalne wymiary fotografii (z wyjątkiem mikroskopowych) 9×12 cm. Na fotografii mikroskopowej pożądane jest umieszczenie odcinka z określeniem jego rzeczywistej długości.

- Literaturę, której wykaz podaje Autor artykułu cytuje się następujący sposób:
  Książki: Nazwisko i inicjały imion autora; dwukropek; tytuł pracy (pełny); kropka; Oznaczenie wydania (np. Wyd. 3); Miejsce wydania; nazwa wydawcy (np. Wydawn. Geologiczne) rok wydania; przecinek; liczba stronic; jeżeli cytujemy fragment tekstu (np. s. 170-173).
  Przykład: Broen A.: Kombajny chodnikowe. Wyd. 2. Katowice Śl. Wydawn. Techn. 1992
  Czasopisma: Nazwisko i inicjały imion autora; dwukropek; tytuł artykułu; kropka; nazwa czasopisma (ew. obowiązujący skrót) rok wydania (ew. tom lub wolumin; t., vol); numer zeszytu ew. numer stronicy lub stronic (pierwszej i ostatniej).
  Przykład: Winter K.: Desorbierbarer Methan gehalt und ausgasungs verhalten von Kohle. Glűckauf-Forschungshefte 1975, Nr 3.
  Uwaga: Wszystkie elementy opisu podajemy w języku oryginału (poza oznaczeniem stronic). W przypadku alfabetów cyrylickich np. jęz. rosyjski, ukraiński, bułgarski) **stosuje się transliterację** – zgodnie z normą PN-70/N-01201.
  Powołania się w tekście na literaturę dokonuje się wyłącznie przez podanie w nawiasie kwadratowym numeru zgodnego ze spisem literatury, np. [3]. **Nie będą przyjmowane artykuły**, w których cytowanie literatury odbywa się poprzez wymienianie w tekście nazwisk autorów i roku publikacji (sposób stosowany w niektórych czasopismach).

INFORMACJA O KOSZTACH ZESZYTÓW ZAMAWIANYCH

TEKST

Jeden arkusz wydawniczy to :
Interlinia 2,5 czcionka 12 Times New Roman 19 wierszy x 92 znaki = 1748 = 23 strony
Interlinia 2.0 czcionka 12 Times New Roman 31 wierszy x 92 znaki = 2208 = 18 stron
Interlinia 1,5 czcionka 12 Times New Roman 33 wierszy x 92 znaki = 3036 = 13 stron
Interlinia 1,15 czcionka 12 Times New Roman 43 wierszy x 92 znaki = 3956 = 10 stron
Interlinia 1,0 czcionka 12 Times New Roman 49 wierszy x 92 znaki = 4508 = 9 stron
Margines lewy, prawy, dolny górny 2,5 cm

RYSUNKI, TABELE,

Jeden arkusz to 3000 cm^2 = 6 stron z marginesem jw.

KOSZT

Jeden arkusz wydawniczy w liczbie do 20 arkuszy	700,00	zł (netto)
Jeden arkusz wydawniczy powyżej 20 arkuszy	1500,00	zł (netto)
Dopłata do każdej strony (druku) z rysunkiem kolorowym	300,00	zł (netto)
Wydrukowany zeszyt w liczbie do 50 egzemplarzy	25,00	zł
Wydrukowany zeszyt od 51 do 150 egzemplarza	22,00	zł (brutto)
Wydrukowany zeszyt od 151 egzemplarza	20,00	zł (brutto)

Faktura VAT wystawiana wg stanu faktycznego (wydruku)

p.o Redaktor Naczelny
dr inż. Albin Zdanowski

Oświadczenie Autorów w sprawie przeniesienia praw autorskich i majątkowych

1. Podpisani poniżej Autor/Autorzy oświadcza(ją), że napisali zgłoszony do druku w Przeglądzie Górniczym artykuł zwany dalej „utworem" pt:
   .....
   .....
   .....
2. Autorzy/Autor przenosi(szą) na Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa
   Wydawcę Przeglądu Górniczego w Katowicach autorskie prawa majątkowe do utworu bez honorarium autorskiego w zakresie opublikowania w wersji papierowej i elektronicznej utworu, w miesięczniku Przegląd Górniczy. Prawa obejmują następujące pola eksploatacyjne:
   - utrwalanie i zwielokrotnianie utworu za pomocą techniki drukowanej, reprograficznej, zapisu cyfrowego, zapisu magnetycznego,
   - obrót oryginałem wydrukowanego w Przeglądzie Górniczym utworu, egzemplarzami jego kopii, ich wynajmowanie, użyczanie, udostępnianie,
   - udostępnianie utworu w taki sposób, że każdy zainteresowany może mieć do niego dostęp w czasie i miejscu przez siebie wybranym,
3. Autor/ Autorzy zapewnia(ją), że utwór jest całkowicie oryginalny i nie był do tej pory publikowany i nie zawiera żadnych zapożyczeń z innego dzieła, które mogłyby spowodować odpowiedzialność Wydawcy, oraz że prawa autorskie Autora/ Współautorów do tego utworu nie są ograniczone w zakresie objętym niniejszym oświadczeniem.
4. W przypadku gdy Autor/Autorzy włączył(li) do utworu ilustracje lub inne materiały chronione prawem autorskim, to obowiązany(ni) jest (są) do uzyskania pisemnego zezwolenia, od osoby uprawnionej, do ich wykorzystania przez Wydawcę oraz zobowiązuje(ją) się do uregulowania w własnym zakresie związanych z tym kosztów.
5. Wydawca ma prawo dokonania koniecznych zmian utworu wynikających z opracowania redakcyjnego. Nie narusza ono praw autora w zakresie autorskich praw osobistych.
6. Współautorzy oświadczają, że Autorem głównym (do korespondencji) jest:
   .....tel. kontaktowy .....

Imię i Nazwisko	Adres zamieszkania (z kodem)	Afiliacja	Podpis

Katowice, dnia .....

OŚWIADCZENIE AUTORÓW W SPRAWIE ZAPÓR „GOSTHWRITING" I „GUEST AUTHORSHIP"

1. Tytuł artykułu do opublikowania w Przeglądzie Górniczym
   .....
   .....
   .....
2. Autor/Autorzy artykułu (podać imię i nazwisko, tytuły naukowe, email)
   .....
   .....
   .....
   .....
   .....

   Na podstawie Komunikatu Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego z dnia 4 września 2012 r. wyjaśniającego pojęcia „gosthwriting" i „guest authorship" opublikowane w Informacji dla Autorów Przeglądu Górniczego Autorzy składają poniższe oświadczenia.

3. Oświadczenie w związku z zaporą „ghostwriting"
   Autor(autorzy) oświadcza(ją), że nie zachodzi przypadek pominięcia osoby, wnoszącej istotny wkład w powstanie publikacji, w składzie autorów. Osoby pomagające w badaniach będących podstawą publikacji są wymienione w „Podziękowaniach".
   [Uwaga: jeżeli taki przypadek nie zachodzi, proszę przekreślić ostatnie zdanie i parafować przez głównego Autora**].**

4. Oświadczenie w związku z zaporą „guest authorship"
   Autor (autorzy) oświadcza(ją), że wśród współautorów nie ma osoby, której udział w przygotowaniu publikacji nie miał miejsca lub jej udział był znikomy.

5. Oświadczenie o źródłach finansowania publikacji
   Autor (autorzy) oświadcza(ją), że jednostki będące źródłem finansowania publikacji „financial disclosure" oraz podmioty mające istotny wkład w przygotowanie publikacji są wymienione w „Podziękowaniach"
   [Uwaga: jeżeli takie przypadki nie występują, proszę przekreślić to oświadczenie i parafować przez głównego Autora**].**

6. Oświadczenie ujawniające wkład poszczególnych Autorów w powstanie publikacji
   Autor (autorzy) oświadcza(ją) zgodnie, że ich udział procentowy w powstaniu publikacji wynosi:

   – Autor główny ..... udział .....%
   Imię i Nazwisko
   – Współautorzy:

   .....udział .....%
   Imię i Nazwisko
   .....udział .....%
   Imię i Nazwisko
   .....udział .....%
   Imię i Nazwisko
   .....udział .....%
   Imię i Nazwisko

7. Autor (autorzy) oświadcza(ją), że powyższe informacje są zgodne z rzeczywistością oraz zdają sobie sprawę, że nieprawdziwe oświadczenia będą, zgodnie z tekstem Komunikatu MNiSzW, „demaskowane włącznie z powiadomieniem odpowiednich podmiotów".

Podpisy

Autor główny	Współautorzy	
.....	.....	.....
	.....	.....

Prenumerata na 2015 rok

Cena jednego egzemplarza pojedynczego 25 zł + 5% VAT
Prenumerata całoroczna 300 zł + 5% VAT

. . . . . dnia . . . . . .

Zamawiający . . . . . .
. . . . . .
Dokładny adres . . . . . .
. . . . . .
Nr NIP . . . . . .

Redakcja miesięcznika
„Przegląd Górniczy”
ul. Powstańców 25
40-952 Katowice

Zamówienie

na prenumeratę . . . . . (liczba egzemplarzy) miesięcznika „Przegląd Górniczy” na 2015 rok

Kwotę zł . . . . . .
(słownie) . . . . . .

wpłacono na konto: ING Bank Śląski o/Katowice 63 1050 1214 1000 0007 0005 6898

Załączamy kopię dowodu wpłaty.

Oświadczamy, że jesteśmy płatnikami podatku VAT i upoważniamy Was do wystawienia faktur VAT bez podpisu osoby uprawnionej z naszej strony.
Zamówione egzemplarze miesięcznika proszę przesłać na adres:

. . . . . .

. . . . . .

. . . . . .

Imię i nazwisko oraz telefon osoby kontaktowej . . . . . .

Pieczątka i podpis

Warunki prenumeraty i reklam „Przeglądu Górniczego” w roku 2015

Zamówienia na prenumeratę czasopisma wydawanego przez SITG można składać w dowolnym terminie. Mogą one obejmować dowolny okres, tzn. dotyczyć dowolnej liczby kolejnych zeszytów czasopisma. Zamawiający może otrzymać zaprenumerowany przez siebie tytuł począwszy od następnego miesiąca po dokonaniu wpłaty. Warunkiem przyjęcia do realizacji zamówienia jest otrzymanie z banku potwierdzenia dokonania wpłaty przez prenumeratora. Wpłat na prenumeratę można dokonywać na ogólnie dostępnych blankietach w Urzędach Pocztowych (przekazy pieniężne) lub Bankach (polecenie przelewu) przekazując środki na adres:

Stowarzyszenie Inżynierów i Techników Górnictwa
Zarząd Główny
40-952 Katowice, ul. Powstańców 25
ING Bank: Śląski o/Katowice
konto: 63 1050 1214 1000 0007 0005 6898

Na blankiecie wpłaty należy czytelnie podać nazwę zamawianego czasopisma, liczbę zamawianych egzemplarzy, okres prenumeraty oraz własny adres. Istnieje możliwość zaprenumerowania do 5 egz. czasopisma po cenie ulgowej przez indywidualnych członków stowarzyszeń naukowo-technicznych zrzeszonych w FSNT oraz przez uczniów szkół zawodowych i studentów szkół wyższych. Blankiet wpłaty na prenumeratę ulgową musi być opatrzony na wszystkich odcinkach pieczęcią koła SNT lub szkoły. Egzemplarze pojedyncze oraz archiwalne (sprzedaż przelewem lub za zaliczeniem pocztowym) można zamawiać pisemnie, kierując zamówienia na ww. adres.

Warunki prenumeraty w 2015 r.	Cena egz. pojedynczego zł	Cena egz. ulgowa*
Cena 1 egzemplarza	25,– zł	–
Prenumerata półroczna	150,– zł	75, – zł
Prenumerata roczna	300,– zł	150, – zł

* Prenumerata indywidualna dla członków SITG i FSNT.

Dla odbiorców zagranicznych cena jest dwukrotnie wyższa.

Redakcja przyjmuje zamówienia **reklam i ogłoszeń**. Cena jednej strony A-4 w manierze czarno-białej wynosi 1000,- zł. Koszt reklamy lub ogłoszenia w manierze barwnej jest wyższy i uzależniony od liczby kolorów, indywidualnie każdorazowo kalkulowany. Do podanej ceny dolicza się 23 % podatku VAT.
Za treść reklam i ogłoszeń redakcja nie odpowiada.

Nr 9/2015

Spis treści

Dr inż. Przemysław Bodziony Mgr inż. Mateusz Sikora Dr inż. MMaciej Zajączkowski Prof. dr hab. inż. Zbigniew Kasztelewicz	„Pojazdy technologiczne stosowane w transporcie w górnictwie odkrywkowym”.	1
Prof. dr hab. inż. Zbigniew Kasztelewicz Dr inż. Maciej Zajączkowsk Mgr inż. Mateusz Sikora Dr inż. Przemysław Bodziony Mgr inż. Krystian Simkiewicz	„Systemy wspomagające pracę kopalni odkrywkowej na przykładzie kopalni Sierra Gorda w Chile”.	7
Dr inż. Dorota Łochańska Dr inż. Łukasz Machniak Mgr inż. Adrian Borcz Mgr inż. Michał Patyk	„Struktura popytu na kruszywo piaskowo-żwirowe w relacji do regionalizacji wydobycia - podstawowe trendy”.	13
Dr inż. Wojciech Naworyta Dr inż. Zbigniew Jagodziński	„Ocena dokładności prognozowania jakości strugi surowca na przykładzie wieloodkrywkowej kopalni węgla brunatnego”.	20
Mgr inż. Michał Patyk Mgr inż. Adrian Borcz Dr inż. Dorota Łochańska	„Analiza czynności roboczych jednonaczyniowej koparki i ładowarek w górnictwie skalnym”.	30
Dr inż. Krzysztof Polak	„Rozliczenie wodnej rekultywacji wyrobisk odkrywkowych w świetle aktualnych uregulowań formalnoprawnych”.	37
Dr inż. Józef Pyra Dr inż. Anna Sołtys Dr inż. Jan Winzer Mgr inż. Michał Dworzak Mgr inż. Andrzej Biessikirski	„Analiza wpływów sejsmicznych na środowisko szybu przy prowadzeniu robót górniczych za pomocą materiałów wybuchowych – studium przypadku”.	41
Dr inż. Józef Pyra Dr inż. Jan Winzer Dr inż. Anna Sołtys Mgr inż. Andrzej Biessikirski Mgr inż. Michał Dworzak	„Analiza możliwości zwiększenia masy ładunku MW odpalanego w serii w zadanych warunkach geologiczno – górniczych”.	47
Mgr inż. Andrzej Biessikirski Mgr inż. Michał Dworzak Dr inż. Józef Pyra Dr inż. Anna Sołtys Mgr inż. Michał Twardosz Dr inż. Jan Winzer	„Modułowe programy komputerowe wspomagające prowadzenie robót strzałowych”.	55
Mgr inż. Michał Dworzak Mgr inż. Andrzej Biessikirski Dr inż. Józef Pyra Dr inż. Anna Sołtys Dr inż. Jan Winzer	„Wstępna analiza możliwości zastosowania cyfrowej niemetrycznej fotogrametrii naziemnej z wykorzystaniem metody SfM (Structure-from-Motion) w robotach strzałowych”.	61
Dr inż. Anna Sołtys Dr inż. Jan Winzer Dr inż. Józef Pyra	„Badania efektu sejsmicznego a nowoczesne systemy odpalania ładunków MW”.	69
Dr inż. Grzegorz Galiniak Dr inż. Kazimierz Różkowski Dr inż. Sławomir Bednarczyk Mgr inż. Katarzyna Pawlecka	„Górnictwo i ochrona środowiska – KWB „Sieniawa”	77
Dr inż. Sławomir Bednarczyk Dr inż. Grzegorz Galiniak Dr inż. Kazimierz Różkowski Mgr inż. Karolina Kaznowska-Opala	Charakterystyka rekultywacji terenów poeksploatacyjnych w Kopalni Piasku :Szczakowa” w Jaworznie	85
Dr inż. Łukasz Machniak, Prof. dr hab. inż. Wiesław Kozioł Dr inż. Dorota Łochańska	Górnictwo odkrywkowe kopalin okruchowych – spojrzenie geoprzestrzenne	92
Dr inż. Krzysztof Polak, Mgr inż. Karolina Kaznowska-Opala Dr inż. Kazimierz Różkowski Mgr inż. Katarzyna Pawlecka	Lej Depresji a zasięg negatywnego oddziaływania odwodnienia wyrobiska górniczego	98