

KRUSZYWA MINERALNE t. 1



Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Politechniki Wrocławskiej
Wrocław 2017

Kruszywa mineralne

t. 1

Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Politechniki Wrocławskiej

Wrocław 2017

Redaktor naukowy
Wojciech GLAPA

Recenzenci
Krzysztof GALOS
Tomasz GAWENDA

Korekta tekstów w języku angielskim
Stanisław ŚLUSARCZYK

Redaktor techniczny
Jarosław GOGOLEWSKI

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

© Copyright by Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2017

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

ISSN 0324-9673



Historia Wydziału Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej związana jest z działalnością organizacyjną, dydaktyczną i naukowo-badawczą wielu nauczycieli akademickich. Wśród nich, od niemal pięćdziesięciu lat, Profesor Jerzy Malewski zajmuje miejsce szczególne.

Dziękując w imieniu liczного grona absolwentów za przekazywanie wiedzy, a w imieniu współpracowników za twórczy i organizacyjny wkład pracy w rozwój naszego wydziału, także za wiele cennych inspiracji badawczych Drogiemu Jubilatowi dedykujemy niniejszą monografię, z życzeniami dalszych owocnych osiągnięć naukowych, wszelkiej pomyślności i dużo zdrowia.

prof. dr. hab. inż. Monika Hardygóra
Dziekan Wydziału

**75-lecie urodzin dr. hab. inż. Jerzego MALEWSKIEGO, prof. PWr
i 50 lat pracy naukowej**

Jubilat urodził się 30 listopada 1941 r. w Mostach, woj. Grodno. W latach 1962–1967 studiował na Wydziale Budownictwa Lądowego Oddział Górnictwa Odkrywkowego Politechniki Wrocławskiej. Od 1968 r. zatrudniony na Politechnice Wrocławskiej jako stażysta, w katedrze Geologii i Petrografii Wydziału Budownictwa Lądowego w zespole dr. Janusza Gierwielanica, potem (1968/69) na stanowisku asystenta w Samodzielnym Zakładzie Górnictwa tego wydziału, pod kierownictwem profesora Wincentego Czechowicza, odbywając jednocześnie dziesięciomiesięczny staż przemysłowy w Strzelinie. W latach 1969–1974 pracuje na stanowisku st. asystenta w zespole prof. Tadeusza Żura, zajmując się teorią niezawodności systemów technologicznych pod kierunkiem prof. Jana Sajkiewicza, co zaowocowało w 1974 r. rozprawą doktorską *Transformacja i synteza schematów pewnej klasy systemów maszynowych z transportem ciągłym i niezawodność tych systemów*. Po doktoracie awansuje na pozycję adiunkta i otrzymuje w sukcesji po docencie Stanisławie Sobolewskim kierownictwo Zakładu Przeróbki Mechanicznej Kopalni, którym kieruje do roku 1978 i w latach 1985–1987. W tym czasie koncentruje swoją uwagę na zagadnieniach modelowania matematycznego operacji górniczych i przeróbczych oraz analizie systemów z użyciem komputerowych technik symulacyjnych. Współpracuje naukowo z Instytutem Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego (1985–1990) oraz Instytutem Dróg i Mostów, zwłaszcza z jego ówczesnym oddziałem we Wrocławiu (komisje problemowe rady naukowej, praca na część etatu w latach 1977–1980, 1988). Również jest to czas wykorzystany na krótkoterminowe staże naukowe w AGH w Krakowie (prof. Kazimierz Sztaba), Bergakademie we Freibergu (prof. Karl Höfl), Uniwersytecie Technicznym w Budapeszcie (prof. Pal Kertesz), Uniwersytecie w Belgradzie, Technical University w Helsinkach (prof. R.T. Hukki). Ta aktywność zawodowa zaowocowała w roku 1990 opublikowaniem monografii *Modelowanie i symulacja systemów wydobywania i przeróbki skał* i uzyskaniem na tej podstawie w 1992 r. stopnia doktora habilitowanego, nadanego przez Radę Wydziału Górniczego Politechniki Śląskiej. W tym czasie podejmuje się wielu funkcji organizacyjnych jako przedstawiciel młodszych pracowników nauki w senacie Politechniki, sekretarz seminariów naukowych w Instytucie i pełnomocnik Instytutu ds. studenckich na Wydziale Górniczym, a nawet przewodniczący Rady Oddziałowej ZNP.

Przedłużająca się dwuletnia procedura formalna uzyskiwania habilitacji skierowała Jego zainteresowania w stronę ochrony środowiska przez uczestnictwo w ruchu Polskiego Klubu Ekologicznego we Wrocławiu i niemal równocześnie w pracach Komisji Ochrony Środowiska Rady Miejskiej Wrocławia i Sejmiku Samorządowego woj. wrocławskiego. W imieniu tych komisji podejmuje współpracę na rzecz samorządu z niemal całym środowiskiem naukowym Wrocławia: ekonomistami (UE), prawnikami (UW), inżynierami (PWr), przyrodnikami (UWr, UP), w tym także instytucjami w rodzaju PIOŚ, Sanepid, IMGW, angażując je do swojego projektu i wykonania unikalnych na ten czas w skali kraju zbiorowych monografii: *Informator o stanie środowiska Wrocławia* (1991), *Środowisko przyrodnicze województwa wrocławskiego* (1992), *Środowisko Wrocławia '94* (1994), *Przewodnik po Agendzie 21* (1993). Projektuje i organizuje w strukturach samorządowych *Regionalne Samorządowe Centrum Edukacji Ekologicznej*, a nawet *Stowarzyszenia Gmin Dorzecza Widawy*. Wchodzi do struktur zarządzania środowi-

skiem (rady nadzorcze Wojewódzkiego Funduszu Ochrony Środowiska, 1993–1998 i Wrocławskiego Przedsiębiorstwa Oczyszczania 1992–1995). Zostaje biegłym sądowym w zakresie górnictwa i geologii, ochrony środowiska, gospodarki odpadami. Zostaje członkiem i uczestniczy w ruchu naukowym Europejskiego Stowarzyszenia Ekonomistów Środowiska, Towarzystwa Urbanistów Polskich, Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Górnictwa. Jest to też czas intensywnego kształcenia się w ogólnie rozumianej gospodarce zasobami środowiska. Odbywa wiele szkoleń w kraju i za granicą prowadzonych dla samorządu terytorialnego przez organizacje krajowe i międzynarodowe z zakresu zarządzania środowiskiem w Polsce (1991–1997), na Węgrzech (1991), w Finlandii (1992), Szwecji (1993), Francji (1998), Austrii (2000), Danii (1995), Niemczech (1995, 1997, 2000).

Aktywność społeczna trwa do roku 1998, tj. do momentu upolitycznienia samorządu terytorialnego po reformie administracyjnej kraju. Od 1997 roku otrzymuje stanowisko profesora nadzwyczajnego na Wydziale Górniczym i rozpoczyna aktywną działalność na rzecz modernizacji systemu kształcenia na tym wydziale. Jest to czas kryzysu uczelni technicznych, a w szczególności górniczych. Ma już wtedy pewne przemyślenia, bowiem w latach 1990–1991 uczestniczy w pracach uczelnianego zespołu ds. reformy studiów, publikując pracę *Jaki wydział, jaka uczelnia* (*Sigma* nr 173, 1990). Wykorzystując swoje doświadczenia w administracji samorządowej i znając dobrze potrzeby w zakresie zarządzania środowiskiem, projektuje i doprowadza do wdrożenia na uprawianym kierunku studiów *Górnictwo i Geologia* specjalność *Gospodarka Zasobami Ziemi i Ochrona Środowiska*, której absolwenci mieliby lepsze kwalifikacje i możliwości zatrudnienia. Ale aktywność w tym zakresie daje największe owoce dopiero po zdobyciu pozycji Dziekana Wydziału Górniczego w roku 2002. Zbiega się to z nowymi zasadami zarządzania uczelnią i jego jednostkami w kierunku większej efektywności nauki i dydaktyki. W tej krótkiej trzyletniej kadencji (2002–2005) zarządzania wydziałem przebudował gruntownie dotychczasowy wąsko specjalnościowy system kształcenia górniczego na szerokoprofilowy wprowadzając dwustopniowy system wg modelu bolońskiego z jednoczesną rozbudową specjalizacji na drugim stopniu kształcenia w specjalnościach: *górnictwo, geoinżynieria/geotechnika, geoinformatyka, gospodarka surowcami i ochrona środowiska, eksploatacja maszyn górniczych*. Swoje refleksje w tym zakresie wyraża w publikacji *Dylematy kształcenia na kierunku górnictwo i geologia* (SITG, Katowice 2005). Ta zwiększona, zróżnicowana i interdyscyplinarna oferta dydaktyczna doprowadziła zmianę nazwy wydziału na *Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii* (2003), a w konsekwencji nie tylko przyciągnęła zainteresowanie młodzieży tymi studiami, ale umożliwiła również utworzenie nowego kierunku studiów *Geodezja i Kartografia*, który w obecnym (2017) roku osiągnął już potencjał kształcenia podstawowego i specjalnościowego. Tamten projekt reformy przetrwał z niewielkimi korektami do dziś, a rozwój wydziału osiągnął jakość kategorii A.

Obok aktywności społecznej nie zaniedbuje pracy naukowej. Jego zainteresowania i kompetencje są bardzo szerokie. Ewoluuja one od geologii gospodarczej, geosejsmiki, teorii niezawodności systemów w górnictwie, przeróbki kopalin i odpadów, modelowania matematycznego i symulacji cyfrowej systemów technologicznych w górnictwie (rozprawa habilitacyjna) do gospodarki zasobami środowiska w ujęciu geoinżynierskim, ekonomicznym i prawnym, co

ujawnia się w publikacjach i prowadzonych doktoratach. Obecne zainteresowania to zarządzanie produkcją w cyklu życia przedsięwzięcia produkcyjnego.

W swoim dorobku ma ponad 120 prac opublikowanych i 54 niepublikowanych, w zakresie szeroko rozumianej geotechnologii w ujęciu matematycznym, fizycznym, ekonomicznym, prawnym, środowiskowym, a nawet społecznym. Na potrzeby kadrowe w tym kierunku wypromował pięciu doktorów nauk technicznych, z rozprawami: *Gospodarcze, przyrodnicze i przestrzenne funkcje górnictwa skalnego okolic Wrocławia* (Urszula Kaźmierczak, 2002), *Zintegrowana gospodarka odpadami komunalnymi i wyrobiskami pogórnictwa* (Justyna Górniak-Zimroz, 2004), *Kosztowy model produkcji miedzi wielozakładowego przedsiębiorstwa górnictwa* (Dariusz Waluk, 2006), *Statystyczny opis koncentracji miedzi w złożu w wybranym rejonie LGOM* (Katarzyna Pactwa, 2012) *Model prognozowania kosztów rekultywacji w górnictwie skalnym* (Paweł Strzałkowski, 2016).

Jest kierownikiem i wykonawcą kilku projektów badawczych z zakresu górnictwa i gospodarki zasobami środowiska oraz recenzentem wielu podobnych dla KBN i NCB, recenzentem monografii, rozpraw doktorskich i habilitacyjnych, recenzentem lub członkiem kolegów redakcyjnych czasopism branżowych. W latach 2006–2008 był członkiem komitetów sterujących i wykonawcą projektów badawczych *foresight*, dotyczących rozwoju przemysłu miedziowego i przemysłu węgla brunatnego. Członek rad naukowych Poltegoru (2003–2016) i KGHM Cuprum (2009–2016); członek Komitetu Górnictwa PAN (2002–2014) oraz Komitetu Zrównoważonej Gospodarki Surowcami Mineralnymi PAN (2007–2014), przewodniczący Komisji Nauk Górniczych Wrocławskiego Oddziału PAN (2002–2014) oraz inicjator i organizator na tej platformie wielu konferencji na rzecz regionalnej gospodarki zasobami ziemi, w tym także środowiskowych i technicznych uwarunkowań budowy metra we Wrocławiu.

Uznaniem dla działalności Jubilata są niewątpliwie liczne odznaczenia i wyróżnienia, m.in. medale: Komisji Edukacji Narodowej, Zasłużony dla Województwa Wrocławskiego, Górnictwa oraz Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej,–

Drogiemu Jubilatowi życzymy przede wszystkim zdrowia i jeszcze wielu osiągnięć naukowych

J. Górniak-Zimroz, U. Kaźmierczak, K. Pactwa

Spis treści

Michał FILIPCZYK, Anita PABICH	
Analiza substancji niebezpiecznych na podstawie badań różnych typów kruszyw	9
Krzysztof GALOS, Paweł PIETKIEWICZ, Robert UBERMAN	
Nowy standard wyceny nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin	19
Stefan GÓRALCZYK, Michał FILIPCZYK	
Aktualne badania reaktywności alkalicznej polskich kruszyw	31
Żaklina KONOPACKA, Michał STOPA	
Ocena ryzyka zawodowego z zastosowaniem metody KIM dla stanowisk pracy w zakładach górnictwa skalnego	43
Olimpia KOZŁOWSKA, Marta SOŁOMACHA, Iwona WALENTEK	
Istniejąca i perspektywiczna baza zasobowa kruszyw piaskowo-żwirowych w danych Mapy geośrodowiskowej Polski	57
Tomasz KUBUSZEWSKI, Stefan GÓRALCZYK	
Deklaracja właściwości użytkowych i dokument znakowania CE wyrobów budowlanych na europejskiej platformie cyfrowej. Założenia i cele projektu	67
Jarosław ŁAGOWSKI, Daniel SARMAK	
Zastosowanie płuczek wysokociśnieniowych w procesie płukania kruszyw żwirowych	75
Łukasz MACHNIAK	
Zużycie kruszyw drogowych według aktualnego stanu realizacji dróg ekspresowych i autostrad	81
Leszek MAJEWSKI, Jarosław STANKIEWICZ	
Materiały i warstwy termoizolacyjne z kruszyw naturalnych i sztucznych z recyklingu	93
Jerzy MALEWSKI	
O dokładności analiz sitowych	103
Piotr MATUSIAK, Daniel KOWOL	
Oczyszczanie wody procesowej w węźle wzbogacania na składowisku odpadów pogórnich .	113
Zdzisław NAZIEMIEC, Albin GARBACIK, Grzegorz ADAMSKI	
Reaktywność alkaliczna krajowych kruszyw	123
Miranda PTAK, Zbigniew KASZTELEWICZ	
Likwidacja odkrywkowego zakładu górniczego	133
Marek REMBIŚ	
Rodzaj kruszywa jako jedna z możliwych przyczyn destrukcji betonu	145
Krzystian SIMKIEWICZ, Mateusz SIKORA, Zbigniew KASZTELEWICZ	
Wskaźniki oceny efektywności pracy jako podstawa wyznaczania zdolności wydobywczej maszyn w górnictwie odkrywkowym	157
Mariola STEFANICKA, Adrian PIETRAS, Bartłomiej KORZENIOWSKI	
Rozwój eksploatacji blocznej i wzrost efektywności gospodarki złożem granitu „Borów” ...	165
Marek WILAND	
Istotne dla górnictwa zmiany z zakresu planowania przestrzennego w projekcie kodeksu urbanistyczno-budowlanego	179
Piotr WODZIŃSKI, Remigiusz MODRZEWSKI, Katarzyna ŁAWIŃSKA	
Przebieg procesu przesiewania kruszyw w bębnach stożkowych i kaskadowych	191
Dariusz WOŹNIAK	
Nowa metoda pomiaru oporu toczenia taśmy przenośnikowej po krążnikach	201
Piotr WYSZOMIRSKI	
Dolomity to także surowiec do wytwarzania materiałów ogniotrwałych	211
Autorzy	222

Contents

Michał FILIPCZYK, Anita PABICH	
Analysis of hazardous substances of the basis of different types of aggregate examinations . . .	9
Krzysztof GALOS, Paweł PIETKIEWICZ, Robert UBERMAN	
New standard on valuation of land properties with mineral deposits	19
Stefan GÓRALCZYK, Michał FILIPCZYK	
Polish aggregates latest alkali reactivity test results	31
Żaklina KONOPACKA, Michał STOPA	
KIM method job risk assessment for workplaces at rock mining industry	43
Olimpia KOZŁOWSKA, Marta SOŁOMACHA, Iwona WALENTEK	
Existing and prospective resource base of sand-gravel aggregates presented in data of the Geoenvironmental Map of Poland	57
Tomasz KUBUSZEWSKI, Stefan GÓRALCZYK	
Declaration of performance and CE document of construction products (for example aggregates) on the European Digital Platform – assumptions and objectives	67
Jarosław ŁAGOWSKI, Daniel SARAMAK	
Application of high-pressure washers in aggregates washing operations	75
Łukasz MACHNIAK	
Consumption of aggregate according to current progress of expressways and motorways construction	81
Leszek MAJEWSKI, Jarosław STANKIEWICZ	
Materials and thermal insulation layer, performed, using natural and artificial aggregates obtained in waste recycling processes	93
Jerzy MALEWSKI	
On accuracy of sieving tests	103
Piotr MATUSIAK, Daniel KOWOL	
Process water treatment in the beneficiation node of mine waste dump	113
Zdzisław NAZIEMIEC, Albin GARBACIK, Grzegorz ADAMSKI	
Alkali reactivity of domestic aggregates	123
Miranda PTAK, Zbigniew KASZTELEWICZ	
Liquidation of the surface mining plant	133
Marek REMBIŚ	
Composition and development of aggregate grains as one of possible reasons of concrete deterioration	145
Krystian SIMKIEWICZ, Mateusz SIKORA, Zbigniew KASZTELEWICZ	
Indicators to assess the working efficiency as a basis of estimation mining equipment performance in surface operations	157
Mariola STEFANICKA, Adrian PIETRAS, Bartłomiej KORZENIOWSKI	
Development of block exploitation technology and increase of efficiency in granite deposit “Borów” management	165
Marek WILAND	
Crucial changes in the field of spatial planning for mining industry resulting from the project of the urban and building code	179
Piotr WODZIŃSKI, Remigiusz MODRZEWSKI, Katarzyna ŁAWIŃSKA	
Process of aggregate screening in conical and cascade sieve drums	191
Dariusz WOŹNIAK	
New measurment method of conveyor belt rolling resistance	201
Piotr WYSZOMIRSKI	
Dolostones are also raw materials for the production of refractories	211

ANALIZA SUBSTANCJI NIEBEZPIECZNYCH NA PODSTAWIE BADAŃ RÓŻNYCH TYPÓW KRUSZYW

1. WPROWADZENIE

Zgodnie z obowiązującym Rozporządzeniem Parlamentu Europejskiego i Rady (UE) nr 305/2011 z dnia 9 marca 2011 roku (Dz.U.EU.305/2011) *obiekty budowlane muszą być zaprojektowane i wykonane w taki sposób, aby podczas ich budowy użytkowania i rozbiórki nie stanowiły w ciągu ich całego cyklu życia zagrożenia dla higieny ani zdrowia czy bezpieczeństwa pracowników, osób je zajmujących lub sąsiadów, nie wywierały w ciągu ich całego cyklu życia nadmiernego wpływu na jakość środowiska ani na klimat, w szczególności w wyniku: (...)*

d) uwalniania niebezpiecznych substancji do wody gruntowej, wód morskich, wód powierzchniowych lub gleby.

Podstawowym problemem jest brak europejskich wymagań, wskazujących jakie metale należy oznaczać w kruszywach, jaką metodą i jakie są dopuszczalne ich wartości. W Polsce dopuszczalne wartości stężeń pierwiastków w kruszywach są traktowane tak, jak dla ścieków odprowadzanych do wód i ziemi według Rozporządzenia MŚ z 18 listopada 2014 r. *ws. warunków, jakie należy spełniać przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska*. Akt ten zastępuje obowiązujące do 13 lipca 2015 r. Rozporządzenie MŚ z 24 lipca 2006 r. *ws. warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego*. Prace nad odpowiednim aktem normatywnym, dotyczącym bezpośrednio kruszyw, czy wyrobów budowlanych trwały jeszcze w okresie obowiązywania Dyrektywy 89/106. Jednak do tej pory badania dotyczące substancji niebezpiecznych w kruszywach nie są określone. Zmiany w ww. aktach normatywnych nie dotyczą dopuszczalnych stężeń pierwiastków badanych w kruszywach.

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego zajmuje się m.in. badaniami substancji niebezpiecznych w kruszywach. Analizy wykonywane są: technikami atomowej spektrometrii absorpcyjnej z atomizacją w płomieniu F-AAS oraz optycznej spektrometrii emisyjnej z plazmą sprzężoną indukcyjnie ICP-OES. W pracy zostały przedstawione wyniki badań substancji niebezpiecznych wykonanych metodami spektroskopowymi w różnych kruszywach w latach 2005–2016.

2. METODY BADAŃ

Badanie substancji niebezpiecznych w kruszywach metodą F-AAS i ICP-OES wykonuje się dla wyciągu wodnego przygotowanego według normy PN-EN 1744-3:2004. Oznaczanie poszczególnych pierwiastków metodą F-AAS przeprowadzono według norm: PN-EN 1233:2000, PN-C-04570-05:1982, PN-EN 8288:2002 oraz PN-82 C-04570.05, natomiast analizę pierwiastków metodą ICP-OES wykonano na podstawie normy PN-EN ISO 11885:2009. Przy wyborze danej metody kierowano się uzyskaniem zadowalającego kompromisu pomiędzy kosztami metody, a osiągnięciem najdokładniejszej informacji o próbce reprezentującej badany materiał zgodnie z potrzebami klienta.

2.1. ATOMOWA SPEKTROMETRIA ABSORPCYJNA Z ATOMIZACJĄ W PŁOMIENIU F-AAS

Jest to metodą instrumentalna, której działanie oparte jest na absorpcji promieniowania przez wolne atomy. Zasadniczymi elementami spektrometru ASA (rys. 1) są: źródło promieniowania charakterystycznego, atomizer umożliwiający wytworzenie swobodnych atomów, monochromator, detektor intensywności promieniowania, wzmacniacz i rejestrator. Lampy z katodą wnękową, będące źródłem promieniowania, są zbudowane z pierwiastka, który jest analizowany w próbce. Dlatego do oznaczania każdego pierwiastka potrzebna jest odpowiednia lampa. Istnieją również tzw. lampy wielopierwiastkowe, ale charakteryzują się one gorszymi parametrami. W związku z tym metoda ASA wymaga posiadania kilku, a nawet kilkudziesięciu lamp w zależności od liczby oznaczanych pierwiastków. W atomizerze próbka z roztworu wodnego ulega atomizacji.



Rys. 1. Absorpcyjny spektrometr atomowy AAAnalyst 300
Fig. 1. Flame Atomic Absorption Spectrometry AAAnalyst 300

W wykonanych badaniach atomizacja zachodziła w płomieniu palnika acetyleno-wo-tlenowego. Podstawą ilościowej analizy ASA jest fakt, że wielkość absorpcji promieniowania przez wolne atomy pierwiastka jest proporcjonalna do zawartości tego pierwiastka w próbce. Do wad metody należą przede wszystkim konieczność stosowania do każdego z oznaczanych pierwiastków oddzielnej lampy oraz oddzielnej procedury badawczej; zalety – łatwość obsługi aparatu, jego małe koszty zakupu i utrzymania oraz jego czułość i odtwarzalność.

2.2. ICP – ATOMOWA SPEKTROMETRIA EMISYJNA Z INDUKCYJNIE SPRZĘŻONĄ PLAZMĄ

Technika ICP jest obecnie czołową techniką ilościowej analizy pierwiastków w roztworze. W przeciwieństwie do ASA analiza pierwiastków opiera się na zjawisku emisji promieniowania przez wzbudzone atomy pierwiastka. Wzbudzenie to możliwe jest dzięki podgrzaniu roztworu do wysokiej temperatury w plazmie. Intensywność emisji danego pierwiastka jest proporcjonalna do jego stężenia w próbce, mierzona jest spektrometrem optycznym ICP-OES (rys. 2). Zaletą ICP jest możliwość oznaczenia wielu pierwiastków przy zastosowaniu jednej metody badawczej. Podczas pomiaru można oznaczyć kilkanaście lub kilkadziesiąt pierwiastków. ICP w przeciwieństwie do ASA umożliwia wykrycie pierwiastków metalicznych i niemetalicznych przy niższej granicy detekcji. W technice ICP, w przeciwieństwie do ASA występują mniejsze interferencje matrycowe (Szczepaniak, 2002; Bulska & Pyrzyńska, 2007).



Rys. 2. Optyczny spektrometr emisyjny z plazmą sprzężoną indukcyjnie
Fig. 2. Inductively Coupled Plasma Optical Emission Spectroscopy

3. WYNIKI BADAŃ

W tabelach 1–6 zostały przedstawiono wyniki badań substancji niebezpiecznych z podziałem na różne typy skał oraz na metody badań. Najwyższe dopuszczalne stężenia odniesiono do wymagań rozp. MŚ (Dz.U.2014.1800). W tabeli 6 wyniki badań dotyczą różnego typu kruszyw antropogenicznych, głównie żużli.

Tab. 1. Wyniki badań substancji niebezpiecznych w kruszywach bazaltowych

Tab. 1. Test results of hazardous substances in basalt aggregates

Oznaczone pierwiastki	Dolna granica oznaczalności [mg/l]	Najwyższe stężenie pierwiastka [mg/l]	Najwyższe dopuszczalne stężenie [mg/l]	Liczba pomiarów	Poniżej dolnej granicy oznaczalności	Powyżej dolnej granicy oznaczalności
F-AAS						
Cr	0,1	–	0,5	28	28	0
Cd	0,02	0,05	0,2	28	27	1
Cu	0,05	–	0,5	28	28	0
Ni	0,1	–	0,5	28	28	0
Pb	0,2	0,317	0,5	28	27	1
Zn	0,09	0,091	2,0	28	26	2
Ba	0,2	0,415	2,0	26	23	3
As	0,1	–	0,1	13	13	0
ICP-OES						
As	0,05	–	0,1	1	1	0
Cd	0,0005	–	0,2	1	1	0
Co	0,005	–	1,0	1	1	0
Cr	0,005	–	0,5	1	1	0
Cu	0,009	–	0,5	1	1	0
Mo	0,005	–	1,0	1	1	0
Ni	0,005	–	0,5	1	1	0
Pb	0,010	–	0,5	1	1	0
V	0,005	–	2,0	1	1	0
Zn	0,05	–	2,0	1	1	0
Ba	0,05	–	2,0	1	1	0

– wynik poniżej dolnej granicy oznaczalności

Tab. 2. Wyniki badań substancji niebezpiecznych w kruszywach granitowych
Tab. 2. Test results of hazardous substances in granite aggregates

Oznaczone pierwiastki	Dolna granica oznaczalności [mg/l]	Najwyższe stężenie pierwiastka [mg/l]	Najwyższe dopuszczalne stężenie [mg/l]	Liczba pomiarów	Poniżej dolnej granicy oznaczalności	Powyżej dolnej granicy oznaczalności
F-AAS						
Cr	0,1	–	0,5	17	17	0
Cd	0,02	–	0,2	17	17	0
Cu	0,05	–	0,5	17	17	0
Ni	0,1	–	0,5	17	17	0
Pb	0,2	–	0,5	17	17	0
Zn	0,09	0,091	2,0	17	16	1
Ba	0,2	–	2,0	17	17	0
As	0,1	–	0,1	4	4	0
ICP-OES						
As	0,05	–	0,1	2	2	0
Cd	0,0005	–	0,2	2	2	0
Co	0,005	–	1,0	2	2	0
Cr	0,005	–	0,5	2	2	0
Cu	0,009	–	0,5	2	2	0
Mo	0,005	–	1,0	2	2	0
Ni	0,005	–	0,5	2	2	0
Pb	0,010	–	0,5	2	2	0
V	0,005	–	2,0	2	2	0
Zn	0,05	0,122	2,0	2	1	1
Ba	0,05	0,174	2,0	2	1	1

– wynik poniżej dolnej granicy oznaczalności

Tab. 3. Wyniki badań substancji niebezpiecznych w kruszywach piaskowcowych
Tab. 3. Test results of hazardous substances in sandstone aggregates

Oznaczone pierwiastki	Dolna granica oznaczalności [mg/l]	Najwyższe stężenie pierwiastka [mg/l]	Najwyższe dopuszczalne stężenie [mg/l]	Liczba pomiarów	Poniżej dolnej granicy oznaczalności	Powyżej dolnej granicy oznaczalności
ASA						
Cr	< 0,1	–	0,5	8	8	0
Cd	< 0,02	–	0,2	8	6	2
Cu	< 0,05	–	0,5	8	7	1
Ni	< 0,1	–	0,5	8	7	1
Pb	< 0,2	–	0,5	8	7	1
Zn	< 0,09	–	2,0	8	8	0
Ba	< 0,2	–	2,0	8	4	4
As	< 0,1	–	0,1	4	4	0

– wynik poniżej dolnej granicy oznaczalności

Tab. 4. Wyniki badań substancji niebezpiecznych w kruszywach wapiennych i dolomitowych
 Tab. 4. Test results of hazardous substances in limestones and dolomites

Oznaczone pierwiastki	Dolna granica oznaczalności [mg/l]	Najwyższe stężenie pierwiastka [mg/l]	Najwyższe dopuszczalne stężenie [mg/l]	Liczba pomiarów	Poniżej dolnej granicy oznaczalności	Powyżej dolnej granicy oznaczalności
F-AAS						
Cr	0,1	–	0,5	40	40	0
Cd	0,02	–	0,2	40	40	0
Cu	0,05	0,069	0,5	40	39	1
Ni	0,1	–	0,5	40	40	0
Pb	0,2	–	0,5	40	40	0
Zn	0,09	0,181	2,0	40	37	3
Ba	0,2	1,925	2,0	40	31	9
As	0,1	–	0,1	18	18	0
ICP-OES						
As	0,05	–	0,1	3	3	0
Cd	0,0005	–	0,2	3	3	0
Co	0,005	–	1,0	3	3	0
Cr	0,005	0,008	0,5	3	1	2
Cu	0,009	–	0,5	3	3	0
Mo	0,005	–	1,0	3	3	0
Ni	0,005	–	0,5	3	3	0
Pb	0,010	0,06	0,5	3	0	3
V	0,005	–	2,0	3	3	0
Zn	0,05	–	2,0	3	3	0
Ba	0,05	0,06	2,0	3	1	2

– wynik poniżej dolnej granicy oznaczalności

Tab. 5. Wyniki badań substancji niebezpiecznych w żwirach/piaskach
 Tab. 5. Test results of hazardous substances in gravels/sands

Oznaczone pierwiastki	Dolna granica oznaczalności [mg/l]	Najwyższe stężenie pierwiastka [mg/l]	Najwyższe dopuszczalne stężenie [mg/l]	Liczba pomiarów	Poniżej dolnej granicy oznaczalności	Powyżej dolnej granicy oznaczalności
F-AAS						
Cr	0,1	0,121	0,5	128	123	5
Cd	0,02	0,056	0,2	128	120	8
Cu	0,05	0,187	0,5	128	122	6
Ni	0,1	0,139	0,5	128	124	4
Pb	0,2	0,336	0,5	128	124	4
Zn	0,09	0,45	2,0	128	125	3
Ba	0,2	1,166	2,0	128	127	1
As	0,1	–	0,1	63	63	0

cd. tabeli 5

Oznaczone pierwiastki	Dolna granica oznaczalności [mg/l]	Najwyższe stężenie pierwiastka [mg/l]	Najwyższe dopuszczalne stężenie [mg/l]	Liczba pomiarów	Poniżej dolnej granicy oznaczalności	Powyżej dolnej granicy oznaczalności
ICP-OES						
As	0,05	–	0,1	5	5	0
Cd	0,0005	–	0,2	5	5	0
Co	0,005	–	1,0	5	5	0
Cr	0,005	–	0,5	5	5	0
Cu	0,009	0,017	0,5	5	4	1
Mo	0,005	–	1,0	5	5	0
Ni	0,005	–	0,5	5	5	0
Pb	0,010	–	0,5	5	5	0
V	0,005	–	2,0	5	5	0
Zn	0,05	–	2,0	5	5	0
Ba	0,05	–	2,0	5	5	0

– wynik poniżej dolnej granicy oznaczalności

Tab. 6. Wyniki badań substancji niebezpiecznych w kruszywach pochodzenia antropogenicznego
 Tab. 6. Test results of hazardous substances in anthropogenic aggregates

Oznaczone pierwiastki	Dolna granica oznaczalności [mg/l]	Najwyższe stężenie pierwiastka [mg/l]	Najwyższe dopuszczalne stężenie [mg/l]	Liczba pomiarów	Poniżej dolnej granicy oznaczalności	Powyżej dolnej granicy oznaczalności
F-AAS						
Cr	0,1	0,193	0,5	47	45	2
Cd	0,02	0,217	0,2	47	40	7
Cu	0,05	27,02	0,5	47	34	13
Ni	0,1	0,476	0,5	47	36	11
Pb	0,2	202,7	0,5	47	38	9
Zn	0,09	41,86	2,0	47	35	12
Ba	0,2	1,808	2,0	47	36	11
As	0,1	–	0,1	1	1	0
ICP-OES						
As	0,05	0,143	0,1	2	1	1
Cd	0,0005	–	0,2	2	2	0
Co	0,005	–	1,0	2	2	0
Cr	0,005	–	0,5	2	2	0
Cu	0,009	0,01	0,5	2	1	1
Mo	0,005	0,078	1,0	2	1	1
Ni	0,005	–	0,5	2	2	0
Pb	0,010	0,016	0,5	2	1	1
V	0,005	0,018	2,0	2	1	1
Zn	0,05	–	2,0	2	2	0
Ba	0,05	–	2,0	2	2	0

– wynik poniżej dolnej granicy oznaczalności

3.1. ANALIZA WYNIKÓW

W tabelach 1–6 zostały przedstawione dopuszczalne maksymalne stężenia pierwiastków według Rozporządzenia MŚ (Dz.U.2014.1800). Według przeprowadzonych badań największe stężenia badanych pierwiastków w kruszywach naturalnych zaobserwowano w kruszywach naturalnych sypkich (złoża piaszczysto-żwirowych). Ale nie są to wartości przekraczające wymagania. W kruszywach pochodzenia antropogenicznego zaobserwowano stężenia oznaczanych pierwiastków na granicy, a nawet powyżej dopuszczalnych wartości. Znaczne przekroczenia dopuszczalnych wartości odnotowano dla ołowiu, cynku, miedzi kadmu. Przekroczenia te według interpretacji statystycznych stanowią dla cynku 17,0% ogólnej liczby przeprowadzonych oznaczeń, dla ołowiu 12,8%, dla miedzi 12,8% oraz dla kadmu 2,13% ogólnej liczby przeprowadzonych oznaczeń. Pozostałe wyniki analiz wykonanych dla kruszyw ze skał litych tzn.: kruszyw granitowych, bazaltowych, wapiennych i dolomitowych oraz piaskowcowych nie przekraczały dopuszczalnych wartości.

4. PODSUMOWANIE

Obowiązek badania substancji niebezpiecznych w kruszywach wynika z Rozporządzenia UE 305/2011. W rozporządzeniu zawarto podstawowe wymagania, dotyczące obiektów budowlanych. W dokumencie ujęto obowiązek badania niebezpiecznych substancji, które mogą być uwalniane do wód gruntowych, morskich, powierzchniowych lub gleby. Jednak obecnie nie ma europejskich znormalizowanych metod badań i kryteriów oceny uwalnianych substancji niebezpiecznych dla kruszyw, chociaż prace w tym obszarze cały czas trwają. W Polsce w tym zakresie obowiązuje Rozporządzenie Ministra Środowiska w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód i ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego (Dz.U.2014.1800). Przeprowadzone badania różnych typów kruszyw naturalnych pokazują, że wymagania te są spełniane. Ostrożność należy zachować przy wykorzystaniu kruszyw pochodzenia antropogenicznego, które mogą zawierać podwyższone ilości metali ciężkich.

W Laboratorium Surowców i Wyrobów Budowlanych IMBiGS analizę pierwiastków przeprowadza się za pomocą F-AAS i ICP-OES. Badania ilościowe wykonywane za pomocą ICP-OES pokazują, że jest to metoda dokładniejsza, ponieważ pozwala na wykrycie śladowych stężeń oznaczanych pierwiastków. Biorąc pod uwagę aspekt ekonomiczny, analiza wielopierwiastkowa ICP-OES wymaga mniejszych nakładów finansowych i przeprowadzana jest w krótszym czasie. Analiza śladowa jest procesem trudnym i kosztownym, ale jest niezbędna według obecnych wymagań.

LITERATURA

- BULSKA E., PYRZYŃSKA K., 2007, *Spektrometria Atomowa*, Wyd. Malamut.
- Dziennik Urzędowy Unii Europejskiej 305/2011, *Ustanawiające zharmonizowane warunki wprowadzania do obrotu wyrobów budowlanych i uchylające dyrektywę Rady 89/106/EWG*, Dz.U. EU.305/2011.
- PN-C-04570-05:1982, *Woda i ścieki. Badania zawartości metali metodą absorpcyjnej spektrometrii atomowej. Oznaczanie baru w wodzie*.
- PN-EN 1233:2000, *Jakość wody. Oznaczanie chromu*.
- PN-EN 8288:2002, *Jakość wody. Badania chemicznych właściwości. Oznaczanie kobaltu, niklu, miedzi, cynku, kadmu i ołowiu. Metody atomowej spektrometrii absorpcyjnej z atomizacją w płomieniu*.
- PN-EN ISO 11885:2009, *Jakość wody. Oznaczanie wybranych pierwiastków metodą optycznej spektrometrii emisyjnej z plazmą wzbudzoną indukcyjnie*.
- Rozporządzenie MŚ z dnia 24 lipca 2006 r. ws. warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego, Dz.U.2006.984.
- Rozporządzenie MŚ z dnia 16 grudnia 2014 r., ws. warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego, Dz.U.2014.1800.
- SZCZEPANIAK W., 2002, *Metody Instrumentalne w analizie chemicznej*, PWN.

ANALYSIS OF HAZARDOUS SUBSTANCES ON THE BASIS OF DIFFERENT TYPES OF AGGREGATE EXAMINATIONS

Hazardous substances in Raw and Building Materials Laboratory at Institute of Mechanised Constructions and Rock Mining are tested using Flame Atomic Absorption Spectrometry (ASA) and Inductively Coupled Plasma Optical Emission Spectroscopy (ICP-OES). Test results of different types of aggregates from the years 2005–2016 using these both methods are presented in the article. Results are assembled with actual requirement based on Minister of the Environment regulation related to sewage discharge to the water or ground. There are work in progress for new regulations specially for aggregates. But for now natural aggregates meet the requirements. There is some problems with anthropogenic aggregates, that is why they should be a bit more oversee before use.

Krzysztof GALOS

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN w Krakowie

Paweł PIETKIEWICZ

Industri Kruszywa Sp. z o.o. w Rogowie Sobóckim

Robert UBERMAN

Krakowska Akademia im. A.F. Modrzewskiego

NOWY STANDARD WYCENY NIERUCHOMOŚCI GRUNTOWYCH ZE ZŁOŻAMI KOPALIN

1. WSTĘP

Wycena aktywów geologiczno-górnich, a w szczególności złóż kopalin, stała się w Polsce aktualna wraz z rozpoczętą w latach 1990 transformacją ustrojową i gospodarczą, a także związanymi z tym zmianami obowiązującego prawa i stosunków własnościowych. Zasoby kopalin w złożach są traktowane jako niezbędny czynnik produkcji górniczej, a zatem posiadają określoną wartość i mogą, a nawet powinny, podlegać wycenie wartości. Podobne, choć mniejsze znaczenie mają kopaliny zgromadzone na wtórnych składowiskach (złożach antropogenicznych), jak też zgromadzone w takich składowiskach odpady przemysłowe, mające charakter mineralnych surowców odpadowych. Jeszcze inną grupą aktywów geologiczno-górnich jest szeroko rozumiana informacja geologiczna dotycząca danego złoża kopaliny, obejmująca m.in. jego dokumentację geologiczną (Uberman & Uberman, 2008).

W ostatnich kilku latach ukazało się wiele publikacji podejmujących problematykę wyceny aktywów geologiczno-górnich. Dla różnych celów przeprowadzano takie wyceny, a także różnorodne operacje formalno-finansowe, w tym transakcje handlowe związane z tymi aktywami. Mimo ograniczonej dostępności informacji na ten temat, zwykle są to informacje o charakterze poufnym. Pozwoliło to wzbogacić wiedzę w tym zakresie, dając możliwość dostrzeżenia niedostatków metodologicznych, a niekiedy nawet nieprawidłowości w interpretacji przepisów prawa przez wykonujących operaty szacunkowe (Uberman, 2009). Przyczyny tych zjawisk tkwiły z jednej strony w niezbyt precyzyjnie zredagowanych przepisach prawnych, ale często także w niedostatecznych kwalifikacjach z zakresu geologii i górnictwa u niektórych rzeczoznawców wykonujących operaty.

Wprowadzone w ostatnim czasie zmiany przepisów prawa: ustawy *Prawo geologiczne i górnicze* (dalej *pgig*) oraz ustawy o *odpadach wydobywczych* dotyczących

antropogenicznych surowców odpadowych, spowodowały opracowanie przez Polską Federację Stowarzyszeń Rzeczoznawców Majątkowych (PFSRM) wspólnie z Polskim Stowarzyszeniem Wyceny Złóż Kopalin (PSWZK) Krajowego Standardu – *Wycena nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin objętymi własnością nieruchomości gruntowej* (Krajowy Standard..., 2016). Celem niniejszego artykułu jest przedstawienie zagadnienia wyceny aktywów geologiczno-górnich oraz związanych z tym metod i procedur ich wyceny.

2. RODZAJE AKTYWÓW GEOLOGICZNO-GÓRNICZYCH. CELE ICH WYCENY

Aktywa geologiczno-górnice zajmują znaczącą pozycję wśród aktywów przedsiębiorstwa górnictwa. Zalicza się do nich majątek trwały i ruchomy zakładu górnictwa, papiery wartościowe i środki pieniężne należące do tego zakładu, ale także złoża kopalin; ewentualnie, jeśli to ma miejsce, także złoża antropogeniczne oraz związane z nimi wartości niematerialne i prawne, jak: dokumentacja geologiczna i całość informacji geologicznej wraz z przysługującym do tej informacji prawem, projekt zagospodarowania złoża, plan ruchu zakładu górnictwa, koncesja na wydobywanie kopaliny wraz z kompletem pozwoleń i uzgodnień warunkujących uzyskanie decyzji koncesyjnej (Galos & Pietkiewicz, 2015). Majątek trwały tworzą m.in. grunty należące do zakładu górnictwa (w tym grunty nad złożami), wyrobiska górnicze, obiekty budowlane oraz zazwyczaj także występujące obiekty budowlane zakładu przerobczego. Majątek ruchomy to przede wszystkim maszyny i urządzenia, materiały do prowadzonego procesu wydobywczego oraz zapasy wytworzonych surowców. Aktywami są również papiery wartościowe i środki pieniężne, w tym środki funduszu likwidacji zakładu górnictwa i inne utworzone fundusze rezerwowe (Kodeks POLVAL, 2007; Uberman & Uberman, 2008).

Wycena majątku trwałego i ruchomego zakładu nie przysparza większych problemów merytorycznych i metodycznych, będąc obwarowaną odpowiednimi przepisami, a realizowaną w kraju przez posiadających odpowiednie uprawnienia rzeczoznawców majątkowych. Odmienne rzecz się ma z wyceną wartości złóż kopalin, będących składnikiem aktywów przedsiębiorstwa górnictwa. Procedura wyceny złóż nie jest procedurą powszechnie stosowaną; z jednej strony bierze się to z pewnego braku tradycji w tym względzie, z drugiej zaś strony ze zmieniających się uregulowań prawnych co do własności złóż i związanych z nimi wartości niematerialnych i prawnych oraz możliwości ich obrotu (Galos & Pietkiewicz, 2015).

Wycena aktywów geologiczno-górnich, a w szczególności złóż kopalin może być wykonywana dla różnych celów, m.in.:

- transakcji rynkowych kupna-sprzedaży złoża, niekiedy wraz z wartościami niematerialnymi i prawnymi, w tym z koncesją na wydobywanie kopaliny z tego złoża,
- ustalenia wynagrodzenia za ustanowienie użytkowania górniczego dla złoża będącego własnością skarbu państwa,
- ustalenia stawek czynszów dzierżawnych za użytkowanie złoża,
- ustalenia wartości nieruchomości gruntowych, których zakup jest niezbędny do prowadzenia eksploatacji złoża,
- pokrycia aportem w postaci złoża własnych udziałów w tworzonej spółce mającej na celu jego eksploatację,
- ujawnienia w aktywach przedsiębiorstwa oraz w jego bilansie takich aktywów geologiczno-górnich jak złoża kopaliny oraz związane z nim wartości niematerialne i prawne; niekiedy ma to miejsce także w trakcie wykonywania wyceny przedsiębiorstwa,
- zaciągnięcia zobowiązań pod zastaw złoża związanego z nieruchomością gruntową, np. zabezpieczenie kredytu bankowego, emitowanych obligacji itp.,
- ustalenia wysokości odszkodowań z tytułu zgodnych lub niezgodnych z prawem wywłaszczeń nieruchomości gruntowych, związanych ze złożami kopalin.

Dla odkrywkowo eksploatowanych złóż, spośród wymienionych przypadków, największą rolę odgrywają niewątpliwie wyceny związane z przeprowadzanymi transakcjami kupna-sprzedaży złóż wraz ze związanymi z nimi nieruchomościami gruntowymi. Jest to w szczególności zauważalne w okresach dobrej koniunktury, kiedy rozwija się produkcja surowców mineralnych, zagospodarowuje się kolejne złoża kopalin i powstają nowe zakłady górnicze. Z kolei w okresach dekonunktury wycena może mieć związek z zakupami i przejęciami zakładów tych przedsiębiorców górniczych, które nie wytrzymały konkurencji rynkowej (Galos & Pietkiewicz, 2015).

3. WYBRANE ASPEKTY PRAWNE WYCENY ZŁOŻ KOPALIN W GÓRNICTWIE SKALNYM

Ustawa *pgig* z 4 lutego 1994 r. nie definiowała w sposób precyzyjny, które złoża kopalin są własnością skarbu państwa, a które stanowią część składową nieruchomości gruntowej i są własnością właściciela tej nieruchomości. Kwestia ta została inaczej uregulowana w nowej ustawie *pgig* z 9 czerwca 2011 r., dzięki czemu można mieć nadzieję, że możliwe będzie usunięcie, przynajmniej w dużym stopniu, dotychczasowych trudności i nieporozumień w ustalaniu prawa własności złóż. Na podstawie art. 10 tej ustawy własnością górnich, przysługującą skarbowi państwa, objęte są złoża węglowodorów, węgla kamiennego, metanu jako kopaliny towarzyszącej, węgla brunatnego, rud metali i metali w stanie rodzimym, rud pierwiastków promieniotwórczych, siarki rodzimej, soli kamiennej, soli potasowej i potasowo-magnezowej, gipsu

i anhydrytu, kamieni szlachetnych, wód leczniczych i termalnych oraz solanek. Pozostałe złoża kopalin objęte są prawem własności nieruchomości gruntowej. Do grupy tej należą zatem praktycznie wszystkie złoża z tzw. petrograficzno-surowcowej grupy kopalin skalnych. Nastąpiło zatem ściśle i jednoznaczne powiązanie pod względem własnościowym złóż tych kopalin z leżącymi nad nimi nieruchomościami gruntowymi. Złoża te muszą być traktowane jako części składowe tych nieruchomości i łącznie z nimi wyceniane.

Wycena wartości złóż kopalin stanowiących część składową nieruchomości gruntowych jest podporządkowana procedurom wyceny nieruchomości. Podstawą prawną dla wyceny wartości złóż, będących częściami składowymi nieruchomości gruntowych, są przepisy:

- ustawy z dnia 21 sierpnia 1997 r. *o gospodarce nieruchomościami*, obejmującej w dziale IV przepisy co do zasad i sposobów określania wartości nieruchomości,
- Rozporządzenia RM z dnia 21 września 2004 r. *ws. wyceny nieruchomości oraz sporządzania operatu szacunkowego*, podające m.in. szczegółowe zasady i tryb sporządzania operatu szacunkowego (wyceny).

Do wyceny nieruchomości gruntowych PFSRM przygotowała i ogłosiła w marcu 2012 r. Powszechne Krajowe Zasady Wyceny, które nie stanowią podstaw prawnych wykonywania operatu szacunkowego (wyceny) nieruchomości, ale są zalecane do stosowania, jako zasady dobrej praktyki zawodowej. Na ich podstawie opracowywane są Krajowe Standardy Wyceny, stąd w odniesieniu do nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin, PFSRM wraz z PSWZK przygotowały w latach 2014–2016 projekt Krajowego Standardu *Wycena nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin objętymi własnością nieruchomości gruntowej*. Standard ten, został uchwalony przez Radę Krajową PFSRM 12 grudnia 2016 r. i zalecony do stosowania od 1 stycznia 2017 r. (Krajowy Standard..., 2016).

4. GŁÓWNE ZAŁOŻENIA NOWEGO STANDARDU

Celem nowego standardu jest przedstawienie zasad dobrej praktyki w zakresie określania wartości nieruchomości ze złożami kopalin. Dotyczy on nieruchomości ze złożami objętymi prawem własności nieruchomości gruntowej, w rozumieniu art. 10 ust. 3 ustawy *pgig*. Dla nieruchomości tych możliwe jest zidentyfikowanie i ocena stanu kopaliny do celów wyceny na podstawie odpowiedniej dokumentacji geologicznej złoża, a teren na którym położona ta nieruchomość posiada miejscowy plan zagospodarowania przestrzennego, w którym wskazano na przeznaczenie umożliwiające eksploatację złoża. Można przyjąć do wyceny przeznaczenie takie na podstawie studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gminy (Krajowy Standard..., 2016).

Zgodnie z ustawą *pgig* do złóż kopalin objętych prawem własności nieruchomości gruntowej zalicza się w szczególności złoża: magnezytu, barytu, fluorytu, kwarcu żyłowego, piasków kwarcowych, piasków i żwirów, wapieni dla przemysłu wapienniczego, wapieni i margli dla przemysłu cementowego, dolomitów, kredy jeziornej, kredy piszącej, kopalin skalnych budowlanych blocznych, kopalin nieblocznych budowlanych i drogowych, kopalin ilastych ceramiki budowlanej, iłów kamionkowych, iłów biało wypalających się, iłów ogniotrwałych, kopalin bentonitowych, kopalin kaolinowych, kopalin skaleniovych, diatomitów, ziemi krzemionkowej, kwarcytów, piaskowców kwarcytowych, łupków kwarcytowych, łupków łyszczykowych, torfu, rud darniowych.

Standard można stosować odpowiednio do nieruchomości, których częściami składowymi są złoża antropogeniczne. Standard nie dotyczy natomiast nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin objętych prawem własności górniczej w rozumieniu ustawy *pgig* (węgla brunatnego, gipsów i anhydrytów).

5. PRZEDMIOT I ZAKRES STOSOWANIA STANDARDU

Przedmiotem standardu są nieruchomości gruntowe ze złożami kopalin, które są objęte prawem własności nieruchomości gruntowej lub ich części składowe oraz nieruchomości po zakończeniu eksploatacji złóż kopalin. Zakres stosowania standardu obejmuje w szczególności nieruchomości:

- objęte prawem własności nieruchomości gruntowej,
- jako przedmiot użytkowania wieczystego,
- jako przedmiot ograniczonych praw rzeczowych lub obciążonych prawami zobowiązaniowymi,
- części nieruchomości, które są lub mogą być związane z eksploatacją złoża (działalnością górniczą), np.: obszar górniczy, teren górniczy, części nieruchomości oznaczone w ewidencji gruntów i budynków jako użytki kopalne lub inne części wyodrębniane ze względu na sposób użytkowania.

Wycena może dotyczyć także określenia wartości szkód poczynionych na nieruchomości ze złożem kopaliny lub ograniczenia jej własności w zakresie korzystania, czerpania pożytków i rozporządzania.

Co istotne, określenia wartości nieruchomości ze złożem kopaliny składającej się z wyodrębnionych części o różnym zawansowaniu realizacji projektu geologiczno-górniczego oraz o wielu sposobach użytkowania, można dokonać poprzez wydzielenie funkcjonalnych części celem ich odrębnej wyceny w granicach nieruchomości. Nieruchomości tego rodzaju często charakteryzują się dużym zróżnicowaniem występujących użytków gruntowych, obiektów budowlanych i ich funkcji oraz stanu techniczno-użytkowego, jak również stanu zagospodarowania, w tym istnienia części nieruchomości ze złożami kopalin. Podział nieruchomości na funkcjonalne części powinien

uwzględniać granice geodezyjne, planistyczne lub wynikające z innych regulacji prawnych, a także granice ustalone przez rzeczoznawcę majątkowego dla potrzeb wyceny (Krajowy Standard..., 2016).

6. PODSTAWOWE ZASADY OKREŚLANIA WARTOŚCI NIERUCHOMOŚCI ZE ZŁOŻAMI KOPALIN

Wartość rynkową nieruchomości ze złożami kopalin określa się w podejściu porównawczym, dochodowym lub mieszanym. Przy wyborze właściwego podejścia, metody i techniki szacowania tych nieruchomości rekomenduje się uwzględnienie stanu nieruchomości odnoszonego do etapu realizacji projektu geologiczno-górniczego. Etapami realizacji projektu geologiczno-górniczego są odpowiednio stany nieruchomości: po rozpoznaniu i udokumentowaniu złoża, udostępniania złoża, eksploatacji złoża, likwidacji zakładu górniczego i rekultywacji. Uregulowania standardu nie obejmują aktywów geologiczno-górnich, powstałych na etapie poszukiwania złoża, nawet jeśli dotyczą one wycenianej nieruchomości.

W zależności od stanu złoża przedstawiany Standard rekomenduje określanie wartości rynkowej odpowiednio sposobami, tzw. podejściami:

- po rozpoznaniu i udokumentowaniu złoża – podejściem porównawczym,
- udostępniania i eksploatacji złoża, jak również przy wstrzymanej eksploatacji – podejściem dochodowym; w przypadku złóż o wstrzymanej eksploatacji – podejściem dochodowym lub porównawczym,
- w stanie likwidacji zakładu górniczego i rekultywacji – podejściem porównawczym lub mieszanym (metodą kosztów likwidacji i metodą pozostałościową).

Opis i ocena stanu nieruchomości ze złożem kopaliny winna być wykonana w zakresie niezbędnym do przeprowadzenia oceny wielkości wpływu cech rynkowych na zróżnicowanie cen transakcyjnych, dochodów i ryzyka ich uzyskiwania i uwzględniać uwarunkowania funkcjonowania rynku tego rodzaju nieruchomości. Można klasyfikować wg grup czynników: formalno-prawnych, ekonomiczno-finansowych i rynkowych, lokalizacyjnych, środowiskowych, geologiczno-górnich, infrastrukturalnych i innych. Opis nieruchomości przeprowadzić należy z wykorzystaniem informacji zawartych w odpowiednich dokumentach oraz uzyskanych w trakcie wizji lokalnej. Informacje dla ustalenia stanu i przeznaczenia nieruchomości, odnoszą się do cech rynkowych, sklasyfikowanych w grupach uwarunkowań:

- formalno-prawnych, m.in. stan prawny nieruchomości, przeznaczenie nieruchomości w dokumentach planistycznych, kategoria rozpoznania złoża, prawa do informacji geologicznej, uwarunkowania środowiskowe, warunki eksploatacji ustalone w koncesji na wydobywanie kopaliny,
- ekonomiczno-finansowych i rynkowych, m.in. sytuacja ekonomiczno-finansowa przedsiębiorstwa górniczego prowadzącego eksploatację

złoża, aktywa zakładu górniczego, sytuacja na rynku danego surowca, wielkość i struktura sprzedaży wytwarzanych surowców, stan i perspektywy rozwoju rynku nieruchomości podobnych,

- lokalizacyjnych, dotyczących położenia względem rynków zbytu surowców wytwarzanych z kopaliny, różnych rodzajów zabudowy w kontekście uciążliwości eksploatacji, cieków i zbiorników wód powierzchniowych, ujęć wód podziemnych, innych złóż/kopalń/zakładów górniczych,
- środowiskowych, w tym: wyłączenie trwałe lub czasowe gruntów z produkcji rolnej lub leśnej, lokalizacja względem obszarów prawnie chronionych, oddziaływanie inwestycji na środowisko,
- geologiczno-górniczych, m.in. jakość kopaliny wskazująca na kierunek optymalnego gospodarczego wykorzystania, grubość i rodzaj nadkładu, obecność przerostów, stosunek grubości nadkładu do miąższości złoża, wielkość zasobów bilansowych, przemysłowych i operatywnych, warunki hydrogeologiczne,
- infrastrukturalnych, w szczególności transportowych: dostępność do dróg transportowych wywozu surowców, ograniczenia w wywozie surowców wynikające ze stanu technicznego dróg i urządzeń drogowych, dostępność do infrastruktury technicznej niezbędnej do prowadzenia produkcji przemysłowej (zasilanie w energię elektryczną, wodę, itp.).

Rzeczoznawca majątkowy winien mieć wiedzę specjalistyczną o zasadach ustalania stanu i ocenie cech rynkowych nieruchomości ze złożami kopalin oraz mieć wystarczające informacje o warunkach funkcjonowania rynku tych nieruchomości oraz warunkach konkurencyjności w branży i perspektywach jej rozwoju. W uzasadnionych przypadkach zaleca się, aby rzeczoznawca majątkowy skorzystał z ekspertyz (opinii) wykonywanych przez osoby lub instytucje posiadające specjalistyczną wiedzę, np. taksatorów złóż kopalin (Kodeks POLVAL). Odpowiedzialność za właściwy wybór eksperta/-ów i wykorzystanie efektów ich pracy spoczywa na rzeczoznawcy majątkowym. Rzeczoznawca powinien skorzystać z pomocy eksperta/ów w szczególności w sytuacjach, kiedy: samodzielnie nie jest w stanie ocenić rodzaju, budowy geologicznej i zasobności złoża kopaliny, nie potrafi rozpoznać w sposób wystarczający uwarunkowań środowiskowych, mających wpływ na skalę produkcji i poziom kosztów wydobywania, nie dysponuje wystarczającymi informacjami pozwalającymi na przyjęcie założeń wyceny w zakresie sprzedaży, kosztów produkcji i nakładów inwestycyjnych, a także skali produkcji i otoczenia konkurencyjnego. Z zachowaniem wymaganej szczególnej zawodowej staranności rzeczoznawca majątkowy wykorzystuje do wyceny informacje zawarte w publicznych i prywatnych specjalistycznych raportach rynkowych, dotyczących aktualnych uwarunkowań działalności przedsiębiorców ekspluatujących złoża kopalin oraz perspektyw rozwoju (Krajowy Standard..., 2016).

7. SZCZEGÓŁOWE ZASADY OKREŚLANIA WARTOŚCI

7.1. PODEJŚCIE PORÓWNAWCZE

Wycena z zastosowaniem podejścia porównawczego może być wykonywana w przypadku nieruchomości ze złożem kopaliny na etapie po rozpoznaniu i udokumentowaniu zasobów lub w przypadku szacowania wartości nieruchomości w stanie po zakończeniu eksploatacji kopaliny, a także po przeprowadzonej rekultywacji. Przy stosowaniu podejścia porównawczego uwzględnia się ceny transakcyjne nieruchomości podobnych, uwzględniając w szczególności przy ich wyborze czynniki wpływające na zróżnicowanie cen. Ważne dokonanie trafnego wyboru cech rynkowych, pozwalających na przeprowadzenie porównań, co z zasady wymagać będzie znajomości parametrów złóż kopalin nieruchomości wycenianej i nieruchomości podobnych (porównawczych). Rzeczoznawca majątkowy określa jednostkę porównawczą. Jako jednostkę porównawczą rekomenduje się przyjęcie wielkości zasobów operatywnych (Mg, m³) lub powierzchni nieruchomości (ha, m²). Opis nieruchomości winien uwzględniać założenia dotyczące sposobu jej użytkowania w zakresie:

- eksploatacji złoża w granicach nieruchomości zgodnie z przeznaczeniem,
- wybudowania niezbędnej infrastruktury technicznej,
- uruchomienia i prowadzenia przeróbki wydobytej kopaliny (jeśli jest niezbędna),
- składowania i sprzedaży produktu gotowego z wykorzystaniem transportu.

Rzeczoznawca majątkowy powinien uwzględnić w wycenie z użyciem podejścia porównawczego specyficzne cechy rynku nieruchomości ze złożami kopalin, a szczególnie:

- aktywność rynku nieruchomości podobnych,
- niepowtarzalność rynkową nieruchomości występujących w obrocie,
- specyficzne warunki konkurowania,
- występowanie w obrocie nieruchomości z wraz z innymi aktywami i prawami oraz jako części przedsiębiorstw,
- silny związek z koniunkturą danej branży wydobywczej i odbiorców surowców,
- trudność ustalenia wpływu upływu czasu na poziom cen (tendencja, trend) na podstawie transakcji nieruchomościami podobnymi.

Przy wyborze nieruchomości podobnych uwzględnić należy przede wszystkim kryterium rodzaju kopaliny i kierunku jej gospodarczego wykorzystania, a także porównywalność z punktu widzenia zmian koniunktury gospodarczej.

7.2. PODEJŚCIE DOCHODOWE

Wycena z zastosowaniem podejścia dochodowego może być wykonywana w przypadku określania wartości nieruchomości ze złożami kopalin generujących dochód bądź stwarzających możliwość osiągnięcia dochodu, szczególnie na etapie udostępniania i eksploatacji złoża. Wykorzystanie metod dochodowych na innych etapach wymaga dodatkowego uzasadnienia. Standard przedstawia zasady stosowania tego podejścia przy wykorzystaniu metody inwestycyjnej i metody zysków. Inne sposoby wyceny tego rodzaju nieruchomości, np. metody opcji rzeczowych, mogą być stosowane tylko w przypadku regulacji prawnych wskazujących na możliwość wykorzystania lub po przeprowadzeniu analizy o braku sprzeczności z przepisami prawa.

W każdym przypadku zastosowania podejścia dochodowego do wyceny obliczany jest dochód na podstawie wpływów czynszowych, uzyskiwanych z dzierżawy lub najmu i innych praw do nieruchomości, z uwzględnieniem wpływów tzw. „pozaczynszowych”. Podstawą obliczania dochodu z nieruchomości, stanowiącego odpowiednik wpływów czynszowych, może być także część dochodu z działalności gospodarczej prowadzonej na nieruchomości przez użytkownika/operatora. Stosowanie metody zysków w przypadku wyceny nieruchomości użytkowanej przez właściciela wymaga przyjęcia założenia zawarcia umowy obligacyjnej, najczęściej dzierżawy. Do wyceny przyjmuje się dochody z nieruchomości ujmowane w okresach rocznych, przy założeniu ich uzyskiwania na koniec roku z zachowaniem współmierności ponoszonych wydatków, uzyskiwanych wpływów z działalności oraz ryzyka, które powinno uwzględniać ryzyko specyficzne dla branży prowadzonej działalności.

Wybór metody wyceny jest uzależniony od przyjętego przez rzeczoznawcę majątkowego sposobu obliczania dochodu z nieruchomości. Należy przy tym uwzględnić faktyczne umowy, obciążające szacowaną nieruchomość i/lub założyć zawarcie umowy obligacyjnej na typowych warunkach występujących na rynku podobnych konkurencyjnych nieruchomości.

Podstawą obliczania dochodu z nieruchomości, który następnie przyjmowany jest w wycenie jako odpowiednik wpływów z umów, może być także część dochodu z działalności gospodarczej prowadzonej na nieruchomości. Tego rodzaju założenie, dotyczące nieruchomości mogących przynosić dochód, dotyczy w szczególności nieruchomości zajmowanych przez właściciela (operacyjnych) oraz nieruchomości ze złożami nie eksploatowanymi w dacie wyceny. W szczególnych przypadkach podejście dochodowe może zostać zastosowane do wyceny nieruchomości ze złożem kopalin, ujawnionym na etapie jego rozpoznania i udokumentowania. Rzeczoznawca majątkowy w takim przypadku musi dołożyć szczególnej staranności przy ustaleniu zakresu i własności tych praw oraz uwzględnić w wycenie kompletny zestaw aktywów niezbędny do prowadzenia działalności gospodarczej oraz ryzyko właściwe dla faktycznego stanu i przeznaczenia nieruchomości.

Nieruchomość szacowana podejściem dochodowym winna znajdować się w całości lub w części w obrębie obszaru górniczego. Ponadto powinna stanowić kompletny, specjalistyczny zespół aktywów, który umożliwia eksploatację kopaliny ze złoża oraz produkcję z niej surowców. Pomocniczo można wykorzystać wymogi dla najmniejszej jednostki generującej dochód według przepisów o rachunkowości. W przypadku szacowania nieruchomości o różnorodnych sposobach użytkowania może zachodzić potrzeba odpowiedniego uwzględnienia w założeniach wyceny aktywów zbędnych dla uzyskiwania przedmiotowego dochodu.

Szacowana nieruchomość może stanowić przedmiot własności lub innych praw przysługujących podmiotom o różnych formach prawnych i różnych systemach sprawozdawczości finansowej. Determinuje to zakres dostępnych informacji o przychodach, kosztach działalności i ryzyku, co może wpływać istotnie na poprawność ustalenia przedmiotu wyceny jako kompletnego zespołu aktywów. W każdym przypadku rzeczoznawca winien jednoznacznie ustalić przedmiot wyceny identyfikując nieruchomość jako zespół aktywów, który spełniać będzie cechę kompletności w odniesieniu do przyjmowanych założeń do wyceny.

Dla zastosowania podejścia dochodowego konieczna jest znajomość dochodu uzyskiwanego lub możliwego do uzyskania w przyszłości oraz jego struktury, a także ryzyka towarzyszącego działalności prowadzonej z wykorzystaniem szacowanego zespołu aktywów oraz ryzyka rynku podobnych nieruchomości. Techniki wyceny, stosowane dla metody inwestycyjnej i metody zysków, stanowią procedury obliczeniowe, które służą do przekształcania dochodu z nieruchomości w jej wartość. Przekształcanie dochodu z nieruchomości w wartość nieruchomości nazywane jest w wycenie nieruchomości kapitalizacją dochodu. W uzasadnionych przypadkach w wycenie nieruchomości ze złożami kopalin można stosować równocześnie oba sposoby obliczania dochodów – metodę inwestycyjną i metodę zysków. Dochód z nieruchomości stanowi w takim przypadku sumę dochodów obliczonych przy zastosowaniu obu metod. W zależności od zmienności dochodu z nieruchomości wyróżnia się techniki kapitalizacji dochodu:

- kapitalizację prostą, w której wartość nieruchomości określa iloczyn stabilnego strumienia dochodu rocznego możliwego do uzyskania z wycenianej nieruchomości i współczynnika kapitalizacji lub iloraz stabilnego strumienia dochodu rocznego i stopy kapitalizacji,
- dyskontowanie strumieni dochodów, w której wartość nieruchomości określa suma zdyskontowanych strumieni dochodów możliwych do uzyskania z wycenianej nieruchomości w poszczególnych latach przyjętego okresu prognozy, powiększona o zdyskontowaną wartość rezydualną nieruchomości.

8. PODSUMOWANIE

Zgodnie z nową ustawą *pgig* złoża z tzw. petrograficzno-surowcowej grupy złóż kopalin skalnych objęte są prawem własności nieruchomości gruntowej. Złoża te muszą być traktowane jako części składowe tych nieruchomości i wyceniane łącznie z nimi. W związku z tym dla większości celów, dla jakich realizowane są wyceny, powinny być one wykonywane wspólnie przez rzeczoznawcę majątkowego (z ewentualną pomocą taksatora złóż kopalin PSWZK) w formie operatu szacunkowego stanowiącego zarazem wycenę złoża związanego z nieruchomością gruntową. Udział taksatora złóż w wykonywaniu takiej wyceny pozwala na fachowe określenie szeregu kluczowych parametrów geologicznych, górniczych i ekonomicznych rzutujących na finalną wartość wyceny nieruchomości ze złożem kopaliny.

Nowy Krajowy Standard *Wycena nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin objętymi własnością nieruchomości gruntowej* rekomenduje w przypadku wyceny nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin objętych prawem własności nieruchomości gruntowej zastosowanie podejścia dochodowego lub porównawczego; wybór podejścia, a także metody i techniki szacowania nieruchomości ze złożami kopalin zależeć powinny od stanu nieruchomości oraz etapu realizacji projektu geologiczno-górniczego. Standard dla etapu po rozpoznaniu i udokumentowaniu złoża, a także dla etapu likwidacji zakładu górniczego i rekultywacji rekomenduje zastosowanie podejścia porównawczego; dla etapu udostępniania i eksploatacji złoża, także przy wstrzymaniu eksploatacji, zastosowanie podejścia dochodowego.

Etap realizacji projektu geologiczno-górniczego oraz związane z tym kwestie zagospodarowania złoża oraz jego status formalno-prawny w kontekście możliwości prowadzenia eksploatacji, w tym: zapisy w miejscowym planie zagospodarowania przestrzennego gminy o przeznaczeniu obszaru złoża dla działalności górniczej, decyzja o środowiskowych uwarunkowaniach zgody na realizację przedsięwzięcia, koncesja na wydobywanie kopaliny ze złoża, w sposób decydujący wpływają na wartość wyceny nieruchomości gruntowej ze złożem kopaliny. Posiadanie wymienionych decyzji może nawet kilkukrotnie zwiększyć wartość wycenianego złoża (Galos & Pietkiewicz, 2015).

Nowy Krajowy Standard Wyceny Specjalistyczny *Wycena nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin objętymi własnością nieruchomości gruntowej* pozwala w odpowiedni sposób uwzględnić także i te kwestie, a jego stosowanie przez rzeczoznawcę majątkowego, niejednokrotnie z niezbędnym udziałem branżowego specjalisty, np. taksatora złóż kopalin PSWZK, we właściwy sposób określać wartość wyceny nieruchomości ze złożem kopaliny.

LITERATURA

- GALOS K., PIETKIEWICZ P., 2015, *W kierunku nowego standardu wyceny nieruchomości ze złożami kopalin (w tym kruszywowymi)*, Mining Science–Mineral Aggregates, vol. 2015, 22(1), 33–43.
- Kodeks POLVAL, 2007, Polskie Stowarzyszenie Wyceny Złóż Kopalin.
- Krajowy Standard Wyceny Specjalistyczny, 2016, *Wycena nieruchomości gruntowych ze złożami kopalin objętymi własnością nieruchomości gruntowej*, PFSRM.
- Rozporządzenia RM z dnia 21 września 2004 r. ws. wyceny nieruchomości oraz sporządzania operatu szacunkowego, Dz.U.2004.207.2109 ze zm.
- UBERMAN R., 2009, *Wycena wartości aktywów górniczo-geologicznych. Standardy wyceny*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, 125, Studia i Materiały, 35, Górnictwo i geologia XI, 213–225.
- UBERMAN R., UBERMAN R., 2008, *Podstawy wyceny wartości złóż kopalin–teoria i praktyka*, IGS-MiE PAN.
- Ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. *Prawo geologiczne i górnicze*, Dz.U.1994.27.96 ze zm.
- Ustawa z dnia 21 sierpnia 1997 r. *o gospodarce nieruchomościami*, Dz.U.2011.187.1110 ze zm.
- Ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. *o odpadach wydobywczych*, j.t. Dz.U.2013.1136.
- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze*, j.t. Dz. U.2016.1131 ze zm.

NEW STANDARD ON VALUATION OF LAND PROPERTIES WITH MINERAL DEPOSITS

Valuation of rock minerals deposits can be prepared for various purposes. Purchase-sale transaction of deposits and purchase of land properties associated with deposit for security of future extraction, are the most common cases. Sometimes, such valuation is prepared for purposes of incurring liabilities secured by deposit or for disclosure of deposit value in assets of company. According to new geological and mining law, rock minerals deposits are covered by the law of land ownership, being treated as parts of land property and valued together with them. For land properties with mineral deposits, in the years 2014-2016 the Polish Federation of Valuation Appraisers and the Polish Association of Mineral Asset Valuers prepared together project of the Domestic Technical Valuation Standard “Valuation of land properties with mineral deposits being their part”, which was approved by Domestic Council of PFVA on 12th December 2016, to apply from 1st January 2017. Standard recommends - for valuation of land properties with mineral deposits – use of income or comparative approach. Choice of approach, as well as recommended detailed methods and techniques of valuation, should depend on state of land property and mineral deposit development stage: for undeveloped deposits and for stage of liquidation and land reclamation – use of comparative approach, for deposits being exploited or just under development – use of income approach.

Stefan GÓRALCZYK, Michał FILIPCZYK

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Warszawa

AKTUALNE BADANIA REAKTYWNOŚCI ALKALICZNEJ POLSKICH KRUSZYW

1. WSTĘP

Reaktywność alkaliczna to skłonność reagowania niektórych składników kruszywa z alkaliarni znajdującymi się w cemencie, którymi są głównie wodorotlenek sodu i wodorotlenek potasu. Efektem reakcji jest powstawanie krzemionkowego żelu, powodującego występowanie wewnętrznych naprężeń. Może to prowadzić do różnego typu spękań w betonie z zastosowaniem danego kruszywa. Kruszywem potencjalnie reaktywnym jest kruszywo zawierające minerały lub skały, wchodzące w reakcje z alkaliarni zawartymi w cemencie (Kukielska & Góralczyk, 2015a).

Wśród takich minerałów wymienia się: opał, chalcedon, trydymit, krystobalit, kwarc w stanie naprężeń, kwarc drobnokrystaliczny, a także oliwiny, pirokseny, amfibole, chloryty, minerały ilaste, zeolity, siarczanowe i siarczkowe oraz tlenki żelaza, a wśród skał: krzemienie, rogowce, diatomity, piaskowce o spoiwie ilastym i krzemionkowym, skały wulkaniczne (porfiry, melafiry, bazalty oliwinowe), szkliwo wulkaniczne (obsydian), tufy wulkaniczne, skały węglanowe (głównie dolomity) i skały ilaste oraz zwietrzałe skały granitowe (Kukielska & Góralczyk, 2015).

2. CEL BADAŃ

Celem prowadzonych badań było porównanie wyników otrzymanych według dotychczas stosowanych metod na podstawie krajowych norm PN-B-06714-34:1991 i PN-B-06714-46:1992 oraz nowych metod wg dokumentów AAR. Do badań wytypowano kilka rodzajów kruszyw ze skał litych i żwirów (tab. 1). Prezentowane wyniki dotyczą pierwszego etapu prac, mających na celu zweryfikowanie reaktywności krajowych kopaln ze złóż kruszywowych.

Tab. 1. Zestawienie badanych próbek
Tab. 1. Tested samples comparison

Nr próbki	Kruszywo, województwo	Krótki opis petrograficzny	Klasyfikacja wg AAR-0
1	bazaltowe opolskie	trzeciorzędowa afanitowa skała maficzna z nielicznymi drobnymi oliwinami; nie występują składniki mogące reagować z alkali	I
2	żwirowe podkarpackie	czwartorzędowe żwiry pochodzenia fluwioglacjalnego, główne składniki: skały magmowe, osadowe (piaskowce), kwarc oraz nieliczne rogowce i krzemienie; minerały mogące reagować z alkali: chalcedon i opal	IIS/IIIS
3	żwirowe podlaskie	czwartorzędowy żwir fluwioglacjalny, główne składniki: skały magmowe (granit), wapienie, podrzędnie piaskowce, kwarc; minerały mogące reagować z alkali: możliwe występowanie chalcedonu oraz skupień mikrokrystalicznych kwarcu	IISC
4	wapienne świętokrzyskie	skała zbudowana w głównie z kalcytu z niewielką domieszką dolomitu, minerały mogące reagować z alkali: możliwy niewielki udział krzemionki mikrokrystalicznej lub bezpostaciowej	IIC
5	chalcedonitowe łódzkie	kruszywo zbudowane głównie z krzemionki bezpostaciowej lub mikrokrystalicznej (minerały mogące reagować z alkali)	IIS/IIIS
6	piaskowo-żwirowe lubelskie	czwartorzędowy żwir fluwioglacjalny, główne składniki: skały magmowe, osadowe (w tym węglany) oraz kwarc; minerały mogące reagować z alkali, możliwe występowanie chalcedonu	IISC/IIISC

2. METODY BADAWCZE

Przeprowadzono badania wytypowanych kruszyw z sześciu krajowych złóż metodami wg norm PN oraz metodami opisanymi w dokumentach AAR. Krajowe normy do badania reaktywności alkalicznej w kruszywach zostały opracowane w latach siedemdziesiątych XX wieku, a ostatnie wersje pochodzą z początku lat dziewięćdziesiątych. Ze względu na ich niewielką skuteczność w diagnozowaniu reaktywności alkalicznej stosowanie tych norm wydaje się nieuzasadnione.

Prace nad nowymi metodami badania reaktywności alkalicznej podjęto ponownie w 2000 roku, w ramach projektu badawczego PARTNER *European Standard Tests to Prevent Alkali Reactions in Aggregates* oraz w Komitecie technicznym ARP (*Alkali Reactivity and Prevention, Assessment, Specification and Diagnosis*) Międzynarodowego Komitetu RILEM TC 191 i kolejno RILEM TC 219 *Alkali-Aggregates Reactions In Concrete Structures* (Góralczyk, 2011); prace te trwają nadal. Dotychczasowym ich efektem są m.in. metody badawcze opisane w dokumentach AAR:

- AAR-0 obejmuje instrukcję użycia metod RILEM w określaniu potencjalnej reaktywności alkalicznej kruszyw oraz wstępne wskazówki do interpretacji otrzymanych wyników badań,
- AAR-1 określa procedury postępowania z próbkami w przypadku opisu petrograficznego, pozwalającą na identyfikację typów skał i minerałów, które mogą wejść w reakcję z wodorotlenkami sodu i potasu,
- AAR-2 wstępna, szybka metoda wykrycia potencjalnej reaktywności alkalicznej; badanie beleczek z zaprawy dla kruszyw niewęglanowych; trwa minimum 2 tygodnie, próbki przechowuje się w jednorodnym roztworze NaOH w temperaturze 80 °C; w dokumencie opisano dwie metody: AAR-2.1 i AAR-2.2 różniące się wielkością próbek,
- AAR-5 wstępna, szybka metoda wykrycia potencjalnej reaktywności alkalicznej; badanie beleczek z zaprawy dla kruszyw węglanowych; warunki takie same jak w metodzie wg dokumentu AAR-2, a różnica dotyczy frakcji kruszywa używanego w badaniu,
- AAR-3 metoda wykrycia potencjalnej reaktywności alkalicznej, metoda długa, badanie beleczek betonowych sezonowanych w temperaturze 38 °C w warunkach bardzo wysokiej wilgotności przez rok,
- AAR-4 metoda wykrycia potencjalnej reaktywności alkalicznej, metoda długa, badanie beleczek betonowych sezonowanych w temperaturze 60 °C w warunkach bardzo wysokiej wilgotności przez piętnaście tygodni.

Dokumenty AAR określają dwa rodzaje kruszyw ze względu na możliwe reakcje kruszywa–alkalia:

- *ASR alkali-silica reactive* – kruszywa, z mogącymi zachodzić reakcjami pomiędzy zawartą w nich krzemionką a alkaliami,
- *ACR alkali-carbonate reactive* – kruszywa, w których mogą zachodzić reakcje pomiędzy węglanami a alkaliami.

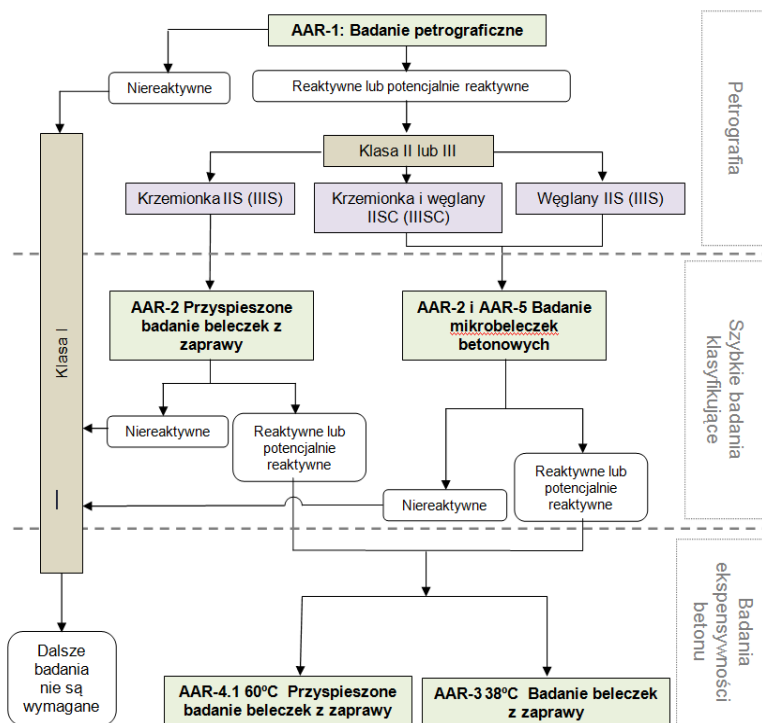
Możliwa jest jeszcze taka sytuacja, w której kruszywo zawiera dwa rodzaje składników i możliwe są obie reakcje. Ponadto dokumenty AAR zawierają podział kruszyw na klasy ze względu na możliwość/szansę wystąpienia reakcji z alkaliami:

- I – potencjalnie niereaktywne,
- II – potencjalnie reaktywne,
- III – potencjalnie bardzo reaktywne.

Do klas II i III dopisywana jest litera oznaczającą rodzaj możliwych reakcji: S – krzemionkowo–alkaliczna, C – węglanowo–alkaliczna i SC – mieszana.

Każde kruszywo powinno zostać poddane szczegółowemu opisowi petrograficznemu. Opis i odpowiednia na jego podstawie klasyfikacja do I klasy może spowodować, że dalsze badania nie będą konieczne. Jednak nie zaleca się ograniczać jedynie

do opisu w przypadku kruszyw nieznanymi lub niepoddawanych wcześniej badaniom wg dokumentów AAR. Schemat postępowania w zależności od przewidywanych rodzajów reakcji z alkalią został przedstawiony na rysunku 1.



Rys. 1. Schemat badań potencjalnej reaktywności alkalicznej metodami AAR opracowany na podstawie dokumentu AAR-1

Fig. 1. Scheme of testing process of aggregates for alkaline reactivity using AAR methods, according to AAR-1 document

Po zidentyfikowaniu składników, które mogą powodować powstanie reakcji krzemionka-alkalia (ASR) należy wykonać badanie metodą szybką wg dokumentu AAR-2. Jeżeli wynik badania spowoduje zaklasyfikowanie kruszywa jako reaktywne (przyrost długości próbek powyżej określonej wartości) należy zastosować odpowiednie środki ostrożności przy zastosowaniu takiego kruszywa i nie są potrzebne dalsze badania. W innym przypadku należy wykonać badanie roczne wg AAR-3. Zaleca się również wykonanie ich metodą AAR-4, która może zostać uznana za wersję skróconą metody AAR-3 lub służy jako metoda weryfikacji dla konkretnych mieszanek kruszyw lub mieszanek betonowych.

Po zidentyfikowaniu w trakcie opisu petrograficznego składników węglanowych, mogących spowodować występowanie reaktywności węglany-alkalia (ARC) lub obu

rodzajów reaktywności (ACR i ASR) kruszywo powinno zostać poddane obu badaniom metodami szybkimi (AAR-2 i AAR-5). Wyniki interpretuje się oddzielnie oraz porównując ze sobą. Jeżeli kruszywo jest potencjalnie reaktywne, nie są wymagane dalsze badania, jest to wynik końcowy. W pozostałych przypadkach konieczne są badania wg AAR-3 oraz zalecane jest badanie AAR-4.

3. WYNIKI BADAŃ WŁASNYCH

Wyniki badań wykonanych na podstawie norm PN-B-06714-34:1991, PN-B-06714-46:1999 oraz badań wykonanych wg dokumentów AAR z uwzględnieniem wytycznych dotyczących wyboru dokumentów do konkretnych rodzajów skał zestawiono w tabeli 2.

Tab. 2. Wyniki badań reaktywności alkalicznej wg dokumentów AAR oraz wg norm PN
Tab. 2. Alkaline reactivity test results according to AAR and PN-B norms

Nr próbek	Rodzaj kruszywa	Dokumenty AAR					PN	
		AAR-2.1	AAR-2.2	AAR-5	AAR-3	AAR-4	PN-B-06714-34: 1991	PN-B-06714-46: 1992
		przyrost długości próbek beleczkowych [%]					przyrost długości próbek [%]	frakcja, ubytek masy, [%]
1	bazaltowe	0,07 0,06 0,04	0,01 0,01 0,07	–	0,00 0,41 –0,21	0,01 0,00 0,01	0,013 0,002 0,006 0,005 0,007 0,013	2-4 0,00 4-8 0,00 8-16 0,00
2	żwir	0,62 0,64 0,64	0,00 0,00 0,01	–	–0,35 –0,62 –0,65	0,01 0,00 0,01	0,068 0,067 0,027 0,049 0,025 0,073	2-4 0,16 4-8 0,18 8-16 0,11
3	żwir	0,12 0,15 0,14	0,06 0,07 0,07	0,21 0,24 0,23	–0,04 0,07 –1,96	0,02 0,02 0,02	0,017 0,067 0,002 –0,019 0,034 0,019	2-4 0,18 4-8 0,12 8-16 0,06

cd. tabeli 2

Nr próbki	Rodzaj kruszywa	Dokumenty AAR					PN	
		AAR-2.1	AAR-2.2	AAR-5	AAR-3	AAR-4	PN-B-06714-34: 1991	PN-B-06714-46: 1992
		przyrost długości próbek beleczkowych [%]					przyrost długości próbek [%]	frakcja, ubytek masy, [%]
4	wapienne	0,07	0,00	0,04	-0,04	0,01	0,001	2-4
		0,07	0,00	0,03	0,07	0,01	0,002	0,00
		0,07	0,00	0,06	-0,96	0,00	0,001	4-8
							0,001	0,00
5	chalcedonit						-0,002	8-16
							-0,008	0,00
		0,05	0,00		0,44	0,01	-0,056	2-4
		0,10	0,02	–	0,31	0,00	-0,078	0,00
6	żwir	0,11	0,04		0,87	0,00	-0,030	4-8
							0,726	0,00
							-0,011	8-16
							-0,067	0,00
6	żwir	0,07	0,68	0,19	-0,42	0,02	-0,626	2-4
		0,03	0,17	0,17	-0,68	0,01	0,002	0,68
		0,11	0,14	0,19	-0,69	0,08	-0,002	4-8
							0,001	2,09
							-0,001	8-16
							-0,001	1,12

W trakcie badania kruszywa metodą AAR-2.1 zaobserwowano we wszystkich próbkach kruszywa żwirowego 2 sieć drobnych spękań i rys na powierzchniach beleczek betonowych. Natomiast w próbkach wykonanych z zastosowaniem kruszywa żwirowego 3 zaobserwowano nieliczne spękania na powierzchni jednej z trzech próbek oraz drobne odpryski na powierzchni drugiej próbki. W trakcie badania wg metody AAR-2.2 na jednej z trzech próbek betonowych kruszywa żwirowego 3 odnotowano spękania (rys. 2). W przypadku dwóch z trzech próbek wykonanych z użyciem kruszywa piaskowo-żwirowego 6 zaobserwowano odpryski na powierzchni. Odpryski takie są najczęściej spowodowane przez pęcznienie margli lub minerałów ilastych i jest mało prawdopodobne, choć nie wykluczone, że nie jest to spowodowane reakcjami z alkali.

W trakcie badań wg dokumentu AAR-3 zaobserwowano na powierzchni jednej próbki wykonanej z użyciem żwiru 2 oraz na powierzchni jednej próbki kruszywa węglanowego 4 nieliczne odpryski.

W trakcie badania, wykonanego zgodnie z dokumentem AAR-4, zaobserwowano odpryski na powierzchni wszystkich próbek z kruszywem żwirowym 2 i 6 (rys. 3), natomiast badanie potencjalnej reaktywności alkalicznej wg dokumentu AAR-5 zostało wykonane tylko dla trzech kruszyw: żwirowych 2 i 6 i wapiennego 4. Na powierzchniach wszystkich próbek kruszyw żwirowych oraz jednej z trzech węglanowych zaobserwowano drobne włosowate spękania (rys. 4 i 5).



Rys. 2. Pojedyncze spękania powstałe w trakcie badania wg AAR-2.2, kruszywo żwirowe 3
Fig. 2. Single cracks arise during AAR-2.2 test method, gravel aggregates-sample no. 3



Rys. 3. Odpryski na powierzchni powstałe podczas badania wg AAR-4 na powierzchni, kruszywo 6
Fig. 3. Flakes came into view during AAR-4 test method, gravel aggregates-sample no. 6



Rys. 4. Sieć drobnych spękań powstałych w trakcie badania wg AAR-5, kruszywo żwirowe 2
Fig. 4. Fine spider web cracks arise during AAR-5 test method, gravel aggregates-sample no. 2



Rys. 5. Sieć drobnych spękań powstałych w trakcie badania wg AAR-5, kruszywo żwirowe 3
Fig. 5. Fine spider web cracks arise during AAR-5 test method, gravel aggregates-sample no. 3

4. ANALIZA

Kryteria dla badań wg norm PN oraz AAR wyszczególniono w tabeli 3, a ocena wyników badań wg tych kryteriów została przedstawiona w tabeli 4.

Tab. 3. Kryteria do wyników badań

Tab. 3. Test results criteria

Dokumenty AAR			
AAR-2	AAR-5	AAR-3	AAR-4
ekspansywność [%]			
AAR-2.1 < 0,10 nieekspansywne 0,10-0,20 brak jednoznacznej oceny > 0,20 ekspansywne AAR-2.2 < 0,08 nieekspansywne ≥ 0,08 potencjalnie ekspansywne	AAR-2.2 > 0,08% AAR-5 < AAR-2 potencjalna ASR AAR-5 ≥ AAR-2 możliwa kombinacja ASR i ACR AAR-2.2 < 0,08% AAR-5 ≥ AAR-2 możliwa ACR AAR-5 < AAR-2, dalsze testy nie są wymagane	< 0,05 nieekspansywne 0,05-0,10 brak jednoznacznej oceny > 0,20 ekspansywne	< 0,03 nieekspansywne > 0,03 potencjalnie ekspansywne
Normy PN			
PN-B-06714-34:1991		PN-B-06714-46:1992	
≤ 0,1% kruszywo niereaktywne > 0,1% kruszywo reaktywne		stopień: 0 ≤ 0,5 1 > 0,5 i ≤ 2,0 2 > 2,0	

Tab. 4. Analiza wyników badań reaktywności wg dokumentów AAR

Tab. 4. Test results analyse according to AAR methods

Nr pr.	Rodzaj kruszywa	Wyniki badań						
		AAR-2.1	AAR-2.2	AAR-5	AAR-3	AAR-4	PN-B-06714-34	PN-B-06714-46
1	bazaltowe	–	–		–	–	–	–
2	żwir	+	–		–	–	–	–
3	żwir	+/-	–	możliwe ACR i ASR	+/-	–	–	–
4	wapienne	–	–	możliwe ACR i ASR	+/-	–	–	–
5	chalcedonit	+/-	–		+	–	+	–
6	żwir	+/-	+	potencjalnie ASR	–	+	+	+

+ kruszywo reaktywne, +/- potencjalnie reaktywne (brak jednoznacznej odpowiedzi), – niereaktywne

Zgodnie z otrzymanymi wynikami kruszywo bazaltowe 1 zarówno na podstawie metod PN, jak i nowych metod AAR zostało ocenione jako niereaktywne. Kruszywo żwirowe 2 i 3, a także węglanowe 4 w badaniach wg starych norm PN nie wykazało reaktywności, natomiast na podstawie nowych metod AAR otrzymano wyniki wskazujące na konieczność zachowania pewnej ostrożności przy stosowaniu ich w betonach. Różnica polega na innych typach potencjalnej reaktywności stwierdzonej w próbkach. W próbce wykonanej z kruszywa żwirowego 2 potwierdzono możliwość występowania reaktywności krzemiany-alkalia. W próbce wykonanej z kruszywa 3 stwierdzono możliwość występowania zarówno reaktywności krzemionka-alkalia, jak i reaktywności węglany-alkalia. W próbce z kruszywa węglanowego 4 stwierdzono możliwość wystąpienia reakcji węglany-alkalia. Kruszywo chalcedonitowe 5 oraz piaskowo-żwirowe 6 wykazały reaktywność zarówno wg norm PN (kruszywo 5 jedynie w metodzie beleczkowej na podstawie PN-B-06714-34:1991, a nie wykazało w metodzie szybkiej PN-B-06714-46:1992), jak i w metodach AAR. W przypadku obu kruszyw zalecana jest bardzo daleko idąca ostrożność przy stosowaniu w betonach.

Tab. 5. Zestawienie badań dla kruszywa bazaltowego 1, żwirowego 2, 6 i chalcedonowego 5
Tab. 5. Specification of test results for basalt no.1, gravel no.2, 6 and chalcedonic aggregate no. 5

Klasa wg AAR-1	PN		AAR				Ocena kruszywa
	beleczkowa	szybka	AAR-2.1	AAR-2.2	AAR-3	AAR-4	
kruszywo bazaltowe 1							
I	–	–	–	–	–	–	niereaktywne
kruszywo żwirowe 2							
II/IIIS	–	–	+	–	–	–	zalecana ostrożność zastosowań w betonach
kruszywo chalcedonitowe 5							
II/IIIS	+	–	+/-	–	+	–	zalecana duża ostrożność zastosowań w betonach
kruszywo żwirowe 6							
II/IIIS	+	+	+/-	+	–	+	zalecana duża ostrożność zastosowań w betonach

+ kruszywo reaktywne, +/- potencjalnie reaktywne (brak jednoznacznej odpowiedzi), – niereaktywne

Kruszywa, w których stwierdzono możliwość występowania reakcji z alkali-ami wg norm PN zawsze wykazały potencjalną reaktywność na podstawie dokumentów AAR. Natomiast w trzech rodzajach kruszyw, dla których badania wg norm PN nie wykazały możliwości występowania reakcji z alkali-ami, badania wg dokumentów AAR wykazały możliwość pojawienia się takich reakcji. Nowe metody badań są bardziej rygorystyczne i wykazują możliwość pojawienia się reakcji z alkali-ami w wielu kruszywach, które dotychczas były uznawane za niereaktywne. Wyszczególnienie wszystkich obserwacji dla poszczególnych kruszyw zostały przedstawione w tabelach 5 i 6.

Tab. 6. Zestawienie badań dla kruszywa żwirowego 3 i wapiennego 4
Tab.6. Specification of test results for gravel no.3 and calcareous aggregate no. 4

Klasa wg AAR-1	PN		AAR			Ocena
	beleczkowa	szybka	AAR-5	AAR-3	AAR-4	
Kruszywo żwirowe 3						
II/IIISC	—	—	+ / —	+ / —	—	zalecana ostrożność przy stosowaniu w betonach
Kruszywo wapienne 4						
I/IIIC	—	—	+ / —	+ / —	—	zalecana ostrożność przy stosowaniu w betonach

+/- potencjalnie reaktywne (brak jednoznacznej odpowiedzi), — niereaktywne

5. WNIOSKI

W pracy zostały przedstawione wyniki badań na podstawie dokumentów AAR na tle badań według dotychczas obowiązujących krajowych norm. Stosowana metoda szybka (PN-B-06714-46:1992) wykazała tylko dla jednego rodzaju kruszywa reaktywność alkaliczną (kruszywo żwirowe 6). Na podstawie metody beleczkowej (PN-B-06714-34:1991) dwa rodzaje kruszyw wykazały reaktywność alkaliczną (kruszywo żwirowe 6 i kruszywo chalcedonitowe 5). Badania wykonane szybkimi metodami AAR-2 i AAR-5 wykazały już możliwość wystąpienia reaktywności w pięciu rodzajach kruszyw: żwirowe 2, 3 i 6, wapienne 4, chalcedonitowe 5, natomiast badania długoterminowe wg AAR-3 i AAR-4 wykazały możliwość wystąpienia reaktywności w czterech złożach: żwirowych 3 i 6, wapiennym 4 i chalcedonitowym 5. We wszystkich badaniach (PN i AAR) wykluczona została reaktywność kruszyw bazaltowych 1.

Na podstawie przeprowadzonych badań oraz prowadzonych obserwacji wydaje się, że rozpatrywane metody AAR są bardziej dokładne od dotychczas obowiązujących metod krajowych. Trzy rodzaje kruszyw, które nie wykazywały potencjalnej

reaktywności na podstawie norm krajowych, w badaniach AAR okazały się kruszywami, w których mogą pojawiać się reakcje z alkaliarni.

LITERATURA

- AAR-0, 2003, *Outline Guide to the Use of RILEM Methods in Assessments of Alkali-Reactivity Potential of Aggregates*, RILEM/TC-ACS/11/03.
- AAR-1, 2003, *Petrographical Examination*, RILEM TC-ACS/14/07.
- AAR-2, 2002, *Detection of potential alkali-reactivity – Accelerated mortar-bar test method for aggregates*, RILEM/TC-ACS/11/05.
- AAR-3, 2000, *Detection of potential alkali-reactivity – 38 °C test method for aggregate combinations using concrete prisms*, RILEM/TC-ACS/11/06.
- AAR-4.1, 2004, *Detection of potential alkali-reactivity – 60 °C test method for aggregate combinations using concrete prisms*, RILEM/TC-ACS/11/07.
- AAR-5, 2003, *Rapid Preliminary Screening Test for Carbonate Aggregates*, RILEM/TC-APR/04/10.
- GÓRALCZYK S., 2011, *Reaktywność alkaliczna kruszyw. Nowa europejska metodyka badań i oceny*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, 132, 39, 69–77.
- KUKIELSKA D., GÓRALCZYK S., 2015, *Identyfikacja reakcji kruszywo-alkalia*, *Kruszywa: Produkcja-Transport-Zastosowanie*, nr 2, 28–32.
- KUKIELSKA D., GÓRALCZYK S., 2015a, *Reaktywność alkaliczna kruszyw*, *Mining Science – Mineral Aggregates*, vol. 22(1), 101–110.
- PN-B-06714-34:1991 + A1:1997, *Kruszywa mineralne. Badania. Oznaczanie reaktywności alkalicznej*.
- PN-B-06714-46:1992, *Kruszywa mineralne. Badania. Oznaczanie potencjalnej reaktywności alkalicznej metodą szybką*.

POLISH AGGREGATES LATEST ALKALI REACTIVITY TEST RESULTES

In the article there is compare the latest alkaline reactivity test results of selected aggregates. Tests were made in accordance to obligate norms PN-B-06714-34:1991 and PN-B-06714-46:1992 and compared with alkaline reactivity test resultes made in accordance to new methods elabotared in PARTNER Research Project and in RILEM TC 191 International Comitee (replaced by RILEM TC 219 ACS).

OCENA RYZYKA ZAWODOWEGO Z ZASTOSOWANIEM METODY ‘KIM’ DLA STANOWISK PRACY W ZAKŁADACH GÓRNICTWA SKALNEGO

1. WSTĘP

Według badań krajowych i europejskich dolegliwości układu mięśniowo-szkieletowego (*ang. musculoskeletal disorders – MSD*) są jednym z najczęściej rozpowszechnionych i niepokojących problemów zdrowotnych związanych ze środowiskiem pracy i istotną przyczyną absencji pracowniczej. Do nadmiernego obciążenia układu ruchu przyczynia się ciężka praca fizyczna, ręczny transport przedmiotów, pozycja przy pracy i czynności powtarzane w dużym tempie i częstotliwością oraz wysiłek statyczny. W Polsce najbardziej narażonymi na wystąpienie dolegliwości układu mięśniowo-szkieletowego są osoby zatrudnione w przemyśle, rolnictwie i rybołówstwie. W przemyśle istotną grupę osób narażonych na te dolegliwości stanowią pracownicy zatrudnieni w górnictwie, między innymi w górnictwie skalnym (Roman-Liu, 2008). Według statystyk prowadzonych przez różne jednostki badawcze największy odsetek pracowników cierpi na bóle kręgosłupa i pleców, bóle mięśni w ramionach, szyi oraz zaburzenia w obrębie kończyn górnych i dolnych. Dolegliwości te są związane z nadmiernym obciążeniem układu ruchu podczas wykonywania pracy związanej z podnoszeniem i przenoszeniem ciężkich ładunków, pracami powtarzalnymi, niewygodną, męczącą pozycją ciała, np. z rękami powyżej poziomu barków lub długotrwałym utrzymywaniem pozycji siedzącej bądź stojącej, a także kontakt z drgającymi maszynami czy urządzeniami. Większość problemów zdrowotnych rozpoczyna się od drobnych bólów, a kończy na poważniejszych schorzeniach, które wymagają leczenia lub zwolnienia z pracy. W przewlekłych przypadkach mogą nawet prowadzić do niepełnosprawności i konieczności rezygnacji z pracy (eurofound, 2010, 2012, 2015; stat.gov.pl, 2016; osha.europa.eu).

Na podstawie danych ZUS (zus.pl, 2016), choroby układu mięśniowo-szkieletowego są na drugiej pozycji przyczyn niezdolności do pracy i powodujących absencję pracowniczą. Absencja związana z tymi dolegliwościami w zależności od wieku wynosiła w ostatnich latach odpowiednio: 33% dla lat 50–59, 24% dla 40–49, 21% dla 30–39 lat; przy czym w 54% dotyczyło mężczyzn, a w 46% kobiet. Najczęściej absencja spowodowana była problemem z kośćmi, mięśniami i stawami; te w każdej grupie

wiekowej (z wyjątkiem 15–19 lat) stanowiły ponad 64% wszystkich problemów danej grupy (stat.gov, 2014). Zgodnie z aktualnie obowiązującymi przepisami jednym z głównych zadań pracodawców jest ocena ryzyka zawodowego występującego przy ręcznych pracach transportowych na stanowisku pracy oraz wprowadzenie odpowiednich rozwiązań technicznych i organizacyjnych dla wyeliminowania potrzeby ręcznego przemieszczania ciężarów (rozp. MPiP, Dz.U.2000.26.313 ze zm., Dz.U.2003.169.1650 ze zm.). Krajowe przepisy określają jedynie największe dopuszczalne ciężary, które mogą być przemieszczane oraz maksymalne wartości wydatku energetycznego, nieuwzględniając jednak metod oceny czynników wpływających na obciążenie układu mięśniowo-szkieletowego pracownika podczas pracy.

Istnieje wiele metod, które biorą jedynie orientacyjnie pod uwagę czynniki wpływające na obciążenie fizyczne. Wśród obecnie stosowanych można wymienić: Ovako Working Posture Analysing System – OWAS (Karhu i in., 1977, 1986; Koradecka, 1997), Rapid Upper Limb Assessment – RULA (McAtamney & Corlett, 1993), Rapid Entire Body Assessment – REBA (Hignett & McAtamney, 2000), Manual Handling Assessment Charts – MAC (Głównczyńska-Woelke, 2008), Key Item Method – KIM (Głównczyńska-Woelke, 2008; Zamajtys, 2016).

Oceniając ryzyko zawodowe związane z obciążeniem układu mięśniowo-szkieletowego należy przeanalizować pozycję przy pracy i powtarzanie wykonywanych czynności (ocena czasu przebywania w pozycji wymuszonej i powtarzania czynności) oraz masę, drogę i sposób przenoszenia przedmiotów (Romanowska-Słomka & Słomka, 2014).

Aktualnie w zakładach górnictwa skalnego do oceny ryzyka zawodowego, związanego z obciążeniem układu mięśniowo-szkieletowego, najczęściej stosowana jest metoda RISC SCORE i sporadycznie OWAS. Metoda RISK SCORE jest metodą ilościowo-jakościową, często nie oddającą w pełni istoty zagrożenia. Dobór parametrów *S*, *E* i *P* na podstawie, których przeprowadzana jest ocena nie zawsze gwarantuje przedstawienie stanu rzeczywistego. Biorąc pod uwagę stanowiska pracy przy wydobywaniu oraz obróbce surowca, gdzie istnieje znaczne obciążenie układu mięśniowo-szkieletowego, konieczne jest zastosowanie takiej metody, która w pełni będzie oddawała istotę zagrożenia.

2. OCENA RYZYKA ROZWOJU DOLEGLIWOŚCI UKŁADU MIĘŚNIOWO-SZKIELETOWEGO

Metodę KIM opracowano w Federalnym Instytucie Bezpieczeństwa i Higieny Pracy (BAuA) oraz Komitet ds. Bezpieczeństwa i Ochrony Pracy (LASI, Niemcy), służącym do orientacyjnej oceny warunków pracy przy ręcznych pracach transportowych. Jest to stosunkowo nowa metoda; jej końcowe wersje opublikowano w latach 2001–2002. W metodzie tej niezbędna jest dobra znajomość ocenianych prac ręcznych przy okre-

ślaniu klasyfikacji punktowej czasu, ciężaru, dokładności ustawienia, prędkości, postawy ciała oraz warunków pracy. Wstępne założenia i przypuszczenia mogą prowadzić do nieprawdziwych wyników. Metodę KIM można zastosować do oceny ryzyka dla czynności związanych z ciągnięciem i pchaniem, a także z podnoszeniem, trzymaniem i przenoszeniem. Ocena ryzyka obu typów ręcznych prac transportowych (Głównczyńska-Woelke, 2008; Zamajtys, 2016) obejmuje trzy etapy:

1. Wyznaczenie punktów klasyfikacji czasu T na podstawie szacowania, w oparciu o ustalone kryteria zawarte w tabelach 1, 6.
2. Wyznaczenie punktów klasyfikacji wskaźników kluczowych; są to masa ładunku L , postawa ciała P , warunki pracy C – dla czynności podnoszenia, trzymania i przenoszenia; dla czynności ciągnięcia i pchania są to masa L , dokładność ustawienia U , postawa ciała P i warunki pracy C (tab. 2–4, 7–10).
3. Ocena ryzyka jest wynikiem prostego działania matematycznego, które poprzez wartość punktową wskazuje poziom ryzyka wraz z opisem obciążenia układu mięśniowo-szkieletowego pracownika.

Tab. 1. Punkty klasyfikacji czasu w dniu roboczym

Tab. 1. Rating points of time

Podnoszenie/ przemieszczanie (< 5 s)	Trzymanie (> 5 s)	Przenoszenie (> 5 m)	Punkty klasyfikacji czasu
liczba operacji	łączny czas trwania	całkowity dystans	
< 10	< 5 min.	< 300 m	1
10 do < 40	5 do 15 min.	300 m do < 1 km	2
40 do < 200	15 min. do < 1 godz.	1 km do < 4 km	4
200 do < 500	1 godz. do < 2 godz.	4 km < 8 km	6
500 do < 1000	2 godz. do < 4 godz.	8 km < 16 km	8
≥ 1000	≥ 4 godz.	≥ 16 km	10
np. układanie cegieł, wkładanie przedmiotów obrabianych do maszyny, wyjmowanie pudeł z pojemnika i wkładanie ich na przenośnik	np. trzymanie i prowadzenie kawałka żeliwa przy pracy na szlifierce, obsługa ręcznej szlifierki, obsługa kosy mechanicznej	np. wynoszenie mebli, dostarczanie części rusztowania na plac budowy	

Szacowanie ryzyka związanego z wykonywaniem prac ręcznych metodą KIM polega na ocenie punktowej wskaźników czasu pracy lub ilości powtórzeń T , ładunku L , postawy P , dokładności ustawień U i warunków pracy C . Posługując się wzorem: $R = L + P + C \times T$, dla działań obejmujących przenoszenie, podnoszenie i trzymanie lub dla ciągnięcia i pchania: $R = L + U + P + C \times T$, ($\times 1,3$ jeśli ocena dotyczy kobiet), otrzymuje się wynik oceny ryzyka R). Każda grupa punktów klasyfikacji L , U , P , C)

zebrana jest w postaci tabeli, z których wybieramy wartości odpowiadające w najbliższym stopniu ocenianemu przypadkowi. Tabele posiadają opisy słowne oraz ilustracje pomocne w doborze punktacji. Dokładny opis metody obejmują prace (Główczyńska-Woelke, 2008; Zamajts, 2016).

Tab. 2. Punkty klasyfikacji masy (obciążenia)

Tab. 2. Rating points of mass

Obciążenie efektywne* dla mężczyzn	Obciążenie efektywne* dla kobiet	Punkty klasyfikacji obciążenia
< 10 kg	< 5 kg	1
10 do < 20 kg	5 do < 10 kg	2
20 do < 30 kg	10 do < 15 kg	4
30 do < 40 kg	15 do < 25 kg	7
≥ 40 kg	≥ 25 kg	25

*Obciążenie efektywne oznacza rzeczywistą siłę działania niezbędną do przesunięcia ciężaru. Ta siła działania nie w każdej sytuacji odpowiada masie obciążenia: przy przechylaniu pudła kartonowego na pracownika oddziałuje 50% masy obciążenia, a przy korzystaniu z wózka – jedynie 10%.

Tab. 3. Punkty klasyfikacji postawy

Tab. 3. Rating points of body postures

Typowa postawa, pozycja ładunku*	Postawa, pozycja ładunku	Punkty klasyfikacji postawy
	a) górna część ciała wyprostowana, nieskręcona b) przy podnoszeniu, trzymaniu, przenoszeniu i opuszczaniu ładunek znajduje się bardzo blisko ciała	1
	c) lekkie pochylenie do przodu lub skręcenie tułowia d) przy podnoszeniu, trzymaniu, przenoszeniu i opuszczaniu ładunek znajduje się w niewielkim lub średnim oddaleniu od ciała	2
	e) postawa nisko lub mocno pochylona do przodu f) lekkie pochylenie do przodu z jednoczesnym skręceniem tułowia g) ładunek z dala od ciała lub ponad wysokością barku	4
	h) mocne pochylenie do przodu z jednoczesnym skręceniem tułowia i) ładunek z dala od ciała j) ograniczona stabilność pozycji ciała podczas stania k) kucanie lub klęczenie	8

* Podczas oceny, należy wziąć pod uwagę typową postawę podczas ręcznego przemieszczania. Jeśli np. przy pracy z obciążeniem osoby przyjmują różne postawy, to należy wziąć wartość średnią, a nie sporadycznie wartości ekstremalne.

Tab. 4. Punkty klasyfikacji warunków pracy
Tab. 4. Rating points of working conditions

Warunki pracy	Punkty klasyfikacji warunków pracy
Dobre warunki ergonomiczne, np. wystarczająca przestrzeń, brak przeszkód fizycznych, równa i solidna podłoga, dobre oświetlenie i warunki uchwytu.	0
Ograniczona przestrzeń ruchu i niekorzystne warunki ergonomiczne, np. ograniczenie ruchu przez zbyt małą lub zbyt dużą wysokość lub przez powierzchnię roboczą mniejszą niż 1,5 m ² albo przez ograniczoną stabilność postawy ze względu na nierówną podłogę lub miękką grunt).	1
Mocno ograniczona przestrzeń ruchu i/lub niestabilność środka ciężkości ładunku, np. transport pacjentów.	2

Ocena ryzyka dla działań obejmujących podnoszenie, trzymanie i przenoszenie realizowana jest według poniższego schematu:

$$\begin{array}{l}
 \text{punkty klasyfikacji masy} \\
 + \text{punkty klasyfikacji postawy} \\
 + \text{punkty klasyfikacji warunków pracy} \\
 = \text{suma}
 \end{array}
 \times
 \begin{array}{c}
 \text{punkty klasyfikacji} \\
 \text{czasu}
 \end{array}
 =
 \begin{array}{c}
 \text{wynik oceny} \\
 \text{ryzyka}
 \end{array}$$

Tab. 5. Ocena ryzyka
Tab. 5. Risk assessment

Zakres ryzyka	Wynik oceny ryzyka	Oznaczenie kategorii ryzyka	Opis sytuacji
1	< 10	ryzyko bardzo małe (dopuszczalne)	małe obciążenia, przeciążenie fizyczne jest mało prawdopodobne
2	10 do < 25	ryzyko małe (dopuszczalne)	zwiększone obciążenia, u mniej odpornych osób może wystąpić przeciążenie fizyczne*; dla tej grupy pomocne jest ponowne zaprojektowanie miejsca pracy
3	25 do < 50	ryzyko średnie (dopuszczalne)	mocno zwiększone obciążenia, przeciążenie fizyczne może wystąpić także u osób o przeciętnej odporności; zaleca się ponowne zaprojektowanie miejsca pracy
4	≥ 50	ryzyko duże (niedopuszczalne)	duże obciążenia, przeciążenie fizyczne jest prawdopodobne; konieczność ponownego projektowania miejsca pracy**

* mniej odporne osoby to osoby w wieku powyżej 40 lat lub poniżej 21 lat; osoby od niedawna wykonujące daną pracę lub osoby chore.

** wymagania projektowe można wyznaczyć w odniesieniu do liczby punktów z tabeli; można uniknąć zbyt wysokiego stresu zmniejszając wagę, poprawiając warunki wykonywania pracy lub skracając czas obciążenia.

Tab. 6. Punkty klasyfikacji czasu

Tab. 6. Rating points of time

Ciągnięcie i pchnięcie na krótkich dystansach lub z częstymi postojami (pojedynczy dystans do 5 m)	Ciągnięcie i pchanie na dłuższych dystansach (pojedynczy dystans powyżej 5 m)	Punkty klasyfikacji czasu
liczba operacji w dniu roboczym	łączny dystans w dniu roboczym	
< 10	< 300 m	1
10 do < 40	300 m do < 1 km	2
40 do < 200	1 km do < 4 km	4
200 do < 500	4 km < 8 km	6
500 do < 1000	8 km < 16 km	8
≥ 1000	≥ 16 km	10
np. obsługa manipulatorów, ustawianie parametrów maszyn, roznoszenie posiłków w szpitalu	np. zbieranie śmieci, transport (na rolkach) mebli w budynkach, rozładunek i przeładunek kontenerów	

Tab. 7. Punkty klasyfikacji masy

Tab. 7. Rating points of mass

Przemieszczana masa	Stosowany sprzęt pomocniczy				
	ładunek przetaczany bez sprzętu pomocniczego	taczka, wózki dwukołowe	wózki z kołami samoskrętnymi, rolki	wózki: dyszlowe, szynowe, z parą kół sztywnych	manipulatory, wciągarki linowe
< 50 kg	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
50 do < 100 kg	1	1	1	1	1
100 do < 200 kg	1,5	2	2	1,5	2
200 do < 300 kg	2	4	3	2	4
300 do < 400 kg	3		4	3	
400 do < 600 kg	4		5	4	
600 do < 1000 kg	5			5	
≥ 1000 kg					
Przesuwanie					
< 10 kg	1				
10 do < 25 kg	2				
25 do < 50 kg	4				
>50 kg					

Ze wzrostem liczby punktów wzrasta ryzyko przeciążenia układu mięśniowo-szkieletowego. Granice pomiędzy zakresami ryzyka są płynne i wynika to z indywidualnych technik pracy i różnych warunków wykonywania zadań. Dlatego też klasy-

fikacja ta może być traktowana jako orientacyjna. Dokładniejsze analizy wymagają specjalistycznej wiedzy z zakresu ergonomii.

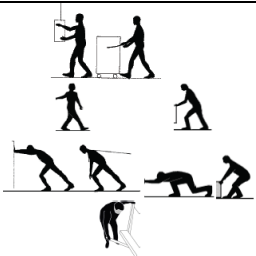
Tab. 8. Punkty klasyfikacji dokładności ustawień i prędkości ruchu

Tab. 8. Rating points of settings accuracy and motion velocity

Dokładność ustawienia	Prędkość ruchu	
	niska ($< 0,8$ m/s)	wysoka ($0,8$ do $1,3$ m/s)
niska: nie ma ograniczeń w zakresie odległości przemieszczania; ładunek może toczyć się lub jechać do ogranicznika	1	2
wysoka: ładunek musi być dokładnie ustawiany i zatrzymywany; należy przestrzegać odległości przemieszczania, częste zmiany kierunku	2	4

Tab. 9. Punkty klasyfikacji postawy*

Tab. 9. Rating points of body postures

Postawa		
	tułów wyprostowany, nieskręcony	1
	tułów lekko pochylony do przodu lub lekko skręcony (ciągnięcie jedną stroną)	2
	ciało nisko pochylone w kierunku ruchu; kucanie, klęczenie, zgięcie	4
	połączenie pochylenia i skręcenia	8

*Należy wziąć pod uwagę typową postawę; należy zignorować większe pochYLENIE ciała możliwe przy rozpoczynaniu czynności, hamowaniu lub przetaczaniu, o ile takie pochYLENIE występuje sporadycznie.

Tab. 10. Punkty klasyfikacji warunków pracy

Tab. 10. Rating points of working conditions

Warunki pracy	
– dobre: podłoga lub inna powierzchnia pozioma, twarda, gładka, sucha brak pochyłości brak przeszkód w przestrzeni roboczej, rolki lub kółka jadą łatwo, bez widocznego zużycia łożysk	0
– ograniczone: powierzchnia zabrudzona, lekko nierówna, miękka lekkie pochYLENIE do 2° , przeszkody w przestrzeni roboczej, które trzeba omijać, rolki lub kółka zabrudzone, niepłynne obroty, łożyska zużyte	2
– trudne: jezdnia nieutwardzona lub niedbale utwardzona, wyboje, zabrudzenia, pochYLENIE od 2 – 5° , wózki przemysłowe wyszarpywane przy starcie, rolki/kółka zabrudzone, łożyska poruszają się powoli	4
– skomplikowane: stopnie, schody pochYLENIE $>5^\circ$, połączenie wskaźników z klas od „ograniczone” do „trudne”	8

Ocena ryzyka dla działań obejmujących ciągnięcie i pchanie realizowana jest według schematu:

	punkty klasyfikacji masy					
+	dokładność ustawienia/prędkość ruchu					
+	punkty klasyfikacji postawy					
+	punkty klasyfikacji warunków pracy					
=	suma	×	punkty klasyfikacji czasu	×	1,3 dla kobiet*	= wynik oceny ryzyka

* na stanowiskach pracy przy wydobywaniu, obróbce i przeróbce kobiety nie są zatrudniane.

3. OCENA RYZYKA ROZWOJU DOLEGLIWOŚCI UKŁADU MIĘŚNIOWO-SZKIELETOWEGO

W zakładach górnictwa skalnego, występują stanowiska, na których ryzyko zawodowe związane z obciążeniem układu mięśniowo-szkieletowego jest istotnym problemem. Wytypowano trzy stanowiska pracy: górnik skalnik, operator łuparki oraz kamieniarz obróbki ręcznej, dla których określono wyniki oceny tego ryzyka zawodowego z wykorzystaniem zasad metody KIM. Stanowiska te występują w jednej z kopalń granitu w rejonie strzegomskim. Dla każdego z ocenianych stanowisk przedstawiono opis wykonywanych zadań oraz dane niezbędne do wyznaczenia wartości liczbowych dla każdego z trzech etapów prezentowanej metody.

Stanowisko 1 – górnik skalnik

Pracownik wykonuje prace wiercenia otworów, klinowania i wyciągania bloków, czyszczenia przodka oraz inne czynności w wyrobisku. Czynności związane z podnoszeniem i przemieszczaniem kamienia łamanego dotyczą prac związanych z czyszczeniem przodka. Pracownik przenosi elementy kamienne o średniej masie 10 kg. Czynność tę wykonuje 10 razy w ciągu zmiany roboczej na odległość do 3 m, czas tych realizacji wynosi poniżej 5 s.

Etap 1

Pojedynczy dystans wykonywany z obciążeniem 10 kg to 3 m, czas jego realizacji kształtuje się poniżej 5 s, częstotliwość 10 razy na zmianę; zatem do oceny przyjęto z kolumny „Czynności związane z podnoszeniem i przemieszczaniem (< 5 s)”, że wartość klasyfikacji wskaźnika czasu = 2 (tab. 1).

Etap 2

Przenoszona masa. Masa przenoszonych elementów wynosi 10 kg, stąd przyjęto wartość wskaźnika klasyfikacji obciążenia = 2 (tab. 2).

Postawa, pozycja ładunku. Przy podnoszeniu, trzymaniu, przenoszeniu i opuszczaniu ładunek znajduje się w średnim oddaleniu od ciała, ciało jest lekko pochylone

do przodu. Na podstawie właściwej tabeli przyjęto, że wskaźnik postawy i pozycji ładunku = 2 (tab. 3).

Warunki pracy. Czynności realizowane są w wyrobisku odkrywkowym, pracownik przemieszcza się po poziomie eksploatacyjnym, na którym występuje ograniczona stabilność postawy ze względu na nierówne oraz miejscami miękkie (śliskie) podłoże; stąd przyjęto, że wartość wskaźnika warunków pracy = 2 (tab. 4).

Etap 3

Na podstawie przyjętych powyżej wskaźników wynik oceny ryzyka wynosi

$$R = (2 + 2 + 2) \times 2 = 12$$

Zgodnie z tabelą 5, biorąc pod uwagę uzyskany wynik na stanowisku górnik skalnik, z uwagi na czynności związane z podnoszeniem oraz przemieszczaniem elementów skalnych, występuje sytuacja zwiększonego obciążenia, a u mniej odpornych może wystąpić przeciążenie fizyczne. Na podstawie otrzymanego wyniku przybliżonej oceny ryzyka metodą KIM ustalono jego poziom oraz uzyskano opis dotyczący obciążenia układu mięśniowo-szkieletowego, prawdopodobieństwa wystąpienia jego przeciążenia oraz ogólnych zaleceń dotyczących ponownego zaprojektowania stanowiska pracy.

Stanowisko 2 – Operator łupiarci

Pracownik wykonuje czynności przygotowawczo-zakończeniowe oraz prace przy łupiarce. Czynności ciągnięcia związane są z ręcznym przesuwaniem formaków w ramach prac przygotowawczych, natomiast podnoszenie ciężarów z czynnością wrzucania wyprodukowanej kostki do zsypu w ramach pracy przy łupiarce. Ręczne przesuwanie formaków o masie około 40 kg odbywa się na odległość 1 m. Czynności te realizowane są 220 razy w trakcie 8 godz. pracy. Wrzucanie kostek granitowych o masie około 8 kg realizowane jest około 2500 razy, a odległość przemieszczania kostki wynosi 0,8 m.

Czynność przesuwania formaków

Etap 1

Pojedynczy dystans, jaki wykonuje pracownik przesuwając formak wynosi 1 m, zatem do oceny wykorzystano z tabeli 6 kolumnę „Ciągnięcie i pchanie na krótszych dystansach”. Częstotliwość przesuwania wynosi 220. Wartość wskaźnika klasyfikacja czasu przyjęto = 6.

Etap 2

Przesuwana masa. Pojedynczy formak waży ok. 40 kg, zatem (wg tab. 7) przyjęto wartość wskaźnika klasyfikacji masy = 4.

Dokładność ustawienia i prędkość ruchu. Biorąc pod uwagę sposób realizacji czynności technologicznych na stanowisku operator łupiarci można przyjąć dokładność ustawienia na niskim poziomie, ładunek może toczyć się do ogranicznika, prędkość przesuwu formaków poniżej 0,8 m/s. Biorąc to pod uwagę, z tabeli 8 przyjęto wartość wskaźnika klasyfikacji dokładności ustawienia = 1.

Postawa ciała. Ciągnięcie formaków realizowane jest w pod wiatą, w pozycji siedzącej, tułów wyprostowany. Na podstawie tabeli 9 przyjęto wartość wskaźnika postawy ciała = 1.

Warunki pracy. Praca realizowana jest w pozycji siedzącej, bez konieczności przemieszczania się. Na podstawie tabeli 10 przyjęto wskaźnik warunków pracy = 0.

Etap 3

Na podstawie przyjętych powyżej wskaźników wynik oceny ryzyka wynosi

$$R = (4 + 1 + 1 + 0) \times 6 = 36$$

Zgodnie z tabelą 5 oceny ryzyka, z uwagi na otrzymany wynik na stanowisku operatora łuparki, z uwzględnieniem przesuwania (ciągnięcia) formaków, występuje sytuacja mocno zwiększonego obciążenia fizycznego, a przeciążenie fizyczne może wystąpić także u osób o przeciętnej odporności.

Czynność wrzucania kostek granitowych do zsypu

Etap 1

Pracownik obsługujący łuparkę, będąc w pozycji siedzącej wrzuca do zsypu, z odległości ok. 0,8 m z częstotliwością ok. 2500 razy w ciągu dniówki, kostkę o wadze około 8 kg. Łączny czas realizacji tej czynności nie przekracza 1 godziny. Do oceny przyjęto (wg tab. 1 kol. 2) „Trzymanie > 5s”, wartość klasyfikacji wskaźnika czasu = 4.

Etap 2

Przenoszona masa. Wrzucane przez pracownika do zsypu kostki granitowe mają wagę nieprzekraczającą 10 kg. Dlatego też na podstawie tabeli 2 przyjęto wartość wskaźnika klasyfikacji obciążenia = 1.

Postawa, pozycja ładunku. Przy podnoszeniu, trzymaniu i opuszczaniu ładunek znajduje się w niewielkim lub średnim oddaleniu od ciała. Na podstawie tabeli 3 przyjęto wskaźnik postawy i pozycji ładunku = 2.

Warunki pracy. Czynności technologiczne realizowane są pod wiatą, gdzie występują dobre warunki ergonomiczne, wystarczająca przestrzeń, brak przeszkód fizycznych w przestrzeni roboczej. Na podstawie tabeli 4 przyjęto wartość wskaźnika warunków pracy = 0.

Etap 3

Na podstawie przyjętych powyżej wskaźników wynik oceny ryzyka wynosi

$$R = (1 + 2 + 0) \times 4 = 12$$

Zgodnie z tabelą 5, z uwagi na obliczony wynik oceny ryzyka na stanowisku operatora łuparki, z uwagi wrzucanie kostki do zsypu, występuje sytuacja zwiększonego obciążenia, a u mniej odpornych osób może wystąpić przeciążenie fizyczne.

Stanowisko 3 – kamieniarz obróbki ręcznej

Pracownik w trakcie zmiany roboczej wykonuje czynności przygotowawczo-zakończeniowe, prace młotkiem pneumatycznym oraz ręcznym, a także układa produkty i sprząta stanowisko pracy. Czynności związane z podnoszeniem i przemieszczaniem formaków realizowane są podczas układania produktów, natomiast trzymanie podczas wrzucania produktów do koleby w trakcie sprzątania stanowiska pracy. Masa przenoszonych formaków na odległość ok. 0,8 m wynosi do 40 kg. Czynność ta realizowana jest w trakcie zmiany roboczej ok. 100 razy. Podczas wrzucania odpadu do koleby masa pojedynczych elementów (do 60 sztuk) wynosi ok. 5 kg. Wykonywana czynność: podnoszenie oraz przemieszczanie formaków (przenoszenie do koleby).

Etap 1

Pojedynczy dystans wykonywany z obciążeniem 40 kg wynosi 0,8 m, czas jego realizacji kształtuje się poniżej 5 s, częstotliwość do 100 razy na zmianę, zatem do oceny przyjęto z tabelą 1, kol. 1 „Czynności związane z podnoszeniem i przemieszczaniem (< 5 s)” – wartość klasyfikacji wskaźnika czasu = 4.

Etap 2

Przenoszona masa. Waga przenoszonych przez pracownika elementów skalanych nie przekracza 40 kg. Dlatego też na podstawie tabeli 2 przyjęto wartość wskaźnika klasyfikacji obciążenia = 7.

Postawa, pozycja ładunku. Przy podnoszeniu, trzymaniu, przenoszeniu i opuszczaniu ładunek znajduje się bardzo blisko ciała, a górna część ciała jest wyprostowana. Zatem na podstawie tabeli 3 przyjęto wskaźnik postawy i pozycji ładunku = 1.

Warunki pracy. Czynności technologiczne realizowane są na powierzchni pod wiatą, gdzie przestrzeń ruchu jest ograniczona, a grunt jest nierówny i śliski. Na podstawie tabeli 4 przyjęto wartość wskaźnika warunków pracy = 1.

Etap 3

Na podstawie przyjętych powyżej wskaźników wynik oceny ryzyka wynosi

$$R = (7 + 1 + 1) \times 4 = 36$$

Zgodnie z tabelą 5, z uwagi na obliczony wynik oceny ryzyka na stanowisku kamieniarz kliniarz, uwzględniając czynności związane z podnoszeniem oraz przemieszczaniem formaków (przenoszenie do koleby), mamy do czynienia z sytuacją mocno zwiększonego obciążenia, a przeciążenie fizyczne może wystąpić u osób o przeciętnej odporności.

Czynność wrzucania odpadu do koleby

Etap 1

W celu wrzucenia odpadów do koleby pracownik podnosi z podłoża elementy skalne o wadze do 5 kg i nie przemieszczając się wrzuca je z odległości ok. 0,8 m

do koleby; czynność ta powtarzana jest w ciągu zmiany roboczej ok. 60 razy, a łączny czas trwania tej czynności wynosi do 15 minut. Do oceny przyjęto z tabelą 1, kol. 2 – trzymanie (> 5 s), wartość klasyfikacji wskaźnika czasu = 2.

Etap 2

Przenoszona masa. Wrzucane przez pracownika do koleby elementy są o masie poniżej 5 kg, stąd wg tabeli 2 przyjęto wartość wskaźnika klasyfikacji obciążenia = 1.

Postawa, pozycja ładunku. Przy podnoszeniu i trzymaniu ładunek znajduje się w średnim oddaleniu od ciała, górna część jest pochylona do przodu ze skręceniem tułowia. Na podstawie tabeli 3 przyjęto wskaźnik postawy i pozycji ładunku = 2.

Warunki pracy. Czynności te wykonywane są na powierzchni pod wiatą z ograniczoną przestrzenią ruchu, z gruntem nierównym i śliskim. Na podstawie tabeli 4 przyjęto wartość wskaźnika warunków pracy = 1.

Etap 3

Na podstawie przyjętych powyżej wskaźników wynik oceny ryzyka wynosi

$$R = (1 + 2 + 1) \times 2 = 8$$

Zgodnie z tabelą 5, z uwagi na obliczony wynik oceny ryzyka na stanowisku kamieniarz kliniarz, uwzględniając czynności związane z wrzucaniem odpadów do koleby, występuje sytuacja małego obciążenia, a przeciążenie fizyczne jest mało prawdopodobne. Zebrane wyniki oceny metodą KIM na badanych stanowiskach pracy zestawiono w tabeli 11.

4. PODSUMOWANIE

Jak wynika z przeprowadzonej oceny ryzyka zawodowego dla obciążenia układu mięśniowo-szkieletowego metoda KIM jest stosunkowo łatwa w zastosowaniu. Właściwy i odpowiedni dobór wszystkich parametrów niezbędnych do oceny wynikających z procesu technologicznego, pozwala otrzymać prawidłowy wynik końcowy. Podczas przedstawiania pracownikom wyników oceny ryzyka (Kodeks Pracy, art. 226), w przypadku wątpliwości osoby zainteresowanej, można podjąć dyskusję na temat parametrów przyjętych do oceny.

Obciążenie układu mięśniowo-szkieletowego, ze względu na możliwość wpływu na różne jednostki chorobowe grożące pracownikom poważnymi konsekwencjami zdrowotnymi, powinno być właściwie traktowane i wiązać się z podejmowaniem odpowiednich działań zapobiegawczych oraz korygujących.

Tab. 11. Ocena ryzyka metodą KIM na badanych stanowiskach pracy
Tab. 11. KIM method risk assessment for tested workplaces

Stanowisko	Wykonywane czynności	Punkty klasyfikacji					Ocena ryzyka	Ryzyko
		czas pracy <i>T</i>	ładunek <i>L</i>	postawa <i>P</i>	warunki pracy <i>C</i>	dokładność ustawienia i prędkość ruchu <i>U</i>		
górnik skalnik	- wiercenie otworów - klinowanie bloków - wyciąganie bloków - czyszczenie przodka - przerwy w pracy	2	2	2	2	–	12	Małe (dopuszczalne); sytuacja zwiększonego obciążenia, u mniej odpornych osób może wystąpić przeciążenie fizyczne. Pomocne jest ponowne zaprojektowanie miejsca pracy.
operator łupiarzki	- przygotowawczo-zakończeniowe - praca przy łupiarce - przerwy w pracy	6	4	1	0	1	36	Średnie (dopuszczalne); sytuacja mocno zwiększonego obciążenia, przeciążenie fizyczne może wystąpić także u osób o przeciętnej odporności. Zaleca się ponowne zaprojektowanie miejsca pracy.
		4	1	2	0	–	12	Ryzyko małe (dopuszczalne); sytuacja zwiększonego obciążenia, u mniej odpornych osób może wystąpić przeciążenie fizyczne. Pomocne jest ponowne zaprojektowanie miejsca pracy.
		4	7	1	1	–	36	Średnie (dopuszczalne); sytuacja mocno zwiększonego obciążenia, przeciążenie fizyczne może wystąpić także u osób o przeciętnej odporności. Zaleca się ponowne zaprojektowanie miejsca pracy.
kamienniarz obróbki ręcznej	- przygotowawczo-zakończeniowe - praca młotkiem pneumat. - praca młotkiem ręcznym - układanie produktów - sprzątanie stanowiska - przerwy w pracy	2	1	2	1	–	8	Bardzo małe (dopuszczalne); sytuacja małego obciążenia, przeciążenie fizyczne jest mało prawdopodobne.

* Wykonywane czynności scharakteryzowane są dokładniej przy opisie poszczególnych stanowisk.

LITERATURA

- GLÓWCZYŃSKA-WOELKE K., 2008, *Ryzyko związane z ręcznymi pracami transportowymi. Przewodnik po wybranych metodach oceny ryzyka: KIM i MAC*, WARSZAWA.
- HIGNETT S., McATAMNEY L., 2000, *Rapid entire body assessment (REBA)*, *Applied Ergonomics*, 31, 201–205.
- KARHU O., KANSI P., KUORINKA I., 1977, *Correcting working postures in industry: a practical method for analysis*, *Applied Ergonomics*, 8(4), 199–201.
- KARHU U., KANSI P., KUORINKA I., 1986, *OWAS – Ovako Working Posture Analysis System. Correcting working postures in industry. A practical method for analysis*, *Applied Ergonomics* 8, 199–201.
- Kodeks Pracy, Dz.U.1974.24.141 ze zm.
- KORADECKA D. (red.), 1997, *Bezpieczeństwo pracy i ergonomia*, t. 2, Warszawa.
- MCATAMNEY L., CORLETT E.N., 1993, *Rula: a survey method for the investigation of work-related upper limb disorders*, *Applied ergonomics*, 24(2), 91–99.
- ROMAN-LIU D., 2008, *Narażenie na powstawanie dolegliwości mięśniowo-szkieletowych w krajach Unii Europejskiej*, *Bezpieczeństwo Pracy – Nauka i Praktyka*, nr 11, 16–20.
- ROMANOWSKA-SŁOMKA I., SŁOMKA A., 2014, *Ocena Ryzyka zawodowego*, Kraków–Tarnobrzeg.
- Rozporządzenie MPiPS z dnia 14 marca 2000 r. ws. *bezpieczeństwa i higieny pracy przy ręcznych pracach transportowych*, Dz.U.2000.26.313 ze zm.
- Rozporządzenie MPiPS z dnia 26 września 1997 r. ws. *ogólnych przepisów bezpieczeństwa i higieny pracy*, Dz.U.2003.169.1650 ze zm.
- ZAMAJTYS K., 2016, *Metody oceny obciążeń dynamicznych i statycznych przy wykonywaniu ręcznych prac transportowych*, *Konf. Nowoczesna służba BHP w zarządzaniu bezpieczeństwem i higieną pracy w firmie*, Warszawa.
- www.eurofound.europa.eu, *Fifth european working conditions survey*, 2010.
- www.eurofound.europa.eu, *Fifth European Working Conditions Survey*, Publications Office of the European Union, Luxembourg, 2012.
- www.eurofound.europa.eu, *Sixth European Working Conditions Survey*, 2015.
- www.osha.europa.eu, *Europejska agencja bezpieczeństwa i zdrowia w pracy*.
- www.stat.gov.pl, *Wypadki przy pracy i problemy zdrowotne związane z pracą*, 2014.
- www.stat.gov.pl, *Stan zdrowia ludności Polski w 2014*, 2016.
- www.zus.pl, *Absencja chorobowa w latach 2006–2015*.
- www.zus.pl, *Absencja chorobowa w 2015 r.*, oprac. KARCEWICZ E., SIKORA A., 2016.

‘KIM’ METHOD JOB RISK ASSESSMENT
FOR WORKPLACES AT ROCK MINING INDUSTRY

The burden of musculoskeletal system during normal everyday operations is a crucial problem in rock mining industry. It causes disorders which may result in absence or even permanent inability to work. The paper shows an example of applying KIM method for job risk assessment due to the burden of musculoskeletal system on three typical work situations in open-pit rock mining industry. The method takes all the important aspects of work into account involving heavy lifting and carrying, pushing and moving objects.

Olimpia KOZŁOWSKA, Marta SOŁOMACHA, Iwona WALENTEK

Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy

ISTNIEJĄCA I PERSPEKTYWICZNA BAZA ZASOBOWA KRUSZYW PIASKOWO-ŻWIROWYCH W DANYCH MAPY GEOŚRODOWISKOWEJ POLSKI

1. UDOKUMENTOWANE ZŁOŻA, WARSTWA NORMATYWNA KOPALINY NA MAPIE GEOŚRODOWISKOWEJ POLSKI

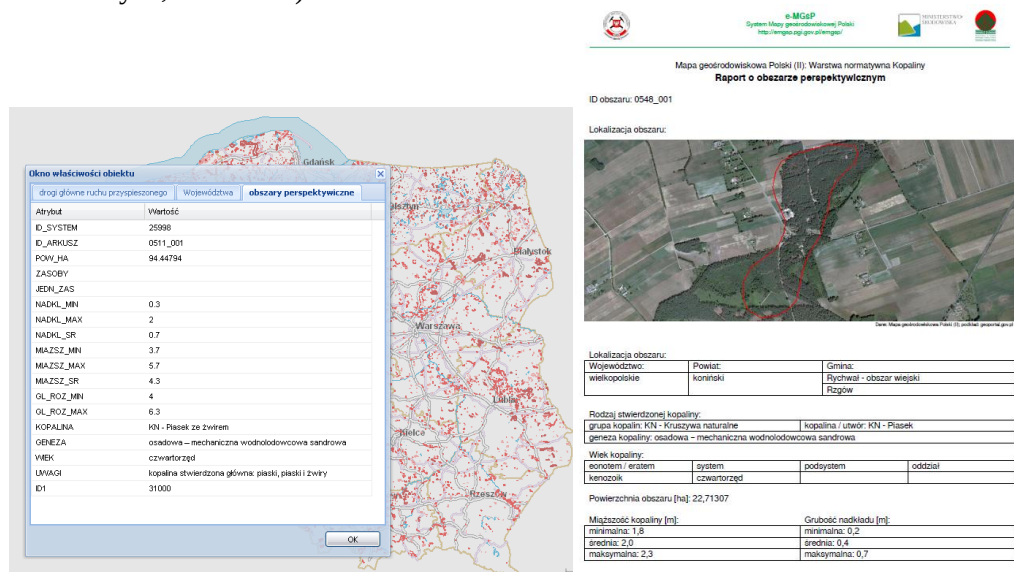
Mapa Geośrodowiskowa Polski w skali 1:50 000 powstaje w Państwowym Instytucie Geologicznym – Państwowym Instytucie Badawczym cyklicznie od 1997 roku. Jest to zadanie wynikające z art. 162 ust. 1 pkt 9 ustawy z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze*. Podstawowym celem opracowania tej mapy jest przedstawienie aktualnego zagospodarowania i stanu środowiska, ale przede wszystkim umożliwienie zabezpieczenia aktualnie udokumentowanej i perspektywicznej bazy zasobowej kopalin, z uwzględnieniem ochrony pozostałych komponentów środowiska: wód powierzchniowych i podziemnych, walorów przyrodniczo-krajobrazowych i kulturowych oraz zagospodarowania przestrzennego. Baza udokumentowanych zasobów wszystkich kopalin, w tym także naturalnych kruszyw piaskowo-żwirowych, na Mapie Geośrodowiskowej Polski (dalej skrótowo *MGŚP*) przedstawiana jest w postaci: udokumentowanych złóż, obszarów prognostycznych, obszarów perspektywicznych oraz obszarów o negatywnych wynikach rozpoznania, zgodnie z przyjętymi w definicjach (*Instrukcja...*, 2005; *Aneks do Instrukcji...*, 2013).

W *MGŚP* II złoża kopalin przedstawiane są na podstawie bazy danych MIDAS, prowadzonej przez PIG-PIB (geoportal.pgi.gov.pl/midas-web), będącej podstawowym źródłem informacji o złożach surowców mineralnych Polski.

Informacje dotyczące obszarów prognostycznych, perspektywicznych i o negatywnym rozpoznaniu przedstawiają w ramach *MGŚP* dane o nazwie „warstwa normatywna KOPALINY”. W celu przedstawienia prognoz, perspektyw i negatywów na *MGŚP* przeanalizowano wszystkie rejony, w których były prowadzone prace badawcze, mające na celu rozpoznanie warunków geologiczno-górniczych występowania serii surowcowej oraz określenie jakościowych parametrów kopaliny. Prace te polegały na wszechstronnej analizie danych zawartych w materiałach źródłowych: dokumentacjach geologiczno-złożowych, sprawozdaniach i orzeczeniach z prac poszukiwawczych, szczegółowej mapie geologicznej Polski 1:50 000. Zostały one wnikliwie sprawdzone pod kątem aktualnie obowiązujących kryteriów bilansowości dla każdej

z kopalin (rozp. MŚ, Dz.U.2001.153.1774). W praktyce zweryfikowano tysiące opracowań surowcowych, które powstały w kraju od lat 1950 do chwili obecnej. W efekcie tych prac wyznaczono na terenie całej Polski 3534 obszary prognostyczne różnych typów kopalin, od chemicznych i energetycznych, aż po kruszywa piaskowo-żwirowe. Każdy obszar prognostyczny charakteryzuje zakres danych:

- powierzchnia obszaru prognostycznego,
- rodzaj i parametry jakościowe kopaliny,
- zasoby kopaliny,
- minimalna, maksymalna, średnia miąższość nadkładu,
- minimalna, maksymalna, średnia miąższość serii surowcowej,
- głębokość (min. i max) rozpoznania serii surowcowej,
- forma występowania, wiek serii surowcowej,
- rodzaj i liczba punktów dokumentujących wydzielenie,
- informacja o położeniu/lub nie, w obrębie obszaru objętego formą ochrony (obszary przyrodniczo chronione, ochrona wód powierzchniowych lub podziemnych, zabudowa).



Rys. 1. Zrzut ekranowy z serwisów: emgsp.pgi.gov.pl/emgsp/, z przykładowym oknem atrybutowym dla obszaru perspektywnego z warstwy normatywnej KOPALINY i raport dla obszaru perspektywnego emgsp.pgi.gov.pl/raporty

Fig. 1. A screenshot from a website: emgsp.pgi.gov.pl/emgsp/, presenting an exemplary attribute window of a prospective area from the normative layer – Minerals and An exemplary report on a prospective from a website - emgsp.pgi.gov.pl/raporty

W warstwie normatywnej KOPALINY zlokalizowano 7380 obszarów perspektywicznych występowania kopalin, w tym okruchowych. Obszary perspektywiczne w odróżnieniu od prognoz są słabiej rozpoznane, np. nie wykonano badań jakościowych kopaliny lub nieoszacowano zasobów. Oprócz rejonów z pozytywnymi wynikami rozpoznania surowcowego znajdują się także obszary negatywne, dla których wyniki badań nie potwierdziły występowania kopaliny lub nie spełniała ona aktualnych kryteriów bilansowości.

Obszary prognostyczne i perspektywiczne należy traktować jako potencjalne dla udokumentowania w przyszłości nowych złóż kopalin. Dlatego też istnieje realna konieczność ochrony takich miejsc przed niewłaściwym zagospodarowaniem powierzchni terenu, co w przyszłości uniemożliwiłoby wykorzystanie kopaliny. Jest to o tyle istotne, że w prawodawstwie polskim nie istnieją zapisy chroniące prognozy i perspektywiczne wystąpienia kopalin.

Dane dotyczące wyznaczonych prognoz, obszarów perspektywicznych i negatywnych dostępne są w serwisie mapowym (emgsp.pgi.gov.pl/emgsp/) i raportowym (emgsp.pgi.gov.pl/raporty). Przykładowe dane możliwe do pozyskania z tych serwisów przedstawia rysunku 1.

2. UDOKUMENTOWANE ZŁOŻA – OBSZARY ZWERYFIKOWANE

2.1. ZASOBY I ZAPOTRZEBOWANIE NA KRUSZYWA PIASKOWO-ŻWIROWE

Kruszywo naturalne piaskowo-żwirowe jest kopaliną powszechnie występującą na terenie kraju. Często są to nagromadzenia o znacznych zasobach. W Polsce kopaliny okruchowe są głównie wieku czwartorzędowego, a tylko podrzędnie należą do starszych formacji (mio-pliocen, lias). W 2015 roku zasoby kruszyw piaskowo-żwirowych udokumentowane były w 9704 złożach, położonych na terenie całego kraju (wraz z 3 złożami Bałtyckiego Obszaru Morskiego). Łączne zasoby udokumentowane wynoszą ponad 18,4 mld Mg, z czego 30% stanowią zasoby złóż zagospodarowanych (3870 złoża). Duża liczba (3573) złóż w 2015 roku pozostaje niezagospodarowana i stanowi rezerwy zasobowe (PIG-PIB, 2016).

Maksymalne wydobycie kruszyw piaskowo-żwirowych 248 mln Mg osiągnięto w 2011 roku, w czasie boomu inwestycyjnego przed Euro 2012. Ostatnio wydobycie roczne kształtuje się na poziomie 150–180 mln Mg. Wykazana baza zasobowa złóż udokumentowanych, przy rocznym wydobyciu się na poziomie 170 mln Mg, w ujęciu statystycznym wystarcza na 100 lat dla zasobów bilansowych i 20 lat w przypadku zasobów przemysłowych (Kabziński, 2012). Mimo ogólnie dużej ilości udokumentowanych złóż, zasoby wielu z nich nie będą mogły być w pełni wykorzystane z uwagi na:

- konflikty z zagospodarowaniem przestrzennym terenu,
- ograniczenia wynikające z konieczności ochrony przyrody, krajobrazu i dziedzictwa kulturowego,

- warunki geologiczno-górnice występowania serii surowcowej, co w konsekwencji powoduje zmniejszenie realnej bazy zasobowej kruszyw naturalnych piaskowo-żwirowych.

2.2. PROGNOZY KRUSZYW – ZWERYFIKOWANE OBSZARY PROGNOSTYCZNE I NEGATYWNEGO ROZPOZNANIA

Dostępność gospodarcza zasobów udokumentowanych złóż uległa w ostatnich latach znacznemu ograniczeniu, przy jednoczesnym wzroście zapotrzebowania na surowce mineralne. Powoduje to konieczność poszukiwania rejonów do udokumentowania nowych złóż. Spośród wyznaczonych w warstwie KOPALINY perspektyw i prognoz kopalin okruchowych wybrane zostały obszary do dalszych, szczegółowych badań, w oparciu o odwiercone nowe otwory i analizy laboratoryjne. Badaniami objęto obszary zlokalizowane na terenach największego zapotrzebowania, tzn. korytarze projektowanych dróg ekspresowych i autostrad (rys. 2) oraz tereny wokół aglomeracji miejskich (rys. 3):

- w promieniu około 100 km od aglomeracji warszawskiej,
- w promieniu około 50 km od aglomeracji łódzkiej i trójmiejskiej,
- korytarze wzdłuż wybranych odcinków autostrad i dróg ekspresowych w odległości 20 km od projektowanego przebiegu osi drogi.

Wybrane do analiz obszary musiały spełniać kryteria wyszczególnione w tabeli 1. Dodatkowo spośród perspektyw i prognoz wyznaczonych w warstwie KOPALINY, wykluczano z dalszych prac obszary, gdzie występowały ograniczenia utrudniające lub uniemożliwiające podjęcie eksploatacji. Czynniki wykluczające obszary z dalszej analizy brane pod uwagę, to konflikty zagospodarowania przestrzennego terenu, konieczność ochrony przyrody, krajobrazu oraz dziedzictwa kulturowego.

Obszary objęte badaniami wokół aglomeracji i w korytarzach dróg ekspresowych i autostrad, nazywano warstwa normatywna KOPALINY – zweryfikowane obszary prognostyczne i negatywnego rozpoznania.

Tab. 1. Wymagane parametry geologiczno-górnice obszarów prognostycznych i jakościowe kopaliny

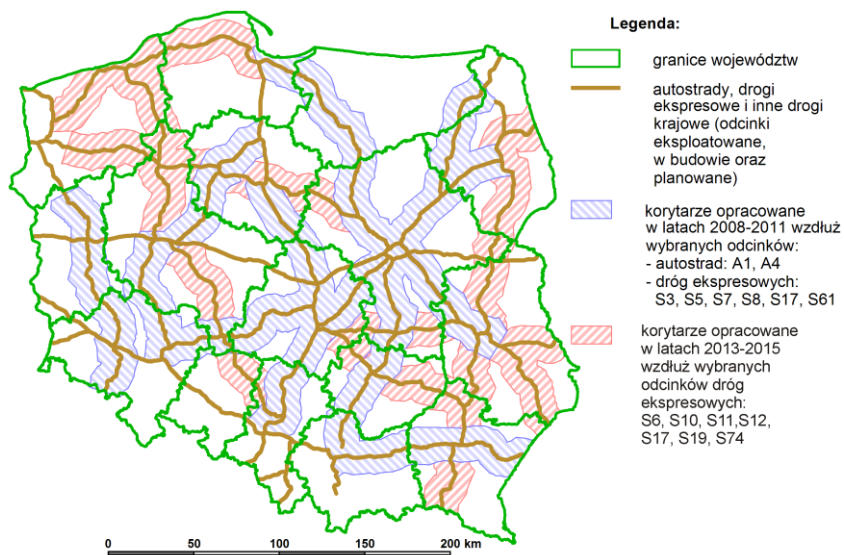
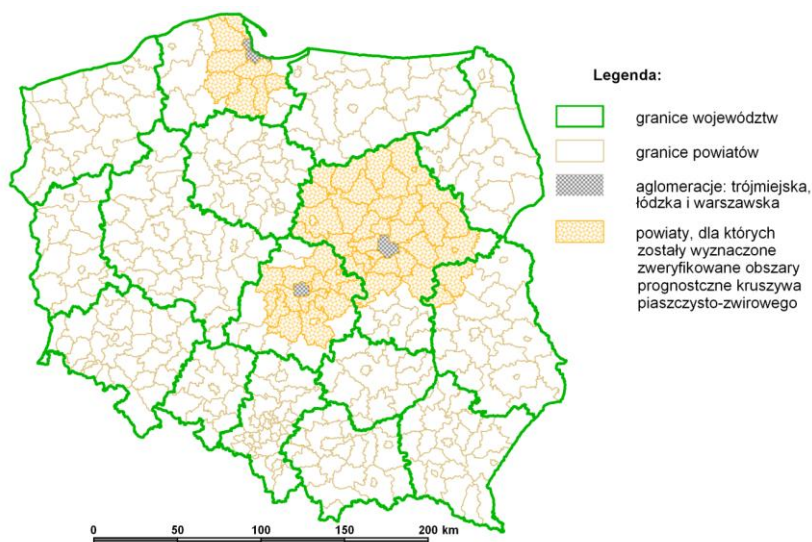
Tab. 1. Geological conditions and quality parameters required for prognostic areas

Parametr	Jednostka	Wartość brzeżna
minimalna miąższość złoża ¹	[m]	2,0
maksymalny stosunek grubości nadkładu do miąższości złoża ¹	–	0,3
maksymalna zawartość pyłów mineralnych ²	[%]	10
minimalna przewidywana wielkość zasobów prognostycznych dla pojedynczego obszaru wzdłuż dróg ekspresowych ³	t	150 000

¹ wg (rozp. MŚ, Dz.U.2011.291.17120)

² w przypadku braku informacji o zawartości pyłów mineralnych jako nieprzydatne do celów drogowych uznano piaski drobnoziarniste pylaste lub silnie zaglinione

³ wg Sikorska-Maykowska i in., 2008a, b

Rys. 2. Korytarze dróg krajowych i autostrad objęte badaniami w ramach *MGŚP II*Fig. 2. Corridors along motorways and expressways included in the re-evaluation within the *MGŚP II*Rys. 3. Obszary wokół aglomeracji miejskich objęte badaniami w ramach *MGŚP II*Fig. 3. Areas around urban centers included in the re-evaluation within the *MGŚP II*

Celem prac było wyznaczenie i zbadanie obszarów zawierających wszystkie typy naturalnych kruszyw piaskowo-żwirowych używanych do wytwarzania mieszanek mineralnych stosowanych w budownictwie mieszkaniowym, przemysłowym i drogowym.

Wytypowane do badań obszary podlegały wizji w terenie, pozyskaniu informacji o zagospodarowaniu i sposobie użytkowania terenu oraz wyznaczeniu lokalizacji otworów badawczych. Dla wyznaczonych obszarów sporządzony był projekt robót geologicznych (rozp. MŚ, Dz.U.2011.288.1696). Prace terenowe polegały na pobraniu prób otworami badawczymi, pomiarze współrzędnych punktów opróbkowań techniką GPS, sporządzeniu dokumentacji fotograficznej terenu i prób rdzeniowych. Pobrane próby poddane zostały badaniom laboratoryjnym, w celu oceny najważniejszych parametrów fizykochemicznych kopalin. Badania te przeprowadzano zgodnie z obowiązującymi normami PN-EN; ich zakres obejmował:

- analizę granulometryczną (PN-EN 933-11:2000+A1:2006),
 - punkt piaskowy (zawartość ziaren o średnicy > 2 mm),
 - zawartość pyłów mineralnych,
- oznaczenie zawartości zanieczyszczeń obcych (PN-B-06714/12:1976),
- oznaczenie zawartości zanieczyszczeń organicznych (PN-EN 1744-1:2000),
- ciężar nasypowy w stanie utrzęsionym (PN-EN 1097-3:2000),
- mrozoodporność przy punkcie piaskowym < 80% (PN-EN 1367-1:2001).

Wyniki prac terenowych i laboratoryjnych przedstawione zostały w *Dokumentacji geologicznej* innej niż dokumentacja złoża kopalin, dotyczącej prac kartografii geologicznej dla rozpoznania obszarów prognostycznych występowania kruszywa piaskowo-żwirowego, realizowanych w ramach przedsięwzięcia: Mapa Geośrodowiskowa Polski II 1:50 000. Każdy obszar wytypowany do badań został scharakteryzowany i stanowił oddzielny załącznik do dokumentacji.

2.3. WYNIKI PRZEPROWADZONYCH PRAC

W efekcie przeprowadzonych prac:

- wzdłuż wybranych odcinków projektowanych autostrad i dróg ekspresowych, przebadanych zostało 415 obszarów o powierzchni 40 369,76 ha. W ponad 90% obszarów wyniki badań potwierdziły występowanie kopalin piaskowo-żwirowych o zasobach około 6,7 mld Mg.
- wokół aglomeracji miejskich: Warszawy, Łodzi i Trójmiasta badaniami objęto 207 obszarów o powierzchni 14 323,17 ha; wynik pozytywny uzyskano w około 95% obszarów z zasobami wynoszącymi ponad 2,3 mld Mg.

Ze względu na charakter prac, wynikający z kompleksowego ogólnokrajowego zakresu projektu, brak formalnych odniesień do uwarunkowań własnościowych działek gruntowych, niemożliwość spełnienia wszystkich szczegółowych wymagań koniecznych do opracowania i późniejszego zatwierdzenia dokumentacji geologicznych (na podstawie aktualnie obowiązujących rozporządzeń), zweryfikowane obszary mają

status obszarów prognostycznych. Zasoby oszacowano w nich z dokładnością odpowiadającą kategorii D (dawniej D₁). Taki stopień dokładności rozpoznania powinien ułatwić potencjalnym inwestorom szybkie opracowanie dokumentacji geologicznej i podjęcie eksploatacji, co przyczyni się zarówno do przyspieszenia realizacji inwestycji i optymalizacji ich kosztów, jak i bardziej racjonalnego wykorzystania lokalnego potencjału surowcowego. Ponadto dzięki wykorzystaniu źródeł lokalnych mogą być minimalizowane negatywne skutki środowiskowe, wynikające z konieczności transportu surowców na znaczne odległości.

Dane dotyczące zweryfikowanych obszarów prognostycznych i negatywnego rozpoznania wzdłuż wybranych odcinków dróg ekspresowych i autostrad gromadzone są w ciągłej bazie GIS i udostępniane na portalu Mapy Geośrodowiskowej Polski (emgsp.pgi.gov.pl) oraz w aplikacji mobilnej GeoLog. Zawierają one szczegółowe informacje dotyczące parametrów geologiczno-górnicznych, a także zasoby wyznaczonych obszarów prognostycznych.

Odbiorcami wyników końcowych są podmioty gospodarcze, prowadzące działalność inwestycyjną (budowlaną i drogową) oraz wydobywczą, a także organy administracji państwowej.

3. PODSUMOWANIE

W ramach opisanych prac wzdłuż projektowanych dróg oraz wokół wybranych aglomeracji w latach 2008-2015 przebadano łącznie 622 obszary o powierzchni ponad 54 602,46 tys. ha. Wykonano 2515 otworów badawczych. Zgodnie z obowiązującymi kryteriami bilansowości złóż (rozp. MŚ, Dz.U.2001.153.1774) oszacowano zasoby prognostyczne na ponad 9 mld Mg.

Dane dotyczące zweryfikowanych obszarów prognostycznych i negatywnego rozpoznania wzdłuż wybranych odcinków dróg szybkiego ruchu i autostrad oraz wokół przeanalizowanych aglomeracji miejskich, zawierają szczegółowe informacje, dotyczące parametrów geologiczno-górnicznych oraz jakościowych serii surowcowej, zasobów oraz dokładną lokalizację obszarów badań i wykonanych wierceń wraz z opisem litologiczno-stratygraficznym.

Dane geośrodowiskowe opracowywane w ramach *MGŚP*, gromadzone w przestrzennych bazach danych GIS aktualizowane są w cyklu 5-letnim, co gwarantuje ich rzetelność. Gromadzenie informacji w formie przestrzennych baz danych daje wiele możliwości ich wykorzystania, np. wykonywanie dowolnych analiz przestrzennych, ilościowych i jakościowych oraz map tematycznych. Dane geośrodowiskowe w formie usług przeglądania WMS dostępne są na portalu mapowym emgsp.pgi.gov.pl, a szczegółowe informacje o prognozach i perspektywach surowcowych, dostępne są poprzez moduł raportowy emgsp.pgi.gov.pl/raporty.

LITERATURA

- Aneks do Instrukcji opracowania Mapy Geośrodowiskowej Polski 1:50 000*, 2013, PIG-PIB.
- Instrukcja opracowania Mapy Geośrodowiskowej Polski 1:50 000*, 2005, PIG-PIB.
- KABZIŃSKI A., 2012, *Prognoza zapotrzebowania i produkcji kruszyw w Polsce w latach 2012–2020*, Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne.
- PIG-PIB, 2012–2016, *Bilans zasobów złóż krajowych w Polsce wg stanu na 31.12.2011 – 31.12.2015 r.*
- PN-B-06714-12: 1976, *Kruszywa mineralne. Badania. Oznaczanie zawartości zanieczyszczeń obcych.*
- PN-EN 933-11:2000+A1:2006, *Badania geometrycznych właściwości kruszyw. Oznaczanie składu ziarnowego. Metoda przesiewania.*
- PN-EN 1097-3:2000, *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw. Oznaczanie gęstości nasypowej i jamistości.*
- PN-EN 1367-1:2001, *Badania właściwości cieplnych i odporności kruszyw na działanie czynników atmosferycznych, część 1 Oznaczanie mrozoodporności.*
- PN-EN 1744-1:2000, *Badania chemicznych właściwości kruszyw. Analiza chemiczna.*
- Rozporządzenie MŚ z dnia 18 grudnia 2001 r. ws. kryteriów bilansowości złóż kopalin, Dz.U.2001.153.1774.
- Rozporządzenie MŚ z dnia 20 grudnia 2011 r. ws. szczegółowych wymagań dotyczących projektów robót geologicznych, w tym robót, których wykonywanie wymaga koncesji, Dz.U.2011.288.1696.
- Rozporządzenie MŚ z dnia 22 grudnia 2011 r. ws. dokumentacji geologicznej złoża kopaliny, (Dz.U.2011.291.1712).
- SIKORSKA-MAYKOWSKA M., GRABOWSKI D., STEC B., WALENTEK I., 2008a, *Wytyczne opracowania warstwy normatywnej KOPALINY w ramach V etapu realizacji MGŚP 1:50 000*, PIG-PIB.
- SIKORSKA-MAYKOWSKA M., GRABOWSKI D., STEC B., WALENTEK I., 2008b, *Zalecenia metodyczne i sposób realizacji warstwy. Weryfikacja obszarów perspektywicznych i prognostycznych wyznaczonych na MGGP i MGŚP, kruszywa naturalne: piaski i żwiry*, PIG-PIB.
- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze*, j.t. Dz. U.2016.1131 ze zm.
- www.emgsp.pgi.gov.pl
- www.emgsp.pgi.gov.pl/emgsp/
- www.emgsp.pgi.gov.pl/raporty
- www.geoportal.pgi.gov.pl/midas-web

EXISTING AND PROSPECTIVE RESOURCE BASE OF SAND-GRAVEL AGGREGATES PRESENTED IN DATA OF THE GEOENVIRONMENTAL MAP OF POLAND

The Geoenvironmental Map of Poland II (GeMP II), which has been compiled in PGI-NRI since 2013, presents the most substantial aspects of mineral resources management. That includes up-to-date state of resource base, prospective resource base, which involves meeting demand for minerals in the short and in the long run, management in the mining areas of deposits against the environmental conditions, which have a significant influence on possibilities of using resource base of minerals all over the country. Information compiled in a normative layer “Minerals – prospective and prognostic areas for documenting new mineral deposits” is especially important for the effective usage of mineral resources. It presents areas all over the country, where a great deal of research were conducted. Their aim was to recognize geological conditions and quality parameters of mineral raw materials. As a result, numerous areas were delineated, where new deposits of various kinds of minerals can be documented. In the light of developed prospective European strategies and according to current economic criteria of mineral resources and reserves they can be treated as “reserve supply”.

Due to considerable demand for natural aggregates, the re-evaluation of earlier raw material prognoses assessment was undertaken within the project of the GeMP II. The new research were conducted in the areas of substantial scarcity of sand-gravel aggregates and large demand for them concurrently. The main goal was to delineate prospective areas of sand-gravel aggregates, define their quality parameters and reserves in the areas of no environmental and social constraints, that could preclude or impede exploitation of mineral raw materials.

Data set on documented prognostic and prospective resource base (including areas of presence of natural sand-gravel aggregates recognized in detail) is publicly available not only in the form of a traditional sheet of map, but also through on-line services and tools. It is a comprehensive source of data on quality of raw materials and quantity of areas, including those documented throughout tens of years and ones documented in detail in recent years.

DEKLARACJA WŁAŚCIWOŚCI UŻYTKOWYCH I DOKUMENT ZNAKOWANIA ‘CE’ WYROBÓW BUDOWLANYCH NA EUROPEJSKIEJ PLATFORMIE CYFROWEJ. ZAŁOŻENIA I CELE PROJEKTU

1. WSTĘP

Od 1 lipca 2013 r. weszło w życie Rozporządzenie Parlamentu Europejskiego i Rady (UE) nr 305/2011 z dnia 9 marca 2011r. *ustanawiające zharmonizowane warunki wprowadzania do obrotu wyrobów budowlanych i uchylające dyrektywę Rady 89/106/EWG*. Nakłada ono na producentów wyrobów budowlanych (w tym kruszyw) obowiązek wystawiania na swoje wyroby deklaracji właściwości użytkowych (dalej skrótowo DWU) i dokumentu znakowania CE (dalej CE). Zgodnie z art. 7 tego rozporządzenia kopię DWU do każdego wyrobu budowlanego udostępnia się w formie papierowej lub elektronicznej. Ponadto, wersja papierowa dokumentu musi być dostarczona odbiorcy na jego żądanie.

Przyjęte 30 listopada 2013 r. Rozporządzenie delegowane KE nr 157/14 do Rozporządzenia 305/11 określa warunki, na jakich producenci wyrobów budowlanych mogą udostępniać DWU na stronach internetowych. Tymi warunkami są zapewnienia:

- aby zawartość deklaracji właściwości użytkowych nie była zmieniana po jej udostępnieniu na stronie internetowej,
- monitorowania i utrzymania strony internetowej, na której zostały udostępnione deklaracje właściwości użytkowych sporządzone dla wyrobów budowlanych, aby zarówno strona internetowa, jak i deklaracje właściwości użytkowych były stale dostępne dla odbiorców wyrobów budowlanych,
- aby deklaracja właściwości użytkowych była dostępna dla odbiorców wyrobów budowlanych nieodpłatnie przez okres dziesięciu lat od momentu wprowadzenia wyrobu budowlanego do obrotu lub przez inny okres, który może mieć zastosowanie zgodnie z art. 11 ust. 2 akapit 2 Rozporządzenia nr 305/2011,
- przekazanie odbiorcom wyrobów budowlanych instrukcji dotyczącej dostępu do strony internetowej i deklaracji właściwości użytkowych sporządzonych dla takich wyrobów dostępnych na tej stronie.

Rozporządzenie delegowane nr 157/14 było pierwszym krokiem poczynionym przez Komisję Europejską w celu wykorzystania technologii cyfrowych i sieci inter-

netowej w udostępnianiu dokumentów towarzyszących wyrobom budowlanym. Jednak z czasem okazało się, że umieszczanie DWU i CE na stronach producentów jest kłopotliwe dla zainteresowanych stron chcących pozyskać te dokumenty (Cabalero-Gonzales, 2016; Smart CE marking, 2016). Wynika to stąd, że sam proces wyszukiwania musi się odbywać po nazwach firmy, a nie wyrobach lub ich właściwościach użytkowych; poza tym dokumenty są tam umieszczane przeważnie w formacie *.pdf, wyjątkowo trudnym do wykorzystania w procesach cyfrowych (wyszukiwanie, edytowanie, tworzenie linków). Stąd też postanowiono stworzyć ogólnoeuropejską platformę cyfrową, na której możliwe by było umieszczanie w jednym miejscu przez producentów DWU i CE swoich wyrobów w „przyjaznym” i łatwym do wykorzystania przez zainteresowane strony i systemy komputerowe w formacie XML.

2. UDOSTĘPNIANIE DWU I CE – STAN OBECNY

Według danych Komisji Europejskiej w całej Unii Europejskiej ogromna większość (ponad 90%) producentów wyrobów budowlanych, w tym kruszyw, umieszcza deklaracje właściwości użytkowych w sieci na zasadach podanych w Rozporządzeniu delegowanym nr 157/14. W Polsce sytuacja wygląda zupełnie inaczej. Na przykładzie branży kruszyw budowlanych należy stwierdzić, że producenci bardzo niechętnie korzystają z możliwości szerokiego udostępniania DWU i CE w wersji elektronicznej na stronach internetowych. Jest to spowodowane głównie obawami producentów co do możliwością wykorzystania ich DWU przez podmioty wprowadzające wyroby nielegalnie na rynek wspólnotowy, czyli z pominięciem procedury oceny zgodności. Nie są to obawy bezpodstawne, gdyż takie nieuczciwe praktyki zdarzają się nagminnie (Kubuszewski & Góralczyk, 2014, 2015).

Z drugiej jednak strony, unikanie zamieszczania DWU i CE w sieci nie zmniejsza ryzyka fałszowania tych dokumentów, które zgodnie z Rozporządzeniem 305/11 muszą być dostarczone nawet najmniejszemu odbiorcy wyrobu budowlanego (na żądanie także w wersji papierowej). Potem mogą być przez niego udostępniane osobą trzecim i w konsekwencji zmieniane, kopiowane i wykorzystywane (Kubuszewski & Góralczyk, 2015). Jedyną możliwością zmniejszenia tych praktyk wydaje się być skuteczne i szerokie działanie organów nadzoru rynku ujawniających i karzących nieuczciwych przedsiębiorców, także nieuczciwych producentów kruszyw.

Krajowi producenci kruszyw najczęściej udostępniają deklarację właściwości użytkowych swoim klientom w wersji papierowej wraz dokumentem znakowania CE lub wysyłają zeskanowany dokument w formacie *.pdf pocztą elektroniczną.

3. ZAŁOŻENIA PROGRAMU

Głównym założeniem programu „inteligentne znakowanie CE wyrobów budowlanych” jest zwiększenie dostępności dokumentów towarzyszących wyrobom budowlanym, w tym kruszywom, dla zainteresowanych stron. Jednak poza głównym celem program ma także określone założenia techniczne i użytkowe.

Przede wszystkim ustalono, że dane na tworzonej platformie cyfrowej muszą być zapisywane w formacie XML (strukturze plików). Struktura ta opiera się na tzw. znacznikach, które mogą zawierać słowa kluczowe, możliwe do zlokalizowania w sieci przez standardowe przeglądarki. Jest to zmiana rewolucyjna, gdyż obecnie producenci w oparciu o Rozporządzenie delegowane nr 157/14 umieszczają na swoich serwerach DWU i CE w formacie *.pdf, wyjątkowo słabo czytelnym dla maszyn cyfrowych. Ewentualnie jest możliwa operacja wyszukania samego dokumentu *.pdf przez przeglądarkę po nazwie pliku, o ile ta nazwa jest jednoznacznie nadana, ale sama treść dokumentu, np. konkretne właściwości użytkowe, jest niedostępna dla cyfrowych systemów wyszukiwujących.

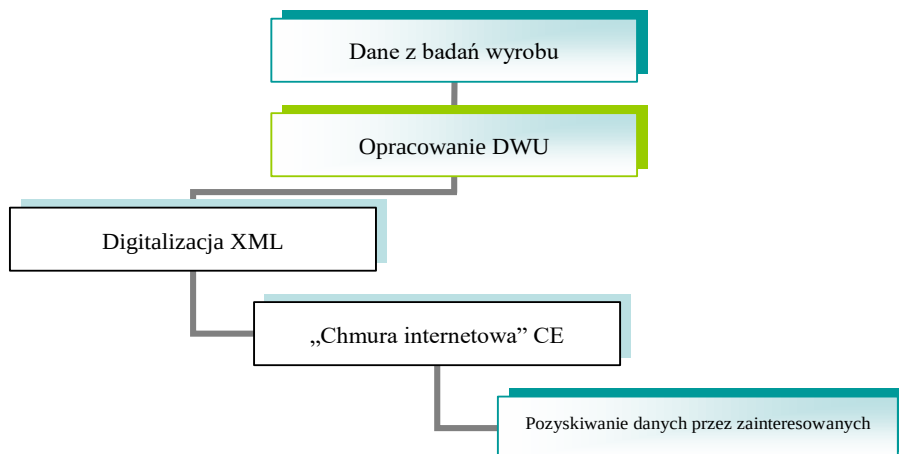
Przykładowo; producent kruszywa w danej kopalni umieszcza DWU w formacie *.pdf w sieci i nadaje plikowi nazwę „DWU 8-16 Kopalnia Granitu Kowale”. Zainteresowana strona chcąc pozyskać informację z sieci generalnie o kruszywie granitowym frakcji 8-16, aby trafić na ten dokument, musi wpisać w wyszukiwarce przynajmniej frazę „DWU kopalnia granitu 8-16”. A jeśli w nazwie pliku nie ma frakcji, a tylko nr deklaracji, to wtedy problem się jeszcze bardziej komplikuje i przy próbie wyszukania frazy „DWU kopalnia granitu” na ekranie wyświetlają się strony wszystkich kopalń granitu, zawierające DWU dla wszystkich frakcji. Przy jeszcze mniej jednoznacznych nazwach plików *.pdf zamieszczonych w sieci, ich wyszukanie staje się praktycznie niemożliwe. Inaczej wygląda sytuacja w przypadku wykorzystania formatu XML (struktury plików).

Dzięki znacznikom, atrybutom i elementom, hierarchicznej strukturze pliku lub plików, cyfrowe systemy przeglądania plików są w stanie rozpoznawać nie tylko nazwy plików, ale także ich treść (słowa tworzące dokument). Inaczej mówiąc wpisanie w wyszukiwarce na tworzonej platformie np. frazy „8-16 Kopalnia Granitu”, spowoduje wyszukanie dokumentów zawierających w swojej treści słowa, cyfry czy wyrażenia z ww. frazy, niezależnie od nazwy pliku. Im więcej elementów będzie zawierała wpisana fraza, tym większa skuteczność trafienia w poszukiwany dokument. Co szczególnie istotne – możliwe jest także w tym systemie wyszukiwanie po wartościach czy kategoriach właściwości użytkowych wyrobu.

Ponadto, dokument wykorzystujący strukturę pliku XML może być łatwo przetwarzany przez systemy komputerowe w inny dokument, np. w oznakowanie CE.

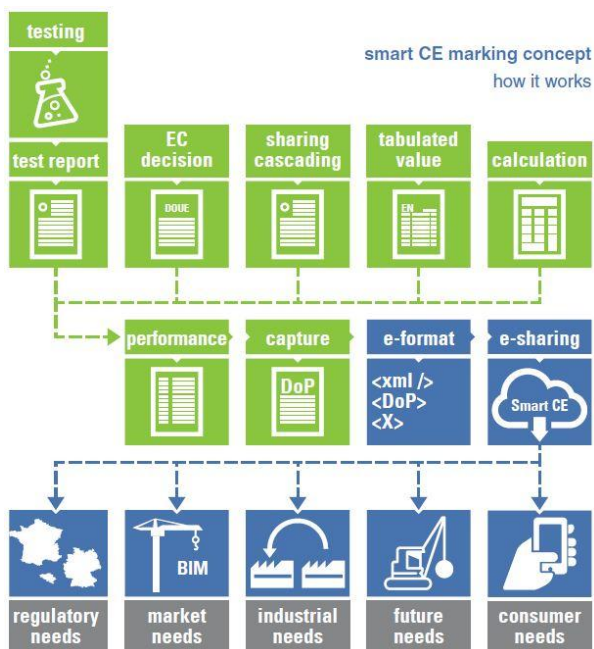
Schemat pozyskiwania i udostępniania danych na platformie cyfrowej przedstawia rysunek 1, a w rozbudowanej wersji w języku angielskim na rysunku 2. Dane w formie

papierowej lub plików *.pdf będą digitalizowane do XML, następnie udostępniane zainteresowanym stronom w „chmurze internetowej” CE.



Rys. 1. Pozyskiwanie i udostępnianie danych na platformie cyfrowej

Fig. 1. Data flow diagram on the digital platform



Rys. 2. Pozyskiwanie i udostępnianie danych na platformie cyfrowej

Fig. 2. Data flow diagram on the digital platform

4. KORZYŚCI WYNIKAJĄCE Z WDROŻENIA PROGRAMU

Wdrożenie programu „inteligentne znakowanie CE wyrobów budowlanych” ułatwi dostęp do DWU i CE wyrobów budowlanych różnym zainteresowanym stronom na rynku, do których między innymi należą: organy państwa, nadzór rynku, użytkownicy materiałów budowlanych, potencjalni użytkownicy materiałów budowlanych z odzysku, organizacje konsumenckie (Cabalero-Gonzales, 2016).

Władze państwowe dzięki przedmiotowemu programowi znajdą się w lepszej pozycji w rozwijaniu narzędzi dla wsparcia i wdrażania polityk w odniesieniu do uczestników rynku wyrobów budowlanych.

Organy nadzoru rynku będą czerpać duże korzyści z cyfrowej dostępności danych o wyrobach budowlanych, pozwalających im sprawdzić zgodność produktów z przepisami prawa unijnego i krajowego.

Użytkownicy materiałów budowlanych, w tym kontrahenci, inżynierowie i architekci, będą mieli dostęp do wszystkich danych o wyrobie w przyjaznym dla użytkownika formacie pozwalającym na ich wykorzystanie w innych aplikacjach komputerowych związanych z projektowaniem i wykonawstwem obiektów budowlanych. Ponadto, mali i średni przedsiębiorcy budowlani zyskają szansę dostępu do globalnego rynku wyrobów budowlanych, na równych zasadach z wielkimi korporacjami, w zakresie informacji o dostępnych produktach, ich zgodności, właściwościach użytkowych itp.

Na planowanej platformie cyfrowej znajdą się informacje o materiałach z rozbiórek i recyklingu, nadających się do powtórnego wykorzystania. Potencjalni użytkownicy tych materiałów pozyskają informację o rozbieranych budynkach, kruszywach z recyklingu, powstających możliwych do wykorzystania odpadach, np. kruszywach z przekruszania betonu lub cegły.

Organizacje konsumenckie dzięki temu programowi będą miały szansę wykorzystania pozyskanych informacji dla zaspokojenia potrzeb obywateli i stworzenia własnych narzędzi gwarantujących zadowolenie tychże konsumentów.

5. ETAPY WDRAŻANIA PROGRAMU

Program „inteligentne znakowanie CE” rozpoczął się od prezentacji koncepcji w pierwszym kwartale 2016 r., a w drugim kwartale tego roku ustalono czas, w jakim program ma być opracowany i wdrożony. Powinno to zostać zrealizowane do końca drugiego kwartału 2018 r. Do tego czasu zrealizowane zostaną kolejne etapy (tab. 1).

Tab. 1. Etapy wdrażania programu „inteligentne znakowanie CE”
 Tab. 1. Stages of implementation of „smart CE marking” program

Etap	Realizacja kwartał/rok
ustalenia zagadnień technicznych	3/2016
ustalenia ze stronami zainteresowanymi	3/2016
zatwierdzenie koncepcji	4/2016
zaprezentowanie koncepcji władzom	4/2016, 1/2017
ustalenie regulaminu konsorcjum tworzącego projekt	2/2017
dalsze konsultacje	2, 3, 4/2017
rozwój projektu	1, 2/2018
wdrożenie i udoskonalanie projektu	1, 2/2018

W ramach konsultacji z zainteresowanymi stronami należy ustalić przede wszystkim, w jaki sposób będzie następował przepływ danych po liniach producent–ogólnoeuropejska platforma cyfrowa stworzona w ramach programu „inteligentne znakowanie CE”. Należy ustalić, czy przekazywanie przez producentów informacji o właściwościach użytkowych wyrobów będzie dobrowolne czy obligatoryjne oraz na jakich zasadach będzie odbywało się udostępnianie danych, np. bezpłatnie, za opłatę, po zalogowaniu, bez ograniczeń itp.



Rys. 3. Wizualizacja strony startowej programu „inteligentne znakowanie CE”

Fig. 3. Visualisation of website “smart CE marking”

6. WNIOSKI

- Przyjęte 30 listopada 2013 r. Rozporządzenie delegowane KE nr 157/14 do Rozporządzenia 305/11 określające warunki, na jakich producenci wyrobów

budowlanych mogą udostępniać DWU na stronach internetowych było pierwszym i ważnym krokiem poczynionym przez Komisję Europejską w celu wykorzystania technologii cyfrowych i sieci internetowej w udostępnianiu dokumentów towarzyszących wyrobom budowlanym.

- Producenci europejscy wyrobów budowlanych (w tym kruszyw) w 90% umieszczają DWU na swoich stronach internetowych w oparciu o ww. rozporządzenie.
- Producenci polscy wyrobów budowlanych (w tym kruszyw) w niewielkim stopniu wykorzystują możliwości wynikające z ww. rozporządzenia, a jest to spowodowane obawami producentów możliwością wykorzystania ich DWU przez podmioty wprowadzające wyroby na rynek wspólnotowy nielegalnie, czyli z pominięciem procedury oceny zgodności.
- Program „inteligentne znakowanie CE wyrobów budowlanych” zwiększy dostępności w formie cyfrowej dokumentów towarzyszących wyrobom budowlanym, w tym kruszywom, dla zainteresowanych stron.
- Program będzie się opierał na strukturze plików XML, przyjaznej dla maszyn cyfrowych i użytkowników.

LITERATURA

- CABALERO-GONZALES A., 2016, *Towards smart CE marking of construction products*, *Construction Products Europe*.
- KUBUSZEWSKI T., GÓRALCZYK S., 2014, *Obowiązki i prawa producentów kruszyw wynikające z Rozporządzenia nr 305/11*, *Mining Science – Mineral Aggregates*, vol. 21(1), 109–116.
- KUBUSZEWSKI T., GÓRALCZYK S., 2015, *Analiza systemu zakładowej kontroli produkcji kruszyw po wejściu w życie Rozporządzenia nr 305/11(CPR)*, *Mining Science – Mineral Aggregates*, vol. 22(1), 93–100.
- Rozporządzenie Parlamentu Europejskiego i Rady (UE) nr 305/2011 z dnia 9 marca 2011 r. *ustanawiające zharmonizowane warunki wprowadzania do obrotu wyrobów budowlanych i uchylające dyrektywę Rady 89/106/EWG*.
- Rozporządzenie delegowane Komisji (UE) nr 574/2014 z dnia 21 lutego 2014 r. *zmieniające załącznik III do Rozporządzenia Parlamentu Europejskiego i Rady Nr 305/2011 z dnia 9 marca 2011 r. w odniesieniu do wzoru, który należy stosować przy sporządzaniu deklaracji właściwości użytkowych wyrobów budowlanych*.
- Rozporządzenie delegowane Komisji (UE) nr 157/2014 z dnia 30 października 2013 r. *w sprawie udostępniania deklaracji właściwości użytkowych wyrobów budowlanych na stronie internetowej*.
- Smart CE marking, 2016, *Milestones*, *Construction Products Europe*.

DECLARATION OF PERFORMANCE AND CE DOCUMENT OF CONSTRUCTION PRODUCTS (FOR EXAMPLE AGGREGATES) ON THE EUROPEAN DIGITAL PLATFORM. ASSUMPTIONS AND OBJECTIVES

On the 30th November 2013 The European Commission adopted a Delegated Regulation EC No. 157/14 to Regulation 305/11 on the conditions for making a declaration of performance on construction

products on a website. This was the first step towards the use of digital technology in circulation and providing documents supporting construction products (for example aggregates). Over time, this step proved to be insufficient and ineffective in the context of any use of these documents stakeholders. This was due to the use of pdf format or dispersion of information on the websites and other technical reasons.

Therefore, it was considered creation by the EU institutions a new, broad, European digital platform on which producers of construction products (including producers of aggregates) could be placed in xml format the declaration of performance and CE. These data could be used by stakeholders.

Jarosław ŁAGOWSKI

Haver & Boecker Polska Sp. z o.o. w Bielanych Wrocławskich

Daniel SARAMAK

Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

ZASTOSOWANIE PŁUCZEK WYSOKOCIŚNIENIOWYCH W PROCESIE PŁUKANIA KRUSZYW ŻWIROWYCH

1. WSTĘP

Rok 2011 był w kraju rekordowy pod względem produkcji kruszyw; łącznie ponad 300 mln Mg, a obecnie produkcja wynosi około 200 mln Mg. Wartość rynkowa kruszyw mineralnych uzależniona jest w głównej mierze od jakości kopalin, z których są otrzymywane. Jakość tą kształtują producenci poprzez mechaniczne operacje przeróbcze: rozdrabniania, klasyfikacji ziarnowej, uwalniania i separacji frakcji niepożądanych, jak np. wtrącenia ilaste i organiczne (Kobiałka & Naziemiec, 2005; Naziemiec & Gawenda, 2005). Jednym z najczęściej wykorzystywanych sposobów kształtowania odpowiedniej jakości kruszyw łamanych jest usuwanie drobnoziarnistych zanieczyszczeń ilastych w operacjach płukania. W procesie tym wykorzystywane są przesiewacze wibracyjne ze zraszczaczami (przesiewanie na mokro), płuczki bębnowe, wibracyjne i obrotowe, płuczki mieczowe (korytowe, jedno lub wielowalowe), turbopłuczki i płuczki wysokociśnieniowe. Urządzenia te pracują z różną efektywnością, stąd nie zawsze istnieje możliwość wyprodukowania kruszywa o wymaganych charakterystykach jakościowych (Naziemiec, 2010).

W artykule przedstawiono zagadnienia związane z wysokociśnieniowym procesem płukania kruszyw i jego wpływ na poprawę efektywności procesu uszlachetniania poprzez usuwanie składników ilastych. Uniwersalność działania płuczek wysokociśnieniowych pozwala na ich zastosowania także w recyklingu i płukania: tłucznia kolejowego, gruzu budowlanego, szkła, tworzyw sztucznych itp., natomiast kompaktowa budowa i niskie zużycie wody ułatwia wykorzystywanie w miejscach z ograniczoną zabudową i dostępem do wody technologicznej.

2. WYSOKOCIŚNIENIOWE PŁUKANIE KRUSZYW

Najprostszym, choć mało skutecznym sposobem oczyszczania kruszyw jest przesiewanie na mokro. Zanieczyszczenia rozmywane są na pokładzie sitowym natryskami

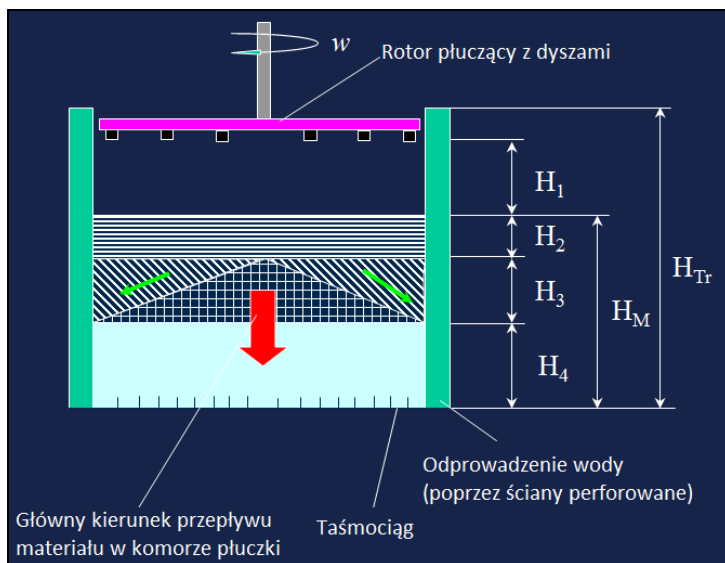
z dysz podających wodę pod ciśnieniem około 2–3 barów, skierowanymi przeciwnie do kierunku ruchu nadawy. Wykorzystanie wody w procesie klasyfikacji zwiększa ponad dwukrotnie skuteczność odsiewania frakcji drobnych 2-10 mm w porównaniu do przesiewania na sucho.

W procesie płukania kruszyw szeroko stosowane są płuczki mieczowe, charakteryzujące się prostą budową, łatwą eksploatacją i stabilną konstrukcją. Są to konstrukcje z jednym lub dwoma wałami, wyposażonymi w elementy robocze (miecze), umieszczone krzyżowo lub wzdłuż linii śrubowej, a także w przypadku oczyszczania drobnych frakcji (0-10 mm) w kombinację mieczy i ślimaków. Płukana nadawa podczas pracy, przemieszczana jest wzdłuż nachylonego pod kątem 8–10° koryta płuczki; następuje wówczas wzajemne ocieranie się ziaren i degradacja wtrąceń ilastych. Zlokalizowanymi w górnej części koryta natryskami, wprowadzana jest też woda w ilości 0,5–1,0 m³/Mg nadawy; jej zadaniem jest wypłukanie rozmytej gliny z powierzchni ziaren. Przed wprowadzeniem nadawy do płuczki, zaleca się całkowite lub częściowe usunięcie frakcji drobnych 0-2(4) mm, wpływających na szybkie zużycie elementów roboczych oraz ziaren grubych >80 mm, które mogłyby spowodować ich zaklinowanie. Ze względu na proces tarcia i ścierania, płuczki te nie znajdują większego zastosowania w płukaniu skał abrazywnych.

W mniejszym stopniu wykorzystywane są płuczki bębnowe wibracyjne, których zasada działania oparta jest na wysokoczęstotliwościowym oddziaływaniu elementów roboczych urządzenia na ziarna nadawy i jednoczesnym splukiwaniu oddzielonych frakcji ilastych. Podobnie płuczki bębnowe obrotowe, które ze względu na gabaryty, zapotrzebowanie na wodę i stosunkowo niską skuteczność wykorzystywane są rzadko w górnictwie kruszywowym.

Wśród wymienionych sposobów, na kształtowania jakości kruszyw poprzez usuwanie zanieczyszczeń oraz gliny, najnowszym rozwiązaniem jest płukanie nadawy w wysokociśnieniowym (do 200 barów) strumieniu wody; energia ta z założenia ma być większa od sił adhezji frakcji ilastych. Płuczka wysokociśnieniowa składa się z kosza zasypowego, jednej lub dwóch komór płuczających o średnicy 700 (1000) mm z wirnikiem umieszczonym w górnej części, wyposażonym w dysze i przenośnika odprowadzającego wypłukany materiał do dalszego procesu.

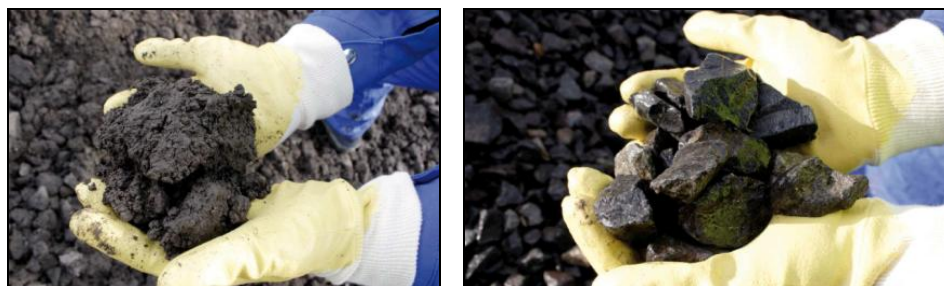
Woda podawana przez dysze, wnikając w warstwę materiału pokonuje siły adhezji, powoduje uwolnienie ziaren z zanieczyszczeń. Ponadto poprzez obrót rotora z dyszami, ziarna nadawy wprowadzane są w ruch, dzięki czemu uzyskiwany jest dodatkowo efekt tarcia wspomagającego uwalnianie surowca, zwiększając efektywność procesu (Battaglia, 1963; Łagowski i in., 2013). Warstwy robocze płuczki wysokociśnieniowej przedstawia schematycznie rysunek 1. Oznakowania: H_{Tr} – wysokość komory płuczającej, H_M – wysokość płukanego łoża nadawy z podziałem na: H_1 – odległości pomiędzy dyszami a warstwą nadawy, H_2 – strefą płukania (głębokość wnikania strumienia), H_3 – strefy odwadniania, H_4 – wysokość łoża transportowanego materiału.



Rys. 1. Schemat działania płuczki wysokociśnieniowej i rozkład warstw w urządzeniu
 Fig. 1. Scheme of operation of high-pressure washer and distribution of layers in the installation

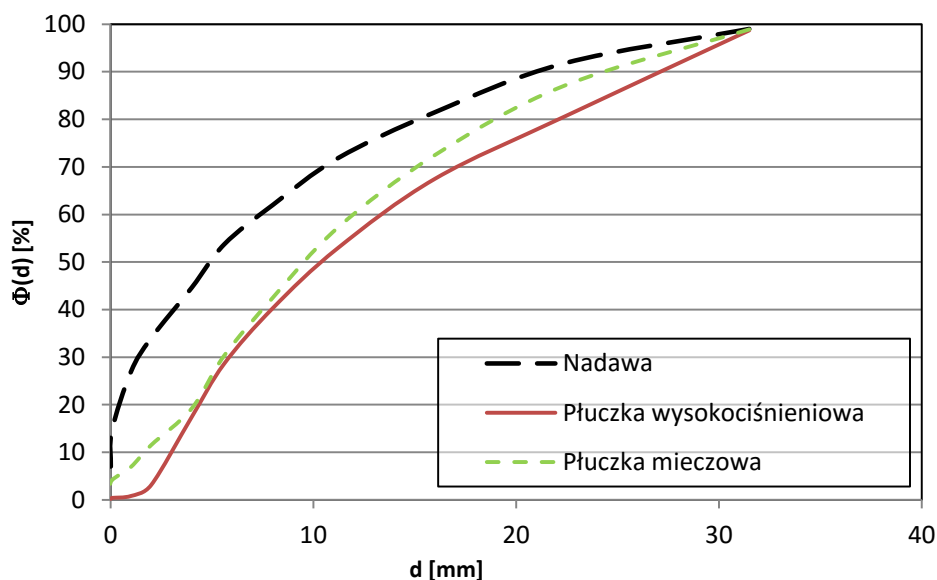
3. PROGRAM BADAWCZY I ANALIZA WYNIKÓW

Dotychczas przeprowadzono wiele prób z zastosowaniem płuczki wysokociśnieniowej, które udowodniły jej skuteczność w płukaniu nie tylko surowców skalnych, ale także w recyklingu tłucznia kolejowego, gruzu budowlanego, drogowego, tworzyw sztucznych, szkła itp. Przykładowo, instalacja wykorzystywana w recyklingu tłucznia kolejowego zawierającego 15–20% zanieczyszczeń ilastych, składa się z kosza zasypowego o pojemności 8 m³, przenośnika nadawczego wyposażonego w separator elementów stalowych, systemu płukania wysokociśnieniowego Hydro-Clean HC700/100, przesiewacza klasyfikującego oraz przenośników odkładających otrzymane frakcje. W zależności od stopnia zanieczyszczenia nadawy, podaje się do takiej instalacji zanieczyszczony materiał o uziarnieniu 0-63 mm. Nadawa podlegająca płukaniu jest dostarczana ładowarką do kosza nadawczego, wyposażonego w odchylany hydraulicznie ruszt, zabezpieczający przed dostaniem się ziaren większych. Następnie, nadawa podawana jest przenośnikiem do płuczki, dla rozmycia i oddzielenie zanieczyszczeń ilastych. Ta część procesu charakteryzuje się bardzo niskim zużyciem wody – około 0,15 m³/Mg nadawy. Czas poddawania działaniu strumienia wody o ciśnieniu 100 barów wynosi 3 sekundy, następnie odprowadzany jest on przenośnikiem wyposażonym w przemiennik częstotliwości (falownik) na tzw. przesiewacz domywający.



Rys. 2. Nadawa (z lewej) i produkt (z prawej) płukania w wysokociśnieniowej płuczce
 Fig. 2. The feed (left) and the product (right) of washing operation in high-pressure washer

Badania wykazały, że nastąpiła znaczna redukcja zanieczyszczeń ilastych z 20% w nadawie do 1,5% w produkcie (rys. 2). Przeprowadzono także testy płukania kruszyw w mobilnej płuczce wysokociśnieniowej dla nadawy o różnym składzie ziarnowym: 0-16 mm, 0-31,5 mm i 0-40 mm. Wydajność płuczki odpowiadała wydajności około 80 Mg/h urządzenia pracującego w skali przemysłowej, przy ciśnieniu roboczym dysz 140 barów. Zużycie wody procesowej wynosiło 0,1–0,12 m³/Mg. Zawartości frakcji ilastych dla każdego materiału przed i po procesie płukania podano w tabeli 1. Dla porównania dodano wyniki płukania w płuczce mieczowej. Na rysunku 3 przedstawione zostały krzywe składu ziarnowego nadawy oraz produktów płukania dla obu urządzeń dla klasy ziarnowej 0-31,5 mm.



Rys. 3. Skład ziarnowy nadawy oraz produktów płukania dla klasy ziarnowej 0-31,5 mm
 Fig. 3. Particle size distribution of feed and washing products in particle size fraction 0-31.5 mm

Tab. 1. Zanieczyszczenia ilaste w nadawie oraz produktach płukania
 Tab. 1. Clay impurities in feed and washing products

Płuczka klasa ziarnowa [mm]	Zawartość ilów [%]	
	w nadawie	w produkcie
wysokociśnieniowa 0-16	24,6	0,5
0-31,5	14,5	0,4
0-40	12	0,4
mieczowa 0-31,5	19	4,1

Porównując uzyskane dane można stwierdzić, że kruszywo płukane w płuczce wysokociśnieniowej zawierało znacznie mniej zanieczyszczeń pylistych, w porównaniu do produktu płuczki mieczowej. Wyznaczona energochłonność pracy tej płuczki wynosiła 0,3 kWh/Mg, a energochłonność płuczki mieczowej 0,5 kWh/Mg, przy zużyciu wody 0,17 m³/Mg. Zmierzona wydajność płuczki wysokociśnieniowej była ok. 30% większa; należy tu wspomnieć, że stosowanie płuczki mieczowej wymaga dodatkowej operacji przesiewania w celu wydzielenia frakcji 0-2 mm oraz powyżej 80 mm.

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Wyniki przedstawionych badań wskazują, że zastosowanie wysokociśnieniowego płukania w układach przeróbczych znacząco wpływa na poprawę efektywności i wydajności operacji płukania kruszyw mineralnych. Szczegółowa analiza uzyskanych wyników sugeruje, że bez względu na skład ziarnowy nadawy uzyskano zwiększenie efektywności płukania zarówno dla wąskich jak i szerokich klas ziarnowych nadawy.

Należy podkreślić, że typ zanieczyszczeń występujących w nadawie znacząco wpływa na przebieg i efektywność procesu płukania. Minerale ilaste, będące jednym z głównych składników zanieczyszczeń pylistych, są trudniejsze do rozpuszczenia i usunięcia i w efekcie wymagane jest wyższe zużycie wody w procesie płukania w porównaniu z usuwaniem tych zanieczyszczeń z grubszych klas ziarnowych. Niemniej jednak zastosowanie wysokociśnieniowych płuczek pozwala na efektywne usuwanie takich zanieczyszczeń z kruszywa.

Płuczki wysokociśnieniowe są efektywnymi urządzeniami ze względu na niższe jednostkowe koszty pracy wynikające z mniejszego zużycia wody i energii elektrycznej. Z technicznego punktu widzenia płuczki wysokociśnieniowe wymagają mniejszej powierzchni zabudowy i liczby urządzeń pomocniczych, w porównaniu z innymi rodzajami płuczek. Ze względu na łączny efekt związany z wysoką efektywnością pracy tych płuczek i potencjalnych możliwości sterowania parametrami pracy

(Łagowski i in., 2013) należy podkreślić, że takie płukanie nadawy ma znaczący wpływ na poprawę efektywności przebiegu procesów przeróbczych.

Dalsze badania w tym zakresie, zwłaszcza dotyczące efektywnego sterowania procesem i modelowania jego przebiegu, mogą być przydatne w tym aspekcie.

LITERATURA

- BATTAGLIA A, 1963, *Odwadnianie produktów wzbogacania i obiegi wodne płuczek*, Wyd. Górniczo-Hutnicze, Katowice.
- KOBIĄŁKA R., NAZIEMIEC Z., 2000, *Płukanie surowców, rozwiązania technologiczne oraz ocena ich funkcjonalności*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, 91, 28.
- ŁAGOWSKI J., LUBIENIECKI T., SARAMAK D, 2013, *Ocena przebiegu procesu płukania kruszyw w zależności od ciśnienia roboczego w płuczce wysokociśnieniowej*, Inżynieria Mineralna, 14, 1, 49–54.
- NAZIEMIEC Z., GAWENDA T., 2005, *Produkcja kruszyw budowlanych z odpadów przeróbczych przemysłu wapienniczego*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, 109, 41.
- NAZIEMIEC Z., 2010, *Efektywność płukania kruszyw w różnych urządzeniach płuczących*, Prace Instytutu Szkła, Ceramiki Materiałów Ogniotrwałych i Budowlanych, nr 5, rok III.

APPLICATION OF HIGH-PRESSURE WASHERS IN AGGREGATES WASHING OPERATIONS

Removal of fine clay impurities is the most common method of mineral aggregates processing. Various washing installations operate at different effectiveness and capacities. The paper concerns the investigations of the results of aggregate washing operations in high-pressure washers. Comparative analysis of washing process results for two types of washers: log washer and high pressure washer show that this second installation operates at much higher effectiveness measured through a percentage removal of clay impurities.

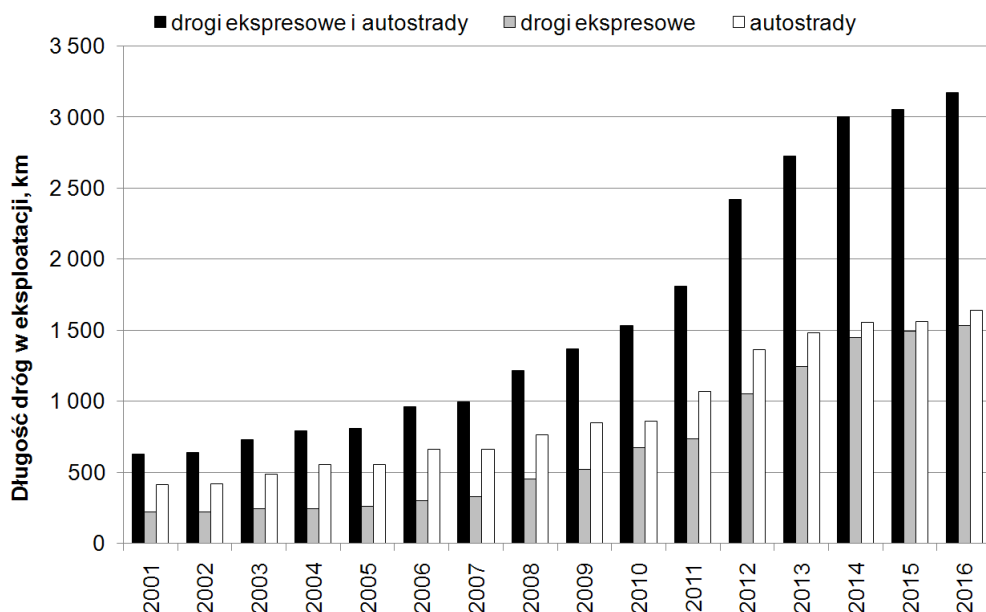
ZUŻYCIE KRUSZYW DROGOWYCH WEDŁUG AKTUALNEGO STANU REALIZACJI DRÓG EKSPRESOWYCH I AUTOSTRAD

1. WPROWADZENIE

Cele i priorytety inwestycyjne w zakresie budowy autostrad i dróg ekspresowych zawarte są Programie Budowy Dróg Krajowych na lata 2014–2023; z perspektywą do 2025 roku. Zakłada on dokończenie budowy dróg ekspresowych i autostrad oraz budowę 57 obwodnic w ciągach dróg krajowych. Na realizację inwestycji ujętych w tym programie przewidziano 107 mld zł. Realizacja wszystkich zadań inwestycyjnych pozwoli na stworzenie sieci autostrad i dróg ekspresowych: A1, A2, A4, A18, S1, S2, S3, S5, S6, S7, S8, S10, S11, S12, S17, S19, S22, S51, S61, S69 i S74. Istnieje również lista mniejszych zadań inwestycyjnych z zakresu poprawy bezpieczeństwa ruchu drogowego, tzw. Program Likwidacji Miejsc Niebezpiecznych (PBDK, 2015).

Biorąc pod uwagę stan na koniec 2016 roku, zrealizowano około 42% planowanej sieci autostrad i dróg ekspresowych. Stan realizacji autostrad (~80%), jest znacznie korzystniejszy od budowy dróg ekspresowych (~29%). Największa dynamika przyrostu długości nastąpiła w latach 2008–2014. W okresie tym wybudowano ~1750 km, w tym w 2012 roku przybyło ich ~650 km. Do 2014 roku ukończone autostrady miały większą długość od dróg ekspresowych. W 2015 roku długości obu typów dróg uległy wyrównaniu, osiągając wartość ~1500 km. W 2016 roku oddano do eksploatacji 81 km autostrad i 43 km dróg ekspresowych. Przyrost długości dróg szybkiego ruchu w latach 2001–2016 przedstawiono na rysunku 1.

Do osiągnięcia docelowej sieci drogowej zostaje do zbudowania jeszcze ~4400 km dróg. Aktualnie część dróg znajduje się w budowie albo na etapie projektowania w systemie przetargu „zaprojektuj i zbuduj” lub trwają procedury przetargowe na ich budowę. Procedury te w dużej części zostały wstrzymane w początkowej fazie, po etapie tzw. prekwalifikacji wykonawców. Utrudnia to prognozowanie przyrostu długości dróg, jak również pogarsza sytuację branż ściśle powiązanych z sektorem budownictwa drogowego.



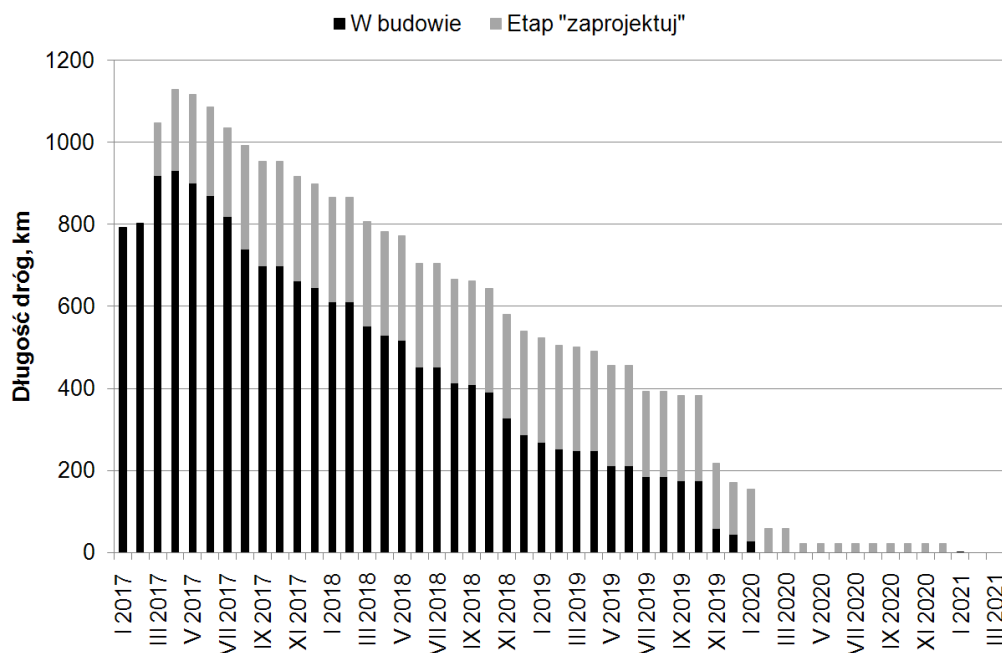
Rys. 1. Przyrost długości autostrad i dróg ekspresowych w latach 2001–2016 (GUS, 2016)

Fig. 1. Growth of the motorways and expressways length during 2001–2016 (GUS, 2016)

2. ANALIZA ZAKOŃCZONYCH PRZETARGÓW

Aktualnie w zakończonych przetargach wyłoniono wykonawców na budowę 86 odcinków dróg o długości 1226 km, w tym w zdecydowanej większości dróg ekspresowych. W rozstrzygniętych przetargach przeważał system „zaprojektuj i zbuduj”. Ten system realizacji dotyczy ~60% długości dróg. Z tego też względu aktualnie 70 odcinków, o długości ~987 km jest w fazie budowy, a dla pozostałych 16 o długości ~239 km prowadzone są prace projektowe lub oczekuje się na wydanie zezwolenia na realizację inwestycji drogowej. Budowa niemal wszystkich odcinków dróg będących aktualnie (luty 2017 r.) na etapie „zaprojektuj” powinna rozpocząć się w okresie marzec–maj bieżącego roku, co zwiększy długość dróg będących w fazie rzeczywistej budowy. Szacunkowy harmonogram realizacji dróg w rozstrzygniętych przetargach przedstawiono na rysunku 2.

Pośród 70 odcinków aktualnie realizowanych, 22 o długości 277 km znajdują się w końcowej fazie realizacji (80–100% wykorzystania czasu kontraktu), a w początkowej fazie (0–20% czasu) znajduje się 14 o długości 214 km. Stan zaawansowania czasowego przedstawiono w tabeli 1.



Rys. 2. Harmonogram budowy dróg objętych zakończonymi przetargami

Fig. 2. Schedule of construction roads covered by finished tenders

Tab. 1. Stan zaawansowania budowy dróg

Tab. 1. The progress of roads construction

Stan zaawansowania czasowego [%]	Liczba odcinków	Długość odcinków [km]
0–20	14	214
20–40	13	155
40–60	12	197
60–80	9	145
80–100	22	277
łącznie	70	988

Aktualnie największy front robót budowlanych (169 km) znajduje się w woj. zachodniopomorskim (S6, S10, S11), w woj. dolnośląskim (S3, S5) i mazowieckim (S7, S8, S17), w których długości dróg w budowie wynoszą po ~150 km. Po rozpoczęciu realizacji dróg będących aktualnie na etapie „zaprojektuj” duży front robót (128 km) obejmie woj. kujawsko-pomorskie (S5). Województwami, w których w najbliższych latach nie będzie prowadzona budowa tych dróg są łódzkie i opolskie. Charakterystykę rozwoju sieci drogowej w ujęciu regionalnym (województw) przedstawiono w tabeli 2.

Tab. 2. Budowa dróg – charakterystyka regionalna
 Tab. 2. Constructions of roads – regional characteristic

Województwo	Liczba odcinków		Długość odcinków [km]	
	w budowie	projektowanych	w budowie	projektowanych
dołnośląskie	9	–	149	–
kujawsko-pomorskie	–	7	–	128
lubelskie	3	1	36	20
lubuskie	5	–	72	–
łódzkie	–	–	–	–
małopolskie	4	–	20	–
mazowieckie	11	6	147	56
opolskie	–	–	–	–
podkarpackie	2	–	19	–
podlaskie	4	–	57	–
pomorskie	2	–	40	–
śląskie	4	–	57	–
świętokrzyskie	2	–	42	–
warmińsko-mazurskie	7	–	89	–
wielkopolskie	7	2	90	35
zachodniopomorskie	10	–	169	–
łącznie	73	16	987	239

Wartość kontraktów realizowanych (w budowie) wynosi 31,8 mld zł, natomiast będących na etapie „zaprojektuj” – 7,2 mld zł. Wiodącymi wykonawcami dróg są Budimex, realizujący 20 odcinków na łączną kwotę blisko 10 mld zł i Strabag z 12 odcinkami o wartości 4,5 mld zł (tab. 3).

Tab. 3. Firmy zaangażowane w budowę dróg ekspresowych i autostrad
 Tab. 3. Companies involved in the construction of the motorways and expressways

Wykonawca/ /lider konsorcjum	Liczba odcinków	Długość odcinków [km]	Wartość kontraktów [mld zł]
Budimex	20	297	9,6
Strabag	12	151	4,5
Astaldi	6	64	4,0
Salini	5	70	2,8
Dragados	5	88	2,3
Porr Polska Infrastructure	5	72	2,0
Mota Engil	6	89	1,9
Metrostav	1	20	1,6
Intercor	3	46	1,2
Energopol Szczecin	3	43	1,1
Impresa Pizzarotti	3	55	1,0
Pol-Aqua	3	47	1,0
12 pozostałych firm	14	184	6,0
łącznie	86	1226	39,0

Okolo 944 km dróg o wartości 29,1 mld zł realizowanych jest z nawierzchnią bitumiczną; pozostałych 282 km w kontraktach o wartości 9,8 mld zł o nawierzchni betonowej. Średni koszt drogi z nawierzchnią bitumiczną wynosi 30,7 mln zł/km, a z betonową 35 mln zł/km.

3. ANALIZA TRWAJĄCYCH PRZETRAGÓW

W trakcie procedur przetargowych znajduje się 57 odcinków dróg o długości ~748 km (tab. 4). Najwięcej – 13 o długości 198 km stanowią odcinki drogi S6. Wyróżniają się również drogi S7 (11, 164 km), S19 (12, 129 km) i S61 (7, 130 km). Udział długości tych dróg stanowi blisko 85% wszystkich dróg objętych przetargami. Są to głównie przetargi ogłoszone pod koniec 2015 roku, tuż przed wyborami do Sejmu i Senatu RP. W 2016 roku nie uruchomiono żadnego nowego przetargu, a w 2017 (do końca lutego) uruchomiono przetargi na budowę 2 odcinków S61 (35 km). Większość odcinków, o długości około 470 km, została wstrzymana po etapie prekwalfikacji potencjalnych wykonawców lub na etapie prekwalfikacji. Do końca lutego 2017 roku, wznowiono, po około rocznym wstrzymaniu, przetargi dla 21 odcinków dróg o długości ~243 km.

Tab. 4. Charakterystyka niezakończonych przetargów
Tab. 4. Characteristics of unfinished tenders

Nr drogi	Liczba odcinków	Długość odcinków [km]
S6	13	198
S7	11	164
S19	12	129
S61	7	130
S14	2	28
S3	2	42
A2	2	15
S17	3	14
S1	1	10
S11	1	7
S10	1	6
S16	1	3
S2	1	2
łącznie	57	748

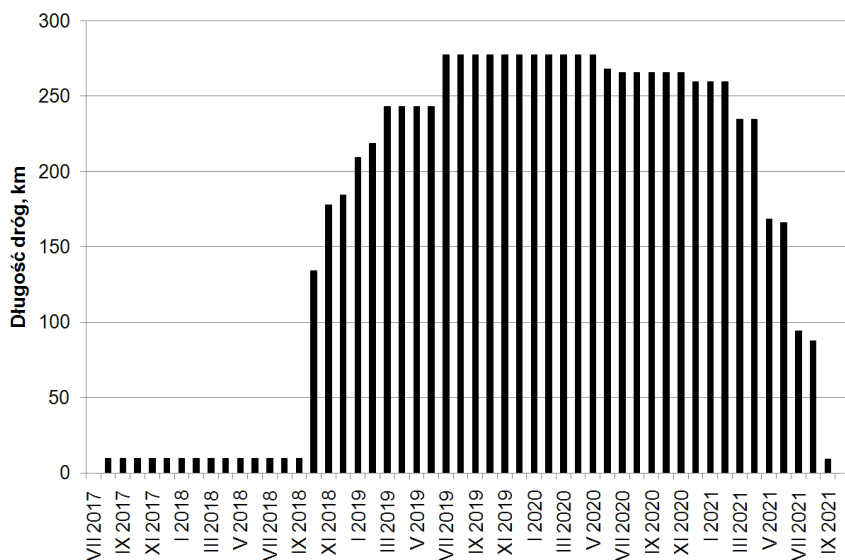
W drogach objętych przetargami udział nawierzchni bitumicznej i betonowej jest bardziej wyrównany, niż w przetargach zakończonych. Nawierzchnię bitumiczną posiadać będzie 53% długości dróg, a betonową 47%. Przyjmując analogiczne jednostkowe koszty budowy (odpowiednio 30,7 mln zł/km dla nawierzchni bitumicznej i 35 mln zł dla betonowej) łączny koszt wykonania dróg w trwających przetargach wyniesie ~22 mld zł. Największą długość posiadają odcinki S6 w woj. pomorskim

(167 km), mazowieckim 121 km (A2, S2, S7, S17) i lubelskim 93 km (S17, S19). Przetargi nie objęły dróg w 4 województwach: dolnośląskim, kujawsko-pomorskim, lubuskim i opolskim. Liczbę i długości odcinków w poszczególnych województwach zestawiono w tabeli 5.

Tab. 5 Zestawienie dróg w przetargach trwających w województwach

Tab. 5. Comparison of roads in ongoing tenders in voivodships

Województwo	Liczba	Długość [km]	Nr drogi
dolnośląskie	–	–	–
kujawsko-pomorskie	–	–	–
lubelskie	8	93	S17, S19
lubuskie	–	–	–
łódzkie	2	28	S14
małopolskie	3	56	S7
mazowieckie	12	121	A2, S2, S7, S17
opolskie	–	–	–
podkarpackie	5	45	S19
podlaskie	4	67	S61
pomorskie	11	167	S6
śląskie	1	10	S1
świętokrzyskie	1	8	S7
warmińsko-mazurskie	4	66	S16, S61
wielkopolskie	1	7	S11
zachodniopomorskie	5	80	S3, S6, S10
suma	57	748	–



Rys. 3. Harmonogram budowy dróg objętych aktywnymi przetargami

Fig. 3. Schedule of road constructions covered by active tenders

Aktualnie drogami pewnymi są zatem budowane i będące na etapie „zaprojektuj” (rys. 2), natomiast bardzo prawdopodobnymi w aktywnych (wznowionych) i nowych (z 2017 roku) procedurach przetargowych (rys. 3). Z przedstawionego harmonogramu (rys. 3) wynika, że odcinki te zwiększą stan realizacji dróg, szczególnie w latach 2019–2020.

W odniesieniu do pozostałych wstrzymanych odcinków dróg można jedynie w sposób wielowariantowy prognozować terminy ich wznowienia.

4. SZACUNEK ZUŻYCIA KRUSZYW

Do określenia szacunkowego zużycia kruszyw w inwestycjach przyjęto typowe konstrukcje dróg ekspresowych i autostrad, uwzględniając rodzaj nawierzchni i kategorię ruchu. Dla przyjętych profili i typowych szerokości jezdni (KTKNPiP, 2013, KTKNS, 2014, rozp. MTiGM Dz.U.1999.43.430), określono wskaźniki jednostkowego zużycia kruszywa na 1 km drogi (tab. 6).

Tab. 6. Przyjęte wartości jednostkowego zapotrzebowania na kruszywa
Tab. 6. Assumed values of aggregate unit demand

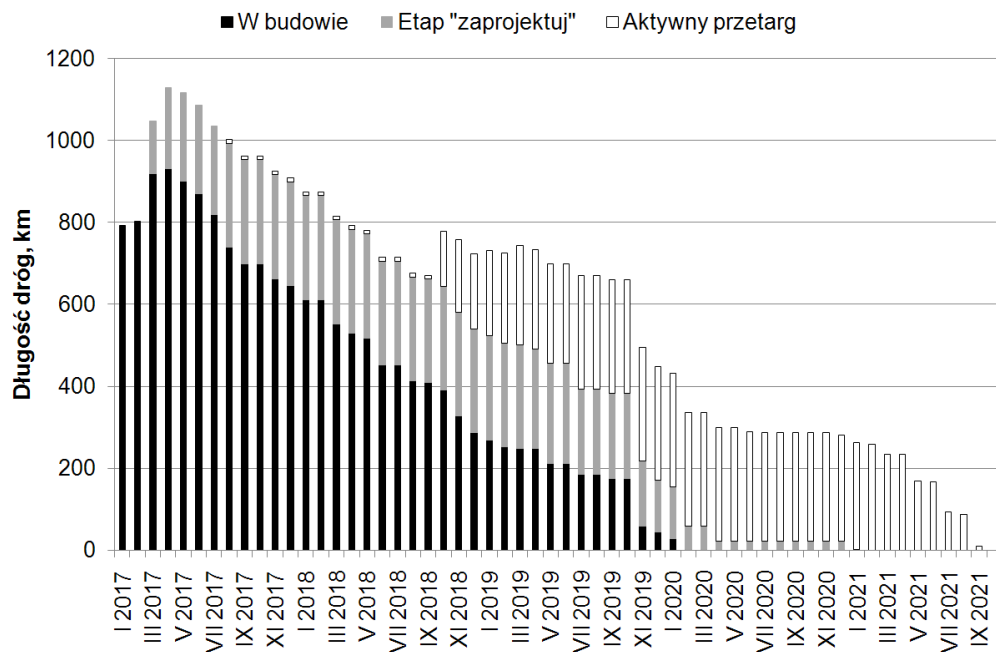
Rodzaj kruszywa	Autostrada		Droga ekspresowa	
	bitumiczna	betonowa	bitumiczna	betonowa
	[Mg/km]			
grysy	14 200	11 300	10 200	9 700
mieszanki	19 400	10 200	17 600	9 200

Mając na uwadze różne typy konstrukcji, proponowane przez GDDKiA i stosowane w praktyce, należy uznać założone wartości jako średnie.

Założono też, że zapotrzebowanie na kruszywa generowane jest dla przebudowy lub budowy dróg lokalnych, w tym dróg serwisowych i dojazdowych. Długości tych dodatkowych dróg przyjęto jako 120% długości odcinka drogi ekspresowej lub autostrady. Zapotrzebowanie na kruszywa określono jak dla dróg gminnych o nawierzchni asfaltowej i kategorii ruchu KR2, tj.: gryсів w ilości 2000 Mg/km i mieszanek 5200 Mg/km. Biorąc pod uwagę przeprowadzoną analizę zakończonych i trwających przetargów, skumulowany harmonogram budowy dróg w latach 2017–2021 przedstawiono na rysunku 4.

Można zauważyć umiarkowany wpływ przetargów wznowionych i nowych ogłoszonych w pierwszych miesiącach 2017 roku. Największe zużycie kruszyw przewiduje się na drogi realnie budowane w zakończonych przetargach, przy czym drogi będące w ostatniej fazie realizacji nie wpłyną na rynek kruszyw w przyszłości, natomiast drogi z faz 4, 3 i 2 jedynie w pewnym zakresie oszacowanych wartości. Można przyjąć, że całkowity wpływ posiadają drogi z fazy 1, z aktualnym (luty 2017 r.) zaawansowaniem czasowym, które wynosi do 20% czasu kontraktowego. W tabeli 7

przedstawiono oszacowane zużycie w podziale na zaawansowanie czasowe realizacji i rodzaj nawierzchni.



Rys. 4. Harmonogram budowy dróg w latach 2017–2021
Fig. 4. Schedule of construction roads in the years 2017–2021

Tab. 7. Szacunkowe zużycie kruszyw – drogi budowane
Tab. 7. Estimated consumption of aggregate – roads under construction

Faza/nawierzchnia	Długość dróg [km]	Mieszanka [mln Mg]	Grys [mln Mg]
1/betonowa	69	1,1	0,8
1/bitumiczna	145	3,4	1,8
2/betonowa	48	0,8	0,6
2/bitumiczna	107	2,5	1,3
3/betonowa	29	0,4	0,3
3/bitumiczna	168	4,0	2,1
4/bitumiczna	145	3,4	1,8
5/bitumiczna	277	6,6	3,5
łącznie	988	22,2	12,2

Należy przypomnieć, że w zakończonych przetargach znajdują się również drogi, których budowa ma rozpocząć się najpóźniej do lipca 2017 roku (aktualnie etap „zaprojektuj”). Oszacowane zużycia kruszyw przedstawiono w tabeli 8. Wpływ tych dróg będzie widoczny na rynku kruszyw łamanych, najprawdopodobniej w latach 2018–2019.

Tab. 8. Szacunkowe zużycie kruszyw – drogi w etapie „zaprojektuj”
 Tab. 8. Estimated consumption of aggregate – roads in the stage “design”

Nawierzchnia	Długość dróg [km]	Mieszanka [mln Mg]	Grys [mln Mg]
betonowa	136	2,1	1,6
bitumiczna	103	2,4	1,3
łącznie	239	4,5	2,9

W tabeli 9 przedstawiono szacunkowe zużycie kruszyw w drogach objętych przetargami wznawionymi i nowymi, ogłoszonymi w 2017 roku.

Tab. 9. Szacunkowe zużycie kruszyw – drogi w aktywnych przetargach
 Tab. 9. Estimated consumption of aggregate – road in active tenders

Nawierzchnia	Długość dróg [km]	Mieszanka [mln Mg]	Grys [mln Mg]
betonowa	179	2,9	2,1
bitumiczna	99	2,3	1,2
łącznie	278	5,2	3,3

Wpływ tych dróg na rynek kruszyw łamanych wystąpi prawdopodobnie w latach 2019–2020.

5. PODSUMOWANIE

Przeprowadzona analiza postępowań przetargowych trwających od 2013 roku pokazała, że w połowie bieżącego roku osiągnięta zostanie maksymalna długość dróg będących w realizacji ~1100 km. Od tego momentu długość będzie stopniowo maleć; osiągając pod koniec 2019 roku poziom ~700 km, a w II kwartale 2020 roku poniżej 300 km. Dla zminimalizowania ryzyka powstania długiego okresu o zmniejszonym popycie, konieczne jest niezwłoczne w okresie kwiecień–czerwiec wznowienie przynajmniej połowy pozostałych przetargów na drogi (~240 km), które zgodnie z pierwotnym założeniem powinny wejść w fazę budowy pod koniec 2017 r. i na początku 2018 (Machniak, 2016). Pozwoliłoby to utrzymać w latach 2020–III kw. 2021 około 500 km dróg w budowie.

Opóźnienia na początku 2017 roku w realizacji dróg objętych tymi przetargami wynosiły od jednego aż do 15 miesięcy, przy średniej ważonej długości dróg ~10 miesięcy (Machniak, 2017). Na drogi te przypada duże zapotrzebowanie na kruszywa, ~10 mln Mg mieszanek i 6 mln Mg grysów. Ilości te stanowiłyby widoczny wpływ na funkcjonowanie producentów kruszyw. Bez tych ilości rynek będzie bazował głównie na drogach obecnie realizowanych, znajdujących się w początkowej fazie i drogach aktualnie projektowanych, które w krótkim okresie czasu wejdą w fazę budowy. Szacunek przyszłych potrzeb dla tych dróg wynosi ~17 mln Mg.

Przy uwzględnieniu obecnych kosztów budowanych dróg ~42 mld zł (łącznie z obwodnicami w ciągu dróg krajowych) i szacunku tych będących w aktywnych przetargach (~22 mld zł) do zakończenia aktualnej perspektywy finansowej UE, trudne będzie wydatkowanie dodatkowych 43 mld zł, jako uzupełnienie do zapisanej w Programie Budowy Dróg Krajowych kwoty 107 mld zł. Wymagałoby to w latach 2017–2018 uruchomienia przetargów na budowę około 1300–1400 km dróg ekspresowych, autostrad i obwodnic. Zasadnym jest pytanie, jaki potencjał posiada budżet państwa dla sfinansowania inwestycji infrastrukturalnych?

Prognozując jeszcze dalej, po 2023 roku, dla ciągłego przyrostu długości dróg ekspresowych i autostrad niezwłoczne jest podjęcie działań w celu uruchomienia na większą skalę przetargów na studia techniczno-ekonomiczno-środowiskowe STEŚ, decyzje o środowiskowych uwarunkowaniach DŚU i koncepcje programowe KP. Należy mieć na uwadze, że czas potrzebny do uruchomienia przetargu w systemie „zaprojektuj i zbuduj” wynosi:

- 7–8 lat od stanu „O” – wykonanie: STEŚ, DŚU, KP,
- 5 lat w przypadku posiadania STEŚ – wykonanie: DŚU i KP,
- 3 lata w przypadku posiadania DŚU – wykonanie: KP (GDDKiA, 2010–2016, skyscrapercity.com)

Pewnym pozytywnym faktem dla producentów kruszyw, jest widoczne inwestycyjne ożywienie rynku dróg samorządowych, jak również rynku kolejowego, ważnych źródeł popytu na kruszywa łamane.

Praca wykonana w ramach badań statutowych nr 11.11.100.597

LITERATURA

- GDDKiA, 2010–2016, *Archiwum, Generalna Dyrekcja Dróg Krajowych i Autostrad*, dostęp on-line.
- GUS, 2016, *Bank Danych Lokalnych*, Główny Urząd Statystyczny.
- KTKNPiP, 2013, *Katalog typowych konstrukcji nawierzchni podatnych i półsztywnych*, PGd, Katedra Inżynierii Drogowej.
- KTKNS, 2014, *Katalog typowych konstrukcji nawierzchni sztywnych*, 2013, PWr, Instytut Inżynierii Lądowej.
- Machniak, 2016, *Model rozwoju sieci dróg szybkiego ruchu w oparciu o analizę ogłoszonych przetargów*, Mining Science–Mineral Aggregates, vol 23(1), 83–84.
- Machniak, 2017, *Ocena opóźnień procedur przetargowych oraz ich wpływ na stan budowy dróg ekspresowych i autostrad*, Magazyn Autostrady, nr 1–2, 55–59.
- PBDK, 2015, *Program Budowy Dróg Krajowych na lata 2014–2023 (z perspektywą do 2025)*, załącznik do uchwały RM z dnia 8 września 2015 nr 156/2015.
- Rozporządzenie MTiGM z dnia 2 marca 1999 r. ws. warunków technicznych, jakim powinny odpowiadać drogi publiczne i ich usytuowanie, Dz.U.1999.43.430.
- www.skyscrapercity.com, *Infrastruktura drogowa*.

CONSUMPTION OF AGGREGATE ACCORDING TO CURRENT PROGRESS OF
EXPRESSWAYS AND MOTORWAYS CONSTRUCTION

Developed transport infrastructure due to the performed role is very important for all residents of the country. The shape of this infrastructure needs to support economic development, which occurs through an increase in the size and number of businesses that generate workplaces and income of local governments and the State Treasury. The experience of recent years shows that the development of the road infrastructure is very strongly correlated with market of aggregate. The article presents the state of the construction of expressways and highways, taking into account a detailed analysis of completed and currently ongoing tenders. This analysis has been the basis for estimation of aggregate consumption.

MATERIAŁY I WARSTWY TERMOIZOLACYJNE Z KRUSZYW NATURALNYCH I SZTUCZNYCH Z RECYKLINGU

1. WSTĘP

Materiały budowlane produkowane z surowców mineralnych, wiązane spoiwami hydratacyjnymi, stanowią obok wyrobów ceramicznych przeważającą część budowlanych materiałów konstrukcyjnych. Wobec rosnących wymagań w zakresie oszczędności energii, od kilku już dekad przedmiotem badań i rozwiązań technicznych w zakresie produkcji materiałów budowlanych jest eliminowanie strat ciepła w przegrodach budowlanych. Realizuje się to nie tylko przez stosowanie materiałów termoizolacyjnych, lecz również przez podnoszenie oporu cieplnego, elementów konstrukcyjnych i wypraw przegród, z zachowaniem ich podstawowych funkcji oraz normatywnych parametrów technicznych.

Jednoznaczne określenie „energooszczędny materiał budowlany” jest trudne do zdefiniowania. Dotychczasowy brak precyzyjnej definicji związany jest z faktem, że pojęcie to pojawiło się w budownictwie dopiero pod koniec XX w. i do chwili obecnej ulega ciągłym modyfikacjom. Początkowo pod pojęciem tym rozumiano materiał do izolacji cieplnej, którego współczynnik przewodzenia ciepła wynosił $\lambda < 0,10 \text{ W/(mK)}$, zamontowany na ścianach zewnętrznych budynku, chroniący wnętrze przed zbyt wysokimi stratami ciepła lub napływem ciepła z zewnątrz do wnętrza budynku.

Zgodnie z normą (PN-B-04620:1989) często stosowane było i jest do tej pory pojęcie „materiał termoizolacyjny” o współczynniku przewodzenia ciepła w temperaturze 20°C nie większym niż $0,175 \text{ W/(mK)}$. W praktyce o materiałach termoizolacyjnych w budownictwie możemy mówić wówczas, gdy ich współczynnik przewodzenia λ wynosi $0,20 \text{ W/(mK)}$. Badania i prace prowadzone w tym zakresie sprowadzają się do rozwiązania dylematu: jakimi surowcami i materiałami oraz środkami technicznymi osiągnąć jak najwyższą wytrzymałość mechaniczną i trwałość, przy uzyskaniu możliwie najniższych wartości współczynnika λ , związanego ze składem chemicznym tworzywa oraz jego struktury? Dodatkowa trudność polega na tym, że ze wzrostem gęstości rośnie wytrzymałość mechaniczna wyrobu budowlanego, natomiast spadek gęstości a zarazem wzrost porowatości powoduje zwykle wzrost wskaźnika oporu cieplnego.

W artykule zostaną przedstawione kierunki zmian w produkcji materiałów budowlanych, związane z zastosowaniem lekkich kruszyw mineralnych, drobnych frakcji odpadowych wraz z zastosowaniem metody pienienia spoiw hydratacyjnych i wykorzystania tak przygotowanych kompozytów do otrzymywania lekkich betonów oraz ich wykorzystania do prefabrykacji elementów konstrukcyjnych o podwyższonej izolacyjności cieplnej i sporządzania tynków ciepłochronnych.

2. CHARAKTERYSTYKA PRZEGRÓD BUDOWLANYCH

Przepisy budowlane określające wymagania dla zewnętrznych przegród w zakresie izolacyjności termicznej oraz oczekiwania użytkowników obiektów budowlanych zmierzają do systematycznego podwyższania oporu cieplnego materiałów. Wiąże się to z koniecznością ograniczenia zużycia energii cieplnej, której zapotrzebowanie w umiarkowanej strefy klimatycznej, a więc w warunkach polskich, sięga nawet do 75% energii potrzebnej do eksploatacji budynków mieszkalnych.

Do końca 2013 roku wartość sumaryczna współczynnika przenikania ciepła U , tj. suma oporu cieplnego warstw składających się na zewnętrzną przegrodę, była wymagana na poziomie $0,28 \text{ W}/(\text{m}^2\text{K})$, a od 2021 roku zakłada się wprowadzenie ograniczenia tego współczynnika do wartości $0,20 \text{ W}/(\text{m}^2\text{K})$ (Pawłowicz, 2015). Dotyczy to wszystkich przegród zewnętrznych, w tym okien i drzwi, połączeń dachowych i stropodachów, stropów nad przestrzeniami nieogrzewanymi oraz podłóg na gruncie. Wskazane wymagania skłaniają do wprowadzania na rynek wyrobów, spełniających oczekiwania związane z energooszczędnością konstrukcji budowlanych.

W produkcji wyrobów konstrukcyjnych ze względów ekonomicznych – co w budownictwie z uwagi na skalę wykorzystywanych materiałów i surowców ma zasadnicze znaczenie – podstawową metodą uzyskania wysokiego oporu cieplnego jest zamykanie powietrza w strukturze materiałów, które pozostając w bezruchu wykazują współczynnik $\lambda = 0,025 \text{ W}/(\text{mK})$. Efektem tak określonych założeń, są dwa kierunki rozwoju produkcji materiałów budowlanych, w tym w przeważającej części prefabrykatów konstrukcyjnych.

Pierwszy, oparty na modyfikacji geometrycznej elementów konstrukcyjnych, dotyczył wytwarzania prefabrykatów pustakowych, co obok spadku masy wyrobów i oszczędności surowców, poprawiło również opór cieplny przegród. Jest to rozwiązanie proste, nieingerujące w strukturę tworzywa i możliwe do stosowania w odniesieniu zarówno do wyrobów ceramicznych jak i wiązanych hydratacyjnie.

Drugi etap doskonalenia wyrobów konstrukcyjnych wymagał zaawansowanych technologii materiałowych, prac nad nowymi tworzywami, co zaowocowało powstaniem gazobetonów oraz ceramiki poryzowanej. W przypadku tworzyw ceramicznych struktura porowata uzyskiwana jest, poprzez równomierne wprowadzenie do glinki, z materiałów o niskiej temperaturze zapłonu. Są to głównie odpady biomasy, np. tro-

ciny drzewne. W procesie wypału wyrobów, trociny ulegają spaleni, pozostawiając strukturę licznych drobnych zamkniętych pustek powietrznych, stanowiących o porowatości spieku. W odniesieniu do lekkich betonów komórkowych, wiązanych hydratacyjnie, bez procesów termicznego wypału, odpowiednią porowatość uzyskuje się poprzez napowietrzanie chemiczne bądź mechaniczne masy betoniarskiej. Wytrzymałość mechaniczna lekkich porowatych struktur betonowych uzyskiwana jest w procesie hydratacji związków wapnia z drobnoziarnistym kruszywem naturalnym.

Jest to korzystne z uwagi na wykorzystywanie frakcji stanowiących zwykle odpad wypłukiwany lub odsiewany przy produkcji kruszyw piaskowo-żwirowych. Mechanizm wbudowywania drobnych frakcji w trakcie powstawania betonów komórkowych wskazuje ich niezbędną rolę. W efekcie obecnie otrzymywane prefabrykaty konstrukcyjne wykazują porowatą strukturę tworzywa, sprzyjającą izolacyjności cieplnej i efektywności montażu. Czynniki te, jak i stały postęp techniczny powodują, że współczesne materiały konstrukcyjne wykazują znacznie wyższe wskaźniki oporu cieplnego w porównaniu do tych, które tradycyjnie były w użyciu, jeszcze przed kilkudziesięciu laty (tab. 1).

Tab. 1. Popularne materiały konstrukcyjne i ich parametry termoizolacyjne
Tab 1. Popular construction materials and their thermal insulation parameters

Wyrób	Współczynnik przewodzenia ciepła λ [W/(mK)]	Grubość przegrody [m] o stałej wartości współczynnika U	Wrost grubości przegrody [%] względem betonu komórkowego klasy 400
lity bloczek klasy 400 z betonu komórkowego	0,120	0,52	0
pustak ceramiczny MAX	0,225	0,98	188
pianobeton	0,400	1,73	333
bloczek wapienno piaskowy	0,560	2,43	467
tradycyjna cegła pełna	0,770	3,35	642
cegła klinkierowa	1,050	4,56	877
beton konstrukcyjny	1,700	7,39	1421
drewno sosnowe	0,160	0,70	135

Z przytoczonego zestawienia wynika, że najbardziej efektywne izolacyjnie, mineralne tworzywo konstrukcyjne, stanowi beton komórkowy, który w formie bloczka wykazuje współczynnik λ na teoretycznym poziomie 0,12 W/(mK). W przypadku litego tworzywa ceramicznego (cegły pełnej), podstawowego odniesienia dla litego betonu komórkowego, wskaźnik ten jest ponad sześciokrotnie mniej korzystny. W praktyce oznacza to, że względem przegrody wykonanej z bloczka gazobetonowego o grubości 52 cm, przegroda wykonana z pustaka ceramicznego (najpopularniejszego wyrobu krajowego rynku) spełniająca te same wskaźniki termoizolacyjności musi mieć grubość 98 cm, natomiast wykonana z cegły pełnej osiągałaby grubość ponad 3 m. Konstruowanie przegród budowlanych wymaga w związku z tym stosowania materiałów ściśle izolacyjnych. Porównanie to pokazuje jak istotne jest podnoszenie właściwości

termoizolacyjnych materiałów konstrukcyjnych, zarówno ze względu na kubaturę konstrukcji, jak i koszty materiałowe.

W świetle licznych badań teoretycznych, można stwierdzić, że wśród dostępnych obecnie materiałów do konstrukcji murowych beton komórkowy jest materiałem o najwyższej izolacyjności cieplnej. Wyższą izolacyjność mają wyłącznie materiały niekonstrukcyjne, np. wełna mineralna, czy styropian. Stały rozwój betonu komórkowego przyczynia się do poprawiania jego izolacyjności cieplnej przy jednoczesnym utrzymaniu wytrzymałości na ściskanie. Możliwe jest zatem wykonywanie z betonu komórkowego ścian jednowarstwowych, spełniających wymagania termoizolacyjne. W ramach wspomnianych kierunków doskonalenia technologii betonów, należy zwrócić uwagę na kruszywa sztuczne, których parametry – w tym opór cieplny 0,15–0,20 W/(m²K) – w połączeniu z wytrzymałością mechaniczną ~8 MPa, mogą być szczególnie przydatne jako wypełniacze dla betonów komórkowych, stosowanych w prefabrykacji, pracach betoniarskich i tynkarskich.

3. LEKKIE KRUSZYWA SZTUCZNE O WYSOKIM OPORZE CIEPLNYM

Lekkie kruszywa sztuczne są przykładem materiału o wysokiej porowatości wewnętrznej, zawierającym pustki powietrzne. Kruszywa charakteryzują się wysokimi właściwościami izolacyjnymi o niskiej gęstości.

Kruszywa lekkie powstają w procesach termicznych, a w zależności od stosowanych surowców – z zasady one decydują o właściwościach wyrobu – ich gęstość nasypowa wynosi od 90 do 900 kg/m³ (Kukielska & Uzunow, 2016). Do najpopularniejszych kruszyw na rynku krajowym należą keramzyt, pollytag oraz ostatnio wyprodukowane kruszywo LSA. Do grupy tej należy również zaliczyć gransil, kruszywo z osadów ściekowych, którego produkcja została uruchomiona w 2016 r.

Generalnie wszystkie kruszywa sztuczne powstające w procesach termicznych cechuje wysoki opór cieplny. W zależności od frakcji współczynnik λ zawiera się w granicach od 0,08 W/(mK) – zwykle dla frakcji 10-20 – do około 0,14 W/(mK) dla frakcji drobnych. Kruszywo lekkie o tych parametrach jest często stosowanym materiałem do tworzyw betonowych, używanych do poprawy izolacyjności termicznej i akustycznej elementów. Znajduje głównie zastosowania w produkcji betonów lekkich i wyrobów betonowych, głównie bloczków murowych.

Kruszywa sztuczne w produkcji elementów budowlanych stanowią materiał poprawiający izolacyjność. Z uwagi na niskie właściwości mechaniczne są jednocześnie składnikiem pogarszającym właściwości mechaniczne kompozytów. W przypadku tradycyjnych kruszyw lekkich, główną metodą poprawy właściwości mechanicznych betonu jest stosowanie cementów wyższych marek (42,5 i 52,5) lub niskich wskaźników woda/cement. Są to działania z zasady podwyższające koszty produkcji przy równie wysokich kosztach kruszywa lekkiego.

Przykładem nowoczesnego materiału konstrukcyjnego może być gransil. Kruszywo to łączy zalety tradycyjnych kruszyw lekkich, posiadając dodatkowo szereg zalet w stosunku do analogicznych wyrobów:

- w produkcji stosowany jest odpad mineralny zawierający krzemionkę, powstający m.in. po przeróbce kruszyw piaskowo-żwirowych i nie jest wykorzystywany, gdyż wielkość ziaren $< 0,063$ mm, nie nadaje się do stosowania w tradycyjnych betonach; w metodzie opracowanej przez IMBiGS granulacja ta jest cechą niezwykle pożądaną,
- poprzez modyfikację procesu produkcyjnego można zwiększyć wytrzymałość kruszywa, co przy stosowaniu w betonie poprawia wytrzymałość kompozytu bez konieczności stosowania cementu o wyższej wytrzymałości,
- zastosowanie odpadu osadu ściekowego w procesie termicznym tworzy pustki powietrzne, poprawiające izolacyjność cieplną produktu.

4. BETONY KOMÓRKOWE Z KRUSZYW SZTUCZNYCH Z RECYKLINGU OSADÓW ŚCIEKOWYCH

W strukturze betonów komórkowych możliwe jest zastosowanie kruszyw sztucznych stanowiących twardy, porowaty i lekki wypełniacz. Podstawową konstrukcję wyrobu stanowi porowata struktura betonowa, powstająca w procesie pienienia chemicznego, tworząca z kruszywem wypełniającym zarówno strukturę konstrukcyjną jak i izolacyjną. Beton komórkowy produkuje się z łatwo dostępnych i powszechnie występujących w środowisku naturalnym surowców. W zależności od zespołu warunków surowcowo-lokalizacyjnych, w kraju stosowane są wariantowe technologie produkcji betonu komórkowego, oparte na różnych składnikach. Generalnie jednak podstawowym surowcem jest kruszywo z wysoką zawartością krzemionki $> 80\%$, którego zawartość w tradycyjnej produkcji wynosi $\sim 40\%$ (Górska i in., 2000). Kruszywo powinno mieć granulację $> 0,1$ mm, co z zasady wymaga procesu mielenia. Wykorzystanie frakcji drobnych z procesów przeróbczych stanowiących odpad z pewnością ograniczy wydatek energetyczny przy produkcji betonów komórkowych. Zwłaszcza, że są to z zasady produkty płukania o płynnej konsystencji, w ilościach równych ilości stosowanego kruszywa. Struktura porowata betonu komórkowego jest formowana w wyniku pienienia chemicznego i jego osiągnięta porowatość całkowita wynosi 60–85%.

Istotny wzrost objętości betonu komórkowego następuje poprzez uwalnianie wodoru, powstającego w wyniku reakcji pyłu czystego aluminium z wodorotlenkiem wapnia, uzyskiwanym z hydratacji wapna lub hydrolizy cementu (Jatymowicz i in., 1989). Uwalniany wodór pokonując granicę plastyczności uchodzi z masy, rozpoczynając proces wzrostu jej objętości. O plastyczności masy i jej zdolności do tworzenia porów decyduje udział frakcji kruszywa 0–0,25 mm, które wraz z cementem stanowi

budulec dla tworzących się sfer pęcherzyków uwalnianego gazu. Struktura drobnych frakcji krzemionki z cementem, po jego hydratacji, stanowi zrzęb porowatego tworzywa, w którym zatopione zostają frakcje grubsze kruszyw krzemionkowych o uziarnieniu 1-2 mm oraz kruszywa sztuczne 2-4 mm. Przykładowa struktura betonu komórkowego przedstawiona jest na rysunku 1.



Rys. 1. Widok struktury betonu komórkowego

Fig. 1. View the structure of cellular concrete

5. ZAPRAWY TYNKARSKIE O PODWYŻSZONYCH PARAMETRACH TERMOIZOLACYJNYCH

Zaprawy tynkarskie stanowią warstwę wykończeniową i spełniają funkcje estetyczne i zabezpieczające materiały konstrukcyjne przed czynnikami atmosferycznymi. W związku z tendencjami poprawy właściwości termoizolacyjnych przegród zewnętrznych mineralne zaprawy tynkarskie, poza tradycyjnymi funkcjami, mogą również poprawiać te właściwości (Wymagania..., 2011). Pojawił się stąd trend projektowania tynków termoizolacyjnych. Efektywne zwiększenie oporu cieplnego tynkarskiej masy mineralnej możliwe jest do osiągnięcia, przez pienienie mechaniczne zaprawy. Następuje wtedy zamykanie powietrza pobieranego z otoczenia podczas intensywnego mieszania wody ze środkiem powierzchniowo czynnym.

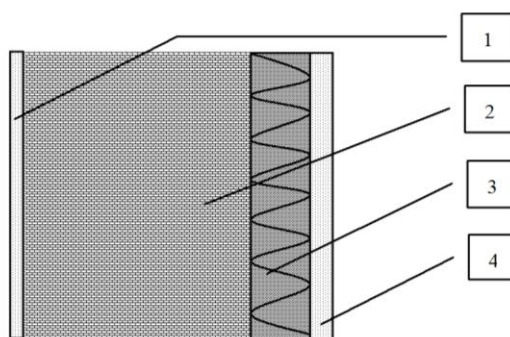
Mechanizm obniżenia napięcia powierzchniowego wody sprzyja tworzeniu pęcherzyków powietrza w zaprawie. W odróżnieniu od prefabrykacji zastosowanie pienienia chemicznego przy otrzymywaniu tynków termoizolacyjnych nie jest możliwe. Po wprowadzeniu spoiw oraz kruszyw do pienionej wody końcowa objętość otrzyma-

nej masy wykazuje około trzykrotny wzrost względem masy o tym samym składzie uzyskiwanej z wody niepienionej. Widok przykładowej struktury tynku powstałego w wyniku pienienia przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Widok struktury tynku spienionego
Fig. 2. View of the structure of the foamed plaster

Współczynnik λ dla warstwy tynku termoizolacyjnego osiągnąć może nawet trzykrotnie wyższą wartość, niż dla tynku tradycyjnego, co przełoży się może na wzrost oporu cieplnego nawet o 30%, w odniesieniu do całej przegrody (zależnie od proporcji grubości warstw). W świetle obowiązujących, jak i proponowanych, wyższych wymagań dotyczących oporu cieplnego przegród, zasadne jest stosowanie tynków termoizolacyjnych w nowo powstających budynkach przy wykonywaniu zewnętrznych wypraw tynkarskich. Miejsce stosowania i efekt wzrostu oporu cieplnego w przegrodzie przedstawiono na rysunku 3. Należy podkreślić, że tynki te nie mają za zadanie zastąpienia właściwych warstw termoizolacyjnych, a jedynie poprawę oporu cieplnego całej przegrody.



Rys. 3. Schemat wielowarstwowej ściany zewnętrznej: 1– tynk wewnętrzny,
2 – warstwa konstrukcyjna, 3 – warstwa termoizolacyjna, 4 – tynk termoizolacyjny
Fig. 3. Diagram of the multilayer outer wall; 1 – Internal plaster, 2 – Structural wall,
3 – Thermal insulation layer, 4 – Heat-Insulating plaster

6. WYROBY Z PIANOBETONU

Pianobeton jest lekkim betonem komórkowym, otrzymywanym poprzez wprowadzenie do mieszanki cementowej piany technicznej, powodującej wytworzenie zamkniętych porów powietrznych. Dzięki najnowszym środkom spieniającym, piana może osiągać gęstość 50–1700 kg/m³. Czynnikiem pianotwórczym mogą być systemy proteinowe pochodzenia zwierzęcego, znacznie polepszające proces hydratacji i w związku z tym zwiększające wytrzymałość mechaniczną pianobetonu, powodując obniżenie gęstości. Mogą to być także środki syntetyczne, powodujące uzyskanie pianobetonu o podwyższonej gęstości > 1000 kg/m³. Modelując jego gęstość, można uzyskać inne właściwości w zależności od potrzeb inwestora. Ponadto dla polepszenia właściwości dodaje się wypełniacze z wielkością cząstek do 5 mm. Najczęściej stosuje się domieszki w postaci pyłów granitowych nadających mieszanke płynność, piasku i innych drobnoziarnistych materiałów. Należy zauważyć, że metoda produkcji tradycyjnego betonu komórkowego wymaga użycia sproszkowanego aluminium oraz autoklawizacji, stąd też nie jest możliwa przy stosowaniu betonów aplikowanych *in situ* na miejscu budowy. W procesie wytwarzania pianobetonu nie powstają żadne produkty uboczne, a wszystkie jego składniki są środowiskowo bezpieczne.

7. PODSUMOWANIE

Przy projektowaniu materiałów konstrukcyjnych o podwyższonej termoizolacyjności z tworzyw betonowych kluczową rolę odgrywają zastosowane kruszywa i ich właściwości fizykochemiczne. Dotyczy to szczególnie parametrów izolacyjności termicznej oraz wytrzymałości mechanicznej. W kontekście tak określonych wymagań, szczególnie przydatne dla tych celów okazują się kruszywa sztuczne, uzyskiwane z przeróbki odpadów przemysłowych, jak to ma miejsce przy pozyskiwaniu osadów ze ścieków komunalnych. Ich główną cechą jest porowata struktura, decydująca o podniesieniu oporu cieplnego względem kruszyw naturalnych. Jednocześnie udział krzemionki w wysokotermicznych procesach powstawania kruszyw sztucznych nadaje im wystarczającą twardość dla stanowienia szkieletów mechanicznych w tworzywach betonowych.

Skuteczne pienienie tworzywa hydratacyjnego gwarantowane jest poprzez zastosowanie poroforu oraz użycie środków powierzchniowo czynnych. Stabilizację porowatej struktury tworzyw betonowych można uzyskać z pomocą włókien mineralnych oraz stosu kruszywowego, zawierającego drobne frakcje, zazwyczaj odpad poprzemysłowy. W efekcie uzyskiwane jest mineralne tworzywo, wiązane hydratacyjnie, oparte o produkty z recyklingu. Wykazuje ono pożądane parametry przewodnictwa cieplnego i wytrzymałości mechanicznej.

Warto również zwrócić uwagę, że kruszywa sztuczne, otrzymywane z przerobu osadów ściekowych powstają w nowo opracowanym recyklingu odpadów wyjątkowo uciążliwych i trudnych do przerobu, co stanowi szczególny wkład w działania proekologiczne.

Produkcja współczesnych materiałów konstrukcyjnych spajanych hydratacyjnie i wykazujących podwyższone właściwości termoizolacyjne bazuje na:

- surowcach drobnoziarnistych o granulacji poniżej 2 mm i zawartości frakcji < 0,5 mm w ilości ~50%, które wraz z zastosowaniem pienienia, tworzą zrąb mikrostruktur porowatych niezależnie od mechanizmu ich powstawania (pienienie chemicznie lub mechaniczne).
- lekkich kruszywach porowatych o granulacji > 2 mm, w tym kruszywach sztucznych, stanowiących wypełnienie pianionych kompozytów betonowych.

LITERATURA

- GÓRSKA B., ŁAŚ M., ROMANOWSKI J., ZAPOTOCZNA-SYTEK G., 2000, *Trwałość betonu komórkowego w świetle najnowszych badań*, XLVI Konf. Komitetu Inżynierii Lądowej i Wodnej.
- JATYMOWICZ H., SIEJKO J., ZAPOTOCZNA-SYTEK G., 1989, *Technologia autoklawizowanego betonu komórkowego*, Arkady.
- KUKIELSKA D., UZUNOW E., 2016, *Lekkie kruszywa sztuczne. Kompleksowe sposoby zagospodarowania odpadów*, XXIII Konferencja Popioły w Energetyce, Zakopane.
- PAWŁOWSKI K., 2015, *Ściany zewnętrzne budynków w świetle nowych wymagań cieplnych*, Izolacje nr 2.
- PN-B-04620:1989 *Materiały i wyroby termoizolacyjne. Terminologia i klasyfikacja. Wymagania i badania przy odbiorze. Termoizolacyjne zaprawy gipsowe*, 2011, Prace Instytutu Ceramiki i Materiałów Budowlanych, nr 7, Warszawa, Opole.

MATERIALS AND THERMAL INSULATION LAYER, PERFORMED, USING NATURAL AND ARTIFICIAL AGGREGATES OBTAINED IN WASTE RECYCLING PROCESSES

In the developed technologies of building construction materials, with high thermal insulation, made of concrete, the key role is played by applied aggregates and their physical-chemical properties. This is particularly true of the parameters of the thermal insulation and mechanical strength. In the context of such requirements, especially useful for the intended purposes are aggregates, derived from the processing of industrial waste as well as urban waste water. Their main feature is the porous structure, crucial to raise thermal resistance against natural aggregates. At the same time, the share of silica in high thermal processes the formation of aggregates, gives them a sufficient hardness, needed to make mechanical armatures in the concrete. Effective foaming is guaranteed by the use of the expander and surfactants. As the result is obtained the mineral material, combined with cement, based on recycled materials. It has the desired parameters in terms of thermal conductivity and mechanical strength. The artificial aggregates, derived from the reprocessing of sewage sludge are formed in the newly developed process of recycling extremely burdensome and difficult to processing, which is a specific contribution to the efforts to reduce pollution of the environment.

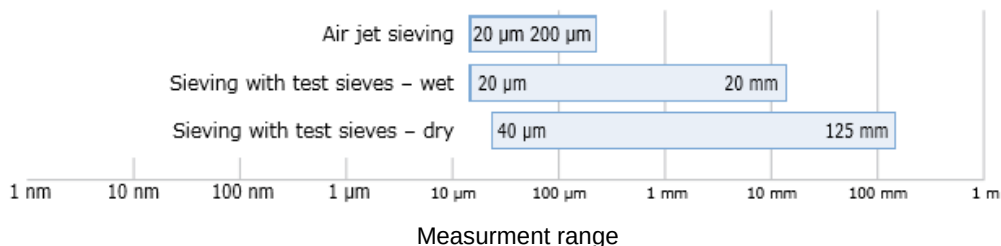
O DOKŁADNOŚCI ANALIZ SITOWYCH

1. WSTĘP

Analiza sitowa jest powszechnie stosowaną i najczęściej jedyną praktyką kontroli uziarnienia materiałów sypkich. Procedury analiz są standaryzowane, podobnie jak zestaw urządzeń do ich wykonywania (sita, wagi). Są one na wyposażeniu każdego laboratorium jednostek badawczych lub produkcyjnych. Ilustracją sposobu i narzędzi używanych w testach laboratoryjnych analiz sitowych jest rysunek 1.

Wiarygodność analiz sitowych opiera się na standardowych procedurach (sposobu próbkowania i kontroli czasu trwania przesiewania) oraz technice laboratoryjnej (sita, wstrząsarki).

Panuje powszechne przekonanie, że przeprowadzony w standardowy sposób test daje rzeczywisty obraz rozkładu wymiarów ziaren badanej próbki. Niestety, tak nie jest, co pokażemy na przykładzie symulacji eksperymentu przesiewania, który dowodzi, że rozkład uziarnienia uzyskany po przesiewaniu wcale nie daje prawdziwego obrazu rozkładu ziaren w próbce.



Rys. 1. Metody kontroli uziarnienia stosowane w laboratoryjnych analizach sitowych, źródło Retsch® GmbH
Fig. 1. Methods of laboratory tests applied to particle size control, Source: Retsch® GmbH

Innym problemem o znaczeniu praktycznym jest określenie niezbędnego dla jakości analizy czasu przesiewania (tzw. punktu końcowego przesiewania). Istnieją dwa sposoby określania tego czasu:

- przesiewanie do czasu, gdy wydajność tej operacji będzie mniejsza od pewnej, założonej z góry wartości, mierzonej w jednostkach względnych lub procentach w stosunku do całości próby,

- przesiewanie do czasu, gdy wydajność operacji w jednostce czasu będzie mniejsza od założonej z góry wartości, mierzonej w jednostkach względnych/procentach w stosunku do ilości ziaren pozostających w danym momencie na sicie.

Na przykład normy angielskie ustanawiają wartość graniczną wydajności na 0,2% masy próby na 2 minuty. Normy ASTM (USA) zalecają dla różnych materiałów granulowanych stosowanie wartości granicznej od 0,05 gramów na minutę do 1% nieprzesianej w momencie pomiaru ilości ziaren na sicie. Podobnie w przemyśle farmaceutycznym (EMEA, 2009). W Polsce zaleca się przesiewanie do chwili, gdy nie więcej niż 1% całej próbki przechodzi przez sito w ciągu minuty (PN-EN 933-1:2012).

2. SKUTECZNOŚĆ PRZESIEWANIA

Jakość przesiewania jednoznacznie określa się przez sprawność rozdziału/separacji mieszaniny ziaren różnych wymiarów na dwa produkty wg kryterium wielkości oczka sita. Nie ma rozdziału idealnego. Jest to wynik tego, że czas przeznaczony na przesiewanie jest ograniczony, co skutkuje niedostatecznym odsiewem ziaren drobnych do produktu podsitowego, zanieczyszczając w ten sposób produkt nadsitowy.

W pojedynczej operacji przesiewania wyróżniamy dwa składniki nadawy: ziaren drobnych – poniżej wielkości oczka sita i ziaren grubych – powyżej tej wielkości. W rozdziale idealnym składniki te przechodzą do 2 produktów w całości. W rozdziale nieidealnym produkty są zanieczyszczone ziarnami obcymi.

Rozpatrzmy teraz przykład przesiewania wg rysunku 2b dla dowolnego sita o numerze $j = 1, 2, \dots, 8$. Sprawność wydzielenia i -składnika (frakcji) do j -produktu nadsitowego oznaczonego symbolem v wyniesie

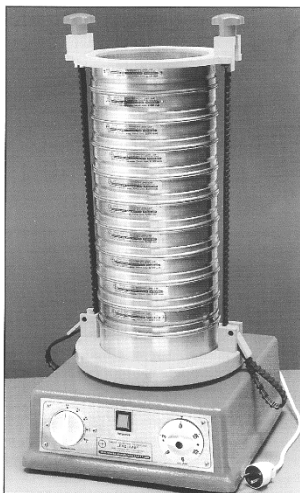
$$s(i, j) = v(i, j) / u(i, j + 1) \quad (1)$$

Dla sita nr 8 wartość $u(i, 9) = q(i)$, wg tabeli 1, będzie oznaczać wartość początkową nadawy.

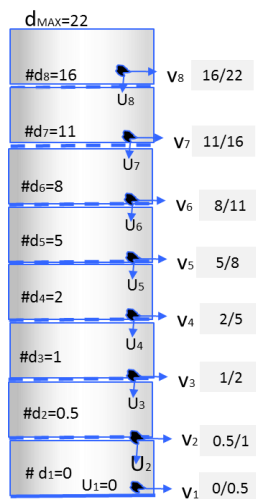
Jeżeli rozdzielane składniki są równoważne, tak jak to ma miejsce w analizach ziarnowych, to miarą rozdziału jest tzw. sprawność ogólna rozdziału. Dla n szeregowych operacji rozdziału jest to wyznacznik macierzy

$$E_n = \det \left| s(i, j) \right|_{i, j, \dots, n} \quad (2)$$

Z definicji (1) wynika wprost, że jeżeli chcemy obliczyć wychody mas $u(i, j)$ i $v(i, j)$ na kolejnych sitach na podstawie znajomości $u(i, j+1)$, to musimy mieć funkcję sprawności przesiewania.



Rys. 2a. Zestaw sit laboratoryjnych
Fig. 2a. Set of laboratory sieves



Rys. 2b. Model obliczeniowy
Fig. 2b. Model for calculations

3. MATEMATYCZNY MODEL SKUTECZNOŚCI PRZESIEWANIA

Modele przesiewania stosujemy we wszelkich obliczeniach symulacyjnych procesów realizowanych w systemach separacji w celu oceny ich efektywności. Zastosujemy je i w tym przypadku, do udowodnienia postawionego na wstępie twierdzenia, że analizy sitowe nie są pewnym źródłem informacji o rzeczywistych rozkładach mieszanin ziarnowych.

Skuteczność separacji zależy od wielu czynników, które w trakcie testu trzeba kontrolować. Jest to obciążenie sit, czyli dopuszczalna wielkość próbki, amplituda i częstotliwość drgań wstrząsarki, wielkość oczek sit, grubość drutów siatki. Z wyjątkiem parametrów dynamicznych wstrząsarki pozostałe parametry są regulowane odpowiednimi normami branżowymi, w tym także czas przesiewania (end point of sieving). Proces skuteczności przesiewania, zależny od wymienionych czynników, może być przedstawiony za pomocą modelu geometrycznego lub kinetycznego albo też połączenia obu tych cech wzorem

$$s(m, t) = 1 - x^{\lambda \cdot t} \quad (3)$$

gdzie:

- $x = d/\#d$, względna wielkość ziarna w stosunku do wielkości oczka sita,
- $\lambda = f(m)$, współczynnik zależny od parametrów dynamicznych sita i zmieniających środowiskowych,
- t – czas przesiewania.

4. EKSPERYMENTY SYMULACYJNE

Obliczenia wykonano dla układu sit o wielkościach oczek odpowiadających granicznym wartościom frakcji grysowych, tj.: 0/2, 2/5, 5/8, 8/11, 11/16, 16/22 mm. Obraz laboratoryjnego zestawu sit i jego schemat obliczeniowy pokazano na rysunku 2.

Niech rozkład uziarnienia próbki wzorcowej wziętej do testu jest dokładnie znany i opisuje się rozkładem potęgowym z dowolnym parametrem kształtu, ale w prezentowanym przykładzie jest to wartość $b = 0,5$:

$$F(d) = \left(\frac{d}{d_{\max}} \right)^{b=0,5}, \quad d_{\max} = 22 \text{ mm} \quad (4)$$

Zakładamy również, że wielkość/masa próbki wynosi jedną jednostkę względną.

Numeracja sit prowadzona jest od 1 w kierunku wzrostu wielkości oczek. Czyli sito nr 1 jest denkiem zestawu ($\#d=0$), sito nr 8 ma oczko 16 mm i jest górnym sitem na które podawana jest nadawa o wielkości $\Sigma q(i) = 1$. Indeks i zarezerwowany jest dla numeru składników nadawy, a indeks j – dla produktów przesiewania na sicie o tym numerze.

W takim razie wartości danych użytych w dalszych obliczeniach będą jak w tabeli 1.

Tab. 1. Dane początkowe przyjęte do obliczeń

Tab. 1. Numerical data used for calculations

i	$d(i-1)$	$d(i)$	$d_{sr}(i)$	$F(i)$	$f(i)$	$q(i)$
0	$-\infty$	0	0	0	0	0
1	0	0,5	0,3	0,151	0,151	0,1508
2	0,5	1	0,8	0,213	0,062	0,0624
3	1	2	1,5	0,302	0,088	0,0883
4	2	5	3,5	0,477	0,175	0,1752
5	5	8	6,5	0,603	0,126	0,1263
6	8	11	9,5	0,707	0,104	0,1041
7	11	16	13,5	0,853	0,146	0,1457
8	16	22	19,0	1,000	0,147	0,1472

Założmy, że wartość współczynnika intensywności przesiewania dla pewnych warunków technicznych eksperymentu wynosi 1, a czas t jest mierzony w minutach. Wtedy sprawność przesiewania na kolejnych sitach w czasie przesiewania $t = 4$ jest jak w tabeli 2.

Tab. 2. Sprawności $s(m, t) = 1 - x^{\lambda \cdot t}$ przesiewania i -klasy na sicie o numerze j , $t = 4$ Tab. 2. Recoveries $s(m, t) = 1 - x^{\lambda \cdot t}$ i -fraction to the undersize product of j -sieve, $t = 4$

$s(i, j)$	$i \setminus j$	0/0,5	0,5/1	1/2	2/5	5/8	8/11	11/16	16/22	Suma
		1	2	3	4	5	6	7	8	$s(i, j)$
0/0,5	1	0,934	0,062	0,004	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	1
0,5/1	2	0,000	0,669	0,310	0,020	0,001	0,000	0,000	0,000	1
1/2	3	0,000	0,000	0,678	0,313	0,008	0,001	0,000	0,000	1
2/5	4	0,000	0,000	0,000	0,724	0,228	0,036	0,010	0,002	1
5/8	5	0,000	0,000	0,000	0,000	0,482	0,372	0,119	0,027	1
8/11	6	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,389	0,487	0,124	1
11/16	7	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,493	0,507	1
16/22	8	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1

Korzystając z metody opisanej w punkcie 3 obliczymy wydajności produktów podsitowych i nadsitowych przechodząc kolejno od sita górnego do spodu stosu sit. Ostatecznie wychody i -frakcji w j -produkcie po czasie $t = 4$ min będą jak w tabeli 3, a rozkład uziarnienia jak w tabeli 4.

Tab. 3. Wydajność/wychód) frakcji i do produktu górnego sita j Tab. 3. Yields of i -fraction in j -produkt after 4 minutes of sieving

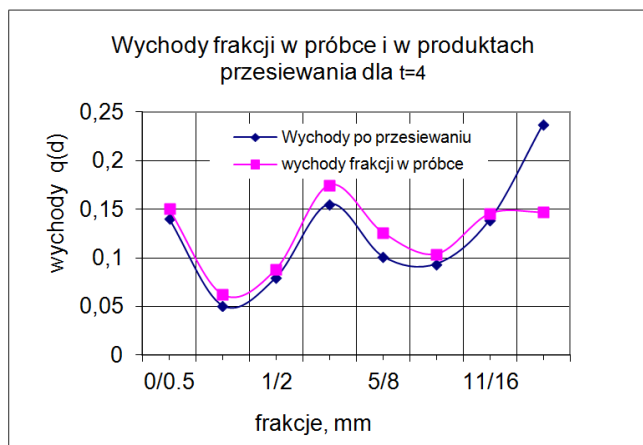
	$i \setminus j$	0/0,5	0,5/1	1/2	2/5	5/8	8/11	11/16	16/22	Suma
		1	2	3	4	5	6	7	8	
0/0,5	1	0,141	0,009	0,001	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,151
0,5/1	2	0,000	0,042	0,019	0,001	0,000	0,000	0,000	0,000	0,062
1/2	3	0,000	0,000	0,060	0,028	0,001	0,000	0,000	0,000	0,089
2/5	4	0,000	0,000	0,000	0,127	0,040	0,006	0,002	0,000	0,175
5/8	5	0,000	0,000	0,000	0,000	0,061	0,047	0,015	0,003	0,126
8/11	6	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,040	0,051	0,013	0,104
11/16	7	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,072	0,074	0,146
16/22	8	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,147	0,147
Suma		0,141	0,051	0,080	0,156	0,102	0,093	0,140	0,237	1,000

Tab. 4. Wychody względne (częstości) rozkładów uziarnienia produktów przesiewania
 Tab. 4. Relative yields = frequency of size distribution of sieving products

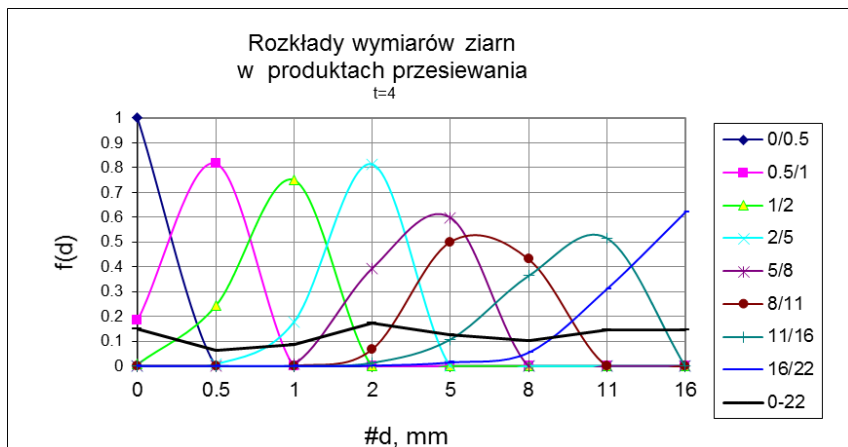
$i \setminus j$		0/0,5	0,5/1	1/2	2/5	5/8	8/11	11/16	16/22
		1	2	3	4	5	6	7	8
0/0,5	1	1	0,183	0,007	2E-04	9E-06	2E-06	3E-07	4E-08
0,5/1	2	0	0,817	0,243	0,008	3E-04	5E-05	1E-05	1E-06
1/2	3	0	0	0,75	0,178	0,007	0,001	2E-04	3E-05
2/5	4	0	0	0	0,814	0,394	0,068	0,013	0,002
5/8	5	0	0	0	0	0,599	0,501	0,107	0,014
8/11	6	0	0	0	0	0	0,431	0,364	0,054
11/16	7	0	0	0	0	0	0	0,516	0,310
16/22	8	0	0	0	0	0	0	0	0,619

5. INTERPRETACJA WYNIKÓW BADAŃ

Jeśli zestawimy (rys. 3) wychody bezwzględne frakcji przed (ostatnia kolumna tab. 1) i po eksperymencie (ostatni wiersz tab. 3), to wydawać by się mogło, że oba zbiory są bardzo zbliżone do siebie. Ale dopiero na rysunku 4 widzimy jak rozmyte są granice ziaren w odpowiednich produktach przesiewania.



Rys. 3. Rzeczywiste ilości frakcji w nadawie i produktach przesiewania
 Fig.3. Real (feed) and computed (products) distributions of the fraction yields



Rys.4. Rozkłady wymiarów ziaren w produktach przesiewania

Fig.4. Size distributions of the sieving products

W tabeli 5 przedstawiono rozkład sprawności (ekstrakcji) i -składnika nadawy do j -produktu przesiewania. Te sprawności, a więc i rozkład uziarnienia, są zależne od czasu przesiewania. Rysunek 5 pokazuje jak się zmienia jakość testu zależnie od czasu przesiewania, mierzona sprawnością ogólną określoną wzorem (2).

Tab. 5. Uzyski $s(i, j) = v(i, j)/u(i, j+1)$, i -klasy w j -produkcie.

Wartości na głównej przekątnej oznaczają ilości (udziały) właściwej klasy w swoim produkcie

Tab. 5. Recoveries $s(i, j) = v(i, j)/u(i, j+1)$ of the i -component to j -product.

Values on the main diagonal mean recovery of i-fraction to the proper product fraction

[illegible]



Rys. 5. Dokładność analizy sitowej mierzona sprawnością ogólną zależną od czasu przesiewania
 Fig. 5. Total recovery separation of n components to appropriate products dependent on endpoint of sieving

Reasumując, ograniczony czas trwania testu prowadzi do zniekształcenia prawdziwego rozkładu uziarnienia w próbce. Produkty analizy (frakcje) nie reprezentują w pełni frakcje w jej granicach nominalnych, mimo że różnice wagowe ilości składników i produktów nie są wielkie. Różnice najbardziej ujawniają się w skrajnych produktach (pierwszym i ostatnim) i dlatego są one najbardziej przydatne do ustalenia czasu przesiewania (endpoint of sieving).

LITERATURA

European Medicine Agency: Test Sieving, *Principles and Procedures. A Discussion of the Uses, Capabilities, and Limitations of Testing Sieves as Analytical Tools*, Advantech Mfg. November 2009 EMEA/CHMP/ICH/730808/2009.

PN-EN 933-1:2012, Badania geometrycznych właściwości kruszyw: *Oznaczanie składu ziarnowego metodą przesiewania*.

Retsch GmbH 2009, *Sieve Analysis. Taking a close look at quality*.

ON ACCURACY OF SIEVING TESTS

Sieve analysis is a basic method for control of size distribution granular materials, and sets of laboratory sieves are rudimentary equipment of all laboratories. These analyzes are performed according to appropriate procedures, where the controlled parameter is time of sieving. There is a common opinion on the excellence of the sieve analysis as the ultimate criterion of assessment of particle size distribution of bulk materials. Our simulation experiments show, that the result of an analysis and the actual size distributions of particles can vary considerably even if we believe were carried out properly. As an example, screening unit sample of grain from 0 to 22 mm on a set of screens a mesh corresponding to the standard aggregate limits of the fractions. The experiment was assumed that the sample of feed particles is

the set 0/22 mm particles circumscribed with $F(d) = (d/22)^b$, i.e. Yield of each fraction is strictly determined. Sieving successive screens (from top to down) is carried out with a certain efficiency according to recovery equation $s(d) = 1 - (d/\#d)^{\lambda \cdot t}$. The effects of such a system simulation showed what the real distribution of particles in obtained products, and how they differ from given in sample, depending on the time of screening. Practical result of this analysis is proving that for determination the end-point of test sieving is enough to observe only the thickest (upper) or the smallest (bottom) products of sieving output.

Piotr MATUSIAK, Daniel KOWOL

Institut Techniki Górniczej KOMAG w Gliwicach

OCZYSZCZANIE WODY PROCESOWEJ W WĘŻLE WZBOGACANIA NA SKŁADOWISKU ODPADÓW POGÓRNICZYCH

1. WSTĘP

Składowiska odpadów pogórnich pochodzących z wydobywania i przeróbki węgla kamiennego zawierają niejednokrotnie znaczne ilości ziaren użytecznych (węglowych), które przy zastosowaniu odpowiedniej przeróbki można w dużej części odzyskać. Jedną z nich jest typowa technologia dla przeróbki w górnictwie węglowym – wzbogacanie grawitacyjne w pulsującym ośrodku wodnym (Kowol & Matusiak, 2016). W oparciu o doświadczenia ITG KOMAG w konstruowaniu urządzeń do oczyszczania kruszyw (klasyfikatorów pulsacyjnych) opracowano zmodyfikowaną wersję tych urządzeń – klasyfikator K-102 przeznaczony do rozdziału odpadów kopalnianych i odzysku materiałów użytecznych (Matusiak & Kowol, 2012; Kowol & Matusiak, 2014; Kowol & Matusiak, 2016). Pierwsze wdrożenie nowego klasyfikatora do rozdziału materiału w klasie ziarnowej 3-35 mm nastąpiło w 2015 roku na jednym ze składowisk odpadów kopalnianych na Górnym Śląsku; kolejne w latach 2016–2017. Prowadzone badania wykazują wysoką skuteczność działania klasyfikatora, pozwalającą uzyskiwać produkty wzbogacania o pożądanych parametrach jakościowych i korzystnych wskaźnikach dokładności rozdziału (Kowol & Matusiak, 2016; Kowol i in., 2016, Matusiak & Kowol, 2016; Różański i in., 2016). Jednym z warunków wysokiej skuteczności wzbogacania jest czystość dostarczanej wody procesowej (obiegowej). Wraz ze wzrostem ilości części stałych w wodzie pogorszeniu ulega dokładność rozdziału wzbogacanego materiału. W oparciu o analizę procesu na wytypowanym składowisku odpadów pogórnich oraz wymagania technologiczne, przedstawiono koncepcje układu oczyszczania wody procesowej oraz zwiększenia skuteczności wzbogacania ziaren najdrobniejszych.

2. PROCES WZBOGACANIA NA SKŁADOWISKU ODPADÓW KOPALNIANYCH

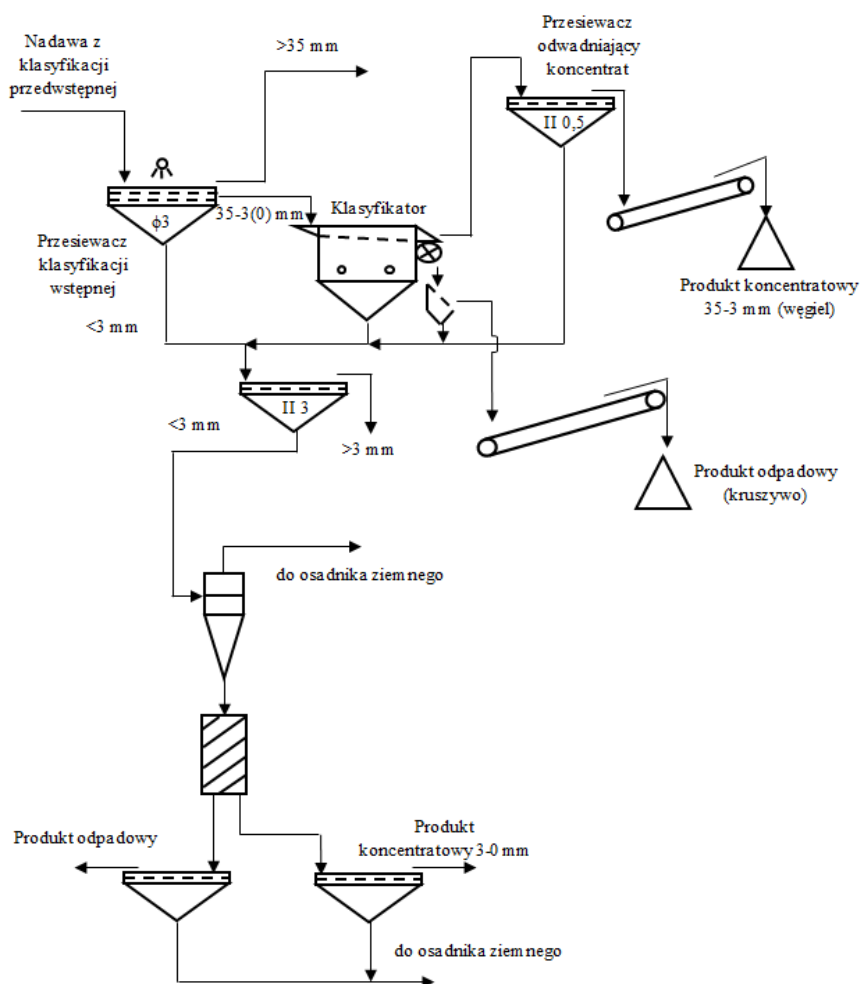
2.1. OPIS TECHNOLOGII

Po przedwstępnej klasyfikacji na sucho na dwupokładowym przesiewaczu o wielkości otworów 100 mm górnego pokładu i 35 mm dolnego, materiał odpadowy podlega kolejnej klasyfikacji również na dwupokładowym przesiewaczu z natryskim na obydwu pokładach sitowych. Wymiary otworów kwadratowych wynoszą 35 mm pokładu górnego i 3 mm dolnego. Nadawę stanowi klasa 3-35 mm do wzbogacania w klasyfikatorze pulsacyjnym, w którym uzyskiwane są trzy produkty: koncentrat, odpad oraz przepad drobnych ziaren przez sita.

Produkt koncentratowy jak i odpadowy zostają odwodnione na przesiewaczu – sicie stałym o szczelinie 1 mm. Produkt odpadowy odwadniany jest na poliuretanowym sicie stałym, a następnie na sicie łukowym o szczelinach 1 mm. Produkt przepadu przez sita o otworach 2,5 mm kierowany jest wspólnie z przesączem z sit odwadniających odpady i produktem dolnym przesiewacza klasyfikacji wstępnej na przesiewacz wibracyjny o szczelinie 3 mm. Produkt dolny tego urządzenia (0-3 mm), połączony z przesączem z odwadniania produktu koncentratowego klasyfikatora kierowany jest za pomocą pompy do układu hydrocyklony – wzbogacalniki zwojowe. Celem hydrocyklonów jest przygotowanie nadawy poprzez jej odmulenie dla wzbogacalników zwojowych, w których podlega rozdziałowi na produkty koncentratowy i odpadowy. Produkty te zostają odwodnione na przesiewaczach wibracyjnych.

Wody procesowe pochodzące z układów wzbogacania kierowane są do czterodzielnego osadnika ziemnego, gdzie następuje sedymentacja ziaren najdrobniejszych < 0,5 mm. Uproszczony schemat technologiczny węzła wzbogacania na składowisku w Przechlebiu przedstawiono na rysunku 1.

Podstawowym problemem, wpływającym w istotny sposób na skuteczność prowadzonych procesów przeróbczych na składowiskach, jest niedostateczna „czystość” wody obiegowej. Do klarowania wody obiegowej wykorzystywany jest czterodzielny osadnik ziemny. Z danych pozyskanych od użytkownika wynika, że zawartość części stałych w wodzie, w początkowym okresie eksploatacji dochodziła do 200 g/l. Wartość ta, w stosunku do zalecanego zagęszczenia wód obiegowych na poziomie 30 g/l, wskazuje na skalę problemu. Zastosowane filtry na rurociągach zasilających jedynie nieznacznie poprawiały parametry wody obiegowej. Urządzenia do wzbogacania w ośrodku wodnym wymagają zasilania wodą „czystą”, o niewielkiej zawartości części stałych (drobnych ziaren). Wzrost ich udziału wpływa negatywnie na skuteczność prowadzenia procesów i w efekcie na jakość produktów rozdziału. Czystość wody ma szczególnie istotne znaczenie na efektywne działanie wzbogacalników zwojowych, przeznaczonych dla klasy ziarnowej 0,05-3 mm. Lepsze efekty uzyskuje się jednak poprzez zawężenie wzbogacanej klasy 0,1-2 mm



Rys. 1. Schemat technologiczny węzła wzbogacania odpadów kopalnianych
 Fig. 1. Technological layout of the node of beneficiation of mine wastes

Hydrocyklony zastosowane przed wzbogacalnikami mają za zadanie odpowiednie przygotowanie nadawy, polegające na usunięciu ziaren najdrobniejszych (odmulienie) oraz jej zagęszczenie przed wzbogacalnikami zwojowymi. Istniejący układ stosowany jest na składowisku. Nadawę na hydrocyklony stanowi materiał o znacznym udziale ziaren >3 mm. Skutkuje to niewłaściwym działaniem urządzeń i w efekcie niską skutecznością rozdziału (Kowol i in., 2016).

2.2. UPROSZCZONY BILANS WODNY

W badanym procesie istnieją dwa układy wzbogacania w klasyfikatorze pulsacyjnym, do którego doprowadzona jest woda w ilości $\sim 250 \text{ m}^3/\text{h}$ na układ. W klasyfikacji wstępnej woda wykorzystywana jest do zraszania materiału przygotowywanego do wzbogacania w klasyfikatorze pulsacyjnym. Woda w ilości $\sim 80 \text{ m}^3/\text{h}$ podawana jest do natrysków na oba pokłady sitowe. Do klasyfikatora dostarczana jest tzw. woda dolna w ilości $< 180 \text{ m}^3/\text{h}$. Ilość wody wypływającej z kolektorów odprowadzających produkty podsitowe wynosi $\sim 60 \text{ m}^3/\text{h}$, odsącz z produktu odpadowego $\sim 20 \text{ m}^3/\text{h}$, a na przelewie koncentratu i na przesiewaczu odwadniającym produkt $\sim 95 \text{ m}^3/\text{h}$.

Sumaryczna ilość wody w dwóch układach, wynosząca $\sim 500 \text{ m}^3/\text{h}$ wraz z drobnym materiałem $< 3 \text{ mm}$ tłoczona jest pompą do układu wzbogacania we wzbogacalnikach zwojowych. Dodatkowo do układu dostarczana jest woda pomocnicza w ilości $\sim 100 \text{ m}^3/\text{h}$. Całość wody z układu wzbogacania we wzbogacalnikach zwojowych, w maksymalnej ilości $\sim 600 \text{ m}^3/\text{h}$ kierowana jest do osadników ziemnych w celu sklarowania przed ponownym wykorzystaniem w obiegu.

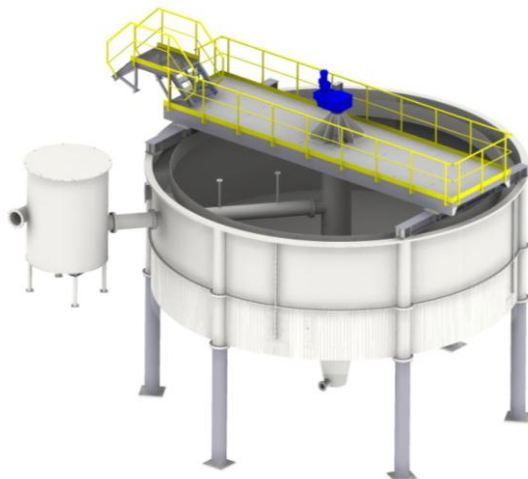
3. KONCEPCJE UKŁADU OCZYSZCZANIA WODY

W oparciu o analizę stanu istniejącego i wymagania technologiczne, opracowano wariantowe koncepcje oczyszczania wody procesowej w układzie wzbogacania odpadów powęglowych na wybranym składowisku pogórnym. W podstawowym wariantcie I nie przewidziano zmian procesu, natomiast w kolejnych wariantach (II i III) wprowadzono dodatkowe modyfikacje dla zwiększenia skuteczności rozdziału ziaren drobnych w układzie hydrocyklony – wzbogacalniki zwojowe (Kowol i in., 2016).

Wariant I

Założonym celem było wyłącznie uzyskanie czystej wody procesowej. Dla skutecznego wydzielenia z obiegu ziaren drobnych zaproponowano zastosowanie zagęszczacza promieniowego DORR. Podczas doboru urządzenia przyjęto, że na terenie składowiska eksploatowane mogą być w przyszłości 4 układy wzbogacania z klasyfikatorem pulsacyjnym oraz istniejący układ hydrocyklony – wzbogacalniki zwojowe. Koncepcję oczyszczania wody procesowej przedstawiono na rysunku 2.

W tym przypadku ilość wody, którą powinny przyjąć urządzenia zagęszczające wynosi $\sim 600 \text{ m}^3/\text{h}$. Dla zapewnienia wysokiej skuteczności sedymentacji zawiesiny przewidziano zastosowanie dwóch zagęszczaczy DORR o średnicy 12 m (rys. 3).



Rys. 3. Zagęszczacz promieniowy DORR typu KOMAG

Fig. 3. Radial thickener type KOMAG

W procesie zagęszczania uzyskany zostanie przelew, o zawartości części stałych, nieprzekraczający 30 mg/l oraz wylew o zagęszczeniu $\sim 450 \text{ g/l}$. Zagęszczacz DORR zostanie wyposażony w układ dozowania flokulantów z systemem sterowania KOMAG. Dla zwiększenia stopnia odwodnienia wstępnie zagęszczonego wylewu układ oczyszczania wody procesowej może zostać rozszerzony opcjonalnie o prasę filtracyjną komorową 1500×1500 (rys. 4). Zastosowanie tego urządzenia, o wydajności 15 Mg/h , pozwoli na uzyskanie wilgotności odwodnionego materiału $< 30\%$. Filtrat z prasy połączony z przelewem zagęszczacza DORR stanowić będzie oczyszczoną wodę procesową, kierowaną do procesów wzbogacania.

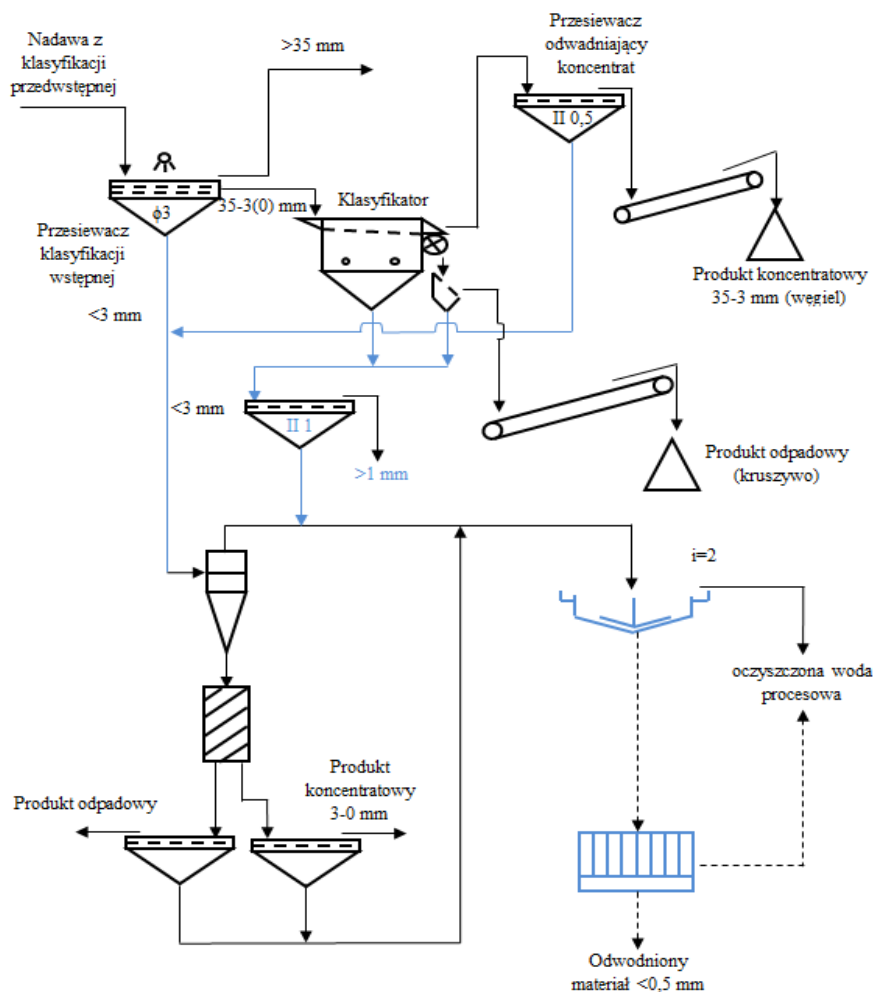


Rys. 4. Prasa filtracyjna typu KOMAG

Fig. 4. Filter press type KOMAG

Wariant II

Przewidziano modyfikację węzła przygotowania nadawy na układ hydrocyklony – wzbogacalniki zwojowe, pozwalający na zwiększenie skuteczności rozdziału układu i możliwości uzyskiwania produktu koncentratowego wysokiej jakości (rys. 5).



Rys. 5. Koncepcja układu oczyszczania wody procesowej – Wariant II

Fig. 5. The concept of process water purification – Option II

Zaproponowano, że do układu hydrocyklony–wzbogacalniki zwojowe kierowany będzie wyłącznie produkt dolny przesiewacza klasyfikacji wstępnej wraz z przepadem z odwadniania produktu koncentratowego klasyfikatora. Materiał ten, z pominięciem dotychczasowego układu przygotowania nadawy (przesiewacz wibracyjny), poprzez rzapie i pompę podawany będzie na hydrocyklony. Pozostały drobny materiał odp-

Podobnie jak w wariancie II, produkt dolny przesiewacza klasyfikacji wstępnej wraz z przepadem z odwadniania produktu koncentratowego klasyfikatora pulsacyjnego kierowany będzie, poprzez rzapie i pompę, do układu hydrocyklony-wzbogacalnika zwojowe. Możliwe jest zastosowanie dodatkowego przesiewacza, co pozwoli na zwiększoną kontrolę zakresu ziarnowego nadawy do układu.

Rozszerzenie zakresu ziarnowego nadawy na klasyfikator pulsacyjny z 3–35 mm do 2–35 mm nie powinno wpłynąć niekorzystnie na skuteczność rozdziału w tym urządzeniu. Pozostałe rozwiązania w układzie zagęszczania i odwadniania odpadów pozostają niezmiennie w stosunku do wariantu II (rys. 6).

4. PODSUMOWANIE

Obieg wodno-mułowy jest newralgicznym układem w zakładach przeróbki węgla kamiennego i innych surowców mineralnych, decydującym w dużym stopniu o prawidłowości przebiegu procesów wzbogacania. Nieprawidłowa praca obiegu wpływa na straty ekonomiczne, związane z pogorszeniem rozdziału wzbogacanego materiału, koniecznością zwiększenia poboru świeżej wody oraz zwiększonym zużyciem odczynników chemicznych (flokulantów). Najważniejszym warunkiem, który powinien być spełniony przez taki układ, jest utrzymanie niezmienniej i niskiej zawartości części stałych w wodzie procesowej.

W oparciu o krytyczną analizę stanu istniejącego i wymagania technologiczne przedstawiono wariantowe koncepcje oczyszczania wody procesowej w układzie wzbogacania odpadów powęglowych na funkcjonującym składowisku kopalnianym.

Dla uzyskania założonych efektów przewidziano zastosowanie w układzie oczyszczania wody procesowej urządzeń konstrukcji ITG KOMAG – zagęszczacza promieniowego DORR oraz prasy filtracyjnej komorowej. Zagęszczacz powinien być wyposażony w stację dozowania flokulantem z systemem sterowania KOMAG.

W zależności od wariantu opracowanej koncepcji, zastosowanie tych rozwiązań pozwoli, na zminimalizowanie zawartości części stałych w wodzie procesowej poniżej 30 g/l. Przedstawione opcjonalne zmiany pozwolą na zwiększenie skuteczności procesu wzbogacania odpadów kopalnianych oraz stabilizację parametrów jakościowych produktów rozdziału.

LITERATURA

- KOWOL D., MATUSIAK P., 2016, *Możliwości zastosowania klasyfikatora pulsacyjnego do rewitalizacji składowisk odpadów kopalnianych. Innowacyjne rozwiązania rewitalizacji terenów zdegradowanych*, t. 8, Praca zbiorowa Skowronek J. (red), Instytut Ekologii Terenów Uprzemysłowionych, Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego sp. z o.o., 163–172.
- KOWOL D., MATUSIAK P., 2014, *Zastosowania klasyfikatora pulsacyjnego typu KOMAG do oczyszczania trudnowzbogacalnych surowców mineralnych*, Mining Science – Mineral Aggregates, vol. 21, 1, 99–108.

- KOWOL D. i in., 2016, *Rozwój klasyfikatorów pulsacyjnych do wzbogacania odpadów kopalnianych*, ITG KOMAG Gliwice (niepubl.).
- KOWOL D. i in., 2016, *Oczyszczanie wody procesowej stosowanej w procesie wzbogacania w ośrodku wodnym*, ITG KOMAG Gliwice (niepubl.).
- MATUSIAK P., KOWOL D., 2012, *Klasyfikator pulsacyjny jako sprawdzone urządzenie do oczyszczania surowców mineralnych*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, Studia i Materiały, Gór. Geol. XVII, 134, 41, 191–199.
- MATUSIAK P., KOWOL D., 2016, *Zastosowanie osadzarkowego procesu wzbogacania do odzysku surowca ze składowiska odpadów górniczych*, Mining Science – Mineral Aggregates vol. 23, 1, 115–125.
- MATUSIAK P. i in., 2016, *Nowe wdrożenia wzbogacalników pulsacyjnych typu KOMAG*, KOMAKO, *Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych*, Bezpieczeństwo – Jakość – Efektywność, ITG KOMAG, 175–189.
- RÓŻAŃSKI Z. i in., 2016, *Coal recovery from a coal waste dump*, Mineral Engineering Conference, Świeradów Zdrój, 1–9.

PROCESS WATER TREATMENT IN THE BENEFICIATION NODE OF MINE WASTE DUMP

Mine waste dumps, generated in the result of exploitation and treatment of hard coal, contain considerable quantities of useful grains (coal). Their recovery is possible due to an application of appropriate techniques. One of them is a gravitational beneficiation process in pulsating water.

Sufficiently effective beneficiation is conditioned by purity of water delivered to the process as an increase in the amount of solids in the water deteriorates the material separation effectiveness.

The article presents an example of useful materials' recovery system on a selected mine waste dump. Some options of process water purification, using the equipment of KOMAG type, enable to increase the efficiency of the smallest grains' beneficiation process.

REAKTYWNOŚĆ ALKALICZNA KRAJOWYCH KRUSZYW

1. WPROWADZENIE

Zjawisko reaktywności alkalicznej kruszyw jest poważnym problemem, na który w ostatnich latach zwraca się coraz więcej uwagi. Często zjawisko to nazywane jest “rakiem betonu”, co wskazuje na rangę tego zagadnienia. Mówiąc o reaktywności alkalicznej kruszyw (AAR) należy pamiętać, że chodzi tu o reakcje typu alkalia–krzemionka (ASR) oraz reakcje typu alkalia–węglany (ACR). Na temat zjawisk dotyczących reaktywności alkalicznej kruszyw i sposobów jej badania można znaleźć liczne publikacje (Kukielska & Góralczyk, 2015; Owsiak, 2015). Niemniej jednak, problem ten nie jest do końca zbadany, nie ma jasnych reguł prowadzenia oceny reaktywności. Wynika to nie tylko ze złożoności zachodzących zjawisk, towarzyszących tworzeniu się i pęcznieniu żeluz alkaliczno-krzemionkowego, także z bardzo zróżnicowanych warunków ekspozycji betonu, jak i różnorodności stosowanych kruszyw i cementów.

2. METODY BADANIA REAKTYWNOŚCI

W Polsce do problematyki badania reaktywności kruszyw odnosiły się trzy normy. Badanie wg PN-B-06714-47:1988 polegało na oznaczeniu zawartości krzemionki po reakcji próbki badanego kruszywa z roztworem wodorotlenku sodu o stałym stężeniu, w temperaturze 80 °C. Wynik oznaczania stanowił wstępną ocenę reaktywności alkalicznej kruszywa.

W normie PN-B-06714-46:1992 podano procedurę przeprowadzania reakcji badanego kruszywa z wodorotlenkiem sodu i oznaczania wagowego ubytku masy kruszywa (metoda szybka). Oznaczano również zawartość reaktywnych krzemieni. Obydwa wyniki służą do oceny stopnia potencjalnej reaktywności alkalicznej kruszywa. W przypadku stwierdzenia, że kruszywo odpowiada 1 lub 2 stopniowi potencjalnej reaktywności alkalicznej, dla potwierdzenia ostatecznej oceny reaktywności alkalicznej należało wykonać dodatkowe badanie wg PN-B-06714-34:1991. Badanie przeprowadzane jest na beleczkach z zaprawy sporządzonej z badanego kruszywa i cementu o podwyższonej zawartości alkaliów. Oznaczane są zmiany liniowe i oceniany jest stan beleczek przetrzymywanych przez 180 dni w środowisku wilgotnym,

w temperaturze 38 °C. W badaniach prowadzonych według procedur opisanych w przywołanych normach niezwykle rzadko można było stwierdzić, czy badane kruszywo jest reaktywne.

Wytyczne AASHTO PP65-11, 2011 podają schemat badania reaktywności alkalicznej kruszyw obejmujący dotychczasowe informacje historyczne, badania petrograficzne (ASTM C 295), chemiczne (ASTM C 289), wyniki badań przyspieszonej ekspansji beleczek zapraw wykonanych z udziałem badanego kruszywa (ASTM C 1260-14) i długotrwałe badania betonów (ASTM C 1293).

Metoda ASTM C 1260-14 jest bardzo rygorystyczna i wiąże się z ryzykiem w zakresie oceny reaktywności kruszywa. Beleczeni przetrzymywane są przez 14 dni w roztworze NaOH, w temperaturze 80 °C. Badanie to pozwala na stwierdzenie potencjalnej reaktywności kruszywa. Wyniki uzyskiwane w trakcie badań prowadzonych wg tej normy wykazują, że w zasadzie każde kruszywo jest reaktywne, ważne jest tylko ustalenie, jaka jest skala tego zjawiska.

Natomiast metoda ASTM C 1293 polegająca na badaniu belek betonowych przez okres 1 roku, jest powszechnie uważana za najlepszą i najbardziej dokładną metodę prognozowania zachowania kruszywa w warunkach eksploatacyjnych (Owsiak, 2015). Belki betonowe są przetrzymywane w komorze, w której panuje wilgotność zbliżona do 100% i temperatura 38 °C.

W krajach Unii Europejskiej prowadzone są od wielu lat badania w ramach międzynarodowego Komitetu Technicznego RILEM TC 191 i TC 219. W wyniku tych prac nie opracowano nowych norm, natomiast rekomendowano kilka metod badania reaktywności alkalicznej (Kukielska & Góralczyk, 2015; RILEM, 2016). Cała procedura oceny kruszywa wg RILEM, jak i badania petrograficzne, chemiczne oraz badania beleczek z zaprawy i beleczek betonowych, zbliżone są do rozwiązań AASHTO. Zgodnie z zasadami UE, w przypadku braku norm europejskich, w badaniu danej cechy kruszywa obowiązują zasady funkcjonujące w kraju stosowania kruszywa.

3. BADANIA REAKTYWNOŚCI ALKALICZNEJ KRAJOWYCH KRUSZYW W RAMACH PROGRAMU RID

Od 2016 roku w Instytucie Ceramiki i Materiałów Budowlanych, Oddział Szkła i Materiałów Budowlanych w Krakowie oraz w Instytucie Podstawowych Problemów Techniki PAN w Warszawie, realizowany jest projekt *Reaktywność alkaliczna krajowych kruszyw*, dotyczący sposobów oceny reaktywności alkalicznej kruszywa oraz zapobiegania reakcji ASR w betonach z kruszyw krajowych, w nawierzchniach dróg i drogowych obiektach inżynierskich. Projekt realizowany jest w ramach programu Rozwój Innowacji Drogowych, a finansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju oraz Generalną Dyрекcję Dróg Krajowych i Autostrad. Celem projektu jest opracowanie wytycznych technicznych projektowania betonów o dużej trwałości, ze

szczególnym uwzględnieniem zabezpieczenia przed wystąpieniem uszkodzeń spowodowanych reakcją AAR (*alkali aggregate reaction*) między NaOH i KOH, a reaktywnymi minerałami w kruszywie.

Przedmiotem badań są kruszywa ze złóż z różnych regionów kraju. Reaktywność alkaliczna kruszyw jest oznaczana i oceniana przy wykorzystaniu komplementarnych metod, stosowanych w systemach oceny reaktywności kruszyw w wiodących technologicznie krajach. Projekt zakłada opracowanie kryteriów oceny reaktywności kruszyw, z możliwością wykorzystania w systemie kontroli produkcji i ich dostaw na potrzeby wytwarzania betonów drogowych. Opracowane receptury betonów uwzględniać będą możliwość zapobiegania AAR poprzez ograniczenie zawartości alkaliów, stosowanie cementów niskoalkalicznych oraz dodatków mineralnych wprowadzanych z cementem. Ocena reaktywności będzie zweryfikowana na podstawie ekspansji betonu w warunkach eksploatacyjnych. Przyjmując kryteria oceny zakłada się uwzględnienie doświadczeń krajowych oraz norm ASTM i rekomendacji RILEM, dotyczących zapobiegania reakcji AAR.

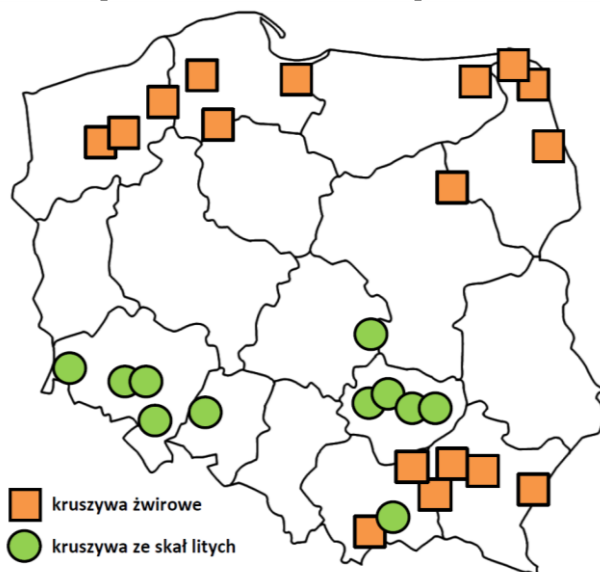
4. KRUSZYWA WYBRANE DO BADAŃ REAKTYWNOŚCI

Na ogół do kruszyw reaktywnych zaliczane są te, w których występują amorficzne lub skrytokrystaliczne formy krzemionki (opal, chalcedon). Kruszywa granitowe i bazaltowe uchodzą w Polsce za niereaktywne. Zdarzały się jednak przypadki, że niektóre gnejsy granitowe czy metabazalty okazały się szkodliwie ekspansywne, pomimo pozytywnych wyników przeprowadzonych badań. Stąd wynika potrzeba prowadzenia obserwacji zastosowania takich kruszyw w warunkach rzeczywistych.

W pierwszym etapie do badań reaktywności pobrano próbki kruszyw z 31 zakładów produkcyjnych usytuowanych w różnych rejonach. Pobierano kruszywa grube o zawartości ziaren przekruszonych kategorii $C_{100/0}$ lub $C_{95/1}$ (z 27 zakładów), a także żwiry i piaski. Programem badawczym objęto łącznie około 70 próbek, reprezentujących kruszywa granitowe i bazaltowe z województwa dolnośląskiego, tradycyjnie stosowane do betonów konstrukcyjnych w drogownictwie, kruszywa łamane z woj. świętokrzyskiego oraz kruszywa łamane uzyskane z przekruszenia otoczków z rejonów: podlaskiego, warmińsko-mazurskiego, pomorskiego, zachodniopomorskiego i podkarpackiego. Mapkę z orientacyjną lokalizacją miejsc poboru próbek kruszyw przeznaczonych do badań przedstawiono na rysunku 1.

Dla pobranych próbek kruszyw wykonano oznaczenia podstawowych cech jakościowych. Wykonano oznaczenia zawartości pyłów, gęstości, nasiąkliwości, odporności na zamrażanie, odporności na rozdrabnianie, odporności na ścieranie i zawartości ziaren o powierzchni przekruszonej. Dla wszystkich kruszyw uzyskano kategorię mrozoodporności F 1. Zawartość pyłów w badanych kruszywach wahała się w granicach

od 0,1 do 1,0%. Odporność na ścieranie mieściła się w przedziale $M_{DE10} - M_{DE20}$. Zbiorcze wyniki badań odporności na rozdrabnianie przedstawiono w tabeli 1.



Rys. 1. Orientacyjna lokalizacja miejsc poboru próbek kruszyw do badań reaktywności
Fig. 1. Locations of aggregate sampling points for reactivity tests

Tab. 1. Odporność na rozdrabnianie kruszyw pobranych do badań reaktywności
Tab. 1. Resistance for comminution of aggregate samples taken for reactivity tests

Kategoria odporności na rozdrabnianie	Liczba próbek		
	kruszywa grube		żwiry
	ze skał litych	z kruszenia otoczek	
LA 15	8	–	–
LA 20	2	4	–
LA 25	3	13	1
LA 30	–	11	2
LA 35	–	1	1
LA 40	4	1	1

Kruszywa łamane uzyskane z przekruszenia otoczek charakteryzowały się stosunkowo wysokimi kategoriami odporności na rozdrabnianie. Warto zaznaczyć, że gryszy produkowane z otoczek polodowcowych (głównie granitowych), zbliżone są jakością do kruszyw łamanych uzyskiwanych ze skał zwięzłych (litych). W przypadku kruszyw żwirowych i grysów uzyskiwanych z kruszenia otoczek, produkowanych przez ten sam zakład eksploatujący kruszywa żwirowo-piaskowe z danego złoża, widoczne są różnice w parametrach jakościowych kruszyw (tab. 2).

Z porównania wyników widać, że kruszywa łamane (grysowe) mają lepsze parametry wytrzymałościowe od kruszyw żwirowych, niepoddawanych procesowi kruszenia. Dla grysów stwierdzono wyższą mrozoodporność, większą odporność na rozdrabnianie i mniejszą ścieralność. Wynika to stąd, że kruszywa łamane (grysy) uzyskiwane są głównie z rozdrobnienia otoczaków, charakteryzujących się wyższymi parametrami jakościowymi, niż naturalne żwiry niepoddawane kruszeniu.

Tab. 2. Charakterystyka kruszyw żwirowych i kruszyw łamanych z otoczaków

Tab. 2. Characteristics of gravel and broken aggregates obtained from pebbles

Badanie wg normy	Cecha kruszywa	Rodzaj kruszywa			
		żwirowe		łamane z otoczaków	
		2-8	8-16	5,6-8	8-11,2
PN-EN 1097-6	gęstość ρ_a [Mg/m ³]	2,71	2,68	2,67	2,67
PN-EN 1097-6	gęstość ρ_{td} [Mg/m ³]	2,59	2,60	2,63	2,63
PN-EN 1097-6	nasiąkliwość [%]	1,6	1,2	0,6	0,5
PN-EN 1097-2	LA – odporność na rozdrabnianie [%]	30	25	28	19
PN-EN 1097-1	ścieralność M_{DE} [%]	12	12	11	8
PN-EN 1367-1	mrozoodporność (ubytek masy) [%]	0,5	0,4	0,1	0,1
PN-EN 933-3	wskaźnik płaskości [%]	7	7	5	5

5. WYNIKI BADAŃ REAKTYWNOŚCI ALKALICZNEJ KRUSZYW

Dla kruszyw grubych pobranych z poszczególnych zakładów, w pierwszym etapie wykonano badania wg norm ASTM C 289 i ASTM C 1260-14 (tab. 3, 4).

Tab. 3. Wyniki oznaczeń reaktywności wg ASTM 289 i ASTM 1260-14

dla kruszyw łamanych ze skał litych

Tab. 3. Results of reactivity determinations according to ASTM 289 and ASTM 1260-14 for broken aggregates from solid rocks

Nr zakładu	Region Polski	Rodzaj kruszyw	Rc [mmol/l]	Sc [mmol/l]	Ekspansja beleczek r [%]
1	południowy wschód	grysy ze skał litych osadowych	23–56	29,1–43,1	0,160–0,360
2			1,3	748	0,000
3			14	3,2	0,000
4			430	2,6	0,000
5			–	–	0,000
6			110	9,8	0,276
7	południowy zachód	grysy ze skał litych magnowych	87–126	15,2–16,4	0,034–0,043
8			116	15,9	0,048
9			186–217	31,4–33,5	0,007–0,020
10			209	13,5	0,002–0,048
11			124	12,9	0,009

Badanie wg normy ASTM C 289 polega na oznaczeniu parametrów R_c (obniżenie zasadowości roztworu testowego) i Sc (ilość rozpuszczonej krzemionki) oraz naniesieniu charakterystycznych punktów na odpowiedni wykres (rys. 2). Zależnie od położenia poszczególnych punktów na wykresie, badane kruszywo oceniane jest jako nieszkodliwe, potencjalnie szkodliwe lub szkodliwe. Badanie wg ASTM C 1260-14 polega na oznaczeniu zmian liniowych beleczek z zaprawy (ekspansja r).

Tab. 4. Wyniki oznaczeń reaktywności wg ASTM 289 i ASTM 1260-14 dla kruszyw żwirowych i kruszyw łamanych z otoczek

Tab. 4. Results of reactivity determinations according to ASTM 289 and ASTM 1260-14 for gravel and broken pebbles aggregate

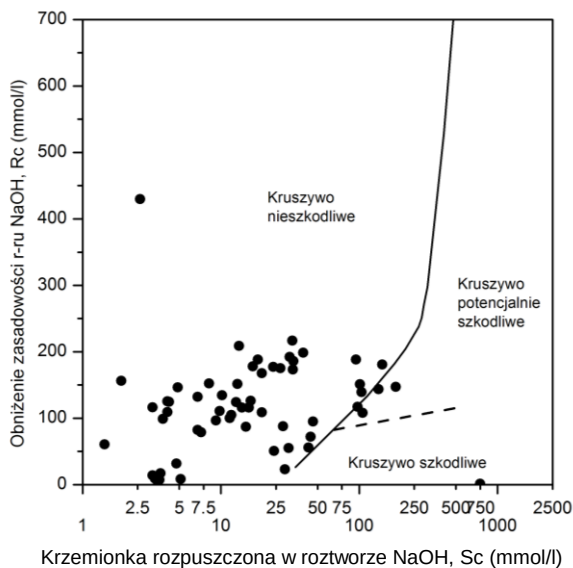
Nr zakładu	Region Polski	Rodzaj kruszyw	R_c [mmol/l]	Sc [mmol/l]	Ekspansja beleczek r [%]
1	północny wschód	grysy połudowcowe z otoczek	7–125	3,6–4,2	0,087–0,096
2			7–17	3,4–5,1	0,135–0,200
3			9–132	3,3–5,8	0,080–0,133
4			–	–	0,110–0,255
5			95–147	46–184	0,162–0,279
6		żwir	146	4,9	0,088
7	północny zachód	grysy połudowcowe z otoczek	99–125	3,8–4,1	0,172–0,227
8			79–151	7,2–13,2	0,218–0,242
9			116–188	14,2–26,9	0,291–0,382
10			97–109	9,2–19,8	0,244–0,281
11		żwir	152	8,2	0,224
12	południowy wschód	grysy z otoczek	88	28,1	0,124
13			139–156	104–109	0,089–0,123
14			181	147	0,323
15		żwiry	108	106	0,199
16			151	101	0,229
17			72	45	0,238

Podane w tabeli 3 i 4 wartości ekspansji beleczek z badanym kruszywem, pozwalają na następującą ocenę kruszyw:

- wartość ekspansji $< 0,10\%$; nieszkodliwe zachowanie kruszywa w większości przypadków – kruszywo niereaktywne,
- wartość ekspansji $0,10\text{--}0,20\%$ obejmuje kruszywa zarówno szkodliwe, jak i nieszkodliwe w warunkach eksploatacyjnych,
- ekspansja $> 0,20\%$ potencjalnie niszcząca; kruszywa potencjalnie reaktywne.

Kruszywa ze skał litych magmowych charakteryzowały się ekspansją beleczek zdecydowanie poniżej $0,1\%$ (zakłady 7–11, tab. 3). Podobna sytuacja miała miejsce w przypadku skał osadowych węglanowych (zakłady nr 2–5, tab. 3).

Dla kruszyw żwirowych i uzyskanych z kruszenia otoczków pochodzenia polodowcowego i rzecznoego (tab. 4), stosunkowo niewiele próbek wykazało ekspansję poniżej 0,10% (kruszywa niereaktywne). Wyniki ekspansji beleczek podane w tabeli 4 wskazują na przewagę kruszyw potencjalnie reaktywnych ($r > 0,20\%$) i prawdopodobnie reaktywnych ($r > 0,10\%$). Również piaskowce charakteryzowały się ekspansją powyżej 0,10% (zakłady nr 1 i 6 – tab. 3).



Rys. 2. Wyniki badań reaktywności wg ASTM C 289

Fig. 2. Results of reactivity tests according to ASTM C 289

Natomiast punkty wyznaczone przez wartości R_c i Sc (rys. 2), mieszczą się w obszarze charakterystycznym dla kruszyw nieszkodliwych. Porównanie uzyskanych wyników wskazuje na małą przydatność metody chemicznej do oceny reaktywności kruszyw. Obecnie prowadzone są badania petrograficzne kruszyw, a w kolejnym etapie przewidziano badanie kruszyw według normy ASRM C 1293 (długotrwałe badanie na beleczkach betonowych). Dla porównania zestawiono wyniki uzyskane dla krajowych kruszyw podczas badania wg norm PN-B-06714 i ASTM C 1260 (tab. 5 i 6).

Tab 5. Zestawienie wyników badań reaktywności wg norm PN

Tab. 5. Results of reactivity tests according to PN-B-06714-46:1988

Wyniki badań reaktywności według			
PN-B-06714-46:1992		PN-B-06714-34:1991	
stopień reaktywności	liczba próbek	zmiany liniowe	liczba próbek
0	36	< 0,1%	35
1	4	> 0,1%	2
2	0		

Tab. 6. Zestawienie wyników badania wg ASTM
Tab. 6. Tests results according to ASTM

Wyniki badań reaktywności wg ASTM 1260			
badania własne ICIbB		badania w ramach programu RID	
zmiany liniowe beleczek r	liczba próbek	zmiany liniowe beleczek r	liczba próbek
< 0,1%	9	< 0,1%	19
0,1–0,2%	5	0,1–0,2%	12
0,2–0,3%	12	0,2–0,3%	21
> 0,3%	0	> 0,3%	3

Zastrzeżenia budził wynik uzyskany dla 2 próbek kruszywa ze skały magmowej, zwykle uznawanej za niereaktywną, badanych wg PN-B-06714-46:1992 i ocenionych jako potencjalnie reaktywne (stopień reaktywności 1). Równocześnie dwie spośród 35 próbek badanych metodą beleczkową, co do których (na podstawie badań petrograficznych) istniało uzasadnione oczekiwanie, że wykażą zachodzącą reakcję pomiędzy alkaliom i kruszywem, wykazały zmiany liniowe poniżej 0,10%.

Porównanie tych wyników wskazuje na odmienną ocenę reaktywności kruszyw uzyskiwaną w analizowanych badaniach. W przypadku badań wg normy ASTM C 1260:14 uzyskano większość wyników, wskazujących na możliwość wystąpienia reakcji alkalicznej, czyli odwrotnie, niż w przypadku kruszyw badanych wg norm PN-B-06714. Kontynuowanie badań pozwoli na ustalenie właściwej metody oceny reaktywności kruszyw.

6. ZAPOBIEGANIE REAKCJI ALKALIA–KRUSZYWO

Należy przypomnieć, że aby w betonie zaszła reakcja typu alkalia–kruszywo, muszą być spełnione trzy warunki:

- reaktywne kruszywo,
- odpowiednia zawartość aktywnych alkaliów w betonie,
- wilgotność względna > 70%, a także temperatura.

W przypadku stwierdzenia podatności kruszywa na reakcję typu alkalia–krzemionka, wytyczne AASHTO i RILEM zalecają zastosowanie odpowiednich środków zapobiegawczych. Do preferowanych środków technologicznych, umożliwiających wykorzystanie kruszywa potencjalnie reaktywnego zaliczyć można:

- zastosowanie cementów niskoalkalicznych,
- ograniczenie całkowitej zawartości alkaliów w betonie, zależnie od stopnia ryzyka wystąpienia uszkodzeń z powodu reakcji ASR,
- zastosowanie aktywnych dodatków mineralnych, np. popiołu lotnego krzemionkowego lub granulowanego żużla wielkopieczowego.

W tabeli 7 podano, jak z problemem reaktywności alkalicznej postępuje się w Republice Czeskiej.

Tab. 7. Warunki stosowania kruszyw do betonu zależnie od jego reaktywności i zawartości alkaliów w betonie (TP 137-08/2015)

Tab. 7. Conditions of aggregate application into concrete, depending on their reactivity and alkali content in concrete (TP 137-08/2015)

Rodzaj środowiska	Poziom ryzyka mierzony wartością ekspansji r [%]		
	niski $\leq 0,10$	średni $0,101-0,200$	wysoki $> 0,201$
	zawartość równoważnika Na_2O na 1 m^3 betonu		
suche, chronione przed wilgocią	bez ograniczeń	bez ograniczeń	bez ograniczeń
wystawione na wilgoć zewnętrzną	$\max 4,5 \text{ kg/m}^3$	$\max 3,5 \text{ kg/m}^3$	$\max 2,5 \text{ kg/m}^3$
wystawione na wilgoć zewnętrzną i inne czynniki (zamarzanie, obciążenia)	$\max 3,5 \text{ kg/m}^3$	$\max 2,5 \text{ kg/m}^3$	kruszywo nie ma zastosowania

Poziom ryzyka oceniany jest na podstawie ekspansji beleczek r , mierzonych w warunkach opisanych normą ASTM C 1260-14 (Technické Podmínky TP 137, 2015).

7. PODSUMOWANIE

Badania zaplanowane w ramach projektu RID I/37 są kontynuacją licznych krajowych prac badawczych prowadzonych w tym zakresie. Założenia projektu uwzględniają udokumentowanie przydatności żwirowych kruszyw łamanych w technologiach betonów drogowych, wykorzystując światowe rozwiązania oceny reaktywności alkalicznej kruszyw i zapobiegania reakcji AAR, począwszy od oceny petrograficznej, poprzez normowe badania podstawowych cech użytkowych, do komplementarnych badań reaktywności alkalicznej oraz rozwiązań materiałowych projektowania składu mieszanki betonowej.

Projekt zakłada również weryfikację doświadczeń i wyników uzyskanych w skali laboratoryjnej, w warunkach eksploatacyjnych. Zasadnicze elementy podejścia recepturowego służącego zapobieganiu skutkom uszkodzeń wskutek występowania reakcji ASR zaczerpnięte zostały z opracowań RILEM, norm kanadyjskich CSA i amerykańskich ASTM.

Jak wykazały przeprowadzone dotychczas badania krajowe, kruszywa żwirowe jak i kruszywa łamane uzyskiwane z przekruszenia otoczków w przeważającej ilości ocenić należy jako potencjalnie reaktywne i reaktywne. Właściwe rozpoznanie kruszyw pod kątem możliwości wystąpienia reakcji alkalia–kruszywo, umożliwia odpowiednie zaprojektowanie betonu, również poprzez zastosowanie dodatków zapobiegających możliwości wystąpienia reakcji alkalia–krzemionka.

LITERATURA

- AASHTO PP65-11, 2011, *Standard Practice for Determining the Reactivity of Concrete Aggregates and Selecting Appropriate Measures for Preventing Deleterious Expansion in New Concrete Construction*, American Association of State and Highway Transportation Officials, Washington DC.
- ASTM C 289, 2007, *Standard Test Method for Potential Alkali Reactivity of Aggregates. Chemical Method*.
- ASTM C 295-03, 2003, *Standard Guide for Petrographic Examination of Aggregates for Concrete*, ASTM International, West Conshohocken, PA.
- ASTM C 1260-14, *Standard Test Method for Potential Alkali Reactivity of Aggregates. Mortar-Bar Method*.
- ASTM C 1293-08b, 2015, *Standard Test Method for Determination of Length Change of Concrete Due to Alkali-Silica Reaction*, ASTM International, West Conshohocken, PA.
- KUKIELSKA D., GÓRALCZYK S., 2015, *Reaktywność alkaliczna kruszyw*, Mining Science – Mineral Aggregates, vol. 22(1), 101–110.
- OWSIK Z., 2015, *Korozja wewnętrzna betonu*, Monografie, Studia, Rozprawy, PŚw.
- PN-B-06714-47:1988, *Kruszywa mineralne. Badania. Oznaczanie potencjalnej reaktywności alkalicznej. Oznaczanie zawartości krzemionki rozpuszczalnej w wodorotlenku sodowym (NaOH)*.
- PN-B-06714-34:1991, *Kruszywa mineralne. Badania. Oznaczanie reaktywności alkalicznej*.
- PN-B-06714-46:1992, *Kruszywa mineralne. Badania. Oznaczanie potencjalnej reaktywności alkalicznej metodą szybką*.
- PN-EN 1367-1:2007, *Badania właściwości cieplnych i odporności kruszyw na działanie czynników atmosferycznych - część 1: Oznaczanie mrozoodporności*.
- PN-EN 1097-2:2010, *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw - część 2: Metody oznaczania odporności na rozdrabnianie*.
- PN-EN 1097-1:2011, *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw. Oznaczanie odporności na ścieranie (mikro Deval)*.
- PN-EN 933-3:2012, *Badania geometrycznych właściwości kruszyw. Oznaczanie kształtu ziarn za pomocą wskaźnika płaskości*.
- PN-EN 1097-6:2013, *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw - część 6: Oznaczanie gęstości ziarn i nasiąkliwości*.
- RILEM, 2016 *Recommendations for the Prevention of Damage by Alkali-Aggregate Reactions in New Concrete Structures*, State-of-the-Art Report of the RILEM Technical Committee 219-ACS vol. 17, Eds. Philip J. Nixon and Ian Sims, Springer Netherlands.
- Technické Podmínky TP 137, 2015, *Vyloučení alkalicke reakce kameniva v betonu na stavbách pozemních komunikací*, Ministerstvo Dopravy, Czech Republic.

ALKALI REACTIVITY OF DOMESTIC AGGREGATES

Article presents initial results of investigations of domestic aggregates alkali reactivity, carried out within the frames of RID programme. A short characteristics of aggregate samples, along with locations of the sampling points, were presented in the paper. The results of investigations carried out with using of various methods show significant differences, that do not allow us for detailed and unequivocal assessment of the reactivity.

Miranda PTAK

Okręgowy Urząd Górniczy we Wrocławiu

Zbigniew KASZTELEWICZ

Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

LIKWIDACJA ODKRYWKOWEGO ZAKŁADU GÓRNICZEGO

1. WSTĘP

Likwidacja odkrywkowego zakładu górniczego jest zagadnieniem stale aktualnym, gdyż zarówno koszty samego procesu, potrzebny czas, jak i uwarunkowania formalno-prawne rzutują na powodzenie tego przedsięwzięcia. Pomimo licznych opracowań, artykułów i analiz ciągle jest niedosyt otwartej dyskusji, jak powinna przebiegać likwidacja odkrywkowego zakładu górniczego. Jednocześnie poruszając się w przestrzeni eksploatacji zasobów środowiska, nie można dziś inaczej postrzegać działalności górniczej, jak tylko przez pryzmat odpowiedzialnego zarządzania elementami środowiska, jakimi są kopaliny i teren po ich eksploatacji. Potrzebne jest również spojrzenie holistyczne, pozwalające sprowadzić proces likwidacji zakładu górniczego do odpowiedniego założenia biznesowego, które przedsiębiorca górniczy powinien zaplanować na samym początku działalności górniczej (Ptak & Kasztelewicz 2011, 2014, 2016; Uberman, 2011).

2. RYS HISTORYCZNY REGULACJI PRAWNYCH

Aktualne regulacje prawne dotyczące likwidacji odkrywkowego zakładu górniczego zawarte są w ustawie z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze* (dalej skrótowo *pgig*). Są one dorobkiem legislacyjnym wcześniejszych uchylonych już ustaw. Sięgając do pierwszego scalonego prawa górniczego w młodym niepodległym państwie zauważyć można, że generalnie rozporządzenie Prezydenta Rzeczypospolitej z dnia 29 listopada 1930 r. *Prawo górnicze* nie podejmowało szczegółowo tych kwestii. Scedowało sprawy likwidacji, a zasadniczo problemy z likwidacją kopalń, w wymiarze szkód górniczych na porozumienie w formie odszkodowania, między właścicielem zakładu górniczego a poszkodowanym. Następna ustawa górnicza, dekret z dnia 6 maja 1953 r. *Prawo górnicze* również nie zawierała szczególnych delegacji w zakresie likwidacji wyrobisk i ich zabezpieczania. Zagadnienie likwidacji wyrobisk górniczych i zagospodarowania terenów górniczych wprowadziła dopiero

ustawa z dnia 16 listopada 1960 r. *o zmianie prawa górniczego* zawierając w artykułach 120–127 obowiązek likwidacji i zagospodarowania wyrobisk odkrywkowych (Płodowski, 1963). Już wtedy był obowiązek likwidacji w miarę postępu eksploatacji, a więc w toku robót eksploatacyjnych. Zakres i sposób tych działań miał być określony w planie ruchu zakładu górniczego, w szczególności w planie likwidacji wyrobisk górniczych lub ich zabezpieczenia. Plan likwidacji sporządzany był zarówno dla całości złoża jak i dla oznaczonej części wówczas, kiedy zaniechanie było czasowe, tj. powyżej roku lub na zawsze (art. 126 ust. 2). Kolejna ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. *Prawo geologiczne i górnicze* przyjęła bliźniacze rozwiązania (Radecki, 1994). W rozdziale piątym, zatytułowanym „Likwidacja zakładu górniczego” w art. 80–82 ustalone zostały zasady i tryb likwidacji zakładu górniczego. Tutaj również tożsame były cele likwidacji jak i tryb w formie planu ruchu likwidowanego zakładu górniczego, zatwierdzanego przez nadzór górniczy, po uprzednim uzgodnieniu z właściwym organem gminy. Jednocześnie rozszerzono regulację o możliwość pokrycia kosztów wykonania obowiązków likwidacyjnych z zabezpieczenia, ustalonego w koncesji w art. 17. Nowa ustawa *pgig* dużo więcej uwagi poświęciła regulacji w zakresie likwidacji zakładów górniczych, choć nie ustrzegła się obszarów, które są problemowe i dalej wymagają regulacji. Od 1 stycznia 2015 roku uchylono w ustawie instytucję uzgadniania planu likwidowanego zakładu górniczego z organem samorządu terytorialnego, jak również nie wprowadziła w porównaniu z ustawą z 1994 r. delegacji odpowiedniego ministra w przedmiocie szczegółowych zasad, dotyczących funduszu likwidacji zakładu górniczego, regulując to w treści ustawy.

2.1. PRZEPISY O LIKWIDACJI – STAN NA 28 LUTEGO 2017 ROKU

Precyzując przedmiot zagadnienia należy rozpocząć od definicji zakładu górniczego. Zgodnie z art. 6 ust. 1 pkt 18 *pgig* – zakładem górniczym jest wyodrębniony technicznie i organizacyjnie zespół środków służących bezpośrednio do wykonywania działalności regulowanej ustawą w zakresie wydobywania kopalin ze złóż (...) w tym wyrobiska górnicze, obiekty budowlane, urządzenia oraz instalacje. Omawiane zatem przepisy będą się koncentrować na elementach ruchomych i na stanowiących nieruchomości. Likwidacja elementów ruchomych dotyczyć będzie:

- instalacji zdefiniowanych w ustawie z dnia 27 kwietnia 2001 r. *Prawo ochrony środowiska* rozumianej jako stacjonarne urządzenie techniczne, zespół stacjonarnych urządzeń technicznych powiązanych technologicznie, do których tytułem prawnym dysponuje ten sam podmiot i położonych na terenie jednego zakładu oraz budowle niebędące urządzeniami technicznymi ani ich zespołami, których eksploatacja może spowodować emisję,
- urządzeń zdefiniowanych w ustawie z dnia 27 kwietnia 2001 r. *Prawo ochrony środowiska* jako niestacjonarne urządzenie techniczne, w tym środki transportu,

- obiektów budowlanych zdefiniowanych w ustawie z dnia 7 lipca 1994 r. *Prawo budowlane*, przez co należy rozumieć budynek, budowlę bądź obiekt małej architektury, wraz z instalacjami zapewniającymi możliwość użytkowania obiektu zgodnie z jego przeznaczeniem, wzniesiony z użyciem wyrobów budowlanych.

Natomiast likwidacja elementów nieruchomości ograniczy się do nieruchomości gruntowych, gdzie podstawowym elementem będzie wyrobisko górnicze, tereny zajęte pod zwałowiska wewnętrzne i zwałowiska zewnętrzne, miejsca magazynowania produktu, miejsca składowania produktów, tereny zajęte pod, np. obiekty unieszkodliwiania odpadów lub też tereny zajęte pod zakład przeróbczy, ale zlokalizowany w granicy zakładu górniczego. Dla wyżej wymienionego zakresu przedmiotowego będzie prowadzony proces likwidacji, którego immanentną cechą jest rekultywacja tych terenów. W tym miejscu zasadnym jest dodać, że rekultywacja wpisuje się jako ostatni etap całego złożonego procesu likwidacji zakładu górniczego i mają do niej zastosowanie w sposób odpowiedni przepisy ustawy z dnia 3 lutego 1995 r. *o ochronie gruntów rolnych i leśnych* zgodnie z art. 129 ust. 2 *pgig*.

Należy również podkreślić, że cofnięcie koncesji, jej wygaśnięcie lub utrata jej mocy bez względu na przyczynę, nie zwalnia dotychczasowego przedsiębiorcy z wykonania obowiązków, dotyczących ochrony środowiska i likwidacji zakładu górniczego. Sam proces likwidacji, co do zasady odbywa się w oparciu o plan likwidowanego zakładu górniczego lub jego oznaczonej części, oczywiście z wyjątkiem zakładów górniczych działających na koncesji wydanej na podstawie art. 20 ust. 2 *pgig*, tj. koncesji udzielonych przez starostę. Przedsiębiorcy zakładów górniczych na koncesjach udzielonych przez starostę obowiązek likwidacji realizują zgodnie z własnymi założeniami, przedstawionymi do koncesji (art. 26 ust. 4 *pgig*) oraz w sposób określony w koncesji, uwzględniający obowiązki wymagań art. 129, co jest zgodne z art. 32 ust. 5 *pgig*. Przepisy artykułu 129 są treściową kwintesencją obowiązków przedsiębiorcy w procesie likwidacji zakładu górniczego niezależnie od rodzaju zakładu. Wszystkie zatem zakłady górnicze, działające na koncesjach starosty, marszałka czy ministra środowiska w zakresie przedmiotowym likwidacji zakładu górniczego, podlegają pod te przepisy. Szczególne miejsce w procesie likwidacji znajduje przepis art. 132 *pgig*, który nakazuje stosowanie odpowiednio przepisów do likwidacji zakładu górniczego, jego oznaczonej części oraz zbędnych ze względów technicznych i technologicznych urządzeń, instalacji, obiektów lub wyrobisk górniczych tego zakładu, prowadzonej przez podmiot niebędący przedsiębiorcą, w tym likwidacji byłego zakładu górniczego.

Do wymienionych obowiązków w zakresie likwidacji zakładu górniczego w art. 129 ust. 1 *pgig* należy w pierwszej kolejności zabezpieczenie lub zlikwidowanie wyrobiska górniczego oraz urządzeń, instalacji i obiektów zakładu. Niezależnie czy obowiązki te będą określone w sporządzonym planie likwidowanego zakładu górniczego (lub oznaczonej części), czy określone w samej koncesji, będą dodatkowo wymagać różnych decyzji, np. zezwalających na rozbiórkę obiektu budowlanego, decyzji w sprawie

rekultywacji, decyzji na wycinkę drzew itp. Kwestie te powinny zostać szczegółowo przedstawione w planie ruchu likwidowanego zakładu górniczego, sporządzonego zgodnie z Rozporządzeniem MŚ z dnia 16 lutego 2012 r. *ws. planów ruchu zakładu górniczego* bądź określone w koncesji starosty. W dalszej kolejności obowiązek likwidacji zakładu górniczego zobowiązuje przedsiębiorcę do przedsięwzięcia niezbędnych środków, chroniących sąsiednie złoża oraz wyrobiska zakładów górniczych. Ostatnim elementem, ale nie mniej istotnym, jest obowiązek przedsięwzięcia niezbędnych środków w celu ochrony środowiska oraz rekultywacji gruntów po działalności górniczej. Taki ogólny zapis w zakresie wymagań odnoszących się do ochrony środowiska oznacza, że przedsiębiorca winien gwarantować ochronę wszystkich komponentów środowiska przez czynne działania, w tym nie wykluczając sięgnięcia po najlepsze dostępne techniki i technologie. Kwestie ochrony środowiska, jak również rekultywacji, częściowo są uregulowane Rozporządzeniem MG z 28 kwietnia 2013 r. *ws. szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu w odkrywkowych zakładach górniczych*, w § 157 i § 162 z zachowaniem, w przypadku rekultywacji, odpowiedniości stosowania przepisów wcześniej już wspomnianej ustawy *o ochronie gruntów rolnych i leśnych* (oogril). W przypadku, kiedy przedsiębiorca nie dopełnia ciążącego na nim obowiązku, jaki został zapisany w art. 129 *pgig*, przewiduje się karę grzywny (art. 184 ust. 3 pkt 2 lit. o).

2.2. ORGANY NADZORUJĄCE PROCES LIKWIDACJI

W procesie likwidacji zakładu górniczego w różnym stopniu zaangażowano wiele organów administracji. Jako pierwszy należy wymienić organ koncesyjny, który już na etapie wniosku koncesyjnego wymaga prognozowanego sposobu likwidacji zakładu górniczego. W zależności od rodzaju koncesji odkrywkowej, będziemy mieć do czynienia z wymaganiami, jakie dla kopalin stanowiących własność górniczą, stawia projekt zagospodarowania złoża. I tak dla złóż węgla brunatnego, Rozporządzenie MŚ z dnia 24 kwietnia 2012 r. *ws. szczegółowych wymagań dotyczących projektów zagospodarowania złóż* wymaga przewidywanego sposobu likwidacji zakładów górniczych, ochrony zasobów pozostawionych w złożu po eksploatacji oraz rekultywacji gruntów po działalności górniczej (§ 1. ust. 1. pkt 1 lit. c).

Marszałek województwa udzielając koncesji w zakresie likwidacji często ogranicza się do stwierdzenia, że zakład górniczy będzie prowadzony na podstawie planu ruchu oraz z uwzględnieniem projektu zagospodarowania złoża i decyzji środowiskowej. Natomiast starosta, jako organ koncesyjny, określa sposób likwidacji uwzględniając wymagania z art. 129 ust. 1 *pgig*. Organy koncesyjne mają również decydujące znaczenie w sytuacjach skomplikowanych, gdy istnieje potrzeba określenia osoby obowiązanej do wykonania likwidacji zakładu górniczego. W takich sytuacjach ustawodawca nałożył na organ koncesyjny obowiązek wydania decyzji ustalającej zakres i sposób wykonania likwidacji zakładu górniczego (art. 39 ust. 3 *pgig*). Z uwagi na

fakt, że to organy koncesyjne wydają decyzje o wygaśnięciu koncesji, to również ten sam organ odpowiada za wpisanie w tej decyzji obowiązków w zakresie likwidacji. Decyzja marszałka w tym przedmiocie będzie odsyłać do zakresu i sposobu likwidacji ustalanego w planie ruchu likwidowanego zakładu górniczego, a decyzje starosty muszą same określić zakres i sposób. Jednocześnie decyzje stwierdzające wygaśnięcie koncesji są uzgadniane z wójtem (burmistrzem, prezydentem miasta). I tak pojawia się kolejny organ, który ma zdanie wiążące, z uwagi na formę uzgodnienia. Organy koncesyjne, mają jeszcze jedną istotną rolę przy wydawanych decyzjach o cofnięciu lub wygaśnięciu koncesji. W decyzjach tych może znaleźć się zapis o dokonaniu obmiaru wyrobiska i przedłożeniu operatu ewidencyjnego w terminie określonym przez organ (art. 101 ust. 10 *pgig*), co ma znaczenie dla jakości przeprowadzanej likwidacji. Rola natomiast organów nadzoru górniczego sprowadza się do sprawowania nadzoru i kontroli nad ruchem zakładów górniczych, które przystąpiły do likwidacji i rekultywacji (art. 168 ust. 1 pkt 7 *pgig*). Ponadto organy nadzoru górniczego zajmują się funduszem likwidacji zakładu górniczego, co zostanie szczegółowo przedstawione w aspektach finansowych likwidacji zakładu górniczego. Organy nadzoru górniczego pełnią funkcje porządkujące w zakresie dokumentacji po procesie likwidacji, gdyż zgodnie z art. 131 *pgig*, niezwłocznie po zakończeniu likwidacji zakładu górniczego przedsiębiorca przekazuje Prezesowi Wyższego Urzędu Górniczego dokumentację mierniczo-geologiczną, w sposób i w trybie określonym w przepisach wydanych na podstawie art. 116 ust. 7 *pgig*. Szczególnym uprawnieniem Dyrektora Okręgowego Urzędu Górniczego w uzasadnionych przypadkach jest wydanie decyzji nakazującej wykonanie obowiązku likwidacji zakładu górniczego, a w przypadku jej niewykonania przeprowadzenie egzekucji.

2.3. ADRESACI OBOWIĄZKU LIKWIDACJI ZAKŁADU GÓRNICZEGO

Ustawa ustala kilka podmiotów, które mogą być adresatami obowiązku likwidacji zakładu górniczego. W pierwszej kolejności jest to przedsiębiorca. Ustawa ściśle precyzuje, kim jest przedsiębiorca; w rozumieniu ustawy jest ten, kto posiada koncesję na prowadzenie działalności regulowanej ustawą (art. 6 pkt 9 *pgig*). Innymi adresatami obowiązku likwidacji zakładu górniczego jest następca prawny przedsiębiorcy. Ustawa nie precyzuje szczegółowo, kim jest ten następca. Tym samym należy się posługiwać instytucjami prawa cywilnego. O następstwie prawnym sukcesji mówi się, gdy jest nabycie, pochodne prawa podmiotowego, także wstąpienie w sytuację prawną obejmującą obok praw także obowiązki (*Mała Encyklopedia Prawna*, 2005). Są dwa modele następstwa prawnego, sukcesja pod tytułem szczególnym i sukcesja uniwersalna. Wydaje się, że w tym przypadku mamy sukcesję uniwersalną. I w sytuacji, kiedy nie istnieje przedsiębiorca, obowiązki likwidacji zakładu górniczego wykonuje jego następca prawny. Jako trzeci adresat obowiązku likwidacji w ustawie wymieniony jest właściciel lub osoba posiadająca inny niż własność tytuł prawny do nieruchomości.

Podmioty te są obowiązane do likwidacji, jeśli nie ma przedsiębiorcy i nie ma następcy prawnego. Mimo pewnych niedoskonałości tego przepisu, pozwala on zamknąć krąg podmiotów odpowiedzialnych za likwidację zakładu górniczego, co jest bardzo istotne z punktu widzenia skuteczności przeprowadzenia tego procesu.

3. ASPEKTY FINANSOWE LIKWIDACJI ZAKŁADU GÓRNICZEGO

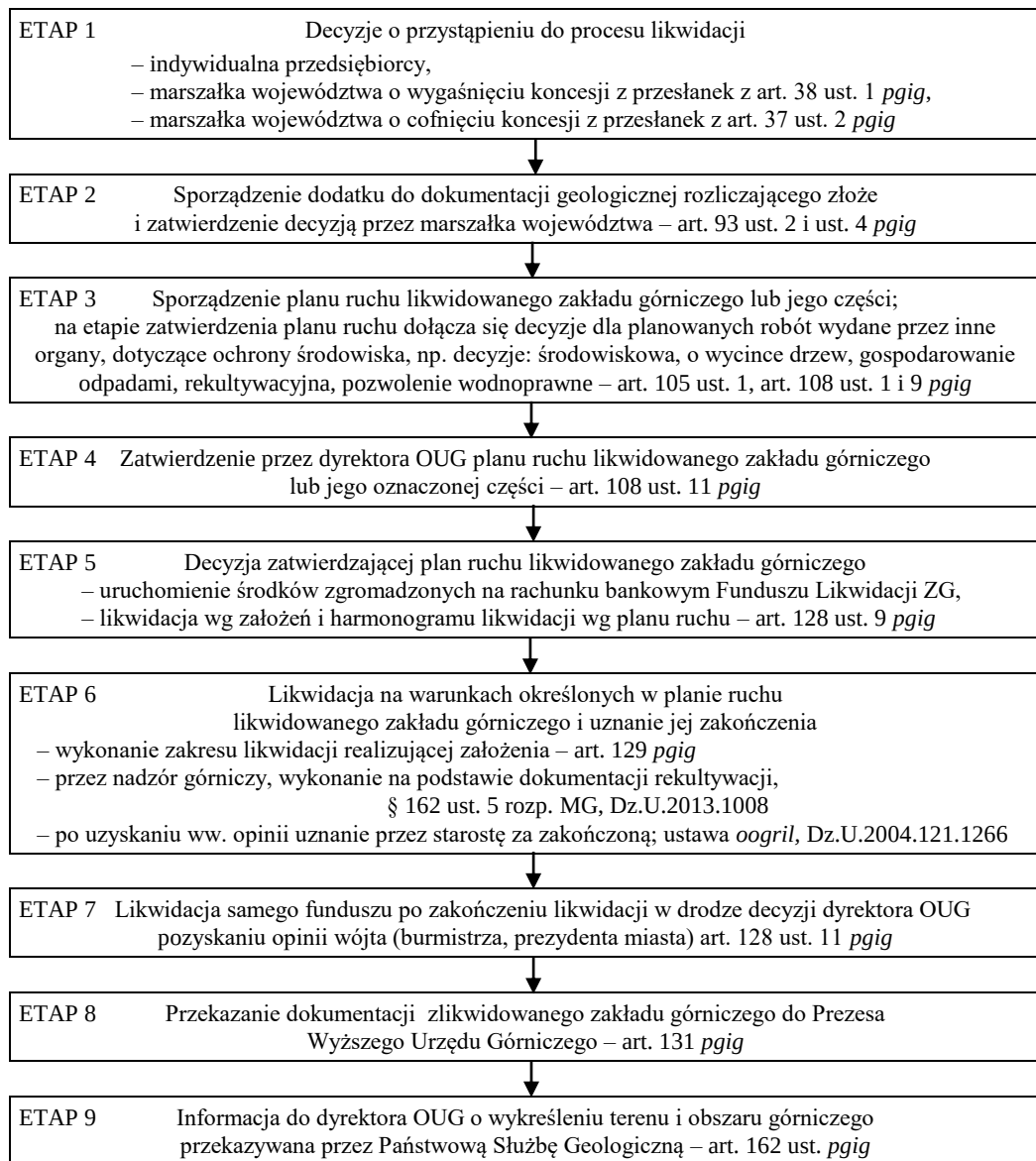
Przedsiębiorcy, którzy uzyskali koncesję na wydobywanie, z wyjątkiem koncesji udzielonych przez starostów, mają obowiązek tworzyć fundusz likwidacji zakładu górniczego i gromadzić na nim środki. Przedsiębiorca zgodnie z art. 128 ust. 1 *pgig*, inaczej niż w ustawie z 1994 r., może utworzyć wspólny fundusz dla więcej niż jednego zakładu górniczego. Rozpoczęcie dokonywania wypłat z funduszu może nastąpić po przedstawieniu przez przedsiębiorcę prowadzącemu rachunek ostatecznej decyzji właściwego organu nadzoru górniczego, zatwierdzającej plan ruchu likwidowanego zakładu górniczego lub jego oznaczonej części albo zatwierdzającej plan ruchu zakładu górniczego w części, w jakiej przewiduje on likwidację zbędnych ze względów technicznych i technologicznych urządzeń, instalacji, obiektów lub wyrobisk górniczych tego zakładu (art. 128 ust. 9 *pgig*). W ramach wcześniej opisanego nadzoru górniczego nad procesem likwidacji zakładu górniczego, inspektorzy okręgowych urzędów górniczych mają prawo żądać przedstawienia aktualnego wyciągu konta bankowego, na którym gromadzi środki funduszu. Oprócz informacji na temat wysokości zgromadzonych środków na funduszu, kontroli może również podlegać sposób ich ewentualnego wykorzystania, w oparciu o składaną przez przedsiębiorcę informację w tym zakresie (art. 128 ust. 10 *pgig*). Zgodnie z art. 128 ust. 11 *pgig*, likwidacja samego funduszu może nastąpić po zakończeniu likwidacji zakładu górniczego, za zgodą właściwego organu nadzoru górniczego, wyrażoną w drodze decyzji, po zasięgnięciu opinii właściwego wójta (burmistrza, prezydenta miasta). Przepis ten jest niestety „martwy”, bo nagminnie nieprzestrzegany przez banki. Sygnalizowane przez nadzór górniczy nieprawidłowości w tym zakresie do instytucji nadzoru bankowego, być może dopiero zaczną przynosić pozytywne rezultaty. Z uwagi na fakt, że instytucja prawna, jaką jest fundusz likwidacji zakładu górniczego jest kontynuacją regulacji poprzedniego prawa górniczego, które nakładało ten obowiązek również na przedsiębiorców z koncesją udzieloną przez starostę, ustawodawca od 1 stycznia 2012 r. zezwolił z mocy samej ustawy na likwidację tych funduszy zgodnie z art. 215 ust. 3 *pgig*. Dla odkrywkowej działalności górniczej na fundusz likwidacji zakładu górniczego trafiają środki o równowartości nie mniej niż 10% należnej opłaty eksploatacyjnej. Moment obowiązku przeznaczenia na fundusz likwidacji powstaje z dniem wymagalności opłaty eksploatacyjnej, a ustaje z dniem rozpoczęcia likwidacji zakładu górniczego. O ile rozpoczęcie gromadzenia środków na funduszu jest czytelne, to moment zaprzestania wpłat w praktyce jest trudny czasem do ustalenia. Bowiem

optymalny proces likwidacji zakładu górniczego powinien odbywać się sukcesywnie, na bieżąco w trakcie prowadzenia prac eksploatacyjnych. Faktyczna data ustalenia rozpoczęcia likwidacji może więc być również datą uprawomocnienia się decyzji zatwierdzającej planu ruchu, gdzie w treści i na załącznikach mapowych planu ruchu znajdują się elementy przewidzianej likwidacji i rekultywacji obszarów zbędnych. Datą taką może być również data uprawomocnienia się decyzji zatwierdzonego planu ruchu likwidowanego zakładu górniczego bądź jego oznaczonej części. Przedsiębiorca, jeżeli nie ma likwidacji zupełnej, to dla części gdzie jest prowadzona eksploatacja jest zobowiązany do samodzielnego określenia adekwatności środków. Oceniając funkcjonowanie regulacji należy zauważyć, że obecnie te środki mogą być gromadzone w różnych formach (bony skarbowe, obligacje Skarbu Państwa), ponadto stanowią koszty uzyskania przychodów w rozumieniu przepisów o podatku dochodowym i nie mogą być wykorzystywane w celach innych niż na likwidację zakładu górniczego. Środki te zgodnie z art. 130 *pgig* nie podlegają egzekucji administracyjnej ani sądowej z wyjątkiem sytuacji, kiedy wystawiony jest tytuł wykonawczy na wniosek wierzyciela przedsiębiorcy lub w sytuacji, kiedy upłynął termin decyzji dyrektora okręgowego urzędu górniczego, nakazującej wykonanie likwidację zakładu górniczego. Istotny jest również fakt, że środki funduszu nie wchodzą w skład masy upadłości podmiotów, które uzyskały koncesje wydobywcze ani też następców prawnych przedsiębiorców, którzy posiadali fundusz.

Z uwagi na złożone aspekty procesu likwidacji zakładu górniczego, graficzne zobrazowanie procedury procesu likwidacji zakładu górniczego przedstawia rysunek 1.

4. ASPEKTY TECHNICZNE LIKWIDACJI ZAKŁADU GÓRNICZEGO

Dla dobra całego procesu likwidacji zakładu górniczego konieczne jest planowanie tego procesu razem z dokumentami składanymi na etapie koncesji. Co do zasady elementy planowania procesu likwidacji przewijają się w takich dokumentach, jak dokumentacja geologiczna, projekt zagospodarowania złoża dla węgla brunatnego, raport oddziaływania na środowisko wraz z decyzją środowiskową, decyzje rekultywacyjne, ustalenia w uchwałach miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego, dokumentacji rekultywacji wykonanej zgodnie z PN-G-07800:2002. Brak jednak ich usystematyzowania i nadania im odpowiedniej wagi. Ciekawym pomysłem było stworzenie propozycji zasad dokumentowania warunków geologiczno-inżynierskich dla celów likwidacji kopalń, opracowanych przez zespół kilku ośrodków (Nieć & Woźniak, 2009). Jednakże obecnie regulacje prawne nie przewidują takiego metodycznego rozwiązania. A przecież problemy jakie wynikają z likwidacji zakładu górniczego są w wielu sytuacjach bardzo skomplikowane technicznie, czasochłonne i kosztowne.



Rys. 1. Procedura likwidacji zakładu górniczego
Fig. 1. Liquidation procedure of the surface mining plant

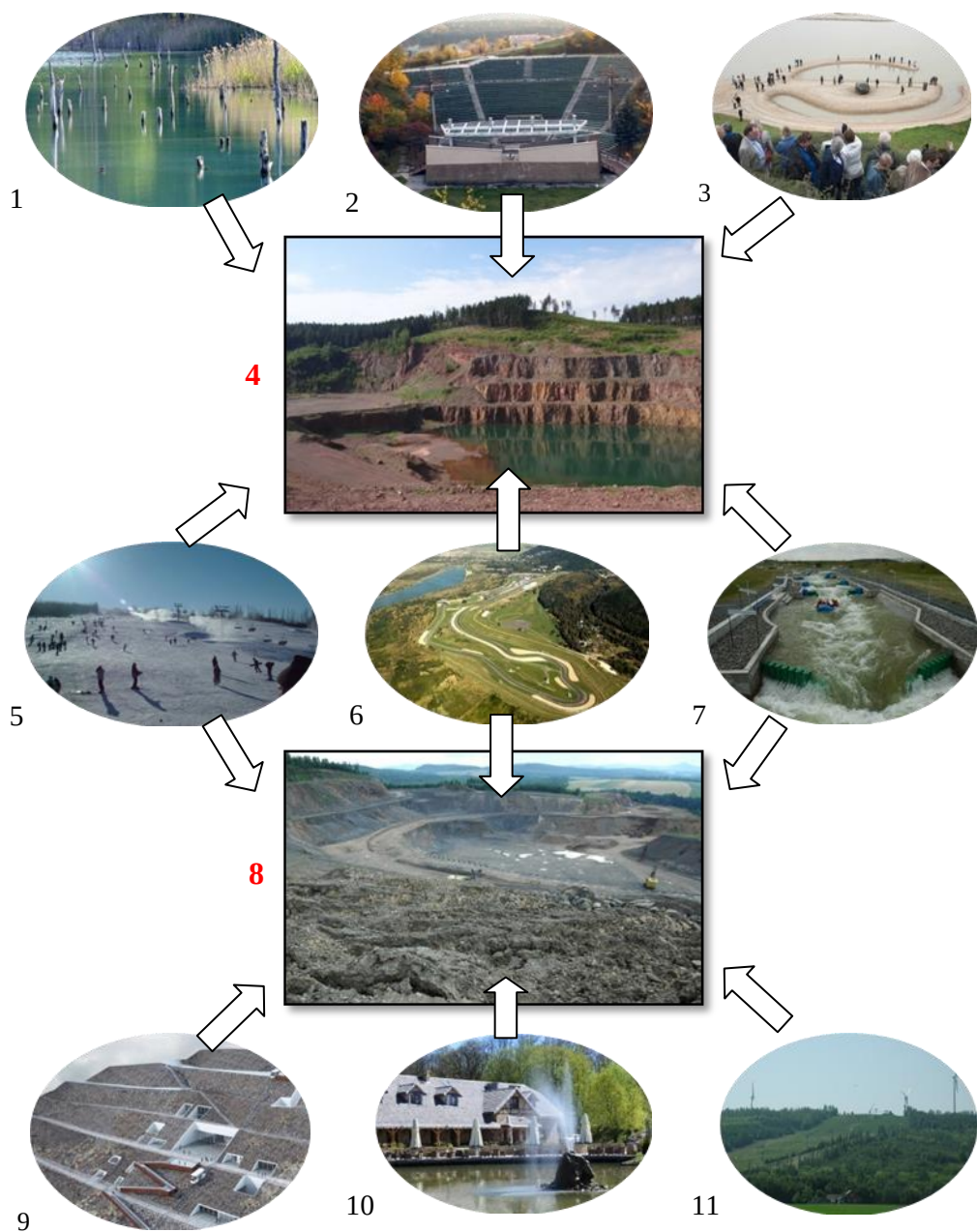
5. DOBRE PRAKTYKI W LIKWIDACJI ZAKŁADÓW GÓRNICZYCH

W tym zakresie można przedstawić niezliczone przypadki doskonałych realizacji likwidacji zakładów górniczych (rys. 2). Jedną cechą dla tych wszystkich przypadków jest wspólna – jako przedsięwzięcia bronią się samodzielnie ekonomicznie. Każde z nich, gdyby nie dobry pomysł, stanowiłoby źródło kosztów, choćby tylko z powodu zachowania ochrony elementów przyrodniczych w formie niepogorszonej (Kasztelwicz, 2010; Ptak, 2015).

Dzięki wykorzystaniu niepowtarzalnych cech terenu, lokalizacji, uzbrojeniu w infrastrukturę techniczną były zakłady górnicze rozpoczęły nowe życie. Stały się zasobami ciekawie zaaranżowanych miejsc, które zostały zaakceptowane przez społeczeństwo. Tereny byłych zakładów górniczych (rys. 2) nadają się na ścieżki dydaktyczne, geoparki, miejsca wypełniające przestrzeń kulturalną miast, jako galerie, miejsca wystaw czy amfiteatry. Szczególne predyspozycje tych terenów widać dla organizacji różnej aktywności sportowej. Od dawna miejsca po zakładach górniczych pełnią też rolę prywatnych inicjatyw gospodarczych, szczególnie turystycznych i gastronomicznych. Z uwagi na duże powierzchnie część zlikwidowanych zakładów z powodzeniem nadaje się na farmy wiatrowe, czy na obszary pod fotowoltaikę.

6. PODSUMOWANIE

Objętość artykułu nie pozwoliła autorom obszerniej przedstawić kierunków działania, koniecznych dla sprawnego i skutecznego prowadzenia procesu likwidacji zakładu górniczego. Wzmiankowane zagadnienia i mnogość przypadków świadczy, że nie zostało jeszcze dopracowane sprawne działanie systemu. Należy jednak dążyć do wypracowania jasnych procedur likwidacji zakładów górniczych, gdyż od ich jakości zależeć będzie zarówno postrzeganie przez społeczeństwo górnictwa odkrywkowego, jaki i powodzenie wielu inwestycji górniczych w ujęciu czystego rachunku biznesowego.



Rys. 2. Wybrane przykłady zagospodarowania terenów po likwidacji zakładów górniczych
Fig. 2. Selected examples of land development after the liquidation of surface mining plants

1. Europejski Geopark Łuk Mużakowa; dawne wyrobisko odkrywkowe węgla brunatnego kopalni Babina i ilów ceramicznych (fot. J. Koźma)
European Geopark Łuk Mużakowa, Old lignite opencast Babina and ceramic clay opencast (phot. J. Koźma)
2. Zagospodarowany na amfiteatr kamieniołom Kadzielnia w Kielcach
Old quarry Kadzielnia in Kielce developed for amphitheater
3. Robert Smithson, Złamany krąg/kopiec ziemny
Robert Smithson, Broken Circle/Spiral Hill
4. Zlikwidowany zakład górniczy Świerki (fot. M. Ptak)
Świerki liquidated quarry (phot. M. Ptak)
5. Stok narciarski na zwałowisku Bełchatowa (fot. Z. Kasztelewicz)
Ski slope on external dump in Bełchatów (phot. Z. Kasztelewicz)
6. Autodrom na terenie zlikwidowanej kopalni (fot. Z. Kasztelewicz)
Racing course for motor-cars on liquidated mine terrain
7. Sztuczny tor wodny na terenie zlikwidowanej kopalni (fot. Z. Kasztelewicz)
Artificial water track on liquidated mine terrain (phot. Z. Kasztelewicz)
8. Wyrobisko górnicze zakładu górniczego Krzeniów (fot. M. Ptak)
Krzeniów quarry mine site, (phot. M. Ptak)
9. Sposób na zagospodarowanie hałdy – praca konkursowa
Way for external dump reclamation – competition work
10. Zlikwidowany zakład górniczy Pierwoszków (fot. M. Ptak)
Pierwoszków liquidated mining plant (phot. M. Ptak)
11. Farma wiatrowa na zwałowisku zewnętrznym KWB Bełchatów (fot. M. Ptak)
Wind farm on external dump of KWB Bełchatów (phot. M. Ptak)

LITERATURA

- Dekret z dnia 6 maja 1953 r. *Prawo górnicze*, Dz.U.1953.29.113 ze zm.
- KASZTELEWICZ Z., 2010, *Rekultywacja terenów pogórnich w polskich kopalniach odkrywkowych*, Fundacja Nauka i Tradycje Górnicze, Kraków.
- Mała Encyklopedia Prawna, 2005, Wyd. C.H. Beck.
- NIEĆ M., WOŹNIAK H. (red.), 2009, *Zasady dokumentowania warunków geologiczno-inżynierskich dla celów likwidacji kopalń*, Ministerstwo Środowiska.
- PŁODOWSKI T., 1963, *Prawo górnicze*, Wyd. Geologiczne Warszawa.
- PN-G-07800:2002 *Górnictwo odkrywkowe. Rekultywacja. Ogólne wytyczne projektowania*.
- PTAK M., KASZTELEWICZ Z., 2011, *Rekultywacja terenów pogórnich w kopalniach surowców skalnych*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWR, 132, Studia i Materiały 39, Górnictwo i geologia XV, 165–175.
- PTAK M., KASZTELEWICZ Z., 2014, *Rekultywacja w prawie geologicznym i górnictwie jako element planowania działalności*, Mining Science – Mineral Aggregates vol. 21(1), 171–179.

- PTAK M., KASZTELEWICZ Z., 2016, *Proces likwidacji, rekultywacji w odkrywkowych zakładach górniczych a wykorzystywanie odpadów wydobywczych, innych niż wydobywcze oraz surowców antropogenicznych*, *Górnictwo Odkrywkowe*, nr 1, 40–46.
- PTAK M., 2015, *Dawne kamieniołomy dolnośląskie dzisiaj atrakcją geoturystyczną*, *Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie*, nr 7.
- RADECKI W., 1994, *Ochrona środowiska w prawie geologicznym i górnictwym, Przepisy z komentarzem*, Agencja Rozwoju Regionalnego SA.
- Rozporządzenie MG z dnia 28 kwietnia 2013 r. ws. szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu w odkrywkowych zakładach górniczych, Dz.U.2013.1008.
- Rozporządzenie MŚ z dnia 16 lutego 2012 r. ws. planów ruchu zakładu górnictwa, Dz.U.2012.372.
- Rozporządzenie MŚ z dnia 24 kwietnia 2012 r. ws. szczegółowych wymagań dotyczących projektów zagospodarowania złóż, Dz.U.2012. 511.
- Rozporządzenie Prezydenta Rzeczypospolitej z dnia 29 listopada 1930 r. *Prawo górnictwe*, Dz.U.R.P.1930.85.654.
- UBERMAN R., 2010, *Aspekty prawne i finansowe likwidacji kopalń odkrywkowych*, *Górnictwo i Geoinżynieria*, nr 3.
- UBERMAN R., 2011, *Analiza i ocena zmian przepisów projekcie prawa geologicznego i górnictwa odnoszących się do likwidacji kopalń i rekultywacji terenów po działalności górniczej*, *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr*, 132, *Studia i Materiały* nr 39, *Górnictwo i geologia XV*, 307–315.
- Ustawa z dnia 16 listopada 1960 r. o zmianie prawa górnictwa, Dz.U.1960.52.302.
- Ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. *Prawo geologiczne i górnictwo*, Dz.U.1994.27.96 ze zm.
- Ustawa z dnia 7 lipca 1994 r. *Prawo budowlane*, j.t. Dz.U.2016.290.
- Ustawa z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych, Dz.U.2004.121.1266 ze zm.
- Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. *Prawo ochrony środowiska*, j.t. Dz. U.2016.672.
- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnictwo*, j.t. Dz. U.2016.1131 ze zm.

LIQUIDATION OF THE SURFACE MINING PLANT

Text volume has not allowed for the extensive analysis of formal steps which are necessary for efficient and effective carrying out of liquidation process of the surface mining plant. Mentioned problems and multiplicity of examples have shown not developed a fully operational system yet. It should strive to develop clear procedures of surface mining plants liquidation, because mining perception by society and investment success of mining enterprise will depends on its transparency.

RODZAJ KRUSZYWA JAKO JEDNA Z MOŻLIWYCH PRZYCZYN DESTRUKCJI BETONU

1. WSTĘP

Kruszywo stanowi zazwyczaj około 70–75% objętości betonu zwykłego. Z tego względu jego właściwości w znacznym stopniu decydują zarówno o cechach użytkowych mieszanki betonowej, jak też mają wpływ na jakość stwardniałego betonu. Parametry techniczne kruszywa naturalnego, mające znaczenie dla technologii i trwałości betonu, zależą od właściwości kopaliny, z jakiej ono powstało oraz od rodzaju jej obróbki (związanej z działaniem procesów geologicznych lub technologicznych). Błędy w doborze rodzaju kruszywa, popełnione na etapie projektowania mieszanki betonowej, skutkują niższą trwałością betonu, co może wywołać jego postępującą destrukcję.

2. MATERIAŁ BADAWCZY I METODYKA BADAŃ

Przedmiotem badań, których wyniki przedstawiono w niniejszym artykule, były kruszywa zastosowane w betonach posadzkowych, w formie mieszanek zawierających naturalne, niekruszone kruszywa żwirowo-piaskowe oraz kruszywa łamane wyprodukowane ze skał litych. Z betonów tych, w latach 2011–2013, wykonane zostały przez różnych wykonawców, posadzki w pięciu halach przemysłowych.

Beton posadzkowy nr 1 – zastosowano mieszankę kruszywa piaskowego 0/2 mm, łamanego kruszywa wapiennego 8/16 mm oraz łamanego kruszywa granitowego 16/32 mm. Beton został powierzchniowo utwardzony kilkumilimetrową warstwą wykończeniową (posypką), zawierającą kruszywo kwarcowe.

Beton posadzkowy nr 2 – zastosowano mieszankę kruszywa piaskowego 0/2 mm, łamanego kruszywa granitowego 2/8 mm oraz łamanego kruszywa wapiennego 0/22 mm. Beton został powierzchniowo utwardzony kilkumilimetrową wykończeniową warstwą ochronną zawierającą drobne, głównie kwarcowe oraz elektrokorundowe kruszywo.

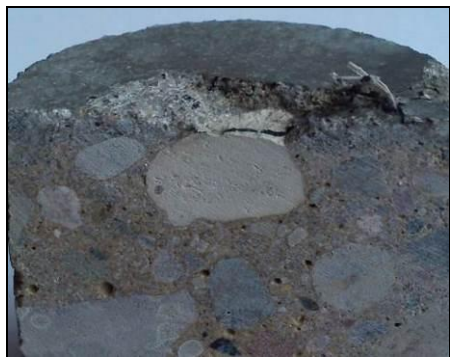
Beton posadzkowy nr 3 – zastosowano mieszankę kruszywa piaskowego 0/2 mm, kruszywa żwirowego 2/8 mm oraz łamanego kruszywa wapiennego 0/32 mm. Górna

powierzchnia betonu została powierzchniowo utwardzona kilkumilimetrową warstwą ochronną zawierającą drobne, głównie kwarcowe kruszywo.

Beton posadzkowy nr 4 – zastosowano mieszankę kruszywa piaskowego 0/2 mm, kruszywa żwirowego 2/8 mm oraz łamanego kruszywa granitowego 8/16 mm. Górna powierzchnia betonu została pokryta kilkumilimetrową warstwą utwardzalną zawierającą ziarna kwarcu.

Beton posadzkowy nr 5 – zastosowano mieszankę kruszywa piaskowego 0/2 mm oraz kruszywa żwirowego 2/22 mm. Beton był odpowiednio zbrojony, a jego górną powierzchnię pokryto kilkumilimetrową, utwardzalną warstwą wykończeniową (posypką), zawierającą kwarc.

Po dwuletnim, a w jednym przypadku po rocznym okresie użytkowania posadzek, doszło do powstania na ich zewnętrznej powierzchni licznych odprysków i drobnych spękań, pogarszających stan wizualny i techniczny tych obiektów (rys. 1, 2).



Rys. 1. Fragment rdzenia z odwiertu wykonanego w posadzce nr 2 z widocznym odpryskiem powstałym na powierzchni betonu
Fig. 1. A fragment of the drill core from the floor no. 2 showing a splinter developed on the concrete surface



Rys. 2. Fragment rdzenia z odwiertu wykonanego w posadzce nr 3; widoczny odprysk w utwardzonej warstwie wykończeniowej oraz w zewnętrznej warstwie betonu
Fig. 2. A fragment of the drill core from the floor no. 3 showing a splinter developed both within its finishing and outer layers

W celu określenia przyczyny destrukcji betonu, w każdej posadzce wykonano kilka pionowych odwiertów, stanowiących materiał przeznaczony do badań. Łącznie badaniom poddano 19 próbek betonu. Z uzyskanych rdzeni (fragment od powierzchni posadzki do głębokości 5 cm) wykonano preparaty mikroskopowe do światła przechodzącego. Wykonano na nich badania petrograficzne, obejmujące identyfikację składników kruszywa oraz ocenę ich stanu zachowania. Określono także udziały objętościowe, poprzez zliczenie 300 ziaren w każdej próbce. Wielkość ziaren kruszywa określono mikroskopowo w zakresie od 0,01 mm do 2 mm oraz makroskopowo przy użyciu lupy binokularnej dla ziaren większych niż 2 mm. Strukturę produktów reakcji

składników kruszywa z alkaliarni pochodzącymi z cementu, obserwowano na naturalnych przełamach betonów, przy użyciu skaningowego mikroskopu elektronowego.

Za pomocą mikrotwardościomierza z wgłębnikiem Knoopa (PN-EN 14205:2004) wykonano oznaczenia twardości ziaren kruszywa. Metoda ta jest szczególnie przydatna do badania twardości w mikroobszarach o powierzchni wynoszącej maksymalnie kilkaset μm^2 . Dzięki temu, w niektórych przypadkach możliwe było wykonanie nawet kilku lub kilkunastu pomiarów w obrębie jednego, badanego ziarna kruszywa. Pozwoliło to na określenie zarówno dość oczywistej zależności istniejącej pomiędzy składem mineralnym ziaren a ich twardością, ale także umożliwiło ocenę wpływu stanu zachowania poszczególnych składników mineralnych na zwięźłość okruców skalnych, składających się na kruszywo betonu. W tym celu, z tych samych próbek betonów, z których wykonano preparaty mikroskopowe, wycięto płytki o grubości 10 mm i powierzchni 50×40 mm, które następnie wypolerowano. Ziarno kruszywa poddane badaniu ustawiano w polu widzenia obiektywu mikroskopu i dla wybranego miejsca uruchamiano procedurę badawczą. Obejmowała ona automatyczne naprowadzenie wgłębnika nad punkt pomiarowy, a następnie wykonanie jego wcisku w ziarno przez okres 10 sekund, z obciążeniem wynoszącym 0,98 N. Twardość obliczana była automatycznie przez urządzenie, zgodnie z formułą

$$HK = 0,102 \cdot F/S = 0,102 \cdot F/CD^2 = 1,4509 \cdot F/D^2 \quad (1)$$

gdzie:

HK – twardość Knoop, [MPa],

F – siła, [N],

S – pole powierzchni, [mm^2],

C – stała wgłębnika,

D – długość dłuższej przekątnej powstałego wgniecenia, [mm].

Dla każdego badanego rodzaju ziarna kruszywa wykonano 40 pomiarów.

W badaniach wykorzystano: mikroskop petrograficzny, polaryzacyjny do światła przechodzącego JENAPOL (Carl Zeiss Jena), komputerowy analizator obrazu NIS-Elements BR 3.2 (Nikon Corporation, Tokyo), lupę binokularną firmy Carl Zeiss Jena, skaningowy mikroskop elektronowy typu NOVA NANO SEM FIRMY FEI Company oraz mikrotwardościomierz Vickersa/Knoop, model HVKD-1000IS.

3. WYNIKI BADAŃ

Badania mikroskopowe wykazały, że kruszywo występujące w betonach jest zróżnicowane petrograficznie. Łącznie wyróżniono 14 rodzajów składników, natomiast w poszczególnych betonach występowało ich od 9 do 12 (tab. 1). Stwierdzono, że ziarna wykazują różny stopień zwięźłości (lityfikacji), wynikający z ich budowy wewnętrznej i składu mineralnego. Charakteryzują się zróżnicowanymi kształtami i stopniem obtoczenia (ostrokrawędzistości), co wynika z rodzaju obróbki, jakiej

zostały poddane. Wykazują także różny stopień zmian wietrzeniowych oraz przejawy destrukcji powstałej po ich wbudowaniu do mieszanki betonowej.

Tab. 1. Skład petrograficzny badanych kruszyw
Tab. 1. Petrographic composition of the aggregates tested

Nazwa składnika	Udział składnika kruszywa [% obj.]				
	beton nr 1 (4 próbki)	beton nr 2 (3 próbki)	beton nr 3 (4 próbki)	beton nr 4 (3 próbki)	beton nr 5 (5 próbek)
kwarc	35,8–40,9	31,5–33,5	38,1–40,4	28,4–31,7	66,0–71,1
skalenie	3,1–4,4	2,2–2,8	4,5–6,0	2,6–3,6	1,7–3,3
granodioryt	–	7,1–8,1	–	–	0,0–2,5
granit	14,5–17,2	10,1–11,0	9,3–11,1	26,8–35,3	13,3–15,7
gabro	–	0,7–1,2	–	–	–
gnejs	5,5–11,4	0,4–0,8	–	–	–
diabaz	3,2–6,1	–	1,5–2,3	4,2–9,2	0,0–1,8
kwarcyt	3,4–4,5	1,9–2,3	3,1–3,8	4,8–11,3	0,8–1,5
opoka i geza	–	3,6–4,3	3,4–4,5	1,9–3,8	0,8–2,0
piaskowiec	1,6–4,0	2,1–2,6	1,5–2,3	2,1–3,4	0,0–3,8
wapień mikrytowy	7,5–9,5	11,5–13,0	10,8–13,6	6,4–9,9	1,7–4,3
wapień mikrosparytowy	–	8,1–9,3	–	–	–
wapień marglisty	–	14,6–15,4	1,2–1,8	–	–
wapień biomikrytowy i organogeniczny	11,0–13,4	–	13,5–15,7	5,1–8,2	3,9–8,3

Ziarna kwarcu są składnikiem najliczniej występującym i jednocześnie obecnym we wszystkich badanych betonach. Najczęściej są monokrystaliczne, zarówno obtoczone, jak i ostrokrawędziste, o zróżnicowanych kształtach. Niewiele jest ziaren polikrystalicznych, co wskazuje na dokładne przekruszenie i rozdrobnienie tego materiału. Istotny dla jakości betonu jest dobry stan ich zachowania. Ziarna nie są spękanе ani zwietrzałe i wykazują dobrą przyczepność do spoiwa. Brak jest wokół nich aureoli wtórnych zmian wietrzeniowych lub produktów reakcji pomiędzy kruszywem i spoiwem. Charakteryzują się najwyższymi spośród pozostałych składników kruszywa wartościami twardości Knoopa *HK*, mieszczącymi się w przedziale 162,2–175,1 MPa; średnio 169,8 MPa (tab. 2). Jednocześnie wykazują niewielką zmienność wartości tego parametru, z uwagi na jednorodność strukturalną i mineralną tego składnika oraz jego odporność na procesy wietrzenia i przeobrażania. Kwarc stanowi jeden z najbardziej wartościowych składników kruszywa, korzystnie wpływający na cechy wytrzymałościowe betonu i jego niską nasiąkliwość.

Do odpornych mechanicznie składników kruszywa należą także kwarcyty oraz niektóre okrychy granodiorytów, granitów, gabr, gnejsów i diabazów. Kwarcyty obecne są we wszystkich badanych betonach, chociaż tylko w niewielkim, zwykle kilkuprocentowym udziale (tab. 1). Najczęściej są ostrokrawędziste lub półobtoczone i nie wykazują reakcji ze spoiwem. Posiadają jednorodną budowę wewnętrzną. Złożone są

z drobnych ziaren kwarcu, bardzo silnie ze sobą strukturalnie związanych. Dzięki temu tego rodzaju ziarna kruszywa są zwarte i dobrze zachowane. Te cechy kwarcytów znajdują swój wyraz w wysokich wartościach *HK*, wynoszących 133,4–159,7 MPa; średnio 146,6 MPa (tab. 2), tylko nieznacznie niższych od oznaczonych dla monokrystalicznych ziaren kwarcu.

Tab. 2. Zmienność twardości Knoopa badanych kruszyw
Tab. 2. Variability of the Knoop hardness of the aggregates tested

Nazwa składnika	Wartość twardości <i>HK</i> [MPa] (40 pomiarów dla każdego składnika)	
	od–do	średnio
kwarc	162,2–175,1	169,8
skalenie	54,3–99,4	88,7
granit	49,7–155,2	105,2
gabro	92,0–135,4	128,9
kwarcyt	133,4–159,7	146,6
opoka	33,7–52,1	43,6
wapień mikrytowy	27,5–39,3	32,5
wapień marglisty	20,7–32,8	28,1
wapień mikrosparytowy	55,1–73,2	69,4

Okruchy granodiorytów i granitów występujące w kruszywie, reprezentowane są przez ziarna zarówno obtoczone, jak i ostrokrawędziste, o różnorodnych kształtach i rozmiarach. Ich stan zachowania jest zróżnicowany. Granodioryty stwierdzono tylko w dwóch spośród pięciu badanych betonów (tab. 1), zazwyczaj są dobrze zachowane, stanowią odporny mechanicznie składnik kruszywa. Niekiedy jednak, nawet w tym samym betonie, obecne są ich formy silnie zwięzłe. W takich ziarnach, kwarc zwykle jest spękany, współwystępuje z również spękanymi i silnie rozłożonymi (zserycytyzowanymi) skaleniami oraz wyraźnie zmienionymi minerałami ciemnymi: piroksenami, amfibolami i biotytem, które uległy chlorytyzacji lub uralityzacji. Zaawansowany stopień zwięzlenia okruszków granodiorytów, znajdujących się przy powierzchni posadzki spowodował, że uległy one wykruszeniu i rozpadły się na mniejsze fragmenty. W odróżnieniu od tych skał, granity są składnikiem kruszywa występującym we wszystkich badanych betonach, w dość dużych udziałach objętościowych, dochodzących nawet do około 35% (tab. 1). Złożone są głównie z kwarcu, skaleni alkalicznych, plagioklazów oraz łyszczyków. Zwykle są dobrze zachowane, stanowią odporny mechanicznie składnik kruszywa. Jednak w wielu przypadkach, nawet w obrębie tego samego betonu, są one zmienione. Wyraża się to przede wszystkim spękaniami ziaren, serycytyzacją skaleni alkalicznych i kalcyfikacją plagioklazów oraz chlorytyzacją biotytytu. Polimineralny charakter granitów oraz zróżnicowany stan ich zachowania wyraża się dużą zmiennością twardości *HK*. Dla fragmentów ziaren

kruszywa zajętych przez silnie zserycytizowane i skalcyfikowane skalenie lub schlorytizowany biotyt, jej wartość wynosi od zaledwie 49,7 MPa do 65,5 MPa. W częściach ziaren, w których minerały te są tylko nieznacznie przeobrażone, wartość *HK* osiąga poziom około 100 MPa, natomiast w miejscach występowania kwarcu, nawet lekko spękanego, uzyskano maksymalną wartość twardości *HK* wynoszącą 155,2 MPa (tab. 2). W wielu okruchach granitów znajdujących się w brzeżnych partiach posadzki, zawierających silnie spękaną kryształ kwarcu i zmienione skalenie, doszło do wykruszenia ich fragmentów i osłabienia ich wiązania ze spoiwem. W niektórych miejscach, pomiędzy okruchami granitu i spoiwem powstały szczeliny, ułatwiające wypadanie z betonu takich słabo osadzonych w spoiwie ziaren (rys. 3). Należy zatem podkreślić, że granity zawierające zmienione i/lub spękaną ziarna mineralne, stanowią składnik kruszywa o negatywnym wpływie na jakość betonu.

W dwóch betonach zawierających łamane kruszywa granitowe, stwierdzono obecność okruchów gnejsów, a w jednym z nich, dodatkowo także niewielki udział gabra (tab. 1). Okruchy tych skał posiadają owalne i kuliste kształty. Gnejsy mają smużystą teksturę, a obecne w nich skalenie i kwarc są niezmienione, w odróżnieniu od łyszczyków, w których zaznaczają się procesy przeobrażenia (chlorytyzacji). Występujące w gabrze plagioklasy, pirokseny i amfibole są dobrze zachowane i nie wykazują reakcji ze składnikami spoiwa betonu. Dzięki temu wartość twardości *HK* ziaren gabra jest dość wysoka, mieszcząc się w przedziale 92,0–135,4 MPa (tab. 2). Najniższe wartości, wynoszące poniżej 100 MPa, uzyskano w punktach występowania plagioklazów, natomiast wartości wyższe, dochodzące do 135,4 MPa były charakterystyczne dla pozostałych dwóch głównych składników skały. Uzyskane wyniki wskazują, że gabra stanowi dobry jakościowo składnik kruszywa. Jego duży udział w kruszywie może istotnie wpływać na uzyskanie przez beton odpowiednich, korzystnych parametrów wytrzymałościowych.

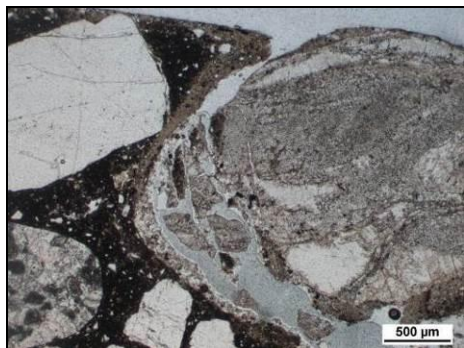
Diabazy występują niemal we wszystkich badanych betonach. Ich ziarna najczęściej są ostrokrawędziste, rzadziej półobtoczone. Zbudowane są ze wzajemnie poprzerastanych kryształów piroksenów i plagioklazów, zwykle o dobrym stanie zachowania, bez względu na umiejscowienie w betonie. Niekiedy jednak, łącznie z nimi, obecne są także ziarna dość wyraźnie zwietrzałe, głównie w wyniku rozkładu występujących w nich skał. Takie okruchy diabazów są rozsypliwe, a na ich granicy ze spoiwem betonu obserwuje się aureolę zmian. Ziarna te, osadzone w części betonu przy powierzchni posadzki, uległy spękaniu i wykruszeniu.

Skalenie obecne w formie monokryształów, pochodzących z rozkruszenia zróżnicowanych genetycznie skał, reprezentowane są przez odmiany alkaliczne (mikroklin, ortoklaz) oraz plagioklasy. Obecne są także ich osobniki o budowie pertytowej. Ziarna tych minerałów wykazują różnorodne kształty, najczęściej jednak są izometryczne, a często o prostokątnym pokroju. Ich obecność stwierdzono we wszystkich badanych betonach (tab. 1). Są składnikiem kruszywa charakteryzującym się zróżnicowaną jakością, wynikającą z różnego nasilenia procesów przeobrażenia, jakim zostały pod-

dane oraz różnej ich podatności na te procesy. W związku z tym obok osobników dość dobrze zachowanych, obecne są ziarna zmienione przez serycytyzację, kalcyfikację, kaolinityzację, saussurytyzację lub chlorytyzację. Wykazują doskonałą, dwukierunkową łupliwość i z tego względu w wielu miejscach, zwłaszcza przy powierzchni zewnętrznej betonu, uległy rozpadowi na regularne okruchy. Charakteryzują się zmienną twardością *HK* w zakresie 54,3–99,4 MPa (tab. 2). Maksymalne wartości tego parametru, wynoszące powyżej 90 MPa, wykazują ziarna niezmienione, natomiast wartości najniższe, nieprzekraczające 65 MPa, stwierdzono w osobnikach silnie zserycytizowanych i skaolinityzowanych lub schlorytyzowanych. Proces kalcyfikacji i saussurytyzacji, nawet jeśli objął całe ziarno skalenia, spowodował tylko niewielkie obniżenie twardości, od 65 MPa do 90 MPa. Uzyskane wartości twardości *HK* wskazują, że obecność w betonie dużej ilości zserycytizowanych lub skaolinityzowanych ziaren skaleni, może istotnie wpłynąć na obniżenie cech wytrzymałościowych betonu.

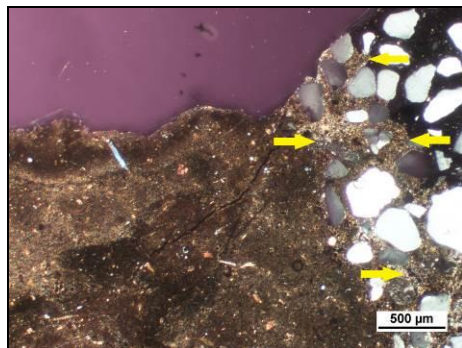
Składnikami kruszywa powszechnie obecnymi w opisywanych betonach są wapienie mikrytowe, mikrosparytowe, biomikrytowe, organogeniczne i margliste. Okruchy tych skał mają bardzo zróżnicowane rozmiary wynoszące od 0,01 do 32 mm. Formy drobniejsze są zazwyczaj ostrokrawędziste, o trójkątnych lub wydłużonych kształtach. Większe okruchy są zwykle owalne, a jedynie w betonach nr 2 i 3, zawierających łamane kruszywo wapienne, mają nieregularne kształty. W wapieniach mikrytowych głównym składnikiem jest mikryt, czyli drobnokrystaliczna odmiana kalcytu. Czasem współwystępują z nim drobne skupienia związków żelaza oraz niewielkie konkretce chalcedonu. Obecność tych ostatnich spowodowała, że na granicy niektórych okruców wapieni i spoiwa betonu powstały strefy zmian, wywołane wzajemną reakcją obu składników. Ziarna mikrytu wykazują słabe wzajemne wiązanie, co sprawia, że pomiędzy nimi obecne są liczne mikropory. Z tego względu okruchy tych wapieni są słabo zwarte, miękkie i silnie nasiąkliwe (Pinińska, 2000). Tym samym są one nieodporne na tarcie, nacisk lub uderzenie i silnie podatne na oddziaływanie wody oraz mrozu. Ze względu na stosunkowo jednorodną budowę wewnętrzną, charakteryzują się małą zmiennością twardości *HK*, która wynosi od 27,5 MPa dla skupień mikrytu pozbawionych domieszek do 39,3 MPa (tab. 2) w miejscach wzbogaconych w amorficzną krzemionkę. W badanych betonach, wszystkie ziarna wapieni umiejscowione na powierzchni posadzki lub przykryte jedynie cienką warstwą posypki utwardzającej, uległy rozpadowi, powodując powstanie ubytków o zróżnicowanych rozmiarach. W wapieniach marglistych oprócz mikrytu kalcytowego obecne są drobnofusczkowe minerały ilaste. Występują one w formie rozproszonej lub w formie nieregularnych skupień, smug i lamin. Obecność minerałów ilastych w tych wapieniach istotnie pogarsza ich parametry techniczne, zwłaszcza nasiąkliwość i wytrzymałość na ściskanie (Smoleńska, 1993). Również wartość *HK* jest niższa niż w wapieniu mikrytowym i wynosi 20,7–32,8 MPa (tab. 2). W minerałach ilastych może dochodzić do przebudowy struktury pod wpływem nasycania ich wodą (Mintova, 2008). W efekcie ulegają one pęcznieniu lub uplastycznieniu, co może być przyczyną odpadania fragmentów

wapieni. W wielu przypadkach na granicy okruchów wapieni marglistych oraz spoiwa cementowego widoczne są strefy silnie przesycone węglanem wapnia, będące efektem wzajemnego oddziaływania obu rodzajów składników (rys. 4). W przypadku występowania wapieni marglistych blisko powierzchni posadzki doszło do ich wykruszania i powstania ubytków, których wielkość zależy wprost proporcjonalnie od wielkości tych okruchów skalnych.



Rys. 3. Próbkę betonu nr 2. Obraz mikroskopowy w świetle przechodzącym; jeden polaryzator.

Spękane i częściowo wykruszone
ziarno kruszywa granitowego
zlokalizowane przy powierzchni posadzki
Fig. 3. Sample of the concrete no. 2. A cracked and
partly crumbled grain of the granite aggregate
close to the floor surface.
Microscopic view in the transmitted light.
One polarizer



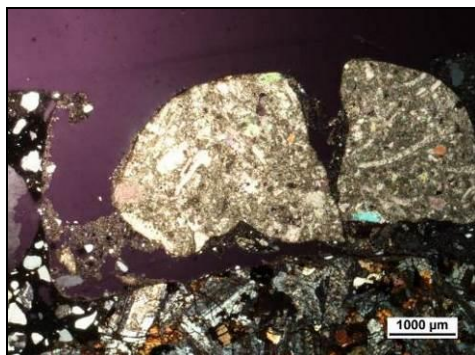
Rys. 4. Próbkę betonu nr 3. Obraz mikroskopowy w świetle przechodzącym; polaryzatory skrzyżowane. Częściowo wykruszone ziarno wapienia marglistego na powierzchni posadzki. W spoiwie betonu przylegającym do ziarna, widoczna jest strefa o podwyższonej zawartości węglanu wapnia. Strzałkami zaznaczono jej granice

Fig. 4. Sample of the concrete no. 3. A partly
crumbled grain of the marly limestone in the
surface of the floor. The concrete cement adjoining
the grain reveals a zone (its borders shown with
arrows) with an elevated content of calcium car-
bonate. Microscopic view in the transmitted light.
Crossed polarizers

W wapieniach biomikrytowych, oprócz mikrytu obecne są skamieniałości, reprezentowane przez całe oraz pokruszone fragmenty skorup ramienionogów, małżów i ślimaków. Wapienie organogeniczne zbudowane są ze skamieniałości połączonych mikrytem i sparytem kalcytowym. Okruchy tych skał są owalne oraz kuliste, silnie obtoczone. Część ziaren tych wapieni jest dość dobrze zachowana, natomiast niektóre, zwłaszcza ułożone bliżej powierzchni posadzki są spękane i uległy rozpadowi oraz wykruszeniu (rys. 5).

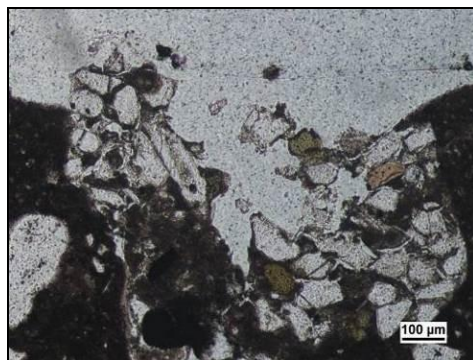
Wapienie mikrosparytowe zbudowane są z bardzo drobnych kryształów sparytu kalcytowego, które tworzą dość zwartą i jednorodną strukturę. Dzięki temu wapienie te są bardziej zwarte niż mikrytowe oraz wykazują większą wytrzymałość mechaniczną. Charakteryzują się twardością *HK* w zakresie 55,1–73,2 MPa (tab. 2). Ziarna

tych wapieni nie wykazują wyraźnych przejawów rozkładu, poza pojedynczymi przypadkami ich rozpuszczania w kontakcie ze spoiwem betonu.



Rys. 5. Próbką betonu nr 4. Obraz mikroskopowy w świetle przechodzącym; polaryzatory skrzyżowane. Pęknięte i częściowo rozkruszone ziarno wapienia organogenicznego na powierzchni
Fig. 5. Sample of the concrete no. 4.

A cracked and partly crumbled grain of the organic limestone in the floor surface. Microscopic view in the transmitted light. Crossed polarizers



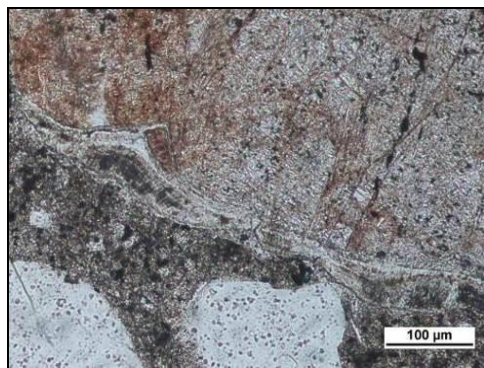
Rys. 6. Próbką betonu nr 5. Obraz mikroskopowy w świetle przechodzącym; jeden polaryzator. Zdezintegrowane, osypujące się ziarno kruszywa piaskowcowego na powierzchni posadzki
Fig. 6. Sample of the concrete no. 5.

Disintegrated, powdering grain of the sandstone in the surface of the floor. Microscopic view in the transmitted light. One polarizer

We wszystkich badanych betonach stwierdzono obecność okruchów piaskowców, a w czterech z nich zaobserwowano także opoki i gezy wapniste. Te trzy typy skał stanowią reaktywne alkalicznie składniki kruszywa, a przejawy tej reaktywności są powszechnie widoczne w badanych betonach. Piaskowce obecne są w dużych, dobrze obtoczonych i owalnych okruchach. Składają się z drobnych ziaren kwarcu, skaleni, łyszczyków i glaukonitu, połączonych spoiwem ilasto-krzemionkowym. Taki skład mineralny sprawia, że okruchy piaskowców są słabo zwarte i nasiąkliwe, a mikrokryształiczna krzemionka stanowiąca ich spoiwo, łatwo wchodzi w reakcję z alkaliom zawartymi w betonie. W okruchach piaskowców znajdujących się blisko powierzchni posadzki spowodowało to powstanie naprężeń, które doprowadziły do ich dezintegracji granularnej, wyrażającej się intensywnym osypywaniem poszczególnych ziaren (rys. 6). W niektórych piaskowcach składniki ich szkieletu połączone są nieco odporniejszym, obfitym spoiwem wapnistym o charakterze podstawowym. Takie okruchy są zwarte, a tylko ich brzegi są nieco nierówne, wskutek częściowego rozpuszczenia ich spoiwa.

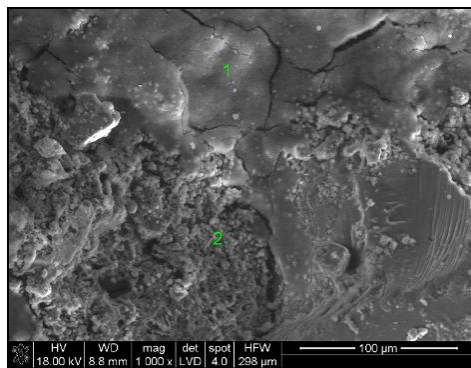
Ziarna opoki i gezy wapnistej mają owalne i kuliste kształty oraz rozmiary w zakresie 1–18 mm. Opoka zbudowana jest z chalcedonu, stanowiącego skrytokrystaliczną formę krzemionki oraz skupień mikrytu kalcytowego. Składniki te są ze sobą stosunkowo luźno powiązane, co skutkuje niską zwężnością i znaczną nasiąkliwością tej skały (Pinińska, 2008). Badane ziarna opoki wykazują twardość *HK* w zakresie od 33,7 MPa (tab. 2) w miejscach zdominowanych przez mikryt kalcytowy do 52,1 MPa w obszarach zajętych przez chalcedon. Geza wapnista złożona jest również z chalce-

donu i kalcytu, oprócz których dodatkowo obecne są drobne ziarna detrytycznego kwarcu, glaukonitu i skupienia minerałów ilastych.



Rys. 7. Próbką betonu nr 2. Obraz mikroskopowy w świetle przechodzącym; jeden polaryzator. Otoczka alkaliczno-krzemionkowego żelu wokół ziarna opoki

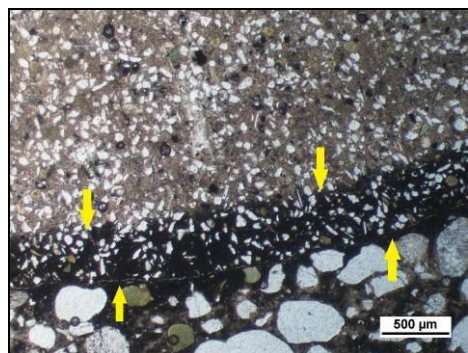
Fig. 7. Sample of the concrete no. 2. An alkali-siliceous gel layer around a grain of the opoka. Microscopic view in the transmitted light. One polarizer



Rys. 8. Próbką betonu nr 2.

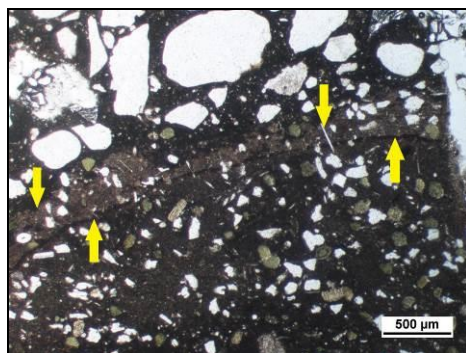
Obraz ze skaningowego mikroskopu elektronowego. Spękana warstwa żelu (1) rozwinięta na powierzchni ziarna opoki. U dołu fragment spoiwa betonu (2) przylegającego do ziarna

Fig. 8. Sample of the concrete no. 2. A cracked gel layer (1) developed on the surface of a grain of the opoka. A fragment of the concrete cement (2) adjoining the grain is visible at the bottom of the microphotograph. An image from the scanning electron microscope



Rys. 9. Próbką betonu nr 4. Obraz mikroskopowy w świetle przechodzącym; jeden polaryzator. Zmieniona warstwa zewnętrzna gezy (strzałki) na kontakcie ze spoiwem betonu

Fig. 9. Sample of the concrete no. 4. An altered, outer layer (arrows) developed on the contact between a grain of the gaize and the concrete cement. Microscopic view in the transmitted light. One polarizer



Rys. 10. Próbką betonu nr 5. Obraz mikroskopowy w świetle przechodzącym; jeden polaryzator.

Otoczka żelu (strzałki) wokół okruchu gezy
Fig. 10. Sample of the concrete no. 5. A gel layer (arrows) around a grain of the gaize. Microscopic view in the transmitted light. One polarizer

Powszechnie wiadomo, że chalcedon, stanowiący podstawowy składnik wymieszanych skał, dość łatwo wchodzi w reakcję z alkaliowymi związkami zawartymi w cementach. Potwierdziły to także niniejsze obserwacje, które wykazały, że wokół wielu ziaren opoki i gezy powstały otoczki żeluzymenu (rys. 7–10), które pod wpływem wilgoci uległy spęczeniu. Wywołało to naprężenia, prowadzące do powstawania spękań, a przy powierzchni posadzki, także odprysków. Te ostatnie, o charakterystycznym, lejkowatym (rozszerzającym się ku górze) kształcie, zostały również stwierdzone makroskopowo.

4. WNIOSKI

Wyniki wykonanych badań wykazały, że składniki zróżnicowanych petrograficznie kruszyw, po zastosowaniu ich w betonach posadzkowych, wykazują różną odporność na zjawiska fizyczne i chemiczne, zachodzące w betonie podczas jego użytkowania. Jest ona związana nie tylko ze składem mineralnym tych składników, ale w dużej mierze także ze stopniem przeobrażenia, jaki wykazywały przed ich użyciem w mieszaninie betonowej.

Przyczyną zniszczeń betonu może być zatem nie tylko powszechnie znane zjawisko reaktywności alkalicznej gezy, opoki i piaskowca, które zawierają skrytokrystaliczną krzemionkę, ale także obecność różnych odmian wapieni, które ze względu na słabą zwięźłość i silną porowatość, ulegają postępującemu rozkładowi, zwłaszcza w strefach zewnętrznych betonu.

W niektórych skałach, takich jak granodioryty, granity, gnejsy i diabazy, przed ich zastosowaniem w mieszaninie betonowej, należy określić stopień przeobrażenia ich składników. Ma on bowiem istotne znaczenie dla podatności na destrukcję ziaren, pochodzących zarówno z niekruszonych kruszyw żwirowo-piaskowych, jak też z kruszyw łamanych, wytworzonych ze skał litych.

Praca została zrealizowana w AGH Akademii Górniczo-Hutniczej im. Stanisława Staszica w Krakowie, na Wydziale Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska.

Badania finansowane były ze środków Ministerstwa Nauki i Szkolnictwa Wyższego przeznaczone na naukę, w ramach realizacji prac statutowych nr 11.11.140.320.

LITERATURA

- MINTOVA S., 2008, *Nanoporous materials with enhanced hydrophilicity and high water sorption capacity*, Microporous and Mesoporous Materials, vol. 114, 1–26.
- PINIŃSKA J., 2000, *Właściwości wytrzymałościowe i odkształceniowe skał: Jura Krakowsko-Częstochowska. Objasnienia i interpretacja*, cz. 3, t. 6, Zakład Geomechaniki Instytutu Hydrogeologii i Geologii Inżynierskiej, Wydział Geologii Uniwersytetu Warszawskiego, 1–221.
- PINIŃSKA J., 2008, *Właściwości geomechaniczne opok*, Górnictwo i Geoinżynieria, 1, 293–301.
- PN-EN 14205:2004, *Metody badań kamienia naturalnego. Oznaczanie twardości według Knoopa*.
- SMOLEŃSKA A., 1993, *Ocena możliwości wykorzystania margli zewnętrznych Karpat fliszowych*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWR, 73, 13–19.

COMPOSITION AND DEVELOPMENT OF AGGREGATE GRAINS AS ONE OF POSSIBLE REASONS OF CONCRETE DETERIORATION

The author presents results of investigations of petrographically various natural aggregates commonly used for concrete manufacturing and applied to prepare five concrete industrial floors. As the floors revealed after already one- or two-year of using some signs of their surface destruction, they were drilled in several places to collect samples to establish the destruction reasons. Observations under petrographic and scanning microscopes have shown that the aggregate components are preserved to a different degree depending on their mineral composition as well as structural-textural development. Such differences are a reason of the variable resistance of the aggregate grains to the deterioration, which was corroborated carrying out the determinations of the Knoop hardness. Additionally, the grains of a specific petrographic variety may possess different values of this parameter. The results indicate that the quality of the aggregate used for concrete manufacturing depends on one hand on its grain size distribution and petrographic character and on the other on its various transformation.

Krystian SIMKIEWICZ

KGHM Polska Miedź SA

Mateusz SIKORA, Zbigniew KASZTELEWICZ

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

WSKAŹNIKI OCENY EFEKTYWNOŚCI PRACY JAKO PODSTAWA WYZNACZANIA ZDOLNOŚCI WYDOBYWCZEJ MASZYN W GÓRNICTWIE ODKRYWKOWYM

1. WPROWADZENIE

Optymalizacja produkcji w odkrywkowych zakładach górniczych zależy od szeregu czynników, występujących na poszczególnych etapach eksploatacji i przeróbki kopaliny. Istotnym zagadnieniem z punktu widzenia efektywnej pracy układy wydobywcze jest możliwe maksymalne wykorzystanie potencjału maszyn biorących udział w procesie wydobywczym i transportowym (Elevli & Elevli, 2010). Monitorowanie czasu pracy maszyn oraz katalogowanie stanów eksploatacyjnych pozwalają na wyznaczenie wskaźników efektywności pracy, dzięki czemu możliwe jest oszacowanie ich zdolności produkcyjnych. W artykule przedstawiono problematykę wyznaczania zdolności produkcyjnej koparek jednonaczyniowych współpracujących z zespołem wozideł w systemie cyklicznym. Usystematyzowano czynniki wpływające na wskaźniki efektywności pracy koparek, a tym samym wyznaczanie ich efektywnego czasu pracy. Precyzyjne określenie parametrów produkcyjnych możliwe jest dzięki systemom telemetrycznym, monitorującym stany eksploatacyjne maszyn. Szczegółowe monitorowanie i rejestrowanie danych pozwala na sprawne zarządzanie ruchem zakładu górniczego oraz kontrolowanie wydajności pracy i wyników produkcyjnych. Wyznaczanie wskaźników efektywności pracy oraz analiza ich poszczególnych składowych pozwala na wyszukiwanie słabych punktów i podejmowanie działań korygujących, prowadzących do ciągłego doskonalenia techniki i organizacji pracy.

2. STANDARYZACJA CZASÓW PRACY

Składniki czasu kalendarzowego *CK* dzielą się na czasy obliczane *CO* oraz czasy raportowane *CR*. Czasy raportowane są składnikami operacyjnymi, wynikającymi z charakterystyki procesu produkcyjnego oraz specyfiki pracy maszyn (Nel i in. 2011). Obliczane czasy są to takie, których wartości opierają się na ogólnie przyjętych normach

lub też są wynikiem działań z wykorzystaniem innych składników. Czas obliczany pozostaje w ścisłej korelacji z czasami raportowanymi, każdorazowo czas obliczany stopnia ($n+1$) jest sumą czasu obliczanego oraz sumy czasów raportowanych stopnia (n), co opisuje wzór

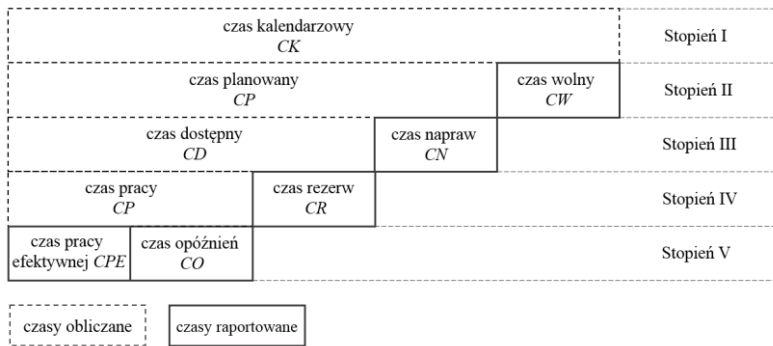
$$CO_{n+1} = CO_n + \sum CR_n \quad (1)$$

gdzie:

CO – czas obliczany, [h]

CR – czasy raportowane, [h]

Do grupy czasów raportowanych zaliczają się: czas wolny CW , czas napraw CN , czas rezerw CR oraz czas opóźnień CO i czas pracy efektywnej CPE , które mają bezpośrednie przełożenie na odpowiednie czasy obliczane, tj.: czas kalendarzowy CK , czas planowany CP , czas dostępny CD oraz czas pracy CP – (rys. 1).



Rys. 1. Schemat rozdziału poszczególnych składowych czasu kalendarzowego
Fig 1. Division scheme of particular components of calendar time

Wyjściowym czasem w procesie planowania produkcji i budżetowania jest czas kalendarzowy CK , który wynosi 8760 godzin (8784 godzin dla lat przestępnych). Czas kalendarzowy dzieli się w drugim stopniu rozdziału na czas planowany CP oraz czas wolny CW . Na czas wolny składają się przerwy w procesie produkcyjnym wynikające z sił wyższych oraz wewnętrznych ustaleń, np. dni ustawowo wolne od pracy, liczba zmian produkcyjnych czy planowane inne przestoje w produkcji zakładu.

Trzeci stopień rozdziela czas planowany CP na czas dostępny CD oraz czas napraw CN , który to dzieli się na czas napraw planowanych CNP oraz czas napraw nieplanowanych CNN – rysunek 2. Podział ma na celu rozróżnienie przerw w pracy, spowodowanych serwisem planowanym i obsługą techniczną CNP oraz naprawy związane z postojami awaryjnymi CNN . Czas dostępny CD oznacza okres, w którym maszyny są sprawne technicznie i dostępne do realizacji działań operacyjnych.

czas napraw <i>CN</i>		Stopień III
planowanych <i>CNP</i>	nieplanowanych <i>CNN</i>	

Rys. 2. Składowe czasu napraw *CN*Fig 2. Components of total Down Hours *CN*

Na czwartym stopniu czas dostępny dzieli się na czas pracy *CP* oraz na czas rezerw *CR*; ten z kolei dzieli się na czas rezerw planowanych *CRP* i na czas rezerw nieplanowanych *CRN* – rysunek 3. Czasy rezerw definiują okresy, w których maszyny są sprawne technicznie i dostępne do pracy, jednakże w wyniku decyzji kierownictwa nie wykonują jej *CRP* lub nie mogą jej wykonywać ze względu na skrajnie niekorzystne warunki pogodowe, brak obsady operatorów lub braku urobku dostępnego do ładowania itp. *CRN*.

czas rezerw <i>CR</i>		Stopień IV
planowanych <i>CRP</i>	nieplanowanych <i>CRN</i>	

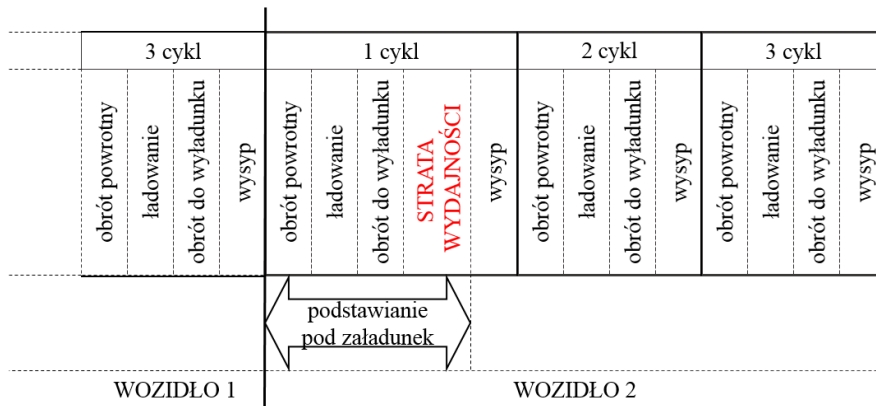
Rys. 3. Składowe czasu rezerw *CR*Fig. 3. Components of Total Standby Hours *CR*

Piąty stopień definiuje czas pracy *CP* jako sumę dwóch grup czasów raportowanych, czasu pracy efektywnej *CPE* oraz czasów opóźnień *CO*. Czasy opóźnień to wszystkie składowe występujące podczas typowej zmiany produkcyjnej, które nie pozwalają na efektywną pracę maszyny wydobywczej/załadowniczej. Z uwagi na różnorodną charakterystykę tychże opóźnień, grupa ta również rozróżnia dwie podgrupy czasów (rys. 4). Czas opóźnień planowanych *COP*, do której można zaliczyć takie czynności jak obowiązkowy obchód maszyny przez operatora, tankowanie paliwa, przejście zmian, przerwa obiadowa itp. Czas opóźnień nieplanowanych *CON* to straty związane z nieprzewidzianymi zdarzeniami, jak nieprzejezdna droga technologiczna, blokada urobku w łyżce, czy oczekiwanie na paliwo do maszyny.

czas pracy efektywnej <i>CPE</i>		czas opóźnień <i>CO</i>		Stopień V
cykl roboczy <i>CR</i>	straty wydajności <i>SW</i>	planowanych <i>COP</i>	nieplanowanych <i>CON</i>	

Rys. 4. Składowe czasu pracy *CP*Fig. 4. Components of Gross Operating Hours *CP*

Różnica czasu pracy oraz sumy wszystkich czynników, wchodzących w skład czasów opóźnień, definiuje czas pracy efektywnej maszyny. Jednakże założenie, że podczas czasu pracy efektywnej koparka wykonuje nieprzerwanie swój podstawowy cykl roboczy jest idealistyczne, niemożliwe do osiągnięcia w warunkach pracy w zakładzie górniczym. Z uwagi na charakterystykę organizacji technologii cyklicznej eksploatacji naturalnym jest, że mogą wystąpić niekorzystne czynniki opóźniające czyli straty wydajności SW. Najistotniejszą stratą na tym stopniu rozdziału jest oczekiwanie koparki na podstawienie woźdła pod załadunek. Schemat (rys. 5) wyjaśnia moment powstawania strat wydajności koparki na przykładzie załadunku woźdła podczas trzech cykli roboczych koparki jednonaczyniowej.



Rys. 5. Strata wydajności zmniejszająca czas pracy efektywnej CPE koparki (opracowanie własne)

Fig 5. Loss of efficiency reducing Net Operating Hours CPE of shovel (own study)

Kontrola czasów operacyjnych może być realizowana w oparciu o komputerową bazę danych oraz bezprzewodową sieć, umożliwiającą ich transfer. Źródła danych wsadowych możemy podzielić na automatyczne oraz manualne; automatyczne wysyłane są przez same maszyny, manualne zaś są przesyłane przez operatorów lub dyspozytorów ruchu. Operatorzy mogą wprowadzać statusy aktywności za pomocą komputera pokładowego maszyny, ograniczając się do wpisania kodu statusu, a dyspozytor wykonuje to bezpośrednio poprzez system dyspozytorski, który w końcowym etapie zapisuje wszystkie rekordy w bazie danych.

3. WSKAŹNIKI OCENY EFEKTYWNOŚCI PRACY KOPARKI JEDNONACZYNIOWEJ

Na podstawie przedstawionej klasyfikacji czasów operacyjnych oraz czasu trwania statusów aktywności wyznacza się wskaźniki, pozwalające na ocenę efektywności pracy maszyn. Wskaźniki wykazywane w cyklicznych raportach wraz z wynikami

produkcyjnymi pozwalają na definiowanie trendów efektywności pracy, a tym samym wyszukiwanie słabych punktów organizacji produkcji. Analiza wskaźników pozwala na sukcesywne redukowanie powstałych strat na dowolnym stopniu raportowym, przyczyniając się do ciągłej optymalizacji procesu. Wyróżnia się wskaźnik wykorzystania dostępności maszyny E_D , który jest stosunkiem czasu dostępnego do czasu planowanego. Powyższą zależność przedstawia wzór

$$E_D = \frac{\text{czas dostępny}}{\text{czas planowany}} = \frac{CPE + CO + CR}{CPE + CO + CR + CN} \quad (2)$$

Za zbyt niską wartość wskaźnika dostępności maszyny może odpowiadać nieprawidłowa organizacja planowanych napraw serwisowych i obsługa techniczna lub duża liczebność losowych przestojów awaryjnych. Analiza statusów zapisanych w bazie danych czasów raportowanych CNP oraz CNN pozwala na zidentyfikowanie zdarzeń odpowiedzialnych za obniżenie wskaźnika i podjęcie decyzji korygujących przez kierownictwo ruchu.

Drugim wyznaczanym wskaźnikiem jest wskaźnik wykorzystania czasu pracy efektywnej E_U . Jest on stosunkiem czasu pracy efektywnej do czasu dostępnego, również wyrażonego w procentach. Wskaźnik definiuje poniższy wzór

$$E_U = \frac{\text{czas pracy efektywnej}}{\text{czas dostępny}} = \frac{CPE}{CPE + CO + CR} \quad (3)$$

Wskaźnik wykorzystania dostępności jak i wskaźnik wykorzystania czasu pracy efektywnej odpowiadają anglojęzycznym wskaźnikom Availability A oraz Utilization U stosowanym i opisywanym w literaturze światowej. Dostępne czasy raportowane pozwalają na precyzyjne określenie stopnia wykorzystania maszyny, zgodnie z jej podstawowym przeznaczeniem, tj. procesem załadunku. Przyczyn obniżonych wartości wskaźnika należy doszukiwać się poprzez analizę zarówno czasu rezerw CRP i CRN czwartego stopnia rozdziału jak i czasu opóźnień stopnia piątego. Częstym powodem nieosiągania zakładanych wartości wskaźnika E_{WC} jest niewłaściwa organizacja przejścia zmian, przerw śniadaniowych i obiadowych operatorów maszyn. Jednakże czynniki zewnętrzne, niezwiązane z organizacją pracy, mogą również być odpowiedzialne za jego obniżenie, jak choćby ograniczona widoczność na przodku w trakcie niekorzystnych warunków pogodowych.

Ostatnim wskaźnikiem pozwalającym na ocenę pracy maszyny załadowczej jest wskaźnik efektywności pracy e_p . Jest on stosunkiem czasu poświęconego na wykonywanie podstawowego cyklu roboczego CR , tj. załadunku, do czasu efektywnej pracy CPE – wzór

$$e_p = \frac{\text{czas cyklu roboczego}}{\text{czas pracy efektywnej}} = \frac{CR}{CPE} \quad (4)$$

Efektywność pracy wynosi 100% jeśli nie występują zdarzenia generujące straty wydajności SW. W rzeczywistej pracy w przodku eksploatacyjnym taka wartość wskaźnika jest nieosiągalna z uwagi na specyfikę pracy układu cyklicznego oraz nieregularność pracy na froncie robót.

4. WYZNACZANIE WYDAJNOŚCI KOPAREK JEDNONACZYNIOWYCH

Wprowadzenie koparki do istniejącego lub planowanego systemu wydobywania kopaliny w określonych warunkach musi być poparte szeroką analizą wielu czynników w celu uzyskania zakładanych efektów ekonomicznych (Bęben & Kwiatek, 2008). Podstawowym parametrem eksploatacyjnym maszyny załadowniczej jest jej wydajność. Wydajność koparki jednonaczyniowej określana jest przez ilość rodzimego ośrodka (metrów sześciennych lub ton wydobytych w ciągu określonej jednostki czasu (godzina, zmiana, rok). Z praktycznego punktu widzenia rozróżnia się wydajności: teoretyczną, techniczną oraz efektywną. Niektóre pozycje literaturowe wyróżniają ponadto wydajność rzeczywistą, nazywaną niekiedy wydajnością ruchową. Wyznaczenie wydajności teoretycznej obliczanej na podstawie parametrów konstrukcyjnych koparki oraz teoretycznej prędkości ruchów roboczych i pełnej mocy silnika nie jest przydatne w procesie planowania i harmonogramowania produkcji w odkrywkowych zakładach górniczych, a służy jedynie jako parametr porównawczy pomiędzy różnymi maszynami. Natomiast pozostałe wydajności, tj. techniczna i efektywna są kluczowymi parametrami, wykorzystywanymi przez służby technologiczne. Wydajność techniczna jest największą możliwą wydajnością w danym przodku eksploatacyjnym w ściśle określonych warunkach pracy, wyznaczana przez co najmniej godzinowy pomiar nieprzerwanej pracy. Wydajność efektywna, w najprostszym ujęciu jest wydajnością techniczną, skorygowana o rzeczywisty czas pracy koparki, tj. wszystkie planowane i nieplanowane postoje i przerwy w pracy (Bęben, 2008). Zależność ta jest pozornie prosta, natomiast bez kompleksowego rejestrowania statusów maszyny oraz prawidłowego grupowania czasów pracy nie jest możliwe jej precyzyjne wyznaczenie. Mając do dyspozycji wyniki produkcyjne, kompletną statystykę czasów pracy oraz opis stanów maszyny możliwe jest wyznaczenie wskaźników oceny efektywności jej pracy. W praktyce kopalnianej służą one do wyznaczania wydajności maszyn. Wydajność efektywną Q_E koparki jednonaczyniowej można określić wg wzoru

$$Q_E = \frac{W}{E_{WD} \cdot E_{WC} \cdot e_p \cdot CP}, [\text{Mg/h}] \quad (5)$$

gdzie:

- W – wydobyte w okresie planowanego czasu pracy, [Mg]
- E_{WD} – wskaźnik wykorzystania dostępności maszyny,
- E_{WC} – wskaźnik wykorzystania czasu pracy efektywnej maszyny,

e_p – wskaźnik efektywności pracy maszyny,

CP – czas planowany, [h].

Wydajność techniczną Q_T natomiast opisuje zależność

$$Q_T = \frac{Q_E}{E_{WD} \cdot E_{WC} \cdot e_p}, [\text{Mg/h}] \quad (6)$$

Raportowanie osiąganych wydajności poszczególnych typów koparek jednonaczyniowych oraz ich korelacja z warunkami w jakich osiągały poszczególne wyniki pozwala na tworzenie precyzyjnych planów wydobywczych. Dokładnie wyznaczone wielkości wydajności technicznej i efektywnej są podstawą do określania zdolności wydobywczych maszyn, które uwzględniają maksimum zmiennych, mających wpływ na przewidywane wyniki produkcyjne.

5. PODSUMOWANIE

Podejmowanie właściwych decyzji operacyjnych wymaga rzetelnych danych wejściowych. Zdolność wydobywczą zakładu górniczego jest jednym z najważniejszych parametrów, mających wpływ na kontraktowanie ilości dostaw surowców do odbiorców, a tym samym ocenę rentowności całego przedsięwzięcia. Ewentualne błędy popełnione w tym zakresie mogą spowodować niedoszacowanie minimalnych środków technicznych, które pozwolą na zrealizowanie zadania wydobywczego, z drugiej strony możliwe jest zbędne przewymiarowanie, a tym samym przeinwestowanie zakładu. Środkiem do poprawnego wyznaczenia wydajności i zdolności wydobywczych koparek jednonaczyniowych jest monitorowanie i katalogowanie czasów ich pracy, które z kolei pozwalają na wyznaczenie wskaźników oceny efektywności pracy. Wskaźniki wykorzystania dostępności, wskaźnik wykorzystania czasu efektywnej pracy oraz wskaźnik efektywności pracy bezpośrednio pozwalają na oszacowanie wydajności technicznej i efektywnej.

LITERATURA

- BĘBEN A., 2008, *Maszyny i urządzenia do wydobywania kopalin pospolitych bez użycia materiałów wybuchowych*, Kraków.
- BĘBEN A., KWIATEK J., 2008, *O pewnych aspektach pracy koparek jednonaczyniowych*, Surowce i Maszyny Budowlane, nr 6.
- ELEVLI S., ELEVLI B., 2010, *Performance Measurement of Mining Equipment by Utilizing OEE*, Acta Montanistica Slovaca.
- NEL S., KIZIL M.S., KNIGHTS P., 2011, *Improving Truck-Shovel Matching*, 35th APCOM Symposium, University of Wollongong.

INDICATORS TO ASSESS THE WORKING EFFICIENCY AS A BASIS OF ESTIMATION MINING EQUIPMENT PERFORMANCE IN SURFACE OPERATIONS

Each company is trying to maximize the profits of their business through optimum operation of their machines and equipment. Effective work of machines is a basis of rational management of the surface mining plants. Accurate reporting and cataloging of operational statuses of machines allows for determination indicators to assess its working efficiency. This paper introduces determining of working time, indicators to assess the working efficiency and estimating working production of mining machines operating by cyclic system technology.

Mariola STEFANICKA

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

Adrian PIETRAS, Bartłomiej KORZENIOWSKI

Borowskie Kopalnie Granitu i Piaskowca – Skalimex Sp. z o.o. sp. k.

ROZWÓJ EKSPLOATACJI BLOCZNEJ I WZROST EFEKTYWNOŚCI GOSPODARKI ZŁOŻEM GRANITU „BORÓW”

1. WSTĘP

Złoże granitu Borów (identyfikowane z wyrobiskiem Borów 14) jest aktualnie największym udokumentowanym złożem granitowej kopaliny blocznej rejonu Strzegomskiego z zasobami geologicznymi 137 mln Mg i przemysłowymi 63 mln Mg (PIG-PIB, 2016). Intensyfikacja wydobywania na skalę przemysłową w Borowie rozpoczęła się już w II połowie XIX w., a istotny wpływ na dalszy jego rozwój miała budowa linii kolejowej na trasie Jawor–Marciszów. W kompleksie Borowa największym wyrobiskiem według numeracji w ramach powojennego spisu inwentaryzacyjnego kamieniołomów Dolnego Śląska i Ziemi Opolskiej (Czeżowski, 1948) było Borowie nr 14, obecnie Borów 14. Prowadzono tu eksploatację również w czasie II wojny światowej; a w 1941 r. wprowadzono dodatkową dźwignicę dwuramienną. Eksploatację wznowiono w 1946 r. w ramach Zjednoczenia Kamieniołomów Okręgu Zachodniego z siedzibą w Świdnicy (późniejsze P.P. Kamieniołomy Śląskie). Ostatecznie kamieniołomy Borowskie w trybie reorganizacji Kamieniołomów Śląskich w 1951 r. i podziale na branżę drogową i budowlaną, zostały przypisane organizacjom drogownictwa, podległym Zarządowi Kamieniołomów i Klinkierni Komunikacji w Świdnicy, a w wyniku kolejnych zmian Zjednoczeniu Kamieniołomów Drogowych we Wrocławiu (1959) i P.P. Kopalń Skalnych Surowców Drogowych we Wrocławiu (1980). Po rozwiązaniu zjednoczenia w 1990 roku powołano P.P. Kopalnię Granitu w Borowie, celem prywatyzacji (Korzeniowski, 1992).

Funkcjonowanie Borowa w strukturach drogownictwa miało istotny wpływ na ukształtowanie profilu produkcyjnego, zdecydowanie ukierunkowanego na drogowe materiały foremne: krawężniki, oporniki, kostkę, kamień murowy, kamień wielkogabarytowy do umocnień nabrzeża morskiego i inne. Dynamiczny rozwój wydobywania z wyrobiska Borów 14 nastąpił w drugim etapie prywatyzacji, po przejęciu kopalni przez współwłaściciela SKALIMEX (2011), a następnie włączenie w struktury spółki

SKALIMEX (2015). Aktualnie Borów 14 i sąsiadujące wyrobiskiem złoża Borów 17 eksploatowane są przez Borowskie Kopalnie Granitu i Piaskowca SKALIMEX, która poza granitami prowadzi także wydobywanie kopalin ze złóż piaskowców Radków i Szczytna Zamek oraz złoża wapieni i łupków krystalicznych Kapela II.

2. ROZWÓJ EKSPLOATACJI ZŁOŻA

Rozwój eksploatacji wyrobiska granitu blocznego Borów 14 po 1945 r. związany był z wdrażaniem nowych technik: urabiania termicznym palnikiem wrębowym, cięcia piłą z liną diamentową, zmechanizowanego wiercenia, strzelania lontami detonującymi, transportu pionowego żurawiami obrotowymi Derrick oraz zastosowania ładowarek z osprzętem wymiennym. Stosowanie kolejnych rozwiązań eksploatacji blocznej w wyrobisku Borów 14 przedstawia tabela 1. Przez około 50 lat, do połowy lat 1990, praktycznie stosowane były znane z okresu przedwojennego, klasyczne metody urabiania. Dominowało klinowanie ręczne, jako najstarsza metoda urabiania na bloki; stosowana do dziś, wykorzystująca naturalną, trójkierunkową podzielność granitu. W późniejszym okresie (1994 r.) wprowadzono kliny trójdzielne, istotnie usprawniające podział bloków (rys. 1). Do urabiania monolitów i podziału większych bloków stosowano „prochówkę”, tj. strzelanie prochem skalnym z ręcznym wierceniem krótkich otworów pionowych i poziomych. Jako boczne płaszczyzny odsłonięcia monolitu od calizny wykorzystywano szczeliny naturalne lub uzyskiwano je poprzez strzelanie bryzantycznymi MW wybuchowymi, a także wykonywanie bardzo pracochłonnej „piły wiertniczej”. System eksploatacji określano często jako tzw. „ławowoschodkowy”; poziomy eksploatacyjne prowadzono zgodnie z przebiegiem głównych spękań ławowych, wyrobisko przypominało tarasy schodkowe, a ich przebieg zaburzały nieciągłości geologiczne. Transport pionowy realizowany był z zastosowaniem 6 dźwignic linotorowych (w tym jedna dwuramienna), zainstalowanych jeszcze przed 1945 r. z nominalnym udźwigniem 5 Mg.

Praca w granitowym wyrobisku blocznym, należała do najbardziej uciążliwych, szkodliwych i niebezpiecznych, charakteryzując się wysokim ryzykiem powstawania chorób zawodowych (pylica, uszkodzenia słuchu, zespoły wibracyjne, uszkodzenia układu szkieletowego i kostno-stawowego), a także zagrożeniami wypadkowymi. Do pracy w kamieniołomie bardzo często kierowano skazanych. Należy przypomnieć, że Zjednoczenie Kamieniołomów Drogowych w latach 1970 doprowadziło do wybudowania ośrodka więziennego przy złożu granitu Strzelin; uznano to jako priorytetowe zadanie dla zapewnienia rozwoju produkcji blocznej w podległych kamieniołomach, w tym również w Borowie.

Tab. 1. Etapy rozwoju eksploatacji blocznej w wyrobisku Borów 14 po 1945 r.
(Frankiewicz i in., 2002)

Tab 1. Stages of block exploitation technology development in Borów 14
excavation after 1945 (Frankiewicz i in., 2002)

Lata	Opis wdrażanych technologii eksploatacji blocznej
1946–70	Wykonywanie wdzierek i wcinek; strzelanie bryzantycznym materiałem wybuchowym, ręczne rozwiercanie skały, tzw. „piła wiertnicza”, wykorzystanie spękań naturalnych. Urabianie monolitów i bloków; strzelanie prochem skalnym, ręczne klinowanie; gniazda pod kliny i otwory wiertnicze wykonywane ręcznymi młotkami i wiertarkami pneumatycznymi. Prace pomocnicze odciągania bloków łomami i dźwignicą, ręczny załadunek do koleb. Transport z wyrobiska dźwignicami linotorowymi
1970	Zastosowanie metody termicznej do wykonywania wcinek i wdzierek palnikiem wrębowym, ograniczenie stosowania bryzantycznych MW
1994–95	Zastosowanie perforatora pneumatycznego do wykonywania poziomych i pionowych otworów wiertniczych, ograniczanie wierceń ręcznych
1994–95	Jednoczesne pionowe i poziome strzelania lontem detonującym; prowadzenie poziomów eksploatacyjnych niezależnie od przebiegu spękań naturalnych
1995	Cięcie piłą z liną diamentową z napędem spalinowym, wykonywanie wcinek, stopniowe ograniczanie stosowania palnika wrębowego
2002	Cięcie piłą z liną diamentową z napędem elektrycznym; budowa żurawia Derrick 40/70
2006	Zastosowanie samojezdnych wiertnic Commando i Commando Liner
2007, 2010	Budowa żurawi Derrick 50/40, 50/50 i 50/40; wyeliminowanie transportu dźwignicami linotorowymi
2010	Wprowadzenie do wyrobiska ładowarek z osprzętem wymiennym Caterpillar 988H, nośności bloków 40 Mg, mechaniczne odciąganie monolitów i bloków, mechanizacja prac załadunkowych i transportowych
2015	Cięcie piłą z liną diamentową w płaszczyźnie poziomej; ograniczenie strzelań
2010–16	Rozwój i modyfikacja urabiania cięcia piłą z liną diamentową; „zmodyfikowana metoda fińska” oraz „z odsunięciem”

Jedyną nowością techniczną wprowadzoną w tym okresie było zastosowanie w roku 1970 palnika wrębowego (rys. 2) do wykonywania wcinek i wdzierek, czyli bocznych płaszczyzn odsłonięcia dla urabianej części calizny. Do końca XX w. wykonywanie wcinek (i wdzierek) palnikiem wrębowym było metodą dominującą (Frankiewicz i in., 2002). Umożliwiło to lepsze przygotowanie monolitu do dalszego podziału oraz spowodowało istotne obniżenia strat bloczności złoża, poprzez ograniczenie strzelania bryzantycznymi MW. Istotną wadą stosowania palników wrębowych są zagrożenia hałasem na poziomie ~125 dB, ograniczenia organizacyjne prowadzenia cięcia tylko na zmianie nieprodukcyjnej oraz niszczenie struktury granitu w wyniku powstawania naprężeń termicznych o szerokości 0,5–1 m, skutkujące stratami eksploatacyjnymi kopaliny.



Rys. 1. Urabianie bloków klinowaniem; a) klinowanie ręczne b) wiercenie otworów pod kliny, c) klin trójdzielny (fot. B. Korzeniowski)

Fig. 1. Molding of granite blocks using wedges: a) division of a block by manual wedging method, b) drilling of holes for wedges, c) trigeminal wedge (phot. B. Korzeniowski)

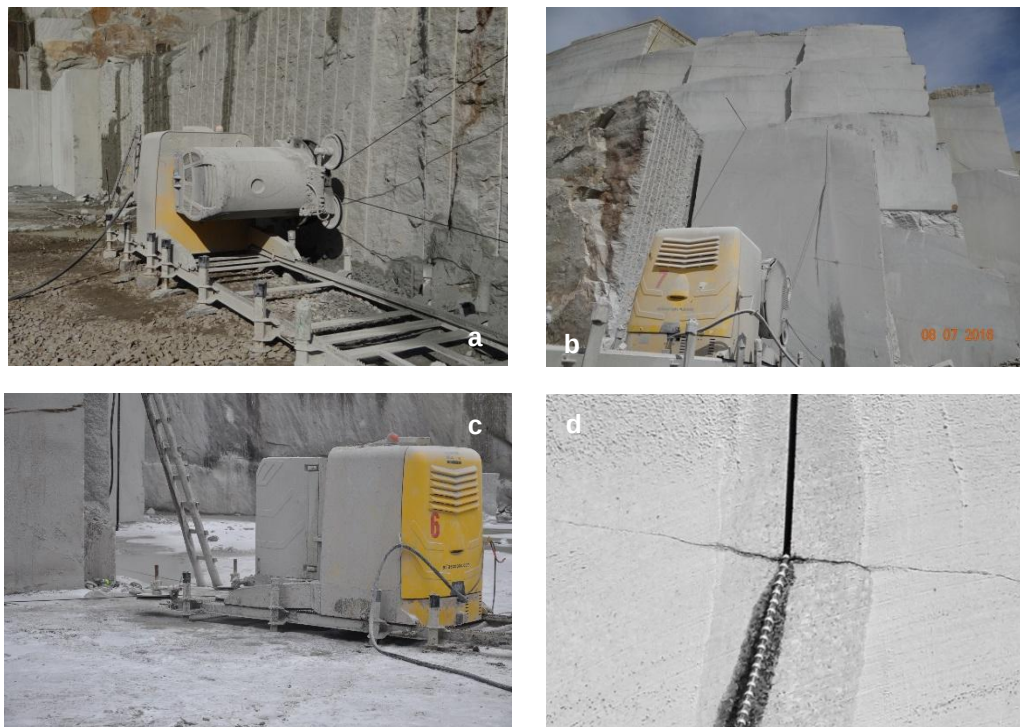


Rys. 2. Urabianie termiczne; a) wykonywanie wcinki palnikiem wrębowym, b) płomień palnika ze szczeliną wrębu (fot. B. Korzeniowski)

Fig. 2. Thermal granite molding: a) making a kerf with a burner, b) burner's flame and kerf gap (phot. B. Korzeniowski)

Innowacją ograniczającą wady urabiania termicznego było cięcie piłą linową z segmentami diamentowymi. Pierwsze próby cięcia granitu liną diamentową z napędem spalinowym (typ TDD 100 G 94) przeprowadzono w Borowie w 1995 r., a wdrożono tę metodę na stałe do eksploatacji w 1997 r. Początkowo do tego rozwiązania podchodzono sceptycznie, co wynikało z niskiej wydajności napędów spalinowych oraz niedoskonałości konstrukcji lin. Dopiero zastosowanie w 2002 r. urządzeń z napędem elektrycznym firmy Pellegrini – Telediam TDI 65 Super i wiertnicy DTH (Pellegrini Slim Driller) do wykonywania otworów pilotażowych, usprawniło ten proces. W latach 2010–2015 wyposażono wyrobiska w unowocześnione wersje napędów

linowych firmy Perfora i Altas Copco; zakupiono łącznie 6 napędów SPEEDCUT 100 (rys. 3); spowodowało to intensyfikację cięcia granitu piłami z linami diamentowymi. Aktualnie wykonuje się cięcia o powierzchni $\sim 3\,500\text{ m}^2/\text{mies.}$, natomiast palnikiem wrębowym $\sim 200\text{ m}^2/\text{mies.}$ Stosowanie palnika jest jednak niezbędne przy wykonywaniu wdzieriek udostępniających kolejne piętra eksploatacyjne (tzw. „bicie kanałów”) oraz w trudnych warunkach geologiczno-górnictwowych, przy dużej szczelinowatości, czy też w sytuacjach „zaciśnięcia” górotworu; wówczas szczelina wrębu $\sim 12\text{ cm}$ daje możliwość jej odprężenia.



Rys. 3. Urabianie piłą liną diamentową; a) napęd lin i cięcie z dołu wcinki bocznej, b) napęd i cięcie monolitu w „plastry”, c) cięcie poziome, d) rżaz – szczelina po cięciu (fot. B. Korzeniowski, M. Stefanicka)

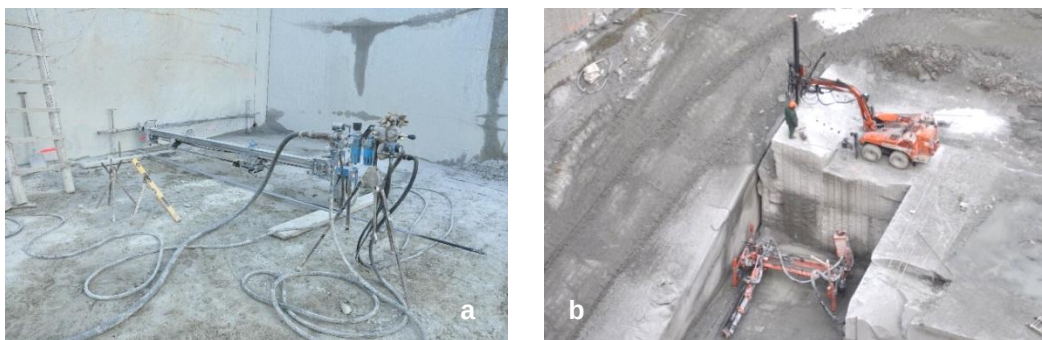
Fig. 3. Diamond wire cutting granite molding: a) wire's drive and bottom tapping the side monolith's, b) wire's drive and cutting the monolith into 'slices', c) horizontal cutting of the monolith d) diamond wire's cutting gap (phot. B. Korzeniowski, M. Stefanicka)

Przy cięciu liną diamentową powstaje rżaz o szerokości $\sim 1\text{ cm}$, istotnie obniżając straty bloczności (straty eksploatacyjne kopaliny), w stosunku do strat, jakie powstawały w szczelinie wrębu palnikowego $10\text{--}15\text{ cm}$ (Głapa & Korzeniowski, 2005), a ponadto w strefie naprężeń termicznych w monolicie i caliznie. Zjawisko zaciskania wąskiej szczeliny cięcia jest redukowane poprzez stosowanie klinów wbijanych w rżazy pionowe i poziome. Cięcie granitu liną diamentową nie wyeliminowało cał-

kowiecie powstawania naprężeń w urabianym monolicie, ale strefa naruszenia struktury granitu, związana z koncentracją naprężeń w tzw. przestrzeniach „martwych”, jest zdecydowanie mniejsza niż przy urabianiu termicznym. Na szczególną uwagę zasługują, wykonywane w Borowie od 2015 r. cięcia w płaszczyźnie poziomej (rys. 3c). Są one trudne do przeprowadzenia; wykonuje się je w wyrobisku wgłębnym, celem ochrony bloczności niżej zalegających partii złoża.

Cięcie liną diamentową pozwoliło na zwiększenie zdolności produkcyjnych wyrobiska, prace mogą być prowadzone bez ograniczeń czasowych i organizacyjnych, a wydajność cięcia tą metodą $\sim 25\text{--}30\text{ m}^2/\text{zm}$. jest co najmniej trzykrotnie większa w porównaniu do urabiania palnikiem wrębowym ($\sim 6\text{--}10\text{ m}^2/\text{zm}$). Istotnie poprawiły się również warunki pracy na stanowiskach obsługi napędów lin; praktycznie nie stwierdza się przekroczeń dopuszczalnych normatywów higienicznych. Należy zaznaczyć, że cięcie linami diamentowymi, to nie tylko wykonywanie płaszczyzn odsłonięcia, ale także ich podział na bloki w kolejnych fazach urabiania.

Istotnymi operacjami w procesie eksploatacji bloków są wiercenia otworów, niezbędnych nie tylko dla urabiania MW, ale również w celu podziału bloków tzw. „piłą wiertniczą” oraz stosowania klinów trójdzielnych. Do połowy lat 1990 stosowano wyłącznie młotki kamieniarskie (MK-8A) oraz udarowe wiertarki ręczne, a stanowiska skalnika i wiertacza należały do najbardziej szkodliwych i uciążliwych. Pierwsze perforatory pneumatyczne firmy Pellegrini zastoso-



Rys. 4. Wiercenie otworów; a) poziomym perforatorem pneumatycznym, b) wiertnicami hydraulicznymi: Commado 120H – otwory pionowe, Commado Liner DQ 100 – otwory poziome (fot. B. Korzeniowski)

Fig. 4. Drilling holes with: 1) horizontal pneumatic perforator, 2) hydraulic drilling rig – Commando 120H for vertical holes and Commando Liner DQ 100 for horizontal holes (phot. B. Korzeniowski)

Wiercenie perforatorami otworów (poziomych i pionowych) równoległych w jednej płaszczyźnie, umożliwiło wprowadzenie nowej techniki strzelania i urabiania monolitów strzelaniem lontem detonującym LD z równoczesną inicjacją wszystkich otworów strzałowych oraz z przybitką wodną (rys. 5).

W wyrobisku Borów 14 strzelanie LD po raz pierwszy wykonano w 1994 r. i stosunkowo szybko stało się to dominującą metodą urabiania, realizowaną w różnych wariantach.

Kolejny etap mechanizacji operacji wiercenia to wyposażenie wyrobiska w 2006 r. w samojezdne wiertnice hydrauliczne w dwóch wersjach – lekkiej wiertnicy Commando 120H (125R) oraz specjalistycznej Commando Liner DQ100 (rys. 4b). Uzyskiwane wydajności przy zastosowaniu tych wiertnic hydraulicznych wynoszą 120–140 m/zm. i są około dwukrotnie większe niż dla perforatorów pneumatycznych (60–80 m/zm.). Zmechanizowanie prac wiertniczych wpłynęło na wzrost wydobywania oraz spowodowało istotną poprawę warunków pracy.

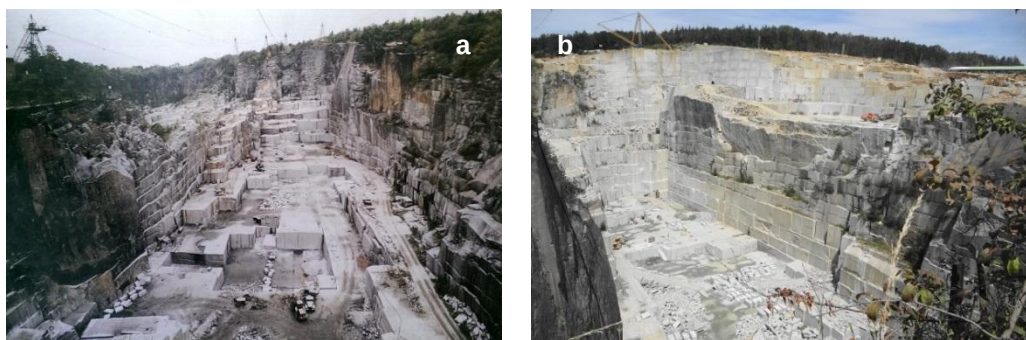


Rys. 5. Urabianie na bloki strzelaniem lontem detonacyjnym LD: a) załadunek LD w otworach pionowych, b) odspojony monolit po strzelaniu (fot. B. Korzeniowski)

Fig. 5. Granite block forming with fuse detonation: a) loading fuse detonators into vertical holes, b) monolith's division after detonation (phot. B. Korzeiowski)

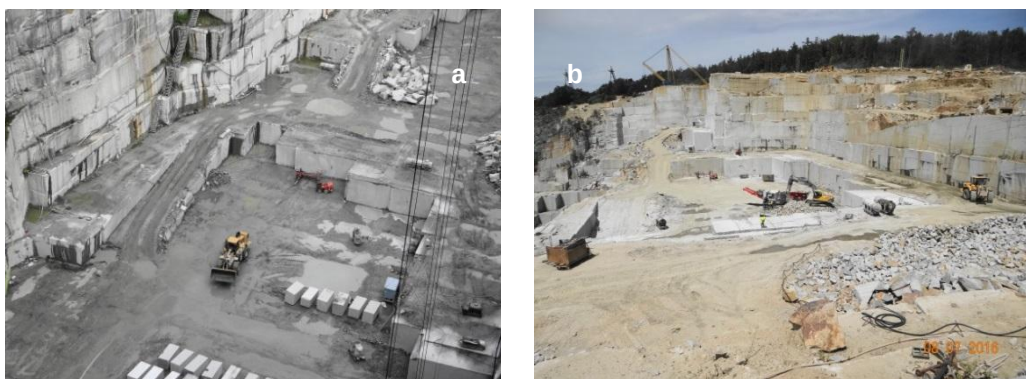
Kolejny etap rozwoju eksploatacji blocznej związany był ze zmianami systemów transportowych po zainstalowaniu żurawi masztowych Derrick oraz mechanizację operacji wydobywania bloków i załadunku w wyrobisku. Kolejno instalowano żurawie w 2002 r. – Derrick 40/70 (później zdemontowany), 2007 r. – Derrick 50/40 i 50/50, a w 2010 r. Derrick 50/40. Dźwignice linotorowe stanowiły istotne ograniczenia eksploatacji blocznej; ograniczały rozwój wyrobiska w zasięgu poziomym (rys. 6a) oraz masę bloków podnoszonych do ~5 Mg. Nowy system transportu pionowego umożliwił przede wszystkim otwarcie nowych frontów roboczych, powiększenie wymiarów wyrobiska

i redukcję naprężeń w górotworze skalnym, istotnie wpływających na obniżenie boczności górniczej i jakości kopaliny bocznej wraz z głębokością wyrobiska (rys. 6, 7). Możliwość transportu bloków o masie 40–50 Mg wpłynęła istotnie na system eksploatacji złoża i ograniczyła czynności podziału bloków w wyrobisku. System ten ma jednak pewną wadę, związaną z małą prędkością podnoszenia bloków, co ogranicza zdolność wydobywczą wyrobiska wglębnego. Częściowo zostało to zredukowane poprzez stosowanie platform transportowych.



Rys. 6. Wyrobiska Borów 14: a) transport dźwignicami linotorowowymi (koniec lat 1990), b) transport żurawiem Derrick, rozwój wyrobiska, 2016 (fot. BKGiP-Skalimex, M. Stefanicka)

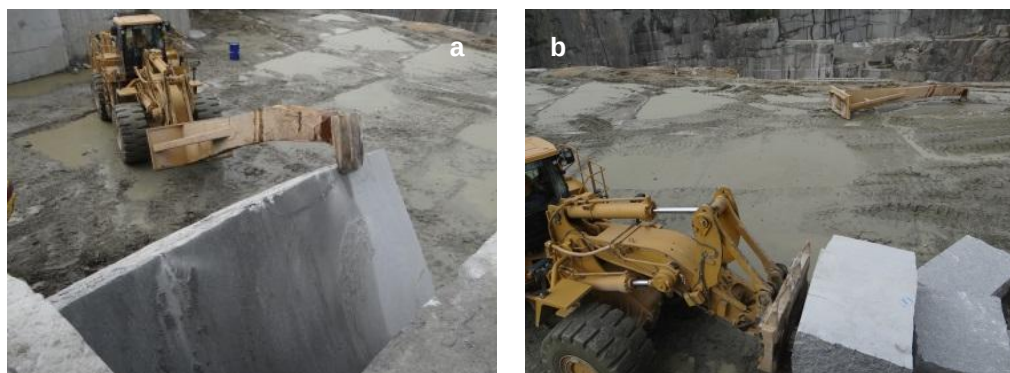
Fig. 6. General view of Borów 14 excavation: a) with vertical transport using cable-track cranes (late 1990s), b) with vertical transport using Derrick type stationary cranes, developed outcrop (2016); (phot. BKGiP-Skalimex, M. Stefanicka)



Rys. 7. Stan wyrobiska, 2016, a) poziomy eksploatacyjne, b) udostępnienie pochylniami dla transportu kołowego (fot. M. Stefanicka)

Fig. 7. View of exploitation fronts excavation in 2016: a) plunging levels of exploitation, b) 'outcrop' made available for wheel transport through ramps (phot. M. Stefanicka)

Wraz z zainstalowaniem tych żurawi oraz mechanizacją robót wiertniczych, w 2010 r. do wyrobiska o głębokości ~80 m wprowadzono dwie ładowarki CAT 988H o nośności bloków do 40 Mg, wyposażone w specjalistyczny osprzęt wymienny z szybkozłączem (rys. 8). Zastosowanie ładowarek na spodzie wyrobiska i na poziomach zboczy bocznych, tzw. „odkrywka”, było możliwe dopiero po dokonaniu odpowiednich zmian systemu eksploatacji – prowadzeniu eksploatacji długimi fortami z odpowiednim wyprzedzeniem pomiędzy piętrami oraz utrzymaniu poziomów dla transportu kołowego. Ładowarki kołowe realizują nie tylko operacje załadunkowe i transportowe (osprzęt łyżkowy i widłowy), ale także urabianie bloków z wykorzystaniem odpowiedniego osprzętu, np. podrywanie monolitu w płaszczyźnie poziomej, odciąganie monolitu i zdejmowanie bloków z piętra.



Rys. 8. Zastosowania ładowarki kołowej CAT 988 H z wymiennym osprzętem; a) tzw. „obalanie” bloku na poziom eksploacyjny, b) transport bloku osprzętem widłowym (fot. M. Stefanicka)

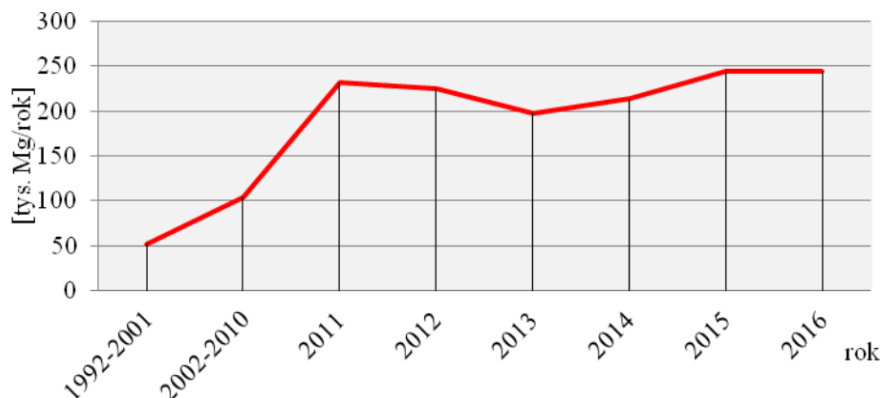
Fig. 8. Examples of the use of a wheel loader with removable accessories CAT 988 H for block exploitation in Borów 14 excavation: a) dropping a block on the level of exploitation by means of a scraper, b) transporting a block with a fork (phot. M. Stefanicka)

Wszystkie opisane zmiany w eksploatacji złoża rozwijane w okresie ostatnich 20 lat spowodowały istotny wzrost bloczności górniczej, nawet powyżej 90% oraz intensyfikację wydobywania do 244 tys. Mg/rok. Należy zaznaczyć, że wskaźnik bloczności geologicznej ustalony w dokumentacji, dla przyjętych minimalnych wymiarów liniowych bloku $0,6 \times 1,2 \times 0,5$ m, wynosi 82,7% objętości.

Dla poprawy gospodarki zasobami złoża i wykorzystania nieblocznego surowca odpadowego oddział Borów w 2015 r. wyposażono w mobilny zestaw kruszący QJ341, co istotnie usprawniło proces oczyszczania wyrobiska z kamienia łamanego.

Dynamikę produkcji w latach 1992–2016 przedstawiono na rysunku 11. Po 1990 roku można wyodrębnić trzy okresy różniące się wielkością wydobywania:

- lata 1992–2001 średnie wydobywanie z wyrobiska wynosiło 52 tys. Mg/rok,
- lata 2002–2010 średnie wydobywanie wzrosło dwukrotnie, do 104 tys. Mg/rok, po przejęciu wyrobiska przez współwłaściciela SKALIMEX, nastąpiły zmiany systemu transportu i urabiania,
- lata 2011–2016 pewna stabilizacja wydobywania, a po 2015 r. ~244 tys. Mg/rok, jako wynik mechanizacji robót i rozwinięcia nowych frontów eksploatacyjnych.



Rys. 9. Wydobywanie granitu z Borów 14 w latach 1992–2016

Fig. 9. Extraction of granite from Borów 14 block excavation in the period 1992–2016

Warto nadmienić, że w okresie funkcjonowania gospodarki państwowej, w całym zjednoczeniu Kamieniołomów Drogowych we Wrocławiu (Strzelin, Borów i okresowo Strzeblów), w okresie największego rozkwitu, na początku lat 1960 produkcja materiałów kamiennych nie przekraczała 480 tys. Mg/rok, a w latach 1980 kryzysu gospodarczego zmalała do 70 tys. Mg/rok.

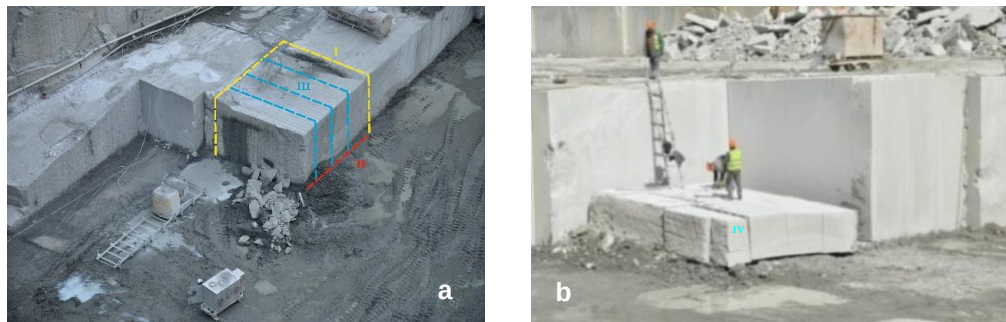
Aktualnie wydobywanie z wyrobiska Borów 14 jest najwyższe w porównaniu do wszystkich eksploatowanych złóż blocznych masywu Strzegom–Sobótka, dla wyrobisk o bloczności górniczej powyżej 70% kształtuje się w przedziale 1–130 tys. Mg/rok (PIG-PIB, 2015). Łączne wydobywanie wyrobisk Borów 14 i Borów 17 wynosi 400 tys. Mg/rok, co stanowi 22% wydobywania (1860 tys. Mg/rok) granitów z krajowych złóż blocznych.

3. INNOWACYJNE METODY URABIANIA PIŁĄ LINOWĄ

Roboty eksploatacyjne złoża blocznego mogą być prowadzone z zastosowaniem różnych technik. Po robotach przygotowawczych i uzyskaniu odpowiednich płaszczyzn odsłonięcia, proces urabiania składa się z kilku etapów: pierwszy

to odspojenie monolitu od calizny, a następnie podział na bloki większe i mniejsze (handlowe) o wymiarach dostosowanych do dalszej obróbki lub sprzedaży. W metodach klasycznych podziały te prowadzone są z zastosowaniem strzelania prochem skalnym, lontu detonującego oraz klinowania ręcznego. W tzw. metodzie „fińskiej”, stosowanej w krajach skandynawskich, proces dzielenia bloków prowadzony jest z wykorzystaniem silnie bryzantycznych MW. W wyrobisku Borów 14, do podziału monolitu na plastry szerokości 1,2–2 m, coraz częściej wykorzystuje się jednak urabianie linami diamentowymi. Opracowany system urabiania bloków należy uznać za innowacyjny; określany jest jako zmodyfikowana metoda fińska (rys. 10). Kolejne etapy podziału monolitu i bloków polegają na:

- wycięciu monolitu w płaszczyznach pionowych; wykonanie dwóch pionowych prostopadłych cięć liną diamentową, przykładowo dla monolitu 6×6 m, dwie płaszczyzny o powierzchni 30–36 m² (rys. 10a),
- odspojeniu monolitu w płaszczyźnie poziomej; wykonanie otworów poziomych perforatorem pneumatycznym lub wiertnicą Commando Liner, przykładowo 20–25 otworów o łącznej długości 120–150 m, kolejno strzelanie lontem detonującym, o długości ~200 m z inicjacją zapalnikami elektrycznymi,
- podziale monolitu cięciem liną diamentową na plastry o szerokości 1,2–2 m,
- klinowaniu ręcznym na bloki handlowe (rys. 10b).

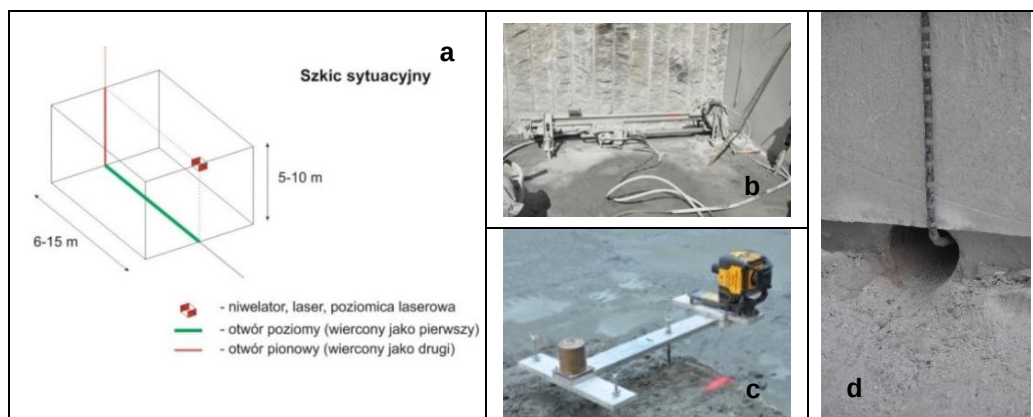


Rys. 10. Zmodyfikowana metoda fińska urabiania – etapy odspajania monolitu i jego podział;
 a) I – płaszczyzny pionowe cięcia liną (kolor żółty), II – w płaszczyźnie poziomej urabianie LD (kolor czerwony), III – podział linką na pionowe plastry (kolor niebieski); b) IV – klinowanie ręczne na bloki handlowe (fot. B. Korzeniowski)

Fig. 10. Modified Finnish method for blocks molding in the Borów 14 excavation. Stages monolith's molding and blocks' separating: a) stage I – the two vertical planes of wire cutting (yellow), stage II – horizontal plane molding by explosives – fuse detonation (red), stage III – splitting slices with wire in vertical planes (blue); b) stage IV – trade blocs forming by manual wedging (phot. B. Korzeniowski)

Aktualnie wyrobisko Borów 14 wyposażone jest w 6 pił z liną diamentową, 3 wiertnice do otworów dla prowadzenia lin, 5 perforatorów pneumatycznych, 5 wiertnic Commando, w tym 2 Commando Liner. Skala prowadzonych robót linami diamentowymi oraz wierceń mechanicznych jest imponująca, w okresie rocznym wykonuje się średnio: cięcie liną z powierzchnią przecięcia $\sim 42\ 000\text{ m}^2$ oraz wierceń o długości 240 000 m.

Warto podkreślić, że dla usprawnienia wykonania otworów pilotażowych dla prowadzenia liny i wyeliminowania ryzyka „nietrafienia” otworu pionowego na poziomy, wykorzystuje się laserowy niwelator (autorski projekt B. Korzeniowskiego – rys. 11).



Rys. 11. Wykonywanie otworów pilotażowych dla liny z wykorzystaniem niwelatora laserowego; a) schemat ideowy, b) wiercenie otworu poziomego, c) zlokalizowanie otworu pionowego niwelatorem, d) lina diamentowa w otworze pilotażowym (fot. B. Korzeniowski)

Fig. 11. Making a pilot holes for a wire using a laser leveler (B. Korzeniowski's original project): a) schematic diagram, b) drilling of a horizontal hole, c) determining the location of a vertical hole with the leveler, d) diamond wire installed in the pilot hole (phot. B. Korzeniowski)

Kolejną innowacją jest tzw. metoda „z odsunięciem”, stosowana w najgłębszej części wyrobiska. Metodę tą wprowadzono, i jest nadal udoskonalana od czasu, gdy w 2015 r. zaczęto stosować na większą skalę cięcia poziome liną diamentową. System ten zakłada wyeliminowanie robót strzałowych z zastosowaniem LD. Do odspojenia monolitu od calizny wykorzystuje się tylko i wyłącznie cięcie liną diamentową (w trzech płaszczyznach), a „odsunięcie” monolitu następuje w wyniku strzelania prochem skalnym. Kolejnymi etapami uzyskania monolitu (rys. 12) są:

- wykonanie wiertnicą DTH dwóch poziomych, prostopadłych do siebie otworów łączących się na końcach,
- cięcie poziome liną, wykonanie „podcięcia”,
- wycinanie monolitu; dwa pionowe, prostopadłe do siebie cięcia liną,
- przygotowanie odciętego monolitu do odsunięcia; wykonanie pionowych otworów strzałowych w jednym z pośród dwóch, prostopadłych do siebie rzazów,

- odsunięcie monolitu po detonacji MW (proch skalny),
- odsunięty monolit gotowy jest do podziału na „plastry”.



Rys. 12. Urabiania na bloki „z odsunięciem”; etapy: I – płaszczyzna pozioma, cięcie liną (kolor zielony), II, III – płaszczyzny pionowe, dwa prostopadłe cięcia liną (kolor niebieski), IV – wiercenie otworów niezbędnych do odsunięcia (fot. B. Korzeniowski)

Fig. 12. The offset method of molding the blocks in Borów 14 excavation. Stages of monolith's molding: stage I – horizontal plane, wire cutting (green), stage II, stage III – vertical planes, two perpendicular wire cuts (blue), IV - drilling holes necessary for the offset (photo B. Korzeniowski)

Wypracowany system eksploatacji w wyrobisku Borów 14 z podziałem na regularne piętra o wysokości ~6 m, poziomami transportowymi o odpowiedniej szerokości, z pozyskiwaniem bloków z zabierek w kierunku prostopadłym do postępu frontu roboczego, z zastosowaniem nowoczesnych rozwiązań cięcia piłami z liną diamentową, w różnych wariantach modyfikacyjnych, należy uznać za najbardziej rozwinięty w polskim górnictwie skalnym.

4. PODSUMOWANIE

Dynamiczny rozwój eksploatacji blocznego złoża granitu Borów nastąpił po przejęciu kopalni przez właściciela z grupy SKALIMEX. Po wprowadzeniu nowoczesnych metod urabiania oraz mechanizacji robót górniczych, nastąpił wzrost wydobywania do poziomu 245 tys. Mg/rok.

Na szczególną uwagę zasługuje zastosowanie na szeroką skalę lin diamentowych do cięcia granitu oraz wdrażanie kolejnych innowacyjnych modyfikacji jej wykorzystania. Rozwiązania te spowodowały ograniczenie strat bloczności poprzez: zmniejszenie szerokości wciniek, minimalizację niszczących naprężeń w urabianym monolicie, a dodatkowo poprzez cięcia poziome uzyskano możliwość ochrony najbardziej blocznych, niżej zalegających partii złoża. Na wzrost bloczności górniczej istotnie wpłynęło również zwiększenie rozmiarów wyrobiska i zmiana geometrii systemu eksploatacji. Uzyskiwany wskaźnik bloczności przekracza 90%.

Mechanizacja prac, ograniczenie stosowania palnika wrębowego, klinowania i wiercenia ręcznego, spowodowały istotną poprawę warunków pracy pod względem zagrożeń wypadkowych oraz obniżenia ryzyka powstawania chorób zawodowych. W krajowym górnictwie granitowych kopalin blocznych wyrobisko Borów 14 jest największym i najbardziej rozwiniętym technologicznie. Wyrobisko w okresie ostatnich 15 lat zmieniło swój wygląd. Można dodać – nie jest kamieniołomem, a nowoczesną kopalnią granitu blocznego. Wzrost efektywności wykorzystania złoża jest wynikiem wdrożenia nowoczesnych metod, ale również zasługą kreatywności, doświadczenia oraz wiedzy osób zarządzających przedsiębiorstwem i bezpośrednio prowadzących eksploatację górniczą.

LITERATURA

- CZEŻOWSKI A., 1948, *Kamieniołomy. Obróbka i przeróbka kamienia*, t. III, Instytut Badawczy Budownictwa, Warszawa.
- FRANKIEWICZ W., GLAPA W., GALOS K., 2002, *Technika i technologia eksploatacji złóż kamieni drogowych i budowlanych*, [w:] Ney R., (red.), *Surowce mineralne Polski. Surowce skalne. Kamienie budowlane i drogowe*, Wyd. IGSMiE PAN, 141–183.
- GLAPA W., KORZENIOWSKI J.I., 2005, *Mały leksykon górnictwa odkrywkowego*, WiSG, Wrocław.
- KORZENIOWSKI J.I., 1992, *Zarys dziejów górnictwa skalnego w Polsce*, SITG Wrocław.
- PIG-PIB, 2016, *Bilans zasobów złóż krajowych w Polsce wg stanu na 31.12.2015 r.*

DEVELOPMENT OF BLOCK EXPLOITATION TECHNOLOGY AND INCREASE OF EFFICIENCY IN GRANITE DEPOSIT “BORÓW” MANAGEMENT

The article presents the history of mining technology development of Borów 14 deposit block exploitation in the period 1946–2016. It highlights significant technological changes, the introduction of new methods, including diamond wire cutting, and their impact on deposit's natural block forms, on increased production volumes and operating H&S conditions. It also presents the innovative modifications of diamond wire cutting to optimize usage of natural block forms in “Borów” granite deposit.

Marek WILAND

Biuro Urbanistyczne Ecoland, Wrocław

ISTOTNE DLA GÓRNICTWA ZMIANY Z ZAKRESU PLANOWANIA PRZESTRZENNEGO W PROJEKCIE KODEKSU URBANISTYCZNO-BUDOWLANEGO

1. WPROWADZENIE

Artykuł odnosi się do poddanej pod publiczne konsultacje 30 września 2016 r. pierwszej wersji projektu ustawy Kodeks Urbanistyczno-Budowlany (zwanej dalej Kodeksem). Wyjaśniając potrzebę uchwalenia takiego aktu, w uzasadnieniu do tego projektu, stwierdza się, że *konieczne jest kompleksowe uregulowanie zagadnień związanych z szeroko rozumianym gospodarowaniem przestrzenią, w tym przede wszystkim z uwzględnieniem powiązań planowania przestrzennego ze strategiami rozwoju tworzącego ramy dla przyszłych procesów inwestycyjnych, a jednocześnie pełniącego funkcje ochronne wobec wartości wysoko cenionych. Wielowymiarowość i złożoność procesów związanych z gospodarowaniem przestrzenią wymaga uwzględnienia wielu zagadnień pozostających z nim w ścisłym związku, a tym samym uzasadnia potrzebę szerszych regulacji, nieograniczających się do problematyki organizacji, procedur i podstawowych zasad planowania i zagospodarowania przestrzennego.*

Chociaż w tym fragmencie, ani w całym uzasadnieniu, nie ma bezpośredniego przywołania terminu „górnictwo”, ani żadnego innego wyrazu z jego rodziny, to bez wątpienia regulacje zawarte w Kodeksie w zakresie planowania i zagospodarowania przestrzennego mogą mieć, jeżeli zostaną uchwalone, duży wpływ na funkcjonowanie branży górniczej.

W ocenie autora należy zdawać sobie sprawę co najmniej z kilku ograniczeń. Prawdopodobnie akt ten zostanie zastąpiony niebawem nową wersją, zmienioną w wyniku konsultacji instytucjonalnych i społecznych, bowiem do pierwotnej wersji uwagi złożyło ponad 3000 interesariuszy (Więclawska, 2017). Szereg uwag zgłosiły także ministerstwa i inne centralne organy administracji państwowej. Ponadto, dla bardziej wiarygodnej oceny analizowanego projektu, niezbędna jest znajomość rozwiązań zapowiadanej ustawy, wprowadzającej ten akt normatywny oraz licznych rozporządzeń, które zostaną wydane. Obszerność zagadnienia sprawia, że autor artykułu przedstawia jedynie niektóre kwestie z zarysowanej w tytule problematyki.

2. ORGANY PRZYJMUJĄCE LUB UCHWAŁAJĄCE AKTY PLANOWANIA PRZESTRZENNEGO I WYDAJĄCE DECYZJE LOKALIZACYJNE

Generalnie utrzymano wynikającą z obecnych przepisów zasadę, że akty planowania przestrzennego mają być przyjmowane lub uchwalane na szczeblach administracji publicznej:

1. krajowym przez Radę Ministrów – art. 171 § 2 i 178 § 1 Kodeksu, obecnie reguluje to art. 47 ust. 3 ustawy z dnia 27 marca 2003 r. *o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym* (dalej skrótowo *upzp*),
2. wojewódzkim przez sejmik województwa – art. 203, obecnie reguluje to art. 42 ust. 1 *upzp*,
3. związku metropolitalnego przez organ uchwałodawczy tego związku – art. 214, obecnie reguluje to art. 22 pkt 3 ustawy z dnia 9 października 2015 r. *o związkach metropolitalnych* (dalej *uzm*), przy czym należy zaznaczyć, że co najmniej z braku rozporządzenia Rady Ministrów wydanego na podstawie art. 4 *uzm*, tworzącego związki metropolitalne oraz określającego ich granice i nazwy, jeszcze nie powstał w Polsce żaden taki związek,
4. gminnym przez radę gminy (art. 146 § 1, obecnie art. 12 ust. 1, art. 20 ust. 1 i art. 37a ust. 1 *upzp*).

Natomiast wprowadzono pewne zmiany w odniesieniu do kompetencji organów do wydawania decyzji lokalizacyjnych. Wynikają one przede wszystkim z tego, że przewidziane w Kodeksie zgody inwestycyjne mają zastępować zarówno dotychczasowe pozwolenia budowlane i zgłoszenia, jak i decyzje lokalizacyjne (w tym decyzje o warunkach zabudowy) w odniesieniu do obszarów, na których nie ma planów miejscowych, bądź w przypadku inwestycji, przy których nie ma obowiązku uwzględniania ustaleń tych planów. Artykuł 439 przewiduje, że organami administracji inwestycyjnej mają być: starosta – w odniesieniu do inwestycji kategorii od 1 do 5 (a organem wyższego stopnia wojewoda) i wojewoda – w odniesieniu do inwestycji kategorii 6 (a organem wyższego stopnia minister właściwy do spraw budownictwa, planowania i zagospodarowania przestrzennego oraz mieszkalnictwa). Odnosnie przywołanych tu kategorii – art. 315 zakłada ich określanie w rozporządzeniu Rady Ministrów. Prawdopodobnie ostatecznie zostanie to jednak przesądzone już w kolejnej wersji Kodeksu; dotychczasowa delegacja do rozporządzenia spotkała się bowiem z dużym sprzeciwem w konsultacjach, a także w opiniach innych ministerstw, z racji fundamentalnego znaczenia podziału na kategorie. Przy okazji warto zwrócić uwagę, że zgodnie z art. 442 § 1 *funkcje organów administracji inwestycyjnej i nadzoru budowlanego w sprawach dotyczących zakładów górniczych mają pełnić organy administracji górniczej*.

Gminy stracą zatem prawo wydawania decyzji o warunkach zabudowy oraz decyzji o ustaleniu lokalizacji inwestycji celu publicznego, a kompetencje te przejdą przede wszystkim do starostów. Znikną także nazwy tych decyzji, co oczywiście nie znaczy, że nie będzie można realizować inwestycji na obszarach pozbawionych pla-

nów miejscowych. W znacznej części można to będzie czynić na mocy art. 271–283 i art. 396–405, które mają zastąpić przede wszystkim dotychczasowe regulacje dotyczące decyzji o warunkach zabudowy oraz art. 447–559 dotyczących inwestycji celu publicznego.

W sprawach inwestycji celu publicznego, obejmujących zarówno obecnie wydawane przez gminy decyzje o ustaleniu lokalizacji tych inwestycji, jak i decyzje inwestycyjne wydawane na mocy różnych, tzw. specustaw, właściwymi organami mają być, na mocy art. 537, Regionalny Dyrektor Ochrony Środowiska w odniesieniu do decyzji środowiskowo-lokalizacyjnej (a organem wyższego stopnia Generalny Dyrektor Ochrony Środowiska), wojewoda w odniesieniu do inwestycji celu publicznego klasy I (a organem wyższego stopnia minister właściwy do spraw budownictwa, planowania, zagospodarowania przestrzennego i mieszkalnictwa) oraz starosta w odniesieniu do inwestycji celu publicznego klasy II i III oraz celów publicznych, o których stanowi art. 20 § 2 (a organem wyższego stopnia wojewoda).

Przywoływany podział na klasy (I–III) został określony w art. 448 Kodeksu. Do klasy I zaliczono przede wszystkim inwestycje, które w większości bywają obecnie realizowane na mocy specustaw bądź specjalnych programów rządowych, a jednocześnie mają charakter co najmniej regionalny. Do klasy II liniowe inwestycje o lokalnym lub subregionalnym znaczeniu, do III inwestycje o nieliniowym charakterze, inne niż zaliczone do klasy II. Z kolei wśród przywołanych w art. 20 § 2 celów publicznych wymieniono jedyną w powyższym zestawie grupę przedsięwzięć bezpośrednio wiążących się z działalnością górnictwem – poszukiwanie i rozpoznawanie złóż kopalin objętych własnością górnictwem. W stosunku do listy celów publicznych, określanych obecnie przez art. 6 pkt 8 ustawy z dnia 21 sierpnia 1997 r. *o gospodarce nieruchomościami*, zabrakło w zapisie kodeksowym zaliczenia wydobywania złóż kopalin objętych własnością górnictwem do tego typu przedsięwzięć. Wydaje się, że może to zostać poprawione w kolejnych wersjach Kodeksu.

Warto jeszcze zwrócić uwagę, że jak wskazuje się w uzasadnieniu: *lokalizacja inwestycji celu publicznego będzie przeprowadzana zgodnie z krajowym lub wojewódzkim planem rozmieszczenia, o których mowa w rozdziale 3 (dla klasy I jest to obowiązkowe) i nastąpi w planie miejscowym (możliwe dla wszystkich klas, obligatoryjnie dla klasy III), decyzji środowiskowo-lokalizacyjnej albo decyzji zintegrowanej (wyłącznie klasa I i II przy spełnieniu odpowiednich warunków)*. Ponadto dla inwestycji celu publicznego ma być sporządzana ocena oddziaływania na środowisko, przeprowadzana *w ramach postępowania o wydanie decyzji środowiskowo-lokalizacyjnej albo decyzji o środowiskowych uwarunkowaniach. Udzielenie zgody inwestycyjnej będzie następowało na wniosek inwestora w drodze decyzji zintegrowanej albo na zasadach ogólnych*.

3. PONADGMINNE DOKUMENTY PLANOWANIA PRZESTRZENNEGO

3.1. KRAJOWA STRATEGIA ROZWOJU PRZESTRZENNEGO (art. 169–172)

Strategia ta ma określać cele i kierunki polityki zagospodarowania przestrzennego kraju. Ma obejmować okres obowiązywania długookresowej strategii rozwoju; ma być zgodna z długookresową oraz średniookresową strategią rozwoju i wraz z nimi podlegać aktualizacji. Sporządzana ma być przez ministra właściwego do spraw budownictwa, planowania, zagospodarowania przestrzennego oraz mieszkalnictwa, i jak już wspomniano, przyjmowana przez Radę Ministrów.

W obecnym stanie prawnym jej odpowiednikiem jest koncepcja przestrzennego zagospodarowania kraju, na podstawie art. 47 *upzp*.

3.2. KRAJOWY PLAN ROZMIESZCZENIA (art. 173–181)

Rozmieszczeniu w krajowym planie mają podlegać inwestycje celu publicznego klasy I o znaczeniu krajowym. Dla inwestycji liniowych mają być określone zasady lokalizacji więcej niż jednej inwestycji w ramach korytarza inwestycyjnego lub warunki ich przecinania się. Rozmieszczenia te można będzie dokonywać wariantowo.

Przy rozmieszczeniu inwestycji celu publicznego Kodeks nakazuje kierować się *potrzebą zapewnienia zrównoważonego rozwoju kraju, przy uwzględnieniu:*

- 1) *dążenia do osiągnięcia ład przestrzennego,*
- 2) *skutków realizacji i funkcjonowania inwestycji dla środowiska oraz lokalnego porządku przestrzennego,*
- 3) *kosztów realizacji i funkcjonowania inwestycji;*
- 4) *wpływu inwestycji na zdolność do realizacji zadań z zakresu obronności i bezpieczeństwa państwa,*
- 5) *dążenia do realizacji więcej niż jednej inwestycji liniowej we wspólnym przebiegu (korytarz inwestycyjny).*

Krajowy plan rozmieszczenia nie ma odpowiednika w obowiązujących obecnie dokumentach planistycznych i poza realizacją powyższych zadań ma, o czym stwierdza się w uzasadnieniu Kodeksu, służyć zapewnieniu *sprawnego funkcjonowania systemu gospodarowania przestrzenią w Polsce oraz zmniejszać potrzebę uchwalania ustaw specjalnych*, które działają *de facto* poza nim.

Krajowy plan rozmieszczenia ma się składać z części tekstowej i graficznej, a pierwsza z nich z listy inwestycji objętych planem, wraz ze wskazaniem w odniesieniu do każdej z inwestycji jej nazwy, rodzaju, podstawowych parametrów technicznych, inwestora, orientacyjnego harmonogramu realizacji oraz ustaleń w zakresie powiązania z innymi inwestycjami. Natomiast część graficzna planu ma obejmować schematyczne przedstawienie rozmieszczenia inwestycji, wraz z oznaczeniem powiązań między nimi: wspólnych korytarzy inwestycyjnych oraz punktów przecinania się

inwestycji. Rozmieszczenie wiąże organy gminy przy sporządzaniu oraz zmianie studium w zakresie dostosowania przestrzennego wyznaczenia obszarów nowej urbanizacji do przewidywanej lokalizacji inwestycji podlegających rozmieszczeniu.

Istotnym zapisem, dla omawianej problematyki, jest regulacja nakazująca oznaczanie w krajowym planie rozmieszczenia m.in. strategicznych złóż kopalin oraz istniejących i zlokalizowanych inwestycji celu publicznego (art. 176 § 4). Nie określa się wprost relacji, jakie mają wiązać Krajową strategię rozwoju przestrzennego z Krajowym planem rozmieszczenia, ani kto ma sporządzać ten plan. Można się natomiast domyślać, po lekturze art. 179, że plan ustawy z dnia 21 sierpnia 1997 r. *o gospodarce nieruchomościami* będzie powstawał co najmniej przy współudziale (przewidzianego przez Kodeks) Komitetu Rady Ministrów do Spraw Rozwoju Przestrzennego; jego przewodniczącym ma być minister właściwy do spraw budownictwa, planowania i zagospodarowania przestrzennego oraz mieszkalnictwa. Warto też zwrócić uwagę, że do ponadlokalnych aktów planowania przestrzennego zalicza się Krajowy plan rozmieszczenia, ale Krajową strategię rozwoju przestrzennego już nie (art. 2 pkt 10).

3.3. PLAN WOJEWÓDZTWA (art. 189–207)

Plan województwa ma być zgodny ze strategią rozwoju województwa i wraz z nią ma być aktualizowany. Plan ten dzieli się na część zawierającą ustalenia kierunkowe oraz część z ustaleniami wiążącymi organy gmin i związków metropolitalnych (ustalenia wiążące). Do tych pierwszych, w art. 193 § 1 zalicza *niezbędne ustalenia w zakresie polityki przestrzennej województwa*. Natomiast w § 2 tego artykułu, na podstawie aktów wydawanych przez organy inne niż organy samorządu województwa, nakazuje wskazywać w tym planie m.in.: *obszary występowania udokumentowanych złóż kopalin* (pkt 6) i *obszary ochrony złóż ze wskazaniem ograniczeń w użytkowaniu terenu wynikających z tej ochrony* (pkt 7). Zakres ustaleń wiążących planu województwa określają natomiast art. 194 i 195.

Również wiążące dla gmin oraz organów związku metropolitalnego mają być ustalenia wojewódzkiego planu rozmieszczenia, który ma być wyodrębnioną częścią planu województwa i który, na mocy art. 196 § 3 Kodeksu, ma obejmować inwestycje:

- 1) krajowe, zgodnie z krajowym planem rozmieszczenia,
- 2) wojewódzkie,
- 3) w odniesieniu do obszaru funkcjonalnego – inwestycje powiatowe oraz gminne o znaczeniu dla tego obszaru,
- 4) inne, wprowadzone w wyniku procedury uzgodnienia pomiędzy gminami i powiatami, w szczególności odnośnie zasad lokalizacji usług infrastrukturalnych i inwestycji, mogących znacząco oddziaływać na środowisko. Jeżeli dojdzie do uzgodnień w tej grupie mogą się znaleźć m.in. wiążące gminy ustalenia w zakresie górnictwa.

Plan województwa sporządza marszałek, a uchwała sejmik województwa. Ten dokument zalicza art. 2 pkt 10 Kodeksu do ponadlokalnych aktów planowania przestrzennego. Obecnym odpowiednikiem planu województwa jest plan zagospodarowania przestrzennego województwa, na podstawie zapisów art. 39–45 *upzp*.

3.4. RAMOWE STUDIUM (art. 214–219)

Studium ramowe, zgodnie z art. 214–219, ma być narzędziem koordynacji polityki przestrzennej na obszarze funkcjonalnym związku metropolitalnego oraz takim narzędziem również w obszarze innego związku międzygminnego. Może ono zawierać ustalenia w zakresie:

- rozmieszczenia inwestycji celu publicznego o znaczeniu dla związku metropolitalnego lub dla innego związku międzygminnego,
- lokalizacji inwestycji mogących znacząco oddziaływać na środowisko,
- wyznaczania w studium stref funkcjonalnych.

W tym przypadku, zamiast studium ramowego mogą być wykonane studia rozwoju przestrzennego związku metropolitalnego/międzygminnego, zastępujące odpowiednie studia poszczególnych gmin.

Projekty studiów sporządza zarząd odpowiedniego związku, a uchwała odpowiedni organ uchwałodawczy związku. Ramowe studium obszaru funkcjonalnego związku metropolitalnego albo obszaru związku międzygminnego art. 2 pkt 10 Kodeksu zalicza do ponadlokalnych aktów planowania przestrzennego. Obecnym odpowiednikiem studium ramowego, w odniesieniu do obszaru funkcjonalnego związku metropolitalnego, jest studium metropolitalne. Obydwa dokumenty różnią się jednak zakresem ustaleń.

4. GMINNE DOKUMENTY PLANOWANIA PRZESTRZENNEGO

W art. 2 pkt 9 Kodeksu określa wspólnym mianem *lokalnych aktów planowania przestrzennego* trzy dokumenty, które są sporządzane przez wójtów, burmistrzów albo prezydentów miast, i uchwalane co do zasady, przez rady gmin (miast). Spośród tych aktów wydaje się, że największe zmiany wprowadzono w stosunku do obecnego studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gminy. Przejawia się to przede wszystkim tym, że przed rozpoczęciem prac nad nowym (także w nazwie) studium rozwoju przestrzennego gminy należy sporządzić kilka innych opracowań, które dotychczas w ogóle nie były wykonywane albo służące ich sporządzeniu prace realizowano dotychczas w ramach studiów uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gmin.

W art. 132–167 Kodeks określa jednolite zasady postępowania w przedmiocie lokalnego aktu planowania przestrzennego, przy czym w niektórych przypadkach dopuszczając postępowanie uproszczone. Natomiast „zwyczajne” postępowanie jest

bardziej rozbudowane niż obecnie, co sprawia, że będzie prawdopodobnie dłużej trwało. Jedną z ważnych zmian jest przeniesienie obowiązku uzyskiwania zgód na zmianę przeznaczenia gruntów rolnych i leśnych na cele nierolnicze i nieleśne z fazy prac nad planem miejscowym do fazy prac nad studium rozwoju przestrzennego gminy. Inną istotną zmianą jest powierzenie regionalnym izmom obrachunkowym obowiązku weryfikowania uchwalanych planów miejscowych pod kątem możliwości pokrycia przez gminne budżety ewentualnych skutków uchwalenia tych planów. Może to osłabić chęć gmin do przystępowania do sporządzania planów miejscowych lub ich zmian.

4.1. STUDIUM ROZWOJU PRZESTRZENNEGO GMINY

Opracowanie powyższego aktu ma być poprzedzone sporządzeniem kolejno trzech wprowadzonych przez Kodeks dokumentów. Pierwszym z nich jest Prognoza przestrzennych potrzeb rozwojowych (art. 38–40). Ma ona określać, w perspektywie nie dłuższej niż 20 lat, prognozowane zapotrzebowanie na nowe tereny, których zagospodarowanie jest niezbędne do zapewnienia zrównoważonego rozwoju obszaru objętego prognozą, w oparciu o dane demograficzne i gospodarcze. Nie może być sprzeczna z prognozą dla województwa i obszaru funkcjonalnego, co stwierdza w opinii marszałek województwa. W przypadku negatywnej opinii gmina może odwołać się do ministra właściwego do spraw rozwoju regionalnego. Jego stanowisko jest dla gminy wiążące.

Drugi dokument zawiera określenie obszarów zurbanizowanych oraz wyznaczenie limitu obszarów nowej urbanizacji (art. 41–44). Delimitacja tych obszarów ma być przeprowadzona zgodnie z ww. przepisami, uszczegółowionymi zapisami rozporządzenia (wg art. 44). Można będzie wyznaczyć obszary nowej urbanizacji tylko wówczas, gdy bilans wykaże dodatnią różnicę potrzeb rozwojowych wynikających z prognozy nad chłonnością terenów niezabudowanych na obszarach zurbanizowanych (z uwzględnieniem istniejącej zabudowy na terenach położonych poza obszarami zurbanizowanymi) oraz terenów przeznaczonych pod zabudowę w planach miejscowych, na terenach położonych poza obszarami zurbanizowanymi.

Wymienione dwa dokumenty nawiązują do regulacji, które do *upzp* wprowadziły zapisy ustawa z dnia 9 października 2015 r. *o rewitalizacji*, nakazując wykonywanie na potrzeby studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gmin bilansu terenów przeznaczonych pod zabudowę, celem powstrzymania dramatycznie narastającego w Polsce procesu rozpraszania zabudowy i powiększania obszarów chaosu przestrzennego. Jednak, jak wskazują dotychczasowe doświadczenia, cel ten w niewielkim zakresie, jeśli w ogóle, jest realizowany. Władze gmin nie chcą bowiem narażać się na odszkodowania, ani występować przeciwko oczekiwaniom swoich wyborców. Mieszkańcy z kolei nie są motywowani do zmiany tych oczekiwań, wobec braku stosownych narzędzi ekonomicznych, np. podatku od niewykorzy-

stanego prawa zabudowy lub podatku katastralnego. Jeżeli w przepisach, choćby ustawy wprowadzającej, nie pojawiają się takie narzędzia ekonomiczne, należy się liczyć z możliwością blokady prac nad gminnymi dokumentami planistycznymi.

Trzecim z dokumentów jest program rozwoju przestrzennego gminy (art. 45–47). Co do zasady powinien on być elementem strategii gminy oraz ma być uchwalony przez radę gminy. Program ma zawierać diagnozę uwarunkowań rozwoju przestrzennego, w tym wynikającą z dwóch przywołanych poprzednio dokumentów, wyznaczać kierunki rozwoju przestrzennego gminy, określając w szczególności limit obszarów nowej urbanizacji oraz skutki finansowe realizacji polityki przestrzennej. Kodeks zobowiązuje wójta, odpowiednio burmistrza albo prezydenta miasta do przedstawiania co 6 miesięcy radzie gminy informacji o stanie realizacji tego programu.

Podstawowe regulacje odnoszące się do zawartości studium rozwoju przestrzennego gminy zawarto w art. 63–76. Ponadto Kodeks wyszczególnia szereg odwołań do tego dokumentu sprawiając, że jego zapisy, choćby na obszarach nie objętych planami miejscowymi, będą musiały być wprost respektowane. Jednocześnie znaczącej zmianie uległ zakres merytoryczny. Jednym z nowych rozwiązań jest przesądzenie w art. 71 o podziale obszaru gminy na zdefiniowane w tym przepisie strefy funkcjonalne, określone:

- poza obszarami urbanizacji (6 rodzajów); m.in. *górnicza i przemysłu wydobywczego, przemysłowa – uciążliwa*,
- na obszarach urbanizacji (5 rodzajów); m.in.: *przemysłowa, usługowa*,
- na obydwu typach ww. obszarów (5 rodzajów); m.in. *systemu transportowego, infrastruktury technicznej, usług infrastrukturalnych, cmentarzy i krematoriów*.

W art. 70 § 2 nakazuje się przy wyznaczaniu obszarów nowej urbanizacji, w miarę możliwości unikać m.in. obszarów udokumentowanych złóż kopalin oraz obszarów ograniczeń związanych z udokumentowanym oddziaływaniem istniejących, rozmieszczonych lub realizowanych inwestycji, w tym wynikających z działalności górniczej.

Należy wspomnieć także o art. 65 Kodeksu, nakazującym w studium rozwoju przestrzennego gminy wskazywać obszary i tereny określone na podstawie aktów wydawanych przez organy inne niż organy gminy, wraz z przywołaniem ustaleń w zakresie ich zagospodarowania, wynikających z aktów ustanawiających obszary albo tereny. Wśród 17 pozycji warto wskazać na:

- *obszary i tereny górnicze, o których mowa w przepisach geologicznych i górniczych*,
- *obszary udokumentowanych złóż kopalin, udokumentowanych wód podziemnych, udokumentowanych kompleksów podziemnego składowania dwutlenku węgla oraz podziemnych składowisk odpadów, wyznaczonych na podstawie przepisów geologicznych i górniczych*,
- *tereny lub obiekty, dla których wyznacza się w złożu kopaliny filar ochronny*,
- *tereny zajmowane przez zakłady przemysłowe o zwiększonym i dużym ryzyku awarii, o których mowa w przepisach o ochronie środowiska*.

Należy tu zwrócić uwagę, że zapis o terenach lub obiektach, dla których wyznacza się w złożu kopaliny filar ochronny, ma odebrać gminom dotychczasowe w tym zakresie uprawnienia. Przepis art. 72 przewiduje, że elementem studium rozwoju przestrzennego gminy ma być plan wykonania tego studium, co znacząco może utrudnić i spowolnić wprowadzanie zmian w gminnych dokumentach planistycznych.

4.2. MIEJSCOWY PLAN ZAGOSPODAROWANIA PRZESTRZENNEGO

Problematyka planu miejscowego została określona w art. 77–126 Kodeksu; obecnie w większości obejmuje art. 14 i 15 *upzp*). Różnice pomiędzy kodeksowym planem miejscowym, a obecnym wydają się mniejsze niż w przypadku innych aktów planowania przestrzennego. Z zakresu problematyki górniczej można wskazać art. 81, nakazujący zawieranie w planie miejscowym ustaleń m.in. w zakresie zagospodarowania obszarów, terenów i obiektów, o których mowa w art. 65, czyli m.in. tych, wyszczególnionych w rozdziale 3. Na marginesie warto zauważyć, że to jedyny akt planowania przestrzennego, któremu w Kodeksie nie nadano nowej nazwy.

Wydaje się, że istotniejsze zmiany dotyczą uwarunkowań wiążących się ze sporządzaniem planów miejscowych. W tym zakresie należy wskazać na art. 78, określający obszary, *na których lokalizacja inwestycji innych niż inwestycje celu publicznego może nastąpić wyłącznie na podstawie planu miejscowego*. Wśród 12 pozycji zostały wymienione m.in. obszary *udokumentowanych złóż strategicznych*, a także *przykładowo nowej urbanizacji, czy koncentracji funkcji nierolniczych w gminach wiejskich i na obszarach wiejskich gmin miejsko-wiejskich*. Z kolei art. 79 § 1 określa 5 rodzajów inwestycji niebędących inwestycjami celu publicznego, które mogą być zlokalizowane wyłącznie na podstawie planu miejscowego, w tym: *inwestycje uciążliwe zapachowo, w tym fermy, zakłady stwarzające ryzyko wystąpienia poważnej awarii przemysłowej oraz inwestycje mogące zawsze znacząco oddziaływać na środowisko*.

Istotnym utrudnieniem przy przystępowaniu do sporządzenia planów miejscowych, w stosunku do obecnej praktyki, mogą być regulacje art. 80 nakazujące, by obszar objęty planem miejscowym był wyznaczany *w sposób pozwalający na kompleksową regulację zagadnień funkcjonalno-przestrzennych, obejmując planem miejscowym całość strefy funkcjonalnej albo całość obszaru wymagającego przekształcenia urbanistycznego*. W przypadku terenów wiejskich ten obszar powinien jednocześnie obejmować całe sołectwo lub sołectwa.

Poza „zwyczajnymi” planami miejscowymi Kodeks przewiduje kilka podtypów:

- uproszczony plan miejscowy (art. 118 i 119), przy którym może być ograniczony zakres ustaleń, ale który raczej nie będzie miał zastosowania przy inwestycjach istotnych dla górnictwa,
- plan miejscowy lokalizujący inwestycję Narodowego Operatora Mieszkaniowego (art. 120–124),

- plan miejscowy na wniosek inwestora (art. 105–111); taki plan ma stosunkowo małe szanse na zastosowanie na potrzeby przedsięwzięć górniczych. Istotą tej regulacji jest bowiem to, że inwestor realizując swoją „główną” inwestycję finansuje lub realizuje i nieodpłatnie przekazuje na rzecz gminy inwestycje powiązane, polegające na budowie lub przebudowie systemu transportowego, infrastruktury technicznej, infrastruktury społecznej, budynków lub lokali mieszkalnych na potrzeby mieszkaniowego zasobu gminy;
- plan miejscowy ze zintegrowaną oceną oddziaływania na środowisko (art. 112–117), który ma potencjalnie największą szansę, spośród ww. na zastosowanie w przypadku przedsięwzięć górniczych.

Przy okazji warto zwrócić uwagę, że dosyć istotnym czynnikiem zniechęcającym gminy do przystępowania w sprawie sporządzenia lokalnych aktów planowania przestrzennego są zapisy art. 54 i 55, wykluczające praktycznie finansowanie prac nad tymi aktami ze środków pozagminnych.

4.3. MIEJSCOWE PRZEPISY URBANISTYCZNE

Miejscowe przepisy urbanistyczne zawierają ustalenia w zakresie *tablic oraz urządzeń reklamowych, obiektów małej architektury oraz ogrodzeń*. Kodeks reguluje te kwestie w art. 127–131, niewiele zmieniając obecne regulacje z art. 37a–37c *upzp*.

5. PODSUMOWANIE

Analizowany projekt Kodeksu praktycznie uniemożliwia racjonalne prognozowanie skutków wejścia w życie finalnej jego wersji, tym bardziej, że nieznanne są jeszcze regulacje zapowiedzianej ustawy wprowadzającej. Niewątpliwie powstrzymanie rozpraszania zabudowy i powiększających się obszarów chaosu przestrzennego służyć będzie branży górniczej (Wiland, 2015), której coraz trudniej konkurować jest o przestrzeń. Z tej racji wprowadzanie niektórych rozwiązań wydaje się korzystne. Z kolei niepokoją zagrożenia wiążące się z regulacjami, które zdają się znacząco wydłużać procesy planistyczne, a jednocześnie ułatwiać procedury lokalizacyjne na obszarach pozbawionych planów miejscowych lub poprzez inwestycje celu publicznego nie podlegające ustaleniom tych planów. Ponadto, jak wskazują badania statystyczne, w skali kraju bilans skutków finansowych wejścia w życie planów miejscowych jest dla gmin wyraźnie deficytowy (Śleszyński i in., 2014).

Jeżeli za sprawą Kodeksu gminy zostaną zobowiązane na serio do uzbrajania terenów pod zabudowę, z brakiem możliwości korzystania z zewnętrznego finansowania prac nad aktami planowania przestrzennego, to mogą coraz mniej chętnie godzić się na przystępowanie do ich sporządzania. Do tego radykalna zmiana całej struktury dokumentów z zakresu planowania i zagospodarowania przestrzennego grozi paraliżem w zakresie lokalizacji inwestycji, w tym przedsięwzięć górniczych.

Zatem już teraz warto przystąpić do sporządzenia planu miejscowego, a jak potrzeba, to także do studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gminy dla umożliwienia realizacji zamierzeń górniczych, nawet i w tych przypadkach, gdy szacuje się, że wejście w życie tego planu lub studium będzie niezbędne dopiero za kilka lat.

LITERATURA

- Kodeks urbanistyczno-budowlany* – Projekt ustawy, 2016, MliB, legislacja.rcl.gov.pl/projekt/12290463/katalog/12382112#12382112
- ŚLESZYŃSKI P., KOMORNICKI T., DERĘGOWSKA A., ZIELIŃSKA B., 2014, *Analiza stanu i uwarunkowań prac planistycznych w gminach w 2012 roku*, Instytut Geografii i Przestrzennego Zagospodarowania PAN, Warszawa.
- Ustawa z dnia 21 sierpnia 1997 r. o gospodarce nieruchomościami, j.t. Dz.U.2016.2147.
- Ustawa z dnia 27 marca 2003 r. o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym, D.U.2012.647
- Ustawa z dnia 9 października 2015 r. o rewitalizacji, Dz.U.2015.177.
- Ustawa z dnia 9 października 2015 r. o związkach metropolitalnych, Dz.U.2015.196.
- WIĘCŁAWSKA J., 2017, *Kodeks urbanistyczno-budowlany na targach Budma*, portalkomunalny.pl/kodeks-urbanistyczno-budowlany-na-targach-budma-2017-354364/
- WILAND M., 2015, *Złoża kopalin i ich wydobywanie a planowanie i zagospodarowanie przestrzenne*, Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN, nr 91, 227–244, Kraków.

CRUCIAL CHANGES IN THE FIELD OF SPATIAL PLANNING FOR MINING INDUSTRY RESULTING FROM THE PROJECT OF THE URBAN AND BUILDING CODE

The article presents structure of the administrative documents in the field of spatial planning resulting from the first published version of government project Urban and Building Code. Describes the administrative documents which could be prepared in national, voivodeship, regional and communal planning, pointing on its crucial aspects and bringing appropriate regulations at the same time. Presents aspects in the regulations connected with the mining industry and points selected threats for the industry which might be a result of entering the Code into force.

Piotr WODZIŃSKI, Remigiusz MODRZEWSKI

Politechnika Łódzka

Katarzyna ŁAWIŃSKA

Instytut Przemysłu Skórzanego, Łódź

PRZEBIEG PROCESU PRZESIEWANIA KRUSZYW W BĘBNACH STOŻKOWYCH I KASKADOWYCH

1. WPROWADZENIE

Przesiewacze bębnowe były najprawdopodobniej pierwszymi mechanicznymi, napędzanymi maszynami przesiewającymi. Wcześniejsze były jedynie przesiewacze ręczne oraz rusztowe przesiewacze statyczne. Przesiewacze bębnowe są proste w budowie i w wykonaniu. Do ich napędu, czyli do wywołania ruchu obrotowego bębna, używa się tradycyjnych układów napędowych (Wodziński, 1997; Sztaba, 1993), złożonych z silnika elektrycznego, przekładni zębatej oraz napędu łańcuchowego lub zębatego.

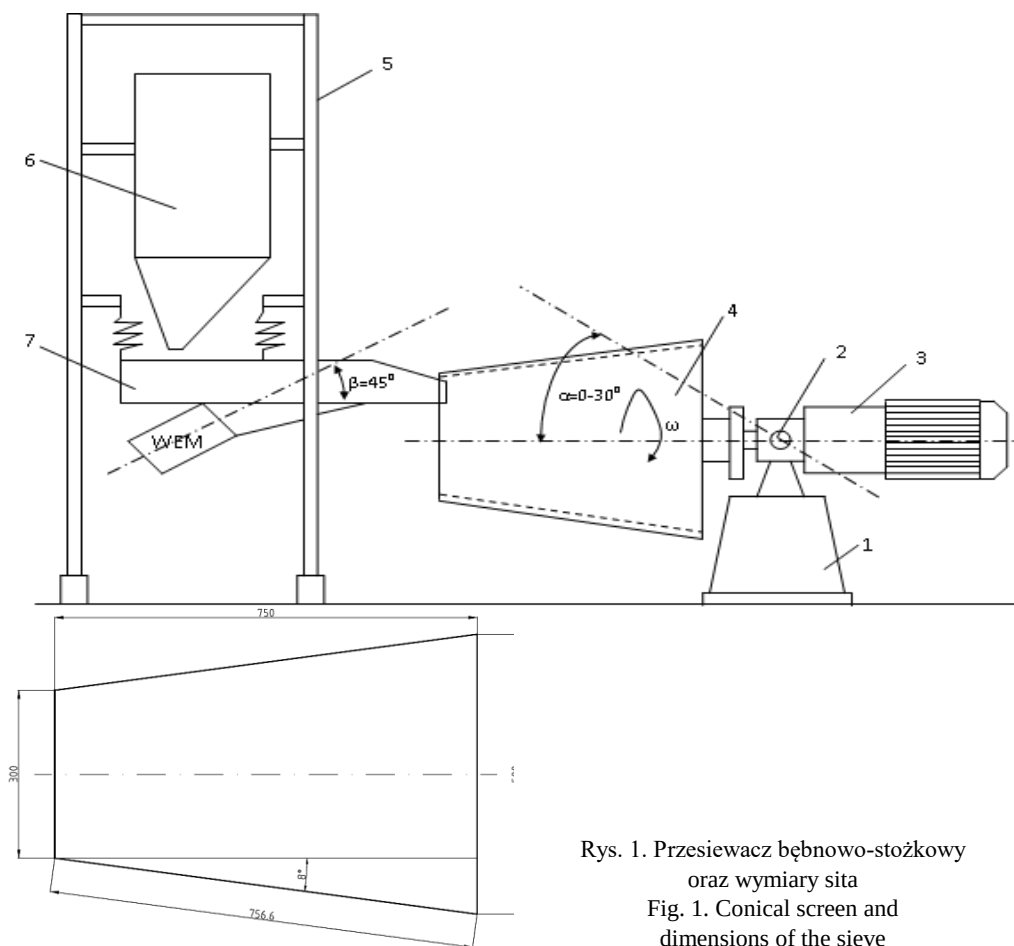
Nierzadko przesiewacze bębnowe pracują w obudowie pyłoszczelnej, spełniającej jednocześnie rolę obudowy wyciszącej. Do wad tych przesiewaczy zaliczyć należy niskie wydajności jednostkowe – procesowe, duże opory tarcia, a w ślad za tym zwiększone zapotrzebowanie mocy, duże gabaryty i problemy związane z blokowaniem się otworów sitowych. Wady przeważają nad zaletami i zapewne to właśnie spowodowało zanikanie tych konstrukcji w technice przesiewania.

Jeżeli chodzi o przesiewanie kruszyw mineralnych, to maszyny te stanowią obecnie niewielki ułamek ogółu wykorzystywanych urządzeń. Jednakże coraz częściej obserwuje się nawrót do stosowania przesiewaczy bębnowych. Wydaje się, że wielu użytkowników chciałoby się pozbyć powszechnie stosowanej techniki wibracyjnej, nie zastanawiać się nad dynamicznym zrównoważeniem dużych przesiewaczy i nie mieć do czynienia z problemami rozbiegu i dobiegu tych maszyn. Jako nowe rodzaje przesiewaczy bębnowych zostały opracowane i opatentowane przesiewacze o bębnach stożkowych i kaskadowych oraz ich kombinacje (Wodziński, 2010). Maszyny te mają dać wyraźną poprawę przebiegu procesu przesiewania w sensie większych skuteczności i wydajności. Ponadto w porównaniu do już istniejących rozwiązań, w istotny sposób zmieniona jest konstrukcja samych bębnów, co ma umożliwić zastosowanie zwiększonych prędkości obrotowych. Uzyskanie dużych prędkości roboczych, trudne obecnie ze względów technicznych, jest możliwe poprzez zmianę konstrukcji bębnów i ich posadowienia. Nowe proponowane konstrukcje są bębnami z osiami obrotowymi,

tzn. wałami biegnącymi w geometrycznej osi bębna. Równie istotna jest kwestia doboru odpowiedniej, zmniejszonej w stosunku do rozwiązań obecnych, średnicy bębnow.

U podstaw koncepcji obu przesiewaczy (Ławińska i in., 2014) legło założenie, że zmienna średnica sita, przy niezminionej prędkości obrotowej oznacza zmianę charakteru ruchu złoża ziarnistego na sicie. W klasycznych bębnach cylindrycznych ruch warstwy ziarnistej jest jednakowy w całej długości urządzenia. Odmienne zachowywać się będzie złożo ziarniste w rozwiązaniu z bębniem stożkowym lub kaskadowym (Modrzewski i Wodziński, 2012). Najpierw ma miejsce intensywny ruch ziaren i szybki odsiew, a dalej w miarę zmiany średnicy sita, następuje zmiana charakteru ruchu ziaren na toczenie i odsiewanie pozostałej klasy dolnej.

2. PRZESIEWACZ BĘBNOWO-STOŻKOWY



Rys. 1. Przesiewacz bębnowo-stożkowy
oraz wymiary sita

Fig. 1. Conical screen and
dimensions of the sieve

Przesiewacz bębnowo-stożkowy (rys. 1) składa się z sita stożkowego (4), które przymocowane zostało do motoreduktora napędowego (3) i zamocowane na podstawie (1). Za wprowadzenie w ruch motoreduktora odpowiedzialny jest falownik częstotliwości trójfazowego prądu zasilającego, na którym regulowano także prędkości obrotów sita. Natomiast zmiana kąta odchylenia osi bębna od poziomu możliwa była dzięki przegubowi obrotowemu (2), w który był wyposażony przesiewacz.

Materiał transportowany był na sito dzięki podajnikowi wibracyjnemu (7), napędzanemu przez przymocowany do niego wibrator elektromagnetyczny. Podajnik wraz z zasobnikiem (6), w którym umieszczony był materiał, zamocowane zostały na ramie konstrukcji nośnej (5). Elementy te wykonane zostały ze stali.

Na rysunku 2 pokazano gotowe stanowisko badawcze przesiewacza stożkowego wraz z podajnikiem wibracyjnym. Napęd stanowi silnik elektryczny z motoreduktorem sterowany poprzez falownik prądu zasilającego. Dzięki temu z dużą dokładnością i w prosty sposób można regulować obroty bębna. Średnica bębna stożkowego zmienia się od 0,3 m w miejscu podawania nadawy do 0,5 m na drugim końcu sita, a długość bębna to 0,75 m. Całkowita powierzchnia sita wynosi zatem 0,95 m².



Rys. 2. Przesiewacz bębnowo-stożkowy z podajnikiem

Fig. 2. Conical screen with feeder

Na rysunku 3 pokazano przykładowe możliwości tego przesiewacza jeśli chodzi o charakter ruchu warstwy ziarnistej wewnątrz sita. Przy niewielkich częstościach obrotowych (lewa strona rys. 3) warstwa zsuwa się po powierzchni sita. Przy dużych częstościach natomiast następuje podnoszenie warstwy na znaczną wysokość, a następnie jej opadanie. Jest to właśnie tak pożądaný ruch kaskadowy, przy którym uzyskuje się intensywne mieszanie ziaren, co skutkuje ich dokładniejszym przesiewaniem.

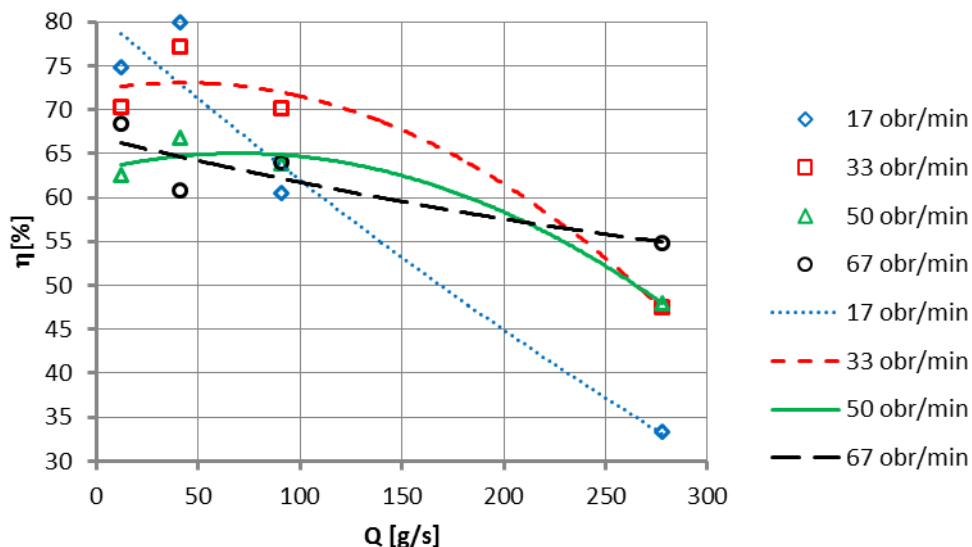


Rys. 3. Ruch warstwy ziarnistej w przesiewaczu bębnowo-stożkowym
Fig. 3. Movement of grain layer in conical screen

3. WYNIKI PRZESIEWANIA NA PRZESIEWACZU BĘBNOWO-STOŻKOWYM

W trakcie prac laboratoryjnych przebadano kilkadziesiąt kombinacji pochylenia sita oraz jego częstości obrotowych ω , przy różnych wydajnościach masowych procesu Q . Wyniki badań opracowywano w postaci zależności sprawnościowo-wydajnościowych $\eta = f(Q)$. Na rysunku 4 przedstawiono wybrane, przykładowe zestawienia porównawcze zależności sprawnościowo-wydajnościowych, najbardziej reprezentatywne dla całości otrzymanych wyników. Rysunek 4 prezentuje zestawienie tych zależności dla przesiewacza bębnowo-stożkowego o poziomej osi obrotów sita, dla różnych częstości obrotowych sita ω .

Przedstawione zależności wskazują, że zbyt mała prędkość obrotowa sita wpływa niekorzystnie na sprawność przesiewania, np. dla 17 obr/min sprawność ta szybko maleje, a najlepsze rezultaty otrzymuje się dla 33 obr/min, wynoszących ok. połowę wartości krytycznej, która w tych warunkach geometrii sita wynosiła ok. 67 obr/min. Powyżej tej wartości siła odśrodkowa nie pozwala już na ruch ziaren wewnątrz sita, gdyż zostają one zablokowane siłą odśrodkową i tworzą nieruchomy pierścień warstwy ziarnistej na całym obwodzie sita.



Rys. 4. Zależności sprawności od wydajności masowej dla przesiewacza bębnowo-stożkowego o poziomej osi obrotu
Fig. 4. Dependences of the efficiency on the mass productivity for the conical screen with the horizontal axis of rotation

Na podstawie wyników badań procesowych przesiewania piasku na przesiewaczu bębnowo-stożkowym można stwierdzić, iż maszyna ta może być stosowana do klasyfikacji sitowej szczególnie trudnych do rozdzielania mediów ziarnistych. Warunkiem jest jednak wyeliminowanie niektórych rozwiązań, nie wszystkie bowiem spośród licznych wariantów napędu takiego przesiewacza są korzystne, a przy ich wyborze nie może być mowy o dowolności czy przypadkowości. Wszystkie przebadane kombinacje napędowe nie mogą być niestety zaprezentowane w całości, jednak wypływające z tych badań wnioski da się sprowadzić do kilku podstawowych zaleceń do projektowania i eksploatacji tych przesiewaczy:

- większa częstość obrotowa sita jest korzystna, nie może jednak przekraczać pewnych wartości, przy których siła odśrodkowa zaczyna przeważać nad siłą grawitacji, zatrzymując ruch warstwy ziarnistej,

- zakres możliwych do stosowania wydajności masowych Q w przesiewaczach tego typu jest dość szeroki, jeśli jednak zależy nam na uzyskaniu jak najwyższych sprawności, to należy ograniczyć masowy strumień nadawy do ok. $0,12 \text{ kg/s}$ w przypadku przesiewacza bębnowo-stożkowego o powierzchni sita około 1 m^2 ; wartości te oczywiście rosną proporcjonalnie do zwiększania powierzchni sita, a więc dla przesiewaczy w skali przemysłowej będą dziesięciokrotnie większe – powyżej 1 kg/s ,
- przy geometrii sit podobnej do stosowanej w omawianych badaniach, optymalną częstotliwością obrotową jest wartość $\omega = 30\text{--}40 \text{ obr/min}$. Parametry takie zapewniają zarówno stabilny ruch warstwy materiału ziarnistego na sicie, jak i wysokie wartości sprawności przesiewania.

4. PRZESIEWACZ BĘBNOWY Z SITEM KASKADOWYM

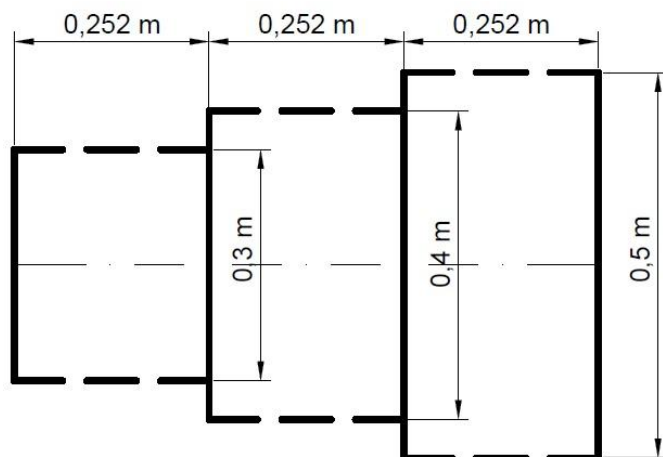
Drugim urządzeniem, na którym zostały wykonane badania, był przesiewacz bębnowy z sitem kaskadowym. Konstrukcyjnie przesiewacz ten (rys. 5) jest podobny do opisanego poprzednio przesiewacza bębnowo-stożkowego, różni się jednak kształtem sita (rys. 6).



Rys. 5. Przesiewacz kaskadowy

Fig. 5. Cascade screen

Stanowisko laboratoryjne było te same, co dla przesiewacza bębnowo-stożkowego (rys. 1); identyczny był też sposób regulacji obrotów sita i jego zasilanie nadawą.



Rys. 6. Wymiary sita w przesiewaczu kaskadowym

Fig. 6. Dimensions of the sieve in the cascade screen

Na rysunku 7 pokazano przykładowy przesiewacz, możliwy dla uzyskania ruchu warstwy ziarnistej wewnątrz sita kaskadowego. Przy niewielkich częstościach obrotowych (lewa strona rys. 7) warstwa zsuwa się po powierzchni sita; widać jednak wyraźne przesypywanie się materiału ziarnistego na stopniach kaskady. Przy wyższych częstościach obrotowych następuje dodatkowo podnoszenie ziaren na znaczną wysokość, a następnie ich opadanie. Ma to miejsce szczególnie intensywnie w ostatniej sekcji bębna kaskadowego o największej średnicy, gdzie siła odśrodkowa jest największa.



Rys. 7. Ruch warstwy ziarnistej w przesiewaczu bębnowo-kaskadowym

Fig. 7. Movement of grain layer in the cascade screen

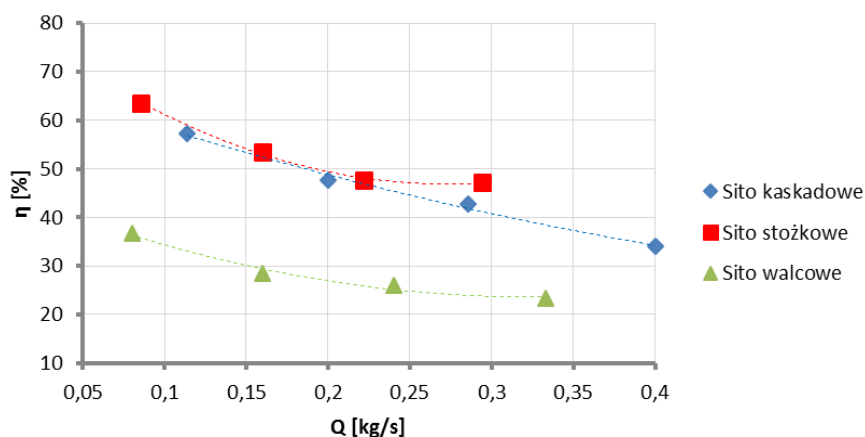
5. PORÓWNANIE WYNIKÓW PRZESIEWANIA NA SITACH BĘBNOWYCH O RÓŻNYM KSZTAŁCIE

Podobne badania jak dla przesiewacza bębnowo-stożkowego przeprowadzono również na przesiewaczu kaskadowym opisanym powyżej oraz dodatkowo również na klasycznym przesiewaczu bębnowym, wyposażonym w typowe sito o kształcie walca (rys. 8). Celem tych ostatnich badań było porównanie wyników przesiewania w warunkach typowych i powszechnie stosowanych w praktyce (sito walcowe) z wynikami uzyskiwanymi na nowych sitach o odmiennym kształcie: stożkowym i kaskadowym.

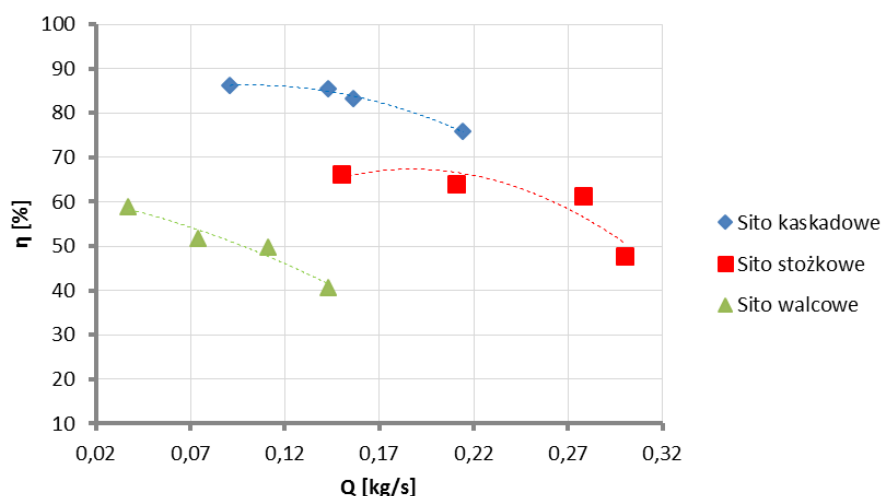


Rys. 8. Przesiewacz z sitem walcowym
Fig. 8. Screen with the drum sieve

Wszystkie badania prowadzono przy podobnych parametrach procesowych, takich jak częstości obrotowe, kąt pochylenia sita itp. Wyniki tych badań opracowywano w postaci zależności sprawnościowo-wydajnościowych $\eta = f(Q)$. Na rysunku 9 przedstawiono wybrane, przykładowe zestawienie porównawcze dla trzech różnych rodzajów sit bębnowych. Zaprezentowane wyniki uzyskano przy jednakowych częstościach obrotowych sit równych 27 obr/min oraz dla stałego kąta pochylenia osi bębna sito-wego do poziomu, który wyniósł 10°.

Rys. 9. Porównanie badanych sit (27 obr/min, $\alpha = 10^\circ$)Fig. 9. Comparing inspected sieves (27 1/min, $\alpha = 10^\circ$)

Na rysunku 9 widać wyraźną przewagę nowych sit stożkowego i kaskadowego nad klasycznym sitem walcowym. Uzyskiwane na sicie walcowym sprawności przesiewania rzędu 30% wynikały z zastosowania do badań materiałów bardzo drobnoziarnistych. Sprawność taka jest oczywiście niezadowalająca w praktyce przemysłowej, stąd też przesiewacze bębnowe stosowane były dotychczas wyłącznie do segregacji materiałów gruboziarnistych i bryłowych, gdzie uzyskiwane sprawności przesiewania są dużo większe.

Rys. 10. Porównanie badanych sit (33 obr/min, $\alpha = 5^\circ$)Fig. 10. Comparing inspected sieves (33 1/min, $\alpha = 5^\circ$)

Zastosowanie sita stożkowego lub kaskadowego w sposób wyraźny poprawia parametry procesowe przesiewaczy, a uzyskane sprawności ok. 60% są wartościami zadowalającymi w przypadku segregacji drobnoziarnowej.

W niektórych przypadkach udało się uzyskać jeszcze lepsze wyniki przesiewania, jak np. na rys. 10, przedstawiającym zestawienie dla częstości obrotowej sit równej 33 obr/min i kącie pochylenia sit do poziomu 5° . Widać, że istnieją możliwości dalszej optymalizacji nowych bębnow sitowych. Wymaga to przeprowadzenia dalszych badań, ale pozwala optymistycznie myśleć o przyszłym rozwoju przesiewaczy bębnowych.

Praca wykonana w ramach działalności statutowej 501/10-34-1-7015.

LITERATURA

- ŁAWIŃSKA K., MODRZEWSKI R., WODZIŃSKI P., 2014, *Przesiewacz stożkowy z bębнем sitowym w różnych wariantach konstrukcyjnych*, Surowce i maszyny budowlane, 2, 54–58.
- ŁAWIŃSKA K., WODZIŃSKI P., MODRZEWSKI R., 2014, *Verification of the mathematical model of the screen blocking process*, Powder Technology, 256, 506–511.
- SZTABA K., 1993, *Screening*, Katowice.
- WODZIŃSKI P., MODRZEWSKI R., 2012, *Motion simulation of industrial screen meshes*, AGH Journal of Mining and Geoengineering, 36, 4, 91–100.
- WODZIŃSKI P., 1997, *Screening and screening machines*, Łódź.
- WODZIŃSKI P., 2010, *Przesiewacz rotacyjny*, patent PL 204692.
- WODZIŃSKI P., 2010, *Przesiewacz rotacyjny*, patent PL 204693.

PROCESS OF AGGREGATE SCREENING IN CONICAL AND CASCADE SIEVE DRUMS

The paper presents the results of the screening process by rotation of a conical drum sieve. It is a machine sieve, wherein the sieve has the shape of a drum and is rotating around a horizontal axis or slightly inclined from the horizontal. The layer of granular material fed to the sieve takes the complex movement. This type of movement allows to achieve good processing properties of the screening machine. Machines of this type should be used for screening materials, fine and very fine grained. Such materials are difficult to classify in a typical, commonly used screening machines.

NOWA METODA POMIARU OPORU TOCZENIA TAŚMY PRZENOŚNIKOWEJ PO KRĄŻNIKACH

1. WPROWADZENIE

Współczesne przenośniki taśmowe posiadają duże możliwości transportowe. Mogą przemieszczać materiały na odległość nawet kilkudziesięciu kilometrów, pokonywać przestrzenne krzywizny, osiągając przy tym wydajność kilkudziesięciu tysięcy ton na godzinę. Obecne prace badawcze skupiają się wokół rozwiązań zapewniających realizację zadań transportowych, ale przy mniejszym zużyciu energii. Od kilkunastu lat zagadnienie to jest przedmiotem badań teoretycznych i eksperymentalnych wielu ośrodków naukowych, których celem jest zmniejszenie oporów ruchu przenośnika taśmowego.

Największy udział w oporach głównych przenośnika mają opory toczenia taśmy po krążnikach. Wynikają one z cyklicznego ściskania okładki bieżnej taśmy przez krążniki nośne (wgniatania się obciążonej urobkiem taśmy w krążniki). Po zejściu z krążnika taśma (materiał lepkosprężysty) wraca do pierwotnego kształtu, z opóźnieniem wynikającym ze strat tłumienia okładki bieżnej powodując, że w trakcie toczenia część energii kinetycznej taśmy jest tracona i przemieniana w ciepło. W strefie kontaktu taśmy z krążnikiem występuje asymetryczny rozkład naprężeń. Znane są metody analityczne oraz numeryczne (metodą elementów skończonych) określania oporów toczenia taśmy po krążnikach (Gładysiewicz, 2003; Lodewijks, 1996; Qiu, 2006; Spaans, 1991), opierające się na analizie zjawisk towarzyszących toczeniu się sztywnego walca po lepkosprężystym podłożu. Wymagają one oznaczenia właściwości sprężystotłumiących okładki bieżnej taśmy. Metody te zakładają, że okładka przylega do sztywnej granicy podłoża i nie uwzględnia wpływu rdzenia taśmy. Jednak badania (Hager & Hintz, 1993; Hardygóra i in., 2011; Wheeler & Munzenberger, 2009; Gładysiewicz & Konieczna, 2016) wykazały, że konstrukcja taśmy i rdzenia ma wpływ na opory toczenia taśmy.

Stan naprężeń wynikający z wgniatania się krążnika w taśmę będzie różny dla taśm: z rdzeniem tkaninowym, z linkami stalowymi czy z linkami stalowymi z zastosowaną przekładką ochronną. Dotychczasowe wyniki badań teoretycznych i eksperymentalnych wykazały, że na opory toczenia taśmy po krążnikach istotny wpływ mają: właściwości okładki bieżnej i jej grubość, konstrukcja taśmy, średnica krążnika, obciążenie, częstość przetaczania się krążnika po taśmie (częstość wgniatania), a także temperatura (Bajda, 2009; Hardygóra i in., 2009).

2. METODY BADAŃ OPORU TOCZENIA TAŚMY PO KRĄŻNIKACH

Badaniami oporu toczenia taśmy po krążnikach zajmują się od kilkunastu lat ośrodki naukowe oraz producenci taśm. Głównym celem tych badań jest poszukiwanie rozwiązań, prowadzących do generowania przez taśmę jak najmniejszych oporów ruchu. Wielu producentów oferuje taśmy tzw. energooszczędne.

Wśród stosowanych obecnie metod określania tych oporów można wyróżnić metody obliczeniowe, bazujące na badaniach laboratoryjnych właściwościach zazwyczaj samej okładki bieżnej taśmy, metody laboratoryjne oraz metody przemysłowe realizowane na rzeczywistym przenośniku.

2.1. METODA OBLICZENIOWA – WSKAŹNIK D_g

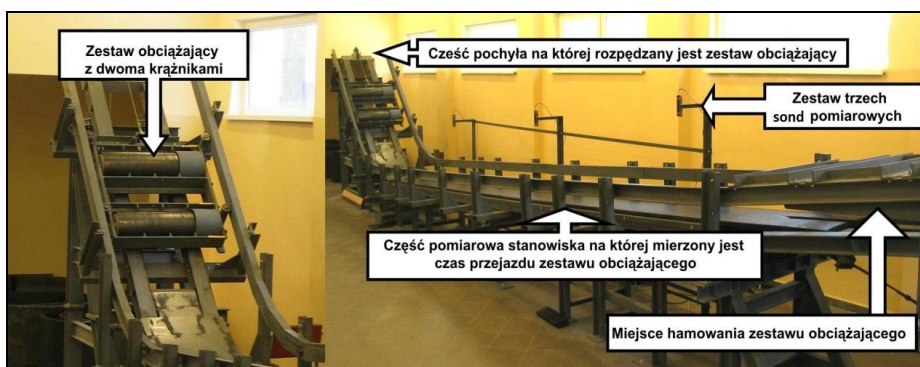
Opór toczenia taśmy po krążnikach oblicza się za pomocą znanych i zweryfikowanych algorytmów, a niezbędne do obliczeń dane opisujące właściwości sprężysto-tłumiące taśmy otrzymuje się w badaniach laboratoryjnych gumy okładkowej. Opór toczenia jest wprost proporcjonalny do współczynnika tłumienia ψ_e i odwrotnie proporcjonalny do pierwiastka trzeciego stopnia z modułu sprężystości gumy E_e przy ściskaniu (Gładysiewicz, 2003). Iloraz ten nazywany jest wskaźnikiem właściwości dynamicznych gumy D_g (Bajda, 2009), a okładki bieżne taśmy o najmniejszym wskaźniku D_g generują najmniejsze opory toczenia taśmy po krążnikach.

Badania tłumienia i modułu sprężystości gumy prowadzi się w Laboratorium Transportu Taśmowego Politechniki Wrocławskiej od wielu lat. Próbkę gumy w kształcie walca umieszcza się między dwiema metalowymi płytami i poddaje obciążeniom ściskającym o przebiegu sinusoidalnym w zakresie sił odpowiadającym obciążeniom rzeczywistym na przenośniku. Przyjęta częstotliwość obciążeń odpowiada procesowi wgniatania taśmy przez krążniki przy założonej wcześniej prędkości taśmy i rozstawie zestawów krążnikowych. Analizuje się histerezę z ostatniego, 200 cyklu obciążenia. Współczynnik tłumienia otrzymuje się jako iloraz pola powierzchni pętli histerezy (energia przemieniona) i pola powierzchni pod gałęzią obciążenia (energia deformacji gumy). Równocześnie określa się moduł sprężystości gumy na podstawie kąta nachylenia siecznej pętli histerezy. Badania prowadzi się w dodatnich i ujemnych temperaturach z zastosowaniem komory temperaturowej. Badania wykazały, że występuje duża zależność właściwości sprężysto-tłumiących gumy od temperatury (Woźniak & Bajda, 2015).

2.2. METODA RÓWNI POCHYLEJ

Opór toczenia taśmy po krążnikach wyznacza się na specjalnym stanowisku badawczym o konstrukcji równi pochyłej (rys. 1). Na powierzchni równi znajduje się taśma przenośnikowa (okładką bieżną do góry), po której toczy się wózek. Układ jezdny wózka składa się z dwóch standardowych krążników o wcześniej pomierzo-

nych oporach obracania się. Wykorzystując równania opisujące ruch wózka na równi i mierząc parametry tego ruchu (opóźnienie), otrzymuje się opór toczenia taśmy po krążnikach (krążników po taśmie). Do badań potrzebny jest odcinek taśmy o długości $\sim 7,5$ m i szerokości 0,5 m. Metoda badań została opracowana na Politechnice Wrocławskiej i zweryfikowana badaniami przemysłowymi na przenośniku taśmowym w kopalni węgla brunatnego.

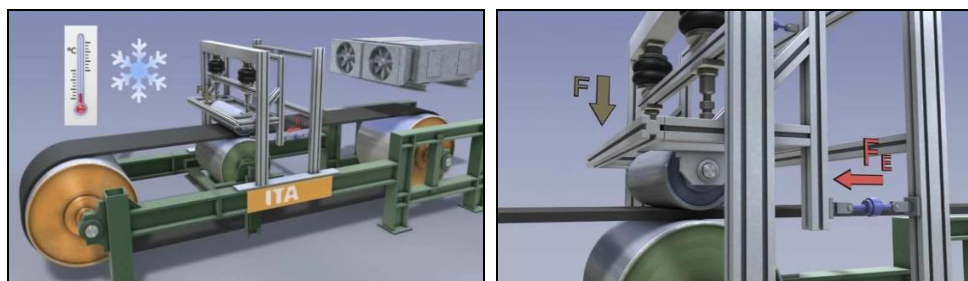


Rys. 1. Stanowisko do badania oporów toczenia metodą równi pochyłej (Hardygóra i in., 2011)

Fig. 1. Stand for rolling resistance testing by the sloping method (Hardygóra et al., 2011)

2.3. METODA LABORATORYJNA 'ITA'

Metoda polega na bezpośrednim pomiarze oporu toczenia taśmy po krążnikach na stanowisku laboratoryjnym, została opracowana w Instytucie Transportu i Automatyki (ITA) Uniwersytetu w Hanowerze (rys. 2).



Rys. 2. Model stanowiska w Instytucie Transportu i Automatyki ITA;
z lewej całość stanowiska i krążnik pomiarowy (ita.uni-hannover.de)

Fig. 2. Model of testing stand in ITA Institute; on the left – whole stand and the testing roller

Taśma w pętli o długości ~ 10 m i szerokości 0,4 m rozpięta jest między bębnem napędowym i zwrotnym, okładką bieżną do góry. Układ pomiarowy składa się z ramy pomiarowej i krążnika dociskanego do taśmy pneumatycznymi siłownikami. Taśma

podparta jest od dołu bębnem prowadzącym, którego powierzchnia jest oporową dla układu jej obciążania. Mierzy się opór toczenia F_E generowany podczas ruchu taśmy. Metoda pozwala mierzyć opory toczenia dla różnego obciążenia taśmy (do 10 kN), różnej średnicy krążnika, w temperaturach dodatnich i ujemnych, dla różnych prędkości taśmy (do 10 m/s). Metoda została zweryfikowana badaniami przemysłowymi i została wprowadzona do normy DIN (Wennekamp i in., 2012).

2.4. METODA POMIARU NA PRZENOŚNIKU DOŚWIADCZALNYM ‘UN’

Metoda polega na bezpośrednim pomiarze oporu toczenia taśmy po krążnikach na stanowisku badawczym wykonanym na Uniwersytecie Newcastle w Australii UN (rys. 3). Taśma w pętli o długości około 29 m i szerokości do 0,6 m rozpięta jest między bębnem napędowym ($\varnothing 1,2$ m) i zwrotnym ($\varnothing 1$ m), okładką bieżną po stronie wewnętrznej pętli. Podkreśla się, że zwiększono rozmiary stanowiska badawczego ze względu na ograniczenie zakłóceń pomiaru przez połączenie taśmy oraz w celu zwiększenia możliwości badawczych stanowiska (Wheeler & Munzenberger, 2011). Opracowano specjalny układ pomiarowy umożliwiający oprócz pomiaru oporu toczenia taśmy po krążniku, również pomiar oporu obracania się krążnika pomiarowego. Metoda pozwala mierzyć opory toczenia dla różnego obciążenia taśmy. Pomiary można wykonywać dla krążników o średnicach 100 do 219 mm, przy prędkości taśmy do 10 m/s.



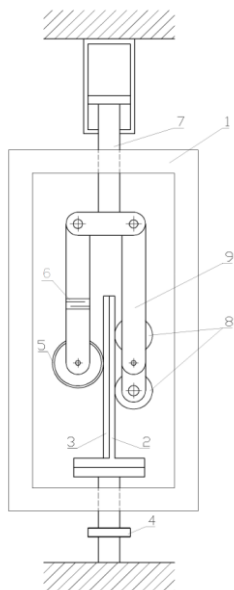
Rys. 3. Stanowisko do badań oporów toczenia taśmy po krążnikach na Uniwersytecie Newcastle (Wheeler & Munzenberger, 2011)

Fig. 3. Stand for the conveyor belt rolling resistance testing at Newcastle University (Wheeler & Munzenberger, 2011)

3. NOWA METODA POMIARU OPORU TOCZENIA TAŚMY PO KRĄŻNIKACH

Powstała na Wydziale Geoinżynierii Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej metoda polega na bezpośrednim pomiarze oporu toczenia podczas cyklicznego przetaczania krążnika po próbce taśmy o wymiarach 400×60 mm. Jest to sytuacja odwrotna niż w rzeczywistości; taśma przetacza się po kolejnych zestawach krążnikowych, a nie krążniki po taśmie, niemniej zjawiska fizyczne towarzyszące temu procesowi są takie same. Głównym założeniem było opracowanie prostej i niedrogiej metody badania oporu toczenia taśmy po krążnikach, dającej możliwości analizowania wpływu na opory czynników jak: temperatura, wartość obciążenia, częstość przejazdu krążnika (wgniatania), konstrukcja taśmy i grubość okładki bieżnej. Małe wymiary stanowiska pomiarowego pozwalają na umieszczenie go w komorze temperaturowej i prowadzenie badań w różnych temperaturach dodatnich i ujemnych. Natomiast wymiary próbek do badań ograniczają koszty badań (zbędne są długie odcinki taśmy i wykonywanie złącza); umożliwia to optymalizację doboru materiałów i konstrukcji taśmy pod względem jej energooszczędności.

Stanowisko pomiarowe (rys. 4, 5), znajduje się wewnątrz komory termicznej 1; próbka taśmy 3 zamocowana jest w uchwycie 2, próbka ma zdjętą okładkę nośną i jest wstępnie napięta, krążnik 5 toczy się po badanej próbce taśmy 3.



Rys. 4. Schemat stanowiska do badań oporów toczenia taśmy po krążnikach; badania w małej skali (Woźniak i in., 2015)
Fig. 4. Scheme of stand for the conveyor belt rolling resistance testing; small scale testing

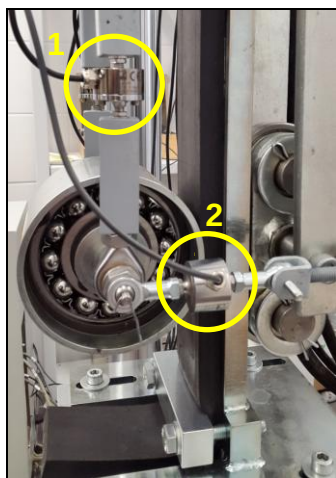


Rys. 5. Widok stanowiska do badań
Fig. 5. General view of testing stand

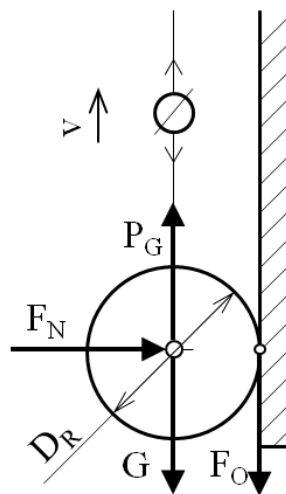
Nacisk krążnika na próbkę taśmy realizowany jest układem napinającym z czujnikiem siły. Opór toczenia mierzy się czujnikami siły 6 i 4. W celu skompensowania sił poprzecznych, przenoszonych na czujnik siły oraz na tłoczyko siłownika 7 zastosowano dodatkowe rolki 8, toczące się zawsze po metalowej części uchwytu 2. Krążnik oraz dodatkowe rolki prowadzone są przegubowo ramionami 9. Ruch posuwisto zwrotny krążnika realizowany jest siłownikiem hydraulicznym 7.

Przed pomiarami konieczne jest wyznaczenie oporów własnych stanowiska pomiarowego, w tym celu stanowisko zmontowane jest bez próbki taśmy. Opory własne określa się dla krążnika toczącego się po metalowym uchwycie przy zadanej temperaturze i sile nacisku. Następnie wykonuje się pomiary z założoną próbką taśmy przenośnikowej. Różnica między oporami ruchu dla badania z próbką, a oporami ruchu dla badania bez próbki, to opór toczenia krążnika po taśmie (Patent PL 223986, 2016).

Przejazd krążnika po próbce taśmy w górę i w dół odbywa się ze stałą prędkością, a w punktach zwrotnych stosuje się krótki postój krążnika. Siła ciągnąca rejestrowana jest czujnikami siły 1, umieszczonymi w ramionach krążnika (rys. 6). Siła docisku krążnika do taśmy rejestrowana jest czujnikami siły 2 w cięgnach dociskowych. Przykładowy przebieg siły rejestrowanej podczas badania w cięgnach krążnika przedstawiono na rysunku 8.



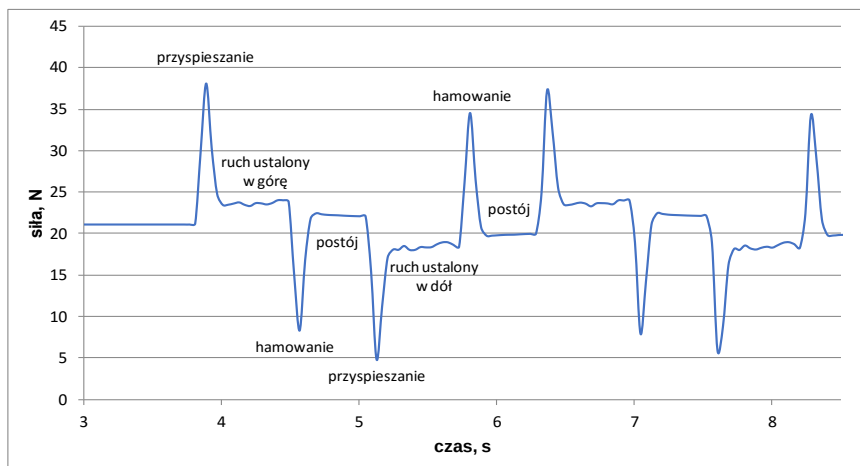
Rys. 6. Widok układu pomiarowego stanowiska do badań oporów toczenia taśmy po krążnikach
Fig. 6. View of measuring system of stand for the conveyor belt rolling resistance testing



Rys. 7. Schemat układu sił występujących podczas ruchu ustalonego krążnika w górę
Fig. 7. Scheme of force system during the roller fixed movement up

W jednym cyklu ruchu krążnika (przejazd w górę i w dół) można wyróżnić kilka etapów tego ruchu, dla których obserwuje się różne przebiegi rejestrowanej siły w cięgnach krążnika. Na początku występuje przyspieszenie krążnika do zadanej

prędkości przejazdu, pojawia się wówczas pik siły związany z przyspieszaniem danej masy krążnika oraz wprawianiem masy części ruchomej krążnika w ruch obrotowy. Następnie występuje ruch ustalony krążnika w górę i ustabilizowany przebieg siły, hamowanie i spadek siły w ciągu oraz krótki postój w położeniu górnym, stabilizacja siły w ciągu oraz ponowne przyspieszenie krążnika do zadanej prędkości przejazdu, ruch ustalony w dół, ponowne hamowanie oraz postój w położeniu dolnym.



Rys. 8. Przykład przebiegu sił w ciągu krążnika rejestrowanych w czasie badania

Fig. 8. An example of force system scheme in roller string recorderd during the test

Do wyznaczenia oporów ruchu krążnika istotne są przebiegi siły w ramach ruchu ustalonego w górę oraz w dół. Układ sił występujący podczas ruchu ustalonego krążnika w górę przedstawia rys. 7. W ruchu ustalonym występuje równowaga układu sił, zatem siła rejestrowana w ciągu krążnika podczas ruchu w górę P_G równoważy siłę ciężkości G oraz opory ruchu F_O . W przypadku ruchu w dół tylko wektor siły oporów ruchu zmieni swój zwrot. Można zapisać układ równań

$$-P_G + F_O + G = 0 \quad (1)$$

$$-P_D - F_O + G = 0 \quad (2)$$

Stąd otrzymujemy wzór na opory ruchu:

$$F_O = \frac{P_G - P_D}{2} \quad (3)$$

gdzie:

P_G – siła w ciągu krążnika, ruch w górę, [N]

P_D – siła w ciągu krążnika, ruch w dół, [N]

G – siła ciężkości, [N]

F_O – opory ruchu, [N].

Na opory ruchu podczas przejazdu krążnika po taśmie składają się opory obracania krążnika F_R oraz opory toczenia krążnika po taśmie F_E (wgniatania krążnika w taśmę). W przypadku badania przejazdu krążnika po samym uchwycie (bez próbki taśmy) wartość oporów toczenia stalowego krążnika po stalowej powierzchni jest pomijalnie mała; wówczas można przyjąć, że opory ruchu są równe oporowi obracania krążnika $F_{OS} = F_R$. Opór toczenia krążnika po taśmie (wgniatania krążnika w taśmę) F_E będzie

$$F_E = F_O - F_{OS} \quad (4)$$

$$F'_E = \frac{F_E}{b_R} \quad (5)$$

gdzie:

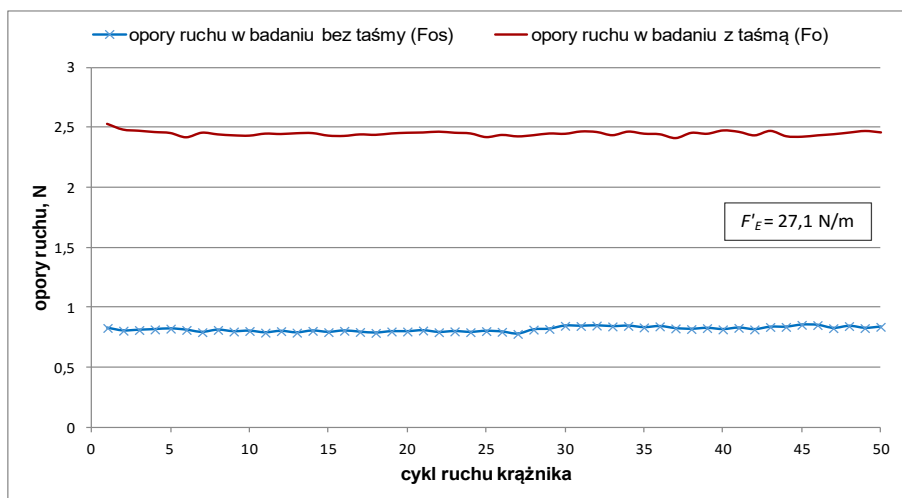
F_E – opór toczenia krążnika po taśmie, N

F'_E – opór jednostkowy toczenia krążnika po taśmie, [N/m]

F_{OS} – opory ruchu w badaniu bez taśmy, [N]

b_R – długość linii kontaktu taśmy z płaszczem krążnika (szerokość próbki), [m]

Przeprowadzono badania wstępne dla taśmy przenośnikowej z linkami stalowymi ST 2500 o grubości okładki bieżnej 7 mm. Zastosowano docisk krążnika do taśmy $F_N = 250$ N, co daje obciążenie jednostkowe, przypadające na metr długości linii kontaktu taśmy z płaszczem krążnika $F'_N = 4,2$ kN/m. Średnica zastosowanego krążnika wynosiła $D_R = 108$ mm; krążnik przetaczał się po taśmie z prędkością $v = 250$ mm/s i częstotliwością $f = 1,2$ Hz. Badania przeprowadzono w temperaturze otoczenia $T = 20$ °C dla 50 cykli przejazdu krążnika po taśmie (1 cykl to ruch krążnika w górę i w dół).



Rys. 9. Wyniki pomiarów oporu toczenia krążnika po taśmie ST 2500; grubość okładki 7 mm, obciążenie 4,2 kN/m, średnica krążnika 108 mm, prędkość 250 mm/s, częstota przetaczania 1,2 Hz, temperatura 20 °C
 Fig. 9. Results of the of ST 2500 conveyor belt rolling resistance test; thickness of lining 7 mm, loading 4,2 kN/m, diameter of roller 108 mm, belt speed 250 mm/s, frequence of switching 1,2 Hz, temperature 20 °C

Podczas badania rejestrowano czas, siłę wciągach krążnika i siłę docisku krążnika do taśmy. Następnie dla tych samych warunków i parametrów badania wykonano pomiary bez taśmy, krążnik przetaczał się po stalowym uchwycie próbki. Wyniki pomiarów oporów ruchu dla obu przypadków przedstawiono na rys. 9. Dla badanej taśmy opór jednostkowy toczenia taśmy po krążnikach wynosi $F'_E = 27,1$ N/m.

4. PODSUMOWANIE

Przedstawiona nowa metoda pomiaru oporu toczenia taśmy po krążnikach w badaniach wstępnych dała wynik wiarygodny, zbliżony do danych literaturowych (Wheeler & Munzenberger, 2011) oraz wyników z innych metod badań wykonanych na Politechnice Wrocławskiej. Szczegółową weryfikację można przeprowadzić badając tę samą taśmę różnymi metodami, tylko przy zachowaniu tych samych warunków i parametrów badania. Stosowane obecnie metody badań oporu toczenia taśmy, ze względu na konieczne uproszczenia stanowisk badawczych, nie w pełni odwzorowują zjawiska towarzyszące ruchowi taśmy na przenośniku, zatem istotną rolę mają pomiary przemysłowe, wykonywane bezpośrednio na rzeczywistym przenośniku.

Przedstawiona, nowa metoda badania oporu toczenia, w odróżnieniu od innych metod laboratoryjnych, pozwala na prowadzenie badań dla dużej, odpowiadającej rzeczywistym warunkom częstości przetaczania krążnika po taśmie. Małe rozmiary próbek do badań umożliwiają usunięcie okładki nośnej i badanie rdzenia taśmy tylko z okładką bieżną; w ten sposób eliminuje się oddziaływanie okładki nośnej w procesie wgniatania krążnika w taśmę. Rozwiązanie to wydaje się być bliższe warunkom rzeczywistym, niż docisk taśmy do sztywnej powierzchni oporowej poprzez okładkę nośną.

Metoda umożliwia analizowanie wpływu temperatury, wartości obciążenia i częstości przejazdu krążnika na opory toczenia taśmy po krążnikach. Małe rozmiary próbek do badań sprzyjają poszukiwaniu optymalnych pod względem energooszczędności konstrukcji taśm.

LITERATURA

- BAJDA M., 2009, *Wpływ okładki gumowej na opory toczenia taśmy przenośnikowej po krążnikach*, Praca doktorska (niepubl.), Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PW.
- DIN 22123: 2012-10 *Fördergurte – Gurtbreitenbezogener Eindrückrollwiderstand von Fördergurten – Anforderungen, Prüfung*.
- GLADYSIEWICZ L., 2003, *Przenośniki taśmowe, Teoria i obliczenia*, Oficyna Wyd. PWr.
- GLADYSIEWICZ L., KONIECZNA M., 2016, *Theoretical basis for determining rolling resistance of belt conveyors*, Mining Science, Vol. 23, 105–120.
- LODEWIJKS G., 1996, *Dynamics of Belt Systems; PhD Thesis*, Delft University of Technology.
- HAGER, M., HINTZ, A., 1993, *The Energy Saving-Design of Belts for Long Conveyor Systems*, Bulk Solids Handling, Vol. 13, No. 4, 749–758.
- HARDYGÓRA M., KOMANDER H., BAJDA M., 2011, *Energooszczędne taśmy przenośnikowe dla kopalń węgla brunatnego*, Górnictwo i Geoinżynieria, rok 35, 3/1, Wyd. AGH.

- HARDYGÓRA M., WOŹNIAK D., KOMANDER H., BAJDA M., SAWICKI W., 2009, *Experimental research of energy-saving conveyor belts*, Transport & Logistics, Belgrade.
- QIU X., 2006, *Full Two-dimensional Model for Rolling Resistance: Hard Cylinder on Viscoelastic Foundation of Finite Thickness*, Journal of Engineering Mechanics, Vol. 132(11), 1241–1251.
- SPAANS, C., 1991, *The Calculation of the Main Resistance of Belt Conveyors*, Bulk Solids Handling, Vol. 11(4), 809–826.
- WHEELER, C., MUNZENBERGER, P., 2009, *Predicting the Influence of Conveyor Belt Carcass Properties on Indentation Rolling Resistance*, Bulk Solids and Powder: Science and Technology, Vol. 4, 67–74.
- WHEELER C., MUNZENBERGER P., 2011, *Indentation rolling resistance measurement*, International Materials Handling Conference (Beltcon 16).
- WENNEKAMP T., HOTTE S., VON DAACKE S., SCHULZ L., OVERMEYER L., 2012, *The way to DIN 22123 – Indentation rolling resistance of conveyor belts*, Bulk Solids Handling, Vol. 32(6).
- WOŹNIAK D., BAJDA M., 2015, *Badania właściwości sprężysto-tłumiących gumy dla potrzeb oceny efektywności energetycznej taśm przenośnikowych*, Wyd. III Polski Kongres Górniczy, 130–133.
- WOŹNIAK D., GŁADYSIEWICZ L., HARDYGÓRA M., KASZUBA D., KISIELEWSKI W., 2015, *Koncepcja badań oporu toczenia taśmy po krążnikach – badania w małej skali*, Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze, nr 3, 6–10.
- WOŹNIAK D., GŁADYSIEWICZ L., HARDYGÓRA M., KASZUBA D., KISIELEWSKI W., 2016, Patent RP 223986, *Stanowisko pomiarowe do badania oporu toczenia krążników*.

NEW MEASUREMENT METHOD OF CONVEYOR BELT ROLLING RESISTANCE

A modern belt conveyor is capable on transporting bulk material over a distance of tens of kilometers, negotiating spatial curves, overcoming the differences of elevation up to 1 kilometer while reaching the capacity of tens of thousand tonnes per hour. The current research activities focus on solutions matching these demands at the decreased energy consumption. One of the possibilities of decreasing the belt conveyor main drive energy consumption is lowering conveyor belt rolling resistance. This issue is investigated both theoretically and experimentally by scientific centres and conveyor belts producers. The paper shows the new method of measurements of conveyor belt rolling resistance in a laboratory. The new test rig allows to measure the conveyor belt rolling resistance of various types of belts, at the positive or negative ambient temperature while applying different loading of idler. The paper also presents the preliminary results.

DOLOMITY TO TAKŻE SUROWIEC DO WYTWARZANIA MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH

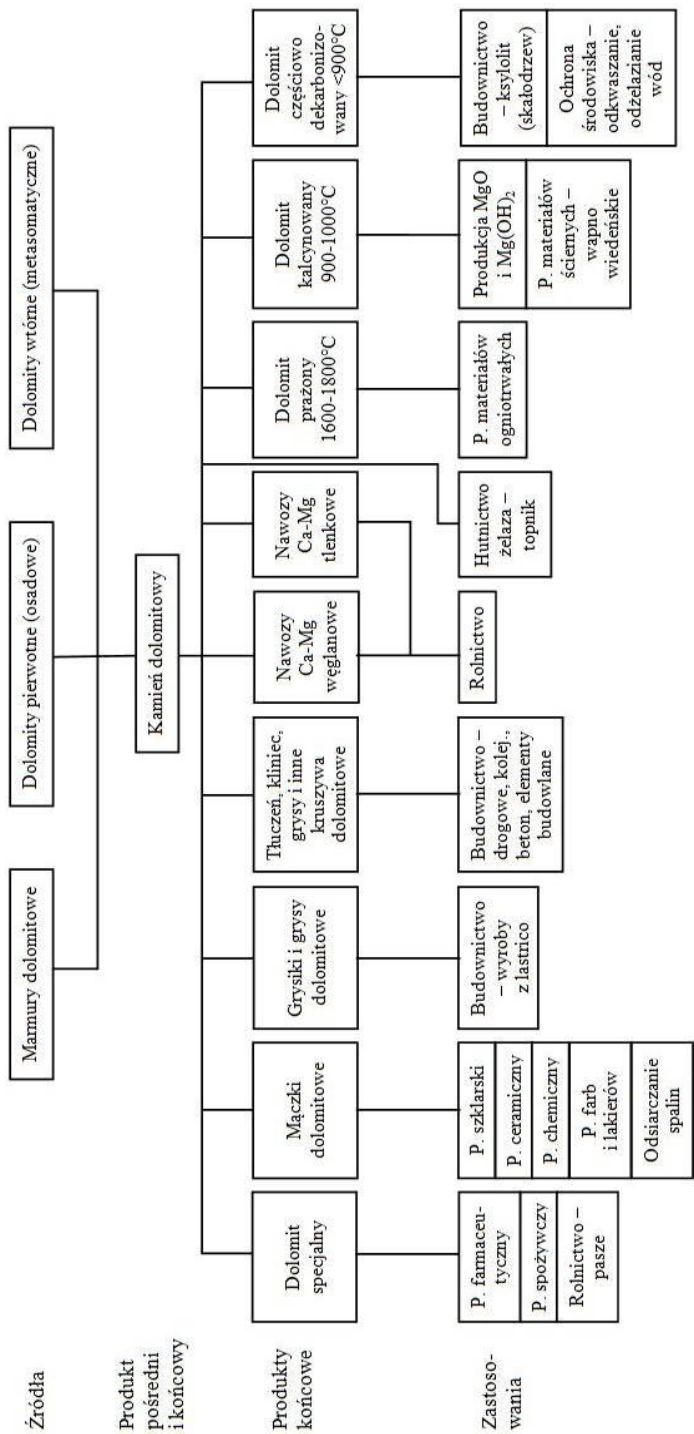
1. WPROWADZENIE

Dolomity stanowią typową kopalinę wielosurowcową. Gama ich zastosowań jest bardzo szeroka, będąc pochodną właściwości fizykomechanicznych i składu chemicznego. Kopaliny te są wykorzystywane zarówno w formie surowej, jak też po obróbce termicznej w różnych temperaturach, dochodzących do 2000 °C (rys. 1). Wyróżnia się na ogół takie kierunki użytkowania dolomitów (Nieć, 2000; Galos & Smakowski 2000), jak:

- przemysłowy; w hutnictwie jako topnik i surowiec do produkcji materiałów ogniotrwałych, jako surowiec szklarski, chemiczny i farmaceutyczny,
- budowlany i drogowy do produkcji kruszywa łamanego oraz rzadziej jako materiał bloczny,
- rolniczy do produkcji nawozów wapniowo-magnezowych.

Z uwagi jednak na wykorzystywanie dla celów rolniczych drobnych frakcji ziarnowych z przeróbki dwóch pierwszych rodzajów kopalin dolomitowych przyjęta w kraju ich klasyfikacja, stosowana m.in. w corocznych edycjach *Bilansu zasobów kopalin i wód podziemnych*, wyróżnia dwie grupy surowcowe, tj. dolomity przemysłowe oraz stanowiące kamienie budowlane i drogowe (Bąk i in., 2011).

Pod względem struktury zużycia krajowe kopaliny dolomitowe od wielu lat są stosowane w największej ilości do produkcji kruszyw łamanych. Przykładowo, już niemal dwadzieścia lat temu, w 1998 roku – 82% tych kopalin wykorzystano do produkcji kruszyw i nawozów, zaś ich udział w innych dziedzinach był znacznie mniejszy; przemysł szklarski i ceramiczny – 7%, topniki dla hutnictwa żelaza – 6%, materiały ogniotrwałe – 5% (Galos & Smakowski, 2000). W latach 2009–2013 udział branży kruszywowej wzrósł do około 86%, osiągając rekordowy poziom 88,8% w 2011 roku (Galos, 2015). Dolomity o jakości odpowiedniej do wytwarzania kruszyw łamanych są stosunkowo powszechne, zwłaszcza w południowej części kraju (regiony: śląsko-krakowski, świętokrzyski, dolnośląski) i mają zwykle znaczenie lokalne. Dolomity przydatne w przemyśle materiałów ogniotrwałych są natomiast mniej rozpowszechnione i stanowią surowiec obrotu krajowego, co wiąże się przede wszystkim z ich składem chemicznym i cechami strukturalno-teksturalnymi.



Rys. 1. Źródła, rodzaje i zastosowania surowców dolomitowych
Fig. 1. Sources, types and applications of dolostones

2. KRYTERIA PRZYDATNOŚCI DOLOMITÓW DO PRODUKCJI MATERIAŁÓW OGNIOTRWAŁYCH

Produkcja dolomitowych materiałów ogniotrwałych jest szczególnie istotna w Polsce, gdyż należy ona do krajów wybitnie zasobnych w złoża dolomitów i równocześnie pozbawionych złóż magnezytów o właściwościach odpowiednich do wytwarzania materiałów ogniotrwałych. Magnezyty stanowią zaś najczęściej wykorzystywany, konwencjonalny surowiec do produkcji zasadowych materiałów ogniotrwałych. Stąd istnieje konieczność całkowitego importu półproduktów do ich wytwarzania, tj. klinkierów magnezytowych. Tę niedogodność może rozwiązać intensyfikacja produkcji zbliżonych do nich ogniotrwałych wyrobów dolomitowych. W procesie termicznego rozkładu dolomitu powstają bowiem wybitnie ogniotrwałe tlenki magnezu i wapnia, których temperatury topnienia są bardzo wysokie i wynoszą odpowiednio 2840 °C i 2570 °C. Materiały ogniotrwałe wyprodukowane z dolomitów odznaczają się wieloma cennymi właściwościami. Należy do nich najbardziej zasadowy charakter chemiczny spośród tworzyw ogniotrwałych powszechnego użytku. Konsekwencją jest znaczna zazwyczaj odporność na korozyjne oddziaływanie substancji o zasadowym charakterze chemicznym w wysokich temperaturach, np. niektórych żużli metalurgicznych. Wykazują one jednocześnie pewną odporność na oddziaływanie wielu substancji o kwaśnym chemizmie, tj. zawierających krzemionkę. Niektóre bowiem produkty ich reakcji z CaO, jak krzemian dwuwapniowy α -Ca₂SiO₄, odznaczają się wysoką temperaturą topnienia 2130 °C (Levin i in., 1974). Zbyt duży jednak udział SiO₂ prowadzi do powstania niżej topliwych krzemianów wapnia, jak Ca₃(Si₂O₇) rozkładającego się w 1484 °C i Ca(SiO₃) (T_f = 1544 °C).

Poziom produkcji ogniotrwałych wyrobów dolomitowych w kraju jest jednak stosunkowo niewielki. Aktualnie są one wytwarzane jedynie w zakładach ArcelorMittal Refractories w Krakowie–Nowej Hucie. Jedną z przyczyn takiego stanu jest przede wszystkim duża skłonność tlenku wapnia do ulegania intensywnej hydratacji. Znaczna podatność wyrobów ogniotrwałych wyprodukowanych z zawierającego ten tlenek klinkieru dolomitowego na to niekorzystne zjawisko, nawet pod wpływem wilgoci atmosferycznej, jest podstawową ich wadą. Utrudnia ona, a niekiedy uniemożliwia dłuższe magazynowanie produktów. Jednym z technologicznych sposobów przeciwdziałania tej niekorzystnej tendencji jest wykorzystanie substancji węglowej, wprowadzanej do klinkieru dolomitowego w postaci gorącego lepiszcza pakowego. Podczas obróbki termicznej tworzy się jego kosztem ochronny szkielet węglowy, otaczając poszczególne ziarna klinkieru. Ma to miejsce w technologii ogniotrwałych wyrobów dolomitowo-węglowych. W pełni efektywne przeciwdziałanie skłonności klinkieru dolomitowego do ulegania hydratacji jest od wielu lat przedmiotem licznych prac badawczych i naukowych publikacji krajowych i zagranicznych. O uzyskaniu dobrych jakościowo wyrobów decyduje głównie skład chemiczny surowca oraz jego właściwości strukturalno-teksturalne. Wiąże się z tym wytwarzanie dekarbonatu

dolomitowego o odpowiednich właściwościach umożliwiających intensywne jego spiekanie. Stanowi to podstawowy wymóg dla uzyskania klinkieru o zwartej teksturze, wykazującego dużą odporność na hydratację. Jest to konieczne w dwu przemysłowych metodach produkcji klinkieru dolomitowego. Pierwsza z nich, określana jako metoda jednostopniowa, polega na jednokrotnym wypaleniu i spiekaniu bryłek surowca w wysokich temperaturach, dochodzących do 2000 °C, w piecach szybowych lub obrotowych. Druga zaś, definiowana jako dwustopniowa, polega na wstępnej dekarbonatyzacji dolomitu, a następnie jego mieleniu, prasowaniu i spiekaniu otrzymanych brykietów. W procesie produkcji ogniotrwałych wyrobów dolomitowych, niezależnie od stosowanej metody ich wytwarzania, istotne znaczenie ma proces dekarbonatyzacji, który powinien charakteryzować się przede wszystkim małą zawartością domieszek chemicznych i dużą zawartością. W przypadku metody jednostopniowej kryteria te zostały zdefiniowane (m.in. Hertenstein, 2001):

- zawartość MgO powyżej 18%,
- sumaryczna zawartość domieszek SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 i MnO ; przedział 0,5–1,5%, z równomiernym rozłożeniem tych tlenków w surowcu,
- wielkość kryształów < 0,3 mm,
- porowatość < 5%,
- odpowiednia wytrzymałość mechaniczna w stanie surowym i po dekarbonatyzacji.

Podwyższona zawartość domieszek w postaci tlenków żelaza, glinu i manganu powoduje w wysokich temperaturach reakcje pomiędzy nimi a CaO, w wyniku czego powstają stosunkowo niskotopliwe fazy ferrytowe i glinianowe (głównie glinian trójwapniowy $3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ o temperaturze topnienia 1539 °C, ferryt dwuwapniowy $2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ($T_t = 1438$ °C) i brownmilleryt $4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ($T_t = 1415$ °C)). Obecność tych faz w klinkierze dolomitowym wpływa szkodliwie m.in. na odporność wyrobów ogniotrwałych na korozję w konwertorach stalowych i kadziach stalowniczych. Stąd w nowoczesnych zastosowaniach udział tych domieszek tlenkowych w surowcu powinien być wybitnie ograniczony, mimo że niektóre z nich (zwłaszcza Fe_2O_3) wyraźnie ułatwiają spiekanie w fazie produkcji klinkieru dolomitowego (Wyszomirski & Galos, 2007).

Jeśli chodzi o krzemionkę występującą w podrzędnej ilości w dolomitach, to w zakresie temperatur 1100–1200 °C tworzy ona z CaO przejściową fazę ortokrzemianu wapnia $\text{Ca}_2(\text{SiO}_4)$, powodującą rozluźnienie tekstury. Dopiero w wyższych temperaturach powstaje równowagowa faza krzemianu trójwapniowego $\text{Ca}_3(\text{SiO}_4)\text{O}$. Z tych względów SiO_2 uważane jest za domieszkę utrudniającą spiekanie. Obecnie stosowane (lub przewidywane do zastosowania) w przemyśle materiałów ogniotrwałych surowe powinny cechować się niskim udziałem SiO_2 i Al_2O_3 , przy nieznaczej zawartości Fe_2O_3 i, oczywiście, jak najwyższą zawartością MgO.

Powyższe wymagania odnoszące się do składu chemicznego są na ogół zbieżne ze stawianymi dolomitom surowym (a zwłaszcza gatunkowi DK reprezentującemu najwyższą jakość), które zostały określone w normie BN-86/6761-16. Norma ta nie

ujmuje jednak kryteriów strukturalnych, (takich jak wielkość ziaren i wzajemny stosunek tych wielkości) oraz teksturalnych (zwłaszcza wielkość porów, zarówno otwartych jak i zamkniętych). W niektórych badaniach surowcowo-technologicznych, których zbyt duża wielkość – przekraczająca 0,25 mm w badanej w tej pracy próbce surowca z Brudzowic – wpływa niekorzystnie na spiekalność dekarbonatu, nawet w bardzo wysokich temperaturach przekraczających 1700 °C (np. Strama & Wala, 1985). Rola tekstury surowca jest natomiast zróżnicowana: znaczna w przypadku jednostopniowej metody produkcji klinkieru i podrzędna w metodzie dwustopniowej. W tym drugim przypadku następuje, ze względu na mielenie i prasowanie dekarbonatu, zniszczenie pierwotnej tekstury surowca, a zwłaszcza jego porów zamkniętych.

3. SKŁAD CHEMICZNY I CHARAKTERYSTYKA STRUKTURALNO-TEKSTURALNA WYBRANYCH DOLOMITÓW

Zagadnienie to przedstawiono na przykładzie reprezentatywnych surowców ze złóż regionów: śląsko-krakowskiego (Brudzowice, Żelatowa, Żąbkowice Będzińskie), świętokrzyskiego (Winna) i dolnośląskiego (Ołdrzychowice). W pierwszym z nich eksploatowano (Żelatowa), względnie od wielu lat eksploatuje się (Brudzowice) dolomity do produkcji materiałów ogniotrwałych. Jak dotąd, to ostatnie złożo jest jedynym, wykorzystywanym w Polsce do tego celu. Przedmiotem wydobywania są dolomity triasowe, które zalegają w górnej jego części. Niżej występują starsze dolomity dewońskie, odróżniające się od nich wyraźnie odmiennym, szarym zabarwieniem. Z uwagi na postępujące wyczerpywanie zasobów dolomitów triasowych, dewońskie dolomity z Brudzowic są przedmiotem zaawansowanych badań (m. in. Wyszomirski i in., 2011) w aspekcie ich przydatności do produkcji materiałów ogniotrwałych w zakładach jedyne go, krajowego producenta (ArcelorMittal Refractories).

Dolomit triasowy z Brudzowic wyróżnia się, w porównaniu z pozostałymi badanymi próbkami, podwyższoną zawartością Fe_2O_3 , nieco przekraczającą 1% (tab. 1). Składnik ten w takiej, umiarkowanej ilości ułatwia spiekanie dekarbonatu dolomitowego, nie wpływając równocześnie na wyraźne pogorszenie jego ogniotrwałości zwykłej. Sumaryczny udział domieszek ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{MnO}$) w dolomicie triasowym z Brudzowic nie przekracza 1,5% masy, uznawanej za wartość maksymalną. W przedziale 0,5–1,5% mieści się też zawartość tych domieszek dla dolomitu triasowego z Żelatowej (0,60%) oraz dolomitu dewońskiego z Brudzowic (0,54%). Dla pozostałych, omawianych tu kopalin jest ona mniejsza (w przypadku dolomitu z Ołdrzychowic – 0,43%) względnie nieznacznie lub zdecydowanie większa (odpowiednio dla dolomitów z Żąbkowic Będzińskich 1,80% i z Winnej 3,05%). Jak zaś wynika z badań strukturalno-teksturalnych, przedstawionych w dalszej części tej pracy, dolomit z Winnej, pochodzący z II poziomu eksploatacyjnego, należy zaliczyć do perspektywnych z punktu widzenia przydatności do produkcji materiałów ogniotrwałych. W związku z tym można przyjąć, że podatność spieczonych dekarbonatów

na hydratację w mniejszym stopniu zależy od sumarycznego udziału domieszek chemicznych w kopalinie dolomitowej, zaś większe znaczenie ma jego struktura i tekstura.

W dolomicie triasowym z Brudzowic występują małe ($\sim 0,1$ mm), ksenomorficzne kryształy dolomitu, które wchodzi w skład większych ziaren o wielkości od 0,5 do ponad 1 mm (rys. 2, tab. 2). Kryształy te zawierają inkluzje ciekło-gazowe, stanowiące specyficzny rodzaj bardzo małych porów zamkniętych. O ich występowaniu świadczy m.in. analiza termiczna EGA (*evolved gas analysis*), ujawniająca wydzielanie się pary wodnej w wysokiej temperaturze (rys. 3). Obecność takich inkluzji jest korzystna z punktu widzenia intensyfikacji procesu dekarbonatyzacji. Sprzyjają one bowiem pękaniu i rozrywaniu kryształów ulegającego rozkładowi dolomitu. To zaś ułatwia ich spiekanie, co prowadzi do otrzymania klinkieru o jakości odpowiedniej do produkcji materiałów ogniotrwałych. Dolomit dewoński z Brudzowic składa się z ksenomorficznych kryształów o wielkości większej w porównaniu z dolomitem triasowym z tego złoża. Mieści się ona w przedziale 0,1–0,6 mm i zwykle wynosi $\sim 0,3$ mm (rys. 4).

Tab. 1. Analiza chemiczna badanych dolomitów

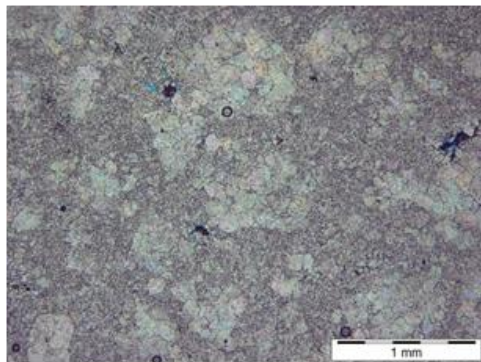
Tab. 1. Chemical analysis of dolostones studied

Nazwa złoża	Brudzowice (trias)	Brudzowice (dewon)	Ząbkowice Będzińskie (trias)	Żelatowa (trias)	Ołdrzychowice (dolny paleozoik)	Winna (dewon)
lokalizacja, rok opróbowania	poziom +310, 2010	poziom +300, 2010	poziom II ściana E, 2010	poziom górný, 2009	wyrobisko +430, ściana N, 2010	poziom II +284, 2009
Strata prażenia [%]	46,40	46,00	46,41	47,17	46,58	46,45
SiO ₂ [%]	0,18	0,15	1,07	0,12	0,23	2,47
Al ₂ O ₃ [%]	0,07	0,07	0,23	0,14	0,07	0,21
Fe ₂ O ₃ [%]	1,06	0,28	0,45	0,31	0,09	0,33
TiO ₂ [%]	<0,005	<0,005	0,009	<0,005	<0,005	0,008
CaO [%]	30,59	30,70	30,08	30,44	30,76	29,82
MgO [%]	20,02	20,95	20,76	22,00	21,88	21,52
MnO [%]	0,12	0,04	0,05	0,03	0,04	0,04
K ₂ O [%]	0,01	0,01	0,04	0,02	0,02	0,03
Na ₂ O [%]	0,04	0,04	0,04	0,05	<0,01	0,04
P ₂ O ₅ [%]	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	0,02	<0,01
SiO ₂ + Al ₂ O ₃ + Fe ₂ O ₃ + MnO	1,43	0,54	1,80	0,60	0,43	3,05

Z omawianych surowców największe zróżnicowanie strukturalne wykazują marmur dolomitowy z Ołdrzychowic i dolomit dewoński z Winnej. W pierwszym przypadku przeciętna wielkość kryształów wynosi $\sim 0,2$ mm (rys. 5), podczas gdy w drugim nie przekracza 0,03 mm (rys. 6).

Rys. 2. Dolomit triasowy z Brudzowic (poziom +310). Silnie przekryształizowane ziarna węglanowe, zbudowane ze sparytowego dolomitu, rozproszone w drobnokrystalicznym tle. Preparat nasycyony niebiesko zabarwioną żywicą epoksydową. Mikrofotografia, jeden polaryzator (Niesyt i in., 2012a)

Fig. 2. Triassic dolostone from Brudzowice (level +310 m). Strongly recrystallised carbonate grains, developed as sparry dolomite, are dispersed in a fine-crystalline background. The thin section is saturated with a blue-coloured epoxy resin. Microphotograph, one polarizer (Niesyt et al. 2012a)



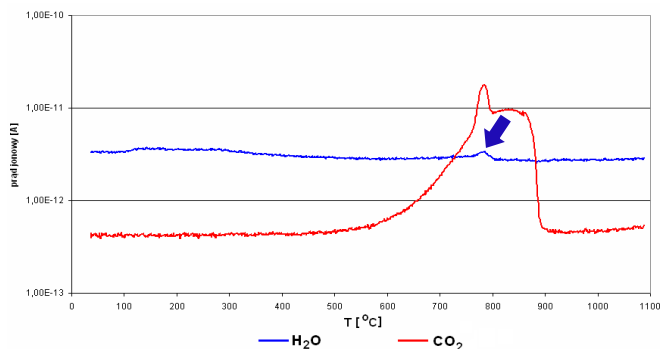
Tab. 2. Niektóre cechy strukturalno-teksturalne badanych dolomitów w stanie surowym (Niesyt i in., 2012a, uzupełniona)

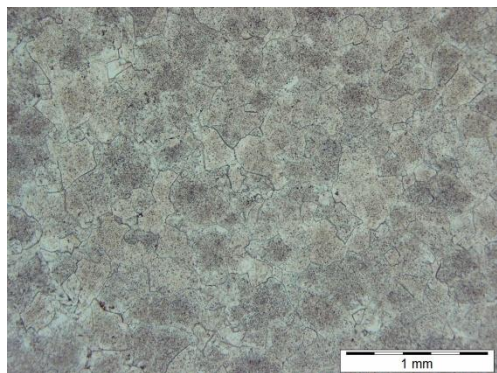
Tab. 2. Selected structural and textural features of the natural dolostones studied (Niesyt et al. 2012a, completed)

Złoże, lokalizacja, rok	Wielkość kryształów	Tekstura
Brudzowice (trias), poziom +310, 2010	ziarna (0,5 do >1 mm) zbudowane z kryształów 0,1 mm spojone drobnym dolomitom (0,01–0,03 mm)	zbita, bezładna
Brudzowice (dewon), poziom +300, 2010	kryształy 0,1–0,6 mm (zwykle ~0,3 mm)	zbita, bezładna
Ząbkowice Będzińskie (trias), poziom II, ściana E, 2010	ziarna wielkości ok. 0,5 mm zbudowane z kryształów < 0,1 mm pomiędzy nimi drobne kryształy dolomitu	lekko porowata, bezładna
Żelatowa (trias), poziom górny, 2009	kryształy 0,03–0,07 mm	silnie porowata
Óldrzychowice (dolny paleozo- ik), wyrobisko +430, ściana N, 2010	kryształy 0,06–0,4 mm (zwykle ~0,2 mm)	zbita, słabo równoległa
Winna (dewon), poziom II +284, 2009	kryształy 0,01–0,03 mm	lekko porowata, bezładna

Rys. 3. Analiza EGA próbek kawałkowej dolomitu triasowego z Brudzowic wskazująca na wydzielanie się pary wodnej (efekt zaznaczono strzałką) w temperaturze dekarbonatyzacji dolomitu

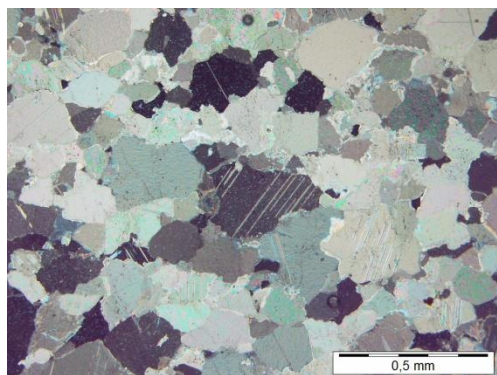
Fig. 3. EGA analysis of a Triassic dolostone grain sample from Brudzowice indicated the evolution of water vapour (effect marked with an arrow) at the decarbonatization temperature of dolomite





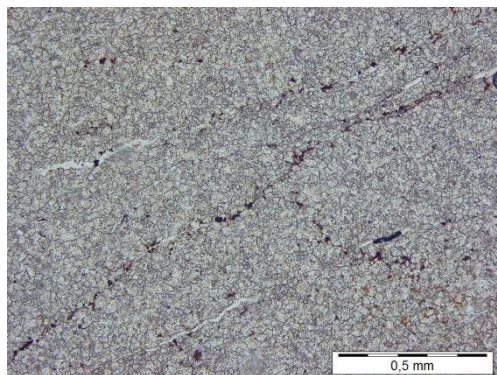
Rys. 4. Dolomit dewoński z Brudzowic (poziom +300). Ksenomorficzne kryształy dolomitu o budowie zonalnej z dużą ilością mikrowrostków. Mikrofotografia, jeden polaryzator (Niesyt i in., 2012a)

Fig. 4. Devonian dolostone from Brudzowice (level +300). Xenomorphic, zoned dolomite crystals contain many microinclusions. Microphotograph, one polarizer (Niesyt et al. 2012a)



Rys. 5. Marmur dolomitowy staropaleozoiczny z Oldrzychowic (poziom +430). Ksenomorficzne kryształy dolomitu, często z wielokrotnymi zbliżnieniami. Mikrofotografia, polaryzatory skrzyżowane (Niesyt i in., 2012a)

Fig. 5. Dolomitic, Lower Palaeozoic marble from Oldrzychowice (level +430 m). Xenomorphic dolomite crystals; many of them reveal polysynthetic twinning. Microphotograph, crossed polarizers (Niesyt et al. 2012a)

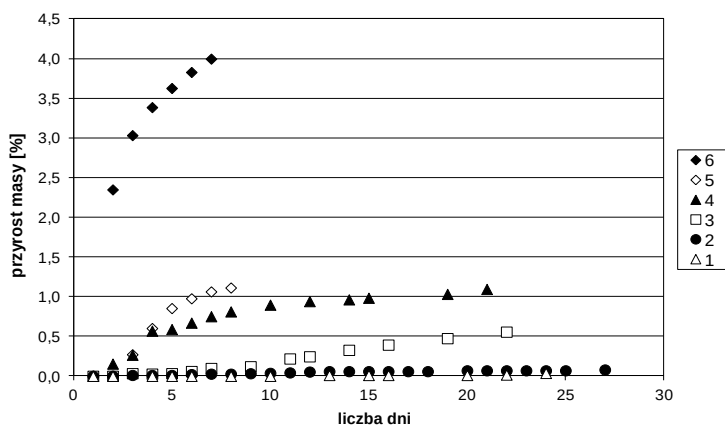


Rys. 6. Dolomit dewoński z Winnej (poziom +284). Mikroszczeliny częściowo zabliźnione brunatną substancją mineralną. Mikrofotografia, jeden polaryzator (Niesyt i in., 2012a)

Fig. 6. Devonian dolostone from Winna (level +284 m). Microfractures are partly filled with a brownish mineral substance. Microphotograph, one polarizer (Niesyt et al. 2012a)

Tak drastyczne zróżnicowanie struktury tych surowców wpłynęło na podatność otrzymanych dekarbonatów do spiekania i ich tendencję do ulegania hydratacji. Badania te przeprowadzono modelując metodę dwustopniową poprzez spiekanie uprzednio sprasowanych pod ciśnieniem 50 MPa pastylek wykonanych ze sproszkowanego dekarbonatu. Opis sposobu przygotowania próbek przedstawiono m.in. w pracy (Wyszomirski i in., 2013). Próbkę poddano badaniom w standardowych, łagodnych warunkach (temperatura i wilgotność otoczenia) jak też w agresywnej atmosferze w komorze klimatycznej (temperatura 40 °C, wilgotność względna 70%)

przez różne okresy czasu (odpowiednio 80 i 30 dni). Przyrost masy badanych próbek był miarą wzrastającej ich podatności na hydratację. Wykazały one, że skłonność ta, nawet w ekstremalnych warunkach komory klimatycznej, była najmniejsza w przypadku wybitnie drobnoziarnistych, wyjściowych dolomitów: surowiec triasowy z Brudzowic, a zwłaszcza dolomit dewoński z Winnej (rys. 7). Ten drugi wyróżnia się korzystną, drobnoziarnistą strukturą na tle innych, surowców świętokrzyskich (Jaźwica, Laskowa), a nawet w porównaniu z grubiej uziarnionymi odmianami dolomitu z pozostałych poziomów eksploatacyjnych kopalni w Winnej (Wyszomirski i in., 2013). W przeciwieństwie do tego produkt obróbki termicznej gruboziarnistego marmuru dolomitowego z Ołdrzychowic wykazał już w początkowych dniach testu duży przyrost masy (rys. 7). Świadczy to o braku odporności na hydratację i nieprzydatności tej kopaliny do produkcji klinkieru dolomitowego. Bardzo wysoka czystość tej kopaliny powoduje jednak, że jest to wysokogatunkowy surowiec innych dziedzin przemysłu ceramicznego, a otrzymane z niego mączki są cenione w dziedzinach ceramiki szlachetnej i zwłaszcza w przemyśle szklarskim.



Rys. 7. Względny przyrost masy pastylek wykonanych z dekarbonatów dolomitowych pod ciśnieniem 50 MPa i spiekanych w temperaturze 1650 °C, w zależności od czasu przetrzymania w komorze klimatycznej (Niesyt i in., 2012b): 1 – Winna (dewon), 2 – Brudzowice (trias), 3 – Żąbkowice Będzińskie (trias), 4 – Żelatowa (trias), 5 – Brudzowice (dewon), 6 – Ołdrzychowice (dolny paleozoik)

Fig. 7. Mass increase of pressed (50 MPa) and sintered (1650 °C) pellets made of decarbonated dolostones and kept in the climatic cabinet (40 °C, 70% relative humidity), in the function of time (Niesyt et al., 2012b): 1 – Winna (Devonian), 2 – Brudzowice (Triassic), 3 – Żąbkowice Będzińskie (Triassic), 4 – Żelatowa (Triassic), 5 – Brudzowice (Devonian), 6 – Ołdrzychowice (Lower Palaeozoic)

4. PODSUMOWANIE

W procesie termicznego rozkładu dolomitu powstają wybitnie ogniotrwałe fazy: MgO (temperatura topnienia $T_t = 2840^\circ\text{C}$) i CaO ($T_t = 2570^\circ\text{C}$). W surowcowej ocenie dolomitów z punktu widzenia ich przydatności do produkcji materiałów ogniotrwałych istotna jest m.in. mała zawartość domieszek SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 i MnO (powinna mieścić się w przedziale 0,5–1,5%), a zwłaszcza właściwa struktura i tekstura tych kopalin. Badania przeprowadzono na przykładzie reprezentatywnych surowców dolomitowych z regionu śląsko-krakowskiego (Brudzowice, Żelatowa, Ząbkowice Będzińskie), świętokrzyskiego (Winna) i dolnośląskiego Ołdrzychowice). Wykazały one, że w aktualnie preferowanej metodzie dwustopniowej do otrzymania klinkierów dolomitowych najlepszej jakości, wykazujących m.in. małą podatność spieków do hydratacji, najbardziej nadają się dolomity o drobnoziarnistej strukturze. Należą do nich dolomity triasowe z Brudzowic oraz dewońskie zalegające w środkowej części złoża w Winnej. Tekstura wyjściowego surowca odgrywa natomiast w metodzie dwustopniowej mniejszą rolę. Związane jest to z mieleniem i mechanicznym zagęszczaniem (prasowaniem) dekarbonatu, co prowadzi do zniszczenia pierwotnej tekstury surowca, a zwłaszcza jego porów zamkniętych.

LITERATURA

- BAK B., RADWANEK-BAK B., WYSZOMIRSKI P., 2011, *Aktualny przegląd krajowych złóż dolomitów w aspekcie wykorzystania w przemyśle materiałów ogniotrwałych*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi/Mineral Resources Management 27, 1, 21–47.
- BN-86/6761-16:1986, *Materiały ogniotrwałe. Dolomit surowy*.
- GALOS K., 2015, *Dolomity*, [w:] Smakowski T., Galos K., Lewicka E., (red.), *Bilans gospodarki surowcami mineralnymi Polski i świata 2013*, Wyd. PIB-PIB Warszawa, 259–267.
- GALOS K., SMAKOWSKI T., 2000, *Gospodarka surowcami dolomitowymi w Polsce oraz perspektywy jej rozwoju na tle trendów światowych*, [w:] Ney E., (red.), *Surowce mineralne Polski. Surowce skalne. Surowce węglanowe*, Wyd. Instytutu GSMiE PAN Kraków, 319–337.
- HARTENSTEIN J., 2001, *Dolomit-, Dolomit-Magnesia und Kalk Steine*, Taschenbuch, Feuerfeste Werkstoffe, Vulkan-Verlag, Essen, 194–203.
- LEVIN E.M., ROBBINS C.R., McMURDIE H.F., 1974, *Phase Diagrams for Ceramists*, The American Ceramic Society, Columbus, Ohio.
- NIEĆ M., 2000, *Złoża dolomitów*, [w:] Ney R., (red.), *Surowce mineralne Polski. Surowce skalne. Surowce węglanowe*, Wyd. Instytutu GSMiE PAN Kraków, 281–303.
- NIESYT M., SZYDŁAK T., WYSZOMIRSKI P., WODNICKA K., 2012a, *Charakterystyka strukturalno-teksturalna wybranych dolomitów krajowych w aspekcie procesu ich dekarbonatyzacji*, Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN, nr 83, 121–129.
- NIESYT M., WYSZOMIRSKI P., KIELSKI A., GOŁAWSKI C., 2012b, *Characteristics of some Polish dolostones and their hydration resistance after sintering*, Conference Papers 55th International Colloquium on Refractories „Feuerfest Colloquium”, Aachen, 222–224.
- STRAMA J., WALA T., 1985, *Badania nad kinetyką spiekania dolomitu Siewierz*, Ceramika, Materiały Ogniotrwałe 37, nr 5, 119–124.

- WYSZOMIRSKI P., GALOS K., 2007, *Surowce mineralne i chemiczne przemysłu ceramicznego*, Wyd. UWND AGH, Kraków, s. 147.
- WYSZOMIRSKI P., GOŁAWSKI C., KIELSKI A., WODNICKA K., 2011, *Dolomit dewoński z Brudzowic i jego wstępna ocena, jako surowca przemysłu materiałów ogniotrwałych*, Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN, nr 81, 197–208.
- WYSZOMIRSKI P., NIESYT M., SZYDŁAK T., GOŁAWSKI C., 2013, *Dolomity świętokrzyskie jako surowiec do produkcji wyrobów ogniotrwałych z klinkieru nowego typu*, Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN, nr 85, 335–344.

DOLOSTONES ARE ALSO RAW MATERIALS FOR THE PRODUCTION OF REFRACTORIES

The representative dolostones of Cracow–Silesian (Brudzowice, Żąbkowice Będzińskie, Żelatowa), Holy Cross Mts. (Winna) and Lower Silesian (Odrzychowice) regions were studied. From the viewpoint of usefulness of dolostones in the refractory industry is important, among others, the small content of impurities (sum SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 and MnO in the range 0.5–1.5%) and, particularly, the proper structure and texture of these raw minerals. These factors (mainly fine size of dolomite crystals) have an impact on the course of the thermal decomposition, compaction and sintering of obtained decarbonates. Dolostones of fine structure (such as Triassic dolostone from Brudzowice and Devonian ones from Winna) give the products of the highest hydration resistance.

Spis Autorów

- Grzegorz ADAMSKI, d.adamski@icimb.pl
Instytut Ceramiki i Materiałów Budowlanych, Oddział Szkła i Materiałów Budowlanych
ul. Cementowa 8, 31-983 Kraków
- Michał FILIPCZYK, m.filipczyk@imbigs.pl
Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa
- Krzysztof GALOS, k.galos@min-pan.krakow.pl
Polska Akademia Nauk, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią
ul. Wybickiego 7A, 31-261 Kraków
- Albin GARBACIK, a.garbacik@icimb.pl
Instytut Ceramiki i Materiałów Budowlanych, Oddział Szkła i Materiałów Budowlanych
ul. Cementowa 8, 31-983 Kraków
- Stefan GÓRALCZYK, s.goralczyk@imbigs.pl
Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa
- Zbigniew KASZTELEWICZ, kasztel@agh.edu.pl
Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Żaklina KONOPACKA, zaklina.konopacka@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Bartłomiej KORZENIOWSKI, b.korzeniowski@bkg.com.pl
Borowskie Kopalnie Granitu i Piaszkowca – Skalmex sp. z o.o. Spółka Komandytowa
ul. Borowska 9, 58-150 Strzegom, Kostrza
- Daniel KOWOL, dkowol@komag.eu
Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice
- Olimpia KOZŁOWSKA, olimpia.kozłowska@pgi.gov.pl
Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy
ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa
- Tomasz KUBUSZEWSKI, t.kubuszewski@imbigs.pl
Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa
- Jarosław ŁAGOWSKI, j.lagowski@haverboecker.com
Haver Trading Sp. z o.o.
ul. Kolejowa 3, Bielany Wrocławskie 55-040 Kobierzyce
- Katarzyna ŁAWIŃSKA, k.lawinska@ips.lodz.pl
Instytut Przemysłu Skórzanego, Zakład Garbarstwa
ul. Zgierska 73, 91-462 Łódź
- Łukasz MACHNIAK, machniak@agh.edu.pl
Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Leszek MAJEWSKI, l.majewski@imbigs.pl
Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa
- Jerzy MALEWSKI, jerzy.malewski@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Piotr MATUSIAK, pmatusiak@komag.eu
Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice
- Remigiusz MODRZEWSKI, remigiusz.modrzewski@p.lodz.pl
Politechnika Łódzka, Wydział Inżynierii Procesowej i Ochrony Środowiska
ul. Wólczńska 213, 90-924 Łódź
- Zdzisław NAZIEMIEC, z.naziemiec@icimb.pl
Instytut Ceramiki i Materiałów Budowlanych, Oddział Szkła i Materiałów Budowlanych
ul. Cementowa 8, 31-983 Kraków

Anita PABICH, a.pabich@imbigs.pl

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa

Paweł PIETKIEWICZ, ppietkiewicz@industri.pl

Industri Kruszywa Spółka z o.o.
ul. Wrocławska 2A, Rogów Sobócki, 55-050 Sobótka

Adrian PIETRAS; a.pietras@skalimex.pl

Borowskie Kopalnie Granitu i Piaskowca – Skalimex sp. z o.o. Spółka Komandytowa
ul. Borowska 9, 58-150 Strzegom, Kostrza

Miranda PTAK, m.ptak@wug.gov.pl

Okręgowy Urząd Górniczy we Wrocławiu
ul. Kotlarska 41, 50-151 Wrocław

Marek REMBIS, mrembis@geol.agh.edu.pl

Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Daniel SARAMAK, d.saramak@agh.edu.pl

Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Mateusz SIKORA, sikoram@agh.edu.pl

Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Krzysztof SIMKIEWICZ, krystian.simkiewicz@kghm.com

KGHM Polska Miedź SA,
ul. M. Skłodowskiej-Curie 48, 59-301 Lubin

Marta SOŁOMACHA, msol@pgi.gov.pl

Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy
ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa

Jarosław STANKIEWICZ, j.stankiewicz@imbigs.pl

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa

Michał STOPA, michal.stopa@pwr.edu.pl

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Robert UBERMAN, robertuberman@poczta.onet.pl

Krakowska Akademia im. Andrzeja Frycza Modrzewskiego
ul. G. Herlinga-Grudzińskiego 1, 30-705 Kraków

Marek WILAND, mwiland@wp.pl

Biuro Urbanistyczne ECOLAND
ul. W. Korfańskiego 15, 53-021 Wrocław

Iwona WALENTEK, iwona.walentek@pgi.gov.pl

Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy
ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa

Piotr WODZIŃSKI, piotr.wodzinski@p.lodz.pl

Politechnika Łódzka, Wydział Inżynierii Procesowej i Ochrony Środowiska
ul. Wólczańska 213, 90-924 Łódź

Dariusz WOŹNIAK, dariusz.wozniak@pwr.edu.pl

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Piotr WYSZOMIRSKI, pwysz@agh.edu.pl

Państwowa Wyższa Szkoła Zawodowa, Instytut Politechniczny
ul. Mickiewicza 8, 33-100 Tarnów
Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Geologii, Geofizyki i Ochrony Środowiska
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków



INSTYTUT MECHANIZACJI BUDOWNICTWA I GÓRNICTWA SKALNEGO

ZAKŁAD GÓRNICTWA SKALNEGO

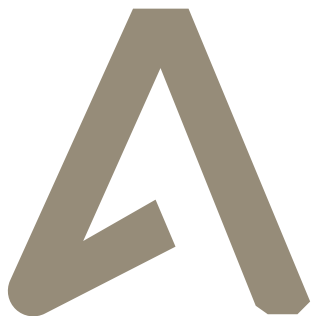
- **Działalność naukowo-badawczo-rozwojowa w zakresie właściwości i zastosowań kruszyw, kamieni budowlanych, betonów i innych wyrobów**
- **Projektowanie technologii przeróbki surowców skalnych, odpadów wydobywczych**
- **Nowe technologie wytwarzania materiałów dla budownictwa i linie do ich produkcji**
- **Zagospodarowanie odpadów, w tym odpadów wydobywczych**
- **Ocena złóż surowców skalnych w aspekcie ich przyszłego zastosowania**
- **Prace badawcze na rzecz wykorzystania surowców odpadowych**
- **Modernizacja procesów technologicznych zakładów przeróbczych, w szczególności dla podwyższenia jakości produktu i bezodpadowego wykorzystania kopaliny**
- **Projektowanie procesów przeróbczych stosowanych w recyklingu odpadów przemysłowych i komunalnych**

LABORATORIUM SUROWCÓW I WYROBÓW BUDOWLANYCH

- **Niezależne laboratorium państwowego instytutu klasy A**
 - ★ najwyższy poziom usług
 - ★ kompetentny personel
 - ★ wysokiej klasy wyposażenie pomiarowe i pomocnicze
 - ★ niezbędne, właściwe warunki wykonywania badań
 - ★ duże doświadczenie – ponad 60 lat badań
- **Szeroki zakres akredytowanych badań, pełny zakres badań dla:**
 - ★ kruszywa do różnych zastosowań
 - ★ kamienia
 - ★ wyrobów z kamienia
 - ★ kamienia hydrotechnicznego
 - ★ częściowy dla betonu i wyrobów betonowych



**02-673 Warszawa, ul. Racjonalizacji 6/8
tel./fax : 22 843 73 71, tel.: 22 843 02 01 w. 460
e-mail: labsur@imbigs.pl, d.kukielnska@imbigs.pl**



ABRASERVICE
POLSKA

ABRASION RESISTANT SOLUTIONS

DOSTAWCA KOMPLEKSOWYCH ROZWIĄZAŃ ORAZ GOTOWYCH ELEMENTÓW
WYKONANYCH ZE STALI TRUDNOŚCIERALNYCH ORAZ WYSOKOWYTRZYMAŁYCH

— Abraservice Polska Sp. z o.o. jest dostawcą stali trudnościeralnych i wysokowytrzymałych, zarówno w postaci arkuszy standardowych jak i przyciętych na wymiar, a także wykonanych wg schematu klienta.



— Obecne w całej Europie Abraservice spełnia oczekiwania klientów pracujących w bardzo wymagających środowiskach, takich jak: kopalnie, żwirownie i kamieniołomy, cementownie i koksownie, elektrownie i elektrociepłownie, cukrownie, huty, przemysł papirniczy, a także używających maszyn budowlanych

i drogowych, maszyn rolniczych, przenośników oraz urządzeń do recyklingu.

— Swoim klientom zapewniamy wsparcie techniczne zarówno przy doborze odpowiedniego gatunku i rozwiązania technicznego, jak i podczas normalnej eksploatacji. Jesteśmy partnerem i doradcą we wszystkich sytuacjach, w których wymagana jest odporność na ścieranie lub ścieranie i korozję lub wysoka granica plastyczności.

— W wyniku ścisłej współpracy ze swoimi dostawcami, Abraservice oferuje najszerszy zakres stali specjalnych obecnych na rynku. Oferujemy stale trudnościeralne i wysokowytrzymałe od sprawdzonych producentów. W swojej ofercie posiadamy też inne stale specjalne (np. manganowe, COR-TEN®, BORON). W swojej ofercie posiadamy również lemiesze jedno i dwustronnie sfazowane.



— Jesteśmy jedynym przedstawicielem oferującym na terenie Polski specjalistyczne gatunki stali:

Industeel



CREUSABRO® DUAL®
CREUSABRO® 8000®
CREUSABRO® 4800®

— Stal **CREUSABO®** dzięki swojej innowacyjnej technologii produkcji (skład chemiczny + kontrolowany proces chłodzenia) charakteryzuje się korzystnymi właściwościami wykorzystywanymi zarówno podczas procesu obróbki, jak i w czasie normalnej eksploatacji – utwardzanie przez zgniot. **CREUSABO®** może pracować w wyższych temperaturach bez znacznej utraty swoich właściwości oraz cechuje się mniejszą strefą wpływu ciepła w przypadku cięć termicznych (w porównaniu do stali hartowanych w wodzie).

— Kolejną zaletą **CREUSABO®** jest jej twardość na wskroś, co ma szczególne znaczenie przy wszelakiego rodzaju obróbce mechanicznej, w szczególności przy procesie wiercenia. Mniejsza zaś twardość w momencie dostawy czyni ją łatwiejszą w obróbce ze względu na mniejsze siły konieczne do wykonania takich procesów, jak gięcie czy

walcowanie. Dzięki dobrej podatności do obróbki można stosować maszyny o mniejszej mocy, czy też uzyskiwać wyroby o bardziej skomplikowanym kształcie (mniejszym promieniu gięcia).

Dodatkowo **CREUSABO® 4800®** ≤ 20 mm dzięki sposobie produkcji – walcowanie termomechaniczne – można kształtować na gorąco.

— Gliwice

A. ul. A. Gaudiego 18
44-109 Gliwice
T. +48 32 344 73 96
F. +48 32 344 73 99
gliwice@abraservice.com

— Bydgoszcz

A. ul. Przemysłowa 34
85-758 Bydgoszcz
T. +48 52 320 89 81
F. +48 52 320 89 89
bydgoszcz@abraservice.com

— Warszawa

A. ul. Palisadowa 20 / 22
01-940 Warszawa
T. +48 22 569 00 04
F. +48 22 569 00 19
warszawa@abraservice.com

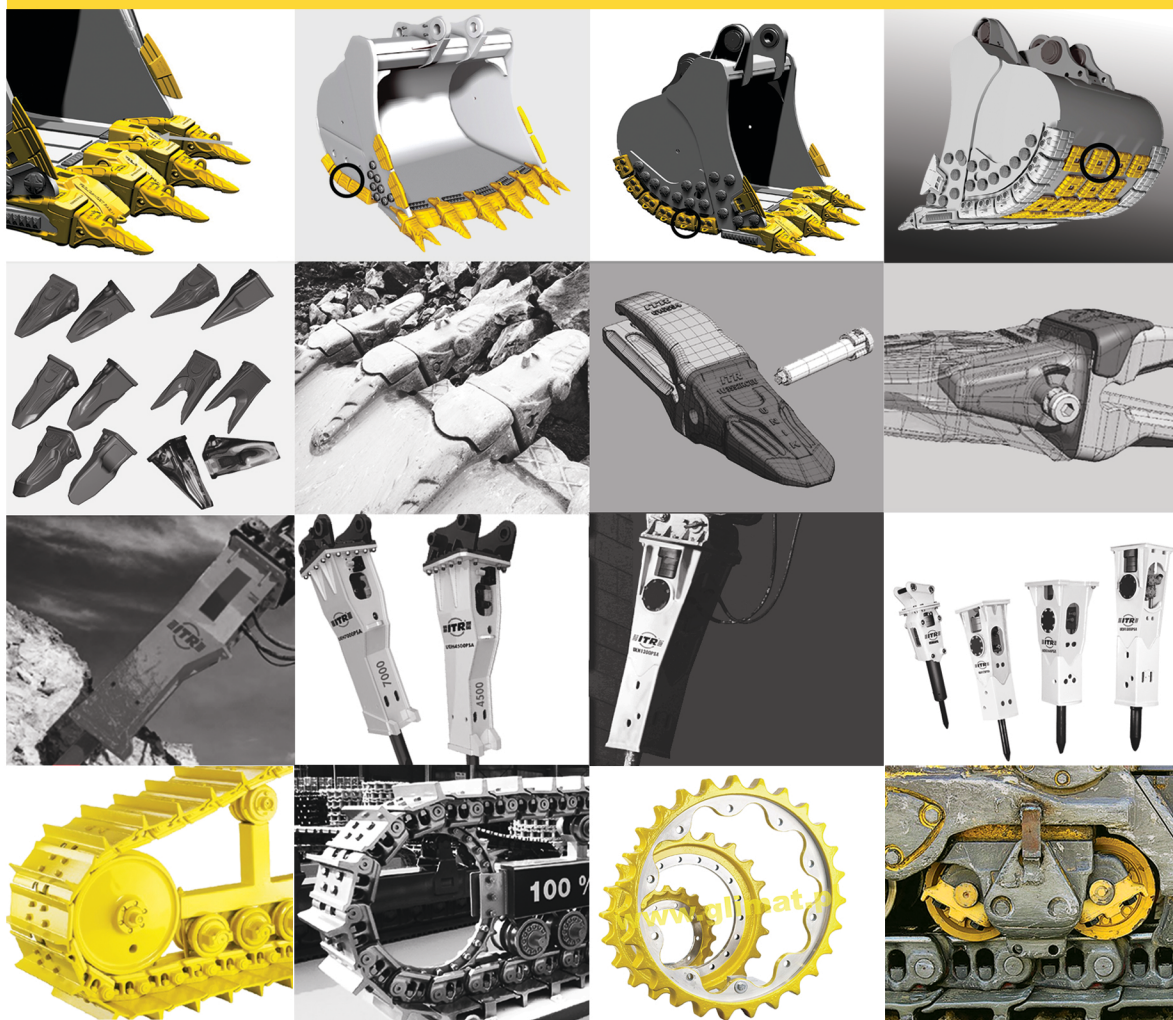


SERWIS • MONTAŻ • DOSTAWA

ŁYŻEK DO PRACY W CIĘŻKICH WARUNKACH.
KOMPLEKSOWYCH PODWOZI GĄSIENICOWYCH
PRODUKCJI ITR.
MŁOTÓW HYDRAULICZNYCH PRODUKCJI ITR.

ADAPTACJE

ŁYŻEK SKALNYCH W SYSTEMACH UNIK, FUTURA.





Posiadamy wieloletnie doświadczenie w dziedzinie doradztwa, projektowania i kompleksowego wykonawstwa maszyn i urządzeń stosowanych w procesach produkcyjnych i technologicznych w kopalniach kruszyw, cementowniach, zakładach wapienniczych, etc.. Nadrzędnym celem działalności firmy jest indywidualne podejście do każdego Klienta, a co za tym idzie, nasze projekty wykonujemy również w systemie „pod klucz”. Oferujemy kompleksowe rozwiązania technologiczne kruszenia, przesiewania oraz magazynowania kruszyw naturalnych.

Na pierwszym miejscu zawsze stawiamy Klientów, którym zapewniamy bezpieczny transport, montaż i rozruch urządzeń, a także sprawny serwis gwarancyjny i pogwarancyjny.

W zakres produkowanych urządzeń wchodzi:

- kompletne zakłady przeróbcze kruszyw,
- przenośniki taśmowe,
- stacje dozowania, zbiorniki buforowe,
- przesiewacze i podajniki wibracyjne,
- odwadniacze wibracyjne i kołowe,
- odwadniacze, myjki,
- konstrukcje stalowe,
- zamknięte obiegi wody,
- hydrocyklony.



LMS Logistyka Materiałów Sypkich Sp. z o.o.
ul. Dąbrowskiego 7/11, 42-200 Częstochowa
Zakład Produkcyjny:
ul. Dworcowa 5, 43-196 Mikołów-Bujaków

tel.: 32 428 41 00
faks: 32 428 41 01
e-mail: sekretariat@lgms.pl
www.lgms.pl

HITACHI Twój niezawodny partner w kopalni



Szereg zaawansowanych technologii w nowych maszynach HITACHI ZAXIS-6 zapewnia zwiększoną wydajność oraz wytrzymałość wyznaczając nowe standardy w miejscu pracy

TONA Sp. z o.o.

T: (32) 298 95 33 F: (32) 380 30 80
Distributor of Hitachi Construction Machinery (Europe) NV

biuro@tona.com.pl
www.tona.com.pl

HITACHI

Reliable solutions

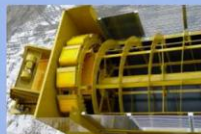
**Przesiewanie na
najwyższym poziomie**

wima.
Siebmaschinen



WIMA Wilsdruffer Maschinen- und Anlagenbau GmbH powstała na bazie firmy **BRAUER**, przejmując jej doświadczenie, dokumentację techniczną, a przede wszystkim siłę fachową. Pozwoliło to na kontynuację produkcji, zapewnienie części zamiennych, w szczególności na unowocześnianie i konstruowanie nowych, niezawodnych maszyn i urządzeń takich jak:

- przesiewacze do klasyfikacji i odwadniania
- płuczki mieczowe
- odwadniacze kołowe i kołowo-wstęgowe
- separatory zanieczyszczeń organicznych



Na swoich przesiewaczach firma WIMA montuje najczęściej równie niezawodne sita firmy

ISENMANN



DAK-FIRMA
Hermisza 15
41-800 ZABRZE

przedstawiciel
WIMA Maschinenbau GmbH
ISENMANN SIEBE GmbH

tel. +48 32 3762085, kom +48 602 135902 mail: dak@dak-firma.pl, www.dak-firma.pl

LABORATORIUM BEZPIECZEŃSTWA PRACY

Oferuje:

BADANIA ŚRODOWISKA PRACY

- ♦ PYŁU
- ♦ HAŁASU
- ♦ DRGAŃ MECHANICZNYCH
- ♦ OŚWIETLENIA

USŁUGI EKSPERCKIE

- oceny emisji pyłu i hałasu do środowiska
- oceny warunków BHP
- oceny ergonomiczne
- oceny ryzyka zawodowego
- ekspertyzy z dziedziny BHP

*Laboratorium Bezpieczeństwa Pracy
Wydziału Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej
posiada akredytację nr AB 905 potwierdzoną certyfikatem
wydanym przez Polskie Centrum Akredytacji*

KONTAKT

Laboratorium Bezpieczeństwa Pracy: tel. 71 320 68 42
mgr inż. Mariola Stefanicka: 509 49 88 08, mariola.stefanicka@pwr.edu.pl
mgr inż. Michał Stopa: 605 45 91 51, michal.stopa@pwr.edu.pl
dr inż. Zbigniew Nędza: 608 29 48 55, zbigniew.nedza@pwr.edu.pl



POLITECHNIKA WROCŁAWSKA
Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
LABORATORIUM TRANSPORTU TAŚMOWEGO
50-370 WROCŁAW, WYBRZEŻE WYSPIAŃSKIEGO 27

Kierownik laboratorium: prof. dr hab. inż. Monika Hardygóra



AB 710



Zakres akredytacji
nr AB 710 dostępny
na www.pca.gov.pl

Siedziba:
pl. Teatralny 2
50-051 Wrocław

tel.: (71) 320 68 42
(71) 320 68 56
(71) 320 68 59
(71) 320 68 60
(71) 320 68 92

Akredytowane Laboratorium Transportu Taśmowego (LTT) posiada już dwudziestopięcioletnie doświadczenie w prowadzeniu badań laboratoryjnych taśm przenośnikowych, połączeń taśm, gumy, tkanin, mieszanek kauczukowych oraz tworzyw sztucznych.

LTT bada właściwości fizykomechaniczne wyrobów i sprawdza na zgodność z wymaganiami norm krajowych, europejskich i międzynarodowych. Prowadzi badania dotyczące bezpieczeństwa pożarowego taśm przenośnikowych wg nowych wymagań europejskich; jest wskazane jako jednostka upoważniona do przeprowadzania badań wyrobów (Rozporządzenie RM z dnia 30.04.2004 r., Dz.U.2004.99.1003) w celu dopuszczenia ich do pracy w podziemnych zakładach górniczych oraz posiada akredytację Polskiego Centrum Akredytacji nr AB 710.

Zakres akredytacji

1. Taśmy z rdzeniem tekstylnym – Oznaczanie wytrzymałości na rozciąganie i wydłużenia wg PN-EN ISO 283:2016
2. Taśmy z rdzeniem tekstylnym – Oznaczanie wytrzymałości adhezyjnej między elementami taśmy wg PN-EN ISO 252:2008
3. Taśmy przenośnikowe z linkami stalowymi – Oznaczanie przyczepności linki do warstwy rdzeniowej wg PN-EN ISO 7623:2016
4. Taśmy przenośnikowe z linkami stalowymi – Oznaczanie wytrzymałości adhezyjnej okładki do warstwy rdzeniowej wg PN-EN ISO 8094:2013
5. Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie trudnopalności metodą płomieniową wg PN-EN ISO 340:2013
6. Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie trudnopalności metodą cierną wg PN-EN 1554:2012
7. Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie rezystancji powierzchniowej wg PN-EN ISO 284:2013
8. Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie wytrzymałości na rozciąganie połączeń taśm przenośnikowych wg PN-C-94147:1997
9. Guma i kauczuk termoplastyczny – Oznaczanie wytrzymałości na rozciąganie i wydłużenia przy zerwaniu wg PN-ISO 37:2007
10. Guma i kauczuk termoplastyczny – Oznaczanie odporności na ścieranie wg PN-ISO 4649:2007

Ponadto laboratorium wykonuje kilkanaście niestandardowych badań taśm przenośnikowych

Pełna informacja o laboratorium – www.ltt.pwr.wroc.pl



ZAPRASZAMY DO WSPÓŁPRACY

Notatki

Notatki



ISSN 0324-9673