

# **Kruszywa mineralne**

**t. 4**

Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Politechniki Wrocławskiej

Wrocław 2020

Redaktor naukowy  
Wojciech GLAPA

Recenzenci  
Krzysztof GALOS  
Jerzy MALEWSKI

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, Wrocław 2020

WYDZIAŁ GEOINŻYNIERII, GÓRNICTWA I GEOLOGII  
POLITECHNIKI WROCŁAWSKIEJ  
ul. Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław  
[www.wggg.pwr.edu.pl](http://www.wggg.pwr.edu.pl)  
[wggg@pwr.edu.pl](mailto:wggg@pwr.edu.pl)

ISBN 978-83-953956-5-9

Druk i oprawa: beta-druk, [www.betadruk.pl](http://www.betadruk.pl)

## Spis treści

Rafał BARON, Paweł FRIEBE		
Określenie zasobności pierwiastków ziem rzadkich w wybranych surowcach mineralnych . . .	5	
Monika BARTLEWSKA-URBAN		
Numeryczna analiza odkształcalności nawierzchni drogowej . . . . .	9	
Michał FILIPCZYK		
Wpływ procesów wietrzeniowych na destrukcję bazaltów . . . . .	23	
Stefan GÓRALCZYK		
Analiza kruszyw pod kątem uwalniania substancji niebezpiecznych i dostosowanie technologii ich produkcji do zgodności z europejskimi metodami badań i oceny . . . . .	33	
Arkadiusz GRZEŚKOWIAK, Sławomir PATLA		
Warunki zapewnienia jakości w badaniach oddziaływań robót strzałowych na otoczenie . .	41	
Katarzyna GUZIK, Krzysztof GALOS		
Wystarczalność zasobów kamieni łamanych i blocznych w Polsce . . . . .	55	
Paweł KAWALEC		
Podstawowe zasady modelowania blokowego dla potrzeb racjonalnej gospodarki złożami . .	69	
Wiesław KOZIOŁ, Ireneusz BAIC		
Zasoby, wydobycie i produkcja kruszyw piaskowo-żwirowych w Polsce południowo-zachodniej . . . . .	79	
Łukasz MACHNIAK		
Wskaźniki zagospodarowania wybranych złóż kopalin skalnych . . . . .	89	
Jerzy MALEWSKI		
Energia w teorii i praktyce rozdrabiania . . . . .	101	
Piotr MATUSIAK, Daniel KOWOL		
Technologia grawitacyjnego wzbogacania odpadów pogórnich z zastosowaniem klasyfikatora pulsacyjnego typu KOMAG . . . . .	125	
Zdzisław NAZIEMIEC, Łukasz ĆMIEL		
Ocena kruszyw dla przemysłu chemii budowlanej . . . . .	133	
Daniel SARAMAK, Tomasz GAWENDA, Tomasz LUBIENIECKI		
Jarosław ŁAGOWSKI, Marek KAWIORSKI		
Ocena przebiegu procesu wysokociśnieniowego płukania kruszyw . . . . .	143	
Agata STEMPKOWSKA, Tomasz GAWENDA		
Analiza właściwości cieplnych kruszywa chalcedonitowego na podstawie badań wykorzystujących metody termowizyjne . . . . .	151	
Paweł STRZAŁKOWSKI		
Analiza procesu ścierania kruszyw mineralnych przy użyciu aparatu mikro-Deval . . . . .	165	
MAREK WILAND		
Zagadnienia górnictwa i ochrony złóż kopalin z zakresu planowania i zagospodarowania w rządowych projektach ustaw . . . . .	173	
Piotr WOJTASZEK, Robert KRÓL		
Badania wtórnego rozkruszenia kruszywa łamanego podczas transportu do odbiorcy . . . . .	183	
Dariusz WOŹNIAK, Monika HARDYGÓRA		
Wytrzymałość taśm przenośnikowych z rdzeniem tekstylnym . . . . .	193	
	Autorzy . . . . .	204

## Contents

Rafał BARON, Paweł FRIEBE		
Determination of rare earth elements content in the selected raw minerals	5	
Monika BARTLEWSKA-URBAN		
Numerical analysis of road surface	9	
Michał FILIPCZYK		
The effect of weathering processes on basalts destruction	23	
Stefan GÓRALCZYK		
Analysis of aggregates for released hazardous substances and adaptation of their production technology to compliance with new European methods of their testing and evaluation	33	
Arkadiusz GRZEŚKOWIAK, Sławomir PATLA		
Conditions for quality assurance in studies of the impact of blasting operations on the environment	41	
Katarzyna GUZIK, Krzysztof GALOS		
Sufficiency of resources of crushed and dimension stone resources in Poland	55	
Paweł KAWALEC		
The basic rules of block modeling for sustainable resources management and its economical utilization	69	
Wiesław KOZIOŁ, Ireneusz BAIC		
Resources, extraction and production of sand and gravel aggregates in south-west Poland	79	
Łukasz MACHNIAK		
Development indicators for selected rock mineral deposits	89	
Jerzy MALEWSKI		
Energy in theory and practice of comminution	101	
Piotr MATUSIAK, Daniel KOWOL		
Technology for post-mining wastes gravitational beneficiation using the pulsating classifier of KOMAG type	125	
Zdzisław NAZIEMIEC, Łukasz ĆMIEL		
Aggregate assessment for the construction chemical industry	133	
Daniel SARMAK, Tomasz GAWENDA, Tomasz LUBIENIECKI		
Jarosław ŁAGOWSKI, Marek KAWIORSKI		
Evaluation of high-pressure washing process course for aggregates treatment	143	
Agata STEMPKOWSKA, Tomasz GAWENDA		
Analysis of the thermal properties of chalcidinite aggregate based on tests using thermovision methods	151	
Paweł STRZAŁKOWSKI		
Analysis of mineral aggregates wear process using micro-Deval apparatus	165	
MAREK WILAND		
Issues of mining and mineral deposit protection in the field of planning and development in government draft acts	173	
Piotr WOJTASZEK, Robert KRÓL		
Tests for secondary crushing of broken aggregate during transport to the recipient	183	
Dariusz WOŹNIAK, Monika HARDYGÓRA		
Tensile strength of conveyor belts with a textile core	193	
	Authors	204



## **OKREŚLENIE ZASOBNOŚCI PIERWIASTKÓW ZIEM RZADKICH W WYBRANYCH SUROWCACH MINERALNYCH**

### **1. WPROWADZENIE**

Grupę 17 pierwiastków chemicznych, w skład której wchodzi skandowce i lantanowce, tj.: skand (Sc), itr (Y), lantan (La), cer (Ce), praeodym (Pr), neodym (Nd), promet (Pm), samar (Sm), europ (Eu), gadolin (Gd), terb (Tb), dysproz (Dy), holm (Ho), erb (Er), tul (Tm), iterb (Yb) i lutet (Lu) przyjęło się nazywać pierwiastkami ziem rzadkich (REE – Rare Earth Elements). Grupę tą można podzielić na 2 podgrupy: pierwiastków lekkich – (LREE – Light Rare Earth Elements): lantan, cer, praeodym, neodym, promet, samar, europ i ciężkich – (HREE – Heavy Rare Earth Elements): gadolin, terb, dysproz, holm, erb, tul, iterb, lutet, itr, skand (Jordens i in., 2013).

Aktualnie można zaobserwować duże zainteresowanie pierwiastkami ziem rzadkich. Wynika ono z ich specyficznych właściwości, dzięki którym znalazły one zastosowanie w wielu gałęziach przemysłu. Międzynarodowa Organizacja Współpracy Gospodarczej i Rozwoju w 2009 roku umieściła pierwiastki ziem rzadkich na liście tzw. surowców strategicznych. Pierwiastki te są przedmiotem wielu badań oraz prac rozwojowych. Również ITG KOMAG prowadzi prace, mające na celu badania ukierunkowane na znalezienie surowca, mogącego posłużyć jako źródło pozyskiwania z zyskiem pierwiastków ziem rzadkich oraz opracowanie technologii odzysku tych pierwiastków.

Przedstawiono wyniki badań zawartości pierwiastków ziem rzadkich w kruszywach z:

- materiału pobranego ze złoża (kopalina główna – piasek podsadzkowy, kopalina towarzysząca – mieszanka piaskowo-żwirowa),
- produktu klasyfikatora pulsacyjnego, z sit dolnych o oczku 2 mm.

### **2. ZASTOSOWANIE PIERWIASTKÓW ZIEM RZADKICH**

Pierwiastki ziem rzadkich wykorzystywane są w wielu gałęziach przemysłu (rys. 1), do produkcji m.in. świec zapłonowych, katalizatorów (motoryzacja), wyświetlaczy, dysków twardych (elektronika), silników odrzutowych, kadłubów (lotnictwo).



Motoryzacja – pierwiastki: cer, itr, lantan  
Automotive – elements: cerium, yttrium, lanthanum



Elektronika – pierwiastki: terb, gadolin, europ  
Electronic – elements: terbium, gadolinium, europium



Lotnictwo – pierwiastki: skand, prazeodym  
Aeronautics – elements: scandium, praseodymium

Rys. 1. Pierwiastki ziem rzadkich w gałęziach przemysłu  
Fig. 1. Rare earth elements used in industrial sectors

### 3. CHARAKTERYSTYKA BADANEGO MATERIAŁU

Ze względu na stwierdzone występowanie pierwiastków ziem rzadkich w kruszywach naturalnych, ITG KOMAG podjął próbę badań polskich kruszyw. Kruszywo jest materiałem stosowanym w budownictwie, między innymi przy produkcji zapraw murarskich i betonów oraz przy pracach ziemnych. Aktualnie obowiązują polskie normy dotyczące kruszyw: PN-EN 12620+A1:2010, PN-EN 13043:2004, PN-EN 13055:2016-07, PN-EN 13242+A1:2010, PN-EN 13383-1:2003, PN-EN 13450:2004 (Góralczyk&Kukielska, 2010).

Badania zostały przeprowadzone dla wytypowanych trzech typów materiałów. Materiał 1 i 2 pochodził ze złoża, w którym kopalnią główną jest piasek podsadzkowy, a kopalnią towarzyszącą mieszanka piaskowo-żwirowa. Eksploatacja złoża prowadzona jest koparką wielonaczyniową. Złoże podzielone jest na 2 piętra: górne (materiał 1) i dolne (materiał 2). Każde piętro posiada materiał o odmiennej charakterystyce. Różnice polegają na odmiennej zawartości kopaliny towarzyszącej. Pobrano dwie próby po 20 kg z każdego piętra.

Materiał trzeci pobrano z układu technologicznego zakładu przeróbczego. Na zakład przeróbczy trafił urobek z plejstocenijskiego złoża pochodzenia rzeczno-głazowego, wydobywany koparką ssącą. Materiałem do badań był produkt dolny z sit – szczelina 2 mm klasyfikatora pulsacyjnego. Pobrano również próbę o masie 20 kg.

#### 4. BADANIA ZAWARTOŚCI PIERWIASTKÓW ZIEM RZADKICH

Badania zawartości pierwiastków ziem rzadkich zostały przeprowadzone w Laboratorium Inżynierii Materiałowej i Środowiska ITG KOMAG. Procedura badawcza wymagała przekazania 1 kg materiału dla każdej próbki i dlatego były one pomniejszane dzielnikiem Jones'a. Badania wykonano metodą spektrometrii mas z jonizacją w plazmie indukcyjnie sprzężonej. Wyniki badań przedstawiono w tabeli.

Tab. Zawartości pierwiastków ziem rzadkich w badanych kruszywach  
(Grynkiewicz-Bylina i in., 2013)

Tab. Summary of the content of rare earth elements in tested aggregates  
(Grynkiewicz-Bylina i in., 2013)

Pierwiastek ziem rzadkich	Zawartość REE [ppm]		
	materiał 1	materiał 2	materiał 3
itr	<b>10,7</b>	<b>9,7</b>	<b>10,8</b>
cer	< 5	<b>5,1</b>	<b>6,5</b>
skand, lantan, neodym, prazeodym, smar, europ, gadolin, terb, dysproz, holm, erb, tul, iterb, lutet	< 5	< 5	< 5

#### 5. PODSUMOWANIE

Dla materiału 1 stwierdzono występowanie tylko jednego pierwiastka ziem rzadkich jakim jest itr; jego zawartość wynosiła 10,7 ppm. W materiale 2 stwierdzono występowanie dwóch pierwiastków: itr – 9,7 ppm oraz cer 5,1 ppm. W materiale 3 stwierdzono występowanie itru – 10,8 ppm, ceru – 6,5 ppm. Stwierdza się brak przydatności badanych materiałów w celu pozyskania pierwiastków ziem rzadkich z powodu zbyt małej koncentracji. Minimalna koncentracja argumentująca zasadność ekonomiczną, zawiera się w przedziale 200–300 ppm.

Niska koncentracja REE, poddaje w wątpliwość ekonomiczny aspekt odzysku cennych pierwiastków w analizowanym materiale piaskowo-żwirowym. Dalsze etapy prac ukierunkowane zostaną do wyznaczenia nowych źródeł materiału będącego nośnikiem perspektywicznej koncentracji REE w ujęciu ekonomicznym.

## LITERATURA

- JORDENS A., PING CHENG Y., WATERS K., 2013, *A review of the beneficiation of rare earth elements bearing elements*, Minerals Engineering 41, 97–114.
- GÓRALCZYK S., KUKIELSKA D., 2010, *Jakość krajowych kruszyw*, Górnictwo i Geoinżynieria XII, Prace Naukowe Inst. Górnictwa PWr, 130, Studia i Materiały, 126–133.
- GRYNKIEWICZ-BYLINA B., WUNDERSEE M., i in., 2019, *Identyfikacja potencjalnych źródeł pierwiastków ziem rzadkich na podstawie badań próbek węgla energetycznego i koksowego oraz odpadów z procesu flotacji węgla, popiołów i kruszyw naturalnych – weryfikacja procedury badawczej*, ITG KOMAG, Gliwice, (niepubl.).
- PN-EN 12620+A1:2010 *Kruszywa do betonu*.
- PN-EN 13043:2004 *Kruszywa do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych na drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu*.
- PN-EN 13055:2016-07 *Kruszywa lekkie*.
- PN-EN 13242+A1:2010 *Kruszywa do niezwiązanych i związanych hydraulicznie materiałów stosowanych w obiektach budowlanych i budownictwie drogowym*.
- PN-EN 13383-1:2003 *Kamień do robót hydrotechnicznych, część 1: Wymagania*.
- PN-EN 13450:2004 *Kruszywa na podsypkę kolejową*.

DETERMINATION OF RARE EARTH ELEMENTS CONTENT IN  
THE SELECTED RAW MINERALS

Rare earth elements (REE) are classified to a group of 20 elements that are of strategic importance for development of advanced technologies. The results of laboratory tests aimed at determination of REE content in the sand-gravel mineral aggregates.

Monika BARTLEWSKA-URBAN

*Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji*

## **NUMERYCZNA ANALIZA ODKSZTAŁCALNOŚCI NAWIERZCHNI DROGOWEJ**

### **1. WSTĘP**

Na pojęcie bezpiecznej, trwałej i dobrej drogi składa się wiele różnego typu zagadnień. Droga może być traktowana jako szlak komunikacyjny lub jako system konstrukcyjny, stanowiący budowlę. Bezpieczeństwo i trwałość konstrukcji inżynierskich, zależy od żywotności części składowych i elementów budowli, ale także w dużej mierze od obciążeń granicznych. Wystąpienie oznak ograniczonej przydatności dróg może mieć przyczyny wynikające wprost z przepisów normujących samą konstrukcję, ale należy podkreślić, że istotnym aspektem jest też sposób obliczania układu wielowarstwowego, obejmującego także podłoże gruntowe nawierzchni dróg lądowych. Katalog konstrukcji nawierzchni drogowych lub też odpowiadające mu specyfikacje technologiczne nie pozwalają na „projektowanie trwałości nawierzchni”, gdyż nie przedstawiają stosownych parametrów materiałów składowych nawierzchni i podłoża, wynikających z przyjętych modeli reologicznych. Nie uwzględniają fazy ciekłej lub gazowej w porach ośrodka oraz efektów dynamicznych obciążenia drogi. W pracy zaprezentowano jeden z aspektów wpływu czynników zewnętrznych na deformacje nawierzchni drogowej. Przedstawiona analiza numeryczna odkształcalności zawiera informację o wytrzymałości drogi w aspekcie jej obciążenia geostatycznego jak i zewnętrznego. Przedstawione wyniki odkształcenia dla modelu sprężystego oraz lepkosprężystego ukazują różnice w podejściu do problemu z lub bez uwzględnienia właściwości reologicznych materiału.

### **2. MODELE ANALITYCZNE NAWIERZCHNI DROGOWYCH**

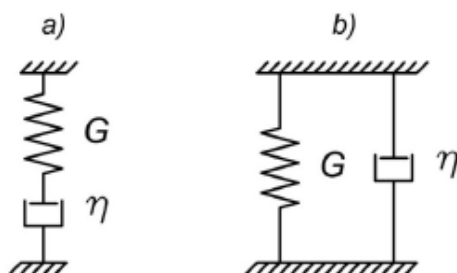
Nawierzchnia dróg samochodowych jest konstrukcją inżynierską, służącą do przyjmowania i przenoszenia na podłoże gruntowe lub obiekt inżynierski zadanych obciążeń statycznych i dynamicznych, pochodzących od pojazdów i innych wpływów zewnętrznych np. termicznych. Dopiero pojawienie się na drogach samochodów ciężarowych uwydatniło wielki wpływ ich obciążenia przypadającego na koło samochodu. Stąd zrodziły się pierwsze teorie rozkładów naprężeń w nawierzchni i podłożu gruntowym. Każda nawierzchnia drogowa charakteryzuje się uwarstwieniem. War-

stwy można podzielić na trzy grupy: nawierzchni właściwej (z warstwami ścieralnymi i wiążącymi), podbudowa (z warstwami wzmacniającymi podbudowę, warstwą górną i dolną podbudowy), podłoże gruntowe z ulepszoną strefą stabilizowaną i warstwami podłoża gruntowego naturalnego. Nawierzchnia drogowa, z uwagi na jej specyfikę, powinna funkcjonować przede wszystkim w zakresie odkształceń sprężystych. W przypadku nawierzchni bitumicznych nawierzchnie funkcjonują również w stanach po przekroczeniu granicy sprężystości, a więc w stanach plastycznych, wykazując własności lepkie zarówno w zakresie sprężystości jak i plastyczności. Lepkość nawierzchni podatnej (asfaltowej) jest więc jednym z zasadniczych parametrów mechanicznych modelu matematycznego nawierzchni. Każda nawierzchnia drogowa spoczywa bezpośrednio na podłożu gruntowym lub na wstępnie przygotowanej konstrukcji inżynierskiej. Zasadniczymi składnikami gruntów są: szkielet gruntowy i pory wypełnione wodą lub w części wodą i powietrzem. W skład gruntu wchodzi szkielet gruntowy oraz woda lub gaz. Grunt jest więc ośrodkiem wielofazowym, choć najczęściej w mechanice gruntów stosuje się modele jedno lub dwufazowe. Wszystkie te modele odniesione do nawierzchni i podłoża gruntowego są wykorzystywane w dynamicznym i statycznym obliczaniu oraz projektowaniu nawierzchni drogowych. Również reologiczne właściwości gruntów i skał są tematem wielu publikacji oraz badań naukowych. Do opisu zachodzących procesów wykorzystywane są modele reologiczne mechaniki ośrodków ciągłych. Jako punkt wyjścia przyjmowany jest w nich model ośrodka wielofazowego, zakładający, że ciało stałe posiada połączone hydraulicznie pory lub mikroszczeliny, pozwalające na przepływ filtracyjny cieczy i/lub gazu. Matematyczny model pełzania ośrodka porowatego definiowanego jako ciało wieloskładnikowe, dwufazowe wprowadził po raz pierwszy Biot w pracach (1941–1956). Nawet proste modele reologiczne mają postać skomplikowaną. W procesie wyboru reologicznego równania stanu dla rozpatrywanego materiału do głosu dochodzi kompromis między dobrym dopasowaniem się do opisywanej rzeczywistości w skali makroskopowej a prostotą modelu. Dlatego należy zwrócić szczególną uwagę na model ciała sprężystego. Przytłaczająca większość praktycznie używanych modeli reologicznych ma opis cechy sprężystości i po odpowiednich przejściach granicznych, czyli po wyeliminowaniu opisu innych własności, sprowadza je do modelu Hooke'a – ciała idealnie sprężystego. W pracach (Kisiel&Lysik 1966; Kisiel, 1982) pokazano, że oprócz prób przedstawienia zachowania się gruntu lub skały w postaci modelu reologicznego ciała ciągłego istniały próby przedstawienia modelu opisującego zachowanie się takiego ośrodka, z uwzględnieniem własności fazy stałej i ciekłej lub gazowej w skali porów. Dotychczas rozważany model ciała porosprężystego Biota–Darcy'ego charakteryzuje się występowaniem dwóch rodzajów odkształceń ciała:

- odkształcenia sprężystego, natychmiastowego, związanego z cechą sprężystości fazy stałej i zgodnie z prawem Hooke'a,
- odkształcenia struktury porowatej szkieletu sprężystego, wynikającego z przepływu płynu przez pory ośrodka mającego charakter pełzania.

Przyjęcie budowy modelu składającego się z nieściśliwej cieczy, przepływającej przez nieodkształcalną strukturę ciała stałego, stanowi uproszczenie rzeczywistości, głównie ze względu na brak wyznaczonej granicy stosowalności prawa sprężystości, ale także z uwagi na złożoność struktury ciała stałego. W rzeczywistości mamy do czynienia z ośrodkiem rozdrobnionym, w którym stopień konsolidacji, w dużym stopniu opisuje strukturę materiału. Szkielet gruntowy składa się z ziaren, które stykając się ze sobą tworzą określoną strukturę (uporządkowanie ziaren i cząstek), i tak podczas gdy w przypadku gruntów niespoistych (pospółek, żwirów, piasków) można mówić o bezpośrednim charakterze kontaktu cząsteczka–cząsteczka lub ziarno–ziarno, to w gruntach spoistych na styku ciało stałe–ciało stałe.

Opisane powyżej modele porowate mają zastosowanie w mechanice gruntów i skał i są oparte na założeniu cech liniowo sprężystych szkieletu gruntowego. Założenie obejmowało również odkształcalność ośrodka gruntowego, interpretowaną jako efekt przepływu cieczy lepkiej przez pory opisywanego ośrodka, powodując odkształcenie ośrodka porowatego jako funkcji czasu. Zostało to nazwane efektem konsolidacji ośrodka porowatego. Wielu badaczy (Kisiel i in., 1969) ma odmienne zdanie uważając, że można traktować grunt jako ciało jednofazowe, zakładając dla niego model reologiczny – ciało Boltzmana, a efekty odkształceń tego ciała odwzorować jako efekty pełzania.



Rys. 1. Podstawowe modele reologiczne a) ciecz Maxwella b) ciało Kelvina–Voigta  
 Fig. 1. Basic rheological models a) Maxwell liquid b) Kelvin–Voigt body

W gruncie występuje najczęściej ciecz związana siłami elektrycznymi z powierzchnią graniczną cząstek. Jeśli wskaźnikiem  $S$  oznaczmy odkształcenia i naprężenia sprężyste, a wskaźnikiem  $L$  odkształcenia i naprężenia lepkie, w przypadku dwóch najprostszych modeli reologicznych możemy określić podstawowe reguły kinematyczne i dynamiczne, rządzące odkształceniami i naprężeniami (Strzelecki i in., 2008).

Ciecz Maxwella (rys. 1a)

$$\varepsilon_{ij}^S + \varepsilon_{ij}^L = \varepsilon_{ij} \quad \text{oraz} \quad \sigma_{ij}^S = \sigma_{ij}^L = \sigma_{ij} \quad (1)$$

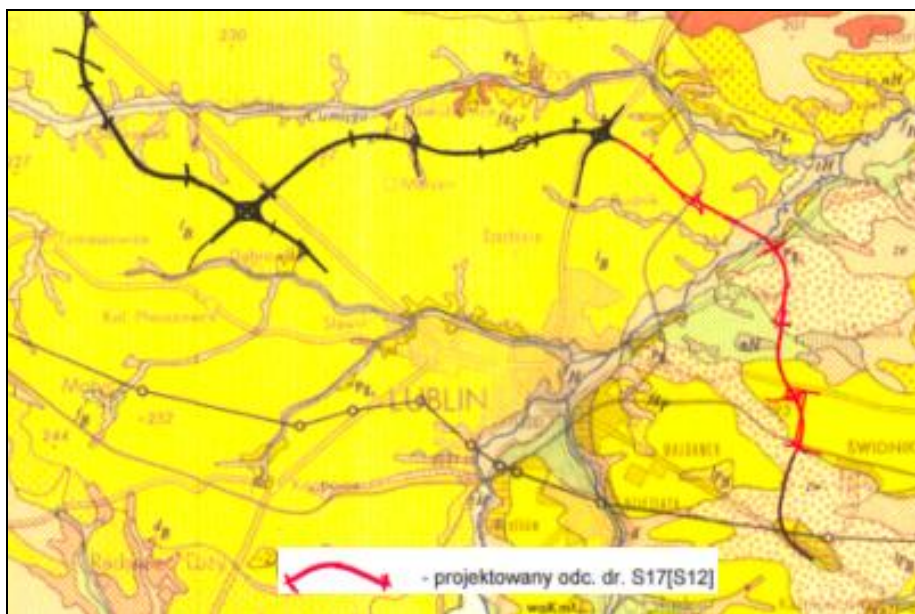
Dla ciała Kelvina–Voigta (rys. 1b)

$$\varepsilon_{ij}^S + \varepsilon_{ij}^L = \varepsilon_{ij} \quad \text{oraz} \quad \sigma_{ij}^S + \sigma_{ij}^L = \sigma_{ij} \quad (2)$$

W artykule zaproponowano przedstawienie procesu odkształcenia nawierzchni drogowej wraz z podłożem gruntowym za pomocą modelu Biota z uwzględnieniem cech reologicznych Kelvina–Voigta. Trójwymiarowy model zawiera uogólnienie równań Biota na dowolne procesy nieizotermiczne. Analizie został poddany proces przemieszczeń nawierzchni drogowej w czasie w zależności od obciążeń. Aby wskazać różnice, wynikające z uwzględnienia cech reologicznych, jako model porównawczy przedstawiono symulację deformacji dla klasycznego modelu sprężystego.

### 3. LOKALIZACJA OBIEKTU BADAŃ – ODCINKA DROGI EKSPRESOWEJ S17

Obiektem poddanym analizie był 200-metrowy odcinek drogi ekspresowej S17. Dane geologiczne udostępnione zostały przez Oddział GGDKiA w Lublinie (rys. 2).



Rys. 2. Mapa geologiczna z lokalizacją analizowanego odcinka drogi ekspresowej S17, (Projekt Prac Geologicznych, 2011)

Fig. 2. Geological map showing location of analyzed section of expressway S17, (Projekt Prac Geologicznych, 2011)

Teren, będący przedmiotem projektowanych badań, położony jest w części województwa lubelskiego, w powiecie lubelskim w granicach administracyjnych Niemce Wołka Lubelska i Lublin. Pod względem morfologicznym dokumentowany obszar obejmuje wysoczyznę plioceńską. Parametry efektywne modelu opracowano na podstawie badań własnych (Bartlewska, 2009), pozostałe parametry, w tym cieplne, zostały zaczerpnięte z literatury.



## 4. RÓWNANIA MODELU

### 4.1. CIAŁO SPRĘŻYSTE

Jeśli ciało stałe poddane działaniu zewnętrznej siły odkształca się, a po ustąpieniu tych sił powraca do wyjściowej postaci, to takie ciało jest sprężyste lub że charakteryzuje się sprężystością. Ze sprężystością związane jest prawo Hooke'a, które w najprostszym ujęciu mówi, że odkształcenie ciała jest proporcjonalne do naprężenia:

$$\varepsilon = \frac{\sigma_x}{E} \quad (3)$$

gdzie:

- $\sigma$  – naprężenie,
- $\varepsilon$  – odkształcenie,
- $E$  – moduł Younga.

Definiując odkształcenia w ciele sprężystym, mamy

$$\varepsilon_x = \frac{\partial u}{\partial x}, \quad \varepsilon_y = \frac{\partial v}{\partial y}, \quad \varepsilon_z = \frac{\partial w}{\partial z} \quad (4)$$

oraz

$$\gamma_{xz} = \frac{\partial w}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial z}, \quad \gamma_{yz} = \frac{\partial v}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial y}, \quad \gamma_{xy} = \frac{\partial w}{\partial y} + \frac{\partial z}{\partial x} \quad (5)$$

gdzie:

$\varepsilon_x \varepsilon_y \varepsilon_z$  – odkształcenia w kierunkach  $x, y, z$ .

Przechodząc od ujęcia jednowymiarowego prezentowanego w równaniu (3) do ujęcia trójwymiarowego musimy uwzględnić międzywymiarowe zależności z uwzględnieniem współczynnika Poissona:

$$\varepsilon_y = -\nu \frac{\partial x}{\partial E}, \quad \varepsilon_z = -\nu \frac{\partial x}{\partial E} \quad (6)$$

Zatem dla ciała poddanego bezpośrednim naprężeniom  $\sigma_x \sigma_y \sigma_z$  i przy zastosowaniu zasady superpozycji otrzymujemy

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \frac{\nu \cdot E}{(1 + \nu) \cdot (1 - 2\nu)} \cdot e + \frac{E}{1 + \nu} \cdot \varepsilon_x \\ \sigma_y &= \frac{\nu \cdot E}{(1 + \nu) \cdot (1 - 2\nu)} \cdot e + \frac{E}{1 + \nu} \cdot \varepsilon_y \\ \sigma_z &= \frac{\nu \cdot E}{(1 + \nu) \cdot (1 - 2\nu)} \cdot e + \frac{E}{1 + \nu} \cdot \varepsilon_z \end{aligned} \quad (7)$$

Równanie (4) stanowiło podstawę modelu bazowego przedstawiającego odkształcenia podłoża jezdni wraz z nawierzchnią przy zastosowaniu modelu sprężystego.

## 4.2. CIAŁO BIOTA

Trójwymiarową teorię porospężystości przedstawił Maurice Biot (Biot, 1935). Ma ona zastosowanie nie tylko w mechanice gruntów, lecz również w odniesieniu do wielu ośrodków porowatych. Równania matematyczne procesu konsolidacji dla ciała Biota ze szkieletem reologicznym zostały wyprowadzone w oparciu o podstawowe prawa mechaniki newtonowskiej ośrodków ciągłych i termodynamiki procesów nieodwracalnych. Równania zawierają także parametry cieplne procesu (Bartlewska-Urban i in., 2016). Na potrzeby tego artykułu przyjęto stałą temperaturę otoczenia. Wychodząc z równań ruchu fazy płynnej i stałej oraz równań ciągłości przepływu cieczy przez szkielet gruntowy, uzyskano związki konstytutywne dla ciała Biota ze szkieletem reologicznym Kelvina–Voigta dla dowolnych procesów nieizotermicznych w postaci

$$\sigma_{ij} = 2N\varepsilon_{ij} + M\varepsilon\delta_{ij} + 2NT_\alpha \dot{\varepsilon}_{ij} + (AT_b + NT_\alpha) \cdot \dot{\varepsilon} \delta_{ij} + \frac{Q}{R} \cdot \sigma \delta_{ij} + P_1(T - T_0) \cdot \delta_{ij} \quad (8)$$

$$\sigma = Q\varepsilon + RQ + d \cdot (T - T_0)$$

gdzie:

- $N$  – moduł odkształcenia postaciowego szkieletu,
- $A$  – moduł odkształcenia objętościowego szkieletu,
- $Q$  – współczynnik wpływu odkształcenia objętościowego cieczy na naprężenie w szkielecie lub odwrotnie współczynnik wpływu odkształcenia objętościowego szkieletu na naprężenie w cieczy,
- $R$  – moduł odkształcenia objętościowego cieczy wypełniającej pory ciała Biota.

Parametr  $H$  jest równy  $Q - R$ , a parametr  $M$

$$M = A - Q^2/R \quad (9)$$

Stała  $d$  wyraża się wzorem

$$d = -(3Qr^s + r^l R) \quad (10)$$

gdzie:

- $r^s$  – rozszerzalność liniowa szkieletu,
- $r^l$  – rozszerzalność objętościowa cieczy.

Współczynnik  $P_1$  określa się

$$P_1 = -T(3Kr^s + Qr^l)/\lambda \quad (11)$$

gdzie:

- $\lambda$  – współczynnik przepuszczalności cieplnej gruntu

$$T_a = \eta^s/N \quad i \quad T_b = \lambda^s/A \quad (12)$$

gdzie:

- $T_a, T_b$  – oznaczają parametry szkieletu,  
 $\eta^s$  – lepkość postaciowa szkieletu gruntowego,  
 $\lambda^s$  – lepkość objętościowa szkieletu gruntowego.

Układ równań liniowej konsolidacji dla ciała Biota ze szkieletem reologicznym Kelvina–Voigta składa się z pięciu równań różniczkowych: równania przemieszczeń szkieletu i funkcji naprężenia w cieczy  $\sigma$ , równania przepływu filtracyjnego i równania przewodnictwa ciepłego

$$N\Psi_k \nabla^2 u_i + (A\Psi_L - \frac{Q^2}{R} + N\Psi_k) \varepsilon_{,i} + \frac{H}{R} \sigma_{,i} - \rho g \delta_{i3} = P_1 T_{,i}$$

$$\frac{kR}{f_o^2 \bar{\rho} g} \nabla^2 \sigma = T_0 [\dot{\sigma} - H \dot{\varepsilon} + P_4 \dot{T}] \quad (13)$$

$$\lambda \nabla^2 T = T_0 [P_2 \dot{\varepsilon} - P_3 \dot{\sigma} + P_5 \dot{T}]$$

gdzie:

- $k$  – współczynnik filtracji płynu przez ośrodek porowaty,  
 $g$  – przyspieszenie ziemskie,

$$\Psi_k = 1 + T_a \frac{\partial}{\partial t} \quad \Psi_L = 1 + T_b \frac{\partial}{\partial t} \quad \text{– operatory różniczkowe,}$$

a współczynniki  $P_2$ – $P_5$  określane są zależnościami

$$P_2 = 3r^s \left( K - \frac{HQ}{R} \right) - Rr^l \quad P_3 = 3r^s \frac{Q}{R} + r^l \quad P_4 = RP_3$$

$$P_5 = \frac{(3Qr^s + r^l R)^2}{R} + \frac{(\bar{\rho}_s + \bar{\rho}_w) c_v}{T} \quad (14)$$

gdzie:

- $c_v$  – oznacza ciepło właściwe przy stałej objętości.

Przedstawiony powyżej układ równań jest punktem wyjścia rozwiązywanego w pracy zagadnienia.

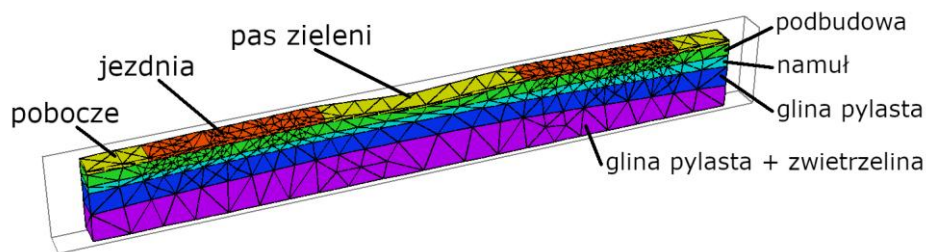
## 5. BUDOWA TRÓJWYMIAROWEGO NUMERYCZNEGO MODELU KONSOLIDACJI DROGI EKSPRESOWEJ S17

W oparciu o przedstawione równania (4) i (13) każdorazowo utworzono trójwymiarowy model ośrodka. Obliczenia wykonano metodą elementów skończonych, wykorzystując do obliczeń program Flex PDE v. 6 Professional. Celem wygenerowania modelu numerycznego konsolidacji 3D dla nawierzchni drogi i terenu rodzimego w oparciu o model analityczny Biota ze szkieletem reologicznym Kelvina–Voigta, użyto parametrów fizycznych i wytrzymałościowych, a także cieplnych uzyskanych

na podstawie literatury. Do kalibracji (celem uzyskania parametrów efektywnych modelu Biota ze szkieletem Kelvina–Voigta) zastosowano metody statystyczne (Bartlewska-Urban i in., 2015). Geologia i geometria terenu została zaczerpnięta z dokumentacji geologicznej projektowanego odcinka drogi ekspresowej S17. W przypadku modelu sprężystego wykorzystana została ta sama geometria i geologia, a parametry zostały przyjęte na podstawie normy PN-81/03020.

### 5.1. GEOMETRIA OBSZARU

Cały obszar podlegający symulacji komputerowej procesu konsolidacji składa się z trzech warstw geologicznych (głina pylasta, glina pylasta + zwierzelina oraz namuł) sięgających głębokości około 3 m oraz dwóch warstw nawierzchni (podbudowa i asfalt) strukturalnych, stanowiących omawianą drogę. Jezdnie drogi ekspresowej są oddzielone pasem zieleni. Obszar symulacji obejmuje również pobocza drogi. W celu budowy modelu procesu konsolidacji, który w najlepszy sposób odzwierciedlałby warunki rzeczywiste panujące na drodze, pierwszym krokiem jest dokładna analiza danych dotyczących geometrii badanego obszaru. Takimi danymi w przypadku zagadnień geologicznych jest przestrzenne odwzorowanie warstw geologicznych i ewentualnych zaburzeń. Należy podkreślić, że w praktyce inżynierskiej dominuje uproszczone odwzorowanie geologii w postaci przekroju geoinżynierskiego. Rozwiązanie to pozwala jednak tylko na jedno- i dwuwymiarową symulację różnych procesów. Natomiast przestrzenne odwzorowanie geometrii obszaru daje możliwość na przeprowadzenie trójwymiarowych analiz i obliczeń numerycznych, tj. zbliżenie się w symulacji do warunków rzeczywistych. Technika ta umożliwia dostarczenie niezbędnych danych geometrycznych, a także prezentację i porównanie wyników analiz w przestrzeni badanego obszaru (Bartlewska-Urban i in., 2015). Widok geometrii podłoża i drogi przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Wygenerowana siatka elementów skończonych oraz wyodrębnione regiony dla całego przekroju  
Fig. 3. Generated finite element mesh and domain regions

## 5.2. WARUNKI PROWADZENIA SYMULACJI

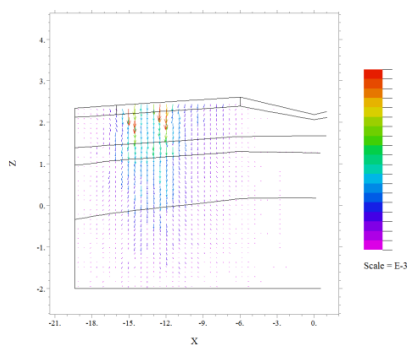
Symulację przeprowadzono dla odcinka 200 m istniejącej autostrady, zakładając stałe warunki gruntowe na przyjętym odcinku oraz równomierny rozkład naprężeń wzdłuż drogi. Z uwagi na różnice w występujących warstwach w przekroju drogi, obszar podzielono na 5 subregionów (2 pobocza, 2 jezdnie i pas zieleni). Łącznie powstało w ten sposób 25 podobszarów. Początkową siatkę elementów skończonych na podstawie danych geologicznych dla obu modeli przedstawiono na rysunku 2.

Obserwowano przemieszczenia poszczególnych warstw gruntu rodzimego oraz nawierzchni budujących drogę pod działaniem obciążenia własnego. Uwzględniono także obciążenie spowodowane przez ruch samochodowy poprzez zastosowanie obciążenia pasmowego, imitującego jazdę kół samochodów osobowych (pasy wewnętrzne) oraz tirów (pasy zewnętrzne). Dla tira przyjęto łączną szerokość opon wynoszącą 1,2 m oraz obciążenie  $8,88 \text{ KN/m}^2$ ; dla samochodu osobowego odpowiednio 0,3 m i  $3,35 \text{ KN/m}^2$ . Założono czas trwania eksperymentu 30 lat, co przy przyjętych parametrach reologicznych oznacza osiągnięcie stanu ustalonego. Wyniki przedstawiono dla końca symulacji. Na górnej powierzchni próbki składowe poziome wektora przemieszczenia szkieletu przyjęto równe zero. Dla modelu Biota przyjęto ponadto stałą temperaturę otoczenia, wartość ciśnienia wody na górnej powierzchni równą ciśnieniu atmosferycznemu, dolną powierzchnię badanego obszaru jako przepuszczalną dla ciepła i o temperaturze  $T = 20^\circ\text{C}$ , natomiast boki i góra obszaru drogi wraz z gruntem rodzimym określono jako izolowane.

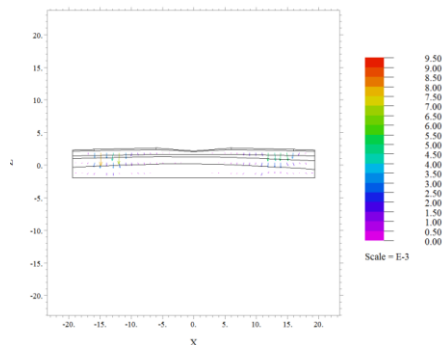
## 6. WYNIKI OBLICZEŃ NUMERYCZNYCH DLA PROCESU ODKSZTAŁCENIA

System Flex PDE posiada moduł automatycznego generowania siatki elementów skończonych modyfikowanej w trakcie obliczeń w taki sposób, aby narzucona dokładność obliczeń na każdym etapie obliczeń była spełniona. Podobnie automatycznej adaptacji w trakcie obliczeń stanów nieustalonych podlega krok symulacji. Przedstawiono rozkład elementów skończonych w początkowej fazie obliczeń (rys. 3).

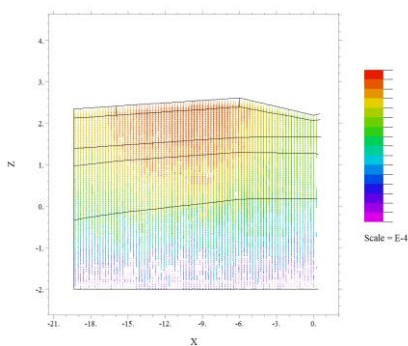
Rysunki 4a–5b przedstawiają rozkład wektorów przemieszczeń dla modelu sprężystego (4a i 4b) oraz modelu Biota ze szkieletem reologicznym (5a i 5b). W obu przypadkach obserwujemy największe odkształcenia w centralnej części jezdni – zatem tam gdzie spodziewamy się najsilniejszych oddziaływań zewnętrznych. Również kierunek rozchodzenia się wektorów jest zgodny z przewidywaniami. Rysunki 6a–7b potwierdzają występowanie największych naprężeń w obszarach obciążanych ruchem samochodów ciężarowych, przy czym dla modelu Biota propagacja naprężeń (oraz związane z nimi odkształcenia) jest bardziej rozproszona i rozkład jest bardziej równomierny, nawet w wierzchniej warstwie asfaltu.



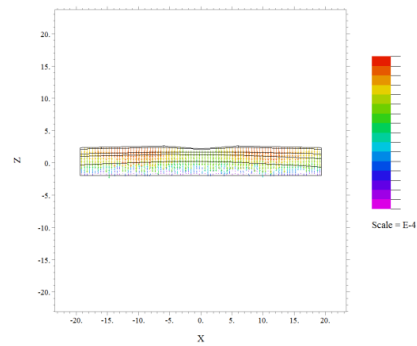
Rys. 4a. Wektory przemieszczeń połowy przekroju dla modelu sprężystego  
Fig. 4a. Displacement vectors for half cross-section for the elastic model



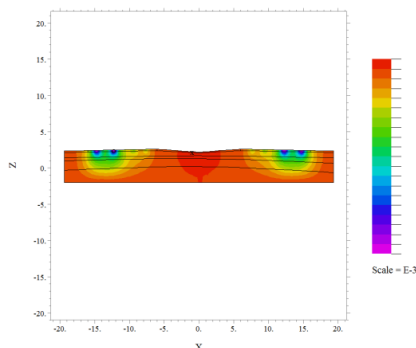
Rys. 4b. Wektory przemieszczeń przekroju dla modelu sprężystego  
Fig. 4b. Displacement vectors for the cross section for the elastic model



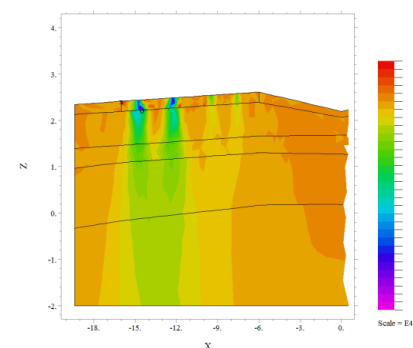
Rys. 5a. Wektory przemieszczeń połowy przekroju dla modelu Biot z szkieletem Kelvina-Voigta  
Fig. 5a. Displacement vectors for the Biot model with the Kelvin-Voigt skeleton



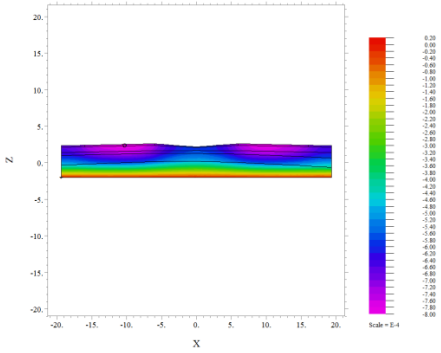
Rys. 5b. Wektory przemieszczeń połowy przekroju dla modelu Biot z szkieletem Kelvina-Voigta  
Fig. 5b. Displacement vectors for the Biot model with the Kelvin-Voigt skeleton



Rys. 6a. Przemieszczenia pionowe całego przekroju dla modelu sprężystego  
Fig. 6a. Vertical displacements for the whole section for the elastic model

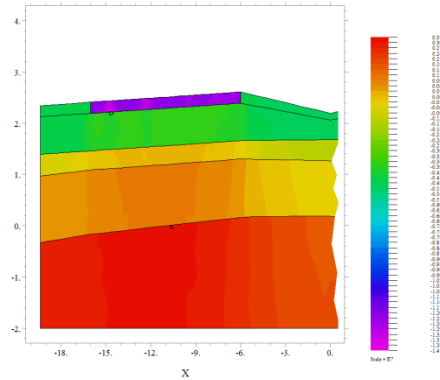


Rys. 6b. Naprężenia pionowe w płaszczyźnie  $xz$  dla modelu sprężystego  
Fig. 6b. Vertical stresses in the  $xz$  plane for the elastic model



Rys. 7a. Przemieszczenia pionowe całego przekroju dla modelu Biota ze szkieletem Kelvina–Voigta

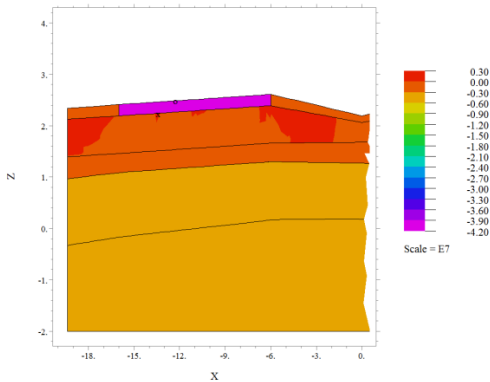
Fig. 7a. Vertical displacements for the entire cross-section for the Biot model with the Kelvin–Voigt skeleton



Rys. 7b. Naprężenia pionowe dla modelu Biota ze szkieletem Kelvina–Voigta

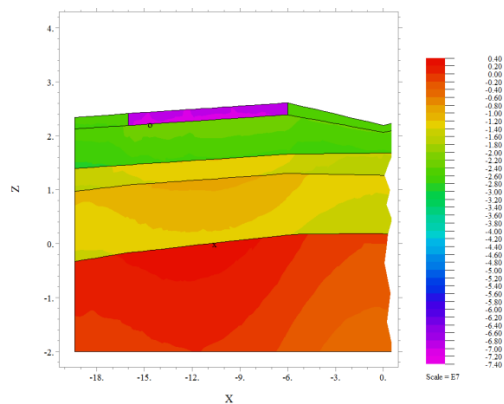
Fig. 7b. Vertical stresses for the Biot model with the Kelvin–Voigt skeleton

Potencjał Druckera–Pragera (rys. 8 i 9) przedstawia obszary o potencjalnej możliwości utraty stateczności tam gdzie przybiera wartości dodatnie, dla modelu sprężystego niewielkie wartości dodatnie występują w okolicach skarp, (zgodnie z oczekiwaniami), natomiast dla modelu Biota w spodniej warstwie gruntu macierzystego, co jest z kolei uzasadnione znacznie gorszymi parametrami wytrzymałościowymi tego obszaru.



Rys. 8. Potencjał Druckera–Pragera dla modelu sprężystego

Fig. 8. Drucker–Prager potential for the elastic model



Rys. 9. Potencjał Druckera–Pragera dla modelu Biota ze szkieletem Kelvina–Voigta

Fig. 9. Drucker–Prager potential for the Biot model with the Kelvin–Voigt skeleton

## 7. WNIOSKI

Eksploracja dróg skupia w sobie zagadnienia związane z zarządzaniem drogami, ich utrzymaniem, remontami niezbędnymi z uwagi na zużycie dróg, a także przebudową, konieczną w przypadku rosnącego ruchu drogowego. Nie tylko budowa dróg, ale i ich utrzymanie staje się jednym z istotniejszych zagadnień gospodarczo-technicznych w skali państwa, wymagających zarówno dużej wiedzy fachowej, jak i coraz większych nakładów finansowych.

W pracy przedstawiono wyniki obliczeń numerycznych nad wpływem obciążeń własnych i zewnętrznych na proces odkształceń ośrodka dwufazowego opisanego równaniami konsolidacji Biot z szkieletem reologicznym Kelvina–Voigta na przykładzie wycinka autostrady z uwzględnieniem ukształtowania gruntu rodzimego, stanowiącego podłoże dla intensywnie użytkowanej drogi. Rozwiązanie numeryczne zakładało analizę przemieszczeń poszczególnych warstw nawierzchni drogowej i gruntu rodzimego, poddanych działaniu obciążenia własnego oraz zewnętrznego. Autorka przedstawia model trójwymiarowy jednocześnie rozbudowany o obciążenie dynamiczne modelowanego obszaru. Założono czas trwania eksperymentu 30 lat, lecz do celów porównawczych przedstawiono końcowy efekt konsolidacji.

Otrzymane wyniki przemieszczeń w gruncie rodzimym i na powierzchni modelowanej drogi wskazują deformacje zgodne z przewidywaniami największe w części jezdni obciążonej ruchem ciężarowym dla obu prezentowanych modeli. Różnice występują w charakterze propagacji naprężeń w przekroju poprzecznym oraz związanych z tym przemieszczeń pionowych i miejsc występowania potencjalnych stref uplastycznienia. Model Biot wydaje się lepiej oddawać charakter rozproszenia naprężeń, wynikający z konstrukcji podbudowy nawierzchni, natomiast model sprężysty wydaje się lepiej wskazywać potencjalne strefy uplastycznienia. Kolejne etapy badań przewidują w związku z tym budowę kolejnych modeli trójwymiarowych oraz porównanie wyników z dostępnymi wynikami badań terenowych.

## LITERATURA

- BARTLEWSKA-URBAN M., STRZELECKI T., 2008, *One-dimensional consolidation of the porous medium with the rheological Kelvin-Voigt skeleton*, *Studia Geotechnica et Mechanica*. 2008, Vol. 30, nr 1/2, 115–122.
- BARTLEWSKA M., 2009, *Określenie parametrów efektywnych modeli reologicznych gruntów spójnych*, Praca doktorska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr.
- BARTLEWSKA-URBAN M., STRZELECKI T., URBAN R., 2015, *Determination of effective parameters of Biot model with the Kelvin-Voight rheological skeleton*, *Archives of Civil and Mechanical Engineering*, 2015, Vol. 15, No. 4, 1173–1179.
- BARTLEWSKA-URBAN M., ZOMBROŃ M., STRZELECKI T., 2016, *Numerical analysis of road pavement thermal deformability, based on Biot viscoelastic model of porous medium*, *Studia Geotechnica et Mechanica*, Vol. 38, No. 1, 15–22.



- BIOT, M.A., 1935, *Le probleme de la consolidation des matieres argileuses sous une charge*, An. Soc. Sc. de Brux., ser. B, Vol. 55, 110–113.
- BIOT M.A., 1941, *General theory of three-dimensional consolidation*, J. Appl. Phys., No 12, 155.
- BIOT, M.A., 1955, *Theory of elasticity and consolidation for a porous anisotropic solid*, J. Appl. Phys., No. 26, 182.
- BIOT M.A., 1956, *General Solutions of the Equations of Elasticity and Consolidation of a Porous Material*, J. Appl. Mech., 23.
- KISIEL I., LYSIK B., 1966, *Zarys reologii gruntów. Działanie obciążenia statycznego na grunt*, Wyd. Arkady, Warszawa.
- KISIEL I., DMITRUK S., LYSIK B., 1969, *Zarys reologii gruntów. Nośność i stateczność gruntów*, Wyd. Arkady, Warszawa.
- KISIEL I., 1982, *Reologiczne równania stanu ośrodków quasiliniowych*, Polska Akademia Nauk, Oddz. we Wrocławiu.
- PN-B-03020:1981 *Gruntły Budowlane. Posadowienie bezpośrednie budowli. Projekt prac geologicznych*, 2011, Usługi Geologiczne Tadeusz Śłoński.
- STRZELECKI T., KOSTECKI S., ŻAK S., 2008, *Modelowanie przepływów przez ośrodki porowate*, Dolnośląskie Wydawnictwo Edukacyjne, Wrocław.

#### NUMERICAL ANALYSIS OF ROAD SURFACE

The concept of a safe, sustainable and good road surface consists of many different types of issues. The road can be treated as a communication route or as a structural system constituting a building. Safety and durability of engineering structures depends on the service life of building components and elements, but also to a large extent on boundary loads. The occurrence of signs of limited road usefulness may have causes resulting directly from the provisions regulating the structure itself, but it should be emphasized that an important aspect is also the method of calculating the multilayer system also covering the ground subgrade of land surface. It should be emphasized that the catalog of pavement constructions or the corresponding technological specifications do not allow „designing pavement durability” because they do not present the relevant parameters of the pavement and substrate components resulting from the adopted rheological models. They do not include the liquid or gas phase in the pores of the medium and the dynamic effects of road loading. The paper presents one aspect of the impact of external factors on road pavement deformations. The presented numerical analysis of deformability contains information about road strength in terms of its geostatic and external loading. The presented deformation results for the elastic and viscoelastic models show differences in the approach to the problem with or without taking into account the rheological properties of the material.



## WPŁYW PROCESÓW WIETRZENIOWYCH NA DESTRUKCJĘ BAZALTÓW

### 1. WSTĘP

Bazalt jest skałą magmową, wylewną, zasadową o strukturze drobnokrystalicznej lub afanitowej (skrytokrystalicznej), a czasami porfirowatej, w której w afanitowym cieście skalnym znajdują się większe kryształy, najczęściej oliwinów, rzadziej piroksenów. Skała ma barwę od czarnej do ciemnoszarej, a czasem brunatnoszarą lub zielonoszarą. Na diagramie klasyfikacyjnym QAPF (rys. 1) dla skał wylewnych zajmuje pola 9 i 10.

Wśród głównych składników skał bazaltowych można wymienić skalenie alkaliczne oraz plagioklasy, pirokseny (głównie z grupy klinopirkosenów), oliwiny, szkliwo wulkaniczne. W składzie mogą pojawiać się również amfibole, melielit, łuszczyki, minerały z grupy skaleniowców (np. leucyt, nefelin), a czasem również kwarc, trydymit lub krystobalit. Ksenolity najczęściej tworzą oliwiny i pirokseny. Ważnym składnikiem bazaltów jest też szkliwo wulkaniczne.

Procesy wietrzeniowe w bazaltach są powszechne, podobnie jak w przypadku innych skał. Jednak, aby doprowadziły one do destrukcji skały, muszą wystąpić ku temu sprzyjające warunki. W artykule przedstawione zostały procesy i przemiany mineralogiczne, które towarzyszą wietrzeniu skał bazaltowych.

### 2. PROCESY WIETRZENIOWE

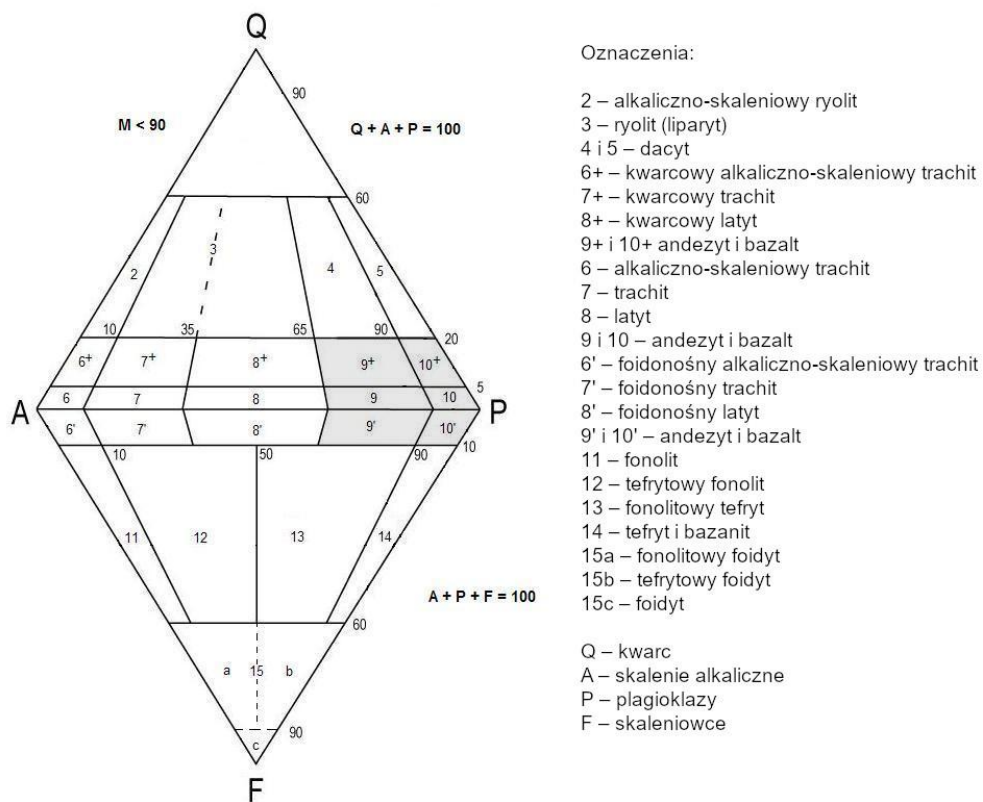
#### 2.1. SEKWENCJA WIETRZENIOWA

Sekwencja wietrzeniowa w bazaltach następuje w kolejności (Eggleton i in., 1987):

*szkliwo wulkaniczne*  $\approx$  *oliwin*  $\Rightarrow$  *plagioklaz*  $\approx$  *piroksen*  $\Rightarrow$  *tlenki żelaza i tytanu*.

Oznacza to, że szkliwo oraz oliwiny najszybciej ulegają procesom wietrzenia, kolejne są plagioklasy i pirokseny, a jako ostatnie z tej grupy – tlenki żelaza i tytanu. Podobną sekwencję przedstawili Nesbitt i Wilson w 1992 r. (Babeschuk i in., 2014). Procesy wietrzeniowe uruchamiają w minerałach pierwiastki mobilne, do których zaliczamy magnez, wapń, sód i ewentualnie potas. Natomiast za pierwiastki „w miarę stałe” uznaje się glin, żelazo i krzem, często również tytan. Dlatego do oceny stopnia

wietrzenia wykorzystuje się porównanie zawartości glinu do „ruchomych” (Ca, Na, K i Mg). Z żelazem jest bardziej skomplikowana sytuacja, ponieważ pierwiastek ten dość łatwo bierze udział w reakcjach utleniająco–redukujących (Babechuk i in., 2014). Najczęściej w procesach hydratacji zostaje utleniony i przechodzi z FeO do Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Ważnym i często odnotowywanym procesem związanym z wietrzeniem bazaltów jest wzrost zawartości wody w strukturze niektórych minerałów.



Rys. 1. Klasyfikacja QAPF dla skał magmowych wylewnych  
Fig. 1. QAPF classification for extrusive igneous rocks

Szklivo wulkaniczne, jak pokazuje sekwencja według (Eggelton i in., 1987), w procesach wietrzeniowych dość szybko ulega przemianom. Przyczyną tego jest termodynamiczna niestabilność szklivo wulkanicznego. Hydratacja i kontaminacja powoduje, że niektóre składniki koncentrują się w inkluzjach. Następnie mogą pojawiać się minerały wtórne (autogeniczne) z takich roztworów. Ponadto samo szklivo może ulegać przemianom związanym z wpływem roztworów. Wietrzenie szklivo

wulkanicznego i innych składników bazaltów może być spowodowane przez wiele czynników (Fischer&Schmincke, 1984).

## 2.2. MINERAŁY WIETRZENIOWE

Wśród najpowszechniejszych produktów wietrzenia należy wymienić minerały z grupy zeolitów, minerały ilaste oraz tlenki i wodorotlenki żelaza i/lub tytanu. Mogą również pojawiać się minerały z grupy serpentynów.

Zeolity jako produkty przemian, obok minerałów z grupy smektytu (minerały ilaste), są najczęstszymi minerałami wtórnymi. Zeolity są uwodnionymi alkalicznymi glinokrzemianami o budowie szkieletowej, umożliwiającej wbudowanie cząsteczek wody. Jest to bardzo szeroka grupa minerałów, której wzór można zapisać w postaci



w którym w miejscu:

- X – mogą występować atomy Na lub K,
- Y – mogą występować atomy Ca, Sr, Ba lub Mg,
- Z – mogą występować atomy Al i Si.

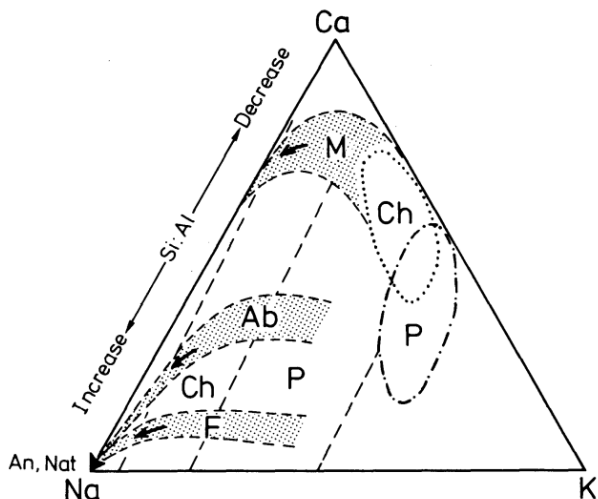
Struktura umożliwia wbudowywanie wody, ale również kationów, które mogą być łatwo usuwane lub wymieniane w odpowiednich warunkach baz niszczenia struktury glinokrzemianu. Charakterystycznymi minerałami, występującymi w skałach piroklastycznych, należącymi do grupy zeolitów są: filipsyt, klinoptilolit, heulandyt, analcym i in. (rys. 2).

Filipsyt jest najczęściej występującym minerałem w tuffach i może zawierać wrostki tlenków żelaza i smektytu. Tworzy kryształy najczęściej poniżej 250 μm długości, tworzące skupiska sferyczne. Skład filipsytu jest silnie związany ze skałą macierzystą i kompozycją roztworów. Na przykład stosunek Si/Al w filipsycie w maficznych skałach magmowych zmienia się od 1,1 do 2,4, w osadach morskich od 2,3 do 2,8, a w alkalicznych osadach solnych 2,6 do 3,4. Minerał może zawierać atomy Ba (minerał harmotom zawiera Ba jako główny składnik), który zastępuje Ca. Wapń jest popularny w środowiskach lądowych, ale występuje w mniejszych ilościach w osadach morskich. W takich przypadkach jest głównie zastępowany przez K.

Klinoptilolite jest najbardziej popularnym minerałem z grupy zeolitów w osadach oceanicznych. Proporcje Si/Al w składzie chemicznym minerału wynoszą 4,2–5,2. W odróżnieniu od filipsytu, rzadko zawiera wrostki i inkluzje, prawdopodobnie ze względu na powolny wzrost kryształów. Wielkość kryształów – najczęściej o wielkości poniżej 45 μm. Nie zawsze występuje jako produkt wietrzenia szkliwa wulkanicznego (Fischer&Schmincke, 1984).

Analcym jest wysokosodowym zeolitem, o kryształach o średnicy do 50 μm lub jako naskorupienia. Stosunek Si/Al dla minerału powstałego z nefelinu jest < 2,0, a w tuffach krzemionkowych może osiągać 2,0–2,9. Analcym jest trzecim najpopularniejszym zeolitem powstałym ze szkliwa wulkanicznego, występującym w wysokowap-

niowych wulkanicznych osadach, gdzie zastępuje wcześniejsze alkaliczne zeolity. Współwystępuje ze szkliwem wulkanicznym i filipsytem, często w pustkach (Fischer i Schmincke, 1984). Innymi często pojawiającymi się zeolitami są chabazyt i natrolit. W tufach mogą się równie pojawić opal i węglany. Genetycznie są jednak młodsze.



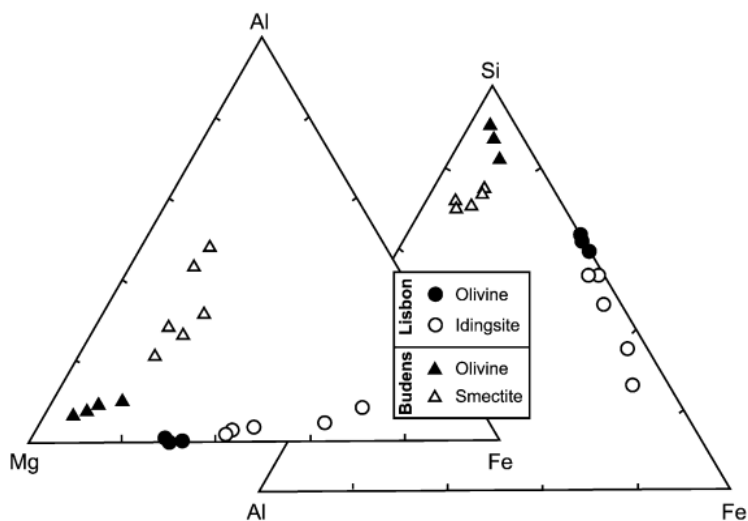
Rys. 2. Zależności w składzie chemicznym zeolitów od składu chemicznego szkliwa, z którego powstały. F – tuf felzytowy, Ab – bazalt alkaliczny, M – nefelin melilitowy, Ch – pole chabazytu (obszar kropkowany), P – pole filipsytu (obszar linia przerywana/kropkowana), pole chabazytu i filipsytu – linia przerywana; skrajne człony: An – analcym, Nat – natrolit, Ch – chabazyt, Ph – filipsyt (Fischer&Schmincke, 1984)  
 Fig. 2. Dependence of trend of chemical composition of zeolites on chemical composition of precursor glass. F – Felsitic tuff; Ab – alkali basalts; M – melilite nepheline; Ch – main fields of chabazite and phillipsite between dashed lines, Chabazite (dotted) and phillipsite (dash-dotted); fields: An – analcime; Nat – natrolite; Ch – chabazite; Ph – phillipsite (Fischer&Schmincke, 1984)

Kolejną grupą minerałów, często pojawiających się w skałach bazaltowych podczas wietrzenia są minerały ilaste (Prudêncio i in., 2002). Są charakterystyczne dla zaawansowanych procesów wietrzeniowych. Wśród nich można spotkać: smektyt, kaolinit, pałygorskit oraz illit. Są to minerały mieszano-pakietowe, które podobnie jak zeolit wbudowują w swoją strukturę cząsteczki wody (na innych zasadach).

Kolejny minerał, pałygorskit jest uwodnionym krzemianem glinu i magnezu o dużych właściwościach sorpcyjnych. Często łączony jest z procesami hydrotermalnymi. Illit natomiast jest glinokrzemianem potasu. Bardzo powszechnie występuje, a w skałach bazaltowych powstaje jako produkt wietrzenia skałeni alkalicznych. Może zawierać domieszki żelaza.

Minerały z grupy smetytów są to glinokrzemiany magnezu, żelaza, wapnia i sodu. Mogą powstawać jako produkty wietrzenia skałeni i piroksenów. Kaolinit – minerał (grupa), który w stanie czystym jest alkalicznym krzemianem glinu. Powstaje najczęściej jako produkt wietrzenia skałeni.

Kolejnym produktem wietrzenia skał bazaltowych, bogatych w oliwiny, jest iddyngsyt. Jego przynależność jest dyskusyjna. Jest uważany za mieszaninę minerałów tlenków i wodorotlenków żelaza (goethytu i hematytu) oraz minerałów ilastych lub za minerał blaszkowy, który tworzy pseudomorfozy po oliwinie i jest formą przejściową do tlenków i wodorotlenków żelaza oraz minerałów ilastych. Jako minerał jest żelazową odmianą antigorytu (minerału z grupy serpentynów) o trudnej do scharakteryzowania strukturze w związku z tym, że cały czas jest w trakcie przemian postępujących w procesie wietrzenia oliwinów. W trakcie przemiany obserwuje się spadek zawartości Mg i Si oraz wzrost Fe (rys. 3).



Rys. 3. Diagramy wietrzenia oliwinów (Prudêncio i in., 2002)

Fig. 3. Weathering olivines diagram (Prudêncio et al., 2002)

### 2.3. MINERAŁY WIETRZENIOWE W KRAJOWYCH BAZALTACH

W krajowych złożach bazaltów spotyka się różne produkty procesów wietrzeniowych. Dość powszechne w bazaltach poddanych procesom wietrzenia są minerały ilaste, jak smektyt, kaolinit czy illit. Często można znaleźć również zeolity. Najpowszechniej spotykanym reprezentantem tej grupy minerałów jest najprawdopodobniej analcym. W złożach obfitujących w ksenolity oliwinowe na powierzchniach skał i w strefach eksponowanych na warunki erozyjne można zaobserwować charakterystyczne dla procesu iddyngsytyzacji rdzawopomarańczowe obwódki wokół oliwinów. Iddyngsyt stopniowo zastępuje pierwotny oliwin, aż do całkowitego podstawienia pierwotnego minerału.

### 3. LATERYTYZACJA

Termin „laterytyzacja” pochodzi z historycznej dyskusji na temat pochodzenia „duricrust” tzn. wietrzeniowej, stwardniałej pokrywy niewielkiej miąższości powstającej w różnych procesach *in situ*. Ale właściwie powinna być stosowana do wietrzenia chemicznego w klimacie gorącym i wilgotnym, polegającego na odprowadzeniu krzemionki ze skał, co prowadzi do powstawania tlenków i wodorotlenków glinu oraz tlenków i wodorotlenków żelaza (gibbsyt, getyt, hematyt). W warunkach strefy klimatu umiarkowanego ciepłego przejściowego, w jakim znajduje się Polska, laterytyzacja nie jest spotykana.

### 4. INDEKS WIETRZENIOWY

Indeks przedstawiony na rysunku 4 i 5 *Chemical index of alteration (CIA)* opisany został przez Babechuk’a i in. (2014). Chemiczny wskaźnik wietrzenia *CIA* opiera się o analizę zawartości pierwiastków mobilnych do niemobilnych (diagram A–CN–K). Silną stroną tego wskaźnika jest uniwersalność. Może być stosowany do różnych minerałów i rodzajów skał. Wektor wietrzenia w skaleniach układa się równoległe do osi A–CN ( $\text{Al}_2\text{O}_3 - \text{CaO} + \text{Na}_2\text{O}$ ), a dokładny kierunek jest zależny od proporcji plagioklazów i skaleni alkalicznych.

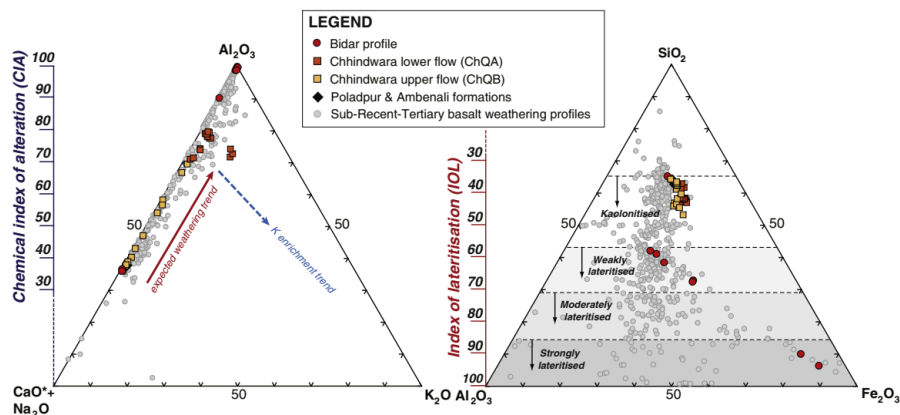
W większości skał magmowych *CIA* wynosi 35–50, a skały wylewne zawierają się w okolicach niższych wartości tego przedziału. Podczas wietrzenia chemicznego wartość *CIA* wzrasta. Jest to związane ze spadkiem zawartości pierwiastków mobilnych, w porównaniu z pierwiastkami niemobilnymi. Przykładem mogą być skalenie (plagioklasy), w których uwalniane są atomy wapnia, sodu i potasu w stosunku do glinu. Wartość *CIA* dla minerałów pierwotnych, jak skalenie i pirokseny wynosi 50 i mniej. Dla minerałów warstwowych, powstałych po uwolnieniu atomów pierwiastków mobilnych i związaniu wody, wynoszą 70–85 (illit, smektyt) do 100 (kaolinit).

W przykładowym złożu bazaltowym Chhindwara na Półwyspie Indyjskim otrzymano wartości *CIA* od 35 dla skał niezwiertziałych do 80 dla ich najbardziej zmienionych odmian. Jednak wartości te mogą jeszcze wzrosnąć, ponieważ zaobserwowano, że proces kaolinizacji jeszcze nie został zakończony i dalsza ucieczka pierwiastków mobilnych (Ca, Na i część K) może spowodować wzrost wartości *CIA* do ponad 90. Badania próbek bazaltów z Chin i Tajwanu uzyskują wartości 44–91 dla różnych złóż i potwierdzają skuteczność tego wskaźnika (Shao i in., 2012).

Wskaźnik *CIA* jest nieskuteczny do określania zmian podczas zaawansowanych etapów wietrzenia, ponieważ wiąże się one z dominującym procesem odprowadzania atomów krzemu, a pierwiastek ten nie jest uwzględniany w obliczaniu *CIA*. Jednak



indeks ten jest wskazany do oceny wietrzenia skałeni, które są najliczniej reprezentowaną grupą minerałów nie tylko w skałach bazaltowych, ale we wszystkich skałach występujących w skorupie ziemskiej wskaźnik ten jest powszechnie stosowany (Ohta&Arai, 2007).



Rys. 4. Wskaźniki wietrzeniowe bazaltów; CIA po lewej i IOL po prawej (Babechuk i in., 2014)

Fig. 4. Indexes of alteration for basalts; CIA on the left side and IOL on the right side (Babechuk et al., 2014)

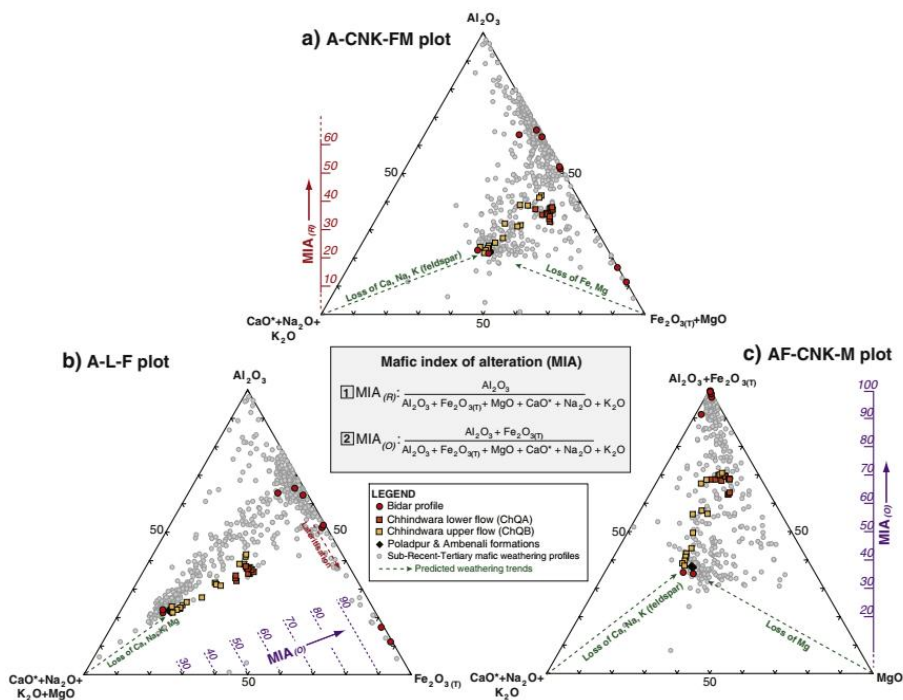
*Mafic index of alteration* – MIA, to rodzaj wskaźnika wietrzenia zaproponowany przez Babechuk’a i in. (2014), uwzględniającego pierwiastki magnez i żelazo jako charakterystyczne dla skał maficznych. Wiele minerałów skał maficznych, jak pirokseny, oliwiny, w trakcie wietrzenia tracą magnez. W odróżnieniu od magnezu, zachowanie żelaza zależy od środowiska w jakim postępuje proces. W środowiskach redukujących żelazo może być uruchamiane i usuwane z układu, jednak warunkach utleniających żelazo zwykle pozostaje i jest utleniane do trójwartościowego, tworząc tlenki. Gdy proces postępuje w środowisku utleniającym i żelazo uznawane jest za niemobilne razem z glinem – wartość MIA może zostać obliczona ze wzoru

$$MIA_{(O)} = 100 \times [(Al_2O_3 + Fe_2O_{3(T)}) / (Al_2O_3 + Fe_2O_{3(T)} + MgO + CaO + Na_2O + K_2O)] \quad (2)$$

Natomiast gdy środowisko wietrzeniowe ma charakter redukujący, wartość MIA można obliczyć ze wzoru

$$MIA_{(R)} = 100 \times [Al_2O_3 / (Al_2O_3 + Fe_2O_{3(T)} + MgO + CaO + Na_2O + K_2O)] \quad (3)$$

Wskaźniki liczone są w wartościach molowych. W obu przypadkach wzrost wskaźnika MIA oznacza bardziej zwietrzałą skałę. Wartość MIA wynosząca 100 oznacza całkowite usunięcie z układów atomów pierwiastków mobilnych.



Rys. 5. Wskaźniki wietrzeniowe skał maficznych (Babechuk i in., 2014)

Fig. 5. Mafic rocks indexes of alteration (babechuk et al., 2014)

## 5. PODSUMOWANIE

Skały bazaltowe, jako produkt bardzo szybkiej krystalizacji lawy na powierzchni Ziemi, mają charakter dość niestabilny, co przy sprzyjających warunkach prowadzi do różnego rodzaju przemian wietrzeniowych: chemicznych, mineralogicznych, teksturalnych. Przemiany te przy bardzo niekorzystnych warunkach mogą prowadzić do osłabienia struktury skały. Taki proces dotyczy przede wszystkim tych partii masywów bazaltowych, w których procesy wietrzeniowe mają sprzyjające warunki, np. materiał piroklastyczny. Proces wietrzenia przebiega zgodnie z sekwencją

*szkliwo wulkaniczne*  $\approx$  *oliwin*  $\Rightarrow$  *plagioklaz*  $\approx$  *piroksen*  $\Rightarrow$  *tlenki żelaza i tytanu*

i może prowadzić do pojawienia się takich minerałów jak: zeolity, minerały ilaste, serpentyny, iddingsyty oraz tlenki i wodorotlenki żelaza i/lub tytanu. Na szybkość procesów wietrzeniowych ma wpływ wiele czynników, a wśród nich: klimat, temperatura (wysokość, zmienność), tektonika masywu, migracja oraz skład i pH roztworów.

## LITERATURA

- BABECHUK M.G., WIDDOWSON M., KAMBER B.S., 2014, *Quantifying chemical weathering intensity and trace element release from two contrasting basalt profiles, Deccan Traps, India*, Elsevier, Chemical Geology, 363, 56–76.
- EGGLETON R.A., FOUFOULIS CH., VARKEVISSER D., 1987, *Weathering basalt: changes in rock chemistry and mineralogy*, Clays and Clay Minerals, Vol. 35, No. 3, 161–169.
- FISHER R.V., SCHMINCKE H.-U., 1984, *Pyroclastic Rocks*, Springer-Verlag, Berlin Heidelberg, 312–323.
- OHTA T., ARAI H., 2007, *Statistical empirical index of chemical weathering in igneous rocks: A new tool for evaluating the degree of weathering s*, Elsevier, Chemical Geology, 240, 280–297.
- PRUDÊNCIO M.I., SEQUEIRA BRAGA M.A., PAQUET H., WAERENBORGH J.C., PEREIRA L.C.J., GOUVEIA M.A., 2002, *Clay mineral assemblages in weathered basalt profiles from central and southern Portugal: Climatic significance*, Elsevier, Catena, 49(1–2), 77–89.
- SHAO J., YANG S., LI C., 2012, *Chemical indices (CIA and WIP) as proxies for integrated chemical weathering in China: Inferences from analysis of fluvial sediments*, Elsevier, Sedimentary Geology, Vol. 265–266, 110–120.

## THE EFFECT OF WEATHERING PROCESSES ON BASALTS DESTRUCTION

The article presents processes that affect basalt weathering and can lead to their destruction and decay. The processes that appear with the participation of external factors in atmospheric conditions and the effects they can cause will be discussed. The analysis was based on basalt deposits from various regions of the world.



## **ANALIZA KRUSZYW POD KĄTEM UWALNIANIA SUBSTANCJI NIEBEZPIECZNYCH I DOSTOSOWANIE TECHNOLOGII ICH PRODUKCJI DO ZGODNOŚCI Z EUROPEJSKIMI METODAMI BADAŃ I OCENY**

### **1. WPROWADZENIE**

Celem artykułu jest przedstawienie obecnych i przyszłych uregulowań technicznych stawianym wyrobom budowlanym, w tym kruszywom, zawierającym uwalniane substancje niebezpieczne. Zgodnie z obecnymi postanowieniami norm PN-EN w zakresie stosowania kruszyw, w tym w budownictwie drogowym, uregulowane są zapisy co do jakości surowca, z którego produkowane jest kruszywo. Dotyczy to również badania i oceny obecności substancji niebezpiecznych – Norma PN-EN 13242+A1:2010 *Kruszywa do niezwiązanych i związanych hydraulicznie materiałów stosowanych w obiektach budowlanych i budownictwie drogowym*, w załączniku C pkt 3.4. Wiedza o surowcu widnieje zapis: „w odpowiedniej dokumentacji należy podać szczegóły dotyczące rodzaju surowca, jego źródła i uwzględnić, jeśli to potrzebne, jedną mapę lub więcej przedstawiających lokalizację i plan wydobycia”.

Producent odpowiada za to, aby w przypadku stwierdzenia obecności substancji niebezpiecznych ich zawartość nie przekraczała granic ustalonych w postanowieniach ważnych w miejscu stosowania kruszywa. Załącznik ustala, że aby oznakować kruszywo znakiem CE oraz deklarować jego jakość, należy ustalić zawartość substancji niebezpiecznych i ocenić ich zawartość zgodnie z wymaganiami krajowymi.

Za szczególnie niebezpieczne substancje norma podaje uwalniane metale ciężkie. Badanie zawartości substancji niebezpiecznych polega obecnie na:

- stosowaniu testu wymywalności według PN-EN 1744-3:2002 – wymywanie kruszywa umieszczonego na sicie wodą destylowaną, demineralizowaną, dejonizowaną lub inną odpowiedniej czystości ( $5 < \text{pH} < 7,5$ ), przewodności mniejszej niż 0,5 mS/m, odpowiadającą trzeciej klasie wg PN-EN ISO 3696:1999, przez okres  $24 \text{ h} \pm 10 \text{ min}$ ,
- ocenie otrzymanych zawartości substancji niebezpiecznych w stosunku do wymagań Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 16.12.2014 r. *w sprawie warunków, jakie należy spełniać przy wprowadzaniu ścieków do wód lub ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego*.

Identyczne wymagania dotyczą wszystkich surowców, z których produkowane są wyroby budowlane. Do tej pory nie było jednolitych europejskich wymagań i metod badań substancji niebezpiecznych. W 2008 roku w ramach Europejskiego Komitetu Normalizacyjnego CEN, powołany został Komitet Techniczny – CEN TC 351 *Wyroby budowlane. Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych*. Jego zadaniem jest kompleksowe uregulowanie tej problematyki w formie norm europejskich EN. Od początku funkcjonowania Komitet opracował i opublikował 23 dokumenty w formie raportów zawierających wytyczne do opracowania specyfikacji technicznych i norm europejskich.

Z treści raportów wynika nowe, uszczegółowione podejście, do występowania substancji niebezpiecznych w surowcach do produkcji wyrobów budowlanych i ich możliwości oddziaływania na środowisko: gleby, wody gruntowe i powierzchniowe oraz emisję do atmosfery. W zależności od kierunku oddziaływania środowiskowego, proponuje się oddzielne charakterystyczne metody badania uwalniania tych substancji oraz dopuszczalne kryteria ich oceny.

W przypadku badania wymywalności substancji niebezpiecznych, stosuje się w zależności od kierunku oddziaływania tych substancji różne odczynniki – np. wodę dozowaną pod ciśnieniem lub amoniak – przy badaniu emisji związków do atmosfery. W przypadku wyrobów granulowanych, porowatych i pęczniejących stosuje się intensywne przemywanie wodą. W stosunku do obecnie stosowanej metody wymywalności wodą destylowaną, można z dużym prawdopodobieństwem przyjąć zdecydowanie intensywniejsze i skuteczniejsze efekty wymywalności według proponowanych nowych metod europejskich. Stąd należy spodziewać się, że znaczna część wyrobów budowlanych, obecnie spełniających wymagania krajowe, może mieć problemy z nowymi wymaganiami i dopuszczeniem ich do rynkowego stosowania. Dotyczyć to będzie przede wszystkim wyrobów zawierających metale ciężkie, w dużym stopniu odpornych na rozpuszczanie w wodzie destylowanej i nie uwalnianych w obecnym procesie oceny.

Podsumowując, Komitet CEN TC 351 obok ww. raportów technicznych, opracował i opublikował normy:

- EN 16516:2017 *Wyroby budowlane. Ocena wymywanych substancji niebezpiecznych. Oznaczanie emisji do atmosfery w obiektach zamkniętych,*
- EN 16687:2015 *Wyroby budowlane. Ocena uwalnianych substancji niebezpiecznych. Terminologia,*
- EN 17087:2019 *Wyroby budowlane. Ocena uwalnianych substancji niebezpiecznych. Przygotowanie próbek do badań laboratoryjnych uwalniania i analizy zawartości.*

Wszystkie wymienione normy dotyczą oceny uwalnianych substancji niebezpiecznych w kruszywach i będą przedmiotem prac KT308 PKN Oceny Uwalniania Substancji Niebezpiecznych z Wyrobów Budowlanych, dla zredagowania norm PN-EN. Opublikowano 3 normy: PN-EN 16687:2015-07E; PN-EN 16516:2017-11E; PN-EN

17087:2019-04E (opis poniżej). W trakcie opracowania znajduje się 9 projektów norm, w tym trzy kluczowe projekty dla producentów kruszyw:

- prEN 16637-1 *Wyroby budowlane. Ocena uwalnianych substancji niebezpiecznych. część 1. Wytyczne dla oznaczania testu wymywalności i dodatkowych postępowań badawczych,*
- prEN 16637-2 *Wyroby budowlane. Ocena uwalnianych substancji niebezpiecznych. część 2. Pozioma, powierzchniowa wymywalność,*
- prEN 16637-3 *Wyroby budowlane. Ocena uwalnianych substancji niebezpiecznych. część 3. Poziomy test wymywalności.*

Wyszczególnione projekty norm EN zgodnie z planem prac zostaną opublikowane do stosowania w latach 2020–2021.

## 2. OPIS ISTOTNYCH DLA KRUSZYW RAPORTÓW TECHNICZNYCH, NORM I PROJEKTÓW OPRACOWANYCH W CEN/TC 351

**CEN/TR 16098:2010** Construction products: Assessment of release of dangerous substances - Concept of horizontal testing procedures in support of requirements under the CP; *Wyroby budowlane. Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych. Koncepcja poziomych procedur testowych wspierających wymagania CPD.*

Sprawozdanie techniczne (TR), uwzględniając aktualny stan wiedzy w państwach członkowskich, określa rolę badań w ocenie wyrobów budowlanych pod kątem możliwych emisji i zawiera zalecenia dotyczące procedur badań. W niniejszym raporcie technicznym dokonano przeglądu, zgodnie z już zdobytym doświadczeniem, podstawy do podjęcia decyzji czy stosowanie metod badań w płaszczyźnie poziomej wyrobów budowlanych jest wykonalne i/lub konieczne w celu wdrożenia obowiązków, wynikających z dyrektywy w sprawie wyrobów budowlanych (CPD).

**CEN/TR 16797-1:2015** Construction products: Assessment of release of dangerous substances-Guidance on the statistical assessment of declared values-Part 1: Principles and rules of application; *Wyroby budowlane: Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych. Wskazówki dotyczące statystycznej oceny deklarowanych wartości. część 1. Zasady i reguły stosowania.*

Raport techniczny zawiera wskazówki w zakresie statystycznej oceny deklarowanych wartości w odniesieniu do uwalniania, emisji i/lub zawartości substancji niebezpiecznych. Niniejszy raport techniczny zawiera oparte na statystyce kryteria dla badania typu, dalszych badań oraz w przypadku, gdy wykazano, że produkt jest zgodny z zmierzonymi wartościami uwalniania, emisji lub zawartości, które są znacznie poniżej deklarowanych wartości. Aby obniżyć koszty badań, zakłady produkujące podobny produkt mogą udostępniać dane, np. grupowanie produktu w klastry w celu statystycznej oceny deklarowanych wartości. Zasady te podano w CEN TR 16797-2.

**CEN/TS 17195:2018** Construction products: Assessment of release of dangerous substances-Analysis of inorganic substances in eluates; *Wyroby budowlane. Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych. Analiza substancji nieorganicznych w eluatach.*

Specyfikacja techniczna określa metody analityczne do oznaczania pierwiastków głównych, drugorzędnych i śladowych oraz anionów w wodnych eluatach z wyrobów budowlanych. Odnosi się do 67 następujących pierwiastków: glin (Al), antymon (Sb), arsen (As), bar (Ba), beryl (Be), bizmut (Bi), bor (B), kadm (Cd), wapień (Ca), cer (Ce), cez (Cs), chrom (Cr), kobalt (Co), miedź (Cu), dysproz (Dy), erb (Er), europ (Eu), gadolin (Gd), gal (Ga), german (Ge), złoto (Au), hafn (Hf), holm (Ho), ind (In), iryd (Ir), żelazo (Fe), lantan (La), ołów (Pb), lit (Li), lutet (Lu), magnez (Mg), mangan (Mn), rtęć (Hg), molibden (Mo), neodym (Nd), nikiel (Ni), pallad (Pd), fosfor (P), platyna (Pt), potas (K), prazeodym (Pr), rubid (Rb), ren (Re), rod (Rh), ruten (Ru), samar (Sm), skand (Sc), selen (Se), krzem (Si), srebro (Ag), sól (Na), stront (Sr), siarka (S), tellur (Te), terb (Tb), tal (Tl), tor (Th), tul (Tm), cyna (Sn), tytan (Ti), wolfram (W), uran (U), wanad (V), iterb (Yb), itr (Y), cynk (Zn) i cyrkon (Zr) i na cztery aniony:  $\text{Cl}^-$ ,  $\text{Br}^-$ ,  $\text{F}^-$ ,  $\text{SO}_4^{2-}$ . Specyfikacja techniczna opisuje również sposób pomiaru ogólnych parametrów, jak pH, przewodność elektryczna, całkowita zawartość węgla organicznego DOC/TOC. Metody zawarte w niniejszej specyfikacji technicznej mają zastosowanie do wyrobów budowlanych, obejmujących np. produkty na bazie minerałów (S), produkty bitumiczne (B), metale (M), produkty na bazie drewna (W); tworzywa sztuczne i gumy (P), uszczelniacze i spoiwa (A), farby i powłoki (C).

Wybór metod analitycznych do zastosowania opiera się na wymaganej czułości metody, która powinna być zapewniona dla wszystkich kombinacji, występujących substancji w wyrobie.

**EN 16516:2017/prA1** Construction products: Assessment of release of dangerous substances – Determination of emissions into indoor air; *Wyroby budowlane. Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych – Oznaczanie emisji do atmosfery w pomieszczeniach.*

Norma europejska określa horyzontalną metodę odniesienia do określania emisji regulowanych substancji niebezpiecznych z wyrobów budowlanych do atmosfery w pomieszczeniach. Ta metoda ma zastosowanie do lotnych i półlotnych związków organicznych i bardzo lotnych aldehydów oraz amoniaku. Opiera się na zastosowaniu komory testowej i późniejszej analizie związków organicznych oraz amoniaku, za pomocą spektrofotometrii, chromatografii jonowej. Norma zmienia EN 16516:2017 i przyjęta została w Polsce jako PN-EN.

**EN 16687:2015** Construction products-Assessment of release of dangerous substances-Terminology; *Wyroby budowlane. Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych. Terminologia.*



Norma europejska określa terminy stosowane w zakresie oceny uwalniania i zawartości niebezpiecznych substancji w wyrobach budowlanych. Definicje dotyczą:

- wyrobów i substancji, ogólnie; gleba, wody gruntowe i powierzchniowe; powietrze w pomieszczeniach,
- pobierania i przygotowywaniem próbek,
- procedur badawczych i wyników badań; gleba, wody gruntowe i powierzchniowe; powietrze wewnętrzne, promieniowanie.

W załączniku A normy podano zakres i warunki opracowania i zastosowania specyfikacji technicznych dla wyrobów budowlanych objętych zakresem rozporządzenia w sprawie wyrobów budowlanych (CPR).

**EN 17087:2019** Construction products: Assessment of release of dangerous substances - Preparation of test portions from the laboratory sample for testing of release and analysis of content; *Produkty budowlane. Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych. Przygotowanie części testowych z próbki laboratoryjnej do badania uwalniania i analiza zawartości.*

Dokument podaje procedury przygotowania reprezentatywnych próbek do badań z próbki laboratoryjnej, pobranej zgodnie z odpowiednimi normami, dotyczącymi wyrobów oraz CEN TR 16220, przed badaniem uwalniania i analizą zawartości wyrobów budowlanych, zgodnie ze szczegółowymi wymaganiami, określonymi w odpowiednich metodach badań i procedurach analitycznych.

**prEN 16637-1** Construction products: Assessment of release of dangerous substances - Part 1: Guidance for the determination of leaching tests and additional testing steps; *Wyroby budowlane. Ocena uwalnianych substancji niebezpiecznych. część 1. Wytyczne dotyczące oznaczania testów wymywania i dodatkowych etapów badań.*

Norma europejska ustala procedurę wyboru odpowiedniej metody badania wymywania do określenia uwalniania substancji niebezpiecznych z wyrobów budowlanych do gleby, wód powierzchniowych i wód gruntowych. Dokument zawiera etapową procedurę określania odpowiednich testów uwalniania, w tym wybór metody badawczej na podstawie ogólnych właściwości produktu.

Ponadto norma zawiera ogólne wytyczne dla komitetów technicznych CEN i grup roboczych EOTA dla pobierania próbek, przygotowywania i przechowywania próbek, analizy eluatów i prowadzenia dokumentacji, które mają zostać określone w odpowiednich normach dotyczących wyrobów.

**prEN 16637-2** Construction products: Assessment of release of dangerous substances - Part 2: Horizontal dynamic surface leaching test; *Wyroby budowlane. Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych. część 2. Próba poziomego dynamicznego wymywania powierzchni.*

Norma europejska określa dynamiczny test wymywania powierzchni (DSLTL), którego celem jest określenie uwalniania na jednostkę powierzchni w funkcji czasu

nieorganicznych i/lub nietlotnych substancji organicznych z monolitycznych, płytkowych lub podobnych do arkuszy wyrobów w wyniku zetknięcia z roztworem wodnym (odciekiem). Metody badania nie stosuje się dla substancji lotnych. Ma zastosowanie do wyrobów:

- zbudowanych ziaren o tak małej zdolności drenażowej, że przesiąkanie w testach przepływowych i w praktyce jest prawie niemożliwe,
- do mniej lub bardziej regularnie ukształtowanych elementów testowych, np. monolitycznych próbek badanych, o minimalnych wymiarach 40 mm, w dwóch kierunkach – objętość > 64 cm<sup>3</sup>; dotyczy to również wyrobów w postaci płyt lub arkuszy o powierzchni co najmniej 100 cm<sup>2</sup>, wystawionych na działanie środka wymywającego,
- metale, powłoki metaliczne i powłoki organiczne na metalach są wyłączone z zakresu normy EN 16637-2, ponieważ nie spełniają warunków tego testu (dyfuzji).

**prEN 16637-3** Construction products: Assessment of release of dangerous substances - Part 3: Horizontal up-flow percolation test; *Wyroby budowlane. Ocena uwalniania substancji niebezpiecznych. część 3. Badanie wymywalności liniowej.*

Norma europejska opisująca metodę badania wymywalności z uwzględnieniem przepływu wody od dołu do góry, przez próbkę umieszczoną w specjalnej kolumnie. Metoda dotyczy wymywalności nieorganicznych i nietlotnych substancji organicznych z granulowanych wyrobów oraz ocenę ich szkodliwego oddziaływania na środowisko. Ta metoda testowa pozwala uzyskać eluaty, które można następnie scharakteryzować metodami fizycznymi, chemicznymi i ekotoksykologicznymi zgodnie z istniejącymi standardowymi metodami. Wyniki analizy eluatu przedstawia się w funkcji stosunku ciecz/ciało stałe. Wyniki testu umożliwiają ocenę wymywalności przy zastosowaniu zróżnicowanych parametrów wymywania (parametry przepływu wody).

Do badań ekotoksyczności potrzebne są eluaty, reprezentujące uwalnianie zarówno substancji nieorganicznych, jak i organicznych. W tym dokumencie testy ekotoksykologiczne mają obejmować także badania genotoksykologiczne. Produkty budowlane, które wykazują nasyconą przewodność hydrauliczną wynoszącą około 8–10 m/s lub więcej, zwykle można poddać temu badaniu. Ta procedura ma również zastosowanie do materiałów wykazujących zestalanie się w kolumnie, jeśli końcowe przewodnictwo hydrauliczne mieści się w określonym zakresie.

Procedura ta zasadniczo nie ma zastosowania do produktów, które łatwo ulegają biodegradacji i produktów reagujących ze środkiem wymywającym, prowadzących na przykład do nadmiernej emisji gazu lub nadmiernego wydzielania ciepła, a także nieprzepuszczalnych produktów, związanych hydraulicznie lub produktów pęczniących.

### 3. PRZEWIDYWANE DZIAŁANIA DLA KRAJOWYCH KRUSZYW ZAWIERAJĄCYCH UWALNIANE SUBSTANCJE NIEBEZPIECZNE, W TYM KRUSZYW Z ŻUŻLI, POPIOŁÓW I RECYKLINGU

Jak wspomniano w rozdziale 1 uwalniane substancje niebezpieczne występować mogą we wszystkich surowcach (naturalnych i wtórnych), wykorzystywanych do produkcji kruszyw. W surowcach naturalnych mogą występować tylko sporadycznie, natomiast we wtórnych, jak różnego pochodzenia żużle, popioły itp. występują one stale w zróżnicowanej zawartości oraz odmianach rodzajowych. Wielkość produkcji kruszyw z tych surowców szacowana jest rocznie nawet do kilkunastu milionów ton.

Najczęściej kruszywa te stosowane są w budownictwie drogowym (podbudowy), ale także w mniejszej ilości stosowane są w betonach (popioły i żużle ze spalania węgla oraz wielkopieczowe). Opisane zmiany w metodologii badania uwalnianych substancji niebezpiecznych oraz ocena ich zawartości w znacznym stopniu może wpłynąć na ich ocenę i kwalifikację przydatności kruszyw do dotychczasowego zastosowania. W tym kontekście konieczne jest opracowanie:

1. oceny przydatności kruszyw, zawierających uwalniane substancje niebezpieczne, w aspekcie zastosowania nowych metod badań i oceny ich zawartości,
2. technologii uszlachetniania kruszyw, zawierających uwalniane substancje niebezpieczne, pod kątem ograniczenia ich ujemnego oddziaływania na środowisko, tj. ograniczenie zawartości w kruszywie uwalnianych substancji niebezpiecznych.

Ad 1. Planuje się wykonanie badań, pozwalających na ocenę zawartości w kruszywach żużlowych uwalnianych substancji niebezpiecznych, dla dokonania oceny ich przydatności do bezpiecznego stosowania. Również wykonanie badań porównawczych metodami dotychczasowymi i według norm prEN16637-1; 2; 3. Na podstawie uzyskanych wyników oceni się zawartość uwalnianych substancji niebezpiecznych w produktach asortymentowych, pochodzących z różnych partii wyprodukowanego kruszywa. Planuje się również dokonanie analizy jakościowej partii kruszywa pod kątem występowania uwalnianych substancji i wydzielenie składu surowców, najbardziej korzystnych do produkcji kruszywa. Wyniki te mogą być następnie wykorzystane w opracowanej technologii uszlachetniania dla ograniczenia uwalnianych substancji niebezpiecznych, np. w technologii uśredniania surowca.

Ad 2. Opracowanie i następnie wdrożenie technologii uszlachetniania kruszyw, mających na celu ograniczenie występowania uwalnianych substancji niebezpiecznych, do poziomu akceptowalnego normami EN. Technologia ta będzie następstwem uzyskanej wiedzy nt. kruszyw w opisanych wyżej planowanych badaniach. Proponowanie na tym etapie technologii przeróbki byłoby przedwczesne. Brane jest pod uwagę kilka rozwiązań, m.in. uwzględniających kierunki oddziaływania substancji niebezpiecznych na środowisko, a także kierunki przyszłego zastosowania przebadanego kruszywa.

#### 4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Opisane w artykule specyfikacje techniczne w postaci raportów, projektów norm europejskich i norm już opublikowanych, wprowadzają istotne zmiany w zakresie metod badania zawartości substancji niebezpiecznych w wyrobach budowlanych. Najważniejsze zmiany dotyczą podejścia do badań i oceny. Badania wykonuje się w podziale na trzy obszary negatywnego oddziaływania substancji niebezpiecznych na elementy/rodzaje środowiska naturalnego: gleb, wód powierzchniowych i gruntowych oraz atmosfery w pomieszczeniach zamkniętych obiektów budowlanych (emisja związków lotnych).

W zależności od obszaru oddziaływania oraz rodzaju wyrobu badanego, np. wyroby ziarniste, płytowe itp., stosuje się zróżnicowane metody badania wymywalności substancji niebezpiecznych lub w przypadku gazów ich wielkość emisji w standardowym pomieszczeniu. Metody te opisane są w cytowanych specyfikacjach normowych. Najczęściej stosowanym medium do wymywania jest woda, która może być stosowana w różny sposób, np. oddziaływać liniowo, pod odpowiednim ciśnieniem na próbkę wyrobu umieszczoną w specjalnej kolumnie, działać powierzchniowo w przypadku wyrobów płytowych itp.

Przewiduje się również stosowanie innych substancji wymywających, np. roztworu amoniaku. Opisane nowe podejście w ocenie substancji niebezpiecznych, występujących w wyrobach budowlanych, w tym kruszywach, może radykalnie wpłynąć na oceny tych substancji i dopuszczenie wyrobów na rynek. Z dużym prawdopodobieństwem zawartość wymywanych substancji niebezpiecznych w krajowych kruszywach zwiększy się w porównaniu do zawartości otrzymywanych obecnie w wyniku wymywania wodą destylowaną. Dotyczyć to będzie głównie kruszyw produkowanych z surowców odpadowych, jak żużle, popioły i z recyklingu. Sytuacja opisana dotyczyć może również kruszyw z surowców naturalnych, zawierających podwyższone zawartości metali, np. niektóre skały magmowe czy zanieczyszczone skały osadowe.

W związku z powyższym, po wprowadzeniu opisanych norm do stosowania (publikacja norm) konieczne będzie przeprowadzenie kompleksowych badań kruszyw według nowych metod i porównanie wyników do metod obecnie stosowanych. W szczególnych przypadkach negatywnych wyników, skutkujących eliminacją kruszywa, konieczna będzie zmiana technologii produkcji i uszlachetniania takich kruszyw, celem eliminacji lub ograniczenia występowania w nich substancji niebezpiecznych.

#### ANALYSIS OF AGGREGATES FOR RELEASED HAZARDOUS SUBSTANCES AND ADAPTATION OF THEIR PRODUCTION TECHNOLOGY TO COMPLIANCE WITH NEW EUROPEAN METHODS OF THEIR TESTING AND EVALUATION

The article deals with new methods of testing and assessing leachable hazardous substances in construction products, including aggregates and the effects of introducing these standard methods to assess aggregates. The authors described the underlying European standard specifications containing a new approach to the study and evaluation of leaching hazardous substances. They also presented proposals for activities in the area of aggregates, the purpose of which is to meet new requirements by producers.

## **WARUNKI ZAPEWNIENIA JAKOŚCI W BADANIACH ODDZIAŁYWAŃ ROBÓT STRZAŁOWYCH NA OTOCZENIE**

### **1. WPROWADZENIE**

Wymaganiami, jakie obecnie stawiane są firmom i inżynierom strzałowym, jest uzyskanie: równomiernej granulacji urobku, korzystnego kształtu jego usypu, możliwie wyrównanego stanu ociosu czy spągu po odstrzale, przy jednoczesnym zapewnieniu bezpieczeństwa sejsmicznego przyległym obiektom, ochronie obiektów i infrastruktury wewnątrz wyrobiska przed rozrzutem odłamków skalnych. Nierzadko dochodzą do tego wymagania związane z koniecznością selektywnej eksploatacji złoża, zachowania stateczności skarp i zboczy czy ochrony zlokalizowanych w pobliżu konstrukcji lub urządzeń. Sprostanie takim wymaganiom jest trudne, jednak w wielu przypadkach możliwe. Prowadzenie robót strzałowych stanowi pewien kompromis pomiędzy oczekiwanymi efektami użycia MW, a powstrzymaniem niebezpiecznych lub niekorzystnych oddziaływań w granicach bezpieczeństwa.

### **2. WYMAGANIA I NORMY**

Wytycznymi funkcjonowania i zarządzania jakością jednostek badawczych są normy ISO 9001:2015, ISO 9004:2009 oraz norma PN-EN ISO/IEC:17025:2018-02, obejmująca wszystkie wymagania, jakie powinny spełniać laboratoria badawcze i wzorcujące. Wymagania normy PN-EN dla jednostek akredytujących stanowią podstawę do oceny i uznania kompetencji laboratoriów badawczych i wzorcujących oraz zapewniają zgodność z normami ISO. Norma ta spowodowała dostosowanie jej wymagań do struktury wcześniejszej normy PN-EN ISO/IEC 17000:2006 w zakresie oceny zgodności. Wymagania podzielono na pięć głównych części, stanowiących wymagania: ogólne; dotyczące struktury, zasobów, procesów oraz systemu zarządzania. Ponadto, w formie załączników, zawarto wytyczne do spójności pomiarowej i opcji systemu zarządzania.

Wymagania normy PN-EN ISO/IEC:17025:2018-02 obejmują wytyczne kontroli procesów pomiarowych, bezstronności, poufności wyników, struktury, ryzyka oraz zasobów. Istotnym elementem, podnoszącym jakość badań, jest podejście procesowe, stanowiące zestawienie działań wzajemnie powiązanych i oddziałujących, a także wykorzystujących dane wejściowe pod kątem uzyskania planowanych rezultatów

(Zając, 2019). Pozwala to na unikanie błędów i niezgodności w trakcie realizacji badań oraz cyklicznego podnoszenia ich dokładności i jakości. Podejściu procesowemu towarzyszą również formalne wymagania zarządzania ryzykiem. Metodologia zarządzania ryzykiem jest ustalana w zależności od laboratorium badawczego, a pomocna w tym zakresie może być norma PN-ISO 31000:2018-08. Spełnienie wszystkich wymagań oznacza posiadanie wyspecjalizowanej jednostki organizacyjnej, kompetentnych pracowników, sprzętu i wydzielonego pomieszczenia do realizacji działań, związanych z utrzymaniem oraz przygotowaniem aparatury, archiwizacją dokumentów i sprawozdań.

Badania prowadzone w Laboratorium Sejsmiki Górotworu uwzględniają ponadto wymagania norm PN-85/B-02170:2016 i DIN 4150. Prognozowanie oddziaływań parasejsmicznych, wywołanych robotami strażalowymi, prowadzonymi w odkrywkowych zakładach górniczych, stanowi podstawowe zagadnienie decydujące o technologii i efektywności urabiania skał zwięzłych, przy zapewnieniu ochrony przyległych obiektów przed szkodliwym wpływem drgań. Inne wymagania, jakie muszą być spełnione w trakcie realizacji badań wynikają z przepisów, dotyczących postępowania w trakcie prowadzenia robót strażalowych w odkrywkowych wyrobiskach górniczych (Rozporządzenia ME, 2016).

### 3. APARATURA POMIAROWA I OPROGRAMOWANIE

Poziom techniczny współcześnie stosowanych urządzeń pomiarowych w kraju i Europie stanowi efekt udoskonaleń i oczekiwań co do jakości uzyskiwanych wyników pomiarów, możliwości ich gromadzenia i przetwarzania. Oprogramowanie stanowiące podstawę funkcjonowania nowoczesnych urządzeń pomiarowych spełnia wymagania precyzji, szybkości i użyteczność gromadzonych danych.

Zapewnienie sprawności aparatury, przy zachowaniu stałych charakterystyk pomiarów, stanowi istotny element utrzymania wysokiej jakości pozyskiwania danych. Okresowe kontrole stanu technicznego i dokładności pomiarowej prowadzone są w wyspecjalizowanych jednostkach, z uprawnieniami do diagnostyki i kalibracji urządzeń. Efektem i potwierdzeniem sprawdzenia oraz prawidłowego działania aparatury jest certyfikat wystawiany przez producenta, jednostkę notyfikującą lub laboratorium akredytowane w tym zakresie.

Najbardziej popularne w kraju, do pomiaru parametrów drgań parasejsmicznych i powierzchniowej fali uderzeniowej są urządzenia typu UVS, Vibraloc oraz kopalniane stacje monitoringu drgań (KSMD), czy ARP 2000P. Stanowią one najbardziej zaawansowany system pomiaru, analizy i archiwizowania drgań parasejsmicznych. Zakresy pomiarowe aparatury wynoszą: prędkość drgań 0–250 mm/s i częstotliwość 1–315 Hz. Urządzenia wyposażone są we własne źródło energii, zintegrowany układ geofonów. Mogą uruchamiać się automatycznie lub poprzez system GSM, działają na zasadzie „czarnej skrzynki”. Stosowane w kraju urządzenie Vibraloc przedstawia foto 1.



Fot. 1. Aparatura pomiarowa Vibriloc  
Phot. 1. Vibriloc measuring device

Standardowym oprogramowaniem do prezentacji i analizy wyników pomiarów są programy Vibriloc Event Presentation czy Vibriloc Event Analysis. Oprogramowanie to pozwala na wizualizację wyników pomiarów, zawiera wszelkie niezbędne mechanizmy, konieczne do interpretacji wyników oraz dane niezbędne w zastosowanej metodzie do sporządzenia sprawozdania z badań. Zarówno oprogramowanie do analiz jak i opcje przesyłania danych za pomocą GSM umożliwiają analizowanie wyników i tym samym eliminowanie wszelkiego rodzaju zakłóceń lub drgań nie pochodzących od robót strzałowych. Dokładność pomiaru, gwarantowana przez producenta w przypadku badania drgań sejsmicznych wynosi  $\pm 5\%$ , a badań powietrznej fali udarowej  $\pm 2\%$ , co zapewnia pozyskiwanie wysokiej jakości danych do dalszych analiz.

W badaniu rozrzutu odłamków skalnych niezbędna jest możliwość cyfrowego zapisu przebiegu strzelania za pomocą kamer HD, pozwalająca na poklatkową analizę przebiegu procesu inicjacji i odpalania poszczególnych ładunków rozmieszczonych w zabierce.

#### 4. METODY I PROCEDURY BADAWCZE

Metoda badawcza stanowi świadomie i konsekwentnie stosowany sposób postępowania dla osiągnięcia określonych celów. Bardzo istotnym elementem podnoszenia jakości jest tworzenie oraz doskonalenie metod i procedur badawczych. Wynikiem prowadzonych badań jest wyjaśnienie problemu, stwierdzenie związku przyczynowo-skutkowego między przedmiotami, strukturami czy procesami badanych zjawisk. Zapewnienie jakości wyników badań poprzez posiadanie i stosowanie procedur w celu monitorowania miarodajności podejmowanych badań pozwala na uzyskiwanie wyników, dających możliwość śledzenia kierunków, trendów i ich zmian.

##### 4.1. BADANIA PROPAGACJI DRGAŃ PARASEJSMICZNYCH

Określenie optymalnych warunków technologicznych przeprowadza się w oparciu o pomiary propagacji parasejsmicznej i wyznaczonym na tej podstawie modelu funk-

cyjnym obiektów na oddziaływanie parasejsmiczne, jakim jest prędkość drgań parasejsmicznych i kryterium szkodliwości/odporności na podstawie wzoru (Onderka i in., 2000)

$$V = K \cdot Q^\alpha \cdot r^{-\beta} \quad [\text{cm/s}] \quad (1)$$

gdzie:

$V$  – prognozowana prędkość drgań parasejsmicznych [mm/s],

$K, \alpha, \beta$  – współczynniki charakteryzujące warunki emisji i propagacji drgań wyznaczone doświadczalnie,

$Q, r$  – parametry strzelania – masa MW i odległość miejsca pomiaru.

Po uwzględnieniu warunków strzelań w górnictwie odkrywkowym lub w robotach makroniwelacyjnych, wzór można przekształcić do postaci

$$V = a \cdot \rho^b \quad [\text{cm/s}] \quad (2)$$

gdzie:

$a, b$  – współczynniki empiryczne wyznaczone na podstawie badań,

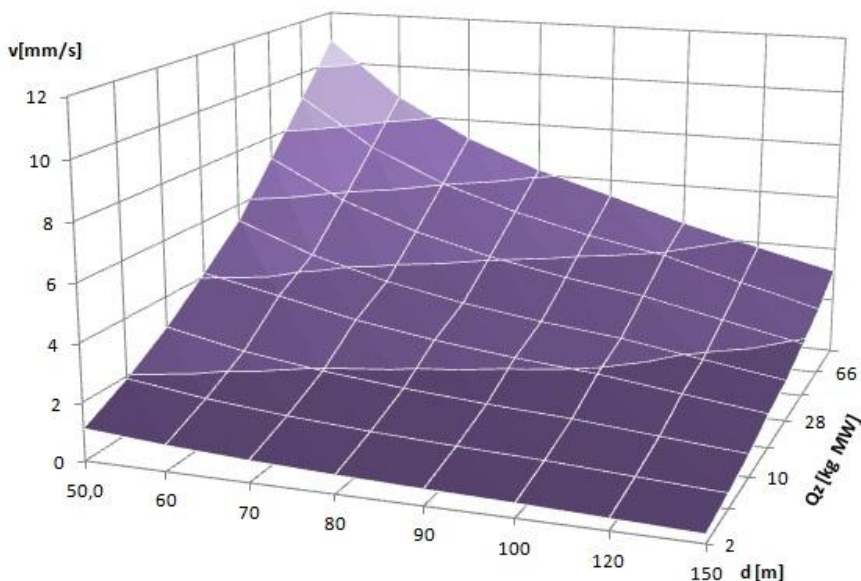
$\rho$  – ładunek zredukowany określony zależnością

$$\rho = \sqrt[n]{Q}/r \quad [\text{kg}^{1/2} \text{m}^{-1}] \quad (3)$$

gdzie:

$r$  – odległość pomiędzy miejscem odpalenia ładunku  $Q$  i punktem pomiaru [m],

$n = 1/3-2/3$ .



Rys. 1. Zależność między ładunkiem  $Q_z$ , odległością do miejsca strzelania  $d$  i prędkością drgań sejsmicznych  $V$

Fig. 1. Relationship between  $Q_z$  charge, distance to a firing point  $d$  and velocity of seismic vibrations  $V$



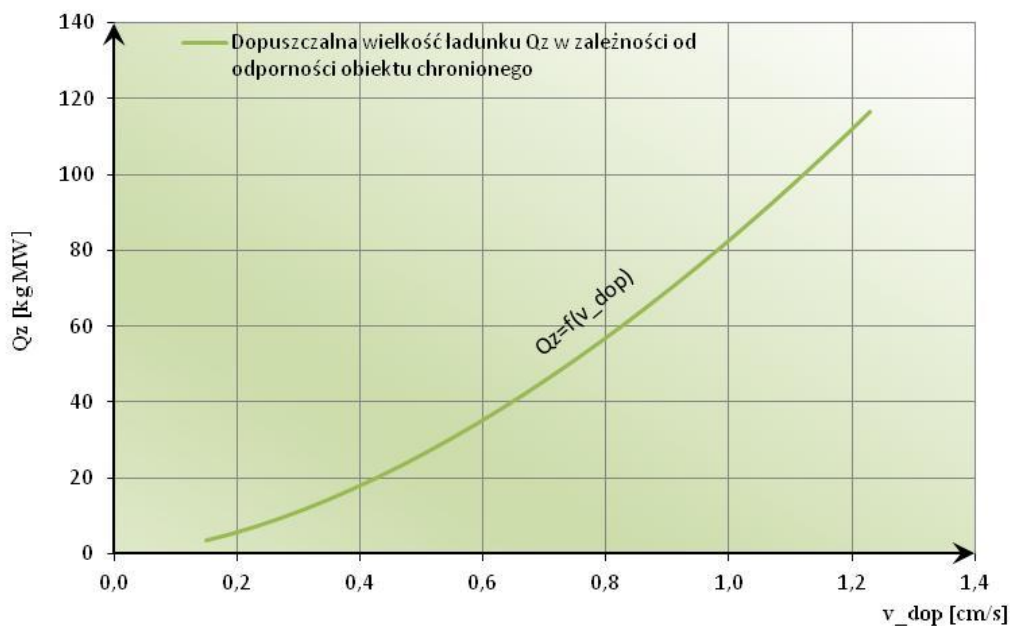
Wykonanie cyklu badań pozwala na estymację zależności matematycznej pomiędzy skutkiem (prędkością drgań  $V$ ) jako zmienną zależną, a zmiennymi niezależnymi  $Q$  i  $d$ . Przykładowy obraz graficzny tej zależności przedstawiono na rysunku 1.

Warunki geologiczno-górniczne propagacji drgań zostają w ten sposób opisane wzajemnie skorelowanymi współczynnikami wyznaczonymi empirycznie ( $a$  i  $b$ ) oraz parametrami  $Q$  i  $d$ .

Zakładając stałość parametrów technologicznych strzelania w danych warunkach geologiczno-górnicznych i odporność obiektu na wymuszenie parasejsmiczne (cecha stała obiektu) dla określonego przedziału częstotliwościowego i czasu oddziaływania drgań (Modrzejewski&Brych, 2007) oraz uwzględniając lokalizację miejsca prowadzenia robót strzałowych względem danego obiektu zależność (2) przyjmuje postać

$$Q = d^2 \cdot (V/a)^{1/b} \quad [\text{kg}] \quad (4)$$

Z powyższego wynika, że dopuszczalna wielkość odpalanego ładunku  $Q$  na opóźnienie milisekundowe zależy od odległości danego obiektu od miejsca strzelania i jego odporności na drgania. Dla danych warunków (przy założeniu stałej odległości obiektu od miejsca strzelania) przykładowy przebieg zależności (4) przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Wielkość odpalanego ładunku MW w funkcji odporności obiektu na oddziaływanie parasejsmiczne  
Fig. 2. The fired explosive size as a function of the object's resistance to paraseismic impact

Według tak przyjętej metodyki, wielkość odpalanego ładunku, oprócz odległości, wynika z odporności przyległych obiektów na drgania. Nieprawidłowe określenie zależności (2) i (4) oraz odporności przyległych obiektów na wymuszenia parasejsmiczne niesie podwyższenie ryzyka uszkodzenia chronionego obiektu. Ze względu na konieczność ograniczenia wpływu czynników losowych przy empirycznym wyznaczeniu zależności (2) konieczne jest projektowanie rozmieszczenia punktów pomiarowych i odpowiedniej ich liczby oraz uwzględnienie w obliczeniach ryzyka szacowania takiej zależności. Dokładne określenie zależności propagacyjnej, przyjmowanej do dalszych obliczeń, ma decydujące znaczenie dla prawidłowego doboru bezpiecznych wielkości ładunków MW i projektowanej technologii robót strzałowych (Patla&Rogosz, 2019).

#### 4.2. BADANIA POWIETRZNEJ FALI UDERZENIOWEJ

Detonacja MW w otworach strzałowych powoduje lokalny wzrost ciśnienia, wywołany rozszerzaniem się gazów odstrzałowych. Ciśnienie gazów postrzałowych powoduje zmianę ciśnienia powietrza atmosferycznego i wraz z przemieszczającym się skokiem ciśnienia oddziałuje na otoczenie poprzez powietrzną falę podmuchową, określaną potocznie jako fala uderzeniowa – PFU. Rozprzestrzenianie się tej fali zależne jest od wielu czynników, związanych zarówno z samym sposobem odpalania, właściwościami MW, przybitką, ale także z ukształtowaniem terenu, czy przeszkodami na jej powierzchni w postaci zadrzewień, murów, usypów itp.

Szkodliwy zasięg działania PFU można określić orientacyjnie korzystając ze wzoru – (Rozporządzenie ME, 2016)

$$R_p = k \cdot \sqrt[3]{Q} \quad (5)$$

gdzie:

$R_p$  – promień strefy zagrożenia [m],

$k$  – współczynnik ustalany w związku ze sposobem umieszczenia ładunku,

$Q$  – masa całkowita odpalanego ładunku MW [kg].

Należy zauważyć, że wyznaczone w ten sposób zasięgi oddziaływania PFU charakteryzują się dużym zapasem bezpieczeństwa, co potwierdzają też wyniki pomiarów terenowych, wykonywane przy urabianiu skał na kruszywo czy bloki.

Ciśnienie mierzone na krawędzi wyrobiska lub na kierunku chronionych obiektów wykazuje oddziaływania kilkadziesiąt razy niższe niż dopuszczalne ze względu na ochronę ludzi czy obiektów, przy czym najwyższym poziomem oddziaływania charakteryzują się strzelania za pomocą lontu detonującego, a najniższym przy strzelaniu prochem skalnym z przybitką. W poniższej tabeli przedstawiono przykładowe wyniki pomiarów PFU w trakcie strzelań w odkrywkowych zakładach górniczych i przy robotach makroniwelacyjnych.

Tab. 1. Wyniki badań nadciśnienia PFU w trakcie robót strzałowych  
 Tab. 1. Results of air shock wave overpressure tests during blasting operations

Cel robót strzałowych	Rodzaj MW	Masa odpalanego ładunku MW [kg]	Odległość strzelania od pkt. pomiarowego [m]	Nadciśnienie PFU [Pa]
Pozyskanie kruszyw	ANFO + MW emulsyjny	1813	695	2,7
			755	1,95
		2505	160	0,9
			225	0,9
Odszpajanie bloków	Proch skalny	10	70	1,2
	Lont detonujący	15	40	76,3
			70	19,4
Roboty makroniwelacyjne	ANFO + MW emulsyjny	3507	90	1,47

#### 4.3. BADANIA ROZRZUTU ODŁAMKÓW SKALNYCH

Detonacja MW w otworach strzałowych skutkuje ruchem skały w górotworze, powoduje jej podział na fragmenty oraz formuje usyp urobku po odstrzale. Przemieszczenie urobku i formowanie usypu powinno mieścić się w ustalonych odległościach i proporcjach. Ogólnie przyjęte zasady zakładają, że powinny one wynosić

- |   |   |
|---|---|
| – dla strzelań jednoszeregowych<br>$h = 0,6-0,7 H$<br>$S = 1,6-1,8 H$ | – dla strzelań wieloszeregowych<br>$h = 1,0-1,1 H$<br>$S = 1,6-1,9 H$ |
|---|---|

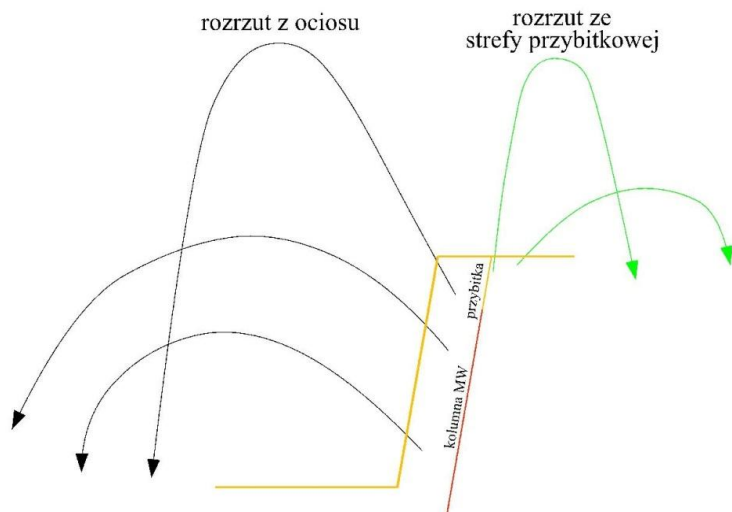
gdzie:  $H$  – wysokość usypu [m];  $S$  – poziomy zasięg usypu [m].

W ogólnym uproszczeniu zasięg usypu urobku po odstrzale nie powinien przekraczać dwóch wysokości ściany – powyżej tej wartości możemy mówić o rozrzucie. Zjawisko to wiąże się z nieefektywnym wykorzystaniem energii MW, koniecznością uprzątnięcia odłamków skalnych ze spągu wyrobiska czyli zwiększeniem kosztu odstrzału.

W celu zapewnienia bezpieczeństwa wyznacza się zasięg strefy zagrożenia rozrzutem odłamków skalnych. W przypadku odstrzału, który mieści się w granicach strefy zagrożenia ich rozrzutem, a nawet w granicach wyrobiska, ale znacznie przekracza wartość  $2H$ , należałoby podjąć działania monitorowania tego zjawiska oraz parametrów wpływających na to oddziaływanie.

Rozrzut odłamków skalnych jest zjawiskiem, którego badanie bywa problematyczne ze względu na sporadyczność występowania. Zwiększony rozrzut odłamków skalnych można stwierdzić stosunkowo łatwo i nie wymaga to specjalistycznego sprzętu pomiarowego. Dokładniejsze analizowanie zjawiska przemieszczenia mas skalnych i rozrzutu wymagane jest w szczególnych sytuacjach, jak: rozpoczęcie eksploatacji

w nowej części złoża, wznowienie robót strzałowych w miejscu od dawna nieeksploatowanym, prowadzenie strzelań w rejonach o obniżonej zwięzłości skały lub w tych miejscach wyrobiska, gdzie występują zróżnicowane właściwości górotworu. Kontrola tego niepożądanego zjawiska sprowadza się do zdefiniowania i możliwości kwantyfikacji parametrów mających na nie wpływ.



Rys. 3. Kierunki wyrzutu odłamków skalnych

Fig. 3. Trajectories of ejected rock debris

Wyrzut brył skalnych następuje najczęściej z ociosu lub ze strefy przybitkowej. W przypadku wyrzutu odłamków z ociosu zabierki, odłamki skalne przemieszczają się w jednym kierunku, zbliżonym do prostopadłego względem płaszczyzny ściany, najczęściej do wnętrza wyrobiska. W przypadku wyrzutu ze strefy przybitkowej, odłamki przemieszczają się radialnie wokół miejsca odstrzału (rys. 3). Drugi przypadek może występować w dwóch wariantach, jako wypchnięcie przybitki z części odłamków z otworów, które mają kierunek wyrzutu zbliżony do osi otworu strzałowego i odłamki te zazwyczaj spadają w rejonie zabierki. Natomiast w sytuacji, gdy warstwa skał będąca w strefie przybitki jest mniej wytrzymała niż zalegające niżej fragmenty urabianego piętra, przemieszczanie odłamków skalnych może nastąpić we wszystkich kierunkach, pod kątem generującym maksymalny zasięg rzutu – około  $45^\circ$ .

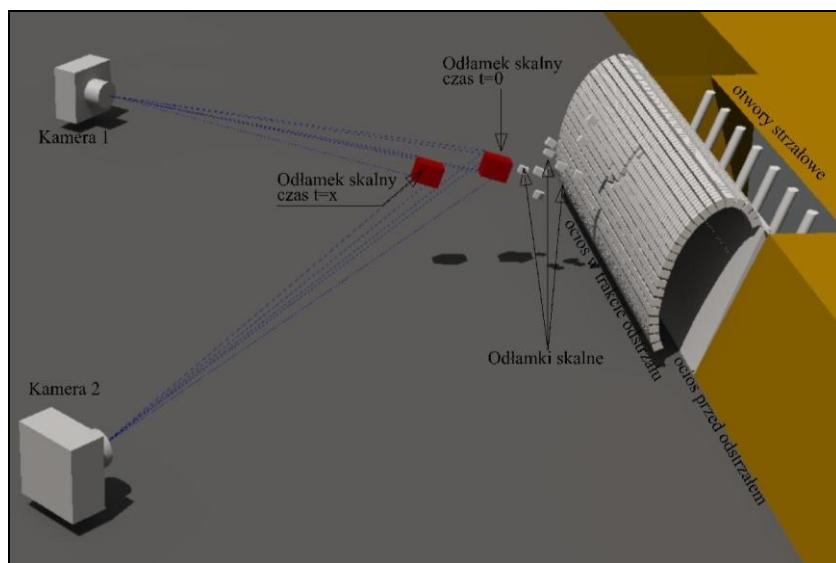
Najprostszą metodą pozyskania materiału do badań nad rozrzutem jest rejestracja wideo. Jakość obrazu podczas rejestracji odstrzału z dużej odległości (poza strefą zagrożenia) może nie spełniać wymagań jakościowych, niezbędnych do analizy przebiegu odstrzału, stąd konieczne jest stosowanie sprzętu, umożliwiającego adaptację stopnia zbliżenia i ostrości do panujących warunków. Zarejestrowany obraz powinien być co najmniej w jakości HD, a kadr dobrany w sposób umożliwiający identyfikację większych odłamków skalnych. Analiza poklatkowa zapisanego odstrzału pomaga

zidentyfikować miejsce powstania nadmiernego rozrzutu i pomaga także zidentyfikować miejsce zwiększonego wyrzutu odłamków. Posiadając dokumentację fotograficzną ociosu można stwierdzić czy w miejscu powstania zwiększonego rozrzutu nie występowało lokalne osłabienie górotworu (większa liczba spękań, wystąpienie zjawisk krasowych itp.).

Częstą przyczyną zwiększonego rozrzutu jest nieprawidłowa wartość zabioru, mniejsza niż przyjęta do projektu strzelania lub wynikająca z nierówności ociosu. Opracowanie modelu 3D zabierki przy projektowaniu strzelania pozwala dostosować budowę kolumny MW do rzeczywistych warunków. Bardziej zaawansowaną metodą badania rozrzutu odłamków skalnych jest wykorzystanie metody stereofotogrametrycznej, pozwalającej na rejestrowanie ruchu odłamków skalnych w przestrzeni 3D (Patla&Rogosz, 2019). Przykładowe stanowisko badawcze, składające się z dwóch kamer lub aparatów fotograficznych przedstawiono na rysunku 4.

Konieczność wykorzystania specjalistycznych programów graficznych oraz odpowiednio skonfigurowanego sprzętu fotograficznego powoduje, że stosowanie tej metody bywa skomplikowane. Niekiedy, możliwe jest zauważenie zbliżającego się zagrożenia rozrzutem, poprzez obserwację zwiększającego się przemieszczania urobku oraz jego rozdrobnienie. Wymaga to jak najszybszego podjęcia odpowiednich działań prewencyjnych w celu uniknięcia niebezpiecznego zdarzenia.

W związku z realnym zagrożeniem jaki stanowią odłamki skalne, rejestracja przebiegu odstrzałów powinna stanowić standardowy składnik dokumentacji robót strzałowych za pomocą sprzętu uruchamianego zdalnie i zabezpieczonego przed uszkodzeniem.



Rys. 4. Schemat stanowiska pomiarowego dla metody stereofotogrametrycznej  
Fig. 4. Scheme of a measuring stand for the stereophotogrammetric method

## 5. WYZNACZENIE MINIMALNEJ WIELKOŚCI ZBIORU POMIAROWEGO

Przedstawiona metoda musi uwzględniać ufność wyznaczonej statystycznie zależności (2) od współczynnika korelacji, będącego m.in. funkcją wielkości próby (liczby pomiarów). Niezbędna jest też prawidłowa interpretacja otrzymanych zakresów zmienności zależności na podstawie statystyk rozkładu zmiennych losowych i oszacowania ryzyka (Modrzejewski&Brych, 2007), w sposób zapewniający bezpieczeństwo przyległych obiektów. Liczbowe wyznaczenie wielkości zbioru rozpatrywanych wyników pomiarowych można określić w oparciu o definicję testu *t*-Studenta, istotności korelacji między zmiennymi *y* i *x*, wg wzoru

$$t = \frac{r}{\sqrt{1-r^2}} \cdot \sqrt{N-2} \quad (6)$$

gdzie:

- r* – współczynnik korelacji między zmiennymi,
- N* – liczba pomiarów, na podstawie których wyznaczono *r*.

Z przekształcenia wzoru (6) i określenia *t* na założonym poziomie ufności wyniku, że niezbędna liczba par pomiarów *V* i *ρ* powinna wynosić

$$N = t^2 \cdot \frac{1-r^2}{r^2} + 2 \quad (7)$$

Wzór ma tę niedogodność, że rozkład *t*-Studenta zależy od stopni swobody  $n = N-2$ , dlatego zagadnienie rozwiązuje się w sposób przybliżony drogą kolejnych iteracji, określając statystykę Studenta na wymaganym poziomie istotności.

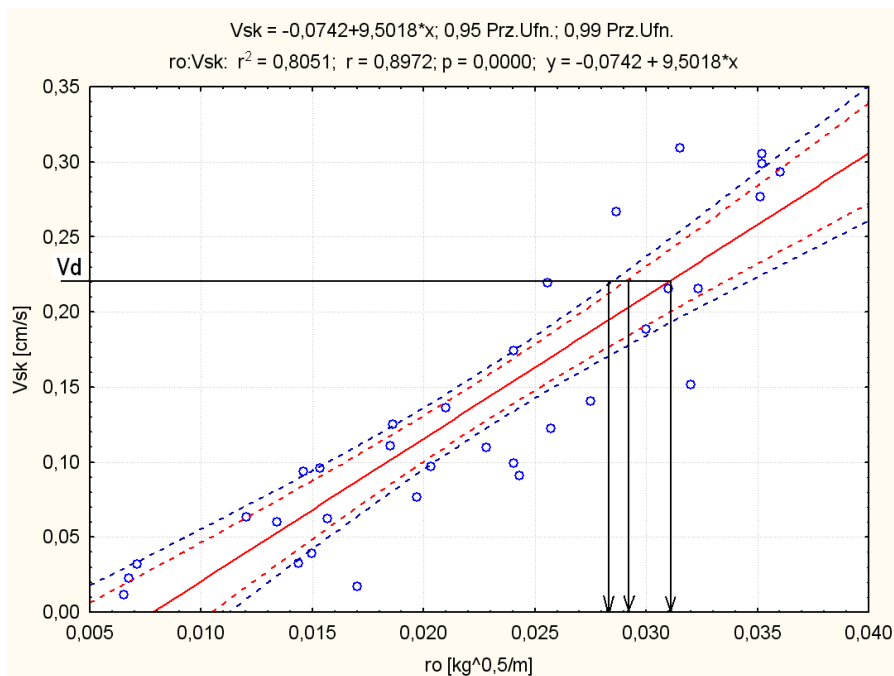
Z przedstawionych rozważań wynika że emisja i propagacja parasejsmiczna, pomimo wpływu wielu czynników zmienności może być sprowadzona do określenia niepewności prognozy w oparciu o serię bezpośrednich pomiarów *V*, *Q* i *r*, które uwzględniają równoczesny ich wpływ na wielkość rejestrowanych drgań (Modrzejewski, 2004). W praktyce zachodzi konieczność oszacowania ryzyka uszkodzenia obiektu (co wiąże się z określeniem wielkości dopuszczalnego ładunku MW) wg przedstawionej metodyki. W przypadku analizy regresji dla modelu

$$\bar{y} = a \cdot x^b \quad (8)$$

warunkową (dla postulowanej „dokładnej” wartości  $x = x_0$ ) prognozę przedziałową i przedziały ufności oblicza się za pomocą estymatora odchylenia standardowego błędów prognozy (Piwowarski, 2006)

$$S(\bar{y}) = S \left[ 1 + N^{-1} + (x_0 - \bar{x})^2 / N \cdot \sum (x_i - \bar{x})^2 \right]^{1/2} \quad (9)$$

Typową postać przedziału ufności podano na rysunku 5.



Rys. 5. Wykres regresji liniowej prędkości drgań parasejsmicznych od ładunku zredukowanego, przypadającego na jedno opóźnienie milisekundowe (Modrzejewski & Brych, 2007)

Fig. 5. A graph of linear regression of the velocity of paraseismic vibrations depending from a reduced charge per one millisecond delay (Modrzejewski & Brych, 2007)

Niebieska linia przerywana oznacza przedział ufności 99%, a przerywana czerwona przedział ufności 95%. Dokładność określenia zależności korelacyjnej przekłada się w konsekwencji na stosowaną zależność do wyznaczania dopuszczalnej masy ładunku MW na opóźnienie milisekundowe. W przypadku przyjęcia linii z przedziału ufności na poziomie 99% powoduje to ograniczenie wielkości ładunku odpalanego na opóźnienie milisekundowe.

Podobnie przedstawia się wyznaczenie poziomu dopuszczalnych drgań w obiektach chronionych. Przeprowadzenie tercjowania otrzymanych wyników najczęściej obniża ich poziom szkodliwości do 30–50%, co pozwalałoby na podniesienie masy ładunku odpalanego na opóźnienie milisekundowe. Prawidłowa interpretacja wyników wymaga uwzględnienia dodatkowo innych parametrów i warunków wykonywania strzelania, a także doświadczenia w prowadzonych pracach. Dotychczasowe wieloletnie badania i obserwacje wskazują na istotny wpływ parametrów strzelania, jak: zabiór, przewiert, długość i średnica otworów strzałowych czy właściwości energetyczne stosowanych materiałów wybuchowych (Grześkowiak, 2012). Dlatego tak ważne jest podczas określania warunków propagacji drgań, wykonanie robót strzałowych w możliwie jednorodnych warunkach geologiczno-górnictwowych.

W praktyce oznacza to często większą liczbę pomiarów badawczych na różnych kierunkach prowadzenia eksploatacji i dokładny opis geologiczny urabianych zabierek.

## 6. PODSUMOWANIE

Ustalanie nowych standardów i kierunków projektowania robót strzałowych w górnictwie odkrywkowym i makroniwelacyjnych pracach budowlanych wymaga stosowania prawidłowych, dokładnych danych i założeń wstępnych oraz korzystania z odpowiedniego oprogramowania komputerowego. Pozyskiwanie informacji o budowie geologicznej i parametrów wytrzymałościowych skał, a przede wszystkim ustaleń rzeczywistych warunków dotyczących zabierki, kształtu i pochylenia ociosu, spękań górotworu oraz różnego rodzaju anomalii w nim występujących, stanowi podstawę przyjęcia założeń wstępnych projektu robót strzałowych i prowadzonych badań. Dzięki wykorzystaniu programów, procedur obliczeniowych i badawczych, ustalone są zasięgi stref niebezpiecznych oddziaływań, skorelowane z odległością i masą czy metodą odpalania ładunków MW.

Dotychczasowe doświadczenia z prac badawczych realizowanych przez Laboratorium Sejsmiki Górotworu „Poltegor-Instytutu”, potwierdzają potrzebę stosowania nowoczesnych technik przy rozwiązywaniu problemów, związanych z możliwościami prowadzenia eksploatacji z użyciem MW w bliskiej odległości od obiektów chronionych.

Poprzez kompleksowe i systemowe stosowanie procedur analizy warunków i efektów urabiania, możliwe jest ustalanie wytycznych technologicznych, parametrów i środków strzałowych przy ustalonych warunkach wydobywania, połączonych z ochroną przyległych obiektów kubaturowych i liniowych. Ustalenie rzeczywistych i dokładnych wartości oddziaływań na przyległe obiekty zgodnie z ustalonymi procedurami badawczymi, pozwala na zapewnienie ich ochrony w zakresie oddziaływania sejsmicznego, nadciśnienia powietrznej fali udarowej i rozrzutu odłamków skalnych.

## LITERATURA

- DIN 4150 *Erschütterungen im Bauwesen. Teil 3: Einwirkungen auf bauliche Anlagen.*
- ISO 9001:2015 *Quality management systems - Requirements.*
- ISO 9004:2009 *Quality management systems - Guidelines for performance improvements.*
- GRZEŚKOWIAK A., 2012, *Współczesne metody projektowania i optymalizacji robót strzałowych w odkrywkowych zakładach górniczych*, XV Forum Górnictwa Skalnego, Kopaliny Pospolite, Ustroń.
- MODRZEJEWSKI S., 2004, *Zmienności technologicznych parametrów strzelania i ich wpływ na ufność prognozowania oddziaływań parasejsmicznych w górnictwie odkrywkowym*, Górnictwo Odkrywkowe, nr 5–6.
- MODRZEJEWSKI S., BRYCH M., 2007, *Możliwości i sposoby zwiększania ufności prognozowania zasięgów oddziaływań parasejsmicznych powodowanych robotami strzałowymi w górnictwie odkrywkowym*, Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 9/1, 69–73.



- ONDERKA Z. BIESSIKIRSKI R., SIERADZKI J., 2000, *Badania intensywności drgań parasejsmicznych przy strzelaniu w kopalniach odkrywkowych*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, nr 91, Konf. nr 28, 321–337.
- PATLA S., ROGOSZ K., 2019, *Metoda stereofotogrametrycznego badania rozrzutu odłamków skalnych*, Poltegor-Instytut, (niepubl.).
- PIWOWARSKI W., 2006, *Szacowanie ryzyka powstawania szkody górniczej*, Przegląd Górniczy nr 6, 22–28.
- PN-85/B-02170:2016 *Ocena szkodliwości drgań przekazywanych przez podłoże na budynki*.
- PN-EN ISO/IEC: 17000:2006 *Ocena zgodności - Terminologia i zasady ogólne*.
- PN-EN ISO/IEC: 17025:2018-02 *Ogólne wymagania dotyczące kompetencji laboratoriów badawczych i wzorcujących*.
- PN-ISO 31000:2018-08 *Zarządzanie ryzykiem. Wytyczne*.
- Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 9.11.2016 r. *ws. szczegółowych wymagań dotyczących przechowywania i używania środków strzałowych i sprzętu strzałowego w ruchu zakładu górniczego*, Dz.U.2016.321.
- ZAJĄC R., 2019, *Podejście procesowe w zarządzaniu laboratorium badawczym w świetle zmienionych wymagań normy PN-EN ISO/IEC 17025:2018-02*, Maszyny Górnicze nr 2/2, 79–91.

#### CONDITIONS FOR QUALITY ASSURANCE IN STUDIES OF THE IMPACT OF BLASTING OPERATIONS ON THE ENVIRONMENT

The article presents elements and actions that improve quality of research conducted while determining range of impacts on the environment for blasting operations. Research methods and methods for assessing uncertainty in estimation of correlation between vibration propagation and allowable explosive charges are discussed. Methods for improving research and measuring equipment, as well as validation of measurement methods and advanced techniques for analyzing results, which are basis for quality management systems in research units and laboratories, are presented.



## **WYSTARCZALNOŚĆ ZASOBÓW KAMIENI ŁAMANYCH I BLOCZNYCH W POLSCE**

### **1. WSTĘP**

Dostępność zasobów kamieni łamanych i blocznych z krajowych złóż ma kluczowe znaczenie dla możliwości rozwoju ważnych dla gospodarki sektorów przemysłu – drogownictwa i budownictwa. Ostatnie kilkanaście lat to okres intensywnego szczyptywania udokumentowanej bazy zasobowej tych skał, w szczególności na potrzeby szybko rosnącej produkcji kruszyw łamanych. W zdecydowanie mniejszym zakresie przyczyniło się do tego wydobywanie bloków i mniejszych elementów foremnych dla celów architektonicznych (m.in. produkcja płyt okładzinowych) oraz drogowych (produkcja kostki, krawężników), które dotyczy głównie granitów i piaskowców, a tylko podrzędnie sjenitów, dolomitów, wapieni i marmurów.

Udział wydobywania kamienia blocznego i do produkcji elementów drogowych w łącznej wielkości kamieni łamanych i blocznych jest stosunkowo niewielki i systematycznie maleje wraz ze wzrostem ilości kopaliny, pozyskiwanej do produkcji kruszyw łamanych, niezbędnych dla inwestycji drogowych, kolejowych oraz betonów wyższych klas wytrzymałości.

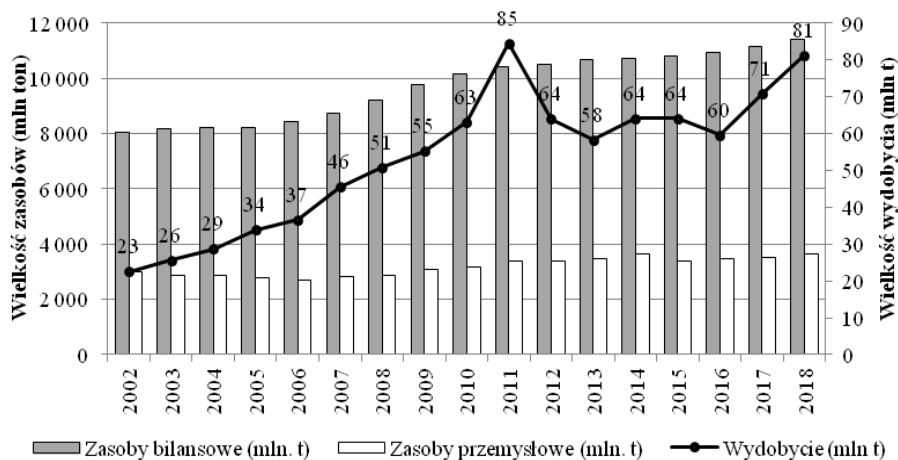
W artykule przedstawiono wyniki analizy zmian wielkości bazy zasobowej kamieni łamanych i blocznych w Polsce oraz stanu jej zagospodarowania w latach 2002–2018, w okresie w którym zanotowano rekordowe wzrosty wydobywania tej grupy kopaliny. Prześledzono także zmiany wielkości wydobywania tych skał, z uwzględnieniem głównych tendencji rynkowych. Obliczono okresy wystarczalności statycznej zasobów bilansowych i przemysłowych, przyjmując jako punkt odniesienia wielkości zasobów i wydobywania w 2018 r. Wskazano grupy kopaliny z występującym zagrożeniem wyczerpania zasobów w stosunkowo krótkim czasie oraz takich, których baza zasobowa jest wystarczająca dla prowadzenia eksploatacji jeszcze przez wiele lat.

Analizę przeprowadzono łącznie dla całej grupy kamieni łamanych i blocznych, a także dla poszczególnych odmian skał magmowych, metamorficznych i osadowych. Zrezygnowano z wydzielenia złóż kopaliny blocznych oraz złóż, z których kopalina wykazuje przydatność jako kamień łamany. Ten pierwszy kierunek bowiem, nawet dla granitów, ma obecnie charakter marginalny. Ostatnie lata pokazały, że rosnący popyt na kruszywa łamane, w szczególności produkowane ze skał o korzystnych właściwościach fizyczno-mechanicznych, jak granity, zbite piaskowce karpackie i wapie-

nie, spowodował niejednokrotnie szybki wzrost wydobycia ze złóż, które w przeszłości stanowiły źródło pozyskiwania bloków (Bromowicz&Figarska-Warchoł, 2012; Glapa&Sroga, 2013; Guzik, 2018). Jedną z przyczyn takiej sytuacji są często ograniczone możliwości zagospodarowania nowych złóż, na co wskazują liczne publikacje (m.in. Nieć, 2013; Guzik&Kot-Niewiadomska, 2015).

## 2. ZMIANY STANU BAZY ZASOBOWEJ KAMIENI ŁAMANYCH I BLOCZNYCH

Pomimo znacznego ubytku zasobów w wyniku eksploatacji, co związane było przede wszystkim z dynamicznym wzrostem produkcji kruszyw łamanych, baza zasobowa kamieni łamanych i blocznych w ostatnich latach systematycznie się powiększała. Od 2002 roku w tej grupie kopalin notowany był nieprzerwany wzrost zasobów bilansowych, z jego dynamiką od poniżej 1% do 6%/rok (rys. 1).

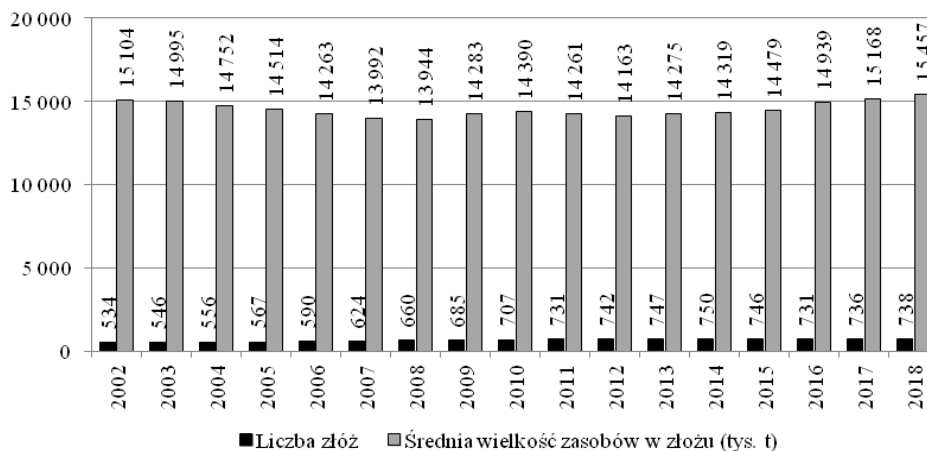


Rys. 1. Zmiany wielkości zasobów bilansowych oraz wydobycia kamieni łamanych i blocznych w latach 2002–2018 (*Bilans*, 2019 i wydania wcześniejsze)

Fig. 1. Changes of recognized mineral resource and mining output of crushed and dimension stone in the years 2002–2018

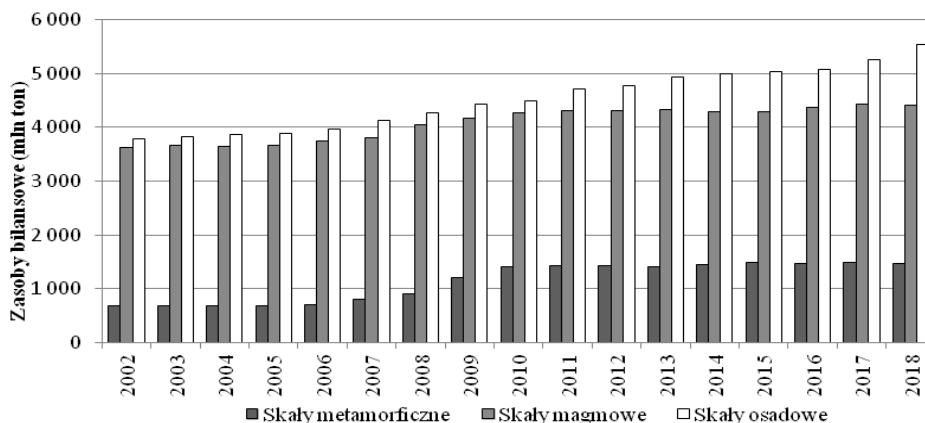
W analizowanych latach 2002–2018 liczba udokumentowanych złóż kamieni łamanych i blocznych zwiększyła się z 534 do 738 (*Bilans*, 2019 i wcześniejsze wydania). Zasoby bilansowe wzrosły w tym okresie z ok. 8,1 do 11,4 mld t, tj. o około 41% (rys. 1). Wynikało to z kilku czynników. Jednym z nich było dokumentowanie nowych złóż, innym – być może ważniejszym – dokładniejsze rozpoznanie i powiększenie granic złóż już zagospodarowanych, często w obrębie istniejących obszarów górniczych (*Bilans*, 2019; Galos&Glapa, 2008). Największa dynamika wzrostu zasobów obserwowana była w latach 2007–2010, gdy zwiększały się przede wszystkim

zasoby skał metamorficznych, a w nieco mniejszym zakresie również skał magmowych i osadowych (rys. 1). Średnia wielkość zasobów w złożu zmieniała się w latach 2002–2018 w przedziale zakresie 13,9–15,5 mln t (rys. 2). Najniższe wartości notowane były w latach 2006–2015 (poniżej 14,5 mln t), a ostatnio stopień rozdrobnienia zasobów ponownie zaczął być ograniczany. Sytuacja ta jest zatem zdecydowanie bardziej korzystna niż w przypadku złóż piasków i żwirów, w których średnia jednostkowa wielkość zasobów zmniejszyła się o niemal 40%.



Rys. 2. Liczba złóż i średnia jednostkowa wielkość zasobów bilansowych w złożach kamieni łamanych i blocznych w latach 2002–2018 (Bilans, 2019 i wcześniejsze wydania)

Fig. 2. Number of deposits and average unit mineral resources in crushed and dimension stone deposits in the years 2002–2018

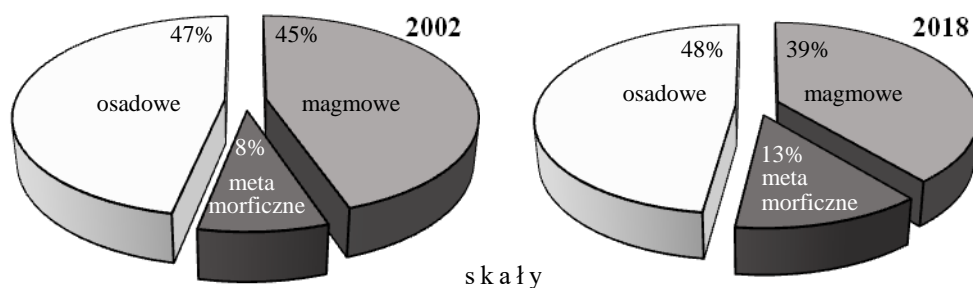


Rys. 3. Struktura zasobów bilansowych kamieni łamanych i blocznych w latach 2002–2018 (Bilans, 2019 i wydania wcześniejsze)

Fig. 3. Structure of recognized mineral resources of crushed and dimension stone deposits in the years 2002–2018

Struktura rodzajowa zasobów kamieni łamanych i blocznych jest wyraźnie zdominowana przez skały osadowe i magmowe (rys. 3, 4). Również w przypadku tych dwóch grup w latach 2002–2018 zaznaczył się największy przyrost zasobów bilansowych, odpowiednio o 46% (z 3,8 do 5,5 mld t) oraz o 22% (z 3,6 do 4,4 mld t). Pomimo tego, udział skał magmowych w łącznych zasobach bilansowych zmniejszył się z 45 do 39%, wobec wzrostu o kilka procent udziału skał osadowych i metamorficznych (rys. 4). Według danych tabeli 1 zasoby bilansowe tych ostatnich w latach 2006–2010 wzrosły dwukrotnie, z niespełna 0,7 mld t do blisko 1,5 mld t.

W tabeli 1 podano statyczną wystarczalności zasobów bilansowych analizowanych kopalni, obliczoną z zastosowaniem współczynnikiem korygującego – 0,77 (Kozłowski, 1990) – jako iloraz wielkości tych zasobów do ich wydobywania w 2018 r.



Rys. 4. Zmiany struktury zasobów bilansowych kamieni łamanych i blocznych w latach 2002–2018 (Bilans, 2019 i wcześniejsze wydania)

Fig. 4. Changes of structure of recognized resources of crushed and dimension stone deposits in the years 2002–2018

## 2.1. SKAŁY OSADOWE

Intensywny rozwój bazy zasobowej skał osadowych dotyczył przede wszystkim złóż wapieni, piaskowców i dolomitów (tab. 1). Zasoby bilansowe wapieni zwiększyły się w latach 2002–2018 o ok. 700 mln t (z 1,3 do 2,0 mld t), a dolomitów o około 600 mln t (z 0,7 do 1,3 mld t), przede wszystkim za sprawą dokumentowania nowych złóż lub zmian granic dotychczasowych złóż, głównie w województwie świętokrzyskim. Znacznie rzadziej przyrost zasobów następował w efekcie lepszego rozpoznania budowy geologicznej (np. złoża dolomitu Nowa Wioska w woj. śląskim). W regionie świętokrzyskim pojawiło się wiele nowych złóż, na ogół dokumentowanych w pobliżu czynnych już kopalń (np. w pobliżu Łagowa). Największe spośród nich to m.in. złoża wapieni: Łagów II (51 mln t), Bratkowszczyzna 1 (45 mln t), Wola Morawicka Południe

(34 mln t), Chomentów 1 (33 mln t) oraz Obice, Stobiec I, Łągów-Nowy Staw (zasoby powyżej 20 mln t każde); także złoża dolomitu: Winna Południe (34 mln t), Nowy Staw I i Wszachów III (każde powyżej 20 mln t). Tylko nieliczne z tych złóż zostały w tym czasie zagospodarowane (np. złożo Łągów II). W analizowanym okresie znaczne przyrosty zasobów dotyczyły eksploatowanych złóż dolomitów: Laskowa Góra, Wszachów I, Kowala Mała i in. Poza rejonem świętokrzyskim duże złoża wapieni i dolomitów udokumentowano w województwie opolskim – eksploatowane obecnie złożo wapieni Szymiszów o zasobach 180 mln t, dolnośląskim – złożo wapieni i dolomitów Połom, a także śląskim i małopolskim – w złożu dolomitów Żelatowa.

Nieco wolniejszy był w analizowanym przedziale czasu wzrost zasobów piaskowców (o ok. 400 mln t, z 1,3 do 1,7 mld t). Dotyczył on przede wszystkim złóż piaskowców karpackich w województwie małopolskim i podkarpackim, gdzie udokumentowano duże złoża, np. Lipowica II-1 (zasoby 141 mln t), Moszczaniec II (36 mln t), Szufnarowa (30 mln t) oraz Barcice 2 (10 mln t) lub znacznie zwiększono zasoby złóż zagospodarowanych (np. Klęczany, Klikuszowa, Męcina). Ponadto szereg niewielkich złóż piaskowców rozpoznanych zostało w województwie mazowieckim, łódzkim i dolnośląskim.

## 2.2. SKAŁY MAGMOWE

W grupie tych skał najszybciej rosły zasoby bilansowe granitu, w latach 2002–2018 zanotowano rekordowy wzrost o ok. 0,5 mld t (z 1,3 do 1,8 mld t, tab. 1). Dotyczył on przede wszystkim granitów płyty strzegomskiej. Równocześnie z intensywnym rozwojem wydobywania kopaliny dokumentowane były nowe złoża, m.in. Mrowiny III (39,6 mln t), Strzegów I (28,3 mln t), Strzegom Artur (25,7 mln t), Mrowiny II (25,3 mln t), Strzegom (22,9 mln t) oraz Gniewków I (20,9 mln t). Większość z tych złóż dotychczas pozostała niezagospodarowana, bądź prowadzono wydobywanie krótkookresowe.

Znaczący wzrost udokumentowanych zasobów bilansowych odnotowano również w przypadku porfirów (o 195 mln t, z 570 do 765 mln t), gabr (o 57 mln t, z 453 do 510 mln t), melafirów (o 41 mln t, z 424 do 465 mln t), granodiorytów (o 29 mln t, z 121 do 150 mln t) oraz sjenitów (o 38 mln t, z 41 do 79 mln t) – tabela 1.

Odmienna sytuacja dotyczy bazaltów, gdyż tempo szczypania zasobów było zdecydowanie szybsze od przyrostu nowych zasobów. W latach 2002–2018 baza zasobowa tych skał została uszczuplona na skutek eksploatacji – z 588 do 554 mln t, a dodatkowo wiele złóż zostało skreślonych z bilansu zasobów. Ubytku zasobów nie rekompensował przyrost zasobów w kilku nowo udokumentowanych złożach, przyległych do wcześniej udokumentowanych, jak Targowica-Wschód, Gronów, Księginki I oraz Męcinka I.

Tab. 1. Zmiany zasobów bilansowych kamieni łamanych i błocznych oraz lata ich wystarczalności  
 Tab. 1. Changes of recognized mineral resources of crushed and dimension stones and their sufficiency index

Rodzaj kopaliny	Zasoby bilansowe, tys. t										Wydobycie 2018 r., tys. t	Stacyjna wystarczalność zasobów, lata*
	2002	2006	2010	2011	2014	2018	Zmiana 2018/2002, %					
<b>skaly osadowe</b>	<b>3 778 960</b>	<b>3 973 228</b>	<b>4 494 514</b>	<b>4 704 127</b>	<b>4 987 159</b>	<b>5 531 682</b>	<b>+46,38</b>	<b>42 750</b>	<b>100</b>			
wapien	1 325 949	1 306 407	1 561 566	1 705 489	1 804 651	2 019 242	+52,29	15 828	98			
piaskowiec	1 264 191	1 309 586	1 430 046	1 455 336	1 524 977	1 680 395	+32,92	6 494	199			
dolomit	679 363	896 819	1 003 673	1 041 296	1 102 546	1 233 860	+84,56	14 548	66			
piaskowiec kwarcytowy	156 587	158 019	174 425	181 690	220 100	230 427	+47,16	1 972	90			
pozostale	352 870	302 394	324 804	320 316	334 885	347 758	-1,45	3 908	69			
<b>skaly magmowe</b>	<b>3 613 767</b>	<b>3 739 755</b>	<b>4 274 116</b>	<b>4 302 946</b>	<b>4 296 737</b>	<b>4 413 757</b>	<b>+22,13</b>	<b>31 086</b>	<b>101</b>			
granit	1 341 313	1 394 409	1 644 596	1 697 056	1 689 284	1 838 412	+37,06	10 784	131			
porfir	569 510	689 145	779 495	777 943	772 171	764 938	+34,32	1 921	307			
bazalt	588 099	592 125	597 540	586 743	584 977	554 214	-5,76	9 081	47			
gabro	453 236	446 242	494 952	491 504	511 376	509 966	+12,52	2 859	137			
melafir	424 033	428 349	490 734	487 319	478 376	464 942	+9,65	5 051	71			
granodioryt	120 920	123 819	155 110	151 927	153 762	150 280	+24,28	365	317			
sjenit	41 301	39 381	57 077	56 281	53 300	79 052	+91,40	918	66			
pozostale	73 355	26 285	54 612	54 173	53 491	51 953	-31,06	107	374			
<b>skaly metamorficzne</b>	<b>672 563</b>	<b>701 890</b>	<b>1 405 157</b>	<b>1 417 896</b>	<b>1 455 238</b>	<b>1 461 861</b>	<b>+117,36</b>	<b>7 417</b>	<b>152</b>			
gnejs	100 044	103 187	456 588	466 083	464 051	487 944	+387,73	1 141	329			
marmur	245 965	245 911	252 882	252 865	247 500	247 581	+0,66	14	13 617			
marmur dolomityczny	183 341	184 928	182 864	182 268	229 570	215 496	+17,54	570	291			
migmatyt	41 796	58 652	220 367	217 674	213 015	206 603	+384,31	2 676	59			
amfibolit	63 101	65 495	177 135	176 104	183 918	177 968	+182,04	2 111	65			
serpentynit	23 830	29 095	72 775	80 357	74 640	83 726	+251,35	905	71			
pozostale	14 486	14 622	42 546	42 545	42 544	42 543	+193,68	—	—			
<b>ogółem</b>	<b>8 065 290</b>	<b>8 414 875</b>	<b>10 173 787</b>	<b>10 424 969</b>	<b>10 739 134</b>	<b>11 407 301</b>	<b>+41,44</b>	<b>81 253</b>	<b>108</b>			

\*lata wystarczalności zasobów bilansowych – iloraz wielkości zasobów bilansowych i wydobycia w 2018 r.; skorygowany współczynnikiem 0,77 (Kozłowski, 1990).  
 źródło: (Bilans..., 2019 i wydania wcześniejsze), obliczenia własne.



### 2.3. SKAŁY METAMORFICZNE

W grupie skał metamorficznych największy przyrost zasobów bilansowych w latach 2002–2018 odnotowano dla gnejsów (o 388 mln t, z 100 do 488 mln t), migmatytów (o 165 mln t, z zaledwie 42 do 207 mln t) oraz amfibolitów (o 115 mln t, z 63 do 178 mln t, tabela 1). Miało to miejsce głównie w 2009 i 2010 roku, w szczególności wskutek zwiększenia granic złoża amfibolitu i migmatytu Piława Górna oraz gnejsu Doboszowice 1, a także udokumentowania złoża gnejsu Grodziszczce.

Spośród innych odmian skał metamorficznych zwiększyły się zasoby marmurów dolomitycznych (o 32 mln t, z 183 do 215 mln t) oraz serpentynitów (o 60 mln t, z 24 do 84 mln t) – tabela 1, przy niemal niezmiennych zasobach marmurów, których znacząca baza zasobowa praktycznie nie jest w ostatnich latach wykorzystywana.

## 3. STAN ZAGOSPODAROWANIA KRAJOWEJ BAZY ZASOBOWEJ

W efekcie intensywnego rozwoju wydobycia, skutkującego udostępnianiem nowo udokumentowanych złóż oraz zwiększeniem granic dotychczas eksploatowanych, w ostatnich latach stopień zagospodarowania krajowej bazy zasobowej kamieni łamanych i blocznych systematycznie rósł. Obecnie na złoża zagospodarowane przypada ponad połowa krajowych zasobów bilansowych kamieni łamanych i blocznych. W 2018 r. udział ten wyniósł już 54,2%, co w porównaniu do 2002 r. oznacza wzrost aż o ponad 6% (rys. 5). Jednocześnie stosunkowo szybko spadał udział zasobów bilansowych w złożach niezagospodarowanych – z 45,0% w 2002 r. do 38,1% w 2019 r., przy stosunkowo niewielkich zmianach udziału zasobów w złożach o zaniechanym wydobyciu (rys. 5).

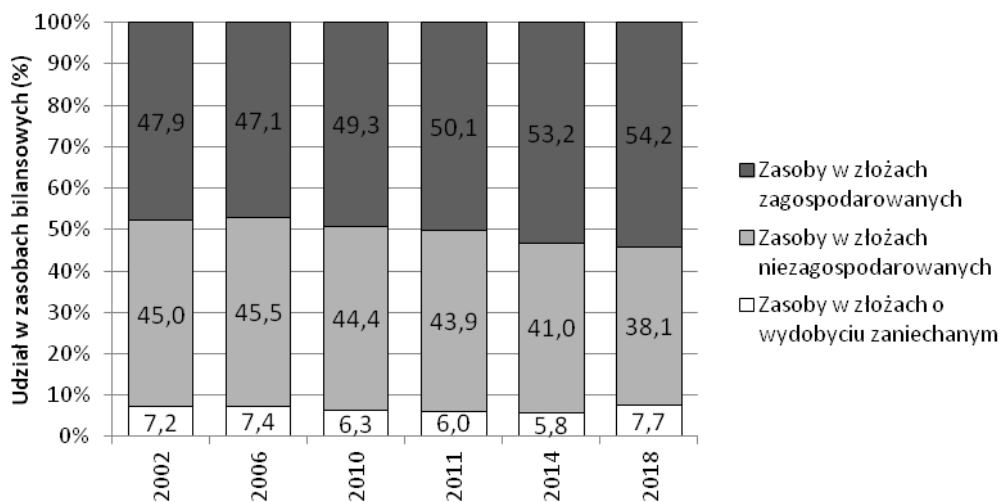
Zasoby przemysłowe stanowiły w latach 2002–2018 pomiędzy 31,3–37,0% zasobów bilansowych. Ich łączna wielkość, po ograniczeniu z ok. 3,0 mld t w 2002 r. do 2,7 mld t w 2006 r., w kolejnych latach rosła do ok. 3,6 mld t, stabilizując się na tym poziomie od 2014 r. (tab. 2). W całym analizowanym okresie lat 2002–2018 łączne zasoby przemysłowe wzrosły o ok. 21,6%, przy czym w przypadku skał magmowych zmalały o 7,8%, dla skał osadowych wzrosły o 47,3%, a dla skał metamorficznych aż o 190,7%.

Wśród skał osadowych największe przyrosty zasobów przemysłowych dotyczyły złóż dolomitów (+136%) i piaskowców (+28%), a ubytki – złóż wapieni i piaskowców kwarcytowych. Wśród skał magmowych największe przyrosty zasobów przemysłowych dotyczyły złóż granodiorytu (85 razy), sjenitu (+160%) i granitu (+12%), a ubytki – złóż melafiru (–57%), gabra (–23%) i bazaltu (–10%). Wśród skał metamorficznych największe przyrosty zasobów przemysłowych wystąpiły w złożach marmuru (+659%), serpentynitu (+548%), gnejsu (+362%), amfibolitu (+131%) i migmatytu (+80%), a ubytki – tylko złóż marmuru dolomitycznego (tab. 2).

Tab. 2. Zmiany zasobów przemysłowych kamieni lamanych i blocznych oraz lata ich wystarczalności  
 Tab. 2. Changes of mineral reserves of crushed and dimension stones and their sufficiency index

Rodzaj kopaliny	Zasoby przemysłowe [tys. t]										Zmiana zasobów 2002-2018, %	Wydobycie 2018 r., tys. t	Statyczna wystarczalność zasobów, lata*
	2002	2006	2010	2011	2014	2018							
	2002	2006	2010	2011	2014	2018							
<b>skaly osadowe</b>	<b>777 046</b>	<b>631 332</b>	<b>778 516</b>	<b>797 202</b>	<b>1 024 974</b>	<b>1 144 553</b>	<b>+47,30</b>	<b>42 750</b>	<b>27!!</b>				
wapieni*	284 122	136 120	234 222	243 193	302 580	274 821	-3,27	15 828	17!!				
piaskowiec	194 959	187 271	205 849	215 795	275 932	250 807	+28,65	6 494	39!!				
dolomit*	145 364	151 618	164 617	174 249	195 939	343 147	+136,06	14 548	24!!				
piaskowiec kwarcytowy	49 153	39 587	51 629	49 061	54 332	44 740	-8,98	1 972	23!!				
pozostale	103 448	116 736	122 199	114 904	196 191	231 038	+123,34	3 908	59				
<b>skaly magmowe</b>	<b>2 000 919</b>	<b>1 877 119</b>	<b>2 127 423</b>	<b>2 109 160</b>	<b>1 951 627</b>	<b>1 844 432</b>	<b>-7,82</b>	<b>31 086</b>	<b>59</b>				
granit	880 012	794 435	939 936	913 010	949 974	983 343	+11,74	10 784	91				
porfir	68 327	63 724	93 213	91 662	87 409	66 256	-3,03	1 921	34!!				
bazalt	385 376	380 899	375 997	396 181	375 118	348 485	-9,57	9 081	38!!				
gabro	348 896	341 903	367 034	363 586	249 955	268 301	-23,10	2 859	94				
melafir	299 321	279 459	306 338	301 332	250 304	129 234	-56,82	5 051	26!!				
granodioryt	88	—	13 487	13 207	12 139	7 531	+8 457,96	365	21!!				
stelit	14 984	13 046	25 200	24 404	21 632	38 921	+159,75	918	42				
pozostale	3 915	3 653	6 218	5 778	5 096	2 361	-39,69	107	22!!				
<b>skaly metamorficzne</b>	<b>236 644</b>	<b>237 772</b>	<b>327 267</b>	<b>619 017</b>	<b>722 300</b>	<b>687 835</b>	<b>+190,66</b>	<b>7 417</b>	<b>93</b>				
gnejs	60 554	60 349	87 650	384 798	307 696	279 993	+362,39	1 141	245				
marmur	19 567	22 415	22 361	22 344	165 145	148 519	+659,03	14	10 609				
marmur dolomityczny	87 078	88 617	84 313	83 716	81 915	80 463	-7,60	570	141				
migmatyt	38 116	38 116	62 960	60 267	72 443	68 706	+80,26	2 676	26!!				
amfibolit	18 885	17 143	44 369	43 338	48 481	43 550	+130,61	2 111	21!!				
serpentyt	9 854	8 542	22 889	21 829	43 895	63 879	+548,25	905	71				
pozostale	2 590	2 590	2 725	2 725	2 725	2 725	+5,21	—	—				
<b>ogolem</b>	<b>2 987 186</b>	<b>2 708 633</b>	<b>3 181 574</b>	<b>3 372 253</b>	<b>3 644 569</b>	<b>3 631 073</b>	<b>+21,56</b>	<b>81 253</b>	<b>45</b>				

\* wielkość szacunkowa, w Bilans zasobów... dla części złóż podawane są łączne zasoby wapieni i dolomitów.  
 Źródło: (Bilans..., 2019 i wydania wcześniejsze), obliczenia własne.



Rys. 5. Stopień zagospodarowania krajowej bazy zasobowej kamieni łamanych i blocznych (Bilans, 2019 i wydania wcześniejsze, obliczenia własne)

Fig. 5. Level of development of the domestic resources base of crushed and dimension stone

W wielkościach bezwzględnych największe zasoby przemysłowe są udokumentowane w złożach granitu (aż 983 mln t), bardzo duże także w złożach bazaltu (348 mln t), dolomitu (343 mln t, bardzo duży wzrost), gnejsów (280 mln t, bardzo duży wzrost), wapieni (274 mln t), gabr (258 mln t) i piaskowców (251 mln t). Biorąc to pod uwagę, można śmiało stwierdzić, że w najbliższych latach na złożach tych właśnie skał będzie głównie bazować krajowa produkcja kruszyw łamanych.

Zwraca uwagę fakt, że dla większości skał magmowych i metamorficznych udział zasobów przemysłowych w łącznych zasobach bilansowych danego typu skały przekracza 40%, wynosząc średnio dla skał magmowych 42%, a dla skał metamorficznych 47%. W szczególności dotyczy to bazaltu, gabra, granitu i sjenitu wśród skał magmowych oraz serpentynitu, marmuru i gnejsu wśród skał metamorficznych (tab. 3). Odmiennie sytuacja ta wygląda w przypadku skał osadowych, gdzie udział ten zasadniczo nie przekracza 30%, a średnio dla skał osadowych wynosi tylko 21%. Powyższe wskazuje, że rezerwy w zakresie możliwości zagospodarowania nowych złóż, zwłaszcza w perspektywie kolejnych 20–30 lat, mogą dotyczyć głównie złóż skał osadowych, w znacznie mniejszym stopniu złóż skał magmowych i metamorficznych.

Tab. 3. Udział zasobów przemysłowych w zasobach bilansowych kamieni łamanych i blocznych [%]  
 Tab. 3. Share of mineral reserves in recognized mineral resources of crushed and dimension stone [%]

Rodzaj kopaliny	2002	2006	2010	2011	2014	2018	Zmiana 2002–2018 [%]
<b>skały osadowe</b>	<b>21</b>	<b>16</b>	<b>17</b>	<b>17</b>	<b>21</b>	<b>21</b>	<b>0</b>
wapień	21	10	15	14	17	14	-17
piaskowiec	15	14	14	15	18	15	0
dolomit	21	17	16	17	18	27	+6
piaskowiec kwarcytowy	31	25	30	27	25	19	-12
pozostałe	38	50	49	47	76	86	+48
<b>skały magmowe</b>	<b>55</b>	<b>50</b>	<b>50</b>	<b>49</b>	<b>45</b>	<b>42</b>	<b>-13</b>
granit	66	57	57	54	56	53	-13
porfir	12	9	12	12	11	9	-3
bazalt	66	64	63	68	64	63	-3
gabro	77	77	74	74	49	53	-24
melafir	71	65	62	62	52	28	-43
granodioryt	0	0	9	9	8	5	-
sjenit	36	33	44	43	41	49	+13
pozostałe	5	14	11	11	10	5	0
<b>skały metamorficzne</b>	<b>35</b>	<b>34</b>	<b>23</b>	<b>44</b>	<b>50</b>	<b>47</b>	<b>+12</b>
gnejs	61	58	19	83	66	57	-4
marmur	8	9	9	9	67	60	+58
marmur dolomityczny	47	48	46	46	36	37	-10
migmatyt	91	65	29	28	34	33	-58
amfibolit	30	26	25	25	26	24	-6
serpentyt	41	29	31	27	59	76	+35
pozostałe	18	18	6	6	6	6	-12
<b>ogółem</b>	<b>37</b>	<b>32</b>	<b>31</b>	<b>32</b>	<b>34</b>	<b>32</b>	<b>-5</b>

źródło: (Bilans, 2019 i wydania wcześniejsze), obliczenia własne.

#### 4. ZMIANY WIELKOŚCI WYDOBYCIA KAMIENI ŁAMANYCH I BLOCZNYCH A UWARUNKOWANIA RYNKOWE

Produkcja naturalnych kruszyw łamanych w Polsce po 2000 roku uległa bardzo intensywnemu rozwojowi, od poziomu około 30 mln t/rok. Niezwykle dynamiczny rozwój popytu, notowany szczególnie w latach 2006–2010, pozwolił na wzrost ich produkcji krajowej do ponad 60 mln t/r., z jednorazowym skokowym wzrostem do ponad 88 mln t w 2011 roku (tab. 4). Wobec zmniejszenia tempa inwestycji drogowych w kolejnych latach i związanego z tym osłabienia popytu na kruszywa łamane, ich krajowa produkcja uległa stabilizacji na poziomie około 60 mln t/r. w okresie 2013–2016, jednak już od 2017 roku zanotowano ponowny szybki wzrost produkcji do niemal 68 mln t w 2017 roku i ponad 80 mln t w 2018 roku. W strukturze rodzajowej w ciągu ostatnich kilkunastu lat wzrosła rola głównie kruszyw dolomitowych, wapiennych i granitowych; zmalała natomiast kruszyw z niektórych skał magmowych.

Wielkość produkcji kruszyw łamanych była w ostatnich latach niejednokrotnie większa od oficjalnej wielkości wydobycia ze złóż kamieni łamanych i blocznych (tab. 5). Było to konsekwencją rosnącego wykorzystywania do produkcji kruszyw łamanych także części wapieni ze złóż rozpoznanych dla przemysłu wapienniczego i cementowego (4–5 mln t/r), dolomitów będących odpadem przeróbczym w kopalniach rud Zn-Pb (do 1 mln t/r), a także dolomitów ze złóż dolomitów przemysłowych (ponad 1 mln t/r), (Galos&Smakowski, 2019).

Tab. 4. Gospodarka kruszywami naturalnymi łamanymi w latach 2000–2018 [tys. ton]

Tab. 4. Management of natural crushed aggregates in 2000–2018 [kt]

Lata	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
produkcja	32302	28851	29518	31061	34159	33098	38836	46855	49442
import	1050	1131	829	954	1237	1294	1619	2772	3555
eksport	269	299	127	114	549	948	1117	1035	975
zużycie (p)	33083	29683	30220	31901	34847	33444	39338	48592	52022

	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
produkcja	57834	62809	88697	64860	57945	61118	60806	59169	67617	80161
import	3074	3217	5881	3659	1533	2145	2576	1804	2289	3121
eksport	793	912	933	825	1006	1308	925	814	876	1546
zużycie (p)	60115	65114	93645	67694	58472	61955	62457	60159	69030	81736

źródło: Galos&Smakowski 2019, GUS.

Głównymi skałami użytkowymi do produkcji naturalnych kruszyw łamanych pozostają: granity, bazalty, melafiry i gabra-diabazy wśród skał magmowych, amfibolity i migmatyty wśród skał metamorficznych, dolomity, wapienie i piaskowce wśród skał osadowych. Struktura rodzajowa wydobycia (tab. 5) wskazuje na wieloletnią dominację skał magmowych, co ulega wyraźnej zmianie w ostatnich kilkunastu latach, gdy ich udział w łącznym wydobyciu ze złóż kamieni łamanych i blocznych spadł z 55% w 2000 r. i 48% w 2002 r. do 41% w 2010 r. i już tylko 38% w 2018 r.

Najbardziej intensywnie w tej grupie skał eksploatowane są granity (10,8 mln t w 2018 r.), bazalty (9,1 mln t), melafiry (5,1 mln t) i gabra-diabaz (2,8 mln t). Tradycyjnie niewielkie znaczenie ma produkcja kruszyw ze skał metamorficznych, prowadzona wyłącznie na Dolnym Śląsku. Wobec okresowego, skokowego rozwoju produkcji kruszyw amfibolitowo-migmatytowych w kopalni Piława Górna, udział tej grupy skał w łącznym wydobyciu w latach 2009–2010 przekroczył 10%, a ostatnio wynosił 7–9%.

Udział skał osadowych w łącznym wydobyciu uległ od początku XXI wieku radykalnemu wzrostowi: z niespełna 40% w 2000 r. do 46% w 2002 r., 48% w 2010 r. i 53% w 2018 r. Kluczowe znaczenie ma wydobycie skał węglanowych (dolomitów, wapieni i wapieni dolomitycznych), które w 2018 r. wyniosło łącznie 30,4 mln t.

Istotnie mniejsze znaczenie mają piaskowce, piaskowce kwarcytowe i piaskowce szarogłazowe, których łączne wydobycie w 2018 r. wyniosło 8,6 mln t. Wydobycie dolomitów i wapieni do produkcji kruszyw tradycyjnie skoncentrowane jest w regionie świętokrzyskim (kilkadziesiąt różnej wielkości kopalń) oraz śląsko-krakowskim (kilkanaście kopalń), przy pojedynczych zakładach zlokalizowanych w Karpatach i w kilku miejscach w środkowej i wschodniej Polsce. Kruszywa wapienne są wytwarzane także w dużych ilościach przez niektóre zakłady wapiennicze z wapieni ze złóż wapieni przemysłowych, a kruszywa dolomitowe z dolomitów będących odpadem ze wzbogacania grawitacyjnego w kopalni rud Zn-Pb w Olkuszu, także z zakładów dostarczających przemysłowy kamień dolomitowy. Wydobycie piaskowców pochodzi głównie z Karpat, z czynnych 6 dużych i około 30 mniejszych łomów, piaskowców kwarcytowych z Gór Świętokrzyskich, a piaskowców szarogłazowych głównie z Opolszczyzny (Galos, 2011; Galos&Smakowski, 2019).

Tab. 5. Zmiany wielkości wydobywania kamieni łamanych i blocznych w latach 2002–2018 [tys. ton]  
Tab. 5. Changes in mining output from deposits of crushed and dimension stone in the years 2002–2018 [kt]

Rodzaj kopaliny	2002	2006	2010	2011	2014	2018	Zmiana wielkości wydobywania 2002–2018 [%]
<b>skały osadowe</b>	<b>10 494</b>	<b>16 462</b>	<b>30 454</b>	<b>42 857</b>	<b>33 457</b>	<b>42 750</b>	<b>+307</b>
wapień	3 852	4 437	10 320	17 643	11 466	15 828	+311
dolomit	3 936	6 810	8 978	11 432	10 938	14 548	+270
piaskowiec	1 744	2 636	5 688	6 822	5 445	6 494	+272
piaskowiec kwarcytowy	369	790	2 254	2 749	1 974	1 972	+434
pozostałe	593	1 789	3 214	4 211	3 634	3 908	+559
<b>skały magmowe</b>	<b>10 967</b>	<b>18 574</b>	<b>25 945</b>	<b>34 468</b>	<b>26 215</b>	<b>31 086</b>	<b>+183</b>
granit	1 936	3 866	8 227	11 332	9 162	10 784	+457
bazalt	4 793	6 728	8 554	11 555	7 065	9 081	+89
melafir	2 091	3 610	3 950	4 993	4 905	5 051	+142
gabro	1 015	2 308	2 714	3 447	2 344	2 859	+182
porfir	674	1 138	1 290	1 620	1 663	1 921	+185
sjenit	223	603	879	802	442	918	+312
granodioryt	—	—	12	280	416	365	—
pozostałe	235	321	319	439	218	107	-54
<b>skały metamorficzne</b>	<b>1 158</b>	<b>1 564</b>	<b>6 826</b>	<b>7 252</b>	<b>4 411</b>	<b>7 417</b>	<b>+540</b>
migmatyt	—	—	2 875	2 693	1 503	2 676	—
amfibolit	313	452	1 023	1 030	865	2 111	+574
gnejs	164	80	1 205	1 857	914	1 141	+596
serpentynit	124	705	1 172	1 059	501	905	+630
marmur dolomityczny	546	308	530	596	613	570	+4
marmur	2	19	20	17	15	14	+600
pozostałe	9	—	1	—	—	—	—
<b>ogółem</b>	<b>22 619</b>	<b>36 603</b>	<b>63 225</b>	<b>84 577</b>	<b>64 083</b>	<b>81 253</b>	<b>+259</b>

źródło: (Bilans, 2019 i wydania wcześniejsze), obliczenia własne.

## 5. UWAGI KOŃCOWE – WYSTARCZALNOŚĆ ZASOBÓW

Wystarczalność zasobów kamieni łamanych i blocznych wyliczono jako wielkości statyczne, względem wielkości wydobycia zanotowanego w 2018 r. Wyliczono je w odniesieniu do zasobów bilansowych oraz przemysłowych. Wskaźnik wystarczalności zasobów bilansowych kamieni łamanych i blocznych został obliczony jako iloraz wielkości tych zasobów, skorygowany o współczynnik 0,77 (Kozłowski, 1990), do wielkości wydobycia w 2018 r. Łącznie dla całej bazy zasobowej kamieni łamanych i blocznych wynosi on 108 lat, przy czym najwyższą wartość stwierdzono dla skał metamorficznych (152 lata), a wyraźnie niższe – dla skał magmowych i osadowych – odpowiednio 109 i 100 lat.

W związku z marginalnym obecnie wydobyciem – największa wystarczalność zasobów notowana jest dla marmurów. Przy obecnym poziomie wydobycia za około 300 lat wyeksploatowane zostaną zasoby granodiorytu, gnejsu, porfirów, marmurów dolomitycznych; za około 200 lat – piaskowców, za około 130 lat – granitów, a za około 100 lat wapieni. Krótszy okres wystarczalności zasobów bilansowych – między 50 a 70 lat, stwierdzony został m.in. dla dolomitów, melafirów, sjenitów, migmatytów, amfibolitów i serpentynitów, a najkrótszy – poniżej 50 lat dla bazaltów (tab. 1).

Zdecydowanie mniej korzystną sytuację stwierdzono w przypadku zasobów przemysłowych kamieni łamanych i blocznych. Ich statyczna wystarczalność, obliczona jako iloraz wielkości tych zasobów do wielkości wydobycia w 2018 r., jest o ponad połowę krótsza niż dla skorygowanych zasobów bilansowych i wynosi jedynie 45 lat, przy czym dla skał metamorficznych – 93 lata, dla magmowych – 59 lat, a skał osadowych tylko – 27 lat (tab. 2).

Przy obecnym poziomie wydobycia, za mniej niż 30 lat ulegną wyczerpaniu obecnie udokumentowane zasoby przemysłowe wapieni, dolomitów, piaskowców kwarcytowych, melafirów, granodiorytów, migmatytów i amfibolitów, a za niespełna 40 lat – piaskowców, porfirów i bazaltów. Z drugiej strony stosunkowo długi okres wystarczalności zasobów stwierdzono dla serpentynitu 71 lat, granitów – 91 lat, gabra – 94 lata, marmurów dolomitycznych – 141 lat i gnejsów – 245 lat.

Należy jednak zauważyć, że o ile w przypadku złóż skał osadowych udokumentowanych jest wiele złóż rezerwowych, które mogą być zagospodarowane w przyszłości pod warunkiem uzyskania pozytywnych decyzji środowiskowych i planistycznych, to sytuacja jest znacznie mniej korzystna w przypadku większości skał magmowych i metamorficznych, a w szczególności bazaltów, gabr, gnejsów i serpentynitów, których zasoby są obecnie w większości zagospodarowane (tab. 3).

Zapewnienie podaży kruszyw ze skał o najkrótszym okresie wystarczalności zasobów przemysłowych warunkowane będzie zatem zagospodarowaniem nowych złóż w perspektywie najbliższych 10–20 lat. Należy mieć przy tym na względzie, że uzyskanie koncesji na eksploatację takich złóż jest procesem czasochłonnym i nie zawsze zakończonym sukcesem. O możliwości zagospodarowania nowych złóż będzie niejednokrotnie decydowała umiejętność pokonania barier środowiskowych, planistycznych i społecznych (Kozioł i in., 2013; Nieć, 2013; Guzik&Kot-Niewiadomska, 2015).

## LITERATURA

- Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce stanu na 31.12.2018*, Wyd. PIG-PIB Warszawa, 2019.
- BROMOWICZ J., FIGARSKA-WARCHOŁ B., 2012, *Kamienie dekoracyjne i architektoniczne południowo-wschodniej Polski – złoża, zasoby i perspektywy eksploatacji*, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 28, z. 3, 5–22.
- GALOS K., 2011, *Zmiany struktury asortymentowej i geograficznej podaży kruszyw naturalnych lamanych w Polsce*, *Prace Naukowe Inst. Górn. PWr*, nr 132, 53–68.
- GALOS K., GLAPA W., 2008, *Wystarczalność zasobów dolnośląskich złóż kamieni lamanych w świetle rozwoju eksploatacji i uwarunkowań geosrodowiskowych*, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 24, 2/4, 235–255.
- GALOS K., SMAKOWSKI T., 2019, *Rozwój rynku kruszyw lamanych naturalnych w Polsce po 2000 roku*, PWr, Monografia Kruszywa Mineralne, t. 3, 25–38.
- GLAPA W., SROGA C., 2013, *Eksploatacja granitoidów masywu Strzegom-Sobótka w dziesięcioleciu 2003-2012*, *Prace Nauk. Inst. Górn. PWr*, nr 136, 37–47.
- GŁÓWNY URZĄD STATYSTYCZNY, *Dane statystyczne w zakresie produkcji, eksportu i importu kruszyw lamanych*.
- GUZIK K., 2018, *Racjonalna gospodarka zasobami złóż kamieni blocznych w Polsce a aktualne uwarunkowania rynkowe*, *Mat. XXVIII konf. Aktualia i perspektywy gospodarki surowcami mineralnymi*, *Rytm*, z. streszczeń, 24–25.
- GUZIK K., KOT-NIEWIADOMSKA A., 2015, *Środowiskowe ograniczenia eksploatacji złóż kamieni blocznych w Sudetach i Górach Świętokrzyskich*, *Zeszyty Nauk, IGSMiE PAN*, 91, 67–80.
- KOZIOŁ W., MACHNIAK Ł., CIEPLIŃSKI A., BORCZ A., 2013, *Aktualny stan i wybrane uwarunkowania rozwoju wydobycia surowców skalnych w województwie opolskim i śląskim*, *Górnictwo Odkrywkowe*, 54/5–6, 222–232.
- KOZŁOWSKI S. (red.), 1990, *Zasady ochrony i kształtowanie środowiska przyrodniczego na obszarach eksploatacji złóż kopalin*, CPBP 04.10, z. 18, Wyd. SGGW-AR, Warszawa.
- NIEĆ M. (red.), 2013, *Waloryzacja niezagospodarowanych złóż kopalin skalnych w Polsce*, Wyd. IGO Poltegor Instytut, Wrocław.

SUFFICIENCY OF RESOURCES OF CRUSHED AND  
DIMENSION STONE RESOURCES IN POLAND

The paper presents the results of the analysis of changes in the size of the crushed and dimension stone resource base in Poland and the state of its development in the years 2002–2018, i.e. in the period in which record increases in the volume of extraction of this group of minerals were noted, mainly for the purposes of crushed aggregates production. Changes in the volume of extraction of these rocks occurring during analyzed period were also monitored, taking into account the main market trends. Indices of static sufficiency of mineral resources and mineral reserves of crushed and dimension stone were calculated, taking as reference the size of resources/reserves and level of extraction in 2018. On this basis, types of rocks were identified for which there is a risk of depletion of resources/reserves in a relatively short time, and those whose resource base is sufficient for exploitation for many years to come. At the current level of production, the mineral reserves of limestone, dolomite, quartzite sandstone, melaphyre, granodiorite, migmatite and amphibolite will be exhausted in less than 30 years, while those of sandstone, porphyry and basalt - in less than 40 years. On the other hand, a relatively long period of mineral reserves sufficiency (70–100 years) was found for serpentinite, granite and gabbro, while over 100 years – for dolomitic marble and gneiss.



Paweł KAWALEC

*Kawalec Consulting GmbH, Wabern*

## **PODSTAWOWE ZASADY MODELOWANIA BLOKOWEGO DLA POTRZEB RACJONALNEJ GOSPODARKI ZŁOŻAMI**

### 1. WSTĘP

Dokumentacja geologiczna złoża, jest jednym z podstawowych dokumentów wymaganych w procesie koncesyjnym i pozyskiwania kopaliny. Niemniej jednak praktyczne wykorzystanie danych geologicznych w prowadzeniu ruchu zakładu górniczego jest utrudnione, z uwagi na jej statyczny i nie w pełni cyfrowy charakter. Rozwój technologii komputerowej otwiera nowe możliwości analizy i wizualizacji danych przestrzennych, w tym geologicznych, pozwala na swobodny dostęp i łatwą aktualizację danych. Modele blokowe, które do niedawna były dostępne jedynie dla największych przedsiębiorców górniczych, stają się obecnie narzędziem stosowanym coraz powszechniej, także w górnictwie kopalin skalnych.

Artykuł przedstawia podstawowe, praktyczne zasady tworzenia modeli geologicznych i blokowych wraz ze wskazaniem relacji i różnic pomiędzy tymi modelami. Prezentowane zasady postępowania przy tworzeniu wymienionych modeli, bazują na doświadczeniach autora w zakresie modelowania, szczególnie złóż surowców do produkcji cementu.

Opisano dwa programy służące do korzystania z modelami blokowymi – *Geovia Minesched* oraz *AthosGeo Blend*, z podaniem ich możliwości i praktycznych zastosowań. Zwrócono uwagę na wymierne korzyści płynące z zastosowania tych rozwiązań, płynące głównie z łatwego dostępu do aktualnej informacji złożowej.

### 2. MODELOWANIE GEOLOGICZNE

Tylko nieliczni projektanci są w stanie wyobrazić sobie zmiany zachodzące w skomplikowanym złożu na podstawie przekrojów wykonywanych w przedziale 100–200 m. Z pomocą spieszą programiści tworzący środowiska do trójwymiarowej wizualizacji danych. Specyficznym dla zastosowań górniczych jest chociażby program *Surpac* firmy *Geovia*, pozwalający na łatwe tworzenie i prezentację modeli złóż. Program powstał w Australii i stosowany był do modelowania złóż metali szczególnie szlachetnych, z natury są dość skomplikowanych pod względem geochemicznym i kształtu.

Dostępność techniki komputerowej, rosnące wymagania jakościowe i środowiskowe ograniczenia eksploatacji, wymuszają obecnie stosowanie rozwiązań, pozwalających na modelowanie przestrzenne. Pierwszym etapem jest stworzenie modelu geologicznego złoża, składającego się z dwóch zasadniczych elementów:

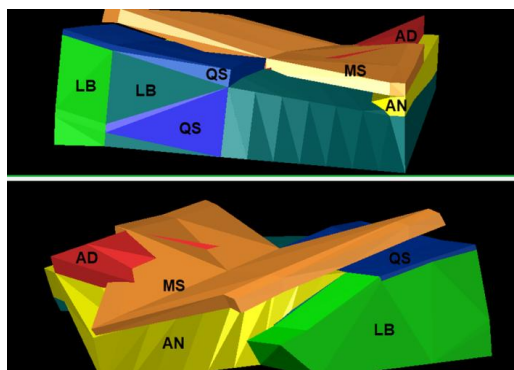
- powierzchni kontaktu pomiędzy warstwami oraz przestrzennej bryły złoża,
- bazy danych geochemicznych lub/i geofizycznych z informacjami z wierceń rozpoznawczych, zazwyczaj rdzeniowych.

Do najważniejszych zasad tworzenia modeli geologicznych należą (Roland, 2018):

- wyjaśnienie geologii złoża i wykorzystanie wszystkich dostępnych i sprawdzonych danych,
- analiza i wnioskowanie na podstawie danych jakościowych,
- zrozumienie geologii regionalnej i jej wpływu na modelowane złożo,
- stworzenie modelu strukturalnego,
- opracowanie wstępnej koncepcji modelu przestrzennego, porównanie z wizualizacją otworów geologicznych.

W nawiązaniu do wymienionych zasad, modelowanie powinno przebiegać według schematu:

- studium geologii regionalnej i dostępnych map geologicznych,
- mapa geologiczna złoża oraz baza danych otworów rozpoznawczych,
- weryfikacja terenowa danych,
- modelowanie strukturalne na podstawie map i otworów,
- weryfikacja modelu przestrzennego,
- sprawdzenie wstępnego modelu przez inną osobę, posiadającą doświadczenie w geologii złożowej modelowanej kopaliny.



Rys. 1. Model geologiczny złoża andezytu; różne kolory i skróty oznaczają różne jakościowo utwory tworzące złożo (opracowanie własne)

Fig. 1. Geological model of andesite deposit; different colors and abbreviations indicate different lithology of rocks forming the deposit (own elaboration)

### 3. MODELOWANIE BLOKOWE

Model blokowy jest budowany bezpośrednio na podstawie modelu geologicznego. Jakikolwiek błąd popełniony w modelu geologicznym zostanie spotęgowany w modelu blokowym. Model ten można zdefiniować jako prostą reprezentację nagromadzenia kopalin i jej otoczenia, rozpoznawalny jako zbiór bloków zbudowanych z cegiełek, przedstawiających określoną, zazwyczaj niewielką w stosunku do całości zasobów partię skały – złożę lub nadkład/przerosty (Poniewierski, 2019). Każda z cegiełek-bloków zawiera estymowaną wartość zmiennych charakterystycznych danego złoża (jego fragmentu), jak zawartość konkretnego pierwiastka (tlenku), gęstość oraz wartości wynikające z warunków geologiczno-górnicznych.

Taki model można przedstawić również w postaci bazy danych, w której każdy blok jest rekordem indeksowanym współrzędnymi lokalnymi (rzęd, kolumna, poziom) lub bezwzględными ( $x, z, y$ ) określającymi jego położenie przestrzenne. W kolejnych kolumnach umieszczone są dalsze parametry – zmienne charakteryzujące złożę. Modelowanie blokowe realizowane są według schematu:

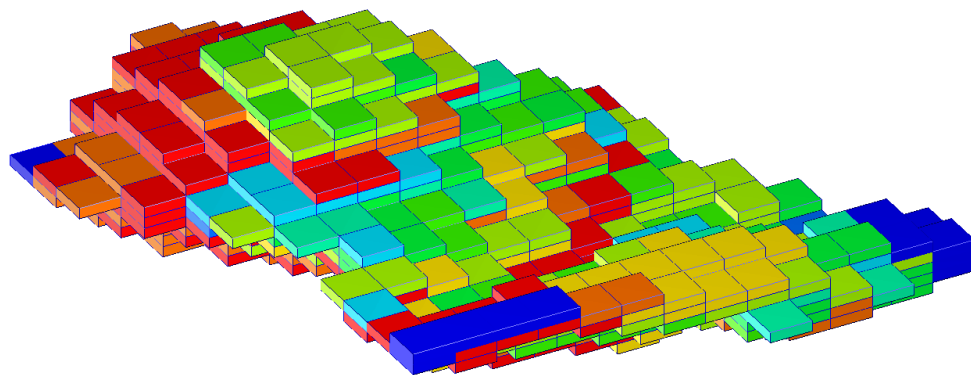
- zapoznanie i zrozumienie modelu geologicznego,
- analiza danych jakościowych pod kątem wyodrębnienia domen i korelacji między zmiennymi, które należy modelować,
- definicja domen–obszarów o dobrze zdefiniowanej i jednorodnej charakterystyce w modelowanym złożu, które muszą być analizowane i modelowane osobno (Zunsel i in., 2013),
- określenie przestrzeni jaką musi pokryć model, wymiary prostopadłościanu wewnątrz modelu blokowego,
- aktualizacja i modyfikacja trójwymiarowego modelu terenu,
- określenie parametrów modelu; rozciągłości, upadu i kierunku upadu dla bloków; może to wynikać z geologii złoża lub warunków górniczych przyszłej eksploatacji,
- określenie wielkości pojedynczego bloku,
- stworzenie pustego modelu blokowego
- ograniczenie modelu do obszaru złoża poprzez stworzenie granic wykorzystując elementy modelu geologicznego,
- wybór metody interpolacji parametrów złożowych,
- tworzenie dodatkowych atrybutów i modyfikacja modelu pod kątem środowiska stosowane do jego interpretacji, obliczania zasobów i harmonogramowania produkcji,
- weryfikacja modelu, eksport do formatu akceptowanego przez środowisko do pracy z modelem blokowym.

Forma niniejszego artykułu nie pozwala na szczegółowe omówienie wszystkich etapów tworzenia modelu blokowego, stąd skupiono się na elementach najważniejszych.

### 3.1. WIELKOŚĆ BLOKÓW MODELU

Rozmiar bloku podstawowego jest zasadniczym parametrem, mającym duży wpływ na oszacowanie jakości i zasobów złoża. W warunkach idealnych, należy szukać najmniejszej możliwej wielkości bloku, pozwalającej na prawidłowe oszacowanie zasobów (Snowden, 2017). Zagadnienie to jest poruszane w wielu opracowaniach i trudno jest wskazać jednoznaczną, uniwersalną odpowiedź (Ortiy i in., 2006). Można jednak stwierdzić, że modele o bardzo małych blokach są nieprawidłowe z punktu widzenia jakości surowca i zasobów. W przypadku złóż kopalin skalnych o skomplikowanej geologii, lepiej jest tworzyć tzw. bloki mieszane, z jednym lub więcej rodzajów surowca. W takim przypadku każdy z tych rodzajów należy interpolować oddzielnie, a ostateczną jakość bloku określić jako średnią ważoną udziału poszczególnych surowców w masie bloku. Jest to rozwiązanie dość pracochłonne i uzasadnione, gdy spełnione są dwa warunki:

- brak technicznej możliwości selektywnej eksploatacji tych surowców lub taka możliwość jest ekonomicznie nieuzasadniona,
- ściśle rozdzielenie bloków do poszczególnych warstw powoduje duże różnice przy obliczaniu zasobów.



Rys. 2. Model blokowy złoża andezytu, kolor bloków pokazuje wartości zamodelowanej zmiennej  
 Fig. 2. Block model of the andesite deposit, colors indicates modeled quality parameter

Niektóre programy, np. *MineSched*, umożliwiają uśrednianie urobku na podziale jakościowym kopaliny; wymagają więc ścisłego rozgraniczenia pomiędzy różnymi odmianami. Przy modelowaniu złóż rudnych stosowana jest zasada, że rozmiar bloku nie powinien przekraczać odległości pomiędzy otworami rozpoznawczymi. Wielkość bloku przyjmuje w praktyce jako 0,33–0,50 odległości pomiędzy otworami. W przypadku kopalin skalnych, np. wapieni dla przemysłu wapienniczego lub cemen-

towego oznaczałoby to rozmiar bloku o wymiarach 50×50 m, co ze względów praktycznych może być problematyczne. *MineSched* posiada możliwość podziału na mniejsze bloki, w zależności od potrzeb, stąd i większe bloki będą akceptowalne. W przypadku innych środowisk konieczne jest uwzględnienie rozmiaru bloku, dostosowanego do potrzeb produkcyjnych, dającego programowi, np. *AthosGeo Blend*, wystarczającą liczbę stopni swobody przy poszukiwaniu odpowiedniego rozwiązania.

Dla surowców skalnych stosuje się bloki 25×25×10 m; ściana o wysokości 10 m uważana jest za standard. W przypadku jednokierunkowego postępu eksploatacji złoża, praktyczne można uznać bloki o podstawie prostokąta, np. 20×10×10 metrów.

### 3.2. ZMIENNE MODELU

Model blokowy jest poniekąd przestrzenną bazą danych do przechowywania zmiennych. Wśród typowych atrybutów modelu można wyróżnić:

- tlenki i pierwiastki charakterystyczne dla danego złoża,
- zmienne związane z geologią i domenami, określające przynależność bloku do danego typu skał lub jednostek litologicznych,
- zmienne tworzone dla docelowego wykorzystaniu modelu.

Podczas gdy pierwsze dwie kategorie są oczywiste, to zmienne tworzone pod kątem docelowego zastosowania wynikają z przywołanego wcześniej środowiska. *MineSched* nie wymaga żadnych specjalnych zmiennych, biorąc gęstość z definicji materiału określanego bezpośrednio w tym programie oraz obliczając masy na podstawie objętości bloku i gęstości, to dla programów *AthosGeo* konieczny jest osobny atrybut odnoszący się do masy bloku. Atrybut ‘gęstość’ może być stworzony, ale nie jest konieczny. Dodatkowo w tych programach przydatne są inne atrybuty, np. ‘wyróbisko’ – określający czy blok znajduje się w wyróbisku końcowym, czy też poza nim.

### 3.3. METODY INTERPOLACJI

Program *Surpac*, ale również inne programy, stosują trzy podstawowe metody interpolacji:

- *Nearest neighbour* – najbliższych prób; program przypisujący blokowi wartość wziętą z najbliższej próby szukając wartości w określonej elipsoidzie definiowanej przez użytkownika,
- *Invers distance (IDW)* – odwrotności odległości; wartość bloku będzie obliczona jako średnia ważona z prób znalezionych w obszarze określonym przez elipsoidę poszukiwawczą, definiowaną przez użytkownika, który może dodatkowo określić minimalną i maksymalną liczbę prób użytych do analizy.

*Kriging* – estymacja uwzględniająca nie tylko odległość od prób, ale także przypisane im wagi; wagi są oparte na analizie kowariancji uzyskanej z wariogramów. Uwzględnia się nie tylko fizyczną lokalizację prób w złożu, ale

również zmierzone trendy złożowe i współzależności pomiędzy próbami (GIS Dictionary, Le Riche, 2014).

Wybór metody interpolacji zależy od ilości i jakości danych wejściowych, ale także od umiejętności i doświadczenia modelującego. Metoda *Inverse distance* jest często stosowana, z uwagi na prostotę oraz szybkość otrzymania wyników. Jednak liczne źródła dowodzą, że *Kriging*, bazując na wnikliwej analizie trendów złożowych, daje znacznie lepsze rezultaty niż IDW (Wu, 2016).

W przypadku kopalni skalnych metoda IDW stosowana jest jako pomocnicza dla zapewnienia interpolacji w obszarach o zbyt małej liczbie danych, aby otrzymać wyniki z *krigingu*, niemniej jednak jest on i powinien być metodą wiodącą. Niewątpliwą jego wadą jest konieczność przeprowadzenia czasochłonnej i wymagającej dużych umiejętności analizy wariogramów. Pomocą w jej przeprowadzeniu jest możliwość zastosowania skryptów w języku TCL/SCL w *Surpac* lub coraz powszechniejszych zewnętrznych rozwiązaniach bazujących na skryptach *Python*.

### 3.4. WALIDACJA MODELU

Tworząc model blokowy łatwo jest o pomyłkę. Stąd istotnym elementem jest jego walidacja. W tym celu stosuje się m.in. techniki:

- wizualnej kontroli poprawności, sprawdzenia wartości estymacji dla poszczególnych bloków i porównanie ich z modelem geologicznym, próbami z otworów,
- raportu estymacji – sprawdzenie wartości wariancji *krigingu*, wizualne sprawdzenie wartości estymacji przypisanych do bloków; *Surpac* automatycznie tworzy zmienne i zapisuje w nich parametry estymacji dla każdego bloku,
- ogólnych statystyk – metoda Jackknife,
- estymacji ograniczonej do bloków o znanej wartości – przecinających się z otworami wiertniczymi; *Surpac* pozwala na ograniczenie estymacji do kilku wybranych bloków, w których przewidzieć można spodziewane wartości danego parametru.

Pominięcie etapu walidacji jest błędne. Niekiedy okazuje się, że należy przeprowadzić estymację ponownie, co jest korzystniejsze, niż wnioskowanie na podstawie modelu obciążonego błędem.

## 4. WYKORZYSTANIE MODELU BLOKOWEGO W PRAKTYCE

Jednym z powodów, dla których modele blokowe wykorzystywano głównie w górnictwie rudnym, były bariery sprzętowe i finansowe. Obecnie dostępne programy z modelami blokowymi są w zasięgu finansowym wielu przedsiębiorców górni

czych. Średniej klasy komputer umożliwia korzystanie z *MineSched* czy *AthosGeo Blend*. Dodatkowo już sam *Surpac* posiada narzędzia pozwalające na pracę z modelem, choć jego możliwości w tym zakresie są raczej ograniczone.

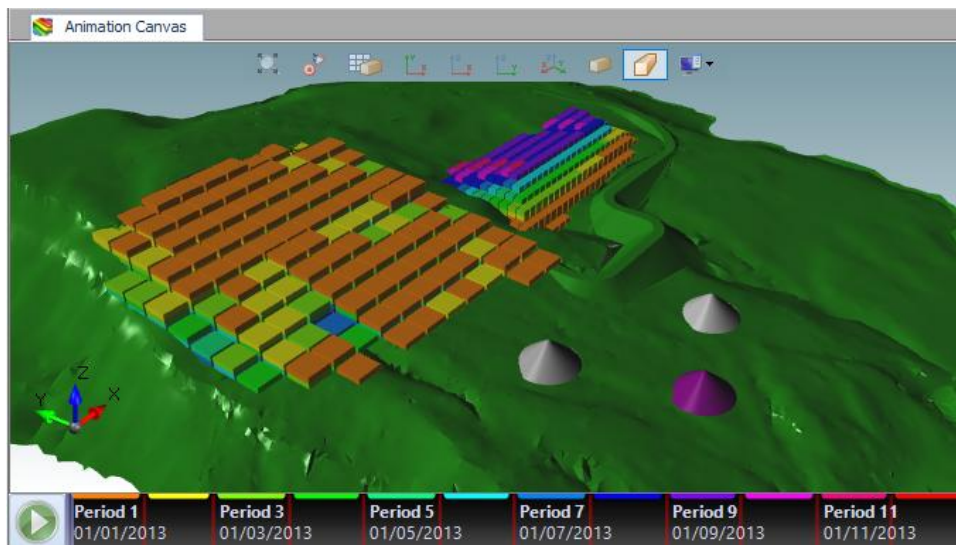
#### 4.1. MINESCHED

*MineSched* firmy Geovia służący do tzw. planowania taktycznego. Wraz z *Surpac* i *Whittle* tworzą one grupę narzędzi do przygotowania i podejmowania decyzji na podstawie modelu blokowego. *Whittle* jest programem do planowania strategicznego, wykorzystującego algorytm Lerchsa-Grossmanna. Pomysł polega na ocenie opłacalności wydobycia poszczególnych bloków w zależności od koncentracji pierwiastka, będącego przedmiotem eksploatacji, cen koncentratu lub gotowego produktu i kosztów eksploatacji. Algorytm ten jest podstawą standardów raportowania zasobów złóż według klasyfikacji zasobów PERC i JORC, ale posiadającym ograniczone zastosowanie w przypadku złóż kopalin skalnych, jako że specyfika ich eksploatacji nie pozwala na jednoznaczne przypisanie kosztu wydobycia do każdego bloku.

Próby wykorzystania tego algorytmu podejmowano w przemyśle cementowym. Wykorzystywano parametr tzw. „klinkieryzacja” do określenia stopnia przydatności danego bloku do produkcji cementu. Próby te zostały zarzucone, przemysł cementowy koncentruje się na planowaniu taktycznym, bez strategicznego lub stosuje specjalnie przygotowane narzędzia.

Poprzez planowanie taktyczne w *MineSched* rozumie się przygotowanie planów wydobycia kopaliny i zdejmowania nadkładu z uwzględnieniem wydajności układów wydobywczych i przeróbczych. Program pozwala również na postawienie celów jakościowych dotyczących atrybutów modelu blokowego lub zdefiniowanych formuł będących operacjami matematycznymi.

Kolejnym krokiem jest zdefiniowanie taktyki górniczej poprzez podanie kierunku i sposobu eksploatacji, a także liczby i rodzaju okresów planowania (dzień, miesiąc, rok, itd.) oraz ograniczenie swobody programu poprzez definiowanie kryteriów górniczych, jak minimalna szerokość poziomu i liczby bloków ściany, poprzedzających wykonanie zabierki. W przypadku, gdy przy zadanym kryterium eksploatacji nie ma możliwości wypełnienia celów jakościowych, program nie zatrzymuje się, ale pokazuje możliwe rozwiązanie odbiegające od zadanego celu. Na tej podstawie użytkownik może zmienić parametry eksploatacji i dociekać rozwiązań satysfakcjonujących. W połączeniu z programem *Simulia* istnieje możliwość wykonania dużej liczby iteracji w celu znalezienia optymalnego rozwiązania dla analizowanego przypadku.



Rys. 3: Geovia MineSched, okno animacji procesu eksploatacji i zwałowania  
 Fig. 3. Geovia MineSched, animation canvas

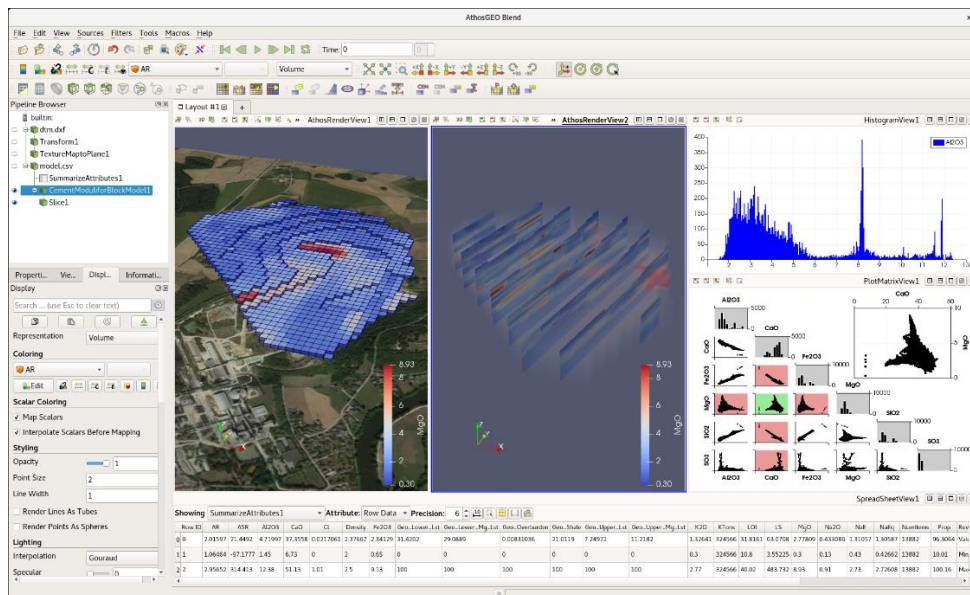
#### 4.2. ATHOSGEO

Program *AthosGeo Blend* jest niezależnym innowacyjnym rozwiązaniem, dedykowanym przemysłowi cementowemu, ale z powodzeniem sprawdza się dla wszelkich surowców skalnych. Program łączy elementy planowania strategicznego i taktycznego, z tym, że logika planowania strategicznego dostosowana jest do potrzeb surowców. Program oparty jest na darmowym środowisku do wizualizacji danych trójwymiarowych ParaView. Planowanie oparte jest na danych jakościowych podanych w formie zakresu dla poszczególnych atrybutów.

Na etapie planowania strategicznego można określić zasoby operatywne złoża w zależności od stawianych wymagań jakościowych. W przypadku przemysłu cementowego, możliwym jest również szacowanie i optymalizowanie zużycia poszczególnych dodatków pierwszego stopnia, a także ocena wpływu paliw i surowców alternatywnych na zasoby złoża.

Planowanie taktyczne jest również zorientowane na jakość surowców, z ograniczonymi elementami symulowania warunków górniczych i bez możliwości uwzględnienia wydajności układów technologicznych. Niemniej jednak istnieje możliwość stworzenia realistycznych harmonogramów produkcji, z tym, że wymaga to dużych nakładów pracy i doświadczenia.





Rys. 4. AthosGeo Blend, widok modelu w różnych wizualizacjach oraz narzędzi do analizy danych (Kawalec i in., 2018)

Fig. 4. AthosGeo Blend, different model visualization views and data analyzing tools

## 5. PODSUMOWANIE

Rozwój technik komputerowych otwiera przed górnictwem surowców skalnych nowe możliwości. Dostępność narzędzi i rosnące wymagania jakościowe oraz ograniczenia środowiskowe wymuszają stosowanie nowoczesnych metod cyfrowych. Obecnie modele blokowe są niemalże koniecznością dla wszelkiego typu eksploatacji, gdzie jakość w rozumieniu składu chemicznego produktu jest istotna ze względów produkcyjnych, ale mogą być również użyteczne w przypadku eksploatacji kruszyw mineralnych. Nakłady pracy przy tworzeniu modelu blokowego przynoszą wymierne korzyści w postaci:

- przejrzystości danych i eliminacji niewidocznych błędów w dotychczasowych wersjach dokumentacji,
- umożliwienie wykorzystania danych geologicznych w planowaniu produkcji,
- poprawę jakości surowca poprzez odpowiednie planowanie uśredniania urobku,
- optymalizację całego procesu wydobywczego poprzez walidację wariantów produkcyjnych,
- przejrzyste i niepodważalne raportowanie zasobów.

Dla osiągnięcia wymienionych korzyści konieczne jest jednak stworzenie poprawnego modelu blokowego, wcześniej prawidłowego rozpoznania i zamodelowania warunków geologicznych.

Pamiętać również należy, że model tworzony jest w celu jego wykorzystania w konkretnym środowisku programowym, stąd powinien uwzględniać wymagania tego środowiska, jak również proces wydobywania kopaliny ze złoża.

#### LITERATURA

GIS DICTIONARY; support.esri.com

HAZATI M. i in., 2015, *Determination of Optimal Block Size in Angouran Mine Using VIKOR Method*, J. Mater. Environ. Sci. 6 (11) 3236–3244.

KACZMAREK W. i in., 2017, *Praktyczne aspekty modelowania litologicznych typów rud w złożach Cu-Ag LGOM*, Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego, 468, 209–226.

KAWALEC P. i in., 2018, *Block model-based cement quarry optimization*, Arab Union for Cement and Building Materials, No. 73.

LE RICHE R., 2014, *Introduction to kriging* Doctoral, France.

ORTIY J.M. i in., 2006, *Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning*, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy.

PONIEWIERSKI J., 2019, *Block model knowledge for mining engineers- an introduction*, DesiwiK Technical Report.

RONALD E.C., 2018, *Rules of Thumb of geological modeling*, SME Annual Conference – Minneapolis.

ROSSI M.E. i in., 2014, *Mineral resources estimation*.

SIMULIA, <https://www.3ds.com/products-services/simulia/academia/>

SNOWDEN, 2017, *How to select the best block size for your block model*, [www.snowdengroup.com](http://www.snowdengroup.com)

SURPAC, <http://www.miningsoftware.org>

WU Y., 2016, *Comparison of Spatial Interpolation Techniques Using Visualization and Quantitative Assessment*, DOI: 10.5772/65996.

YUNSEL T.Y. i in., 2013, *Geological Modeling of Rock Type Domains in the Balya (Turkey) Lead-Zinc Deposit Using Plurigaussian Simulation*, Cent. Eur. J. Geosci. 5(1), 77–89.

#### THE BASIC RULES OF BLOCK MODELING FOR SUSTAINABLE RESOURCES MANAGEMENT AND ITS ECONOMICAL UTILIZATION

Block modeling became more affordable and is widely utilized not anymore explicitly for ores but also for industrial raw materials and even aggregates. Properly prepared block model is the base for proper decision-making process in strategic and tactical perspective. The article outlines the basic rules of block and geological modeling, pointing out the most crucial element of the process. Entire workflow, including estimation methods is briefly described highlighting the best practices and giving advices on important elements of the modeling process. Block models are created to be used in certain informatics environments, thus a short description of the most interesting block model-based scheduling software complements the article.

## **ZASOBY, WYDOBYCIE I PRODUKCJA KRUSZYW PIASKOWO-ŻWIROWYCH W POLSCE POŁUDNIOWO-ZACHODNIEJ**

### **1. WPROWADZENIE**

Piaski i żwiry w Polsce w przeważającej większości mają charakter surowców o znaczeniu regionalnym lub lokalnym. Tylko najlepsze klasy jakościowe (żwiry o dużym udziale ziaren ze skał magmowych lub metamorficznych, grysy oraz inne kruszywa) mają znaczenie międzyregionalne i w niewielkim stopniu są również przedmiotem handlu międzynarodowego. Z tych też przyczyn odległości ich przewozów nie przekraczają najczęściej 30–50 km. Zróżnicowany poziom zapotrzebowania w poszczególnych regionach kraju, jak również duże, nierównomierne rozmieszczenie zasobów, mają wpływ na występujące różnice w stopniu zagospodarowania zasobów i intensyfikacji wydobywania i produkcji. Struktura asortymentowa produkcji w poszczególnych regionach kraju jest także zróżnicowana w zależności od warunków złożowych, bieżącego zapotrzebowania i kierunków zbytu.

Stopniowe pogarszanie bazy surowcowej i równocześnie wzrost zapotrzebowania budownictwa i drogownictwa, na najlepsze jakościowo grube asortymenty kruszyw, mają jednocześnie duży wpływ na wzrost frakcji trudno zbywalnych i niezbywalnych produktów. Dotyczy to przede wszystkim złóż żwirów i piasków, których udział w wydobyciu i produkcji krajowych kruszyw wynosi 60–70%, i w których systematycznie wzrasta udział frakcji drobnych poniżej 2 mm. Zapotrzebowanie na te frakcje jest mniejsze od produkcji i w większości kopalń asortymenty te z konieczności traktowane są jako produkt nieużyteczny, lokowany w wyrobiskach poeksploatacyjnych, chociaż może on i powinien zostać wykorzystywany w większej skali.

W artykule problemy te przedstawione są na przykładzie południowo-zachodniego regionu kraju (strefa sudecka), charakteryzującego się zaleganiem i eksploatacją stosunkowo dobrej jakości złóż naturalnych kruszyw piaskowo-żwirowych. Region ten jest także główną bazą zasobową i produkcyjną kruszyw łamanych (ok. 53% zasobów bilansowych i 48% wydobycia), jednak piaski i żwiry są eksploatowane również na stosunkowo dużą skalę z uwagi na ich dostępność i parametry jakościowe.

## 2. ZASOBY I WYDOBYCIE KRUSZYW PIASKOWO-ŻWIROWYCH

W kraju można wyróżnić dwie główne strefy surowcowe złóż okruchowych: rozległą strefę Niżu Polskiego oraz strefę karpacko-sudecką (Radwanek-Bąk, 2016). W pierwszej obejmującej ok. 80% powierzchni kraju występują osady, których pochodzenie związane jest z działalnością lodowca lub wód lodowcowych (tzw. osady wodnolodowcowe). W drugiej strefie karpacko-sudeckiej dominują osady akumulacji rzecznej: żwiry i piaski tarasów rzecznych oraz stożków napływowych. Ponad 50% zasobów złóż piasków i żwirów stanowią surowce okruchowe (żwirowo-piaszczyste i żwirowe) związane z akumulacją rzeczną, w której zawartość frakcji piaskowej jest korzystnie mniejsza niż w złożach na Niżu Polskim. Obecnie istnieje ponad 10 tys. udokumentowanych złóż o łącznych zasobach bilansowych 19 470 mln Mg, z tego 3979 złóż zagospodarowanych z zasobami przemysłowymi 3518 mln Mg (*Bilanse...*, 2008–2019).

W 2018 r. wydobycie piasków i żwirów wyniosło 197 mln Mg i w porównaniu do 2017 r. wzrosło o 10,7 mln Mg, tj. o 5,7%. Największe przyrosty wydobycia zanotowano w województwach: podlaskim (4,1 mln Mg), pomorskim (3,3 mln Mg), kujawsko-pomorskim i zachodniopomorskim (1,5 mln Mg). Zmienność wielkości wydobycia ma charakter cykliczny (Kozioł&Galos, 2013) i jest zależna od zmian koniunktury w budownictwie, głównie od wielkości realizowanych inwestycji infrastrukturalnych (drogowych) i kubaturowych.

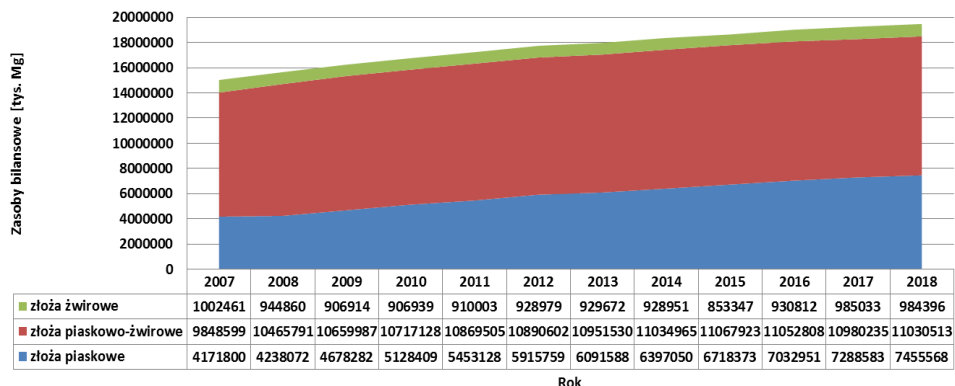
Z analizy bazy geologicznej wynika, że pomimo eksploatacji ostatnio przybywa udokumentowanych zasobów złóż. W latach 2009–2018 udokumentowane zasoby bilansowe wzrosły o ok. 20%, zaś zasoby przemysłowe o ponad 44% (*Bilanse...*, 2008–2019). Wzrost ten dotyczy jednak głównie zasobów złóż piaskowych.

Poważnym problemem dla produkcji kruszyw żwirowo-piaskowych jest pogarszająca się jakość uziarnienia kopaliny, co ma wpływ na wielkość produkcji poszukiwanych asortymentów żwirowych i wzrost kosztów ich produkcji. W krajowym bilansie zasobów kopaliny wyróżnia się trzy podstawowe podgrupy złóż żwirów i piasków, zróżnicowane w zależności od punktu piaskowego (dalej skrótowo *pp*) określającego udział procentowy w zasobach piasków o uziarnieniu poniżej 2 mm:

- żwiry, dla których *pp* jest mniejszy od 30%,
- piaski ze żwirem (*pp* 30–75%),
- piaski – *pp* > 75%.

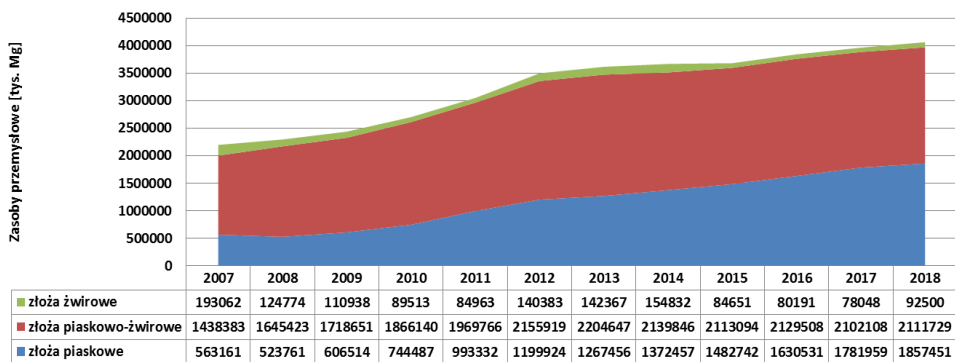
Zmianę wielkości poszczególnych podgrup złóż zasobów w udokumentowanych zasobach bilansowych i przemysłowych w latach 2007–2018 przedstawiają rysunki 1 i 2. Wynika z nich, że w kraju w okresie 12 lat ubyło ok. 2% zasobów bilansowych złóż zaliczanych do żwirowych, a zasoby złóż piaskowych wzrosły o ok. 79%,

zasoby złóż zaliczanych do piaskowo-żwirowych i żwirowo-piaskowych też wzrosły, lecz jedynie o ok. 12%. Dużo większy przyrost zasobów nastąpił w udokumentowanych zasobach przemysłowych (rys. 2). Zasoby złóż piaskowych wzrosły aż trzykrotnie, przy wzroście zasobów złóż piaskowo-żwirowych o ok. 47% oraz zmniejszeniu się zasobów złóż żwirowych o ponad 50%. W efekcie znacząco zmieniła się struktura procentowa zasobów. Udział zasobów złóż piaskowych wzrósł z 25,7 do 45,7%, zmalał natomiast udział zasobów złóż piaskowo-żwirowych z 65,5 do 52% i żwirowych z 8,8 do 2,3%.



Rys. 1. Zasoby bilansowe żwirów i piasków w poszczególnych podgrupach złóż w latach 2007–2018 (*Bilanse...*, 2008–2019, opr. własne)

Fig. 1. Recoverable reserves of gravel and sands in particular subgroups of deposits in 2007–2018 (*Bilanse ...*, 2008–2019, own study)

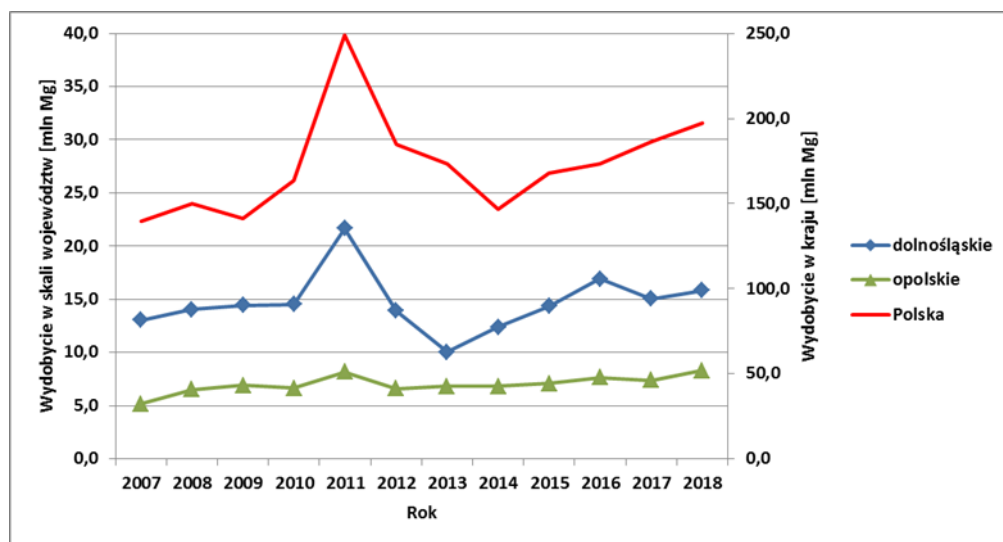


Rys. 2. Zasoby przemysłowe żwirów i piasków w poszczególnych podgrupach złóż w latach 2007–2018 (*Bilanse...*, 2008–2019, opr. własne)

Fig. 2. Industrial resources of gravel and sands in particular subgroups of deposits in 2007–2018 (*Bilanse ...*, 2008–2019, own study)

### 3. ZASOBY I WYDOBYCIE PIASKÓW I ŻWIRÓW W POLSCE POŁUDNIOWO-ZACHODNIEJ

Do strefy południowo-zachodniej (sudeckiej) wydobycia kruszyw zaliczono umownie województwa dolnośląskie i opolskie. W strefie tej przeważają złoża piaszczysto-żwirowe z zawartością skał krystalicznych i piaskowcowych. Dotyczy to głównie dolin rzecznych Nysy Kłodzkiej, Odry, Bobru, Nysy Łużyckiej, Bystrzycy i Kaczawy. Kształtowanie się wydobycia piasków i żwirów w tych województwach w okresie 12 lat przedstawiono na rysunku 3. Udziały procentowe w wydobyciu krajowym są zmienne i wynoszą dla województwa dolnośląskiego 8–10%, a dla opolskiego 3,3–4,6%.



Rys. 3. Wydobycie żwirów i piasków w latach 2007–2018 (*Bilanse...*, 2008–2019, opr. własne)  
Fig. 3. Gravel and sands extraction in the years 2007–2018 (*Bilanse ...*, 2008–2019, own study)

#### 3.1. WOJEWÓDZTWO DOLNOŚLĄSKIE

Zasoby bilansowe piasków i żwirów w zestawieniu na koniec 2018 r. w województwie wyniosły 2310 mln Mg (*Bilanse...*, 2008–2019); stanowiło to ok. 11,86% zasobów krajowych. W 2018 roku odnotowano przyrost zasobów o ok. 14 mln Mg. Pod względem składu ziarnowego przewagę mają złoża piaskowo-żwirowe z udziałem ok. 70%, lecz z tendencją malejącą. W ciągu 10 lat udział tej grupy złóż zmniejszył

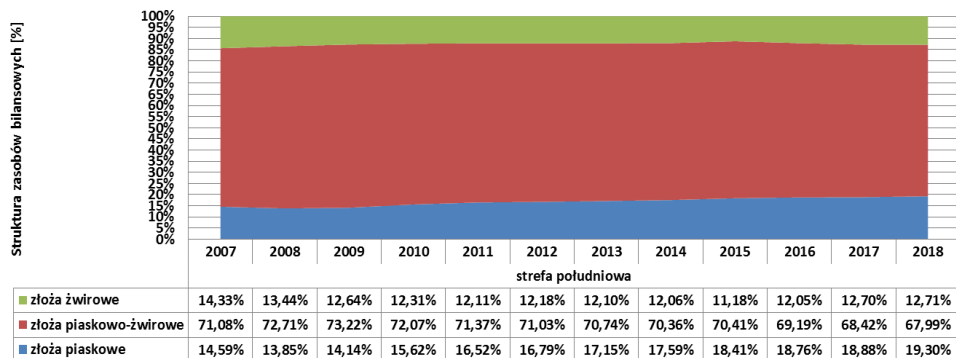
się z 80 do 70%, a wzrósł udział złóż piaskowych z 11,5 do 20% (Kozioł i in., 2018). Zasoby przemysłowe wynoszą 405 mln Mg, co stanowi ok. 10% zasobów krajowych. Wydobywanie żwirów i piasków w woj. dolnośląskim w 2018 r. wyniosło 15,82 mln Mg (8,0% wydobywania krajowego) i wzrosło w tym roku o 0,8 mln Mg (rys. 3). Eksploatowano 115 złóż, w tym jedno złożo z wydobywaniem ponad 1 mln Mg (Pieńsk) i 7 złóż z wydobywaniem 0,5–1,0 mln Mg. W ponad połowie z czynnych złóż (57%) nie przekracza się wydobywania 50 tys. Mg/rok, a więc jest to eksploatacja z małych złóż (obszar do 2 ha i wydobywanie do 20 tys. m<sup>3</sup>) realizowana na podstawie tzw. koncesji starościńskich. Największymi przedsiębiorcami zajmującymi się wydobywaniem i produkcją kruszyw tych kruszyw są Eurovia Kruszywa i Górażdże Kruszywa.

### 3.2. WOJEWÓDZTWO OPOLSKIE

Zasoby bilansowe piasków i żwirów w województwie wynoszą 1407 mln Mg, stanowiąc ok. 7,2% zasobów krajowych. W 2018 r. odnotowano ubytek o 11,66 mln Mg, spowodowany głównie eksploatacją (*Bilanse...*, 2008–2019). Pod względem składu ziarnowego przeważają złoża piaskowo-żwirowe i żwirowo-piaskowe; ich udział w zasobach zmniejszył się w ostatnich 10 latach z 86,8 do 76,6%, a udział złóż piaskowych wzrósł. Zasoby przemysłowe wynoszą 151,1 mln Mg (3,7% zasobów krajowych). W 2018 r. eksploatowano 50 złóż z łącznym wydobywaniem prawie 8,3 mln Mg, które w porównaniu do 2017 r. wzrosło 0,93 mln Mg, czyli o 12,6% (rys. 3). W ok. 50% są to złoża bardzo małe o wydobywaniu poniżej 50 tys. Mg/rok (*Bilanse...*, 2008–2019), czyli na podstawie koncesji starostów. Tylko z jednego złoża wydobywanie przekraczało 1 mln Mg/rok (żwiry złoża Głębinów Zbiornik), a z 6 złóż wydobywanie wynosiło od 0,5 do 1,0 mln Mg. Największym producentem kruszyw w woj. opolskim są Górażdże Kruszywa.

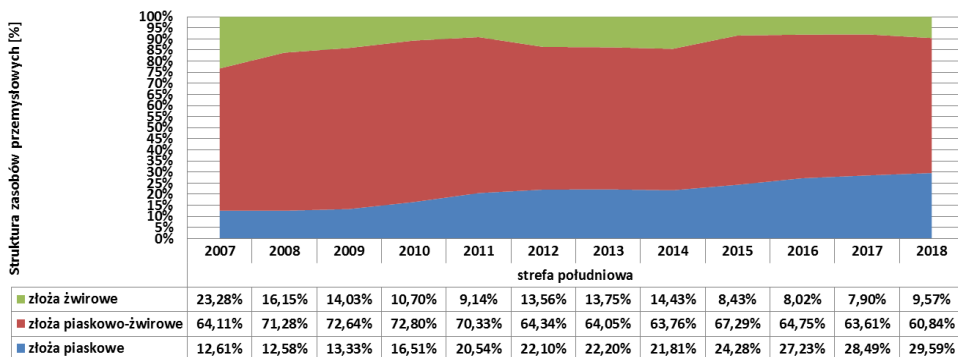
## 4. UZIARNIENIE ZASOBÓW ZŁÓŻ PIASKOWO-ŻWIROWYCH

Zmianę udziału poszczególnych podgrup złóż w zasobach bilansowych i przemysłowych dla całej strefy południowej przedstawiono na rysunkach 4 i 5. W latach 2007–2018 struktura zasobów bilansowych ulegała stosunkowo niedużym zmianom; mniejszym w porównaniu do innych stref i grup zasobów (rys. 4). Udział złóż typu piaskowego wzrósł z 14,6 do 19,2%, zmalał zaś udział złóż piaskowo-żwirowych – z 71,1 do 68,0% i żwirowych z 14,3 do 12,7%. Znacznie większe zmiany odnotowano dla zasobów przemysłowych, w których udział złóż piaskowych wzrósł z 12,6 do 29,6%, a zmniejszył się udział złóż podtypu żwirowego z 23,3 do 9,6% i piaskowo-żwirowego z 64,1 do 60,8% (*Bilanse...*, 2008–2019).



Rys. 4. Struktura procentowa zasobów bilansowych piasków i żwirów w strefie południowej w latach 2007–2018, (*Bilanse ...2008–2019*, opr. własne)

Fig. 4. Percentage structure of gravel and sands recoverable reserves in the southern zone in the years 2007–2018 (*Bilanse ..., 2008–2019*, own study)



Rys. 5. Struktura procentowa zasobów przemysłowych piasków i żwirów w strefie południowej w latach 2007–2018 (*Bilanse...2008–2019*, opr. własne)

Fig. 5. Percentage structure of gravel and sands industrial resources in the southern zone in the years 2007–2018 (*Bilanse ..., 2008–2019*, own study)

Ocenę ilości drobnych frakcji w łącznych udokumentowanych zasobach piasków i żwirów można w przybliżeniu ustalić na podstawie obliczenia średnich hipotetycznych punktów piaskowych  $pp$  w analizowanych zasobach złóż (Kozioł i in., 2018). Z obliczeń tych wynika, że w 2018 r. w zasobach bilansowych średni  $pp$  wyniósł 67,8% i w ciągu 12 lat wzrósł o 5,0%. W strefie (regionie) południowym  $pp$  był niższy (60,4%), a jego wzrost w ciągu 12 lat wyniósł 3,1%, a zatem stosunkowo niedużo. W województwie dolnośląskim odnotowano wzrost o 4,3% (z 60,4 do 63,08%), a w opolskim  $pp$  nawet nieznacznie zmniejszył się o 0,7% (z 58,5 do 58,1%). Szacunkowe obliczenia dla zasobów przemysłowych przedstawiono w tabeli 1. W zasobach przemysłowych kraju w 2018 r. średni  $pp$  był wyższy w porównaniu do zasobów bilansowych i wynosił 70,6% i co charakterystyczne – w ciągu 12 lat wzrósł



aż o 11,5%, (z 63,3 do 70,6%), czyli średnioroczny wzrost w zasobach przemysłowych wynosi ok. 1%. W całym regionie południowym wzrost był większy – 16,4% (z 55 do 64%). Szczególnie duży wzrost był w analizowanych województwach: dolnośląskim o 24,0% (z 56,3 do 69,8%) i opolskim aż o 32,8% (z 40,6 do 53,9%). W woj. opolskim wartość *pp* ulega dużym wahaniom w poszczególnych latach. W tych dwóch województwach pogorszenie uziarnienia w zasobach przemysłowych piasków i żwirów następuje najszybciej, pomimo tego *pp* są jedne z najniższych w porównaniu do innych województw. W kopalinie wydobytej pogorszenie tego wskaźnika jest znacznie mniejsze i dla woj. dolnośląskiego wynosi 7,7%, a dla opolskiego – 6,8%, co oznacza, że eksploatowane były złoża i zasoby o korzystniejszym uziarnieniu (*Bilanse...* 2008-2019, obl. własne).

Tab. 1. Średnie hipotetyczne punkty piaskowe w zasobach przemysłowych kruszyw piaskowo-żwirowych w latach 2007–2018 (*Bilanse...* 2008–2019, opr. własne)

Tab. 1. Average hypothetical sand points in the industrial resources of sand and gravel aggregates in 2007–2018 (*Bilanse ...*, 2008–2019, own study)

Wyszczególnienie	Średnie hipotetyczne <i>pp</i> w zasobach przemysłowych w latach 2007–2018 [%]											
	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
Polska	63,3	63,8	64,6	65,7	67,2	67,2	67,4	67,9	69,3	69,9	70,6	70,6
strefa południowa województwo	55,0	57,5	58,4	60,4	61,9	60,8	60,7	60,4	63,1	64,0	64,4	64,0
dolnośląskie	56,3	55,6	56,9	59,1	60,9	61,6	61,8	62,0	67,7	69,3	69,9	69,8
opolskie	40,6	58,6	59,5	60,9	61,8	51,3	51,1	49,8	50,7	50,8	51,9	53,9

## 5. ASORTYMENTOWA STRUKTURA PRODUKCJI KRUSZYW PIASKOWO-ŻWIROWYCH

W zależności od sposobu wydobywania, zmiennego zapotrzebowania i krajowego regionu, odzysk (produkcja) drobnych frakcji kształtuje się w przedziale 60–80% zawartości tej frakcji w wydobywanej kopalinie (Kozioł i in., 2018). Pozostała część jest tracona już w fazie pozyskiwania ze złoża. Dotyczy to szczególnie eksploatacji spod wody. Dla przykładowego ustalenia wielkości produkcji drobnych asortymentów piaskowych w 2016 r. przyjęto średni odzysk w wielkości 70% (tab. 2). Na podstawie przyjętych założeń wynika, że wydobyto wówczas w przybliżeniu 173,2 mln Mg żwirów i piasków, a praktycznie możliwe było uzyskać ok. 51,8 mln Mg kruszyw asortymentów żwirowych i 84,6 mln Mg piaskowych (0-2 mm), czyli szacowana łączna produkcja kruszyw żwirowo-piaskowych prawdopodobnie wyniosła ok. 136,4 mln Mg, tj. ok. 78,7% rocznego wydobycia żwirów i piasków (Kozioł i in., 2018). Pozostałą część (21,3%) stanowią straty – frakcje nieużyteczne. W województwie dolnośląskim w podobny sposób obliczone straty wyniosły 22,4%, zaś w opolskim nieco mniej – 17,8%, z uwagi na większą zawartość frakcji żwirowej w zasobach.

Tab. 2. Produkcja drobnych asortymentów kruszyw piaskowo-żwirowych w 2016 r.  
(Kozioł i in., 2018)

Tab. 2. Production of small assortments of sand and gravel aggregates in 2016 (Kozioł et al., 2018)

Wyszczególnienie	Wydobycie w 2016 r. [tys. Mg]	Udział w kopalinie [tys. Mg]		Szacowany odzysk frakcji 0-2 mm [mln Mg]	Szacowane, straty frakcji drobnej [%]
		0-2 mm	>2 mm		
Polska	173 239	120 764	51 825	84,6	21,3
strefa południowa	53 954	35 124	18 830	24,6	19,5
województwo					
dolnośląskie	16 895	12 485	4 410	8,7	22,4
opolskie	7 653	4 561	3 092	3,2	17,8

Wielkość odzysku drobnej frakcji praktycznie jest zmienna, gdyż część kopaliny piaskowo-żwirowej jest zużywana w postaci tzw. piasku surowego i pospółki (mieszanki piaskowo-żwirowej). Udział tych frakcji w produkcji i zużyciu kruszyw jest zróżnicowany w zależności od jakości i wielkości zasobów oraz zmiennego zapotrzebowania. Większy udział w niektórych latach i województwach wynika głównie z realizacji robót inżynierskich budownictwa drogowego (głównie do podbudowy dróg). Przykładem takiego okresu są lata 2011 i 2012, kiedy około 50% wydobyć żwirów i piasków zużywane było przez budownictwo drogowie w postaci piasków surowych. Przykładowo w 2011 r. szacunkowa struktura asortymentowa produkcji kruszyw piaskowo-żwirowych w regionie południowym przedstawiała się jak dane w tabeli 3.

Tab. 3. Szacunkowa struktura asortymentowa produkcji kruszyw piaskowo-żwirowych,  
(Kozioł&Galos, 2013, obliczenia własne)

Tab. 3. Estimated assortment structure of the production of sand and gravel aggregates,  
(Kozioł & Galos, 2013, own calculations)

Wyszczególnienie	pp w 2011 r. (szacunek) [%]	Szacunkowa struktura asortymentowa produkowanych kruszyw [%]		
		żwiry	mieszanka klasyf. i piasek klasyf.	piasek surowy i pospółka
Polska	70,1	20,3	31,2	48,5
województwo				
dolnośląskie	70,0	20,6	21,1	58,3
opolskie	6,0	7,3	31,2	41,5
śląskie	62,9	19,0	24,0	57,0
małopolskie	55,6	43,8	47,9	8,3
podkarpackie	70,6	18,1	28,5	53,4

Z obliczeń wynika, że w skali kraju produkcja żwirów wynosiła ok. 2/3 w stosunku do zawartości tej frakcji w eksploatowanych zasobach żwirów i piasków. W woj. dolnośląskim wskaźnik ten jest podobny do średniej krajowej. Natomiast

w pozostałych województwach w regionie południowym udział produkowanych żwirów w stosunku do udziału tej frakcji w zasobach wynosił od 51,2% (woj. śląskie) do 62% (woj. podkarpackie i opolskie); wyjątkiem jest woj. małopolskie, w którym udział ten wyniósł 98,6%. Pozostała część produkowana jest w postaci mieszanek i piasku klasyfikowanego oraz pospółki.

## 6. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

1. Z analizy bazy złóż piasków i żwirów wynika, że wraz ze wzrostem udokumentowanych zasobów rośnie udział zasobów zaliczanych do grupy piasków. Szczególnie duży wzrost frakcji piaskowych jest w zasobach przemysłowych z lat 2007–2018; wzrósł on z 25,7 do 45,7%.
2. Wskaźnikiem pogarszania się jakości zasobów jest tendencja zmian średniego punktu piaskowego w zasobach udokumentowanych. W 2018 r. w zasobach bilansowych średni *pp* wyniósł 67,8% i w ciągu 12 lat (2007–2018) wzrósł o 5,0%.
3. W zasobach przemysłowych w kraju w 2018 r. średni *pp* był wyższy w porównaniu do zasobów bilansowych – 70,6% i co charakterystyczne, w ciągu 12 lat wzrósł o 11,5%, czyli średnioroczny wzrost w zasobach przemysłowych (pogorszenie uziarnienia) wynosił ok. 1%. Szczególnie duży przyrost był w analizowanych województwach dolnośląskim o 24,0% (z 56,3 do 69,8%) i opolskim aż o 32,8% (z 40,6 do 53,9%). Pogorszenie uziarnienia w zasobach przemysłowych piasków i żwirów następuje tu najszybciej i pomimo tego *pp* są jedne z najniższych w porównaniu do innych województw.
4. Pogarszanie się jakości bazy surowcowej i równocześnie wzrost zapotrzebowania budownictwa na grube frakcje kruszyw (m.in. 5-8, 8-11) przyczynia się do rosnącego wydobywania kruszyw żwirowo-piaskowych z równocześnie większą produkcją drobnych, trudno zbywalnych asortymentów. Brak okresowego zapotrzebowania na tego typu piaski powinien być podstawą do uznania ich jako produkt uboczny składowania na oddzielnych składowiskach.
5. Z oszacowaną zawartością piasków w eksploatowanych zasobach przeprowadzono próbę oceny wielkości odzysku (produkcji) tej frakcji. Na podstawie przyjętych założeń (Kozioł i in., 2018) obliczono, że w 2016 r., gdy wydobyto około 173,2 mln Mg żwirów i piasków, praktycznie możliwe było uzyskanie ok. 51,8 mln Mg kruszyw żwirowych i 84,6 mln Mg piaskowych. Stąd szacowana łączna produkcja kruszyw żwirowo-piaskowych prawdopodobnie wyniosła ok. 136,4 mln Mg, czyli ok. 78,7% rocznego wydobycia (*Bilanse...*, 2008–2019). Pozostałą część (21,3%) stanowią straty (frakcje nieużyteczne).
6. Wielkość odzysku drobnej frakcji jest zmienna; część wydobytej kopaliny jest zużywana w postaci piasku surowego, piasku ze żwirem, pospółki itp. Udział tych frakcji w produkcji i zużyciu kruszyw jest zróżnicowany w zależności od jakości i wielkości zasobów oraz zmiennego zapotrzebowania budownictwa. Wyższy

- udział w niektórych latach i województwach zużycia pospółek i piasków wynika głównie z realizacji robót inżynierskich budownictwa drogowego (głównie do podbudowy dróg). Przykładem takiego okresu były lata 2011 i 2012, gdy około 50% wydobywania zużywane było przez budownictwo drogowe w postaci piasków surowych. Również obecnie następuje wzrost zapotrzebowania na piaski w związku z dobrą koniunkturą budownictwa drogowego i kubaturowego.
7. Pogarszanie się jakości bazy surowcowej i równocześnie wzrost zapotrzebowania budownictwa na grube frakcje kruszyw (5-8, 8-11, itd.) przyczynia się do wzrostu wydobywania kruszyw żwirowo-piaskowych, z równoczesnym wzrostem produkcji drobnych, trudno zbywalnych asortymentów. Brak okresowego zapotrzebowania na tego typu piaski powinien być podstawą do ich uznania jako produkt uboczny i składowania ich na oddzielnych składowiskach.

#### LITERATURA

- Bilanse zasobów złóż kopalin w Polsce z lat 2008–2018*, PIG-PIB, Warszawa, 2009–2019.
- KOZIOŁ W., BAIC I., STANKIEWICZ J., 2018, *Wydobycie i produkcja drobnych frakcji kruszyw naturalnych oraz technologie ich zagospodarowania*, Monografia IMBiGS, Warszawa, 212.
- KOZIOŁ W., GALOS K. (red.), 2013, *Scenariusze zapotrzebowania na kruszywo naturalne w Polsce i w poszczególnych jej regionach*, Wyd. Poltegor-Institut, Kraków–Wrocław, 206.
- RADWANEK-BAK B., 2016, *Regiony surowcowe naturalnych kruszyw żwirowo-piaskowych w Polsce*, *Kruszywa* nr 1.

#### RESOURCES, EXTRACTION AND PRODUCTION OF SAND AND GRAVEL AGGREGATES IN SOUTH-WEST POLAND

Gravels and sands are the basic minerals used in construction, for the production of concrete, precast concrete, roads and in many other branches of the economy. The geological base analysis shows that in recent years, despite the exploitation, the number of documented resources is increasing. However, this increase relates mainly to the resources of sand deposits. Natural conditions mean that the resources of sand and gravel deposits, both in terms of size and quality, are unevenly distributed in the country.

The article presents situation in dolnośląskie and opolskie voivodships (south-west Sudetic zone of gravel-sand aggregate extraction) providing 12 to 15% of domestic extraction.

Łukasz MACHNIAK

AGH w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii  
Katedra Inżynierii Górniczej i Bezpieczeństwa Pracy

## WSKAŹNIKI ZAGOSPODAROWANIA WYBRANYCH ZŁÓŻ KOPALIN SKALNYCH

### 1. WPROWADZENIE

Surowce skalne obejmują bardzo szeroką i zróżnicowaną grupę skał, do której zalicza się wszystkie kopaliny stałe, poza surowcami energetycznymi, metalicznymi i chemicznymi. Obejmują one zarówno kopaliny zwarte i bardzo zwarte (w tym bloczne), jak również surowce okruchowe (głównie piaski i żwiry) oraz ilaste (gliny itp.). Ich wspólną cechą jest to, że zalegają na niedużych głębokościach, a zatem w ich eksploatacji stosowane są powszechnie techniki odkrywkowe. Podstawową grupę surowców skalnych stanowią kruszywa naturalne, do których zalicza się kruszywa żwirowo-piaskowe oraz tzw. łamane, czyli wytwarzane głównie ze skał litych.

Łącznie do tej grupy surowcowej należy ponad 13 000 złóż. Zdecydowanie najliczniejszą grupę stanowią złoża kopalin okruchowych (10 602, w tym 10 295 piasków i żwirów). W pozostałych dwóch grupach zidentyfikowano podobną liczbę złóż – 1170 surowców zwartych oraz 1269 ilastych. Spośród udokumentowanych złóż tylko 35% (4598) jest zagospodarowanych, w tym 4036 złóż kopalin okruchowych, 397 złóż kopalin zwartych oraz 165 złóż ilastych. Zasoby przemysłowe w złożach zagospodarowanych wynoszą ponad 11,6 mld t, przy 20,7 mld t zasobów geologicznych bilansowych. Sumaryczne wydobycie kopalin zaliczonych do surowców skalnych w 2018 r. wyniosło 346 mln t, w tym 208 mln t surowców okruchowych (197 mln t piasków i żwirów), 133 mln t kopalin zwartych oraz 5 mln t ilastych (*Bilans*, 2019).

Powyższe informacje są corocznie aktualizowane i powszechnie dostępne. W artykule uzupełniono je o charakterystykę górniczego zagospodarowania złóż piasków i żwirów oraz kamieni łamanych i blocznych, tj. podstawowych złóż stanowiących bazę do produkcji kruszyw naturalnych. Opisano wielkości złóż i ustanowionych obszarów górniczych, wskaźnik pokrycia złóż obszarami górniczymi, dane o powierzchni obszarów górniczych wyznaczonych poza granicami złóż oraz powierzchnie terenów górniczych.

## 2. METODYKA BADAŃ

Do scharakteryzowania górniczego zagospodarowania wybranych złóż surowców skalnych wykorzystano pliki shapefile. Jest to najpopularniejszy format plików grafiki wektorowej, stosowanych dla danych geoprzestrzennych, używanych w systemach GIS. Dane pobrano z *Centralnej Bazy Danych Geologicznych* (CBDG, 2020). Analizowane złoża przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Mapa złóż objętych analizą  
Fig. 1. The map of analyzed deposits

Technologia GIS umożliwia łączenie typowych operacji wykonywanych na danych z baz, jak: zapytania, analizy statystyczne oraz operacje pozwalające wizualizować zjawiska przestrzenne i przeprowadzać analizy, a ich wyniki przedstawić w postaci map, raportów lub wykresów. Dodatkowo funkcjonalność programów GIS tworzy

idealne narzędzie do wszelkiego rodzaju analiz zachodzących pomiędzy różnymi warstwami danych przestrzennych (środowiskowych, społecznych, gospodarczych, ekonomicznych). Narzędzia te wykorzystywane są w wielu gałęziach gospodarki oraz administracji. Możliwości jakie daje zastosowanie tego oprogramowania, mogą służyć także w szeroko rozumianej gospodarce surowcami mineralnymi, między innymi poprzez wzajemną analizę granic złóż, obszarów i terenów górniczych, jak również wektoryzowanych danych o popycie i podaży, czy też jakichkolwiek innych warstw, przedstawionych w formie grafiki wektorowej (np. ochrona przyrody, tereny zabudowy, klasy pokrycia terenu, zbiorniki wód podziemnych, infrastruktura techniczna itp.).

Pobrane dane wektorowe, charakteryzujące odrębnie złoża kopalin oraz obszary i tereny górnicze, wymagały w pierwszej kolejności „przefiltrowania” w celu wydzielenia wyłącznie wybranych złóż surowców skalnych, a następnie połączenia (scalenia) warstwy złóż, obszarów oraz terenów górniczych, na podstawie indywidualnego numeru ID każdego złoża. Pozwoliło to na przypisanie każdemu ze złóż dodatkowo wszystkich atrybutów opisowych (tekstowych), ustanowionych dla nich obszarów i terenów górniczych.

Do dalszej analizy wybrano wyłącznie te złoża, dla których ustanowiono granice obszarów i terenów górniczych, w tekstowych atrybutach których istniała adnotacja o ich aktualności. Dla każdego złoża i jego obszarów została obliczona powierzchnia kartezyjańska oraz przypisana administracyjna przynależność do województwa.

Analizy geoprzestrzenne pomiędzy warstwami danych (np. wydzielenie i obliczenie powierzchni złóż znajdujących się w granicach obszarów górniczych) oraz zapytania SQL (np. selekcja po województwie, grupie kopalin, przedziale wielkości złóż itp.) wykonano w programie MapInfo Professional.

## 2. CHARAKTERYSTYKA ZŁÓŻ

Łączna powierzchnia złóż, których numery ID znajdują się również w warstwie obszarów i terenów górniczych wynosi 49 775 ha, w tym w zdecydowanej większości (ok. 90%) są to złoża piasków i żwirów – 45 076 ha. Liczba tych złóż wynosi 4567 przy łącznie 4919 wszystkich analizowanych.

Najwięcej złóż piasków i żwirów występuje w województwie mazowieckim, natomiast największa powierzchnia w województwie dolnośląskim. W województwie dolnośląskim występuje też największa liczba i powierzchnia złóż kamieni łamanych i blocznych, co plasuje to województwo na pierwszym miejscu w powierzchni złóż, stanowiących bazę zasobową do produkcji kruszyw. Na ostatnim miejscu znajduje się województwo lubelskie z 1457 ha złóż. Dane dotyczące liczby i powierzchni złóż w poszczególnych województwach przedstawiono w tabeli 1.

Tab. 1. Liczba oraz powierzchnia złóż w podziale regionalnym  
 Tab. 1. The number and size of the deposits in the regional division

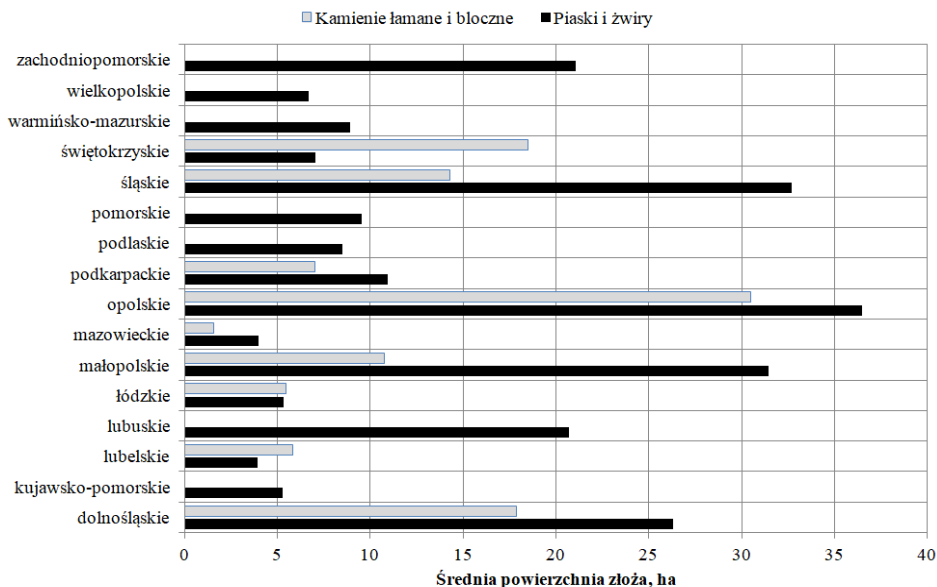
Województwo	Piaski i żwiry		Kamienie łamane i bloczne		Razem	
	liczba	pow. [ha]	liczba	pow. [ha]	liczba	pow. [ha]
dolnośląskie	183	4814	128	2287	311	7101
kujawsko-pomorskie	310	1631	—	—	310	1631
lubelskie	365	1428	5	29	370	1457
lubuskie	103	2132	—	—	103	2132
łódzkie	449	2395	43	234	492	2629
małopolskie	143	4498	46	494	189	4992
mazowieckie	693	2763	25	39	718	2802
opolskie	65	2372	10	305	75	2677
podkarpackie	301	3300	17	119	318	3419
podlaskie	406	3447	—	—	406	3447
pomorskie	285	2717	—	—	285	2717
śląskie	87	2845	20	286	107	3131
świętokrzyskie	81	569	49	905	130	1474
warmińsko-mazurskie	332	2958	—	—	332	2958
wielkopolskie	631	4219	—	—	631	4219
zachodniopomorskie	142	2988	—	—	142	2988
POLSKA	4576	45 076	343	4698	4919	49 774

Na podstawie tych danych można określić średnią powierzchnię złóż obu rodzajów kopalin. Dla złóż piaskowo-żwirowych jest to 9,8 ha, a dla kamieni łamanych i blocznych 13,7 ha. Średnią powierzchnię dla województw przedstawiono na rysunku 2. Z grafiki wynika, że zróżnicowanie średniej powierzchni złóż jest duże. Województwo mazowieckie pomimo największej liczby złóż piaskowo-żwirowych, charakteryzuje się jedną z najmniejszych średnich powierzchni złóż (4 ha), co oznacza, że dominują tam złoża eksploatowane na podstawie koncesji „starościańskich”.

Łącznie w bazie danych zidentyfikowano 2427 złóż o powierzchni nieprzekraczającej 2 ha, co stanowi 49% złóż. Najmniejszy udział takich złóż znajduje się w województwie zachodniopomorskim (15%), a największy w województwie mazowieckim



(65%). Informacja ta stanowi jedynie przypuszczenie, co do funkcjonowania w oparciu o koncesje, udzielone przez starostów. Powierzchnia udokumentowanego złoża, jest jednym z trzech obligatoryjnych warunków uzyskania takiej koncesji.



Rys. 2. Średnia powierzchnia złóż w województwach  
Fig. 2. Average of deposits area in the regional division

### 3. CHARAKTERYSTYKA OBSZARÓW GÓRNICZYCH

Liczba obszarów górniczych jest większa od liczby zidentyfikowanych złóż. Wynika to z ustanawiania więcej niż jednego obszaru górniczego dla eksploatacji jednego złoża. Dotyczy to w szczególności dużych złóż (podział na Pole A, Pole B itp.). Dla złóż piasków i żwirów liczba obszarów górniczych jest większa o 751, natomiast dla kamieni łamanych i blocznych o 29. Łączna powierzchnia obszarów górniczych wynosi 41 161 ha, w tym w zdecydowanej większości – ok. 88%, ustanowionych na złożach piasków i żwirów, tj. 36 242 ha. Dane dotyczące liczby i powierzchni obszarów górniczych w poszczególnych województwach przedstawiono w tabeli 2. Największa powierzchnia występuje w województwie dolnośląskim – 5869 ha, a najmniejsza w lubelskim – 1337 ha.

Tab. 2. Liczba oraz powierzchnia obszarów górniczych w podziale regionalnym  
 Tab. 2. The number and size of mining areas in the regional division

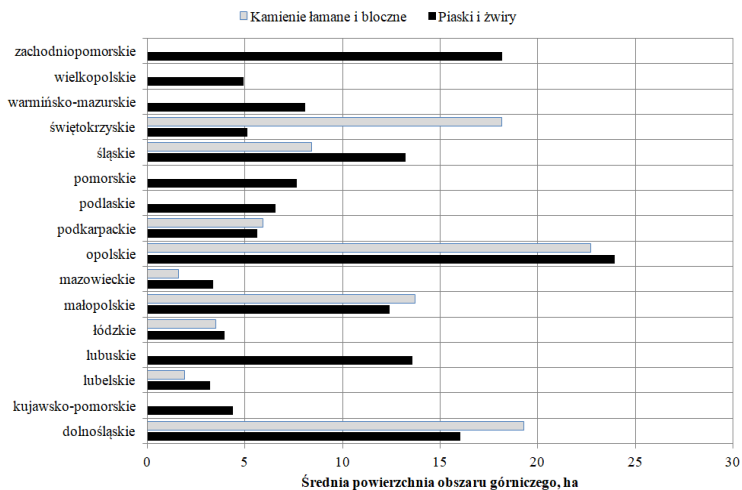
Województwo	Piaski i żwiry		Kamienie łamane i bloczne		Razem	
	liczba	pow. [ha]	liczba	pow. [ha]	liczba	pow. [ha]
dolnośląskie	205	3286	134	2583	339	5869
kujawsko-pomorskie	361	1586	—	—	361	1586
lubelskie	409	1314	12	23	421	1337
lubuskie	113	1535	—	—	113	1535
łódzkie	526	2091	45	158	571	2249
małopolskie	202	2510	47	644	249	3154
mazowieckie	771	2600	25	40	796	2640
opolskie	69	1651	11	250	80	1901
podkarpackie	371	2084	17	101	388	2185
podlaskie	477	3137	—	—	477	3137
pomorskie	328	2517	—	—	328	2517
śląskie	115	1523	21	177	136	1700
świętokrzyskie	86	442	52	943	138	1385
warmińsko-mazurskie	383	3099	—	—	383	3099
wielkopolskie	731	3599	—	—	731	3599
zachodniopomorskie	180	3268	—	—	180	3268
POLSKA	5327	36 242	364	4919	5691	41 161

Na podstawie tych danych można określić, podobnie jak dla złóż, średnią powierzchnię obszarów górniczych. Dla złóż piasku i żwiru jest to 6,8 ha, a dla kamieni łamanych i bocznych 13,5 ha. Średnią powierzchnię dla województw przedstawiono na rysunku 3.

Podobnie jak dla średnich powierzchni złóż, widać duże regionalne zróżnicowanie średniej powierzchni obszarów górniczych.

#### 4. CHARAKTERYSTYKA TERENÓW GÓRNICZYCH

Liczba terenów górniczych jest większa od liczby zidentyfikowanych złóż, ale mniejsza od obszarów górniczych. Uzasadnienie jest podobne jak w przypadku obszarów górniczych, przy czym zidentyfikowano jednocześnie sytuacje, w których jeden teren górniczy ustanowiono dla dwóch obszarów górniczych.



Rys. 3. Średnia powierzchnia obszaru górnictwa w województwach

Fig. 3. Average of mining area in the regional division

Łączna powierzchnia terenów górniczych wynosi 67 457 ha, ale przeciwnie niż we wcześniejszych danych, większość (62%) dotyczy złóż kamieni łamanych i blocznych. Wynika, to głównie z zastosowania środków strzałowych do urabiania, co generuje większe potencjalnie negatywne oddziaływania niż techniki stosowane do wydobywania kopalin piaskowo-żwirowych.

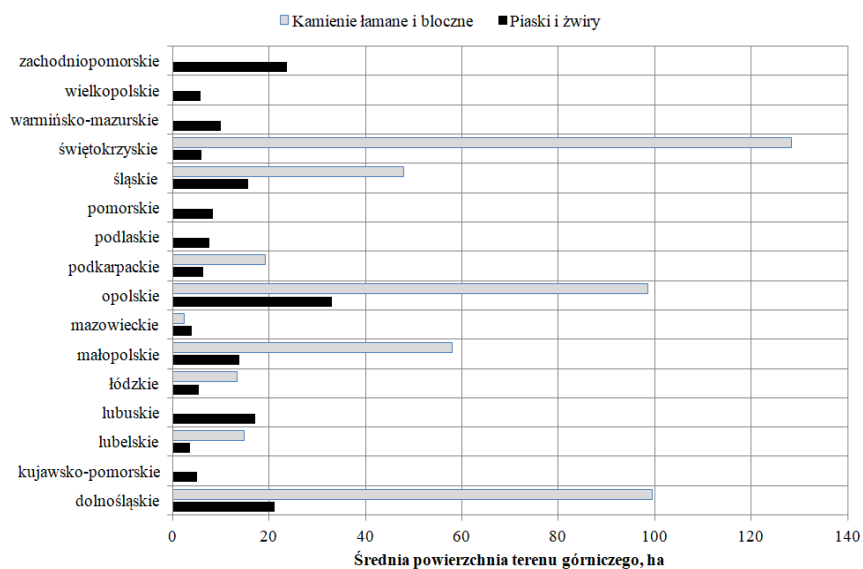
Dane dotyczące liczby i powierzchni terenów górniczych w poszczególnych województwach przedstawiono w tabeli 3. Największa powierzchnia występuje w województwie dolnośląskim – 17 181 ha, a najmniejsza w lubelskim – 1557 ha. Należy zwrócić uwagę, że w województwie dolnośląskim pewna część terenów górniczych pokrywa się ze sobą; dotyczy to głównie kopalń rejonu Strzegomia.

Na podstawie tych danych można określić, średnią powierzchnię terenów górniczych. Dla złóż piasku i żwiru jest to 8,2 ha, a dla kamieni łamanych i blocznych 71 ha. Średnią powierzchnię dla województw przedstawiono na rysunku 4.

Warto zwrócić uwagę na porównanie średniej wartości powierzchni terenów górniczych w województwach dolnośląskim i świętokrzyskim dla kamieni łamanych i blocznych. W świętokrzyskim obserwuje się znacznie większą jego wartość średnią, przy zbliżonej wartości średniej powierzchni obszarów górniczych. Może to wynikać z faktu, że tam coraz częściej teren górniczy determinowany jest oddziaływaniem odwodnienia wyrobisk górniczych, które jest większe od oddziaływania robót strzałowych.

Tab. 3. Liczba oraz powierzchnia terenów górniczych w podziale regionalnym  
 Tab. 3. The number and size of impacts areas in the regional division

Województwo	Piaski i żwiry		Kamienie łamane i bloczne		Razem	
	liczba	pow. [ha]	liczba	pow. [ha]	liczba	pow. [ha]
dolnośląskie	195	4122	131	13 038	326	17 160
kujawsko-pomorskie	348	1741	—	—	348	1741
lubelskie	403	1413	11	164	414	1577
lubuskie	107	1832	—	—	107	1832
łódzkie	500	2742	44	587	544	3329
małopolskie	194	2693	47	2728	241	5421
mazowieckie	748	3030	25	61	773	3091
opolskie	67	2210	11	1085	78	3295
podkarpackie	364	2307	17	328	381	2635
podlaskie	468	3562	—	—	468	3562
pomorskie	320	2680	—	—	320	2680
śląskie	114	1782	21	1005	135	2787
świętokrzyskie	84	499	49	6293	133	6792
warmińsko-mazurskie	364	3611	—	—	364	3611
wielkopolskie	716	4143	—	—	716	4143
zachodniopomorskie	159	3780	—	—	159	3780
POLSKA	5151	42 147	356	25 289	5507	67 436



Rys. 4. Średnia powierzchnia terenu górniczego w województwach

Fig. 4. Average of impact area in the regional division

## 5. WSKAŹNIKI ZAGOSPODAROWANIA ZŁÓŻ

Przedstawione w tabelach 1 i 2 dane dotyczące powierzchni złóż oraz obszarów górniczych nie opisują dokładnie jaka jest rzeczywista powierzchnia złóż, z której przedsiębiorcy mogą wydobywać kopalinę. Pomiędzy tymi dwiema warstwami zachodzi różna zależność przestrzenna, tj. wariantowe nakładanie się. Analiza wykonana na danych przestrzennych pozwoliła na dodatkowe określenie tych części złóż, które są pokryte obszarami górniczymi, jak również podział obszaru górniczego na część, która znajduje się w granicach złoża oraz poza jego granicami. Dane o obszarach górniczych w granicach złoża ściśle definiują powierzchnię, która może być przedmiotem eksploatacji górniczej. Natomiast części obszarów znajdujących się poza granicami złóż, zgodnie z formalną definicją, upoważniają przedsiębiorcę do prowadzenia robót górniczych, niezbędnych do wykonania koncesji (np. zwałowania zewnętrznego). Dane w podziale regionalnym oraz dla wybranych kopalni, przedstawiono w tabeli 4.

Tab. 4. Wskaźniki zagospodarowania eksploatowanych złóż  
Tab. 4. Development indicators of deposit usage

Województwo	Pokrycie złóż OG [%]		OG w granicach złoża [%]		OG poza granicami złoża [%]	
	piaski i żwiry	kamienie łamane i bloczne	piaski i żwiry	kamienie łamane i bloczne	piaski i żwiry	kamienie łamane i bloczne
dolnośląskie	85,9	81,9	90,1	77,2	9,9	22,8
kujawsko-pomorskie	94,8	—	94,1	—	5,9	—
lubelskie	93,5	77,2	97,2	92,1	2,8	7,9
lubuskie	91,6	—	91,4	—	8,6	—
łódzkie	93,1	88,9	93,9	94,0	6,1	6,0
małopolskie	72,7	87,6	93,2	86,2	6,8	13,8
mazowieckie	94,4	95,8	93,8	89,5	6,2	10,5
opolskie	80,3	69,3	82,7	70,2	17,3	29,8
podkarpackie	90,0	84,1	97,2	82,5	2,8	17,5
podlaskie	95,8	—	89,8	—	10,2	—
pomorskie	93,1	—	92,8	—	7,2	—
śląskie	79,9	78,3	88,7	91,3	11,3	8,7
świętokrzyskie	91,8	83,4	89,5	78,3	10,5	21,7
warmińsko-mazurskie	96,3	—	91,3	—	8,7	—
wielkopolskie	94,8	—	94,1	—	5,9	—
zachodniopomorskie	90,6	—	88,7	—	11,3	—
POLSKA	89,9	82,9	91,8	84,6	8,2	15,4

W ujęciu krajowym, odpowiednio dla piasków i żwirów oraz kamieni łamanych i blocznych, średnio 89,9% i 82,9% powierzchni udokumentowanych złóż, zostaje objęte obszarami górnictwami. Natomiast odpowiednio 91,8% i 84,6% powierzchni obszarów górnictw znajduje się w granicach złóż, co oznacza, że powierzchnia będąca dopełnieniem do 100% leży poza ich granicami.

## 6. PODSUMOWANIE

Złóża kopalin skalnych, stanowiące bazę zasobową do produkcji kruszyw naturalnych, są najpowszechniej eksploatowaną grupą złóż w kraju. W artykule uzupełniono powszechnie dostępne dane o wydobyciu i zasobach, informacjami charakteryzującymi powierzchnię złóż oraz ich górnicze zagospodarowanie, tj. wielkości ustanowionych obszarów i terenów górniczych oraz geoprzestrzenną relację względem granic udokumentowania.

Dane wartości średnich dla złóż piasków i żwirów oraz kamieni łamanych i blocznych przedstawiono w tabeli 5.

Tab. 5. Średnie parametry złóż i wskaźniki ich zagospodarowania  
Tab. 5. Average parameters of the deposits and their development indicators

Wyszczególnienie	Złóża [ha]	
	piaski i żwir	kamienie łamane i bloczne
średnia powierzchnia złóża	9,8	13,7
średnia powierzchnia OG; w tym	6,8	13,5
– w granicach złóża	6,2	11,4
– poza granicami złóża	0,6	2,1
średnia powierzchnia TG	8,2	71,0

Sprowadzając średnie powierzchni obszarów i terenów górniczych do kształtu koła, można określić średnią odległość, będącą zasięgiem potencjalnego negatywnego oddziaływania. Dla piasków i żwirów odległość ta wynosi 14 metrów, a dla kamieni łamanych i blocznych 268 m, co jest niemalże zgodne z często wyznaczaną strefą rozrzutu odłamków skalnych 200–300 m, w zależności od metody wykonywania robót (Rozporządzenie ME, 2016).

Ze względu na zauważone błędy w warstwach danych geoprzestrzennych, uzyskane wyniki (sumy powierzchni) należy traktować z przybliżeniem, przyjmując pewien margines błędu, szacowany maksymalnie na ok.  $\pm 5\%$ . Błąd ten nie dotyczy obliczonych wartości średnich, ze względu na znaczącą (reprezentatywną) ilość danych analizowanych złóż.

## LITERATURA

- Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce stanu na 31.12.2018*, Wyd. PIG-PIB Warszawa, 2019.
- CBDG, 2020, *Centralna baza danych geologicznych*, PIG-PIB, <http://dm.pgi.gov.pl>
- Rozporządzenie Ministra Energii z dnia 9 listopada 2016 r. *ws. szczegółowych wymagań dotyczących przechowywania i używania środków strzałowych i sprzętu strzałowego w ruchu zakładu górniczego*, Dz.U.2017.321.

## INDICATORS FOR SELECTED ROCK MINERAL DEPOSITS

Rock minerals are mined in over 13 000 deposits, and it is the most widely exploited group of raw materials in the country. These minerals are used primarily as a raw material in the construction, ceramic, glass and other industries. The article supplements commonly available data regarding, among others the number of deposits, the amount of resources and the volume of extraction, data characterizing the mining development of the deposits, i.e. the size of established mining areas and their geospatial relation to the boundaries of deposit, for this purpose the program MapInfo Pro was used.



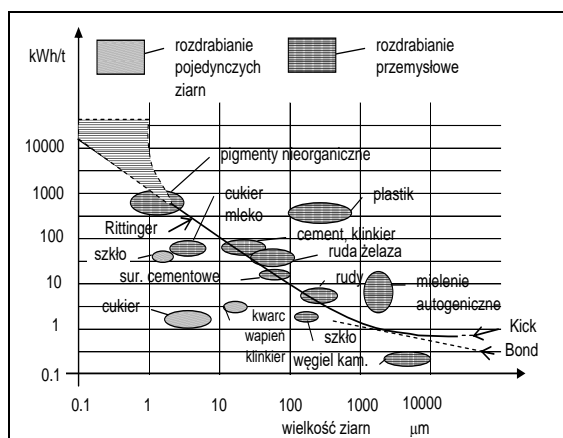


## ENERGIA W TEORII I PRAKTYCE ROZDRABIANIA

### 1. WSTĘP

Rozdrabianie jest operacją pomniejszania wielkości ziaren. To podstawowa operacja technologiczna w przemyśle mineralnym. Szczególnie dotyczy to przemysłu surowców i materiałów budowlanych, co można wnioskować na podstawie jego dominującego nad innymi wolumenu produkcji (Brown i in., 1998). Ważną rolę odgrywa także w przemyśle przetwórczym: energetycznym (paliwa dla elektrowni), spożywczym (produkty zbożowe, pasze), chemicznym (nawozy, proszki, lekarstwa). Jeśli dotyczy rud, to rozdrabnianie jest głównym zadaniem uwolnienia uwieczonych w masie skalnej użytecznych minerałów, które w kolejnych operacjach są wydzielane (wzbogacane) do koncentratów; jeśli przemysłu materiałów budowlanych – to produkcji kruszyw wg odpowiedniej granulacji ziaren albo cementów o odpowiedniej powierzchni produktów mielenia.

Energochłonność tych procesów jest znaczącym kosztem, sięgającym w niektórych technologiach nawet 60% kosztów bezpośrednich produkcji. Jest to powód szczególnego zainteresowania świata nauki i techniki tym elementem produkcji, który ma swoje konsekwencje nie tylko ekonomiczne, ale też ekologiczne.



Rys. 1. Energochłonność rozdrabiania laboratoryjnego na tle przemysłowego (Rumpf, 1977)

Fig. 1. Energy usage of comminution in laboratory and industry practice (Rumpf, 1977)

Udział energii w rozdrabianiu surowców mineralnych w krajach rozwiniętych (USA, Niemcy) wynosi ok. 1,5% całości zużycia (Tromans, 2008). Ograniczając się do przemysłu mineralnego na rozdrabianie przypada 30–60% tego zużycia. Jest to więc bardzo ważny element efektywności każdej technologii surowcowej. Na ten stan rzeczy składa się też niska efektywność procesu rozdrabiania i instalacji jej realizujących. Jak się okazuje, efektywność energetyczna technologii przemysłowych to zaledwie kilka procent. Reszta jest tracona na ciepło (tarcie), dźwięk, kinetykę rozdrabianych cząstek i sprawności energetycznej maszyn.

Energochłonność procesu jest dobrą, bo obiektywną miarą efektywności produkcji, ale pod warunkiem, że jest odniesiona do wydajności zarówno pojedynczych operacji jak i systemu w całości. A w takim razie o efektywności energetycznej decydują w równym stopniu technolodzy produkcji (projektowanie technologii i kontrola parametrów operacji), producenci maszyn, projektanci instalacji oraz organizatorzy produkcji albowiem efektywność ta musi być mierzona jednocześnie wg kryteriów jakościowo-ilościowych i energetycznych. Z tego powodu problem obniżania energochłonności, to problem doboru odpowiednich maszyn i niezawodności oraz optymalizacji struktury i parametrów systemów maszynowych z uwzględnieniem zmiennych środowiskowych, do których (poza ekonomią) zaliczamy właściwości naturalne (skład mineralny i podatność na rozdrabianie) kopaliny. A tu szczególną rolę odgrywa dobre rozpoznanie fizyczne procesów rozdrabiania oraz ich opis matematyczny, których rezultaty z kolei są podstawą budowy narzędzi analitycznych, stosowanych do wszelkich poważnych analiz techniczno-ekonomicznych produkcji.

Rumpf (Rumpf, 1977), który badał energię rozdrabiania pojedynczych cząstek bez udziału tarcia przedstawił swoje wyniki na tle rozdrabiania przemysłowego różnych materiałów jak na rysunku 1, gdzie widzimy, że kruszenie pojedynczych cząstek jest ok. 100-krotnie mniej energochłonne od przemysłowego. Tak duża różnica energochłonności rozdrabiania pojedynczych cząstek i rozdrabiania przemysłowego skłoniła uczonych do rozpoznania mechanizmów operacji kruszenia, w nadziei na znalezienie sposobu podwyższenia energetycznej efektywności rozdrabiania.

Ten artykuł jest krótkim przeglądem rozwoju nauki o rozdrabianiu skał na drodze doskonalenia narzędzi analitycznych do projektowania technologii, doboru odpowiedniej wielkości maszyn oraz kontroli procesów w instalacjach przemysłowych przeróbki kruszyw mineralnych.

W doborze materiału kierowano się zasadą korzystania z dostępnych nam, oryginalnych źródeł informacji, aby ta wiedza mogła służyć jako punkt odniesienia do dzisiejszej, w znacznej mierze już przetworzonej, twórczości naukowo-badawczej i wydawniczej w tym zakresie. Trzeba bowiem wiedzieć, że na tamtej wiedzy zbudowano cały współczesny aparat narzędziowy do analizy procesów produkcyjnych. Przy

tym technologie rozdrabiania nie zmieniły się i nie zmienią się istotnie w najbliższej przyszłości; urabianie skał wybuchem, kruszenie w kruszarkach i młynach, klasyfikacja na przesiewaczach i cyklonach nie zmieni się. Na pewno zmienią się nieco materiały i konstrukcje maszyn, ale nie same skały i zasady operacji ich rozdrabiania w mikro i makro skali.

## 2. ENERGOCHŁONNOŚĆ ROZDRABIANIA W PRZEMYŚLE MINERALNYM

Energochłonność w produkcji surowców mineralnych dla przemysłu przetwórczego lub przemysłu towarów będzie zależała od tego, jakiego fragmentu cyklu produkcyjnego dotyczy. Na przykład całkowita energia produktów silikatowych wynosi od kilku do kilkunastu tysięcy kWh/t (tab. 1). Podobnie jest w produkcji metali (tab. 2 i 3).

Tab. 1. Całkowite zapotrzebowanie energetyczne na tonę wybranych półproduktów materiałów niemetalicznych (Jaźwiński, 1980)

Tab. 1. Total energy usage selected semiproducts of nonmetallic materials (Jaźwiński, 1980)

Przemysł	Produkt	Zużycie energii na tonę produktu (1GJ=278 kWh)	
		GJ/t	kWh/t
Wapienniczy	Wapno palone	9.01	2505
Cementowy	Cem. portlandzki	8.05	2238
Ceramiczny	Cegła zwykła	3.71	1031
Szklarski	Pojemniki szklane	18.44	5126
Materiałów ogniotrwałych	Cegły zasadowe /ogniotrwałe	28.62	7956
		44.52	12377
Papierniczy	Kaolin	2.96	823
Budowlany	Gips palony	1.59	442
Kruszyw	Piasek, żwir	0.06	16

Chapman (Cohen&Chapman, 1984) uważa, że koszty produkcji nie mogą być izolowane od otoczenia. Stąd na tonę metalu wychodzi 8139 kWh = 81,39×100 ponieważ 1% Cu (tab. 3); przy sprawności przeróbki i wytopu odpowiednio: 0,85 i 0,95 jest to powyżej 10 000 kWh/t, a dodając do tego energochłonność procesu metalurgicznego 7000–7500 kWh/t otrzymujemy 18 000 kWh/t.

Revnitvsev (Revnitvsev, 1988) podaje, że moc napędów instalacji wzbogacania rud porfirowych o zawartości Cu równej 0,75% w 77% przypada na kruszenie i mielenie, a 23% na flotację. W przypadku biedniejszej rudy (0,45% Cu) udział kruszenia i mielenia wynosi 85%.

Tab. 2. Energia rozdrabiania i wzbogacania kWh/t rudy miedzi (ruda 1%, koncentrat 25% Cu )  
(Cohen&Chapman, 1984)

Tab. 2. Processing Cu ore energy usage, kWh/t, concentrate grade 25% (Cohen&Chapman, 1984)

Parametr	Wartość
energia elektryczna	62,9
odczynniki flotacyjne + woda	15,55
zużycie metalu	5,44
maszyny (materiał + wytworzenie): 22 000 kWh/t maszyn; 0,00035 kWh/t masz & rudy	2,81
budynki przemysłowe i gospodarcze	15 000 kWh/m <sup>2</sup>
razem	81,39 kWh/t

Energochłonność produkcji kruszyw jest znacznie mniejsza niż jest to w przypadku produkcji metali. Proporcje odwracają się, gdy weźmiemy pod uwagę wolumen przerobu. Na przykład, przerób rud metali w Polsce to ok. 34 mln ton, podczas gdy skał na cele budowlane wydobywa się i przerabia ok. 200 mln ton. Nasze badania energochłonności produkcji w jednej z kopalń kruszyw łamanych, wykazały że na urabianie i odstawę przypada 0,57 litra oleju napędowego na tonę produkcji, co równoważne jest 5,74 kWh/t energii, a na przerób kopaliny 2,9 kWh/t energii elektrycznej. Zainstalowana moc napędów elektrycznych była przy tym wykorzystana w ruchu zakładu przerobczego w ok. 50% wartości nominalnych (Malewski, 2019).

Tab. 3. Zużycie energii na kopalnictwo i wzbogacanie niektórych rud (Sala, 1993)

Tab. 3. Energy usage selected ores in mining and processing operations (Sala, 1993)

Metal	Koncentracja w rudzie	Ilość rudy na tonę metalu	Zużycie energii na tonę metalu				A** % Udział górnictwa	Energia całkowita kWh/t
			Kopalnictwo		Wzbogacanie			
			MJ/kg	kWh/t	MJ/kg	kWh/t		
Żelazo	30	4	0.64	178	2.12	589	11	6975
Cynk	10	12	5.31	1476	5.51	1532	7	42971
Ołów	10	12	4.55	1265	4.77	1326	30	8637
Miedź	0.7*	157	22.8	6338	44.83	12463	57	32984
Uran	0.2	530	353.19	98187	261.39	72666	58	294575

\*odkrywkowo, \*\*Udział górnictwa w ogólnym zużyciu na t. czystego metalu

### 3. MECHANIZM ROZDRABIANIA

Dla wyjaśnienia mechanizmu kruszenia sięga się zwykle po klasyczną hipotezę Griffitha, według której proces rozdrabiania zaczyna się od miejsca zlokalizowania

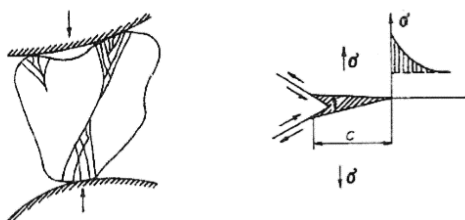
pewnej pierwotnej (utajonej) szczeliny. Na bazie teorii sprężystości i termodynamiki Griffiths wykazał teoretycznie, że naprężenie w masywie, zawierającym szczelinę o kształcie elipsy związane jest z wielkością szczeliny  $a = 2 \cdot c$ , naprężeniem rozciągającym  $\sigma$  i energią powierzchniową  $\gamma \approx E \cdot b / 20$  wzorem (Cohen&Chapman, 1984; Jowett, 1971)

$$\delta_o = \sqrt{\frac{2 \cdot E \cdot \gamma}{\pi \cdot a}} \quad (1)$$

gdzie:

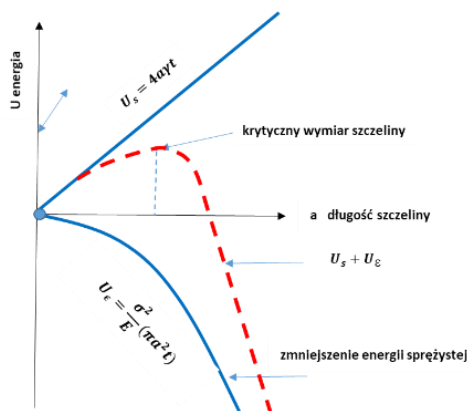
$E$  – moduł Younga,

$b$  – odległość międzycząsteczkowa.



Rys. 2. Efekt rozwarstwiania materiału przy rozdrabnianiu

Fig. 2. Effect of material breaking

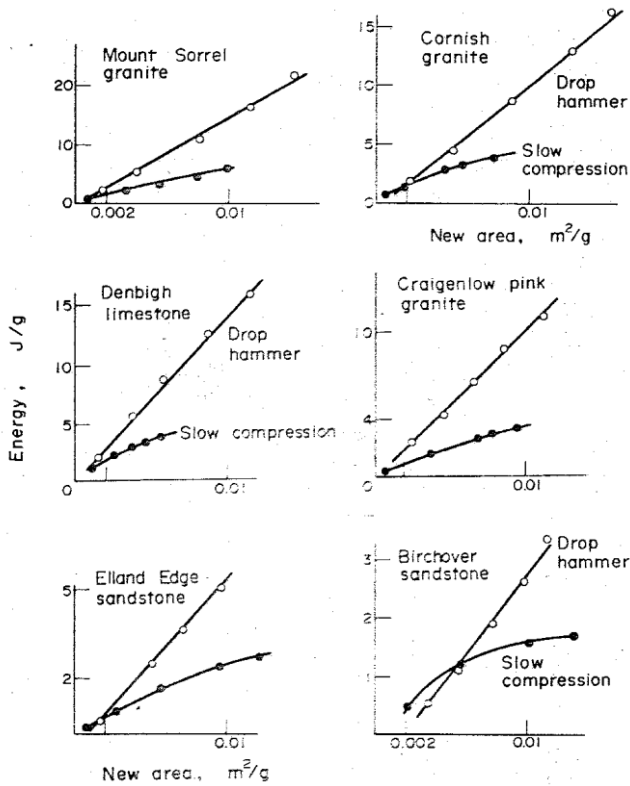


Rys. 3. Wartość energii powierzchniowej i sprężystej w funkcji wielkości szczeliny

(Liebovitz, 1971/1973)

Fig. 3. Surface and elastic energy dependence on width of the gap (Liebovitz, 1971/1973)

Rozwój szczeliny przebiega katastroficznie na skutek nagromadzonej w układzie energii sprężystej. W ciałach polikrystalicznych proces ten jest hamowany na granicach łączy kryształów lub punktach pewnych nieciągłości gęstości ośrodka. Zahamowanie rozwoju szczeliny wiąże się z pewną koncentracją naprężeń w strukturze, deformacją plastyczną w obrębie przeszkody, dyslokacją fragmentów struktury oraz zmianą kierunku przebiegu procesu. Ilość energii potrzebna do realizacji takiego procesu zależy m.in. od średnicy ziaren proporcjonalnie do  $C \cdot d^n$ , gdzie  $d$  – średnica ziarna,  $n = 0,5-1$  (Rumpf, 1977). Odpowiednie testy pokazały, że aby pokonać siły molekularne kohezji na końcówce szczeliny, lokalne naprężenie rozciągające musi być 10 razy większe od średniego naprężenia rozciągającego, a szczelina musi mieć kilka mikrometrów (Liebovitz, 1971–1973).



Rys. 4. Efektywność energetyczna rozdrabniania udarowego i wolnym ściskaniem (Brook, 1971)

Fig. 4. Energy efficiency of impact or low compressing load (Brook, 1971)

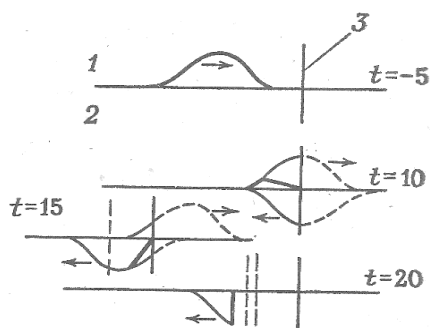
Griffith rozróżnia dwa rodzaje energii: energię powierzchniową i energię zgromadzoną w ciele jako rezultat deformacji sprężystej (rys. 3). Te energie są w równowadze dla zadanej długości szczeliny. Energia sprężysta jest proporcjonalna do objętości ciała, a powierzchniowa do powierzchni szczeliny. Jest to dowód na to, że klasyczne hipotezy rozdrabniania (powierzchniowa i objętościowa) są ważne jedynie dla procesów, w których przewagę ma określony rodzaj energii.

Energia wolnej przestrzeni w ciałach stałych wynosi  $10^3 - 10^2 \text{ J/m}^2$ . Gdyby energia powierzchniowa ciał odpowiedzialna była tylko za zużycie energii, to przy produkcji odpowiedniej marki cementu, (np.  $2800 \text{ cm}^2/\text{g}$ ) trzeba by zużyć ok.  $0,01 - 0,1 \text{ kWh/t}$ . W rzeczywistości jednak młcenie wymaga  $10 - 100 \text{ kWh/t}$ , tak że efektywność młcenia wynosi  $0,1 - 1\%$ . Badania Rumpfa (Rumpf, 1977) i Schonerta (Sala, 1993) na poje-

dynczych cząstkach minerałów potwierdziły niską efektywność przemysłowego rozdrabiania, ale też w znacznym stopniu ją usprawiedliwiły, albowiem efektywność rozdrabiania wzrasta do 1–2%, gdy uwzględnimy także przemiany w siatce krystalicznej oraz do 20–50%, kiedy dodamy do tego prace deformacji sprężystej (w sensie pracy nie do uniknięcia).

Trzeba tu dodać, że na efekt rozdrabiania ma wpływ dynamika procesu. Warto nad tym zagadnieniem zatrzymać się, bowiem niektórzy inżynierowie twierdzą dziś, że rozdrabianie w kruszarkach udarowych jest energetycznie bardziej efektywne od szczękowych.

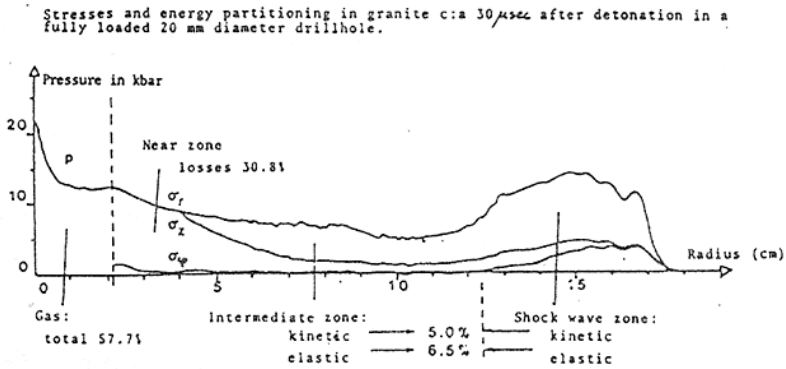
Rozdrabianie udarem powoduje powstanie fali naprężeń, która po odbiciu może nakładać się na naprężenia pierwotne i w ten sposób prowadzić do zwiększenia efektu kruszenia (rys. 5). Istotnie jest też, że fala odbita to naprężenia rozciągające, a jak wiadomo, odporność skał na te naprężenia jest 10-krotnie mniejsza od ściskających. Zjawisko to było odkryte i potwierdzone eksperymentalnie przez Hopkinsa w 1905 r. (Kolsky&Rader, 1973). Rysunek 5 wyjaśnia ten mechanizm.



Rys. 5. Obraz przebiegu fali naprężeń po uderzeniu próbki polistyrenu; czas w  $\mu\text{s}$   
Fig. 5. The tension wave propagation in the sample of polystyrene; time in  $\mu\text{s}$

Cottrell (Cottrell, 1970) wykazał, że nawet przy małych prędkości uderzenia powstaje siła  $\bar{F} = 2 \cdot m \cdot v / t_0$ , znacznie przekraczająca odporność ciała na zniszczenie, ale ta energia jest w dużym stopniu tracona lokalnie na ciepło powstałe w wyniku miażdżenia materiału w punkcie uderzenia. Wpływ prędkości na efekt uderzenia może być zauważalny dopiero powyżej 100 m/s.

Zapewne zjawisko to jest bardzo wyraźne w przypadku urabiania skał wybuchem, ale udział energii użytecznej do całkowitej jest tu zdecydowanie niekorzystny, co pokazuje rysunek 6. W tym przypadku 57,7% energii przypadło na ciśnienie gazu, pozostała część w 30,8% przypada na ciepło miażdżenia i tylko 11,5% na energię fali naprężeń (Persson, 1983).

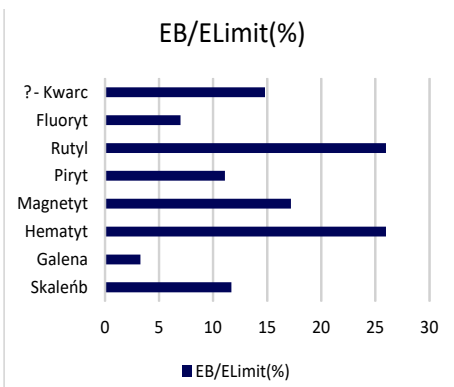


Rys. 6. Efekt wybuchu ładunku MW w granicie (Persson, 1983)

Fig. 6. Effect of blasting in granite rocks (Persson, 1983)

W przypadku rozdrabniania próbek skalnych udarem Baron (Baron i in., 1962) po obszernej i gruntownej analizie badań obcych i własnych dochodzi do wniosku, że efektywność rozdrabniania maleje ze wzrostem energii wywołanej prędkością uderzenia. Ewidentnie dowiodą tego wyniki eksperymentów Wootona (Brook, 1971) jak na rysunku 4. Podobnie Shelley (Shelley, 1976) w eksperymentach nad kruszeniem rud wykazał, że energia jednostkowa rozdrabniania udarowego wynosiła  $9100 \text{ J/m}^2$ , podczas gdy dla wolnego ściskania  $5800 \text{ J/m}^2$ .

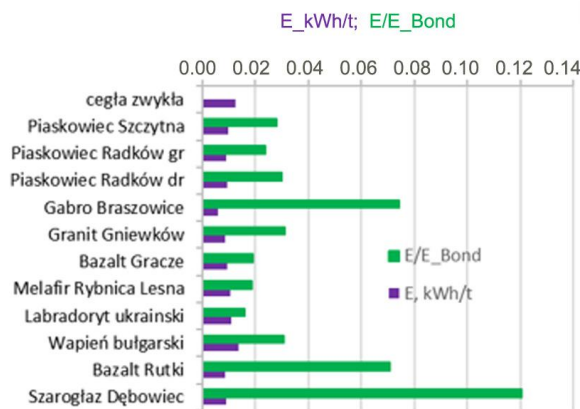
Liczne publikacje, na temat rozdrabniania pojedynczych cząstek pojawiły się już w 1935 roku i były kontynuowane intensywnie do początków lat 70. XX w. Nowsze prace teoretyczne i eksperymentalne pokazały, że granicą zwiększenia efektywności rozdrabniania jest wartość kilkunastu procent (Tromans, 2008). Szczegółowo przedstawia to rysunek 7. Punktem odniesienia jest energia rozdrabniania wyznaczona metodą Bonda (1961), która prezentuje energochłonność przemysłową.

Rys. 7. Wybrane wyniki obliczeń granicznej energochłonności rozdrabniania próbek przez ściskanie  
Fig. 7. Selected results of limit energy absorbed while pressure tests of sample

Nasze badania (Malewski&Dobrowolski, 2002) rozdrabialności przeprowadzone na różnych skałach w dwuwahadłowym aparacie rozdrabiającym pokazały (rys. 8), że



efektywność rozdrabiania wynosi kilka procent w stosunku do energochłonności obliczonej wzorem Bonda. Uzyskane wyniki korespondują z wynikami badań podstawowych opisanych wyżej.



Rys. 8. Energochłonność netto rozdrabiania niektórych skał i jej porównanie z energochłonnością przemysłową

Fig. 8. Net Energy usage for comminution some rocks relating to the industrial records

Ten krótki przegląd pokazuje, że rezerwy na poprawę efektywności operacji rozdrabiania jeszcze są, chociaż nie tak duże jak się spodziewano. Głównym kierunkiem poprawy, jak uważamy, jest unikanie strat energii rozpraszanej w drodze do rozdrabianych cząstek. W tym przypadku ważna rola przypada klasyfikacji, czyli operacji wydzielenia ziaren już rozkruszonych od pozostałych.

Revnitvsev (Revnitvsev, 1988) analizuje różne drogi poprawy efektywności energetycznej procesów. Na przykładzie rozkładu energochłonności rozdrabiania wybuchem, odstawy i przeróbki pokazuje, że wobec wysokiego udziału kruszenia i mieleńia trzeba dążyć do przeniesienia obciążenia z końcowych stadiów do wcześniejszych. Jest to problem optymalizacyjny, który m. in. prezentujemy w pracy (Malewski&Rink, 2012).

#### 4. HIPOTEZY I MODELE ENERGOCHŁONNOŚCI ROZDRABIANIA

W poprzednim rozdziale pokazano ile energii zużywa się w różnych technologiach przemysłowych. Jest to dość łatwe do oszacowania mierząc pobór energii i wydajności procesu w toku produkcji. Ale ta wiedza przydaje się tylko do analiz makroekonomicznych i środowiskowych, a nie dla projektowania instalacji przemysłowych. Chodzi tu o wybór technologii jak i dobór odpowiednio wydajnych maszyn. Aby przewidywać, trzeba mieć narzędzia. Pomocna jest tu teoria rozdrabiania, ustalająca funkcjonalne związki między zapotrzebowaniem na energię i parametrami operacji;

głównie obciążenia, rodzaju materiału, wielkości ziaren nadawy i produktu rozdrabiania (czyli stopnia rozdrobienia). Te zależności funkcyjne możliwe są do potwierdzenia na drodze eksperymentalnej w warunkach laboratoryjnych, które następnie są weryfikowane w warunkach przemysłowych na obiektach rzeczywistych.

Istnieje obszerna literatura poświęcona tzw. hipotezom rozdrabiania i ich stosowalności w praktyce do opisu realnych procesów rozdrabiania (Austin, 1997; Charles, 1951; Hukki, 1962, 1967). Hipoteza ta opiera się na wyprowadzonym z mechaniki założeniu, że energia  $dE$  potrzebna do odkształcenia obiektu o wymiarze  $x$  jest wprost proporcjonalna do wielkości jego odkształcenia  $dx$  i odwrotnie proporcjonalna do  $x^n$ , tj.<sup>1</sup>

$$dE \approx \frac{dx}{x^n} \quad (2)$$

W literaturze przyjęło się nazywać tę zależność hipotezą Walkera (Austin, 1997), ale łatwo pokazać, że znana była już wcześniej w pracach autorów klasycznych hipotez, a także w badaniach podstawowych, omawianych wcześniej. Po całkowaniu funkcji (2) w granicach  $x$ - $y$  energia pomniejszenia ziarna  $y$  do wielkości  $x$  wyniesie

$$E(x, y) = -C \cdot \int_y^x \frac{dx}{x^n} = -C \cdot \left( \frac{1}{x^{n-1}} - \frac{1}{y^{n-1}} \right) \quad (3)$$

lub w postaci wygodniejszej do analiz

$$E(r) = \frac{C}{y^{n-1}} (r^{n-1} - 1), \quad r = \frac{y}{x} \quad (4)$$

znanej jako hipotezy Rittingera (1867) dla  $n = 2$ ; Kicka (1885) dla  $n = 1$ ; Bonda (1952) dla  $n = 1,5$ ; Bracha<sup>2</sup>  $n = 1-2$ ; Hukki'ego (1959)  $n = f(x)$ ; Charlesa  $n = m+1$ , gdzie  $m$  – wykładnik w równaniu rozkładu potęgowego Gaudina-Schuch-manna (Jowett, 1971).

Hipotezy te różnią się nie tylko wartościami  $n$  w tym równaniu, lecz także definicją  $x$  i  $y$  oraz wartościami  $C$ :  $C_K, C_R, C_B$ . Wychodzą bowiem z różnych założeń, ale nie różnią się co do zasady, że energia zależy od właściwości materiału  $C$  i stopnia rozdrabiania  $r = y/x$ , co dobrze wyraża wygodniejsza do analizy zależność (4).

Stałe  $C$  i  $n$  wyznacza się z eksperymentu. Kłopot jest tu taki, że w praktyce mamy do czynienia z rozkładami statystycznymi wielkości ziaren w zbiorach  $\{x\}$  i  $\{y\}$ . Jedynym wyjściem jest operowanie wielkościami reprezentatywnymi dla tych zbiorów. Zgodnie ze wzorem (3) dla  $x$  powinna to być średnia harmoniczna  $n$  – tego stopnia<sup>3</sup>, ale w praktyce dokonujemy znacznego uproszczenia operując wielkościami  $x_{80}$  lub średnimi  $x_{sr}$  w nadawie i produkcji rozdrabiania.

<sup>1</sup> Model ten ma swoje uzasadnienie w wynikach badań podstawowych omówionych wyżej.









<sup>2</sup> który wyprowadził wzór na stałą  $C_{Br}$  (Brach, 1962; Sokołowski, 1995).

<sup>3</sup> Sokołowski (Sokołowski, 1995) mówi to tzw. ziarnem energetycznie równoważnym.

Równanie to można uogólnić na każdy rozkład  $F(x)$ ,  $F(y)$  zbiorów ziaren  $\{x\}$  i  $\{y\}$  wychodząc od wielkości początkowej  $y_0$  do dowolnej wielkości docelowej  $x$ ,  $y$ .

$$E = C \cdot \int_{y_0}^y \int_y^x \frac{dF(x)}{x^n} dF(y) \quad (5)$$

Równanie dla dyskretnej przestrzeni zdarzeń może być zapisane w formie macierzowej (rys. 9). Jest to scenariusz, w którym rozdrabianie zachodzi jednocześnie w każdej  $j$ -klasie ziaren nadawy, ale realizuje się w kilku stadiach, zależnie od wielkości początkowej ziarna. Zakłada się tu, że ziarno  $y$  pod wpływem impulsu siły kruszącej rozpada się niezależnie od wielkości  $y$  na podobny zbiór ziaren różnej wielkości opisaną pewną funkcją  $F(x, y)$ .

					
	$x \setminus y$	$y_0$	$y_1$	$y_2$	$y_3$
	$x_0$	0	0	0	0
	$x_1$	$E(x_1, y_0)$	0	0	0
	$x_2$	$E(x_2, y_0)$	$E(x_2, y_1)$	0	0
	$x_3$	$E(x_3, y_0)$	$E(x_3, y_1)$	$E(x_3, y_2)$	0

Rys. 9. Macierzowy zapis równania (5)

Fig. 9. Matrix form of equation (5)

Energię całkowitą można obliczyć tylko pod warunkiem, że mamy zadany rozkład  $F(y)$  i znane rozkłady  $F(x, y)$ , ściślej wychody  $dF(x, y) = f(x) dx$  rozpadu cząstek po kruszeniu ziarna wielkości  $y$  tak, jak to pokazano na rysunku 9. Identyfikacja takich rozkładów nie jest zadaniem prostym, o czym będzie mowa w kolejnym rozdziale.

Tymczasem, idealizując ten rozkład jako liniowy  $F(x, y) = (x/y)^1$  oraz zakładając wartości stałych w równaniu (4):  $C = 160$  kWh/t oraz  $n = 1,5$ , wykonamy proste obliczenia rozkładu energochłonności idealizowanego procesu z wyróżnieniem charakterystycznych dla praktyki przemysłowej stadiów rozdrabiania. Wyniki tych obliczeń przedstawia tabela 4. W tabeli wyróżniono wiersze reprezentujące wielkości charakterystyczne dla przemysłu, kruszyw ( $x_{80}$  ok. 16 mm) oraz w przeróbce rud ( $x_{80}$  ok. 63  $\mu\text{m}$ ) lub produkcji cementu ( $x_{50} < 60$   $\mu\text{m}$ ). Ostatnie kolumny tabeli pokazują energochłonność kruszenia i mielenia w wyróżnionych stadiach, które różnicują się z powodu ograniczeń technicznych maszyn rozdrabiających.

W tym procesie nie zmienia się ilość rozdrabianej masy, ale następuje przyrost powierzchni produktu rozdrabiania. Obliczenia pokazują efekt tego przyrostu na przykładzie pomniejszania wymiaru ziaren w kolejnych krokach o połowę, z czego powstaje 8 mniejszych elementów sześciennego kształtu. Energia rozdrabiania wzrasta wraz ze zmianą skali/stopnia rozdrobienia zgodnie z równaniem (4), czyli liczbą stadiów potrzebnych do osiągnięcia docelowego wymiaru ziaren. Podobnie jest z energią

jednostkową odniesioną do objętości lub masy ziaren, ale odwrotnie jest w przypadku powierzchni całkowitej. Ta odmienność świadczy na korzyść hipotezy Hukki'ego o zależności  $n = f(x)$ , czyli współczynnik  $n$  nie powinien być (jak to przyjęto) stały, lecz funkcją wielkości ziaren.

Tab. 4. Przykładowe obliczenia energochłonności w charakterystycznych dla praktyki stadiach  
Tab. 4. Example energy usage in hypothetical operations

Skala= granit		y [m]		1												
Gęst. [t/m <sup>3</sup> ]=		2.65		Modt		2										
C [kWh/t]=		160		n=		1.5										
$E(r) = \frac{C}{y^{n-1}} (r^{n-1} - 1), r = y/x$																
r=y/x	x	N	V	sumaS	nowaS	E (r)	:(r)sumaS	sumaS/q	Stadium	kWh/t						
-	m	szt	m <sup>3</sup>	m <sup>2</sup>	m <sup>2</sup>	kWh/m <sup>3</sup>	kWh/t	kWh/m <sup>2</sup>	cm <sup>2</sup> /g							
1	1	1	1	6	3	0.00	0.00	0.0000	0.0	Urabianie MW	0.066					
2	0.5000	8	1	12	6	0.18	0.07	0.0110	0.0							
4	0.2500	64	1	24	12	0.42	0.16	0.0133	0.1	Kruszenie grube (kr. szczątkowe)	0.414					
8	0.1250	512	1	48	24	0.78	0.29	0.0122	0.2							
16	0.0625	4096	1	96	48	1.27	0.48	0.0100	0.4							
32	0.0313	32768	1	192	96	1.97	0.75	0.0078	0.7	Kruszenie drobne (kr. słożk. młok.)	0.640					
64	0.0156	262144	1	384	192	2.97	1.12	0.0058	1.4							
128	0.0078	2097152	1	768	384	4.37	1.65	0.0043	2.9	Mielenie grube (młyny autog., pręt., kr. udarowe))	2.340					
256	0.0039	1.7E+07	1	1536	768	6.36	2.40	0.0031	5.8							
512	0.0020	1.3E+08	1	3072	1536	9.17	3.46	0.0023	11.6							
1024	9.77E-04	1.1E+09	1	6144	3072	13.14	4.96	0.0016	23.2	Mielenie średniogrube (młyny prętowe)	6.620					
2048	4.88E-04	8.6E+09	1	12288	6144	18.76	7.08	0.0012	46.4							
4096	2.44E-04	6.9E+10	1	24576	12288	26.71	10.08	0.0008	92.7							
8192	1.22E-04	5.5E+11	1	49152	24576	37.95	14.32	0.0006	185.5	Mielenie drobne (mł. kulowe, cylindrowe)	18.723					
16384	6.10E-05	4.4E+12	1	98304	49152	53.85	20.32	0.0004	371.0							
32768	3.05E-05	3.5E+13	1	196608	98304	76.33	28.80	0.0003	741.9							
65536	1.53E-05	2.8E+14	1	393216	196608	108.12	40.80	0.0002	1483.8	Mielenie b. drobne (mł. rurowe, wibr.)	28.963					
131072	7.63E-06	2.3E+15	1	786432	393216	153.08	57.77	0.0001	2967.7							
262144	3.81E-06	1.8E+16	1	1572864	786432	216.66	81.76	0.0001	5935.3							

Wyniki obliczeń są bardzo wrażliwe na zmianę parametru  $n$ , którego zmiana np. z wartości 1,5 na 1,45 prowadzi do zwiększenia energochłonności o ok. 20%. Dlatego nie można się dziwić nieustającej aktywności badawczej przemysłu mineralnego w celu weryfikacji ustaleń Bonda dla konkretnego surowca mineralnego (Shelley, 1976).

W literaturze trwała długa dyskusja nad zakresem stosowalności tych hipotez (kruszenie, mielenie) co do wartości współczynnika  $n$ , a którą pogodził Hukki (Hukki, 1962). Ale w praktyce zwyciężyła koncepcja Bonda<sup>4</sup> (Bond, 1961), której wartość polega na tym, że wyprowadził on swoją hipotezę z wielkiej liczby eksperymentów rozdrabiania różnych skał. Ustanowił w ten sposób pewien standard szacowania energochłonności procesów w zastosowaniu do projektowania mocy napędów maszyn przemysłowych, ale też do oceny podatności różnych skał na rozdrabianie (tab. 5)

<sup>4</sup> który pracował w tym czasie dla Allis-Chalmers – lidera w produkcji kruszarek.

Tab. 5. Indeks pracy  $W_i$  (Work Index) wybranych skał wg Metso Mineral Processing Handbook (METSU, 2004)

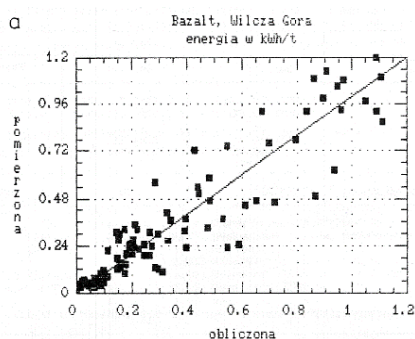
Tab. 5. Work Index  $W_i$  of selected rocks after Metso Mineral Processing Handbook (METSU, 2004)

Material	kWh/mMg	Material	kWh/mMg
Andezyt	20.26	Klinkier cement.	14.93
Baryt	5.25	Kwarc	16.60
Bazalt	18.98	kwarc	15.06
Cement surowiec	11.66	Porfir	19.98
Dioryt	23.20	Ruda cynk-ołow.	12.13
Dolomit	12.51	Ruda miedzi	14.12
Gabro	20.48	Sjenit	14.57
Gips	7.47	Szkło	13.66
Gnejs	22.34	Wapień	14.14
Grafit	48.35	Węgiel kam.	14.43
Granit	16.79	Żwir	17.82

Stałą  $C = C_B$  wyznaczono mieląc skały do wielkości  $x_{80} = 100 \mu\text{m}$  oraz założeniu  $n = 1,5$  i  $y_{80} = \infty$ , wprowadzając w ten sposób tzw. Indeksy pracy  $W_i$ .

$$E(x_{80}, y_{80}) = W_i = C_B \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\alpha} \right) = \frac{C}{10}; x, y [\mu\text{m}] \quad (6)$$

Podatność skał na rozdrabianie prowadzone są w młynku kulowym lub prętowym wg ściśle określonej procedury (Foszcz i in., 2006; SGS, 2007). Współcześnie, pojawia się wiele prac i pomysłów dla uproszczenia tej procedury w zastosowaniu do konkretnych przypadków.



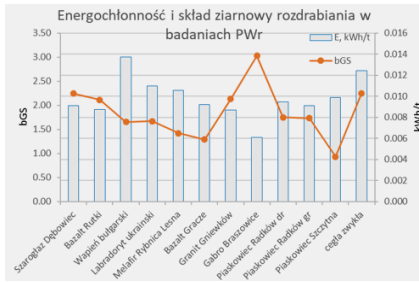
Obliczona wielkość *) gdy E wyrażone w J/cm <sup>3</sup> , pozostałe gdy E w kWh/t	Skała		
	Bazalt	Granit	Wapień
$E(x,y) = C \cdot (x^{m-1}) / y^m, \text{J/cm}^3$			
C	5.50	2.52	2.58
m=n-1	0.91	0.76	0.62
C*	615.89	239.31	261.09
m*	0.91	0.76	0.62
Liczebność próby	153	160	160

Rys. 10. Weryfikacja hipotezy (4): energia pomierzona w aparacie udarowym i obliczona wg parametrów jak w tabeli (Malewski, 1990a)

Fig. 10. Hypothesis (4) verification: Energy from experiments versus calculated with parameters as in Tab. beside (Malewski, 1990a)

W laboratorium Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej badano rozkłady  $F(x, y, E)$  jako funkcja złożonej energii. Badania wykonano w dwuwahadłowym

aparacie rozdrabniającym pokazanym na rysunkach 8, 10, 11, 19. Celem było porównanie energochłonności do wyników Bonda, a także ustalenie związków między parametrami funkcji kształtu krzywych uziarnienia i stopniem rozdrobienia albo ilości energii włożonej w operację. Rysunek 10 pokazuje jakość tego opisu, a tabela obok parametr kształtu  $b$  (E) funkcji  $F(x, y) = (x/y)^{b(E)}$  (Malewski, 1990a).

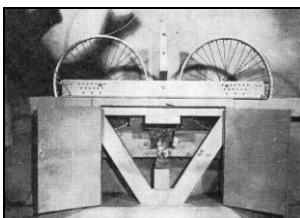


Rys. 11. Energochłonność wybranych skał w 2-wahowym aparacie rozdrabiającym (Malewski&Dobrowolski, 2002)

Fig. 11. Energy usage for crushing of some rocks in twin pendulum apparatus (Malewski&Dobrowolski, 2002)

## 5. ROZDRABIANIE JAKO SYSTEM ELEMENTARNYCH OPERACJI

Od czasów Bonda w literaturze światowej ukazała się ogromna liczba publikacji weryfikujących tę hipotezę, ale nie wniosły one do sprawy nowych idei. W szczególności ten kierunek badań omijał ważne dla praktyki zagadnienie prognozowania składu ziarnowego produktów rozdrabiania jako funkcji energii włożonej w tę operację. A taka wiedza jest kluczem do efektywnego zarządzania procesem planowania, projektowania i kontroli produkcji. Wyjątkiem może tu być propozycja Charlesa (Charles, 1951; Jowett, 1971), który wychodząc z hipotezy (2) zaproponował powiązać skład ziarnowy z energią równaniem  $E = A \cdot K^m$ , gdzie  $A$  jest parametrem reprezentującym zwięzłość skały,  $K$  – zmienną reprezentującą wymiar ziarna i  $m$  jest zmienną reprezentującą rozkład uziarnienia, opisany rozkładem potęgowym  $y = (x/K)^m$  (Gaudina-Schuhmanna); parametr  $m = n-1$  jest tu powiązany z wykładnikiem  $n$ , występującym w klasycznych hipotezach. Jednak ta koncepcja została zarzucona z powodu braku podstaw naukowych dla jej konstrukcji.



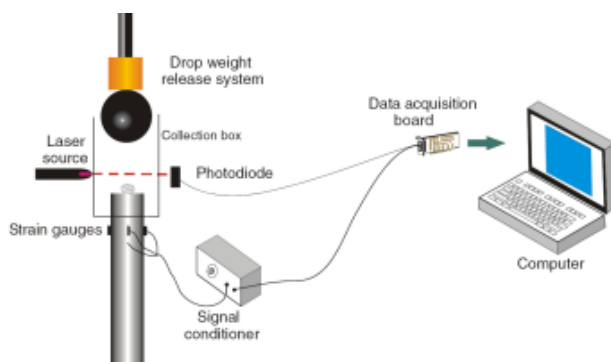
(Bond 1962)



(Nordberg News)

Rys. 12. Dawny i współczesny aparaty udarowe w laboratorium Allis-Chalmers

Fig. 12. Former and present Bond's apparatus in Allis-Chalmers Lab



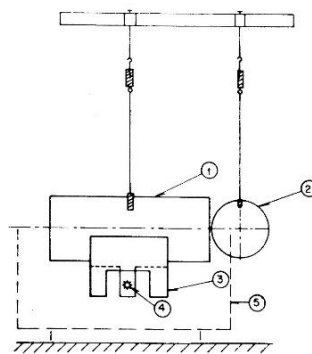
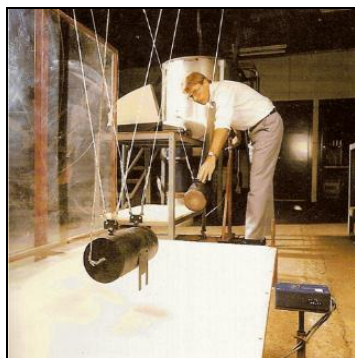
Rys. 13. Technika pomiaru podatności na rozdrabianie wolno spadającym ciężarem

Aparat do pomiaru  $W_i$  (Tavares&Carvalho, 2007)Fig. 13. Low energy impact technique for the impact  $W_i$  determination (Tavares&Carvalho, 2007)

Przełomową pracą okazała się propozycja Epsteina (Epstein, 1947), wprowadzająca pojęcie prawdopodobieństwa rozdrobienia ziarna rozkładając operację rozdrabiania na dwie: selekcji  $S(y)$ , która jest prawdopodobieństwem wystarczalności energii na kruszenie ziarna o wymiarze  $y$  i operację rozdrabiania właściwego, której wynik jest reprezentowany przez rozkład uziarnienia  $F(x, y)$  produktów kruszenia, o ile dojdzie do jego rozkruszenia. Rozkład ten opisano rozkładem log-normalnym (Kołmogorova<sup>5</sup>).

Wynik rozdrabiania, czyli rozkład uziarnienia produktów kruszenia, jest iloczynem dwóch zdarzeń: prawdopodobieństwa zaistnienia zdarzenia rozłamu cząstki  $s(y)$  i powstania z tego zdarzenia cząstki  $x$  w ilości  $f(x, y)$ , która w sensie statystycznym również jest prawdopodobieństwem. W układzie macierzowym zapiszemy to jako

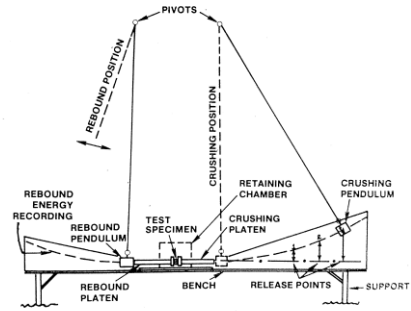
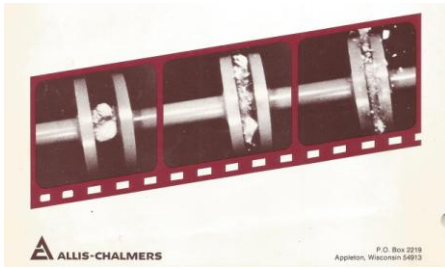
$$\mathbf{p} = \mathbf{B}\mathbf{S}\mathbf{f} \text{ lub } |p(x_i)| = |f(x_i|y_j)| \cdot |s(y_{i=j})| \cdot |\mathbf{f}(y_j)| \text{ gdzie } i, j = 1, 2, \dots, n \text{ klas ziarn.} \quad (7)$$



Rys. 14. Laboratoryjna technika rozdrabiania w JKMRC (Mckee&amp;Bailey, 1986)

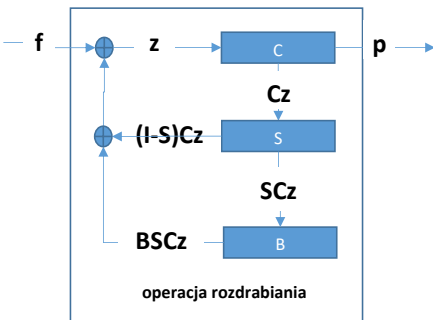
Fig. 14. Laboratory breakage technique in JKMRC (Mckee&amp;Bailey, 1986)

<sup>5</sup> na którego powołuje się Epstein i który opisał tym rozkładem rozkład uziarnienia skał po odstrzale.



Rys. 15. Efekt procesu rozdrabiania i szkic aparatu Allis Chalmers (Flavel&Rimmer, 1981)  
 Fig. 15. Effect of breakage process and scheme of Allis Chalmers twin-pendulum apparatus (Flavel&Rimmer, 1981)

Późniejszy rozwój techniki obliczeniowej pozwolił na rozwinięcie tej idei w zastosowaniu do maszyn kruszących przez włączenie do analizy efektu klasyfikacji skał i prawdopodobieństwa, że zostaną one skruszone pod wpływem dostarczonej ilości tej energii. Podstawową pracą w tym zakresie jest publikacja Broadbenta i Callcotta (Broadbent&Callcott, 1956), którzy pracując nad opisem procesu mielenia węgla nadali nowy kierunek technologii opisu tych procesów w różnych maszynach, traktowanych jako wynik makro-operacji rozdrabiania realizowanej przez trzy elementarne jej składniki: *S* selekcji, *B* rozdrabiania i *C* klasyfikacji<sup>6</sup> (rys. 16).



Rys. 16. Model operacji rozdrabiania  
 Fig. 16. General model of comminution operation

Koncepcję Broadbenta i Callcotta rozwinęli Lynch (Lynch, 1977), Napier-Munn (Napier-Munn&Lynch, 1992), Whiten (Whiten, 1974), King (King, 2004) i inni.

Identyfikacja operacji B, S i C nie jest łatwa. Wymaga bowiem dobrego rozumienia zjawisk fizycznych, zachodzących w maszynach oraz pomysłowości w ich modelowaniu i eksperymentowaniu w celu wyznaczenia stałych w modelach elementarnych operacji.

<sup>6</sup> Selection, Breakage, Classification (lub Appearance) – nazwy i oznaczenia przyjęte w literaturze przedmiotu. W dalszym ciągu dla funkcji breakage będą stosowane zamiennie symbole  $b(x, y)$  lub  $f(x, y)$ .



Gdy znana jest postać funkcji rozdrabiania, selekcji i klasyfikacji, to ogólnym modelem operacji będzie układ jak na rysunku 17. Macierz **B** jest trójkątna z wartościami niezerowymi poniżej przekątnej, Macierze **S** i **C** są macierzami diagonalnymi.

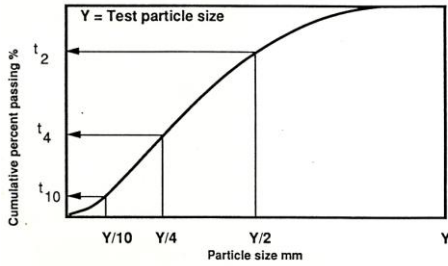
Funkcję selekcji wyznacza się w badaniach odporności ciała na zniszczenie przez swobodnie spadający na próbkę ciężar lub za pomocą dwuwahadłowego aparatu, jak na rysunkach 12<sup>7</sup>, 13. Badanie polega na stopniowym zwiększaniu obciążenia próbki, aż do momentu jej uszkodzenia/zniszczenia (*Bond Low Energy Impact Test* (SGS, 2007)), Pozyskana z takich badań wiedza jest opisana w formie funkcji odpowiedniej do mechanizmu kruszenia w konkretnej maszynie.

Jednym z podstawowych problemów jest określenie funkcji rozdrabiania, a ściślej rozdrabialności skały zależnej od ilości włożonej w rozdrabianie energii. Przydatność do tego celu metody Bonda i podobnych jest niewielka, ponieważ poszukiwana jest funkcja  $b(x, y) = f(x, y, E)$ , czyli pełny rozkład ziaren po rozdrobieniu, przez powiązanie wielkości początkowej ziarna  $y$  i energii netto włożonej w rozdrabianie. Dodatkowym warunkiem jest niezależność wyniku od maszyny rozdrabiającej. Takie zależności można określić przez eksperymenty w różnych aparatach, ale szczególną wartość mają badania, pozwalające określić energię użyteczną, tzn. energię pochłoniętą przez operację po odjęciu strat powstałych w układzie aparat-próbka. Taki eksperyment jest możliwy do wykonania w prosty sposób w specjalnym dwuwahadłowym aparacie rozdrabiającym (Malewski, 1990). Pozostałe funkcje  $s(y)$  i  $c(y)$  są zależne od sposobu rozdrabiania (kruszenie, mielenie) w konkretnej maszynie oraz zmiennych środowiska, takich jak obciążenie operacji, liczba i wielkość młynków, parametry dynamiczne i geometryczne maszyn itp.

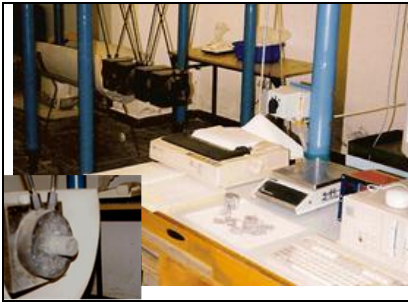
Funkcja rozdrabiania jest to rozkład uziarnienia cząstek otrzymany po zniszczeniu próby, czyli przy warunku  $S(y) = 1$ . Dla modelowania (macro)operacji rozdrabiania ważne jest ustalenie jak rozpada się próbka po jednostkowym akcie kruszenia i ile takich elementarnych operacji zostanie wykonanych w czasie od wejścia materiału do maszyny, do czasu jego wyjścia w formie produktu. Zagadnienie to znane jest z badań podstawowych i wynik zależy od tego, w jaki sposób materiał jest kruszony. Jest to zadanie trudne do wykonania, stąd wiele pomysłów jak zaadaptować tę ideę do praktyki. Badania tego typu prowadzone były w latach 80. ubiegłego wieku w wielu laboratoriach. Przede wszystkim w laboratorium Allis-Chalmers (rys. 15) i na JKRC Queensland w Australii (rys. 14), ale także w Politechnice Wrocławskiej (rys. 18).

Metodologia JKRC polega na operowaniu tzw.  $t_{10}$  – funkcją rozdrabiania, która oznacza wychód klasy 0-( $y/n$ ) w produkcji rozdrabiania ziarna o wymiarze  $y/n$ . Rysunek 17 jest ilustracją tej krzywej (Narayanan, 1988; Shi&Kajovic, 2007).

<sup>7</sup> Aparat tego typu jest wymieniony przez Taggart (Taggart, 1954) pod nazwą aparatu Gaudina.

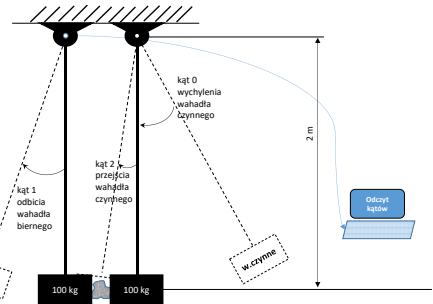


Rys. 17.  $t$ -krzywa rozdrabiania (JKSimMet Steady, 1991; Napier-Munn&Lynch, 1992)  
 Fig.17.  $t$  curve representation (JKSimMet Steady, 1991; Napier-Munn&Lynch, 1992)



Rys. 18. Laboratorium PWr – aparat i schemat pomiaru rozdrabiania pojedynczych cząstek (Malewski, 1990, 1990a)

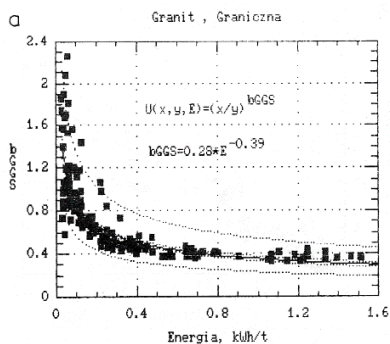
Fig. 18. PWr Laboratory technique for single particle breakage tests (Malewski, 1990, 1990a)



Na rysunkach 13–18 pokazano aparaty zainstalowane w różnych laboratoriach. Wykorzystuje się je do budowy narzędzi modelowania i symulacji procesów rozdrabiania. Różnią się one szczegółami technicznymi. Nie są to pomysły nowe, na co są przykłady dawnych instalacji. Idea pomiarów jest podobna, mimo zróżnicowania konstrukcji aparatów. Istotą tej techniki jest to, że możliwie łatwo można oszacować energię rozdrabiania netto.

Nasze pierwsze badania przeprowadzono w celu wyznaczenia stałych w hipotezie przedstawionej równaniem (4). Uzyskano wyniki jak w tabeli na rysunku 10. Jednocześnie badano rozkład uziarnienia produktu kruszenia, jako funkcji energii włożonej w operację (rys. 19). W tym drugim przypadku rozkład uziarnienia opisano rozkładem beta i rozkładem potęgowym (Gaudina-Schuhmanna). Badania przeprowadzono na skałach granitowych, bazaltowych i wapiennych. Główną zaletą tych badań było ustalenie zależności między składem ziarnowym produktu kruszenia a energią włożoną w tę operację.

Kolejne badania wykonano po zmodernizowaniu aparatu w taki sposób, aby było możliwe rejestrowanie wychyleń obu wahadeł po uderzeniu próbki; wahadło czynne też odchyła się po uderzeniu i ta energia, jak pokazała praktyka, jest istotna w bilansie energetycznym próby. Wyniki przedstawione na rysunkach 8 i 11 uwzględniają już efekt podążania wahadła czynnego na przeciwną stronę (rys. 18).



Rys. 19. Zależność i parametry funkcji (tab. obok) wykładnika bGS rozkładu Gaudina-Schuchmanna od energii rozdrabiania pojedynczych próbek skalnych (Malewski, 1990a)

Fig. 19. Dependence of bGS parameters on input crushing energy of the single particles (Malewski, 1990a)

Obliczona wielkość <small>*) gdy E wyrażone w J/cm<sup>3</sup>, pozostaje gdy E w kWh/t</small>	Skala		
	Bazalt	Granit	Wapień
$bGS = A \cdot (r-1)^B$			
A	1.25	1.14	1.15
B	-0.70	-0.57	-0.57
wsp. korelacji	-0.99	-0.99	-0.99
$bGS = A^* E^{B^*}$			
A	0.49	0.35	0.39
B	-0.48	-0.39	-0.41
A*	4.71	2.12	2.51
B*	-0.48	-0.39	-0.41
wsp. korelacji	-0.86	-0.89	-0.91

## 6. MODELOWANIE ROZDRABIANIA W KRUSZARKACH

Matematyczne modele operacji odgrywają wielką rolę w eksperymentowaniu fizycznym lub analizach symulacyjnych. Można z całą odpowiedzialnością powiedzieć, że eksperymenty symulacyjne mają nawet większą wartość od badań przemysłowych, ponieważ pozwalają stosunkowo tanim kosztem wszechstronnie zbadać efektywność badanej operacji, w całym zakresie parametrów zmiennych środowiskowych. Natomiast eksperymenty przemysłowe, bardzo kosztowne i ograniczone technicznie służyć powinny jedynie do kalibracji parametrów modeli operacji w warunkach rzeczywistych.

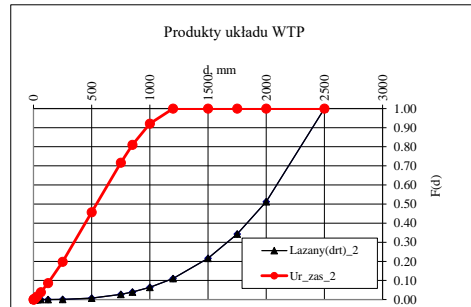
Ilość na wejściu		q(y0)	q(y1)	q(y2)	q(y3)
	x\y	y0	y1	y2	y3
	x0	0	0	0	0
	x1	q(x1,y0)	0	0	0
	x2	q(x2,y0)	q(x2,y1)	0	0
	x3	q(x3,y0)	q(x3,y1)	q(x3,y2)	0
Ilość produktu:=		q(y0)	f(y1)	f(y2)	f(y3)

Rys. 20. Efekt operacji rozdrabiającej  
Fig. 20. The comminution operation effect

Model operacji rozdrabiania wynika wprost z modelu energochłonności kruszenia pokazanego w tabeli 20. Załóżmy, że w wyniku impulsu energii nastąpi rozpad próbek wielkości y o masie q(y) na mniejsze fragmenty q(x, y). Wtedy ziarna zbioru {y}

rozpadną się wg schematu jak na rysunku 20. Rozkład uziarnienia powstały w wyniku kruszenia jest wydajnością względną wielkości  $q(x, y)$ , tj.

$$f(x_i, y_j) = \frac{q(x_i, y_j)}{\sum_i q(x_i, y_j)} \quad (8)$$



Rys. 21. Widok na ścianę wyrobiska i wynik urabiania MW w granicie (Malewski&Rink, 2012)

Fig. 21. A view on the face of granite working and result of blasting operation (Malewski&Rink, 2012)

Funkcja  $f(x, y)$  lub jej skumulowana postać  $F(x, y)$  może być opisana dowolnym, znanym ze statystyki matematycznej, rozkładem. Jeśli jest zadany rozkład  $F(y)$  i znany z praktyki rozkłady  $F(x, y)$  dla konkretnej operacji, wówczas możemy obliczyć wydajność i skład ziarnowy produktu operacji jako iloczyn

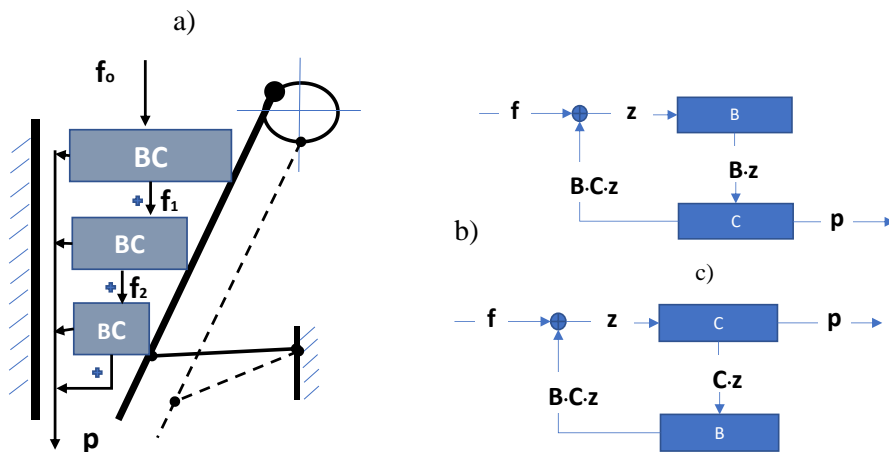
$$\mathbf{p} = \mathbf{X} f_o \quad (9)$$

Macierz  $\mathbf{X}$  jest kombinacją elementarnych operacji jak na rysunku 16. Model (9) można użyć do obliczania rozkładu ziaren po urabianiu MW, wykorzystując do tego celu wyniki badań w aparacie dwuwahadłowym, gdzie funkcję

$F(x, y) = (x, y)^{b_{GS}(E)}$  opisano rozkładem potęgowym. W tym wypadku  $\mathbf{X} = \mathbf{B}$ . Na rysunku 21 pokazano wynik takiej symulacji. Rozkład brył w ociosie  $F(y) = (y/y_{\max})^{b_{GS}}$  oznaczono w pomiarach *in situ* spękań ściany ociosu, z parametrem kształtu  $b_{GS} = 9,4$ . Energię obliczano na podstawie charakterystyk materiału wybuchowego, jednostkowego zużycia MW i założonej z góry sprawności energetycznej operacji (10%, por. rys. 6).

W maszynach kruszących, zanim materiał opuści komorę kruszenia, proces rozdrabiania przebiega w kilku stadiach. Schemat rozdrabiania może być reprezentowany przez układ jak na rysunku 17. Funkcja  $c(y)$  jest związana z ruchem ziaren w maszynie,  $s(y)$  – prawdopodobieństwo rozdrobienia,  $b(x, y)$  – z właściwością kruszonego materiału. Od modelu konkretnej maszyny zależy, jakie one przybierają wartości. Na przykład, w kruszarkach szczękowych rozdrobienie ziaren nadawy większych od szerokości szczeliny jest nieuchronne, a wówczas można przyjąć, że  $\mathbf{S} = \mathbf{1}$ . Natomiast

modelem C może być funkcja zależna od szczeliny wypustkowej i skoku elementu drobiącego. Rysunki 22 są ilustracją takiego założenia.



Rys. 22 a) Stadia kruszenia oraz modele kruszenia w kruszarce, b) szczękowej, c) stożkowej  
 Fig. 22 a) Steps of crushing operation; models of b) jaw and c) cone crushers

Modelem takiej maszyny będzie układ operacji, jak rysunku 22. Uważa się, że model a) jest bardziej odpowiedni dla kruszarki szczękowej, ponieważ proces rozładowania przebiega cyklicznie; układ b), gdzie rozładowanie jest ciągłe, bardziej odpowiada procesowi kruszenia w kruszarce stożkowej.

Modelem algebraicznym kruszarek będą wyrażenia

$$p = (I - C) B [I - BC]^{-1} f_0; \quad X = (I - C) B [I - BC]^{-1} \quad \text{szczękowa} \quad (10)$$

$$p = (I - C) (I - BC)^{-1} f_0; \quad X = (I - C) (I - BC)^{-1} \quad \text{stożkowa} \quad (11)$$

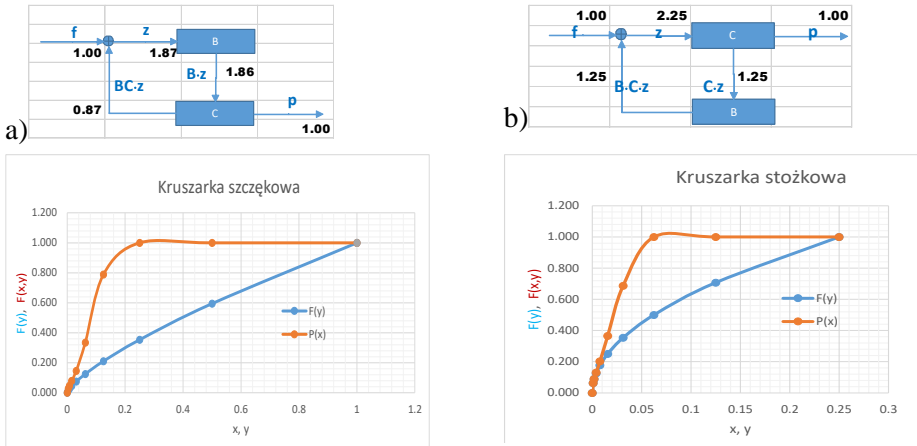
$$p_1 = X f_0; \quad p_2 = X p_1; \quad p = \left[ \prod_{j=1}^{j=v} X_j \right] f; \quad v - \text{liczba stadiów} \quad (12)$$

Tab. 6. Funkcje i ich parametry użyte w przykładach  
 Tab. 6. Functions and its parameters used in calculations

Funkcje i parametry	Szczękowa	Stożkowa
	$B \times L: 1.08 \times 1.4, m$	$B=0.25, m$
Nadawa: $F(y/Y_{max})^{b_{GS}}$	$Y_{max}=1;$ $b_{GS}=0.75$	$Y_{max}=0.25;$ $b_{GS}=0.7$
$F(x,y)=(x/y)^{b_{GS}}$	$b_{GS}=4$	$b_{GS}=4$
Obciążenie $Q_0$	1	1
Parametry maszyn	$e=0.125; s=0.03$ $0; a=2$	$e=0.031; s=0.03$ $0; a=1$
$c(x) = 1 - \varepsilon(x) = 1 - (x/(e + s))$		

Działanie tego modelu pokażemy na przykładzie kruszenia skały w kruszarce szczękowej i stożkowej. Parametry kruszarek, rozkład ziaren nadawy  $F(y)$  i produktów kruszenia  $F(x, y)$  oraz funkcja klasyfikacji  $c(x)$  jak w tabeli 6.

Na rysunku 23 pokazano wyniki przykładowej symulacji procesu kruszenia w kruszarkach szczękowej i stożkowej.



Rys. 23. Model i wynik procesu kruszenia w kruszarce a) szczękowej, b) stożkowej

Fig. 23. Model and result of a) jaw and b) cone crushers simulation

Realizacja iteracyjna procedury obliczeniowej po ustabilizowaniu natężenia strumieni daje wynik jak na rysunku 23, tj. ok. 60–70% produktu kruszenia jest poniżej wielkości szczeliny wypustowej. W tym przykładzie interesujący jest też fakt, że realizacja procesu odbywa się z obciążeniem powrotu 1,87 (szczękowa) i 2,25 (stożkowa), co wydaje się wskazywać na liczbę stadiów kruszenia.

W tym przykładzie wykładnik funkcji  $F(x, y)$  produktu rozdrabiania przyjęto 4. Lynch podaje wartość około 6, charakterystyczną dla procesów z którymi mieli do czynienia w przemyśle rud metali (Lynch, 1977). Wartości te ustala się alteracyjnie po kalibracji modelu do warunków rzeczywistych.

Opisane wyżej modele nadają się również do opisu cech jakościowych produktu rozdrabiania (Evertsson, 2000). Z kolei inaczej może być przedstawiony opis tej operacji w przypadku młyna, a jeszcze inaczej w przypadku kruszarki młotkowej, tj. przez oszacowanie prawdopodobnej liczby uderzeń i energii zadanych ziarnu w czasie przejścia przez maszynę. Na przykład Baron i Chmielkowski (Baron i in., 1962) proponują ten proces traktować jako serię zdarzeń opisujących rozkładem Poissona.

Na bazie tej i podobnej metodologii powstały komercyjne programy do analizy w stanie ustalonym (*steady state*) złożonych systemów rozdrabiania, klasyfikacji, a także systemów wzbogacania minerałów, na przykład: australijski JKSImMet (JKSImMet Steady, 1991), amerykański Modsim (King, 2004) lub francuski USIM (Broussaud i in., 1988).

## LITERATURA

- AUSTIN L.G., 1997, *A commentary on the Kick, Bond and Rittinger Laws of Grinding*, Powder Technology, nr 7.
- BARON L.I., VESELOV G.M., KONJASIN J. G., 1962, *Eksperimentalnye issledovania processov razruszenia*, Izd. AN.
- BOND F.C., 1961, *Crushing and Grinding Calculations*, Allis-Chalmers Industrial Press Department, 1–15.
- BRACH I., 1962, *O teoriach rozdrabiania mineralów*, Przegląd Mechaniczny nr 14.
- BROADBENT S.R., CALLCOTT G., 1956, *A matrix analysis of processes involving particle assemblies*, Phil. Trans. Royal. Soc., Vol. 249, 99–122.
- BROOK N., 1971, *The use of irregular specimens for rock strength tests*, Int. J. Rock Mech. Min. Sci.&Geomech. Abstr., Vol. 14, 193–202.
- BROUSSAUD A., CONIL P., FOURMIGUET G., GUILLANEAU J.C., 1988, *An easy to use industrial simulator for mineral processing plants*, Computer Applications in the Mineral Industry, Fytas, Collins&Singhai (eds), Balkema, Rotterdam, 137–145.
- BROWN W.M., MATOS D., SULLIVAN D. E., 1998, *Materials and Energy Flows I the Earth Science Century*, A Summary of a Workshop Held by the USGS in November 1998.
- CHARLES R.J., 1951, *Energy-size reduction relationships in comminution*, Trans. AIME, Mining Engineering, No. 1, 80–88.
- COHEN H.E., CHAPMAN P.F., 1984, *Energy usage in mineral processing and extractive metallurgy*, Discussion, IMM Trans., 93, 134–147.
- COTTRELL A. H., 1970, *Własności mechaniczne materii*, PWN, Warszawa.
- EPSTEIN B., 1947, *The mathematical description of certain mechanisms leading to The logarithmic-normal distribution*, J. Franclin Inst., 244, 411.
- EVERTSSON C.M., 2000, *Cone crusher performance*, Chalmers University of Technology, Dokt. Diss.
- FLAVEL M.D., RIMMER H. W., 1981, *Particle breakage studies in an impact crushing environment*, preprint SHE-AIHE Annual Meeting, Chicago, 1–21.
- FOSZCZ D., GAWENDA T., KRAWCZYKOWSKI D., 2006, *Porównanie rzeczywistego i teoretycznego zużycia energii dla młyna kulowego*, *Górnictwo i Geoinżynieria*, z. 3/1, 79–89.
- HUKKI R.T., 1962, *Proposal for a solomonic settlement between the theories of von Rittinger, Kick and Bond*, Trans. AIME 1962, Vol. 223, 403–408.
- HUKKI R.T., 1967, *The relationship between net energy input and fineness in comminution*, Dechema Monographien, Vol. 57, 313–339.
- JAŻWIŃSKI S., 1980, *Materiał jako czynnik postępu technicznego*, Problemy, nr 5, 12–18.
- JKSimMet Steady state mineral processing simulator, User Manual, JK MRC, 1991.
- JOWETT A., 1971, *An introduction to the assessment of energy requirements and product size in comminution*, Min. Sci. Eng., 33–42.
- KING R.P., 2004, *Modsim-Modular Simulator for Mineral Processing Plants*, User Manual, Mineral Technologies International Inc., 93.
- KOLSKY H., RADER D., 1973, *Waves of tension and fracturing*, Fracture, Vol. 1 (red. Lebovitz), wyd. w j. rosyjskim, Razruszenie, t. 1, Mir, 571–608.
- KRZEMIŃSKA M., MALEWSKI J., 2012, *Energochłonność operacji przygotowania rud do wzbogacania w kopalniach LGOM*, Przegląd Górniczy, nr 7–8, 179–192.
- LIEBOVITZ H. (red), *Razruszenie*, t. 1–7, Moskwa, Mir, 1971–1973.
- LYNCH A.J., 1977, *Mineral crushing and grinding circuits*, N.Y. Amsterdam Cambridge, Elsevier Sci. Publ. Co.
- MALEWSKI J., 1990, *Dwuwahadłowy aparat rozdrabiający – nowa technika pomiarów energii rozdrabiania*, Przegląd Górniczy, nr 3, 13–16.
- MALEWSKI J., 1990a, *Modelowanie i symulacja systemów wydobywania i przeróbki skał*, Prace Nauk. Inst. Górnictwa PWr, nr 60, Seria Monografie, nr 27.

- MALEWSKI J., 2019, *Energochłonność podstawowych operacji technologicznych w systemach przeróbki skal*, PWr, Monografia Kruszywa Mineralne, t. 3, 103–116.
- MALEWSKI J., DOBROWOLSKI P., 2002, *Badania energochłonności wybranych skal*, PWr, (nie publ.).
- MALEWSKI J., RINK P., 2012, *Urabianie skal jako problem optymalizacyjny*, Prace Nauk. Inst. Górnictwa PWr, nr 134, 175–180.
- McKEE D. J., BAILEY C. W., 1986, *Practical modern techniques for the design of comminution circuits*, Mining Latin America, Santiago 1986, IMM, 221–230.
- METSO Minerals, 2004, *Basics in Mineral Processing*, Ed. 4.
- NAPIER-MUNN T.J., LYNCH A.J., 1992, *The modelling and computer simulation of mineral treatment process – current status and future trends*, Minerals Engineering, Vol. 3, 143–167.
- NARAYANAN S.S., 1988, *Single particle breakage tests: an emerging tool for modeling industrial comminution processes*, XVI IMPC, Stockholm, 1811–1823.
- PERSSON A., 1983, *Energy rock fragmentation*, 1st Int. Symp. On Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, 777–788.
- REVNIVTSEV V.I., 1988, *We really need revolution in comminution*, XV IMPC, Elsevier, 93–113.
- RUMPF H., 1977, *Problems of scientific development in Particle Technology looked upon from practical point of view*, Powder Tech., No. 18, 3–17.
- SALA A., 1993, *Zmniejszenie energochłonności*, MCNEMT, Radom, 308.
- SCHONERT K., 1986, *Advanced in the physical fundamentals of comminution*, Advanced in Mineral Processing, Arbiter Symp. Los Angeles, Proc. of SME–AIME, 19–32.
- SGS MINERALS SERVICES, 2007, *Comminution Handbook*, 48.
- SHELLEY T. R., 1976, *Grinding, impact fracture and crushing characteristics of real rocks*, Transaction of AIME, C105–C108.
- SHI F., KAJOVIC T., 2007, *Validation of a model for impact breakage incorporated particle size effect.*, Int. J. Min. Proc., 82, 156–163.
- SOKOŁOWSKI M., 1995, *Energia rozdrabiania*, Prace Nauk. IMBiGS, 111.
- TAGGART A., 1954, *Handbook of mineral dressing*, John Wiley&Sons, NY.
- TARJAN G., 1981, *Mineral Processing*, t. 1, Budapest, Akademia Kiado.
- TAVARES L.M., CARVALHO R.M., 2007, *Impact work index prediction from continuum damage model of particle fracture*, Min. Eng. 20, 1368–1375.
- TROMANS D., 2008, *Mineral comminution: Energy efficiency considerations*, Minerals Engineering 21, Elsevier, 613–620.
- WHITEN W.J., 1974, *A Matrix theory of comminution machines*, Chemical Engineering Science 29, 589–599.

## ENERGY IN THEORY AND PRACTICE OF COMMINATION

Energy is the main element of the comminution operation efficiency. Some experimental and industrial data are presented to show experimental and industrial efficiency of the breakage operation. The paper is a short review of principles and identification of comminution operation beginning from of the micro-breakage mechanism, through the classic hypothesis and experimental research studies, up to the present conceptions of crushing device modelling. Author's contribution to the problem is the technology and experimental research on energy dependence breakage functions performed for some rocks. Presented knowledge is treated as the comprehensive system of information that may be adopted to the engineering of the comminution system analysis.



Piotr MATUSIAK, Daniel KOWOL

*Institut Techniki Górniczej KOMAG w Gliwicach*

## **TECHNOLOGIA GRAWITACYJNEGO WZBOGACANIA ODPADÓW POGÓRNICZYCH Z ZASTOSOWANIEM KLASYFIKATORA PULSACYJNEGO TYPU KOMAG**

### **1. WSTĘP**

Składowiska odpadów pogórnich są nadal nierozwiązanym problemem. Niszczą krajobraz i trwale wyłączają z użytkowania teren, na którym są posadowione. Przede wszystkim jednak narażają środowisko i mieszkających w pobliżu ludzi na zagrożenia, wynikające z sąsiedztwa odpadów pogórnich: pożary, zapylenie oraz zanieczyszczenia wód powierzchniowych i gruntowych.

Na terenie kraju znajduje się 153 obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych, w formie hałd, zwałowisk odpadów pogórnich czy stawów osadowych. Pomimo że liczba obiektów, na których składowane są odpady wydobywcze sukcesywnie maleje, to jednak skala zjawiska nadal jest znaczna; odpady składowane są na łącznej powierzchni około 11 300 hektarów (NIK, 2019).

Dlatego uzasadnione są dalsze działania rekultywacji hałd, których realizacja pozwoli na eliminację zagrożeń, wywoływanych przez składowiska oraz przywrócenie terenów do stanu pierwotnego, co umożliwi ich zagospodarowanie w jednym z wielu możliwych kierunków (Ostręga&Uberman, 2010).

### **2. WZBOGACANIA W UKŁADZIE DO ODZYSKU WĘGLA Z ODPADÓW POGÓRNICZYCH**

W ITG KOMAG opracowano projekt kompleksowej technologii oczyszczania składowisk odpadów pogórnich, z jednoczesnym odzyskiem surowców dla przykładowej hałdy (Matusiak i in., 2019). Podstawowymi założeniami do opracowania tej technologii wzbogacania były:

- „przerób” odpadów kopalnianych na poziomie 1 mln ton/rok,
- czas eksploatacji układu – 20 h/dobę,
- rozdział odpadów w procesie wzbogacania w ośrodku wodnym.

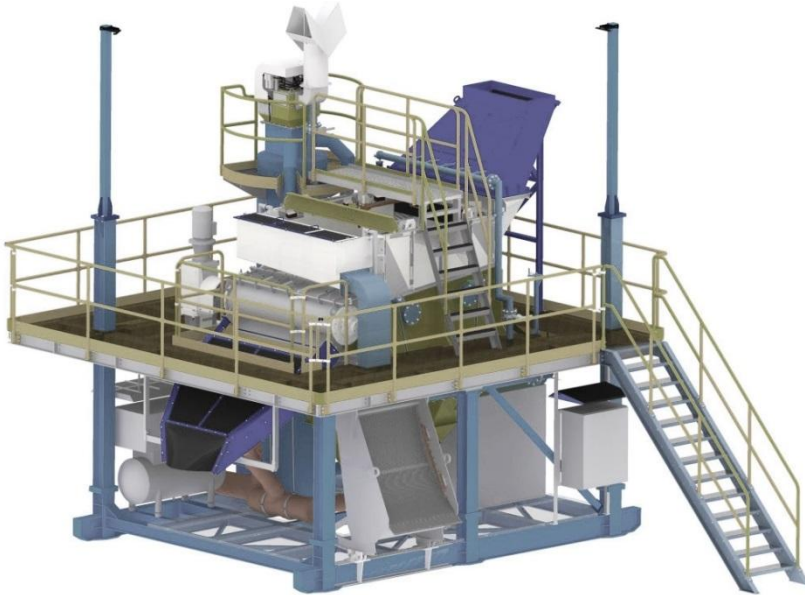
Przewidziano wzbogacanie odpadów kopalnianych z zastosowaniem klasyfikatora pulsacyjnego do rozdziału klasy ziarnowej 30–2 mm oraz klasyfikatora zawieszinowego

(hydrosizera) do rozdziału klasy ziarnowej 2–0,25 (0,15) mm. Maksymalną wydajność układu przyjęto na poziomie 200 t/h.

Materiał surowy podawany jest do stalowego zbiornika zasypowego o pojemności 10 m<sup>3</sup>. Na wlocie do zbiornika zainstalowane zostanie sito stałe, wyposażone w układ hydrauliczny i wibrator dla wydzielenia ziaren > 80 mm.

Wysyp ze zbiornika posiada klapę regulacyjną z podajnikiem wibracyjnym. Prędkość przenośnika regulowana jest przemiennikiem częstotliwości (falownikiem). Dodatkowe wyposażenie układu podawania nadawy stanowi sterowany ręcznie wibrator, zainstalowany na ścianie zbiornika. Następnie materiał podawany jest na przesiewacz klasyfikacji wstępnej przenośnikiem taśmowym B 1000 mm, z zabudowanym oddzielnikiem elektromagnetycznym dla wychwytywania części metalowych.

Klasyfikacja wstępna odbywa się na przesiewaczu dwupokładowym PWP2 1,8×5,25 z natryskami na obydwu pokładach sitowych. Wymiary otworów kwadratowych przesiewacza wynoszą 30 mm na pokładzie górnym oraz 2 mm na dolnym. Produkt górny procesu klasyfikacji o uziarnieniu >30 mm odprowadzony jest zsuwnią na przymę. Opcjonalnie proponuje się zastosowanie kruszarki typu UPK 1000×700 do rozdrabniania tych ziaren, celem wydzielenia z nich i odzysku pozostałej w nich substancji węglowej. Produkt międzysitowy w klasie 30-2 mm stanowi nadawę do wzbogacania w klasyfikatorze pulsacyjnym KOMAG o wydajności do 100 t/h (rys. 1).



Rys. 1. Klasyfikator pulsacyjny K-102 (Kowol&Matusiak, 2019)

Fig. 1. Pulsating jig K-102 (Kowol&Matusiak, 2019)

W wyniku procesu wzbogacania w klasyfikatorze uzyskiwane są trzy produkty: koncentratowy (węgiel) – odprowadzany ponad progiem przelewowym, kruszywo usuwane obrotowym wygarniacza oraz produkt przepadu drobnych ziaren przez sita. Produkt koncentratowy (węgiel) poddany zostaje odwodnieniu na przesiewaczu jednopokładowym PWP1 1,5×3,75, wyposażonym w natryski, o rozmiarze szczeliny sita 1 mm. Odwodniony produkt zostaje odprowadzony przenośnikiem taśmowym B 600 mm na pryzmę koncentratu.

Kruszywo odwadniane jest dwustopniowo na poliuretanowym sicie stałym oraz na przesiewaczu PWP1 1,5×4,75, a następnie za pomocą przenośnika taśmowego B 800 mm odprowadzone jest na pryzmę. Produkt przepadu skierowany zostaje na przesiewacz klasyfikująco-odwadniający PWP1 1,5×3,75 z sitami o szczelinie 1 mm. Przesiew (produkt dolny) tego procesu, wraz z wodą, podawany jest do układu osadnik promieniowy – prasy filtracyjne.

Nadawę do układu wzbogacania w klasyfikatorze zawieszinowym stanowi produkt dolny klasyfikacji wstępnej o uziarnieniu 2–0 mm, w połączeniu z produktem odwadniania koncentratowego klasyfikatora pulsacyjnego. Materiał ten wraz z wodą procesową, podawany jest z rzepia nadawy na hydrocyklon klasyfikująco-zagęszczający. Przelew z hydrocyklonu wraz ziazami <0,25 (0,15) mm odtransportowany jest do osadnika promieniowego, natomiast zagęszczony wylew klasy 2–0,25 (0,15 mm) skierowany zostaje do wzbogacania w klasyfikatorze zawieszinowym.

W wyniku wzbogacania uzyskiwane są dwa produkty rozdziału – koncentratowy (węgiel) i kruszywo, poddawane następnie odwodnieniu. Produkt koncentratowy (węgiel) odwadniany jest dwustopniowo na sicie łukowym, a następnie na przesiewaczu wibracyjnym PWP1 1,5×3,75 o szczelinach 0,3 mm. Kruszywo odwadniane jest na przesiewaczu wibracyjnym PWP1 1,5×4,75 wyposażonym w pokład sitowy o szczelinie 0,3 mm.

Wody procesowe pochodzące z układów wzbogacania kierowane są do osadnika promieniowego typu Dorr o średnicy 10 m, w których następuje sedymentacja drobnych ziaren. Zagęszczony wylew odwadniany jest w prasach filtracyjnych komorowych. Przelew osadnika i filtrat z pras kierowany jest do zbiornika oczyszczonej wody procesowej, która jest wykorzystywana do zasilania urządzeń w układzie wzbogacania odpadów.

Układ wzbogacania powinien zostać wyposażony w dodatkowy zbiornik awaryjny „zrzutowy”, do którego będzie odprowadzany wylew z osadnika promieniowego. Dla obsługi procesu produkcyjnego wymagane będzie zastosowanie zestawu: koparka – ładowarka – wywrotka samochodu. Założono wynajmowanie zestawu przez firmę eksploatującą składowisko. Przewidziano, że dla zapewnienia sprawnej obsługi urządzeń konieczne jest zatrudnienie co najmniej 11 pracowników.

### 3. ZAPOTRZEBOWANIE MEDIÓW

Na podstawie parametrów technicznych urządzeń przewidzianych w układzie obliczono maksymalne zapotrzebowanie energii elektrycznej – 477 kW, w całości pokryte przez agregat prądowórczy. Zapotrzebowanie wody dla urządzeń w postaci wody zasilającej i natrysków obliczono na 450 m<sup>3</sup>/h. Układ urządzeń tworzy zamknięty obieg wodno-mułowy. Niemniej jednak konieczne będzie uzupełnianie układu o wodę, która zostanie odprowadzona wraz z produktami w postaci zawartości ich wilgoci. Przewidziano dostarczanie do układu świeżej wody w ilości do 40 m<sup>3</sup>/h. Zużycie flokulantów w procesie klarowania wody w zagęszczaczu promieniowym oraz prasach filtracyjnych obliczono na ~400 kg/miesiąc.

### 4. ANALIZA EKONOMICZNA PRZEDSIĘWZIĘCIA

Głównym założeniem do wykonania analizy ekonomicznej było maksymalne obciążenie układu materiałem w ilości 200 t/h, wynikające z tego maksymalne obciążenie nadawą klasyfikatora pulsacyjnego 100 t/h oraz zawartość substancji palnej w nadawie kierowanej do wzbogacania w układzie. Obliczenia wykonano dla zakresu wartości 5–15% zawartości substancji palnej. Na podstawie doświadczeń przemysłowych i pozyskanych danych przyjęto skuteczności odzysku substancji węglowej w urządzeniach wzbogacających na poziomie 90% (klasyfikator pulsacyjny) oraz 80% (hydrosizer).

Składowe kosztów można podzielić na inwestycyjne, eksploatacyjne oraz osobowe. Do kosztów inwestycyjnych należy zaliczyć zakup urządzeń instalacji, układu koparka-samochód oraz wykonanie niezbędnych robót ziemnych w zakresie zbiorników wody procesowej i zrzutowej. W oparciu o dobrane do zaproponowanej technologii urządzenia, obliczone koszty inwestycyjne kształtują się na poziomie ~8850 tys. zł. Do kosztów eksploatacyjnych należy zaliczyć m.in. koszty mediów (energia elektryczna, woda, odczynniki chemiczne), paliwa oraz działania pozwalające utrzymywać wysoką sprawność działania instalacji (konserwacje, remonty). Koszty eksploatacyjne w postaci kosztów paliwa, kosztów osobowych i kosztów odczynników chemicznych oraz koszty remontowe zestawiono w tabeli 1.

Koszty remontowe kalkulowano w wysokości 0,80 zł na 1 tonę przerobionego materiału. Przyjęto, że instalacja będzie eksploatowana 20 godzin na dobę i 420 godzin (21 dni) w miesiącu.

Tab. 1. Zestawienie miesięcznych kosztów eksploatacyjnych  
Tab. 1. Statement of monthly operating costs

Wyszczególnienie	Wartość	Przyjęty koszt jednostkowy [zł]	Koszt całkowity [zł]
zużycie oleju napędowego do agregatu prądotwórczego	15 750 dcm <sup>3</sup>	4,30 zł/dcm <sup>3</sup>	67 725
liczba pracowników obsługi – 20 h/doba	11 osób	5500,00 zł/prac.	60 500
wynajem koparki	420 h/m-c	220,00 zł/h	92 400
wynajem ładowarki	420 h/m-c	220,00 zł/h	92 400
wynajem samochodu ciężarowego	420 h/m-c	220,00 zł/h	92 400
flokulant	400 kg	13,00 zł/kg	5 200
remonty urządzeń	84 000 t	0,80 zł/t	67 200
		łącznie	477 825

W analizie przyjęto kilka uproszczeń. Założono stały skład granulometryczny nadawy surowej kierowanej do układu. Wskutek tego wychód produktów koncentratowych klasyfikatora pulsacyjnego i hydrosizera będzie się zmieniał proporcjonalnie do procentowej zawartości substancji palnej w nadawie. Obliczono wartość sprzedaży węgla pozyskanego z godzinowej eksploatacji instalacji dla założonych zawartości substancji palnej oraz przyjętych cen węgla. Ceny węgla wynikają z przyjętego wskaźnika (12 zł/GJ) oraz przyjętej wartości opałowej w przedziale 21–24 GJ/t. Zyski ze sprzedaży węgla podano w tabeli 2. Obliczono je przez pomniejszenie wartości miesięcznej sprzedaży o koszty eksploatacyjne ponoszone w okresie miesiąca.

Tab. 2. Zyski w skali miesiąca  
Tab. 2. Profits per month

Zawartość substancji palnej [%]	5	7	9	11	13	15	
Wychód produktu [t/h]	6,22	8,71	11,20	13,69	16,17	18,66	
	[zł]						
Cena [zł/t]	252	180 609	443 983	707 357	970 731	1 234 104	1 497 478
	258	196 286	465 931	735 575	1 005 220	1 274 864	1 544 509
	264	211 963	487 879	763 794	1 039 709	1 315 625	1 591 540
	270	227 640	509 826	792 013	1 074 199	1 356 385	1 638 571
	276	243 317	531 774	820 231	1 108 688	1 397 145	1 685 602
	282	258 994	553 722	848 450	1 143 178	1 437 905	1 732 633
	288	274 671	575 670	876 668	1 177 667	1 478 666	1 779 664

Uwzględniając koszty instalacji obliczono okres zwrotu inwestycji przy założonych wartościach sprzedaży i kosztów eksploatacyjnych (tab. 3).

Tab. 3. Okres zwrotu inwestycji  
 Tab. 3. Return on investment period

Zawartość substancji palnej [%]	5	7	9	11	13	15	
Wychód produktu [t/h]	6,22	8,71	11,20	13,69	16,17	18,66	
liczba miesięcy							
Cena [zł/t]	252	47	19	12	9	7	6
	258	43	18	12	8	7	5
	264	40	17	11	8	6	5
	270	37	17	11	8	6	5
	276	35	16	10	8	6	5
	282	33	15	10	7	6	5
	288	31	15	10	7	6	5

Przeprowadzone obliczenia przy przyjętych założeniach i cenach wykazały, że opłacalność inwestycji na tak szeroką skalę uzależniona jest od minimalnej zawartości substancji palnej w materiale. Dla przykładowej zawartości substancji 7%, przy cenach węgla w przedziale 252–288 zł/t i nominalnym obciążeniu klasyfikatora pulsacyjnego 100 t/h okres zwrotu inwestycji eksploatacji instalacji (tab. 3) wynosi 15 do 19 miesięcy.

## 5. PODSUMOWANIE

Składowiska odpadów pogórnich powinny zostać wykorzystane do pozyskiwania surowców wtórnych, w tym odzysku węgla, z zastosowaniem innowacyjnych rozwiązań z zakresu procesu wzbogacania. Działania takie wpisują się w program zrównoważonego rozwoju, przyczyniając się z jednej strony do zmniejszenia ilości wytwarzanych i składowanych odpadów, z drugiej prowadząc do oszczędności nieodnawialnych zasobów naturalnych.

Odzyskany węgiel powinien stanowić materiał wejściowy do wykorzystania w procesach niskoemisyjnych, np. zgazowania lub być podstawą do produkcji niskoemisyjnego paliwa węglowego.

Metodą pozwalającą na efektywne pozyskiwanie surowców wtórnych ze składowisk jest technologia opracowana przez ITG KOMAG, oparta o procesy grawitacyjnego wzbogacania, z wykorzystaniem zaprojektowanych urządzeń – klasyfikatora pulsacyjnego oraz klasyfikatora zawieszinowego (hydrosizera).

Przeprowadzona analiza ekonomiczna wykazała, że zarówno zysk jak i okres zwrotu nakładów inwestycyjnych zależą od kilku czynników, m.in. zawartości substancji palnej w materiale surowym, rynkowej ceny produktu i ilości wzbogacanego materiału.

LITERATURA

- KOWOL D., MATUSIAK P., 2019, *Use of a jig beneficiation process for obtaining mineral raw materials*, IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, Vol. 545.
- MATUSIAK P. i inni, 2019, *Projekt układu technologicznego do odzysku węgla z odpadów pogórnich*, ITG KOMAG, Gliwice (niepubl.).
- NAJWYŻSZA IZBA KONTROLI, 2019, *Zabezpieczenie i zagospodarowanie zwalowisk pogórnich*, *Informacja o wynikach kontroli*, Nr ew. P/18/067/LKA.
- OSTRĘGA A., UBERMAN R., 2010, *Kierunki rekultywacji i zagospodarowania – sposób wyboru, klasyfikacja i przykłady*, *Górnictwo i Geoinżynieria*, z. 4/34, 445–461.

TECHNOLOGY FOR POST-MINING WASTES GRAVITATIONAL BENEFICIATION USING  
THE PULSATING CLASSIFIER OF KOMAG TYPE

Post-mining waste dump sites, accompanying the hard coal production, expose the environment and local residents to hazards associated with uncontrolled fires resulting from release of gaseous pollutants as well as with pollution of surface and groundwater. The article describes a proposal for a comprehensive technology for processing the landfills, where pulsating classifier for 30-2 mm grain size separation and the suspension classifier designed for beneficiation of material with a grain size of 2-0.25 mm are the main components. On the basis of the assumptions, the devices were selected along with their basic technical data. The demand for electricity, process water and chemical reagents was determined. A variant economic analysis of the project was made based on calculated investment and operational costs, raw material parameters and assumed price of the products.





Zdzisław NAZIEMIEC

*Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Ceramiki i Materiałów Budowlanych w Krakowie*

Łukasz ĆMIEL

*WKG Sp. z o.o., Raciszyn*

## **OCENA KRUSZYW DLA PRZEMYSŁU CHEMII BUDOWLANEJ**

### **1. WPROWADZENIE**

Przemysł chemii budowlanej dostarcza do celów budowlanych wiele gotowych mieszanek. Wśród nich znaczącą pozycję zajmują różnego rodzaju zaprawy. Zaprawa jest mieszaniną kruszywa drobnego, spoiwa i wody; używana do łączenia elementów budowlanych. Występują różnego rodzaju zaprawy: murarska, tynkarska, do napraw, klejąca, a ze względu na rodzaj spoiwa wyróżnia się cementowe, wapienne, cementowo-wapienne, gipsowe i inne. W badaniach zapraw określa się właściwości: wytrzymałość na ściskanie, zginanie i ścinanie, gęstość, współczynnik przewodzenia ciepła, absorpcję wody, przepuszczalność pary wodnej, trwałość (np. odporność na zamrażanie, odmrażanie), zawartość chlorków. Podobnie jak w przypadku betonu, kruszywo stanowi podstawowy składnik, a jego udział wynosi do 2/3 suchej masy zaprawy. Jakość kruszywa wpływa na trwałość i zachowanie się zaprawy. Stosowane są różne kruszywa drobne. Zakres badań stosowanych w przypadku kruszyw do zapraw podaje norma PN-EN 13139:2003. Podstawowe badanie dotyczy oznaczenia składu ziarnowego kruszywa, w tym nadziarna, podziarna i zawartości pyłów mineralnych. Norma wyszczególnia kruszywa o uziarnieniu  $d/D$ : 0–1 mm, 0–2 mm, 0–4 mm, 0–8 mm, 2–4 mm i 2–8 mm, podając graniczne zawartości nadziarna i podziarna, a w zależności od zawartości pyłów wyszczególnia pięć kategorii (tab. 1).

W Polsce w ostatnich latach prowadzi się szereg prac związanych z ocieplaniem budynków. Największy udział w tych pracach ma metoda polegająca na zastosowaniu styropianu jako warstwy termoizolacyjnej. Do przyklejania styropianu najczęściej stosowane są kleje cementowe. Spełnienie wymagań przyczepności kleju cementowego do podłoża betonowego nie stanowi problemu. Istotne jest natomiast uzyskanie dobrej przyczepności do styropianu, gdyż wymaga to zastosowania w recepturze zaprawy odpowiednich składników. Podstawowym składnikiem kleju cementowego jest kruszywo drobne. Stąd też ważna jest jakość kruszywa drobnego użytego do zaprawy. W konsekwencji słabej przyczepności zaprawy klejowej do

styropianu i podłoża, w trakcie użytkowania mogą powstawać na elewacji rysy i pęknięcia, prowadzące nawet do odpadania całych powłok (Niziurska i in., 2014).

Tab. 1. Zawartość pyłów w kruszywach do zapraw wg PN-EN 13139:2003  
Tab. 1. Dust content in aggregates for mortars according to norm PN-EN 13139:2003

Wymiar kruszywa	Kategoria, maksymalny przesiew przez sito 0,063 [%]				
	1	2	3	4	5
0–1	3	5	8	30	>30
0–2	3	5	8	30	–
0–4, 2–4	3	5	8	30	–
0–8, 2–8	3	5	8	11	–

W praktyce do zapraw klejowych używane są kruszywa drobne (głównie piaski naturalne) o stosunkowo drobnym uziarnieniu, nie przekraczającym 0,8 mm, a nawet 0,5 mm. Również zawartość pyłów mineralnych może być znacznie niższa niż 3%. Oprócz podstawowego badania jakim jest oznaczenie składu ziarnowego kruszywa, zależnie od potrzeby wykonuje się badania kształtu ziaren, zawartości muszli, jakości pyłów, gęstości i nasiąkliwości ziaren, mrozoodporności, a także badania składu chemicznego w zakresie zawartości chlorków, siarczanów, siarki, humusu, części rozpuszczalnych w wodzie, strat przy prażeniu czy reaktywności alkaliczno-krzemionkowej. W przypadku piasków naturalnych zawsze wykonuje się oznaczenie składu ziarnowego, a spośród pozostałych ww. badań najczęściej wykonuje się oznaczenia gęstości i nasiąkliwości ziaren kruszywa, zawartości humusu, chlorków, siarczanów i siarki. Normowe badania kształtu ziaren i mrozoodporności wykonywane są jedynie dla kruszyw o uziarnieniu powyżej 4 mm. Oznaczenie jakości pyłów, w postaci badania błękitem metylenowym lub badania wskaźnika piaskowego, wykonuje się dla kruszyw, w których zawartość pyłów przekracza 3%.

Do tej pory stosunkowo niewiele uwagi poświęcano problemowi reaktywności alkalicznej kruszyw drobnych (piasków). Od kilku lat w kraju prowadzone są liczne prace badawcze poświęcone temu zagadnieniu.

## 2. CHARAKTERYSTYKA KRUSZYW DROBNYCH

Określenie „kruszywo drobne” w nazewnictwie stosowanym w normach nie jest jednoznaczne. Przykładowo, w poszczególnych normach dotyczących kruszyw odnosi się ono do wymiarów ziaren według: PN-EN 12620+A1:2010 kruszywo drobne z ziarnami –  $d/D = 0-4$  mm, PN-EN 13043:2004 –  $d/D = 0-2$  mm, PN-EN 13139:2003 –  $d/D$  równe 0–4 mm, PN-EN 13242:2010 –  $d/D$  równe 0–6,3 mm.

Potocznie nazwę kruszywo drobne odnosi się do piasku. W sensie geologicznym pod pojęciem piasku rozumie się luźną skałę osadową, średniookrucową, o wielkości ziaren 0,1–2 mm (0–2 mm). Piaski utworzone są z minerałów odpornych na wietrze-

nie, wśród których ilościowo pierwsze miejsce zajmuje kwarc. Piaski kwarcowe są też najbardziej rozpowszechnione. Oprócz piasków kwarcowych wyróżnić można ponad 30 rodzajów piasków. Piaski klasyfikuje się na podstawie różnych cech:

- składu mineralnego, np. piaski kwarcowe, arkozowe i inne,
- struktury (piaski grubo-, średnio- i drobnoziarniste,
- środowiska sedymentacji (piaski morskie, rzeczne, lodowcowe i inne).

W czystych piaskach kwarcowych zawartość kwarcu zbliża się do 100%. W petrografii technicznej nazwę piaski kwarcowe stosuje się do piasków zawierających więcej niż 90% kwarcu. Piaski różnią się pomiędzy sobą wielkością i kształtem ziaren. Na przykład piaski lodowcowe są różnoziarniste, o ziarnie ostrokrawędzistym. Piaski rzeczne są zwykle różnoziarniste, o ziarnie obtoczonym.

W przeróbce surowców mineralnych używa się też określenia piaski łamane. Pod pojęciem tym występują różne skały rozdrobione do wymiarów ziaren poniżej 4 (2) mm. Wówczas bardziej odpowiednie jest stosowane w badaniach gruntów określenie „frakcja piaszkowa”, która obejmuje uziarnienie 0,05–2 mm. Piaski łamane mogą być uzyskiwane ze skał zwięzłych magmowych, osadowych i przeobrażonych.

### 3. WYMAGANIA STAWIANE KRUSZYWOM DO ZAPRAW

Wymagania wobec kruszyw do zaprawy dotyczą właściwości:

- opisu petrograficznego, uziarnienia, gęstości ziaren i gęstości nasypowej,
- zawartości pyłów, chlorków, siarczanów i siarki całkowitej, zanieczyszczeń lekkich i substancji organicznych, składników wpływających na szybkość wiązania i twardnienia zaprawy,
- reaktywność alkalicznej.

Oprócz jakości surowca ważna jest technologia przeróbki kruszyw. Zastosowanie operacji przerobczych jak płukanie, klasyfikacja hydrauliczna, suszenie, przesiewanie na sucho i rozdział densymetryczny, wpływa na poprawę jakości uzyskiwanych kruszyw. W zakresie uziarnienia, zawartości pyłów, zanieczyszczeń lekkich i substancji organicznych, zwykle nie ma większych problemów z osiągnięciem wymaganych parametrów. Piaski często są wydobywane spod lustra wody i płukane na przesiewaczach wibracyjnych zaopatrzonych w natryski wodne. Umożliwia to uzyskanie piasków nawet o zawartości pyłów poniżej 1%. W przypadku kruszyw łamanych (frakcji piaszkowej), uzyskiwanych z procesów kruszenia skał zwięzłych, zawartość pyłów sięga zwykle kilku procent.

Różnorodność stosowanych zapraw powoduje, że podanie jednego, optymalnego składu ziarnowego kruszywa, tzw. stosu okruchowego, nie jest możliwe. Dawniej do oceny uziarnienia używano wskaźnika uziarnienia piasku. Wskaźnik uziarnienia obliczany był jako suma odsiewów na sitach: 0,063, 0,125, 0,25, 0,5, 1 i 2 mm, wyrażo-

nych w ułamkach dziesiętnych masy badanej próbki. Obecnie podawany jest zwykle zakres uziarnienia, z określeniem dopuszczalnej ilości nadziarna i podziarna.

Ogólnie można podać zakresy uziarnienia kruszyw wykorzystywane do:

- zapraw cementowych i cementowo-wapiennych – piaski o uziarnieniu do 2 mm,
- zapraw gipsowych i gipsowo-wapiennych – piaski o uziarnieniu do 1 mm,
- tynków zależnie od przeznaczenia:
  - chropowatych do 4 mm,
  - nakładanych metodami natryskowymi do 1,5 (1) mm,
  - gładkich do 1 mm,
  - bardzo gładkich, gładzi, klejów do 0,5 mm.

Wymagany skład ziarnowy i czystość piasków można uzyskać stosując odpowiednie operacje przerobcze. Najczęściej w krajowych zakładach produkcji kruszyw frakcja piaskowa odbierana jest z odwadniacza, do którego kierowany jest produkt podsiwowy, na przykład spod sita o oczkach 2 mm. Materiał taki zawiera znaczną ilość wody, która może być usunięta w procesie suszenia.

Pyły występujące w kruszywie ( $< 0,063$  mm) mają niekorzystny wpływ na jakość zaprawy, ponieważ zwiększają ilość wody, potrzebnej do zwilżenia wszystkich ziaren, utrudniają dostęp cementu do powierzchni ziaren, a przez to obniżają wytrzymałość zaprawy.

Pyły uważane są za nieszkodliwe jeżeli:

- zawartość pyłów  $f < 3\%$ ,
- wskaźnik piaskowy  $SE$  jest wyższy od określonej granicy,
- wskaźnik błękitu metylenowego  $MB$  jest niższy od określonej granicy.

Oceniając uziarnienie, warto zwrócić uwagę na różną kanciastość poszczególnych rodzajów piasków. Przykładowo, wskaźnik przepływu kruszywa drobnego, określony wg PN-EN 933-6:2002 dla piasku naturalnego 0–2 mm wynosił  $SE = 27$ , natomiast dla piasku łamanego 0–2 mm, pochodzącego z tego samego złoża wynosił  $SE = 33$ . Niższy wskaźnik przepływu wskazuje na większą zawartość ziaren foremnych i obtoczonych. To z kolei powoduje poprawę urabialności mieszanki.

Substancje organiczne (humus) występujące w kruszywie powodują obniżenie szybkości twardnienia zaprawy i jej wytrzymałości. Zanieczyszczenia lekkie i substancje organiczne mogą być usunięte z kruszywa przez zastosowanie urządzeń działających na zasadzie osadzarek pulsacyjnych. W tej dziedzinie przeróbki stosowane są akwamatory, hydromatory, klasyfikatory pulsacyjne, osadzarki pulsacyjne. Zanieczyszczenia lekkie jako pływające w wodzie są w nich oddzielane od cięższego kruszywa. W kruszywach drobnych o ustalonym standardzie najczęściej nie stwierdza się obecności humusu ani zanieczyszczeń lekkich.

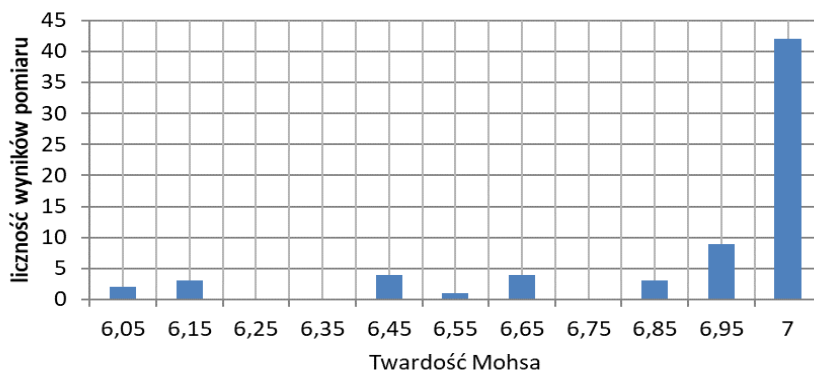
Dla siarki, siarczanów i chlorków jako dopuszczalne przyjmuje się zawartości: siarki całkowitej  $< 1\%$ , dla siarczanów przyjmuje się 3 kategorie:  $\leq 0,2\%$ ,  $\leq 0,8\%$  i  $> 0,8\%$ , a dla chlorków  $\leq 0,15\%$  (dla pełnej zaprawy).

W badaniach kruszyw prowadzonych w ICiMB w Krakowie, zawartości siarki, siarczanów i chlorków w kruszywach drobnych kształtowały się znacznie poniżej dopuszczalnego poziomu i mieściły się w przedziałach: dla siarki całkowitej  $< 0,05\%$ , siarczanów rozpuszczalnych w kwasie  $< 0,2\%$ , chlorków  $< 0,01\%$ .

Wiele cennych informacji mogą dostarczać badania pozanormowe, wśród nich szczególnie przydatne może być m.in. oznaczenie kształtu ziaren w analizatorze optycznym, oznaczenie twardości, porowatości, powierzchni właściwej.

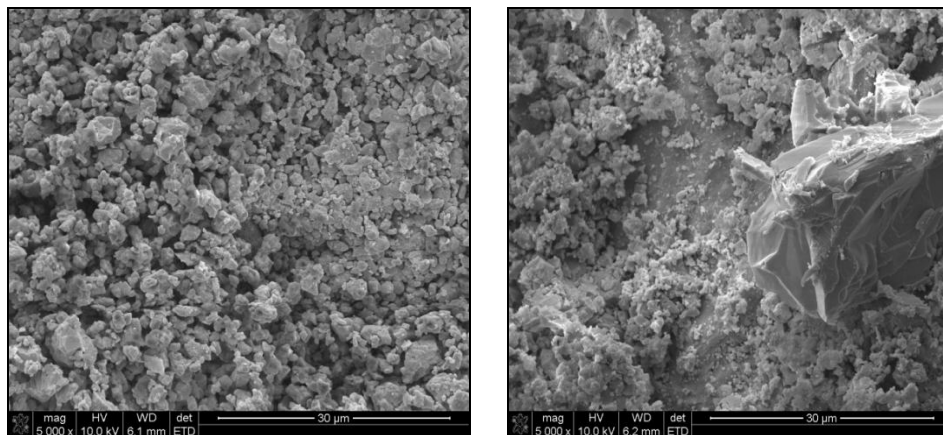
Normowe badania kształtu ziaren dotyczą jedynie kruszyw grubych, tj. o uziarnieniu powyżej 4 mm. W przypadku kruszyw drobnych pewien obraz dotyczący kształtu ziaren daje przywołane powyżej oznaczenie wskaźnika przepływu, wykonywane wg normy PN-EN 933-6:2002. Dokładniejszą ocenę kształtu ziaren można uzyskać badając piasek przy użyciu analizatora optycznego.

W ocenie kruszyw pomocne może być oznaczenie ich twardości. Na rysunku 1 przedstawiono wynik oznaczenia twardości piasku wg skali Mohsa. Dominują ziarna o twardości 7 (kwarc); widoczna jest również zawartość ziaren zwiertzałych i innych minerałów, o twardości poniżej 7. Na rysunku 2 przedstawiono obrazy wapieni ze skaningowego mikroskopu elektronowego (powiększenie 5000 $\times$ ). Wapień jurajski charakteryzował się bardziej porowatą strukturą niż wapień dewoński (tab. 2). Porowatość zastosowanych kruszyw jest bardzo ważna z punktu widzenia izolacyjności zaprawy. Okazuje się, że na właściwości cieplne zaprawy ma także wpływ kształt ziaren kruszywa (rys. 3).



Rys. 1. Twardość Mohsa piasku kwarcowego 0–2 mm

Fig. 1. Mohs hardness of quartz sand 0–2 mm



Rys. 2. Struktura wapienia jurajskiego (z lewej) i dewońskiego (z prawej), (Naziemiec 2019)

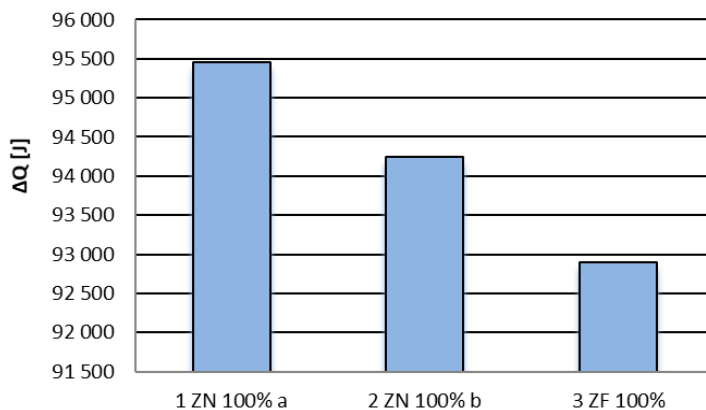
Fig. 2. Structure of Jurassic (left) and Devonian (right) limestone

Tab. 2. Cechy fizyczne piasków łamanych wapiennych

Tab. 2. Physical properties of limestone broken sands

Badana cecha	Wapień jurajski 1	Wapień jurajski 2	Wapień dewoński
porowatość [ml/g]	0,085	0,1086	0,0187
pole powierzchni [m <sup>2</sup> /g]	1,280	1,498	0,304
uziarnienie [mm]	0,4–1,6	0,4–1,6	0,4–1,6

Ilość wyemitowanej energii  $Q$  przez próbki betonu



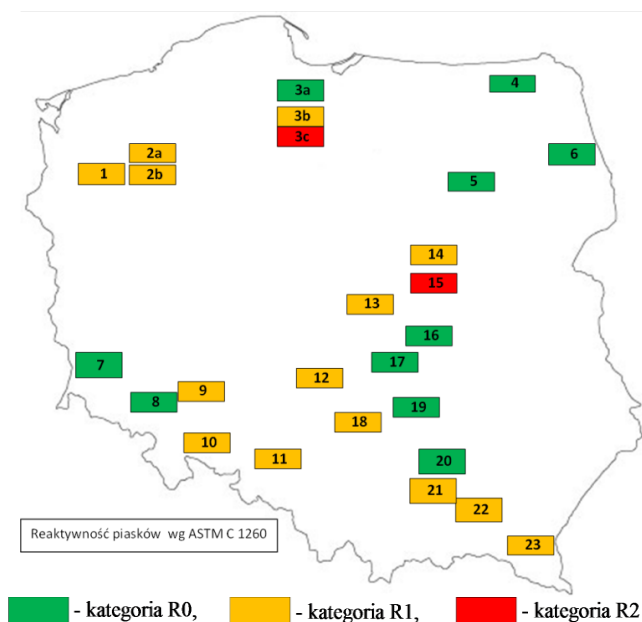
Rys. 3. Ilość wyemitowanej energii  $Q$  przez próbki betonu z różnym kruszywem (ZN – ziarna nieforemne, ZF – ziarna foremne)

Fig. 3. Amount of energy emitted  $Q$  by concrete samples with various aggregate (ZN – irregular particles, ZF – regular particles)

#### 4. BADANIE REAKTYWNOŚCI

W minionych latach badanie reaktywności alkalicznej kruszyw prowadzone było w Polsce według norm PN-B-06714-46:1992 – Badanie przyspieszone w NaOH oraz PN-B-06714-34:1991 – badanie beleczek zaprawy przez okres 1 roku lub 6 miesięcy. Obecnie badanie reaktywności alkalicznej prowadzi się najczęściej według metod opisanych w dokumentach: ASTM C 295 – badanie petrograficzne, ASTM C 1260 – badanie beleczek zaprawy w temp 80 °C, ASTM C 1293 – badanie beleczek betonowych przez rok oraz RILEM:2016 – wytyczne komitetu europejskiego.

W zależności od uzyskanych wyników kruszywa można zaklasyfikować do jednej z czterech kategorii – jako kruszywo niereaktywne (R0), umiarkowanie reaktywne (R1), silnie reaktywne (R2) lub bardzo silnie reaktywne (R3). Przykładowe wyniki badań reaktywności piasków z różnych rejonów Polski przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 4. Reaktywność piasków badanych wg ASTM C 1260

Próbki nr 3c i 15 – piaski kategorii R2; próbki nr 3a, 4–8, 16–17 i 19–20 – piaski kategorii R0; pozostałe – piaski kategorii R1 (Naziemiec 2018)

Fig. 4. Reactivity of sands tested according to norm ASTM C 1260

Samples 3c and 15 – sand of R2 category; samples 3a, 4–8, 16–17 and 19–20 – sands of R0 category; remaining samples – sands of R1 category

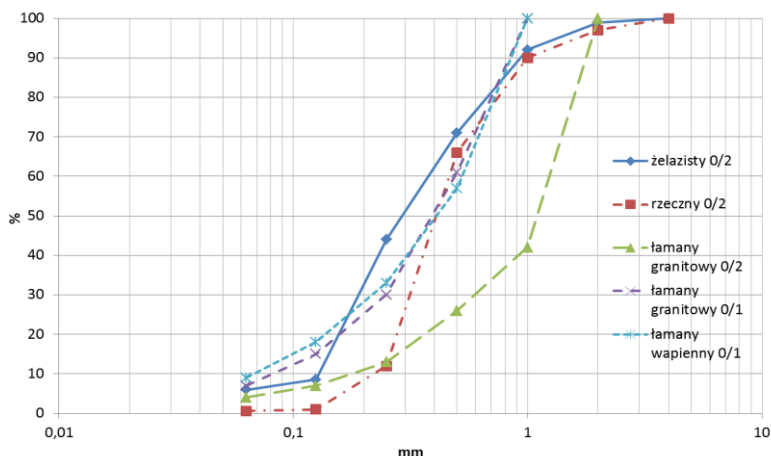
## 5. BADANIA ZAPRAW KLEJOWYCH Z RÓŻNYMI PIASKAMI

W ICiMB w Krakowie przebadano zaprawy klejowe cementowe, do sporządzenia których użyto piasków: rzeczno-lodowcowy 0,1–1,4 mm, rzeczny 0–2 mm (żelazisty), rzeczny 0–2 mm, łamany granitowy 0–2 mm, łamany granitowy 0–1 mm, łamany wapień jurajski 0–1 mm.

Wygląd niektórych piasków użytych do badań przedstawia rysunek 5. W środku pokazano piasek łamany wapienny, po bokach piaski rzeczne i rzeczno-lodowcowe. Rysunek 6 przedstawia składy ziarnowe piasków użytych do badań klejów cementowych.



Rys. 5. Piaski użyte do sporządzenia zapraw klejowych cementowych  
Fig. 5. Sands used for preparation of adhesive and cement mortars



Rys. 6. Skład ziarnowy piasków użytych do zapraw klejowych cementowych  
Fig. 6. Particle size composition of sands used in adhesive cement mortars



W tabeli 3 podano wyniki badań przyczepności dla poszczególnych zapraw klejowych z różnymi rodzajami piasków. Wszystkie badane zaprawy klejowe wykazały bardzo dobrą przyczepność do betonu, i co ważniejsze, również do styropianu. W przypadku badania przyczepności kleju cementowego do betonu oderwanie nastąpiło w kleju, a w przypadku badania przyczepności kleju cementowego do styropianu oderwanie nastąpiło w styropianie.

Tab. 3. Przyczepność kleju cementowego do betonu i do styropianu (wartości średnie)

Tab. 3. Adhesion of cement adhesive to the concrete and styrofoam (average values)

Rodzaj piasku, uziarnienie	Przyczepność do betonu [MPa]		Przyczepność styropianu [MPa]	
	po 28 dniach			
	na sucho	+ 2 dni nasączenia	na sucho	+ 2 dni nasączenia
polodowcowy 0,1–1,4	0,595	0,528	0,101	0,101
rzeczny 0–2 (żelazisty)	1,038	0,669	0,105	0,099
rzeczny 0–2	0,950	0,591	0,112	0,098
łamany granitowy 0–2	1,081	0,560	0,102	0,105
łamany granitowy 0–1	0,962	0,551	0,109	0,104
łamany wapienny 0–1	0,831	0,652	0,103	0,103

W obu badaniach osiągnięte przyczepności były wyższe od wymaganych, zarówno dla próbek badanych na sucho, jak i po nasączeniu wodą. Wymagana przyczepność kleju do betonu wynosi (Wieczorek, 2018):

- na sucho > 0,25 MPa – uzyskano wyniki od 0,595 do 1,081 MPa,
- na mokro > 0,08 MPa – uzyskano wyniki od 0,528 do 0,669 MPa,

wymagane przyczepności kleju do styropianu wynoszą:

- na sucho > 0,08 MPa – uzyskano wyniki od 0,101 do 0,112 MPa,
- na mokro > 0,03 MPa – uzyskano wyniki od 0,098 do 0,105 MPa.

Do sporządzenia klejów użyto różnych piasków. Różnice wyników przyczepności uzyskane dla poszczególnych próbek są niewielkie, co wskazuje na duże możliwości zastosowania piasków charakteryzujących się różnymi właściwościami. Na uwagę zasługuje wysoka przyczepność zapraw z piaskiem łamanym wapiennym. Obecnie w kraju produkowane są czyste piaski wapienne i wapienno-kwarcowe używane do różnego rodzaju zapraw.

## 6. PODSUMOWANIE

Podstawowym wymaganiem stawianym piaskom stosowanym w budownictwie jest ich czystość i odpowiedni skład ziarnowy. Badane zaprawy klejowe z różnymi piaskami okrucowymi i łamanymi wykazały dobrą przyczepność do betonu i do styropianu. Świadczy to o dużych możliwościach wyboru piasków do zapraw klejowych

i o tym, że oprócz piasków ze skał osadowych okruchowych (np. piasków kwarcowych) do zapraw stosować można piaski łamane ze skał zwięzłych (np. z wapieni).

W przypadku zapraw stosowanych w środowisku wilgotnym należy zwrócić uwagę na możliwość wystąpienia reakcji alkalia–kruszywo.

W specyficznych zastosowaniach przydatne mogą być inne badania, niż podane w normie PN-EN 13139:2003, np. badania porowatości, mające wpływ na izolacyjność zaprawy.

Piaski naturalne i łamane często stanowią materiał trudno zbywalny. W Polsce, z uwagi na coraz wyższy punkt piaskowy część piasków w żwirowniach kierowana jest powtórnie do wyrobiska eksploatacyjnego. Doceniając krajowe bogactwo surowców skalnych pamiętać należy o ich oszczędnym gospodarowaniu.

#### LITERATURA

- ASTM C 1260-14 *Standard Test Method for Potential Alkali Reactivity of Aggregates (Mortar-Bar Method)*.
- ASTM C 1293-08 *Standard Test Method for Determination of Length Change of Concrete Due to Alkali-Silica Reaction*.
- ASTM C 295 *Standard Guide for Petrographic Examination of Aggregates for Concrete*.
- NAZIEMIEC Z., 2018, *Reaktywność alkaliczno krzemionkowa wybranych krajowych kruszyw drobnych*, Drogi i Mosty, nr 4.
- NAZIEMIEC Z., 2019, *Przeróbka i badania kruszyw mineralnych*, Rozprawy Monografie, nr 356, Kraków, Wyd. AGH.
- NIZIURSKA M., CHRUŚCIEL B., CHARYASZ W., SZAFRAN K., 2014, *Korelacja przyczepności wczesnej i normowej zapraw klejących do ociepleń*, Prace ICiMB nr 16, Warszawa–Opole.
- 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 933-6:2002 *Badania geometrycznych właściwości kruszyw. Wskaźnik przepływu kruszyw*.
- PN-EN 12620+A1:2010 *Kruszywa do betonu*.
- PN-EN 13043:2004 + AP1:2010P + AC:2004P *Kruszywa do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych na drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu*.
- PN-EN 13139:2003 *Kruszywa do zaprawy*.
- PN-EN 13242+A1:2010 *Kruszywa do niezwiązanych i związanych hydraulicznie materiałów stosowanych w obiektach budowlanych i budownictwie drogowym*.
- 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.
- WIECZOREK M., 2018, *Wymagania stawiane systemom ociepleń w świetle dokumentów normatywnych i prawnych*, Prace ISCMoIB, nr 1, 153–161.

#### AGGREGATE ASSESSMENT FOR THE CONSTRUCTION CHEMICAL INDUSTRY

The article presents basic requirements for fine aggregates used in construction for mortars, plasters and adhesives in thermal insulation systems. In the sands mined domestically, a large variation in both mineral and particle size composition, can be observed. In addition to natural sands, so-called broken sands from solid rocks can be also used. The results investigations on cement adhesives tests with addition of various fine aggregates, were also are presented. An attention was paid to new methods of investigations, the results of which may be helpful in specific applications of mortars and adhesives.

Daniel SARAMAK, Tomasz GAWENDA

*AGH w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Inżynierii Środowiska*

Jarosław ŁAGOWSKI, Tomasz LUBIENIECKI

*HAYER&BOECKER POLSKA sp. z o.o. w Bielanych Wrocławskich*

Marek KAWIORSKI

*HTS Sp. z o.o. w Gliwicach*

## **OCENA PRZEBIEGU PROCESU WYSOKOCIŚNIENIOWEGO PŁUKANIA KRUSZYW**

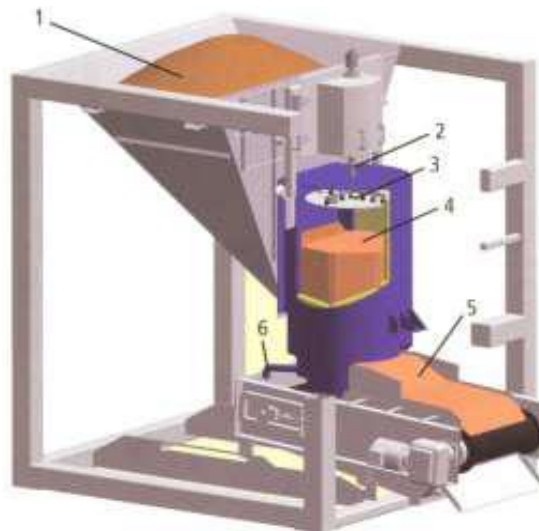
### **1. WSTĘP**

Kruszywo jest podstawowym surowcem budowlanym oraz kopaliną o największym masowym wolumenie wydobywania na świecie. Według niektórych źródeł, światowe zużycie kruszyw wynosi ponad 40 mld ton rocznie, co oznacza że średnio na każdego mieszkańca przypada rocznie 5,5 ton. Pomimo że złoża kruszyw naturalnych są powszechne na kuli ziemskiej, nie są one równomiernie rozmieszczone (Kozioł i in., 2015). Kruszywa znajdują szerokie zastosowanie w produkcji betonów, dróg, mieszkań i innych obiektów infrastrukturalnych, a także w energetyce, chemii budowlanej do produkcji zapraw, suchych mieszanek i betonów komórkowych oraz przemyśle ciężkim. Odpowiednio uszlachetnione kruszywa stosuje się także w wielu innych gałęziach gospodarki, np. przemysłu szklarskiego, odlewnictwa, filtracji wody i ścieków oraz odpadów przemysłowych. Drobne piaski o wysokiej zawartości kwarcu wykorzystuje się w elektronice, np. w produkcji telefonów komórkowych, komputerów, telewizorów, paneli i baterii słonecznych. Poza tradycyjnymi kierunkami zagospodarowania kruszywa stosowane są również do wydobywania węglowodorów metodą szczelinowania hydraulicznego, do budowy i utrzymania infrastruktury sportowej i rekreacyjnej: boisk, pól golfowych, parków, parkingów itp. (Szruba, 2018).

Jednak coraz bardziej ograniczone zasoby naturalne, rozwój urbanizacji, a także coraz większa świadomość ekologiczna mieszkańców i czynniki energetyczno-ekonomiczne, wymuszają działania zmierzające do coraz efektywniejszego wykorzystania eksploatowanych surowców mineralnych oraz zagospodarowania odpadów powstałych w wyniku ich przeróbki oraz innowacyjnych rozwiązań w zakresie samej technologii przeróbki (Glapa&Stefanicka, 2017). Z drugiej strony intensywny rozwój branży budowlanej, w szczególności rozbudowa infrastruktury drogowej, kolejowej, mieszkaniowej i przemysłowej wymaga stałego zapotrzebowania na surowce i materiały budowlane (Kozioł i in., 2016). W związku z powyższym pojawia się potrzeba stosowania materiałów alternatywnych wobec nieodnawialnych surowców mineralnych, tj. kruszyw sztucznych lub tych pochodzących z recyklingu (Naziemiec&Ga-

wenda, 2006). Te pierwsze produkowane są najczęściej z różnego rodzaju surowców odpadowych, których źródłem jest głównie przemysł hutniczy, energetyczny i górniczy. Miejsca prowadzenia prac budowlanych, takich jak roboty rozbiórkowe i wyburzeniowe czy przebudowy dróg korzystają z kruszyw z recyklingu. Oba rodzaje najczęściej wymagają operacji wstępnych, polegających na usuwaniu zanieczyszczeń lub niepożądanych frakcji z nadawy. Jednak niezależnie od typu nadawy, w przypadku gdy kruszywo naturalne żwirowe czy też skała zwięzła zawierają zanieczyszczenia gliniasto-ilaste, w technologicznym procesie produkcji kruszyw stosuje się operacje płukania.

Zanieczyszczenia z kruszyw naturalnych muszą być usunięte w technologicznym procesie produkcji, gdyż mają niekorzystny wpływ na jakość produktów, a ponadto utrudniają procesy kruszenia i przesiewania. Najczęściej występujące zanieczyszczenia ilaste usuwane są z przerabianych skał za pomocą wspomnianych procesów płukania. Czasami płukanie kruszyw może być prowadzone tylko na przesiewaczach zaopatrzonych w instalacje natryskowe, jednak zanieczyszczenia występujące w postaci grudek gliny są trudne do usunięcia w taki sposób. Wtedy wykorzystuje się szeregi specjalistycznych urządzeń płuczących, umożliwiających skuteczne usunięcie niepożądanych grudek gliny i innych zanieczyszczeń. Oddzielanie zanieczyszczeń w takich płuczках oparte jest na intensywnym mieszaniu (rozcieraniu i rozmywaniu) surowca w środowisku wodnym. Wyróżnia się: płuczki bębnowe wibracyjne, płuczki bębnowe obrotowe, płuczki mieczowe (korytowe), płuczki ciśnieniowe i wysokociśnieniowe (Naziemiec i in., 2005).



Rys. 1. Przykładowa płuczka wysokociśnieniowa Haver-Hydro-Clean (Łagowski i in., 2013)

Fig. 1. Exemplary high-pressure washer Haver-Hydro-Clean (Łagowski i in., 2013)

Technologia płukania wysokociśnieniowego ma szczególne zastosowanie do oczyszczania piasku, żwiru i materiałów z recyklingu a także kruszyw łamanych o uziarnieniu 0–120 mm. Wydajność urządzenia wynosić może od 50–400 Mg/h, a natężenie przepływu nadawy jest regulowane zależnie od stopnia jej zanieczyszczenia. Zużycie wody szacuje się pomiędzy 0,12–0,2 m<sup>3</sup> na tonę nadawy, a zapotrzebowanie energii 0,3–0,5 kWh/Mg (Łagowski i in., 2013; Zlatev, 2018).

Głównym elementem konstrukcji płuczki jest pionowy cylinder, do którego z boku wprowadzana jest nadawa (1). W środku cylindra (4) znajduje się wirnik (2) z dyszami (3), który wykonując ruch obrotowy rozdziela i rozmywa zanieczyszczony materiał strumieniami wody pod wysokim ciśnieniem (5–20 MPa). Proces kontrolowany jest poprzez sterownik PLC. Regulowana odległość łoża materiału od wirnika z dyszami umożliwia optymalne dostosowanie warunków pracy płuczki do charakterystyki nadawy, regulując równocześnie strumień siły tnącej, która w założeniu ma być większa od sił adhezji zanieczyszczeń przywierających do ziaren surowca.

Efektywność przebiegu procesu wysokociśnieniowego płukania jest determinowana czynnikami związanymi zarówno z charakterystyką surowca, jak i parametrami operacyjnymi urządzenia. Głównym celem artykułu jest ocena wpływu wybranych parametrów nadawy na uzyskaną efektywność operacji płukania wysokociśnieniowego na przykładzie kruszywa dolomitowego i wapienia.

## 1. METODYKA I PLAN BADAŃ

Celem badań była ocena efektywności pracy płuczki wysokociśnieniowej w skali laboratoryjnej. Program badawczy prowadzony był w oparciu o metodykę eksperymentu czynnikowego, a głównym zmiennym parametrem podczas badań było ciśnienie w płuczce. Oprócz tego parametru zmienny był poziom zanieczyszczeń w nadawie, a także poziom trudności w ich usuwaniu. Główną zmienną charakteryzującą nadawę był skład ziarnowy, a dokładniej wielkość ziarna maksymalnego, na podstawie którego określano efektywność. Badania przeprowadzono dla dwóch typów kruszywa (zmienna *Mat*): wapienia i żwiru.

Ogólny model efektywności wyznaczony na podstawie badań można zapisać jako

$$Ef = f(P, z_{f<63}, D_{\max}, Odp, Mat) \quad (1)$$

gdzie:

- Ef* – efektywność wypłukiwania zanieczyszczeń [%]
- P* – ciśnienie robocze w płuczce [bar]
- z<sub>f<63</sub>* – zawartość frakcji ilasto-pylistej poniżej 63 μm w nadawie [g]
- D<sub>max</sub>* – maksymalne ziarno nadawy [mm]
- Odp* – odporność zanieczyszczeń na wypłukiwanie [-]
- Mat* – rodzaj materiału

Natomiast samą efektywność wyflukania  $Ef$  zdefiniowano jako stosunek – masy wyflukanych zanieczyszczeń ilastych do całkowitej masy zanieczyszczeń, w ujęciu procentowym, i w taki sposób wyznaczono empirycznie

$$Ef = \frac{zan_{w\ nadawie} - zan_{w\ produkcie}}{zan_{w\ nadawie}} \cdot 100\% \quad (2)$$

gdzie:

$Ef$  – efektywność wyflukiwania [%]

$zan$  – zanieczyszczenia [g]

Zmiennymi niezależnymi w tak skonstruowanym modelu są następujące wielkości:

- ciśnienie płukania – w trakcie badań przyjmowało wartości 50, 100 i 150 barów,
- ziarno maksymalne ( $D_{max}$ ) nadawy, charakteryzujące ogólną wielkość materiału płukanego w płuczce – w testach przyjęto wartości 32 mm i 40 mm,
- procentowy udział zanieczyszczeń drobnoziarnistych w postaci pyłów o uziarnieniu poniżej 63  $\mu m$ . Minimalna zawartość pyłów w nadawie wynosiła 1,21%, a maksymalna 29,96%,
- odporność zanieczyszczeń na usuwanie w wyniku operacji płukania, która została oznaczona liczbowo w skali od 1 do 3, gdzie 1 oznacza zanieczyszczenia podatne na usuwanie, natomiast wartość 3 oznaczała zanieczyszczenia trudno usuwalne.

Łącznie przeprowadzono 32 testy dla każdego materiału – po 3 testy przy zmiennym ciśnieniu dla każdej próbki. Szczegółowe charakterystyki nadawy przedstawiono w tabelach 1 i 2.

Tab. 1. Zestaw próbek wapienia poddanych badaniom laboratoryjnym  
Tab. 1. Set of limestone samples used in laboratory investigations

Nr próbki	Maksymalne ziarno [mm]	Zawartość zanieczyszczeń w nadawie [%]	Odporność zanieczyszczeń na wymywanie
1	40	7,41	3
2	40	6,69	2
3	40	2,09	1
4	40	20,30	3
5	40	27,10	2
6	40	21,31	1
7	32	9,93	3
8	32	8,61	2
9	32	6,72	1
10	32	29,96	3
11	32	25,90	2
12	32	20,67	1

Tab. 2. Zestaw próbek żwiru do badań laboratoryjnych  
 Tab. 2. Set of gravel samples used in laboratory investigations

Nr próbki	Maksymalne ziarno [mm]	Zawartość zanieczyszczeń w nadawie [%]	Odporność zanieczyszczeń na wymywanie
1	40	4,74	3
2	40	5,48	2
3	40	3,43	1
4	40	17,37	3
5	40	23,94	2
6	40	14,70	1
7	32	1,21	3
8	32	6,03	2
9	32	2,43	1
10	32	16,21	3
11	32	19,03	2
12	32	13,45	1

## 2. WYNIKI BADAŃ I ANALIZA

W oparciu o uzyskane wyniki efektywności płukania, wyznaczono regresyjne modele pracy płuczki dla wapienia i żwiru. Z uwagi na fakt, że dla obu typów analizowanego materiału w modelu wystąpiły zmienne nieistotne, w kolejnej fazie modelowania za pomocą regresji krokowej dokonano przeliczenia modeli z pominięciem zmiennych nieistotnych. Dla wapienia parametrem nieistotnym okazała się zawartość zanieczyszczeń ilasto-pylistych w nadawie, natomiast dla żwiru była to odporność zanieczyszczeń na wyflukiwanie. Wyniki przedstawiono w tabeli 3.

Tab. 3. Zbiorcze zestawienie modeli efektywności płukania dla poszczególnych typów kruszywa  
 Tab. 3. Summary list of washing process effectiveness models for individual types of aggregate

Typ kruszywa <i>Mat</i>	Postać modelu	Współczynnik determinacji modelu
wapień	$Ef = 119,517 + 0,171 \cdot P - 0,961 \cdot D_{\max} - 9,124 \cdot Odp$	$R^2 = 0,727$
żwir	$Ef = 95,986 + 0,204 \cdot P + 0,761 \cdot z_{f<63} - 1,130 \cdot D_{\max}$	$R^2 = 0,844$

Analizując uzyskane wyniki można zauważyć, że model efektywności płukania dla żwiru charakteryzował się wyższą wartością współczynnika determinacji  $R^2$ , a co za tym idzie w większym stopniu opisuje analizowane zjawisko. Jednakże dla wapienia wartość tego współczynnika jest tylko o ok. 0,12 niższa, co oznacza, że przebieg efektywności płukania dla wapienia model opisuje w 72,2%. W celu weryfikacji, czy zmienne niezależne w modelu nie są ze sobą skorelowane zbudowano odpowiednią macierz korelacji. Dla obu typów materiału okazało się, że współczynniki korelacji

pomiędzy poszczególnymi zmiennymi nie są istotnie statystycznie, zatem każda zmienna niezależna potencjalnie wnosi własną charakterystykę związaną ze zmienną zależną *Ef*.

Wyniki modelowania wskazują, że wartość ciśnienia w płuczce jest wprost proporcjonalna do efektywności płukania urządzenia. Wprost proporcjonalna zależność cechuje także zawartość frakcji poniżej 63  $\mu\text{m}$  w nadawie. Z kolei odwrotnie proporcjonalna do efektywności pracy okazała się zmienna opisująca ziarno maksymalne nadawy oraz odporność zanieczyszczeń na wyflukiwanie. Jednostka zmiany ciśnienia roboczego wynosiła 50 barów i była to zarazem największa rozpiętość zmienności wynosząca 100, gdyż zakres zmienności  $D_{\text{max}}$  wynosił 8, odporności 2, a zawartości zanieczyszczeń w nadawie 30. W związku z tym standaryzując wartości współczynników przy odpowiednich zmiennych niezależnych okazuje się, że najistotniejszy wpływ na efektywność płukania ma ciśnienie robocze w płuczce.

### 3. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Celem zaprezentowanych badań była próba określania czynników determinujących przebieg i efektywność procesu wysokociśnieniowego płukania kruszyw mineralnych. Zbudowane w tym celu modele regresyjne efektywności płukania dwóch typów kruszywa wskazują, że w zależności od typu materiału poszczególne zmienne w modelu mają zróżnicowany wpływ na uzyskiwane efekty. Jednak dla każdego rodzaju kruszywa czynnikiem decydującym ze strony procesu jest ciśnienie w płuczce. Z kolei właściwości nadawy jako jej skład granulometryczny, a dokładniej jako ziarno maksymalne, mają odwrotnie proporcjonalny wpływ na efektywność procesu płukania.

Należy zaznaczyć, że przy zwiększonych wartościach ciśnienia w płuczce odporność zanieczyszczeń na wymywanie ma drugorzędne znaczenie. Jednakże wraz ze zwiększaniem wartości ciśnienia wzrastają koszty prowadzenia procesu, dlatego w celu jego optymalizacji należałoby dobrać odpowiedni czas dla tego procesu. Dodatkowymi parametrami, o istotnym znaczeniu na skuteczność wyflukiwania zanieczyszczeń, są zmienne związane z prowadzeniem procesu płukania, czyli czas płukania oraz jego wydajność. Charakterystyki materiału okazały się mieć mniejsze znaczenie, a wśród nich najistotniejszym czynnikiem była wilgotność nadawy a następnie ziarno maksymalne. Ostatnim z istotnych czynników okazała się odporność materiału na wyflukiwanie zanieczyszczeń.

Jak pokazały uzyskane wyniki badań, problem charakterystyki i optymalizacji procesu płukania wysokociśnieniowego jest złożony, a przeprowadzone badania nie wyczerpały do końca zagadnienia. Otwartą kwestią pozostaje przebadanie także innych, dodatkowych czynników w procesie. Wymagałoby to jednak przemodelowania planu badań oraz zebranie dodatkowych informacji i charakterystyk zarówno nadawy jak i samego procesu, co jak pokazuje praktyka, czasami wprowadza większy stopień skomplikowania modelu. Można też rozbudować model poprzez wprowadzenie do



niego innych typów czynników, np. wskaźników ekonomicznych, energetycznych czy środowiskowych. Taki kierunek badań stanowi pewną odrębną całość, i może być przedmiotem analiz w kolejnych pracach.

Artykuł jest wynikiem realizacji projektu w ramach konkursu NCBiR: konkursu nr 1 w ramach Poddziałania 4.1.4 „Projekty aplikacyjne” POIR w 2017 r., pt. *Opracowanie i budowa zestawu prototypowych urządzeń technologicznych do budowy innowacyjnego układu technologicznego do uszlachetniania kruszyw mineralnych wraz z przeprowadzeniem ich testów w warunkach zbliżonych do rzeczywistych*. Projekt współfinansowany przez Unię Europejską ze środków Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego w ramach Działania 4.1 Programu Operacyjnego Inteligentny Rozwój 2014–2020.



Rzeczpospolita  
Polska



Narodowe Centrum  
Badań i Rozwoju

Unia Europejska



## LITERATURA

- GLAPA W., STEFANICKA M., 2017, *Innowacyjne rozwiązania eksploatacji kopalni skalnych*, Przegląd Górniczy, nr 10.
- KOZIOŁ W., CIEPLIŃSKI A., MACHNIAK Ł., BORCZ A., 2015, *Kruszywa Naturalne*, Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne, Lipiec-Sierpień.
- KOZIOŁ W., MACHNIAK Ł., BORCZ A. BAIC I., 2016, *Górnictwo Kruszyw w Polsce – Szanse i Zagrożenia*, Inżynieria Mineralna, nr 2, 175–182.
- ŁAGOWSKI J., LUBIENIECKI T., SARAMAK D., 2013, *Ocena przebiegu procesu płukania kruszyw w zależności od ciśnienia roboczego w płuczce wysokociśnieniowej*, Inżynieria Mineralna, nr 1.
- NAZIEMIEC Z.; GAWENDA T., 2005, *Produkcja kruszyw budowlanych z odpadów przerobczycy przemysłu wapienniczego*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 109, Seria Konferencje, nr 41.
- NAZIEMIEC Z., GAWENDA T., ŁAGOWSKI J., 2010, *Efektywność płukania kruszyw naturalnych w różnych urządzeniach płuczacych*, Surowce i Maszyny Budowlane, Wydawnictwo BMP, nr 4.
- SZRUBA M., 2018, *Kruszywa w budownictwie*, Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne, Maj-Czerwiec.
- ZLATEV M., 2018, *Untersuchung und Bewertung der im Hochdruckreinigungssystem HAVER Hydro-Clean verwendeten Beanspruchungsgrößen*, AT-Mineral Processing, Vol. 03.

## EVALUATION OF HIGH-PRESSURE WASHING PROCESS COURSE FOR AGGREGATES TREATMENT

The article characterizes and evaluates the process of high-pressure aggregate washing in a laboratory drum pressure washer. A series of washing tests were carried out in laboratory conditions, with variable values of selected feed characteristics and operating pressure in the washer. Based on the results obtained, there were determined regression models of washing effectiveness, defined as the degree of removal a clay particles below 0,063 mm. Two types of material were under investigations: gravel and limestone aggregates.



## **ANALIZA WŁAŚCIWOŚCI CIEPLNYCH KRUSZYWA CHALCEDONITOWEGO NA PODSTAWIE BADAŃ WYKORZYSTUJĄCYCH METODY TERMOWIZYJNE**

### **1. WSTĘP**

Przemysł kruszyw mineralnych stanowi w Polsce największą gałąź przemysłu wydobywczego i przetwórczego. Bazuje on głównie na skałach okrucowych (piaski i żwiry), a także na skałach zwięzłych magmowych, metamorficznych i osadowych pochodzenia chemicznego i organicznego (wapienie, dolomity), z których produkowane są kruszywa łamane. Z surowców skalnych oprócz kruszyw uzyskuje się produkty przeznaczone na potrzeby przemysłu cementowego, wapienniczego, hutniczego, chemicznego, cukrowniczego i innych (Naziemiec, 2010).

Wiele cech kruszywa zależy całkowicie od cech macierzystej skały np. skład chemiczny i mineralogiczny, charakterystyka petrograficzna, gęstość, twardość, trwałość fizyczna i chemiczna, zabarwienie itp. Jednak z drugiej strony kruszywo wykazuje cechy, które nie występują w skałe macierzystej, takie jak kształt i wymiar ziaren, tekstura powierzchni i nasiąkliwość, mrozoodporność, odporność na rozdrabnianie (Naziemiec&Gawenda, 2006). Niektóre z tych najistotniejszych cech, jak np. kształt, uziarnienie, gęstość pozorna, tekstura powierzchni, są uzależnione od metod przeróbczych, stosowanych podczas ich produkcji, głównie rozdrabniania, przesiewania i wzbogacania (Gawenda, 2013) mogą wpływać pośrednio lub bezpośrednio na inne cechy, np. właściwości termiczne (Stempowska i in., 2018).

W artykule dokonano oceny możliwości akumulacji cieplnej w zależności od trzech parametrów kruszywa – wielkości, kształtu ziarna i gęstości. Do badań wytypowano kruszywo chalcedonitowe. Chalcedonit jest skałą unikatową, ze względu na niewielkie rozprzestrzenienie, pochodzącą z jedyneego w Europie złoża krzemionki skrytokryształicznej Teofilów (kopalnia w Inowłodzu). Pod względem chemicznym jest praktycznie jednorodną kopaliną, ponieważ zawartość krzemionki w skałe wynosi powyżej 94%. W ilościach akcesorycznych chalcedonit zawiera tlenki żelaza, glinu oraz pierwiastków alkalicznych. Drobne różnice w składach chemicznych mogą wynikać z niejednorodności złoża oraz procesów przeróbczych.

Kruszywo chalcedonitowe znajduje wiele zastosowań. Podejmowano próby wykorzystania do produkcji krzemionkowych materiałów ogniotrwałych, jednakże ze względu na konieczność wzbogacania oraz stosowania mineralizatorów, surowiec

uznawano za nieodpowiedni (Tchórzewska i in., 1991). Kruszywo o bardzo wysokim stopniu rozdrobnienia nadaje się do produkcji past i proszków szorujących; w swym składzie nie zawiera metali ciężkich. Ze względu na wysoką białość chalcedonit jest z powodzeniem stosowany jako wypełniacz do produkcji farb, lakierów, kitów czy szpachlówek, a odpadowe frakcje są wartościowym surowcem do produkcji tworzyw perlitopodobnych, których jednym z zastosowań jest filtracja (Kosk, 2010), w szczególności do uzdatniania wody (Michel, 2011). Chalcedonit jest wydajnym złożem filtracyjnym o niskiej gęstości nasypowej 0,75–0,95 g/cm<sup>3</sup>, zapewniającym szerokie możliwości zastosowania w projektowaniu filtrów oraz wymianach złóż. Grys stosowany jest do usuwania żelaza, manganu i jonu amonowego. Mułek chalcedonitowy był również poddawany badaniom jako nośnik reaktywnej krzemionki w syntezie wollastonitu lub mullitu, które znajdują zastosowanie w wytwarzaniu materiałów termoizolacyjnych i ogniotrwałych ((Puff&Sałaciński, 2001; Sałaciński&Puff, 2007). Kolejnym z kierunków wykorzystania kruszywa chalcedonitowego jest produkcja betonów, jednakże ze względu parametry wytrzymałościowe oraz reagowaniu drobnokrystalicznej krzemionki ze składnikami alkalicznymi cementu może być zastosowany w betonach niższych klas (Nevill, 2000). Kruszywo chalcedonitowe charakteryzuje się dużymi walorami estetycznymi, stąd istnieje potencjalne jego zastosowanie w betonach płukanych, np. w obudowach kominkowych. Ważnym aspektem wymienionych prac badawczych jest to, że prowadzą do opracowania sposobu całkowitego zagospodarowania wydobytej kopaliny, bez gromadzenia frakcji odpadowych na składowiskach.

## 2. ISTOTA PRZEPROWADZONYCH BADAŃ

Badano objętościową i masową pojemność cieplną kruszyw oraz maksymalną zdolność akumulacji ciepła. Aby sterować procesem akumulacji cieplnej niezbędne jest poznanie zjawisk i przemian cieplnych, zachodzących w materiałach (Kalinowski, 1994). Pobrana przez ciało energia, podczas jego ogrzewania lub oddana podczas jego stygnięcia, jest proporcjonalna do iloczynu masy ciała  $m$  oraz różnicy temperatur tego ciała  $\Delta T$  przed i po przemianie cieplnej. Zasadę zdolności przemiany cieplnej  $\Delta Q$  można zapisać w postaci

$$\Delta Q = c_v \cdot m \cdot \Delta T \quad [\text{J}] \quad (1)$$

Wielkość  $c_v$ , która przypada na jednostkę masy danej substancji jest nazywana ciepłem właściwym (wyrażanym w J/kg K). Jest to ilość energii potrzebna do podniesienia temperatury o 1°K masy materiału. Wielkość ta nie jest stałą wartością i zależy przede wszystkim od temperatury. Ciepło właściwe jest wielkością addytywną, tzn. każdy występujący w danym układzie stopień swobody wnosi swój wkład do całkowitego ciepła układu (Kalinowski, 1994; Szargut, 2000).

Kolejną wielkością, charakteryzującą materiały pod względem ich właściwości cieplnych, jest objętościowa pojemność cieplna  $b$ . Jej wartość, oblicza się jako iloczyn ciepła właściwego  $c_v$ , oraz gęstości materiału  $\rho$ , z którego wykonane jest ciało

$$b = c_v \cdot \rho \quad [\text{J/m}^3\text{K}] \quad (2)$$

Objętościowa pojemność cieplna  $b$  jest ilością energii, jaką przyjmie podczas ogrzewania lub odda podczas studzenia 1 m<sup>3</sup> danego materiału, zmieniając swą temperaturę o jeden stopień. Innymi słowy, jest to energia podnosząca (lub zmniejszająca) temperaturę danego materiału o jednostkowej objętości o jednostkę temperatury (Grimvali, 1986). Największą pojemnością cieplną charakteryzują się materiały o największej gęstości właściwej. Objętościowa pojemność cieplna metali o gęstości 7000–9000 kg/m<sup>3</sup> wynosi 1,5–3,5 MJ/(m<sup>3</sup> K). Skały wylewne, wykorzystywane jako kruszywa, mają mniejszą objętościową pojemność cieplną niż metale (granit – około 1,8 MJ/(m<sup>3</sup> K)). Jeszcze mniejszą objętościową pojemnością cieplną charakteryzują się cegła i piasek (Schön, 2015) – ok. 1,2 MJ/(m<sup>3</sup> K). Objętościowa pojemność cieplna nie jest wystarczająca, aby opisać zdolność do akumulacji cieplnej. Dodatkowym parametrem charakteryzującym efektywność zjawiska akumulacji materiału jest maksymalna energia  $b_{\max}$ , jaką można zgromadzić w jednostce objętości danego materiału, opisywana wzorem

$$b_{\max} = b \cdot \Delta T \quad [\text{J/m}^3] \quad (3)$$

Kolejnym parametrem, określającym właściwości cieplne materiałów, jest czas oddawania (emisji) zgromadzonej energii. W układzie termodynamicznym, np. w izolowanym pomieszczeniu, w którym umieści się ciało o temperaturze wyższej niż temperatura pomieszczenia, entropia będzie dążyć do osiągnięcia maksymalnej wartości, tj. stanu równowagi całego układu, czyli wyrównania temperatury w całym jego obszarze. Proces taki zawsze zachodzi spontanicznie i samorzutnie. Zjawisko przekazywania ciepła z ciała do układu nazywa się emisją energii cieplnej. Miarą emisji energii cieplnej jest moc cieplna  $P$ , którą określa zależność

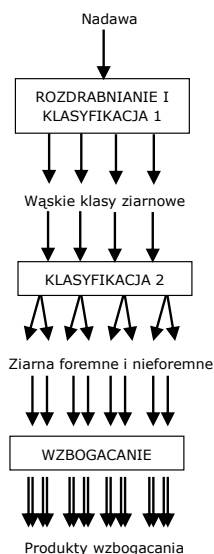
$$P = \Delta Q / t \quad [\text{J/s}] \quad (4)$$

Materiały akumulujące ciepło używane w praktycznych zastosowaniach powinny charakteryzować się względnie dużą mocą cieplną (Zergadło&Halicka, 2011).

### 3. METODYKA BADAŃ

Wytwarzanie kruszyw łamanych polegało na mechanicznej przeróbce chalcedonitu opartej na opatentowanych technologiach do produkcji kruszyw foremnych, o pożądanych wąskich frakcjach uziarnienia o zawartości ziaren foremnych sięgających 100% oraz ich wzbogacania (Gawenda i in., 2019; Gawenda, 2019). Uproszczony schemat układu technologicznego do produkcji i uszlachetniania kruszyw mineralnych przedstawiono na rysunku 1. Układ polega na rozdrabnianiu surowca w kruszar-

ce, a następnie rozklasyfikowaniu kruszyw na wąskie klasy ziarnowe w przesiewaczu. Każda wąska klasa ziarnowa podlega osobno procesowi separacji w przesiewaczu na sitach szczelinowych (o oczkach prostokątnych podłużnych), tak aby uzyskać oddzielnie ziarna foremne i nieforemne. W ten sposób wąskie klasy ziarnowe osobno o ziarnach foremnych lub nieforemnych są wzbogacane w osadzarkach, w której zostają odseparowane ziarna lżejsze od cięższych. Ideą układu jest wyeliminowanie ziaren równoopadających przed procesem separacji grawitacyjnej, które miałyby negatywny wpływ na ostrość rozdziału w osadzarkach. Osadzarka pierścieniowa wykorzystana do badań umożliwiła rozdzielanie frakcji na cztery warstwy. Do dalszych testów oceny właściwości cieplnych wykorzystano wybrane frakcje najbardziej różniące się gęstościami, a więc kruszywa z dolnej (I) i górnej (IV) warstwy osadzarki. Szerszy zakres badań, wykorzystujący taki układ technologicznego, został opisany w publikacjach (Gawenda i in., 2019, 2020).

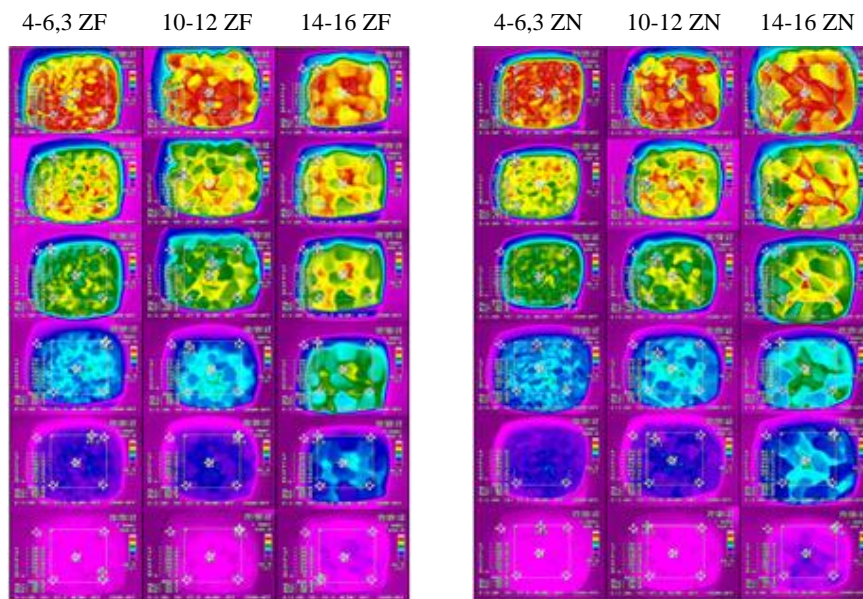


Rys. 1. Ideowy schemat układu technologicznego wg wynalazków (Gawenda i in., 2019; Gawenda, 2019)  
 Fig. 1. A scheme of technological circuit according to patents (Gawenda i in., 2019; Gawenda, 2019)

Metodyka przeprowadzonych testów została wykonana zgodnie ze schematem pokazanym na rysunku 1, w którym wyprodukowano kruszywo z chalcedonitu o ziarnach foremnych (ZF) i ziarnach nieforemnych (ZN) i następującym uziarnieniu: 4-6,3 mm; 6,3-8 mm; 8-10 mm; 10-12 mm; 12-14 mm; 14-16 mm. Ocena kształtu ziaren była prowadzona w oparciu o normę PN-EN 933-3:2012.

Próbki o masie 250 g były ogrzewane objętościowo w urządzeniu susząco-grzewczym do osiągnięcia temperatury ok. 130 °C, po czym zostały ułożone na izolowanym blacie ceramicznym. Temperaturę na powierzchni kolejnych próbek badano przy użyciu kamery termowizyjnej typu NEC Thermo Gear G100. Na początku pomiaru temperatura pomiędzy kolejnymi pomiarami była mierzona co około 30 sekund, potem co

minutę, a później w dłuższych odstępach czasu. Całość pomiaru trwała około 50 minut. W kamerze termowizyjnej można ustawić program dla odczytywania wartości temperatury na powierzchni próbek w różnych jej miejscach. Do obliczenia pojemności cieplnej wykorzystano wartość średnią *ave*, czyli temperaturę uśrednioną zbieraną z całej powierzchni próbki. Rysunek 2 przedstawia przykładową serię badań.



Rys. 2. Seria zdjęć termowizyjnych dla wybranych kruszyw foremnych i nieforemnych  
Fig. 2. Series of infrared images for selected regular and irregular aggregates

#### 4. ANALIZA WYNIKÓW

Parametrem decydującym o tym, czy oddający ciepło materiał w sposób długotrwały będzie oddziaływał na temperaturę pomieszczenia jest czas oddawania (emisji) zgromadzonej energii. W tabeli 1 przedstawiono temperatury kruszyw zarejestrowane podczas ich swobodnego stygnięcia. W zakresie szczegółowym zjawisko emisji ciepła związane jest między innymi ze wzbudzeniem drgań sieci krystalicznej, które występuje we wszystkich materiałach.

Temperatura początkowa oscylowała w okolicach 130 °C, ale w zakresie temperatur 90÷40 °C zaobserwowano największe różnice podczas stygnięcia próbek. Generalnie ziarna o większych rozmiarach lepiej akumulują ciepło, pomimo iż masa próbek pozostawała stała. Monitorowano temperaturę kruszywa celem określenia maksymalnej realnej temperatury możliwej do osiągnięcia w układzie.

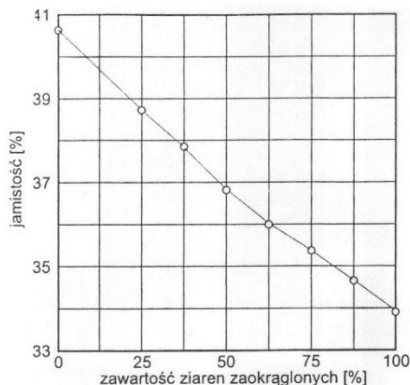
Tab. 1. Wyniki pomiaru temperatur powierzchni materiałów podczas oddawania ciepła  
 Tab. 1. The results of measuring the surface temperatures of materials during heat dissipation

Czas [s]	Chalcedonit ziarna foremne					
	4-6,3 ZF	6,3-8 ZF	8-10 ZF	10-12 ZF	12-14 ZF	14-16 ZF
	Temperatura [°C]					
0	129,8	130,2	129,9	129,9	129,6	129,9
5	128,9	128,3	129,7	128,5	128,6	128,2
35	119,2	122,2	120,9	122,1	123,9	125,8
65	113,0	117,0	116,5	118,6	119,0	119,6
105	107,8	111,0	111,6	113,5	115,2	115,9
135	103,6	106,7	107,7	109,0	111,7	112,4
180	99,8	100,4	102,4	105,2	107,5	108,9
300	87,7	90,7	92,6	95,1	97,7	98,4
480	79,3	81,3	83,8	87,1	89,9	90,6
720	69,3	72,4	75,6	79,8	84,3	87,1
840	65,2	68,0	71,4	76,2	78,2	82,1
1440	52,4	51,8	52,2	59,3	66,0	67,3
1740	46,3	45,2	47,4	49,5	53,8	55,5
2340	38,8	41,7	43,7	44,7	45,5	44,1
2940	35,2	36,0	35,4	36,7	37,7	38,4
Czas [s]	Chalcedonit ziarna nieforemne					
	4-6,3 ZN	6,3-8 ZN	8-10 ZN	10-12 ZN	12-14 ZN	14-16 ZN
	Temperatura [°C]					
0	130,1	129,9	130,2	130,1	129,8	129,9
5	129,3	129,4	129,4	128,4	128,6	127,4
35	118,8	120	118,3	121,1	121,6	123,3
65	111,8	110,8	111,5	115,2	116,3	117,2
105	105,7	105,9	106,8	111,3	112,5	112,6
135	101,9	103,4	105,0	106,5	108,2	109,5
180	96,4	99,7	101,2	103,7	104,8	106,3
300	86,0	86,5	90,3	92,6	93,7	95,2
480	75,8	77,4	82,0	84,6	85,7	88,1
720	67,5	68,6	72,6	74,1	77,3	80,1
840	63,5	64,9	69,4	71,1	73,0	75,2
1440	50,5	48,7	50,7	58,3	63,1	66,0
1740	45,6	44,2	45,8	49,3	51,3	56,3
2340	38,4	43,4	43,7	46,8	47,3	50,1
2940	35,7	34,9	37,7	38,4	40,0	41,5

Z obserwacji i pomiarów wynika, że specjalne ułożenie ziaren kruszywa powoduje zaburzony pionowy ruch gorącego powietrza i pozwala uzyskać wyższe temperatury materiału akumulacyjnego. Ziarna nieforemne dłużej utrzymują ciepło. Wynika to z ich przestrzennego ułożenia się pomiędzy sobą, w wyniku czego powstają pustki (soczewki) powietrzne pomiędzy ziarnami, tworzące barierę dla przepływu ciepła.



Zależność procentowej objętości pustek międzyziarnowych (jamistości) od kształtu ziaren przedstawia wykres Shergolda na rysunku 3. Wobec tego jednym z podstawowych czynników, mających wpływ na temperaturę materiału, jest sposób ułożenia ziaren oraz obecność pustek powietrznych.



Rys. 3. Wpływ kształtu ziaren na udział pustek międzyziarnowych – jamistość (Neville, 2000)  
Fig. 3. Influence of grain shape on the share of intergranular voids – cavity (Neville, 2000)

Wartości ciepła właściwego  $c_v$ , masy badanych  $m$  próbek oraz  $\Delta T$  (różnica temperatur danego ciała przed i po przemianie cieplnej, czyli stygnięcia) posłużyły do obliczenia ilości ciepła  $\Delta Q$  – dla czasu ekspozycji 2940 s. Przyjęto, że ciepło właściwe  $c_v$  w stanie suchym wg PN-EN ISO 12524:2003 wynosi 1000 J/(kg K). W tabeli 2 zestawiono wyznaczone parametry dla poszczególnych próbek, a w tabeli 3 obliczenia wybranych parametrów cieplnych.

Tab. 2. Zestawienie parametrów dla poszczególnych próbek kruszyw  
Tab. 2. List of parameters for individual aggregate samples

Nazwa próbki	Masa [kg]	Gęstość [kg/m <sup>3</sup> ]	$\Delta T$ [°C]
Chalcedonit ziarna foremne			
4-6,3 ZF	0,25	2160	94,6
6,3-8 ZF		2260	94,2
8-10 ZF		2210	94,5
10-12 ZF		2270	93,2
12-14 ZF		2240	91,9
14-16 ZF		2220	91,5
Chalcedonit ziarna nieforemne			
4-6,3 ZN	0,25	2240	94,4
6,3-8 ZN		2190	95,0
8-10 ZN		2180	92,5
10-12 ZN		2260	91,7
12-14 ZN		2180	89,8
14-16 ZN		2270	87,7

Z przeprowadzonych pomiarów wynika, że kruszywa w najdrobniejszych frakcjach posiadają wyższą wyemitowaną moc cieplną  $P$  niż kruszywa najgrubsze, np. o około 5% w przypadku kruszyw foremnych i nieforemnych w klasach 4-6,3 mm i 14-16 mm. Również dla tych klas najdrobniejszych zaobserwowano wyższą maksymalną wyemitowaną energię  $b_{max}$ , niż dla klas najgrubszych.

Tab. 3. Obliczenia wybranych parametrów cieplnych

Tab. 3. Calculations of selected thermal parameters

Nazwa próbki	$\Delta Q$ [J]	$P$ [W]	$b$ [J/(m <sup>3</sup> K)]	$b_{max}$ [MJ/m <sup>3</sup> ]
Chalcedonit ziarna foremne				
4-6,3 ZF	23650	8,04	$2,16 \cdot 10^6$	204,34
6,3-8 ZF	23475	8,01	$2,26 \cdot 10^6$	212,89
8-10 ZF	23625	8,04	$2,21 \cdot 10^6$	208,85
10-12 ZF	23300	7,93	$2,27 \cdot 10^6$	211,56
12-14 ZF	22975	7,81	$2,24 \cdot 10^6$	205,86
14-16 ZF	22875	7,78	$2,22 \cdot 10^6$	203,13
Chalcedonit ziarna nieforemne				
4-6,3 ZN	23600	8,03	$2,24 \cdot 10^6$	211,46
6,3-8 ZN	23750	8,08	$2,19 \cdot 10^6$	208,05
8-10 ZN	23125	7,87	$2,18 \cdot 10^6$	201,65
10-12 ZN	22925	7,80	$2,26 \cdot 10^6$	207,24
12-14 ZN	22450	7,64	$2,18 \cdot 10^6$	195,76
14-16 ZN	21925	7,46	$2,27 \cdot 10^6$	199,08

Z punktu widzenia termodynamicznego dwutlenek krzemu ma najniższe wartości współczynnika przewodności cieplnej. SiO<sub>2</sub> źle akumuluje ciepło, ale jego zaletą jest fakt iż bardzo szybko się nagrzewa (np. kwarcowe promienniki podczerwieni) i może być zatem użyty zarówno jako materiał ochronny, jak i propagator energii cieplnej do surowca akumulującego. Wobec tego w badaniach określono czas w jakim próbki kruszyw osiągną założoną temperaturę 40 °C. Zestawione wyniki w tabeli 4 wskazują, że kruszywa drobniejsze szybciej osiągają założoną temperaturę podczas studzenia niż kruszywa grubsze. Przykładowo frakcja kruszyw foremnych i nieforemnych 4-6,3 mm osiąga tę wartość po około 37 minutach, a frakcja 14-16 mm po około 48 minutach.

Tab. 4. Zestawienie czasu osiągnięcia założonej temperatury 40 °C

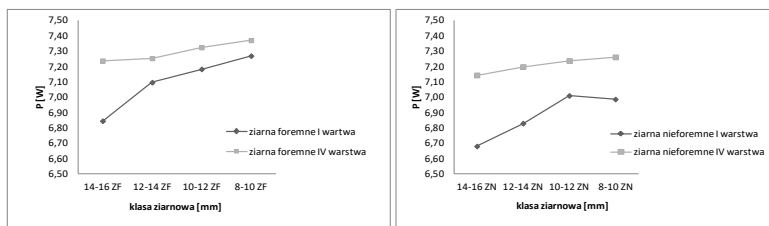
Tab. 4. List of time to reach assumed temperature 40 °C

Czas osiągnięcia temperatury 40 °C [s]	Chalcedonit ziarna foremne					
	4-6,3 ZF	6,3-8 ZF	8-10 ZF	10-12 ZF	12-14 ZF	14-16 ZF
	2244	2522	2607	2710	2763	2771
	Chalcedonit ziarna nieforemne					
	4-6,3 ZN	6,3-8 ZN	8-10 ZN	10-12 ZN	12-14 ZN	14-16 ZN
	2207	2580	2710	2826	2940	3045

Zaobserwowano także wyraźną różnicę czasu osiągnięcia temperatury 40 °C przy studzeniu pomiędzy kruszywami o ziarnach foremnych i nieforemnych w grubszych klasach. Przykładowo frakcja ZF 14-16 mm studziła się do założonej temperatury w czasie 46 minut, a frakcja ZN 14-16 mm osiągnęła tę temperaturę w czasie około 51 minut.

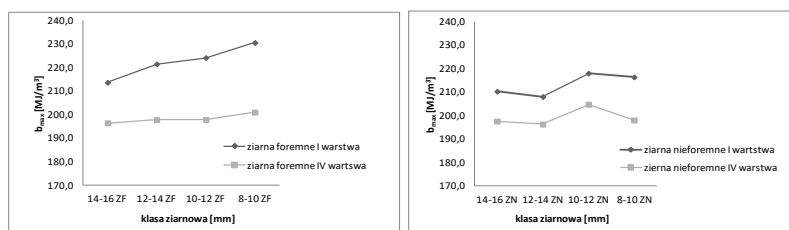
Zgodnie z dalszymi założeniami metodyki badań, w procesie wzbogacania kruszyw w wąskich klasach ziarnowych o różnych kształtach wydzielono w osadzarce pulsacyjnej kruszywa opadające najszybciej, czyli znajdujące się na dole (w I warstwie) i kruszywa opadające najwolniej, znajdujące się na górze łoża osadzarki (w IV warstwie). Do badań termicznych wytypowano skrajne warstwy z osadzarki (I i IV) kruszyw w grubszych klasach ziarnowych ze względu na duże różnice osiągnięcia temperatury studzenia i akumulacji ciepłej.

Temperatura początkowa oscylowała w okolicach 130 °C, po ustalonym czasie ekspozycji 3185 sekund. Kruszywa z I warstwy osadzarki charakteryzują się wyższymi temperaturami, co wynika z ich właściwości materiałowych, tj. większej gęstości i bardziej zwartej struktury. Kruszywa pomiędzy ziarnami oraz wewnątrz mają dużą ilość powietrza, przez co powinny mieć bardzo dobrą izolację termiczną. Jednak z drugiej strony powietrze ma niewielką objętościową pojemność cieplną, co powoduje obniżenie akumulacyjności cieplnej – tym wyraźniejsze im niższa jego gęstość. Analiza spadku temperatur potwierdza tę prawidłowość.



Rys. 4. Zmiany wyemitowanej mocy cieplnej kruszyw o różnych klasach ziarnowych z I i IV warstwy osadzarki

Fig. 4. Changes in the emitted thermal power of aggregates of various grain grades from 1st and 4th layer of jig



Rys. 5. Maksymalna energia wyemitowana przez kruszywo chalcedonitowe o różnych klasach ziarnowych z I i IV warstwy osadzarki

Fig. 5. Maximum energy emitted by chalcedonite aggregate of various grain sizes from 1st and 4th layer of jig

Wykresy zamieszczone na rysunkach 4 i 5 przedstawiają wyniki pomiarów wyemitowanej mocy cieplnej  $P$  kruszyw i maksymalnej wyemitowanej energii  $b_{max}$ . Kruszywa z dolnej warstwy osadzarki charakteryzują się wyższą gęstością niż z warstwy górnej. Kruszywa z I warstwy osadzarki mają średnią gęstość  $2,46 \text{ g/cm}^3$  dla ziaren foremnych oraz  $2,43 \text{ g/cm}^3$  dla nieforemnych, podczas gdy z IV warstwy gęstości te wynoszą odpowiednio  $2,13 \text{ g/cm}^3$  dla ZF i  $2,17 \text{ g/cm}^3$  dla ZN. Maksymalna energia cieplna zależy wprost proporcjonalnie od gęstości materiału, stąd też zarówno kruszywa foremne i nieforemne z I warstwy osadzarki pozostają dłużej ciepłe – mniejsza wyemitowana moc cieplna (tab. 5) oraz emitują więcej energii w określonym czasie ekspozycji. Moc cieplna jest zależna od masy próbek, która była jednako- wa, ciepła właściwego oraz różnicy temperatur przemiany cieplnej zachodzącej w czasie ekspozycji (53 minuty). I tak średnia wyemitowana moc cieplna dla kruszyw foremnych wynosi  $7,08 \text{ W}$  dla I warstwy i  $7,23 \text{ W}$  dla IV warstwy. W przypadku ziaren nieforemnych moce te wynoszą  $6,88 \text{ W}$  dla warstwy I oraz  $7,21 \text{ W}$  dla IV. Maksymalna energia  $b_{max}$ , jaką jest w stanie zgromadzić i wyemitować materiał wynosi odpowiednio  $222,5 \text{ MJ/m}^3$  ZF z I warstwy i  $198,2 \text{ MJ/m}^3$  ZF z IV warstwy oraz odpowiednio  $213,1 \text{ MJ/m}^3$  ZN z I warstwy i  $199,1 \text{ MJ/m}^3$  ZN z IV warstwy.

Tab. 5. Zestawienie czasu osiągnięcia założonej temperatury  $40 \text{ }^\circ\text{C}$   
 Tab. 5. List of time to reach assumed temperature  $40 \text{ }^\circ\text{C}$

Czas osiągnięcia temperatury $40 \text{ }^\circ\text{C}$ [s]	Chalcedonit I warstwa osadzarki							
	Ziarna foremne				Ziarna nieforemne			
	8-10	10-12	12-14	14-16	8-10	10-12	12-14	14-16
	2854	2934	3147	3785	3349	3372	3785	4230
	Chalcedonit IV warstwa osadzarki							
	Ziarna foremne				Ziarna nieforemne			
8-10	10-12	12-14	14-16	8-10	10-12	12-14	14-16	
2640	2721	2914	3015	2822	2920	3047	3102	

Czasy osiągnięcia temperatury  $40 \text{ }^\circ\text{C}$  podczas studzenia badanych kruszyw przedstawiono w tabeli 5. Na uwagę zasługuje fakt, że kruszywa wzbogacane, czyli z I warstwy o większej gęstości lepiej akumulują ciepło, a czas osiągnięcia założonej temperatury wynosi około 70 minut w przypadku kruszyw o ziarnach nieforemnych i około 63 minuty w przypadku kruszyw foremnych.

## 5. WNIOSKI

Przeprowadzone badania obejmowały wykorzystanie metod termowizyjnych do obliczenia wartości parametrów związanych z przemianami cieplnymi zachodzącymi w trakcie stygnięcia kruszyw, których produkcja podlegała mechanicznym procesom

przeróbczym według opatentowanych wynalazków (Gawenda i in., 2019; Gawenda, 2019). Na początku badaniom podlegały kruszywa rozdzielone na wąskie klasy ziarnowe (wpływ wielkości ziarna), potem te klasy rozdzielono na ziarna foremne i nieforemne (wpływ kształtu ziarna), a na koniec uszlachetniono te kruszywa w osadzarce (wpływ gęstości ziarna). Na podstawie przeprowadzonych badań i analiz sformułowano następujące wnioski:

1. Kruszywa drobniejsze szybciej osiągają założoną temperaturę podczas studzenia niż grubsze. Przykładowo frakcja kruszyw foremnych i nieforemnych 4-6,3 osiąga tę wartość po około 37 minutach, a frakcja 14-16 mm po około 48 minutach.
2. Typowe ułożenie ziaren nieforemnych (maksymalną wielkością projekcyjną) powoduje zaburzony pionowy ruch gorącego powietrza i pozwala uzyskać wyższe temperatury kruszywa. Ziarna nieforemne dłużej utrzymują ciepło, wynika to z ich przestrzennego ułożenia się pomiędzy sobą, a powstające pustki (soczewki) powietrzne pomiędzy ziarnami tworzą barierę dla przepływu ciepła.
3. Zaobserwowano wyraźną różnicę czasu osiągnięcia temperatury 40 °C przy studzeniu pomiędzy kruszywami o ziarnach foremnych i nieforemnych, zwłaszcza w grubszych klasach ziarnowych. Przykładowo frakcja 14-16 ZF studziła się do założonej temperatury w czasie 46 minut, a frakcja 14-16 ZN osiągnęła tę temperaturę w czasie około 51 minut.
4. Kruszywa wzbogacane, czyli z I warstwy o większej gęstości lepiej akumulują ciepło i czas osiągnięcia założonej temperatury wynosi około 70 minut w przypadku kruszyw o ziarnach nieforemnych i około 63 minut w przypadku kruszyw foremnych.

Artykuł jest wynikiem realizacji projektu w ramach konkursu NCBiR: konkursu nr 1 w ramach Poddziałania 4.1.4 „Projekty aplikacyjne” POIR w 2017 r., pt. *Opracowanie i budowa zestawu prototypowych urządzeń technologicznych do budowy innowacyjnego układu technologicznego do uszlachetniania kruszyw mineralnych wraz z przeprowadzeniem ich testów w warunkach zbliżonych do rzeczywistych*. Projekt współfinansowany przez Unię Europejską ze środków Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego w ramach Działania 4.1 Programu Operacyjnego Inteligentny Rozwój 2014-2020.



Rzeczpospolita  
Polska



Narodowe Centrum  
Badań i Rozwoju

Unia Europejska



## LITERATURA

- GAWENDA T., 2013, *Wpływ rozdrabniania surowców skalnych w różnych kruszarkach i stadiach kruszenia na jakość kruszyw mineralnych*, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, t. 29, z. 1, 53–65.
- GAWENDA T., SARAMAK D., NAD A., SUROWIAK A., KRAWCZYKOWSKA A., FOSZCZ D., 2019, *Badania procesu uszlachetniania kruszyw w innowacyjnym układzie technologicznym*, *Kruszywa Mineralne* 3, 39–49.
- GAWENDA T., SARAMAK D., NAZIEMIEC Z., 2019, *Układ urządzeń do produkcji kruszyw oraz sposób produkcji kruszyw*, nr zgłoszenia P.419430, nr patentu PL-233318 B1, uzyskany dla AGH w Krakowie.
- GAWENDA T., 2019: *Układ urządzeń do produkcji kruszyw foremnych*, nr zgłoszenia P.408045, patentu nr PL-233689, AGH Kraków.
- GAWENDA T., KRAWCZYKOWSKI D., KRAWCZYKOWSKA A., SARAMAK D., NAD A., 2020, *Application of Dynamic Analysis Methods into Assessment of Geometric Properties of Chalcedonite Aggregates Obtained by Means of Gravitational Upgrading Operations*. *Minerals* 2020, 10, 180.
- GRIMVALI G., 1986, *Thermophysical Properties of Materials*, North-Holland, Amsterdam.
- KALINOWSKI E., 1994, *Termodynamika*, Wyd. PWr.
- KOSK L., 2010, *Kompleksowe zagospodarowanie odpadowych surowców chalcedonitowych z osadników kopalni Inowłódz w ochronie środowiska w przemyśle materiałów budowlanych*, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, vol. 26/1, 5–22.
- MICHEL M., 2011, *Charakterystyka chalcedonitu ze złoża Teofilów pod kątem możliwości wykorzystania w technologii uzdatniania wody i oczyszczania ścieków*, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi* t. 27, z. 1, 49–67.
- NAZIEMIEC Z., 2019, *Przeróbka i badania kruszyw mineralnych*, Monografia nr 356, Wyd. AGH, Kraków, 299.
- NAZIEMIEC Z., GAWENDA T., 2006, *Ocena efektów rozdrabniania surowców mineralnych w różnych urządzeniach kruszących*, *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa* nr 115, seria 46, Oficyna Wyd. PWr Wrocław, 83–94.
- NEVILLE A.M., 2000, *Właściwości betonu*, Wyd. Polski Cement, Kraków.
- PN-EN ISO 12524:2003 *Materiały i wyroby budowlane. Właściwości cieplno-wilgotnościowe. Tabela-ryczne wartości obliczeniowe*.
- PN-EN 933-3:2012 *Badania geometrycznych właściwości kruszyw - część 3: Oznaczanie kształtu ziaren za pomocą wskaźnika płaskości*.
- PUFF Z., STARACHOWSKI T., 2001: *Próby trzymania tworzyw ceramicznych zawierających syntetyczny wollastonit uzyskany z odpadowych surowców pochodzenia naturalnego*, *Szkło i Ceramika*, vol. 52/6, 34–37.
- SZAŁACIŃSKI R., PUFF Z., 2007, *Wykorzystanie kopalni towarzyszących i mineralnych surowców odpadowych w technologii ceramicznej*, *Szkło i Ceramika*, vol. 58/6, 32–37.
- SCHÖN J., 2015, *Physical Properties of Rock*. *Developments in Petroleum Science* 65, 369–414.
- STEMPKOWSKA A., IZAK P., MASTALSKA-POPLAWSKA J., STASZEWSKA M., 2018, *The analysis of thermal properties of selected rock materials by thermovision methods*, *Journal of the Polish Mineral Engineering Society*, 2/20, 337–344.
- SZARGUT J., 2000, *Termodynamika techniczna*, Wydawnictwo PŚI.
- TCHÓRZEWSKA D., KOSK I., PABIS J., 1991 *Analiza własności surowcowej chalcedonitu w oparciu o jego skład petrograficzny i chemizm celem wykorzystania w różnych technologiach produkcji*, *Sprawozdanie z pracy naukowo-badawczej* nr 4.2-07/5701 IMMB, Kraków.

- WYSZOMIRSKI P., SZYDŁAK T., PICHNIARCZYK P., 2016, *Charakterystyka surowcowa wybranych kruszyw mineralnych NE Polski w aspekcie trwałości betonów*, Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN, vol. 96, 363–378.
- ZERGADŁO B., HALICKA A., 2011, *Analiza właściwości cieplnych betonu z kruszywem z odpadów ceramiki sanitarnej*, Budownictwo i Architektura, vol. 9, 39–49.

ANALYSIS OF THE THERMAL PROPERTIES OF  
CHALCEDONITE AGGREGATE BASED ON TESTS USING THERMOVISION METHODS

Accumulation of heat means the ability of a material to accumulate and store within it a specific portion of heat energy, which then can be emitted for a certain period of time. The key parameter whether the heat-returning material have a long-lasting effect on the room temperature is a time of emission of this accumulated energy. The study examines the results of investigations on cooling of chalcedonite aggregate from the Teofilów deposit and extracted by the CRUSIL Company. Based on the tests results, the aggregate's ability for heat accumulation, was assessed, and significant relationships among grain size fractions and as regular and irregular grain were demonstrated.





Paweł STRZAŁKOWSKI

*Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji*

## **ANALIZA PROCESU ŚCIERANIA KRUSZYW MINERALNYCH PRZY UŻYCIU APARATU MIKRO-DEVAL**

### 1. WSTĘP

Podstawowymi parametrami, wpływającymi na przydatność materiału skalnego do budowy obiektów budowlanych, są właściwości fizyczne, geometryczne i mechaniczne, a na jakość wytwarzanych z tego materiału kruszyw mineralnych wpływa rodzaj, skład i struktura skały, a także technologia ich produkcji (Rembiś, 2017; Yilmaz i in., 2011; Yavuz i in., 2008; Lane i in., 2011; Wu i in., 2018). Jedną z bardziej znanych metod dostarczających informacji o trwałości kruszyw jest test ścierania, wykonywany aparaturą mikro-Deval. Badanie odporności na ścieranie kruszyw stosowanych do nawierzchni jest skomplikowanym zadaniem przy uwzględnieniu czynników mechanicznych lub środowiskowych, jak obciążenia komunikacyjne i zmiany klimatu w okresie użytkowania (Gökalp i in., 2016).

W pracy podjęto próbę analizy procesu ścierania kruszywa granitowego i bazaltowego przy zmiennych obciążeniach i warunkach środowiskowych. Celem tej analizy jest dostarczenie dodatkowych (poza normowymi) informacji, wzbogacających dotychczasową ocenę trwałości kruszyw. W ramach przeprowadzonych badań określono krzywe procesu ścierania kruszyw oraz zmienność współczynnika mikro-Deval dla różnej ilości ładunku ściernego.

### 2. METODOLOGIA BADANIA

Przez odporność na ścieranie należy rozumieć mechaniczną odporność kruszywa na niszczenie jej wierzchniej warstwy, która w efekcie wpływa na jego trwałość. Badanie wykonano zgodnie z obowiązującą normą PN-EN 1097-1:2011 *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw – Część 1: Oznaczanie odporności na ścieranie (mikro-Deval)*. Oznaczanie to polega na określeniu procentowego ubytku początkowej masy próbki podczas jej ścierania do wymiarów mniejszych niż 1,6 mm. Metoda ta ma na celu pomiar zużycia kruszywa wywołanego tarciem między kruszywem i materiałem ściernym w obracającym się bębnie w zmiennych warunkach.

Badania przeprowadzono dla kruszyw granitowych i bazaltowych o frakcji uziarnienia 11,2-16 mm w warunkach mokrych i suchych dla 2 prób tych kruszyw. Każdą

próbę o masie  $500 \pm 2\text{g}$  umieszczano w bębnie. W badaniu odporności na ścieranie w warunkach mokrych dodawano do bębna wodę w ilości  $2,5 \pm 0,05 \text{ dm}^3$ .

Dla określenia współczynnika mikro-Deval do bębna z kruszywem dodawano stałowe kule (materiał ścierny) w ilości  $5400 \pm 5\text{g}$ . Bębny obracano z prędkością  $100 \pm 5$  obr./min do osiągnięcia  $12\,000 \pm 10$  obrotów. Po zakończeniu tej czynności ziarna kruszywa oddzielano od materiału ściernego, płukano i przesiewano na sicie 1,6 mm. Pozostające na sicie kruszywo suszono do masy stałej i obliczano współczynnik mikro-Deval  $M_{DE}$  dla warunków mokrych oraz  $M_{DS}$  dla warunków suchych:

$$M_{DE/DS} = \frac{500 - m}{5}$$

gdzie:

- $M_{DE}$  – współczynnik mikro-Deval w stanie mokrym,
- $M_{DS}$  – współczynnik mikro-Deval w stanie suchym,
- $m$  – masa frakcji kruszywa pozostająca na sicie 1,6 mm [g].

Dodatkowo wykonywano pomiary ubytku masy oraz współczynnika mikro-Deval co  $2000 \pm 10$  obrotów bębna aż do osiągnięcia  $24\,000 \pm 10$  obrotów, a także co  $6000 \pm 10$  obrotów do  $24\,000 \pm 10$  obrotów bez stosowania materiału ściernego oraz z materiałem ściernym w ilości  $1350 \pm 5\text{g}$ ,  $2700 \pm 5\text{g}$  i  $4050 \pm 5\text{g}$ .

### 3. WYNIKI BADAŃ I DYSKUSJA

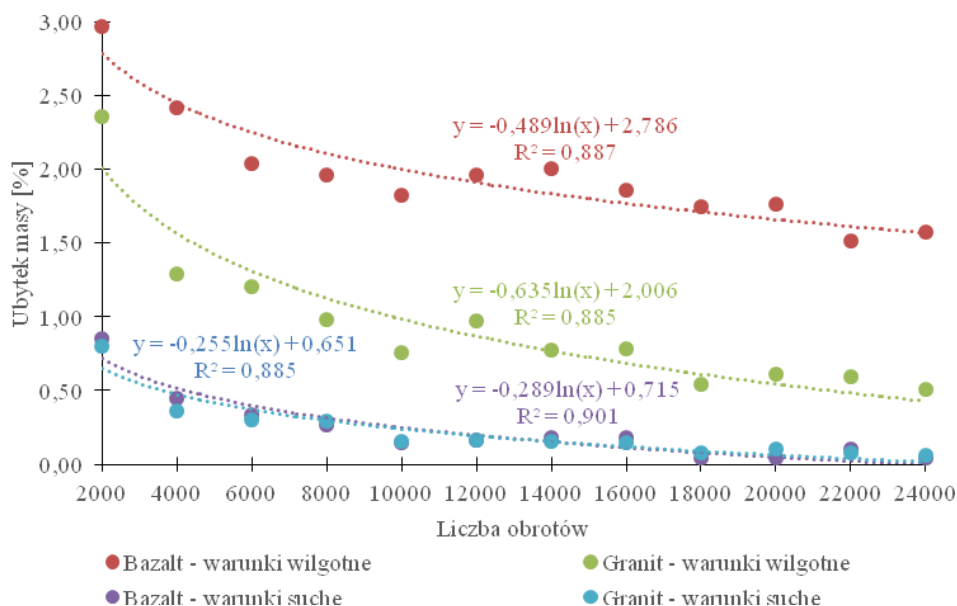
Wykonane badania co  $2000 \pm 10$  obrotów do  $24\,000 \pm 10$  obrotów na mokro i sucho wykazały znaczące utraty masy prób (tab. 1). Ubytki masy w procesie ścierania w poszczególnych punktach pomiarowych malały i przyjmowały funkcje logarytmiczne o wysokich współczynnikach determinacji  $R^2 = 0,885\text{--}0,901$  (rys. 1).

Tab. 1. Średni ubytek masy próbek pomiędzy punktami pomiarowymi  
Tab. 1. Average weight loss of aggregate samples between individual test points

Średni ubytek masy próby [%]					
Kruszywo		bazaltowe		granitowe	
		wilgotne	suche	wilgotne	suche
Liczba obrotów	2000 ±10	2,97 ±0,005	0,85 ±0,000	2,36 ±0,001	0,80 ±0,001
	4000 ±10	2,42 ±0,008	0,44 ±0,001	1,29 ±0,002	0,36 ±0,000
	6000 ±10	2,04 ±0,008	0,34 ±0,000	1,20 ±0,002	0,30 ±0,001
	8000 ±10	1,96 ±0,009	0,26 ±0,000	0,98 ±0,000	0,29 ±0,001
	10 000 ±10	1,82 ±0,003	0,14 ±0,000	0,76 ±0,000	0,15 ±0,000
	12 000 ±10	1,96 ±0,000	0,16 ±0,000	0,97 ±0,001	0,16 ±0,000

cd. tabeli 1

Kruszywo		Bazaltowe		Granitowe	
		wilgotne	suche	wilgotne	suche
Liczba obrotów	14 000 ±10	2,01 ±0,002	0,18 ±0,001	0,77 ±0,002	0,15 ±0,000
	16 000 ±10	1,86 ±0,003	0,18 ±0,001	0,78 ±0,001	0,14 ±0,000
	18 000 ±10	1,75 ±0,001	0,04 ±0,000	0,55 ±0,003	0,08 ±0,000
	20 000 ±10	1,76 ±0,001	0,04 ±0,000	0,61 ±0,000	0,10 ±0,000
	22 000 ±10	1,52 ±0,004	0,10 ±0,001	0,59 ±0,002	0,08 ±0,000
	24 000 ±10	1,58 ±0,002	0,04 ±0,001	0,51 ±0,001	0,06 ±0,001



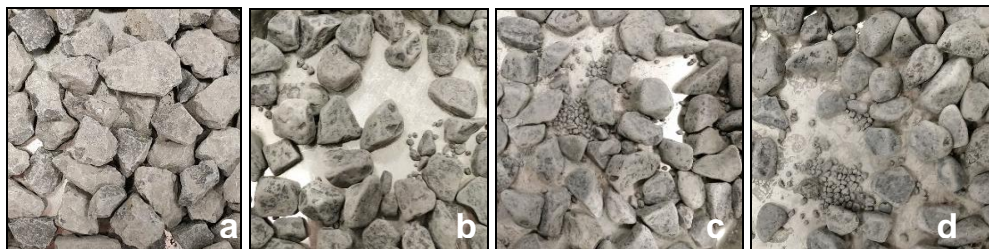
Rys. 1. Zależność ubytku masy w wyniku badania odporności na ścieranie kruszyw od zmiennej liczby obrotów bębna

Fig. 1. Relationship between the loss of mass as a result of the wear resistance of aggregates in a variable number of drum rotations

Przyczyną tej zależności może być zmniejszająca się wraz ze wzrostem liczby obrotów bębna wielkość powierzchni kontaktu kruszyw z materiałem ściernym i kruszenie w pierwszych etapach badania ostrych krawędzi kruszywa. W trakcie badania już po 2000 obrotów zaobserwowano drobniejsze ziarna kruszywa niż przed rozpoczęciem badania oraz zaokrąglenie ostrokrawędzistych ziaren (rys. 2).

Na podstawie uzyskanych wyników ubytku masy próbek w różnych punktach pomiarowych obliczono współczynniki  $M_{DE}$  i  $M_{DS}$  (tab. 2). Przeprowadzony test ścieralności według normy (dla 12 000 ±10 obrotów dla 5400 ±5g materiału ściernego)

potwierdził prawidłowość uzyskanych wyników. Współczynnik  $M_{DE}$  wyznaczony dla bazaltu wynosił 11,87, dla granitu 8,05, a współczynnik  $M_{DS}$  odpowiednio 1,97 i 1,64.



Rys. 2. Obraz kruszywa bazaltowego ściernego w warunkach wilgotnych z wykorzystaniem 5400 ±5g materiału ściernego: a) przed badaniem, b) po 6000 ±10 obrotach bębna, c) po 12 000 ±10 obrotach, d) po 24 000 ±10 obrotach

Fig. 2. Picture of basalt aggregate abrasive in wet conditions using 5400 ±5g of abrasive material: a) before testing, b) after 6000 ±10 rotations of the drum, c) after 12 000 ±10 rotations, d) after 24 000 ±10 rotations

Na podstawie obliczonych współczynników  $M_{DE}$  i  $M_{DS}$  w różnych punktach pomiarowych można ustalić związek między liczbą obrotów a procentową stratą materiału. Pozwala to na zmniejszenie liczby obrotów bębna aparatury mikro-Deval, a także dokonania oceny trwałości i odporności kruszyw na ścieranie przy znacznie wyższej, niż przy zalecanej liczbie obrotów bębna.

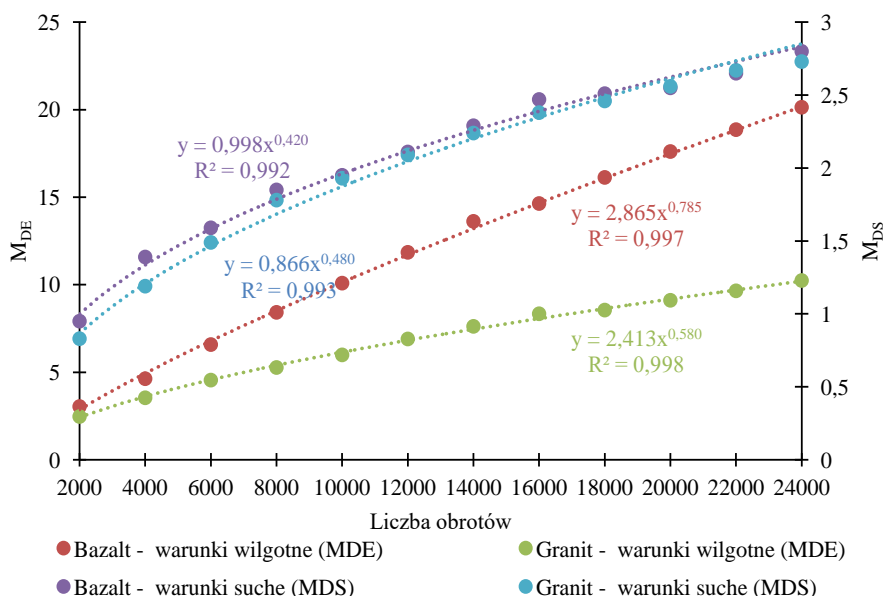
W oparciu o uzyskane ubytki masy próbek kruszyw i oznaczone współczynniki mikro-Deval ( $M_{DE}$  i  $M_{DS}$ ) wyznaczono krzywe. Przyjmują one funkcje potęgowe o wysokich współczynnikach determinacji ( $R^2$ ) w granicach 0,957–0,999 (rys. 3). Na tej podstawie łatwo jest określić współczynnik  $M_{DE/DS}$  w kolejnych cyklach obrotów bębna, np. dla badania granitu w warunkach wilgotnych przy 4000 obrotów  $M_{DE} \approx 13,32$ . Dodatkowo wykazano, że ścieralność w warunkach wilgotnych jest 3–7-krotnie wyższa niż w warunkach suchych (średnio 5,5-krotnie wyższa dla bazaltu i 3,3 dla granitu).

Trudno określić jednoznacznie zależność między ścieralnością na mokro i na sucho. Jednakże jak podkreślają (Tanyu i in., 2017) i (Wu i in., 2018) badania w warunkach wilgotnych (na mokro) lepiej odzwierciedlają proces ścierania, ponieważ bardziej symulują fizyczny proces niszczenia kruszyw i przedstawiają rzeczywiste warunki ich użytkowania. Należy podkreślić, że woda, poza oddziaływaniem mechanicznym, jest głównym czynnikiem niszczącym nawierzchnie.

Na podstawie uzyskanych wyników ubytku masy próbek w różnych punktach pomiarowych (co 2000 ±10 obrotów aż do uzyskania 24000 ±10 obrotów) obliczono współczynniki  $M_{DE}$  i  $M_{DS}$  (tab. 2). Przeprowadzony test ścieralności kruszyw zgodnie z normą (12000 ±10 obrotów dla 5400 ±5g materiału ściernego) wykazał zbliżone wartości do tych uzyskanych co 2000 ±10 obrotów. Pomiar te potwierdzają prawidłowość uzyskanych wyników.

Tab. 2. Średnie współczynniki odporności na ścieranie  $M_{DE}$  i  $M_{DS}$   
 Tab. 2. Average wear resistance coefficients of  $M_{DE}$  and  $M_{DS}$

		Bazalt	Granit	Bazalt	Granit
		$M_{DE}$ (warunki wilgotne)		$M_{DS}$ (warunki suche)	
Zgodnie z normą (12 000 ±10 obrotów)		11,87 ±0,07	7,05 ±0,01	1,97 ±0,27	1,94 ±0,12
Zmodyfikowane badanie ścieralności kruszyw – pomiar po stopniowo różnej liczbie obrotów bębna w aparacie mikro-Deval	2000 ±10	3,04 ±0,52	2,47 ±0,07	0,95 ±0,15	0,83 ±0,11
	4000 ±10	4,63 ±0,25	3,54 ±0,12	1,39 ±0,27	1,19 ±0,11
	6000 ±10	6,58 ±0,52	4,55 ±0,27	1,59 ±0,23	1,49 ±0,19
	8000 ±10	8,42 ±0,32	5,27 ±0,29	1,85 ±0,25	1,78 ±0,28
	10 000 ±10	10,09 ±0,07	5,99 ±0,25	1,95 ±0,29	1,93 ±0,29
	12 000 ±10	11,85 ±0,07	6,90 ±0,30	2,11 ±0,27	2,09 ±0,33
	14 000 ±10	13,62 ±0,08	7,62 ±0,14	2,29 ±0,33	2,24 ±0,36
	16 000 ±10	14,64 ±0,16	8,34 ±0,04	2,47 ±0,39	2,38 ±0,36
	18 000 ±10	16,13 ±0,07	8,55 ±0,33	2,51 ±0,37	2,46 ±0,36
	20 000 ±10	17,61 ±0,13	9,11 ±0,031	2,55 ±0,33	2,56 ±0,36
	22 000 ±10	18,86 ±0,18	9,65 ±0,51	2,65 ±0,43	2,67 ±0,39
24 000 ±10	20,14 ±0,02	10,24 ±0,38	2,80 ±0,54	2,73 ±0,45	

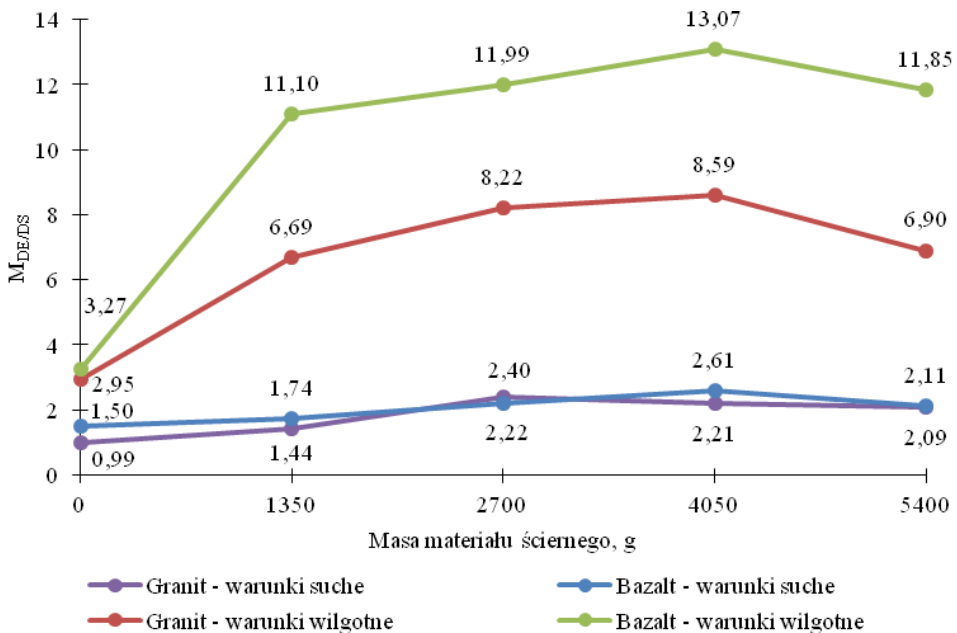


Rys. 3. Współczynnik  $M_{DE}$  i  $M_{DS}$  w zmiennej liczbie obrotów bębna  
 Fig. 3. The  $M_{DE}$  and  $M_{DS}$  coefficient in the variable number of drum rotations

Ilość materiału ściernego stosowanego według normy EN 1097-1:2011 w zależności od wielkości uziarnienia kruszywa nie ma większego wpływu na wielkość współczynnika mikro-Deval (Żmuda, 2020). Natomiast zmienność ilości materiału ściernego użytego w badaniu dla tej samej frakcji kruszywa znacząco zmienia wynik badania i pozwala przewidzieć proces ścierania przy różnych obciążeniach komunikacyjnych.

Wykonane badania wskazują, że zastosowanie  $5400 \pm 5g$  materiału ściernego powoduje zwiększenie odporności na ścieranie niż przy  $4050 \pm 5g$  tego samego materiału (rys. 4). Zjawisko to można wytłumaczyć tym, że zbyt duża masa stalowych kul (materiału ściernego) powoduje znaczne zwiększenie objętości i ograniczenie przestrzeni w bębnie do ich toczenia. Dodatkowo kule w większym zakresie pocierają się o siebie niż o badane kruszywo.

Pomimo że różnica współczynnika  $M_{DE}$  i  $M_{DS}$  pomiędzy cyklami nie jest duża to w przypadku wzrostu liczby obrotów bębna różnica może być znacznie większa. Zatem odnosząc uzyskane wyniki laboratoryjne do warunków rzeczywistych należałoby prowadzić dalsze badania w tym zakresie i optymalizację doboru masy materiału ściernego.



Rys. 4. Zmienność współczynnika  $M_{DE}$  i  $M_{DS}$  w zależności od masy materiału ściernego  
 Fig. 4. Variability of  $M_{DE}$  and  $M_{DS}$  coefficient depending on the mass of the abrasive material

#### 4. PODSUMOWANIE

Wymagania normy PN-EN 1097-1:2011 opisujące metodę określania odporności na ścieranie kruszywa na sucho i na mokro są jednymi z podstawowych badań trwałości kruszywa. Badania odporności na ścieranie aparatem mikro-Deval prowadzone dla warunków wilgotnych korzystniej obrazują rzeczywisty proces zużycia kruszyw. Na podstawie przeprowadzonych badań wykazano, że ścieralność kruszyw na mokro jest znacznie wyższa niż w warunkach suchych oraz że trudno jest wykazać zależność między tymi wynikami.

Wyznaczone krzywe, pozwalają na zmniejszenie liczby obrotów bębna aparatury mikro-Deval, a także dokonania oceny trwałości i odporności kruszyw na ścieranie przy znacznie wyższej niż zalecanej liczbie obrotów bębna.

Podczas badań obserwowano malejący ubytek masy prób w trakcie ścierania w poszczególnych punktach pomiarowych. Przyczyną tego jest zmniejszająca się wraz ze wzrostem liczby obrotów bębna wielkość powierzchni kontaktu kruszyw z materiałem ściernym, kruszenie i zaokrąglenie ostrokrawędzistych ziaren kruszywa.

Udowodniono także, że wskazana w normie ilość materiału ściernego  $5400 \pm 5g$  kul stalowych nie powoduje największej ścieralności. Zatem należałoby prowadzić dalsze badania w tym zakresie i rozważyć modyfikację dotychczasowej metodologii.

#### LITERATURA

- GÖKALP I., UZ V.E., SALTAN M., 2016, *Testing the abrasion resistance of aggregates including by-products by using Micro Deval apparatus with different standard test methods*, Construction and Building Materials, Vol. 123, 1–7.
- LANE D.S., DRUTA C., WANG L., XUE W., 2011, *Modified Micro-Deval Procedure for Evaluating the Polishing Tendency of Coarse Aggregates*, Transportation Research Record: Journal of the Transportation Research Board, No. 2232, 34–43.
- PN-EN 1097-1:2011, *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw – Część 1: Oznaczanie odporności na ścieranie (mikro-Deval)*.
- REMBIŚ M., 2017, *Styl budowy geologicznej złoża bazaltów "Targowica" jako czynnik warunkujący zmienność litologii i fizyczno-mechanicznych właściwości kopaliny*, Górnictwo Odkrywkowe, nr 3 (58), 5–12.
- TANYU B.F., YAVUZ A.B., ULLAH S., 2017, *A parametric study to improve suitability of micro-Deval test to assess unbound base course aggregates*, Construction and Building Materials, Vol. 147, 328–338.
- WU J., HOU Y., WANG L., GUO M., MENG L., XIONG H., 2018, *Analysis of coarse aggregate performance based on the modified Micro Deval abrasion test*, International Journal of Pavement Research and Technology, Vol. 11, No. 2, 185–194.
- YAVUZ H., UGUR H., DEMIRDAG S., 2008, *Abrasion resistance of carbonate rocks used in dimension stone industry and correlations between abrasion and rock properties*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. 45, No. 2, 260–267.
- YILMAZ N.G., GOKTAN R.M., KIBICI Y., 2011, *Relations between some quantitative petrographic characteristics and mechanical strength properties of granitic building stones*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. 48, No. 3, 506–513.

ŻMUDA M., 2020, *Wpływ wielkości uziarnienia wybranych kruszyw ze skal magmowych i metamorficznych na jego odporność na rozdrabnianie i ścieranie*, Praca dyplomowa (niepubl.), Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, Wrocław.

#### ANALYSIS OF MINERAL AGGREGATES WEAR PROCESS USING MICRO-DEVAL APPARATUS

Mineral aggregates used widely in in civil engineering must have high wear resistance. The paper analyses the process of wear based on the wear resistance tests conducted with a micro-Deval apparatus. As a result of the tests conducted, weight losses of aggregate samples were determined as well as  $M_{DE/DS}$  wear resistance coefficients in variable numbers of drum rotations of micro-Deval apparatus. Additionally, the analysis of the wear process of mineral aggregate in wet and dry conditions and with a variable amount of abrasive material was performed.



Marek WILAND

*Biuro Urbanistyczne Ecoland, Wrocław*

## **ZAGADNIENIA GÓRNICTWA I OCHRONY ZŁÓŻ KOPALIN Z ZAKRESU PLANOWANIA I ZAGOSPODAROWANIA W RZĄDOWYCH PROJEKTACH USTAW**

### **1. WPROWADZENIE**

System planowania i zagospodarowania przestrzennego już od szeregu lat jest przedmiotem licznych krytyk, przede wszystkim za jego nieefektywność. W szczególności należy tu wskazać na trzyczęściowy raport pt. „Studia nad chaosem przestrzennym” opublikowany przez Komitet Przestrzennego Zagospodarowania Kraju PAN (Kowalewski i in., 2018). W publikacji tej, opartej na różnorodnych obszernych danych źródłowych i wielu opracowaniach dużej liczby autorów, przedstawiono niekontrolowane, chaotyczne procesy urbanizacji w Polsce, a także ich skumulowane skutki, uwidaczniające się w szeroko rozumianych kosztach ekonomicznych i społecznych, ponoszonych przez mieszkańców i gospodarkę kraju. Między innymi zidentyfikowano, że z głównymi uwarunkowaniami i przyczynami oraz związanymi z nimi kosztami chaosu przestrzennego wiążą się powszechne w naszym kraju zjawiska:

- *rozpraszanie zabudowy jednorodzinnej na terenach rolnych,*
- *ekspansja budownictwa na tereny zagrożone powodzią, osuwiskowe, surowcowe itd.; dewastacja krajobrazu przyrodniczego i kulturowego,*
- *nadmierne „odrolnianie” terenów na cele budowlane,*
- *spekulacja gruntami i nieruchomościami powiązana z korupcją,*
- *chaotyczna zabudowa (obudowa) dróg,*
- *rozrost motoryzacji i terenochłonność przy dewastacji dróg publicznych,*
- *niskie standardy obsługi w infrastrukturę społeczną na nowych obszarach zabudowy, zwłaszcza podmiejskiej,*
- *zawłaszczanie terenów publicznych na cele prywatne (tereny zielone, place),*
- *degradacja infrastruktury miast, wsi, terenów rolnych,*
- *marnotrawstwo przestrzeni,*
- *brzydota krajobrazu,*
- *zachwianie struktury i układów ekologicznych.*

Warto tu zwrócić uwagę, że nagminność tych zjawisk łatwo można powiązać z funkcjonującymi w naszym kraju złymi regulacjami prawno-ekonomicznymi dla

ładu przestrzennego. Wielokrotnie były one wskazywane przez autora (Wiland 2009, 2012a, 2012b, 2017).

W ramach wniosków i rekomendacji w tym raporcie stwierdzono, że jego „jednym z dwóch głównych celów była ilościowa kwantyfikacja kosztów chaosu przestrzennego (...). Otrzymano sumaryczną kwotę 84,3 mld zł rocznie. Największą jej część (31,5 mld zł, czyli 37,4%) stanowią koszty związane z obsługą transportową. Następnie relatywnie wysokie, pozycje dotyczyły osadnictwa i infrastruktury technicznej (20,5 mld zł i 24,3%). Pozostałe trzy kategorie (rolnictwo, rynek nieruchomości oraz środowisko przyrodnicze wygenerowały 32,3 mld zł (38,3%) kosztów. Wydaje się, że wyliczone kwoty przedstawiają minimalny pułap kosztów bezładu”.

Warto zwrócić uwagę na ostatnie zdanie tego cytatu, w kontekście ochrony złóż i górnictwa. Pomimo bowiem przywołania w kilku miejscach sfery zasobów środowiskowych i tego działu gospodarki narodowej, autorzy raportu nie szacowali kosztów narastającego w naszym kraju chaosu przestrzennego dla tej sfery.

Na końcu tego raportu umieszczono Epilog, w którym stwierdzono m.in., że „chaos przestrzenny i kryzys w gospodarce przestrzennej jest jedną z najpoważniejszych barier rozwoju społeczno-gospodarczego kraju. Reforma gospodarki przestrzennej powinna zatem otrzymać priorytet polityczny w działaniach Rządu i Sejmu RP, podobny jaki otrzymała na początku transformacji ustrojowej budowa samorządów terytorialnych”. Stwierdzono również, że „reformy gospodarki przestrzennej nie wolno jednak odkładać, gdyż nie można tolerować patologii urbanizacyjnych, które generują olbrzymie, wciąż rosnące straty gospodarcze i społeczne, oszacowane na ponad 80 mld zł rocznie”.

## 2. ZMIANY USTAWY O PLANOWANIU I ZAGOSPODAROWANIU PRZESTRZENNYM

Obowiązująca ustawa z dnia 27 marca 2003 r. o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym, dalej zwana *upzp*, była wielokrotnie zmieniana. Tych zmian (ponad 30), tylko od 2012 r., było nawet więcej niż w przypadku znacznie obszerniejszej ustawy z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze*, dalej *Pgig*. Przy czym, w odniesieniu do *upzp*, szereg zmian zamiast ograniczać procesy chaosu przestrzennego jeszcze je przyspieszały. Między innymi część z nich wyraźnie kolidowała z ochroną złóż, przede wszystkim jeszcze nieudokumentowanych i potrzebami górnictwa, poprzez łagodzenie wymogów odnośnie wydawania decyzji o warunkach zabudowy i zagospodarowania terenu. Można tu przykładowo wskazać zmianę art. 56, umożliwiającą wydanie odmownej decyzji w sprawie warunków zabudowy i zagospodarowania terenu, w oparciu o zasady planowania i zagospodarowania, zamieszczone w art. 1 *upzp*. Także niekorzystne było skrócenie do 9 miesięcy okresu, w którym występuje możliwość blokowania wydania decyzji w sprawie warunków

zabudowy i zagospodarowania terenu w trakcie sporządzania planu miejscowego. Klóci się to z wynikami badań GUS-u – średni czas sporządzenia takiego planu trwa około 16 miesięcy, a 30% procedur sporządzania takich planów zajmuje więcej niż 3 lata. W tym kontekście warto przywołać także ubiegłoroczną zmianę, umożliwiającą lokalizację odnawialnych źródeł energii o dowolnej mocy (z wyłączeniem elektrowni wiatrowych) na przeważającej większości gruntów rolnych nie objętych planami miejscowymi. Dzięki takim zmianom szereg lokalizacji zaczęło blokować, bądź podnosić koszty pożądanych lub niezbędnych inwestycji górniczych i ochrony złóż.

Równocześnie ustalenia planistyczne realizowane na mocy *upzp* zaczęły być eliminowane przez specustawy. Niekiedy udawało się synchronizować ustalenia planów miejscowych z decyzjami wydawanymi na mocy specustaw (Małyńska, 2018), ale w wielu przypadkach dochodziło do pogłębienia chaosu przestrzennego.

Problem kolizji pomiędzy ochroną złóż kopalin a budową dróg, przede wszystkim ekspresowych i autostrad, dostrzegano już od dawna (Nieć&Radwanek-Bąk, 2014). Niewątpliwie jednak ułatwienia, wprowadzone za sprawą przyjęcia ustawy z dnia 10 kwietnia 2003 r. *o szczególnych zasadach przygotowania i realizacji inwestycji w zakresie dróg publicznych*, przyczyniły się do ograniczenia dostępu do niektórych zasobów złóż kopalin. Podobnie, co najmniej niektóre z kilkudziesięciu już obowiązujących specustaw, mogą osłabić efektywną ochronę złóż i działalność górnictwa.

Warto w tym kontekście zwrócić uwagę na niedawno przyjętą ustawę z dnia 5 lipca 2018 r. *o ułatwieniach w przygotowaniu i realizacji inwestycji mieszkaniowych oraz inwestycji towarzyszących*, zwanej dalej *specustawą mieszkaniową*. To, że dotychczas jest ona raczej rzadko stosowana nie wyklucza, że w przyszłości nie stanie się narzędziem blokowania niektórych przedsięwzięć górniczych. Przede wszystkim może to nastąpić w miastach i gminach przyciągających nowych mieszkańców, w szczególności wtedy, gdy obowiązujące na ich obszarach studia uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego zawierają bardzo liberalne regulacje odnośnie lokalizacji zabudowy mieszkaniowej. Może to wywołać wzmożoną presję na lokalizowanie zabudowy mieszkaniowej na obszarach:

- udokumentowanych złóż kopalin, na których wprowadzenie zabudowy nie wyklucza możliwości wydobywania kopalin, w tym eksploatowanych metodą podziemną, ale czyni ją trudniejszą i bardziej kosztowną,
- perspektywicznych lub prognostycznych złóż kopalin,
- leżących poza granicami złóż, ale w sąsiedztwie uciążliwych obiektów górniczych lub innych uciążliwych obiektów, które są niezbędne dla funkcjonowania górnictwa; konsekwencją wprowadzenia w ich sąsiedztwa zabudowy mieszkaniowej może być konieczność ograniczenia generowanych dotychczas uciążliwości (niekiedy bardzo kosztowna), bądź wręcz zamknięcia takich obiektów.

Przesłanką tej presji na zajmowanie nowych terenów pod zabudowę, głównie mieszkaniową, za sprawą *specustawy mieszkaniowej*, może być przykładowo brak

wymogu „mieszkaniowego sąsiedztwa” niezbędnego, przed wprowadzeniem tej ustawy, do wydawania decyzji o warunkach zabudowy na obszarach nie objętych planami miejscowymi.

### 3. WCZEŚNIEJSZE PROJEKTY GRUNTOWNYCH ZMIAN USTAWY O PLANOWANIU I ZAGOSPODAROWANIU PRZESTRZENNYM

#### 3.1. PROJEKT MINISTRA INFRASTRUKTURY z lat 2008–2010

Pierwszą gruntowną rządową próbą zmiany *upzp* był projekt opracowywany i konsultowany w Ministerstwie Infrastruktury w latach 2008–2010, o nazwie *o zmianie ustawy Prawo budowlane, ustawy o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym oraz niektórych innych ustaw*, a w dalszych fazach prac legislacyjnych określany jako *zmiana ustawy o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym oraz niektórych innych ustaw*. W jego uzasadnieniu wskazano na konieczność racjonalizacji *procesu inwestycyjnego przy zapewnieniu przestrzegania zasad rozwoju zrównoważonego w odniesieniu do środowiska naturalnego i kulturowego oraz ochrony interesu osób trzecich*. Natomiast najważniejszym celem proponowanych zmian ustawowych miało być uporządkowanie sytuacji planistycznej poprzez:

- *wprowadzenie hierarchii dokumentów planistycznych i powiązanie z nią procesu uchwalania planów oraz realizacji inwestycji,*
- *objęcie obszarów o największej presji inwestycyjnej pracami planistycznymi i rozwojem lokalnej infrastruktury,*
- *powiązanie planowania przestrzennego z wymogami związanymi z oceną wpływu przedsięwzięcia na środowisko,*
- *powiązanie procedur wydawania decyzji indywidualnych, dotyczących rozwoju urbanistycznego zintegrowanych z lokalną polityką przestrzenną, przy zapewnieniu kontroli społecznej,*
- *eliminację zbędnych procedur postępowania administracyjnego,*
- *usunięcie niespójnych przepisów.*

W omawianym projekcie przewidziano m.in. ograniczanie stosowania, do ustalania lokalizacji inwestycji, decyzji o warunkach zabudowy i zagospodarowania terenu, rekompensując to wprowadzeniem nowych – służących temu, narzędzi prawnych, jakimi miały być: krajowe i miejscowe przepisy urbanistyczne, a także urbanistyczne plany realizacyjne. Jednocześnie przewidziano konieczność wydzielenia – przy uwzględnieniu ustaleń studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gminy „obszarów urbanizacji”, przy wyróżnieniu w nich „obszarów zabudowanych” (w pełni uzbrojonych) i „obszarów rozwoju zabudowy” (wymagających uzbrojenia). Natomiast na pozostałych terenach gminy możliwości inwestowania miały być bardzo ograniczone, ale nie miało to dotyczyć branży górniczej. Taki

podział mógłby korzystnie wpłynąć na funkcjonowanie górnictwa i ochrony złóż, przy czym powiązanie go z dotychczasowymi zapisami studiów uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego, z nadmiarem gruntów przewidzianych pod zabudowę, głównie mieszkaniowej, mogłyby znacząco tę korzyść pomniejszyć.

Drugim potencjalnym narzędziem służącym racjonalizacji przekształceń polskiej przestrzeni i jednocześnie ułatwiającym ochronę złóż i funkcjonowanie górnictwa było zakładane obłożenie opłatami gruntów rolnych przewidzianych w dokumentach planistycznych na cele nierolnicze i nieleśne. Według pierwotnych deklaracji miało to się odnosić także do studiów uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego. Natomiast do konsultacji skierowano projekt ustawy, w którym przewidziano obłożenie podatkiem od nieruchomości gruntów przewidzianych na cele nierolnicze i nieleśne tylko w planach miejscowych. Z kolei w końcowej fazie procedowania tego projektu ustawowego, w dodanym w tym celu art. 44, odniesiono tę regulację jedynie do planów miejscowych, sporządzonych pod rządami tego projektu, co bardzo osłabiło jego walory dla porządkowania polskiej przestrzeni.

Na marginesie warto jeszcze zwrócić uwagę, że wprowadzono przepisy umożliwiające ochronę nie tylko udokumentowanych złóż kopalin, ale także *potwierdzonych wstępными badaniami i informacjami zamieszczonymi na mapach geologicznych złóż kopalin oraz zasobów wód podziemnych*. W omawianym projekcie włączono to w zakres sporządzania różnych dokumentów planistycznych oraz upoważniono organy administracji geologicznej do wyrażania opinii co do zasad zagospodarowania obszarów ich występowania. Dodatkowo zwraca się uwagę na fakt, że znaczna część przepisów nowelizujących *Pgig*, zamieszczonych w powyższym projekcie, znalazła się w art. 104 tej ustawy.

### 3.2. PROJEKT KOMISJI KODYFIKACYJNEJ PRAWA BUDOWLANEGO z lat 2012–2016

Kolejną gruntowną próbę reformy ram prawnych systemu planowania i zagospodarowania przestrzennego, a także prawa budowlanego, podjęła Komisja Kodyfikacyjna Prawa Budowlanego. Została ona powołana rozporządzeniem Rady Ministrów z dnia 10 lipca 2012 r., a po kilku latach prac Minister Infrastruktury i Budownictwa 13 stycznia 2016 r. wręczył wypowiedzenia jej członkom. Wynik prac tej komisji – projekt Kodeksu Urbanistyczno-Budowlanego – wiele rozwiązań zaczerpnął z wcześniejszego projektu Ministerstwa Infrastruktury. Przykładowo, do dotychczasowych dokumentów planistycznych: studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego oraz planu miejscowego, dodał także miejscowe przepisy urbanistyczne oraz urbanistyczne plany realizacyjne, a w odniesieniu do studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego nakazał w nim wyznaczać *obszary: zabudowane i o ograniczonej zabudowie, a w miarę potrzeb również obszary rozwoju zabudowy*. Pojawiły się w nim pewne racjonalne regulacje, jak np. zapisy dopuszcza-

jące możliwość zaskarżania aktów planowania przestrzennego tylko przez 2 lata od dnia ich wejścia w życie, gdy w obecnym stanie prawnym wciąż nie ma żadnego czasowego ograniczenia dla składania takich skarg, co grozi destabilizacją rynków nieruchomości. Do tego projekt kodeksowy dopuszczał, że w przypadku stwierdzenia nieważności aktu planowania przestrzennego – *czynności planistyczne ponawia się w zakresie niezbędnym do doprowadzenia do zgodności uchwały z prawem*, co także wartoby wdrożyć do obecnego prawa, jako regułę przyspieszającą przedsięwzięcia inwestycyjne; teraz bowiem należy każdy taki unieważniony akt planistyczny sporządzać od początku.

Natomiast w zakresie ochrony ładu przestrzennego, w tym także ochrony złóż kopalin i warunków dla funkcjonowania górnictwa, w projekcie kodeksowym można znaleźć znacznie gorsze rozwiązania niż w projekcie Ministerstwa Infrastruktury. Jednym z nich jest rezygnacja z ochrony złóż jeszcze nieudokumentowanych. Ponadto nie przewidziano możliwości realizacji projektów górniczych na obszarach o ograniczonej zabudowie, które, co najmniej w gminach, będą zajmowały największe przestrzenie. Do tego narzędzia podatkowe, mające skłaniać właścicieli gruntów budowlanych do ich zabudowywania w krótkim czasie, mają dotyczyć tylko gruntów uzbrojonych, a nie wszystkich z prawem zabudowy. W efekcie, jak można przewidywać, gigantyczne rezerwy gruntów z takim prawem nadal blokowałyby niezbędne inwestycje w terenach otwartych, a do tego wystąpiłaby znacznie mniejsza presja na niezbędną w naszym kraju koncentrację zabudowy; uzbroić można bowiem różne przypadkowe obszary, których zabudowa i zagospodarowanie będzie godzić w ład przestrzenny, a w tym potrzeby ochrony złóż i racjonalnej działalności górniczej.

### 3.3. PROJEKT MINISTERSTWA INFRASTRUKTURY I BUDOWNICTWA z lat 2016–2017

Projekt Kodeksu Urbanistyczno-Budowlanego został opublikowany na stronach Rządowego Centrum Legislacji 30 września 2016 r., otwierając etap jego konsultacji. Różnorodne konsultacje trwały szereg miesięcy, a w tym czasie Ministerstwo Infrastruktury i Budownictwa przygotowało kilka projektów ustaw, które miały wyprzedzić wprowadzenie projektu Kodeksu, z racji pilnych potrzeb legislacyjnych, i jednocześnie, by praktycznie przetestować niektóre proponowane w projekcie rozwiązania. Natomiast 23 listopada 2017 r. opublikowano znacznie przerobioną wersję Kodeksu, którą można uznać za kończące nad nim prace, bowiem wkrótce kompetencje w zakresie planowania i zagospodarowania przestrzennego oraz budownictwa przekazano do Ministerstwa Inwestycji i Rozwoju, które nie kontynuowało prac nad tym projektem Kodeksu ani nad wspomnianymi ustawami.

Ważnym aspektem, wiążącym się ze znaczeniem projektu Kodeksu Urbanistyczno-Budowlanego, było jego wskazanie (także z nazwy) w Strategii na rzecz Odpowiedzialnego Rozwoju oraz zaliczenie go w tej Strategii do projektów strategicznych.

Należy zwrócić uwagę, że przywołana Strategia określa m.in. kierunki rozwoju w sferze szeroko rozumianego planowania przestrzennego, wskazując wśród działań przewidzianych do 2020 r. *kompleksowe uregulowanie zagadnień związanych ze zintegrowanym systemem zarządzania rozwojem, w tym: zmiany legislacyjne w zakresie procesów inwestycyjno-budowlanych, w tym m.in. wprowadzenie zasady inwestowania na podstawie planu miejscowego, zwłaszcza na nowych terenach rozwojowych oraz obszarach wymagających przekształcenia urbanistycznego, a także docelowo – likwidację decyzji o warunkach zabudowy, wprowadzenie mechanizmów fiskalnych uzależnionych od typu terenu inwestycyjnego (brownfield vs greenfield) oraz dostosowanie podatków i opłat odnoszących się do działań związanych ze zmianami w zagospodarowaniu przestrzeni.*

Niestety w projektach omawianego Kodeksu Urbanistyczno-Budowlanego nie przewidziano żadnych narzędzi fiskalnych, zniechęcających do przeznaczania pod zabudowę olbrzymich – nieadekwatnych do rzeczywistych potrzeb inwestycyjnych, rezerw terenu. Uznano natomiast, że rezerwy zmniejszą się do racjonalnych wielkości z racji obostrzeń zastosowanych przy sporządzaniu studium rozwoju przestrzennego gminy, który miał zastąpić dotychczasowe studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego gminy. Wydaje się jednak, biorąc pod uwagę dotychczasowe krajowe doświadczenia, że ta metoda nie byłaby skuteczna.

W projekcie dużą uwagę położono na ułatwienie przygotowań do realizacji inwestycji celu publicznego. Zaproponowano m.in. zastąpienie specustaw jednolitym narzędziem zawartym w projekcie Kodeksu, co przewidywały w różny sposób także poprzednie projekty gruntownych zmian systemu planowania i zagospodarowania przestrzennego. Przy czym to rozwiązanie mogłoby być korzystne dla poszukiwania, rozpoznawania i wydobywania złóż kopalin objętych własnością górnictw, czyli do celów publicznych, a niekorzystne dla innych rodzajów kopalin. Ponadto w pierwotnym projekcie Kodeksu do takich celów zaliczano tylko poszukiwanie i rozpoznawanie złóż kopalin objętych własnością górnictw, a sferę wydobywania kopalin wprowadzono dopiero w późniejszym projekcie.

Dodatkowo projekt Kodeksu, podobnie jak poprzednio omawiane projekty gruntownych zmian systemu planowania i zagospodarowania przestrzennego, przewidywał integrację (decyzję zintegrowaną) procedur pozwolenia budowlanego (zgody inwestycyjnej) z decyzją środowiskową. Natomiast nie przewidywano łączenia decyzji koncesyjnej z decyzją środowiskową, co miałyby większe znaczenie dla górnictwa.

Warto też wskazać na kilka rozwiązań ściśle planistycznych, które mogłyby utrudnić funkcjonowanie górnictwa. Po pierwsze, nowe studium rozwoju przestrzennego gminy miało być realizowane w dłuższej procedurze. Z kolei plany miejscowe musiałyby być realizowane zgodnie z wcześniej założonym harmonogramem i jednocześnie obejmować całe obręby geodezyjne. Przewidziano też, że lokalizacja co najmniej niektórych kopalń mogłaby być realizowana tylko na podstawie planu miejscowego, (oczywiście) zgodnego z ustaleniami studium rozwoju przestrzennego gminy.

A na dodatek ustalono, że gmina ma sama finansować prace nad lokalnymi aktami planowania przestrzennego. Taki zestaw regulacji najprawdopodobniej spowodowałby wydłużenie okresu niezbędnego do przygotowania inwestycji górniczych, a z kolei brak narzędzi ekonomicznych osłabiających presję na wyznaczanie nowych terenów pod zabudowę, prawdopodobnie prowadziłyby do dalszego osłabienia ochrony złóż kopalin.

#### 3.4. PROJEKT MINISTERSTWA INWESTYCJI I ROZWOJU z 27 maja 2019 roku

Wyłamując się z dyrektywy Strategii na rzecz Odpowiedzialnego Rozwoju, zakładającej przygotowanie Kodeksu Urbanistyczno-Budowlanego, ten projekt nazwano „Prawem o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym”. Dodatkowo, nie został on publicznie udostępniony, tylko skierowany do ograniczonej liczby adresatów. Z tego względu niektórzy zainteresowani mogli się zapoznać tylko ze skrótowymi zazwyczaj opisami w niektórych publikatorach. Opinia publiczna nie została także szerzej poinformowana o postulatach zgłaszanych do tego projektu, co w związku ze zbliżającymi się w ubiegłym roku wyborami parlamentarnymi, być może było racjonalne.

Cechą szczególną, która wyróżnia ten projekt, jest jego – co najmniej formalna, rewolucyjność. Przede wszystkim usunięto z niego sferę ponadgminnego planowania przestrzennego, co uczyniono wcześniej także w drugiej wersji przygotowywanego w Ministerstwie Infrastruktury i Budownictwa projekcie Kodeksu Urbanistyczno-Budowlanego. Także z tego projektu przejęto po części rozwiązania lokalizacyjne służące realizacji inwestycji celu publicznego, w tym zastępujące dotychczasowe specustawy. W efekcie, ten projekt zawiera regulacje, mające określać zasady planowania na szczeblu wyłącznie gminnym, a z kolei regulacje odnoszące się do zasad lokalizacji inwestycji celu publicznego dotyczą zarówno skali gminy, jak i ponadgminnej, w tym krajowej. Ponadto projekt likwiduje dwa dotychczasowe gminne akty planowania przestrzennego (studium uwarunkowań i kierunków zagospodarowania przestrzennego oraz miejscowy plan zagospodarowania przestrzennego), wprowadzając na ich miejsce: „plan ogólny przeznaczenia terenów gminy”, „plan zabudowy terenów gminy” i „gminne standardy urbanistyczne”. Dodatkowo projekt przesądza, że prace planistyczne mogą wykonywać tylko publiczne biura, podlegające gminom, w sytuacji, gdy dziś większość tych prac wykonują jednostki prywatne.

Pomimo tej „rewolucyjności” nie znalazły się w tym projekcie żadne narzędzia fiskalne przeciwdziałające powiększeniu powierzchni terenów przeznaczonych pod zabudowę. A to niewątpliwie grozi dalszym osłabieniem ochrony złóż kopalin, czemu skądinąd może przysłużyć się korzystna zmiana dla skrócenia procedur planistycznych, nakładająca na organy uczestniczące w wydawaniu zgód na zmianę przeznacze-



nia gruntów rolnych i leśnych na cele nierolnicze i nieleśne, ramy czasowe, których przekroczenie powoduje pozytywną opinię lub decyzję.

Z kolei dla inwestycji górniczych, które nierzadko muszą być poprzedzane długim procesem przygotowań, tak istotne zmiany systemu planowania i zagospodarowania przestrzennego, jakie zakłada omawiany projekt, mogą być poważnym zagrożeniem.

#### 4. WNIOSKI

Przywołany na wstępie raport KPZK PAN z 2018 r. *Studia nad chaosem przestrzennym* wskazuje na pilną konieczność przeprowadzenia reformy systemu planowania i zagospodarowania w naszym kraju. Chociaż kwestie ochrony złóż kopalin i potrzeb górnictwa poruszane są w tym raporcie jedynie marginalnie, to narastający chaos przestrzenny uderza w tę sferę środowiska i gospodarki coraz mocniej.

Narastanie bezładu przestrzennego występuje w naszym kraju już od dawna. Niewątpliwie pośrednio do przyspieszenia tego procesu przyczyniła się przemiana ustrojowa, zarówno przez wprowadzenie gospodarki rynkowej, jak i oczekiwania społeczne co do prawie nieograniczonej wolności, w warunkach ułomnych regulacji chroniących środowisko, ład przestrzenny i publiczne cele. Na dodatek szczególnie niekorzystnie na stan ładu przestrzennego wpłynęły decyzje ustawowe o likwidacji obowiązku sporządzania planów miejscowych i wygaszeniu wszystkich planów miejscowych sporządzonych przed 1995 rokiem.

Te okoliczności skłaniały – jak można sądzić – kolejne rządy, od końca poprzedniej dekady, do podejmowania radykalnych prób reformy systemu planowania i zagospodarowania przestrzennego. Jak pokazała historia, żadna z nich nie została dotychczas wdrożona. Być może to dobrze, że tak się stało. W przedstawionych tu bowiem projektach gruntownych zmian legislacyjnych nie przewidziano, by do ochrony ładu przestrzennego włączyć narzędzia ekonomiczne takie, jak np. obłożenie podatkiem gruntów niezabudowanych, w tym przede wszystkim rolnych przeznaczonych pod zabudowę a latami niezabudowywanych. Działanie takiego bardzo prostego do wprowadzenia podatku jest bardzo łatwe do zrozumienia. Jeżeli posiadasz grunt z prawem do zabudowy, a go nie zabudowujesz lub nie sprzedajesz, to powinieneś ponosić koszty utrzymania tego prawa. Jeżeli nie chcesz tych kosztów ponosić, to mogą ci to prawo odebrać bez jakiegokolwiek odszkodowania.

Wprowadzenie takiego rozwiązania w ciągu krótkiego okresu zahamowałoby procesy rozpraszania zabudowy, byłoby to wielką korzyścią dla środowiska i gospodarki, a w tym ochrony złóż i górnictwa. Zamiast robić rewolucję w dotychczasowych narzędziach planistycznych, to przede wszystkim warto poprawić ich od dawna znane i wskazywane błędy. Bowierni duże zmiany w planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym mogą wywołać różne, nieprzewidziane i niekorzystne konsekwencje w wielu dziedzinach zależnych od fizycznej przestrzeni kraju, które potem – jak po wygaszeniu planów miejscowych – będzie bardzo trudno naprawić.

## LITERATURA

- KOWALEWSKI A. i in., 2018, *Studia nad chaosem przestrzennym (Studies on Spatial Chaos)*, Studia, t. 182, Komitet Przestrzennego Zagospodarowania Kraju PAN, <http://journals.pan.pl/skpkz/125267>
- MAŁYSZKA T., 2018, *Decyzje specustawowe a gminne dokumenty planistyczne*, [w:] Problemy Planistyczne – Jesień 2018, Oficyna Wyd. ZOIU, Zeszyt SUZOIU 2/18, Wrocław, 111–122.
- NIEĆ M., RADWANEK-BAK B., 2014, *Ochrona i racjonalne wykorzystywanie złóż kopalin*, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków
- Ustawa z dnia 27 marca 2003 r. *o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym*, t.j. Dz.U.2020.293.
- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze*, t.j. Dz.U.2019.1495.
- Ustawa z dnia 5 lipca 2018 r. *o ułatwieniach w przygotowaniu i realizacji inwestycji mieszkaniowych oraz inwestycji towarzyszących*, t.j. Dz.U.2020.219.
- WILAND M., 2009, *Liberalna polityka przestrzenna*, [w:] Człowiek i Środowisko, Warszawa t. 33, nr 1–4, 23–35.
- WILAND M., 2012a, *Zmiany w wiejskim krajobrazie a uwarunkowania prawno-ekonomiczne*, [w:] *Wiejska przestrzeń – zagrożone dziedzictwo*, Architektura Krajobrazu, Studia i Prezentacje, nr 2 (35), 49–58.
- WILAND M., 2012b, *Prospekulacyjna polityka przestrzenna i kierunki koniecznych zmian*, [w:] *Rozwój kraju a jakość stanowionej prawa*, Kongres Budownictwa – Budownictwo szansą gospodarki, Warszawa 35–42.
- WILAND M., 2017, *Prawno-ekonomiczne źródła patologii w planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym w naszym kraju i pożądane sposoby ich usuwania*, [w:] IX Konferencja Krakowska „Polska regionów – Polska miast”, Biblioteka Małopolskiego Obserwatorium Polityki Rozwoju, t. IX, Kraków, 121–131.

ISSUES OF MINING AND MINERAL DEPOSIT PROTECTION IN THE FIELD OF  
PLANNING AND DEVELOPMENT IN GOVERNMENT DRAFT ACTS

Recently in Poland have been prepared comprehensive modifications of the spatial planning regulations as well as architecture and building regulations, incorporated in one act called Urban-Planning Code. These changes are going to reach also related acts, which will undoubtedly affect the conditions of mineral deposits protection and mining industry. In the Article discuss spatial planning issues as the effect of the second edition of mentioned Code draft, published by the Ministry of Infrastructure and Building in the end of the 2017. The draft changes nature and tasks nearly each current resolutions related to spatial planning. Some of the changes seem conducive to protection of the mineral deposits and mining industry while others rise concerns. In addition, the Article discusses the potential impact on the mining industry of the entry into force of the draft law, which this year would serve to simplify the investment and building process, using some legal solutions developed for the purposes of the Code.

Piotr WOJTASZEK, Robert KRÓL

*Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii*

## **BADANIA WTÓRNEGO ROZKRUSZENIA KRUSZYWA ŁAMANEGO PODCZAS TRANSPORTU DO ODBIORCY**

### **1. WPROWADZENIE**

Kruszywo łamane, m.in. grysy i tłuczeń, podczas transportu od producenta do odbiorcy jest wielokrotnie narażone na wtórne rozkruszenia w trakcie załadunku i wielokrotnego przeładunku na środki transportujące. Zjawisko to prowadzi do pogorszenia jakości uziarnienia produktu, a w konsekwencji może skutkować reklamacjami odbiorców ze względu na wadliwą jakość dostawy, niezgodną z deklaracją producenta. W zależności od ilości transportowanego materiału oraz odległości, dostawy do odbiorców mogą być realizowane transportem oponowym, szynowym lub sposobem kombinowanym.

Przykładem przedsiębiorstwa, w którym wyprodukowane kruszywo po załadowaniu w zakładzie przeróbczym na środki transportu, ulega w drodze do odbiorcy kilkakrotnym przeładunkom, jest zakład produkcji mieszanek i gryków – kopalnia Wieśnica firmy Berger Bau Polska Sp. z o.o. W kopalni stosowane są dwa rodzaje transportu zewnętrznego – oponowy oraz kombinowany. Wybór rodzaju transportu związany jest z odległością na jaką kruszywo ma być dostarczone do odbiorcy. Najprostszym rodzajem jest transport samochodowy. Wozy odstawcze ze skrzynią samowyładowczą ładowane są kruszywem z przenośnika taśmowego na terenie zakładu przeróbczego (rys. 1), a następnie kierowane bezpośrednio do odbiorcy, gdzie następuje ich wyładunek. Kolejnym sposobem jest wykorzystanie transportu kombinowanego, czyli połączenia transportu samochodowego z szynowym. Ten rodzaj transportu stanowi obecnie w Europie znaczącą alternatywę dla towarowego transportu samochodowego. Cechą charakterystyczną przewozów kolejowo–drogowych, wynikającą z samej istoty transportu kombinowanego, jest konieczność wykonania co najmniej dwukrotnych przeładunków (Cisowski&Stokłosa, 2008). W tym przypadku załadunek kruszywa na tabór szynowy odbywa się ładowarkami łyżkowymi, a rozładunek koparkami chwytakowymi na bocznicę kolejowej u odbiorcy (rys. 2).



Rys. 1. Załadunek kruszywa w zakładzie przeróbczym na transport samochodowy  
Fig. 1. Loading of aggregate in a processing plant for tire transport

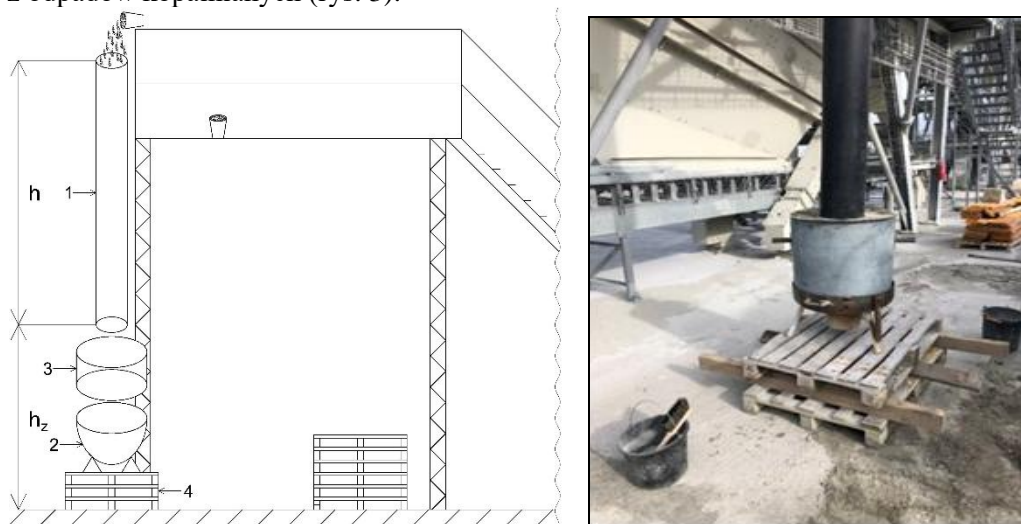


Rys. 2. Punkty przeładunkowe w transporcie kombinowanym: załadunek w zakładzie przeróbczym (z lewej), rozładunek kruszywa na stacji docelowej (z prawej)  
Fig. 2. Reloading points in combined transport: loading at the processing plant (left), aggregate unloading at the destination station (right)

W artykule podjęto próbę przeprowadzenia oceny wpływu realizowanego sposobu przewozów kruszywa łamanego na stopień jego rozdrobnienia, wykorzystując metodykę badań, polegającą na odwzorowaniu zjawisk zachodzących w punktach przeładunkowych. Zasymulowano załadunek oraz dwa przeładunki kruszywa.

## 2. METODYKA BADAŃ

Na potrzeby przeprowadzenia badań wtórnego rozkruszania granitu zbudowano stanowisko pomiarowe, umożliwiające odwzorowanie zjawisk zachodzących podczas wielokrotnego przeładunku, występującego podczas dostaw do odbiorcy. Autorska instalacja pomiarowa składa się z poliuretanowej rury **1** o długości  $h = 3$  m, służącej do prowadzenia zrzutu kruszywa, metalowej podstawy **2**, na której dochodzi do upadku kruszywa oraz jego niszczenia, osłony wykonanej z wygiętej w kształt walca blachy **3** (osłona zabezpieczająca rozrzut kruszywa poza podstawę) oraz palet drewnianych **4** umożliwiających regulację wysokość zrzutu. Całość została stworzona z odpadów kopalnianych (rys. 3).



Rys. 3. Stanowisko do badań rozkruszenia wtórnego: schemat ideowy (z lewej), dolna część instalacji badawczej o regulowanej wysokości (z prawej)

Fig. 3. Stand for secondary crushing tests: schematic diagram (left), bottom part of the height-adjustable research installation (right)

Badania przeprowadzono w oparciu o zmienny parametr wysokości zrzutu  $h_z$ , przyjęty dla poszczególnych rodzajów przeładunku. Pierwszy zrzut, symulujący załadunek w zakładzie przerobczym z przenośnika taśmowego realizowano z wysokości 4,5 m, natomiast dwa kolejne z wysokości 3,5 m symulujące przeładunek na boczniach.

Próbki do badań pobrano w zakładzie przeróbczym z przenośnika taśmowego zasilającego odbiór – pierwszy etap transportu do odbiorcy. Pobrano po 20 kg grysów frakcji 2-8, 8-16 i 16-22,4 oraz ok. 40 kg tłucznia 31,5-50. Próbki zostały pobrane za pomocą metalowego przyrządu do wydzielania próbki na taśmie przenośnikowej oraz metalowej łopatkki (rys. 4).



Rys. 4. Przygotowanie próbki do badań: pobranie prób z przenośnika taśmowego (z lewej), uniwersalny dzielnik prób DP do kwartowania (z prawej)

Fig. 4. Preparation of the sample for testing: taking samples from a conveyor belt (left), universal DP sample divider used in the quartering method (right)

W celu otrzymania reprezentatywnej próbki dla każdej frakcji wykonano odpowiednie jej pomniejszanie. Przeprowadza się to ręcznie albo za pomocą specjalnych urządzeń. Ręcznie wykonuje się to metodą kwartowania, otrzymując dwukrotne zmniejszenie masy próbki. Usprawnienie ręcznego pomniejszania uzyskuje się aparatem Jonesa (Nieć i in., 2012). Próbkę zsypywano do aparatu z szufli o szerokości odpowiadającej szerokości aparatu. Zadbane, aby materiał był rozmieszczony równomiernie na szufli i dostawał się do przedziałów aparatu w jednakowych porcjach. Przesypywany przez aparat materiał zbierany był do dwóch pojemników ustawionych po obu stronach aparatu pod wylotami przedziałów. Materiał z jednego pojemnika przyjęto jako próbkę do badań, z drugiego jako odrzut. Do tego celu użyto uniwersalny dzielnik prób DP (rys. 4). Po kwartowaniu przystąpiono do wykonania pierwszej analizy sitowej. Dla każdego zrzutu analiza została wykonana z wykorzystaniem wytrząsarki laboratoryjnej typu HAVER UWL 400 (rys. 5) na sitach o rozmiarach zależnych od badanej frakcji:

Frakcja	Średnica $\varnothing$ użytych sit [mm]															
	80	63	50	40	31,5	22,4	20	16	11,2	8	5,6	4	2	1	0,5	0,063
2-8								$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$		$\varnothing$
8-16					$\varnothing$	$\varnothing$		$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$		$\varnothing$
16-22,4				$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$						$\varnothing$
31-50	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$	$\varnothing$									$\varnothing$	$\varnothing$

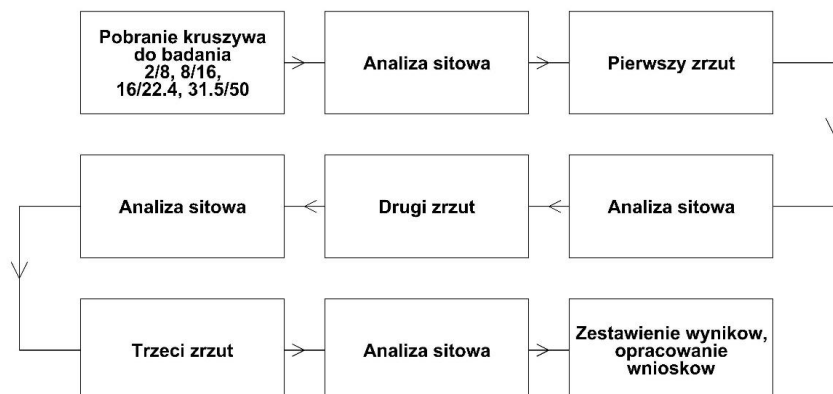
Efekt wykonanego zrzutu na przykładzie wybranej frakcji, która trafiała na sита wytrząsarki laboratoryjnej przedstawiono na rysunku 5.



Rys. 5. Badania składu uziarnienia: efekt wykonania jednego zrzutu dla frakcji 2-8 (z lewej), widok wytrząsarki laboratoryjnej zastosowanej do badań, (z prawej)

Fig. 5. Examination of the particle size composition: the effect of making one drop for factions 2-8 (left), view of the laboratory shaker used for testing (right)

Prowadzone symulacje rozkruszenia polegały na równomiernym wsypywaniu kruszywa do poliuretanowej rury, w której kruszywo grawitacyjnie opadało na metalową podstawę i ulegało rozkruszeniu w wyniku uderowego kontaktu z podłożem, a także wchodząc w interakcję ziaren produktu.



Rys. 6. Schemat postępowania przyjęty do badań rozkruszenia wtórnego  
Fig. 6. Procedure diagram adopted for secondary crushing tests



Schemat ideowy przedstawiający kolejność postępowania przedstawiono na rysunku 6. Na potrzeby prowadzonych badań, odwzorowany załadunek kruszywa w trakcie prowadzonych eksperymentów został nazwany zrzutem. Liczba zrzutów obrazuje licznosc załadunków, które wykonywane są podczas drogi od producenta kruszyw do odbiorcy.

### 3. ANALIZA WYNIKÓW

Analizy sitowe przeprowadzono zgodnie z normą PN-EN 933-1:2000. Badania polegały na rozdzieleniu materiału za pomocą zestawu sit na kilka frakcji ziarnowych, klasyfikowanych według zmniejszających się wymiarów. Wymiary otworów i liczbę sit dobiera się w zależności od rodzaju próbki i wymaganej dokładności. Przyjęto metodę przesiewania na sucho. Masę ziaren pozostających na danym sicie odnoszono do masy materiału wyjściowego. Sumaryczny udział mas przechodzących przez każde sito został wyrażony w formie liczbowej i graficznej. Część kruszywa pozostająca na sitach większych od sit granicznych, używanych w opisywaniu wymiaru kruszywa jest nadziarnem, natomiast część kruszywa przechodząca przez mniejsze z granicznych to podziarno. Dodatkowo wyniki analiz zweryfikowano z wymaganiami normy PN-EN 12620:2004, definiującej m.in. dopuszczalne wartości nadziarna oraz podziarna.

W efekcie prowadzonych badań uzyskano informacje o procentowych i masowych udziałach produktu dla wstępnej analizy sitowej oraz kolejno prowadzonych zrzutów dla wszystkich analizowanych frakcji (Wojtaszek, 2020). Dla przykładu, w tabeli 1 zestawiono procentowe i masowe udziały produktu po wykonaniu trzeciego zrzutu dla frakcji 2-8.

Tab. 1. Procentowe i masowe udziały produktu po wykonaniu trzeciego zrzutu dla frakcji 2-8  
Tab. 1. Percentage and mass shares of the product after the third discharge for fraction 2-8

Site	Masa materiału pozostającego ( $R_i$ )	Udział masy		
		pozostającej $R_i/M_i \times 100$	przechodzącej $100 - (R_i/M_i \times 100)$	przechodzącej wg PN-EN 12620 dla kategorii uziarnienia GC 85/20
[mm]	[g]	[%]		
16	—	0,0	100,0	100
11,2	—	0,0	100,0	98–100
8	269,0	4,1	95,9	85–99
5,6	2112,0	32,3	63,6	
4	2121,5	32,4	31,1	
2	1684,0	25,8	5,4	0–20
1	163,5	2,5	2,9	0–5
0,063	143,0	2,2	0,7	—
<0,063	45,0	0,7	0,0	—
suma	6538,0	100,0		



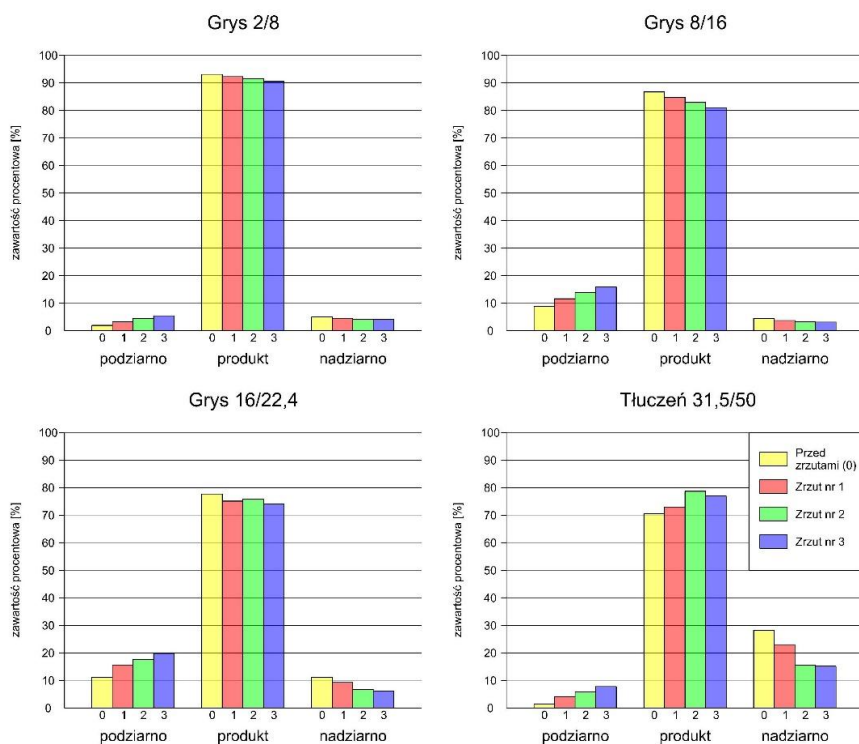
Graficzne zestawienie wyników prowadzonych analiz dla poszczególnych frakcji przedstawiono na rys. 7. Przeprowadzona analiza dowiodła, że największy przyrost podziarna wystąpił dla frakcji 16-22,4, natomiast największe rozkruszenie nadziarna wystąpiło dla frakcji 31,5-50 (tab. 2).

Tab. 2. Procentowe zmiany zawartości analizowanych frakcji po przeprowadzeniu badań

Tab. 2. Percentage changes in the content of analyzed fractions after testing

Frakcja	Podziarno	Produkt	Nadziarno
	%		
2-8	3,5	-2,6	-0,9
8-16	7,0	-5,7	-1,3
16-22,4	8,7	-3,7	-5,0
31,5-50	6,4	6,5	-12,9

Badania wykazały, że wraz ze wzrostem rozmiaru ziaren występuje większe wtórne rozkruszanie z wyjątkiem frakcji 31,5-50, dla której uzyskano wzrost o 6,5% produktu o odpowiednim uziarnieniu. Może to wynikać z faktu, że pomimo większej masy próby ilość jednostkowa próby była mniejsza, a co za tym idzie mniej ziaren miało szansę ulec działaniu wtórnego rozkruszenia podczas badania.



Rys. 7. Graficznie zestawienie wyników analiz

Fig. 7. Graphical summary of analysis results

#### 4. WNIOSKI

W pracy przeprowadzono analizę wpływu załadunku występującego na poszczególnych etapach odstawy kruszywa łamanego granitu na jego wtórne rozkruszenie. Na potrzeby przeprowadzenia badań wtórnego rozkruszenia granitu zaproponowano metodykę, zaprojektowano oraz wykonano stanowisko pomiarowe, umożliwiające odwzorowanie zjawisk zachodzących w punktach przeładunkowych występujących na trasie dostawy do odbiorcy.

Zaobserwowano, że dla frakcji 31,5-50 nastąpił ubytek 12,9% nadziarna wraz z przyrostem 6,5% produktu o odpowiednim uziarnieniu. Dla frakcji grysowych nastąpił ubytek nadziarna wraz z ubytkiem frakcji podstawowej. Największy przyrost podziarna odnotowano dla frakcji 16-22,4, a najmniejszy dla frakcji 2-8.

Przeprowadzone badania potwierdziły fakt występowania zjawiska rozdrobnienia wtórnego, jako efekt występowania wielokrotnych zrzutów w punktach przeładunkowych. Wykazane udziały procentowe powstającego podziarna powodują zubożenie produktu właściwego, które może skutkować niespełnieniem wymagań norm i prowadzić do kosztownych reklamacji, składanych przez zamawiającego. Mimo że badania zostały przeprowadzone tylko dla jednej kopaliny – granitu z kopalni Wieśnica, to można założyć, że z uwagi na stosowanie opisanych rozwiązań transportowych, problem ten występuje również u producentów kruszyw łamanych z innych kopalni.

Po wykonaniu symulacji załadunku oraz dwóch przeładunków w badanym kruszywie nie nastąpił przyrost podziarna powyżej dopuszczalnych wartości poszczególnych kategorii uziarnienia, określonych w obowiązujących normach.

#### LITERATURA

- CISOWSKI T., STOKŁOSA J., 2008, *Transport intermodalny na bliskie i średnie odległości*, Eksploatacja i Niezawodność, nr 3/2008.
- NIEĆ M., 1982, *Geologia kopalniana*, Wydawnictwo Geologiczne, Warszawa.
- NIEĆ M. i in., 2012. *Metodyka dokumentowania złóż kopalni stałych*. Część III – *Opróbowanie złóż kopalni*, Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków.
- PN-EN 933-1:2000 *Badania geometrycznych właściwości kruszyw. Oznaczanie składu ziarnowego. Metoda przesiewania*.
- PN-EN 12620:2004 *Kruszywa do betonów*.
- STEFANICKA M., WEISS M., WOJTASZEK T., 2013, *Unikatowy zakład produkcji kruszyw granitowych w kopalni Wieśnica*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, nr 136.
- WOJTASZEK P., 2020, *Badania wtórnego rozkruszenia granitu w wybranych elementach systemu transportowego kopalni Wieśnica*, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, (niepubl.).

TESTS FOR SECONDARY CRUSHING OF BROKEN AGGREGATE  
DURING TRANSPORT TO THE RECIPIENT

The study analyzes the impact of loading individual transport elements on the secondary crushing of broken granite aggregate. The analysis was carried out on the installation simulating the aggregate discharge on trucks and on the railway carriage. The study was conducted on three types of grits and on one type of crushed stone. As a result of the conducted research, grain compositions were obtained and the increments and losses of the basic, oversize and sub-fraction were analyzed for all groups of fractions accepted for analysis. Based on the results of the quantitative share of the bottom product in the screening process, the occurrence of the phenomenon of secondary fragmentation was demonstrated.



Dariusz WOŹNIAK, Monika HARDYGÓRA

*Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji, Laboratorium Transportu Taśmowego*

## **WYTRZYMAŁOŚĆ TAŚM PRZENOŚNIKOWYCH Z RDZENIEM TEKSTYLNYM**

### **1. WPROWADZENIE**

Podstawowym parametrem decydującym o doborze taśmy przenośnikowej do realizacji konkretnego zadania transportowego z przenośnikiem taśmowym jest jej wytrzymałość na rozciąganie. Ma ona zapewnić, że panujący podczas pracy przenośnika poziom sił w taśmie nie doprowadzi do jej zerwania, czyli zdarzenia niebezpiecznego dla ludzi i poważnego w skutkach dla przenośnika. Taśma na przenośniku pracuje w zamkniętej pętli. Rodzaj stosowanych połączeń zależy głównie od konstrukcji rdzenia taśmy. Połączenia w większości przypadków są najsłabszymi pod względem wytrzymałości miejscami taśmy. Pomimo tego, czasami dochodzi do zerwania się taśmy nie w miejscu jej łączenia, a w tak zwanej „caliźnie”. Powstaje pytanie, co może być przyczyną takich zdarzeń?

W pracy przeanalizowano pewne aspekty, na które warto zwrócić uwagę podczas doboru taśmy do przenośnika, weryfikacji jej wytrzymałości rzeczywistej i produkcji, a które mogą mieć wpływ na zerwanie się taśmy. Pominięto tutaj aspekty związane z uszkodzeniami taśmy w trakcie jej eksploatacji (przebiecia, przecięcia, itp.), które oczywiście są istotne i monitorowane przez użytkowników. Przeprowadzona analiza poparta jest wieloletnim doświadczeniem badania taśm w Laboratorium Transportu Taśmowego Politechniki Wrocławskiej.

### **2. DOBÓR WYTRZYMAŁOŚCI TAŚMY**

W procesie projektowania przenośnika taśmowego dobór taśmy zazwyczaj polega na wyborze materiału i konstrukcji rdzenia oraz wyborze grubości i materiału okładek ochronnych. Optymalną konstrukcję rdzenia dobiera się na podstawie szczegółowej analizy techniczno-ekonomicznej, uwzględniającej czynniki (Hardygóra i in., 1999):

- wytrzymałość nominalną taśmy w odniesieniu do sił występujących w taśmie podczas pracy przenośnika,
- długość przenośnika,
- możliwości łączenia odcinków taśmy,

- wytrzymałość zmęczeniową połączeń,
- obciążenia w miejscu podawania urobku,
- warunki środowiskowe pracy taśmy, bezpieczeństwo pożarowe i wybuchowe,
- właściwości transportowanego nosiwa (wielkość brył, ostrokrzewczystość, temperatura, itp.)

Wytrzymałość nominalną taśmy z rdzeniem tkaninowym określa się według nierówności (Gładysiewicz, 2003)

$$K_n \geq \frac{(S_r)_{\max}}{1000 \cdot B} \cdot k_e \cdot k_b$$

gdzie:

- $K_n$  – wytrzymałość nominalna [kN/m] lub [N/mm],
- $B$  – szerokość taśmy [m],
- $(S_r)_{\max}$  – maksymalna siła w taśmie w trakcie rozruchu [N],
- $k_e$  – współczynnik bezpieczeństwa, uwzględniający warunki eksploatacji,
- $k_b$  – współczynnik uwzględniający osłabienie wytrzymałości w złączu taśmy.

Przyjmując wartości poszczególnych współczynników zgodnie z zaleceniami literaturowymi (Gładysiewicz, 2003; DIN 22 101) okaże się, że całkowity współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do sił w ruchu ustalonym dla taśm z rdzeniem tekstylnym będzie miał wartość w granicach 9–12. Jest to zatem wysoki, jak na standardy projektowe, założony poziom bezpieczeństwa. Natomiast w procesie projektowania należy pamiętać, że podczas biegu taśmy na przenośniku występują krzywizny przestrzenne i odcinki przejściowe, gdzie dochodzi do chwilowego, znacznego, zróżnicowania rozkładu sił jednostkowych w przekroju poprzecznym taśmy. Związane to jest z tym, że poszczególne nici osnowy rdzenia taśmy ze względu na występujące wymuszenia geometryczne taśmy mają do pokonania różne drogi.

Na odcinku przejściowym przenośnika taśma zmienia ułożenie z kształtu niecki na kształt płaski na bębnie. Skrajne elementy nośne rdzenia przejmują dodatkowe obciążenia rozciągające, przy jednoczesnym spadku obciążeń w strefie środkowej taśmy. Należy wówczas tak dobrać długość odcinka przejściowego, aby ograniczyć nierównomierność obciążeń taśmy i nie dopuścić do „kaskadowego” zrywania się poszczególnych nici osnowy rdzenia oraz aby nie dochodziło do utraty stateczności taśmy na skutek zbyt niskich sił w jej części środkowej.

Szczególnie istotny będzie odcinek przejściowy przenośnika, w którym występuje najwyższy poziom sił w taśmie. Najczęściej jest to odcinek przejścia taśmy z kształtu niecki do płaskiego w punkcie jej nabiegania na bęben napędowy. Różnica między maksymalną i minimalną siłą jednostkową w przekroju taśmy na bębnie zależy od geometrii układu oraz od modułu dynamicznego taśmy (*The Best of powder...*). Dla długich przenośników i dla dwuparametrowego modelu taśmy przyjmuje się, że jest on równy modułowi sprężystości podłużnej. Zatem projektowanie geometrii

odcinka przejściowego opiera się na znajomości właściwości sprężystych taśmy, która będzie zastosowana na przenośniku.

Trzeba przyznać, że producenci taśm rzadko podają w specyfikacji parametrów wyrobu moduł sprężystości podłużnej. Moduł ten wyznaczany jest w badaniach laboratoryjnych zgodnie z metodą opisaną w normie PN-EN ISO 9856:2016. W ramach prac (Omiecinski, 2015; Szmajda, 2016; Woźniak&Sawicki, 2008) realizowanych w Laboratorium Transportu Taśmowego PWr oznaczano właściwości sprężyste taśm przenośnikowych o różnej konstrukcji rdzenia (tab. 1).

Tab. 1. Przykładowe wartości modułu sprężystości taśm przenośnikowych  
Tab. 1. Example values of the elasticity modulus of conveyor belts

Typ taśmy	Moduł sprężystości podłużnej [N/m]
– wieloprzeładkowe poliamidowe PP 1400/4 ÷ 2000/4	$8 \times 10^6 - 12 \times 10^6$
– wieloprzeładkowe poliestrowo-poliamidowe EP 800/4 ÷ 2000/4	$8 \times 10^6 - 20 \times 10^6$
– typu „solid woven” PWG EP(B)PB 1000/1sw ÷ 2500/1sw	$15 \times 10^6 - 28 \times 10^6$
– aramidowe jednoprzeładkowe DP 2000/1 ÷ 3150/1	$68 \times 10^6 - 76 \times 10^6$

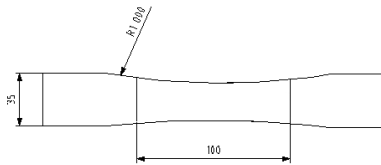
Moduł sprężystości podłużnej zależy od wytrzymałości taśmy, ale przede wszystkim od materiału z jakiego wykonana jest tkanina rdzeniowa, jej splotu oraz konstrukcji rdzenia. Taśmy w tym samym typie wytrzymałości mogą mieć zdecydowanie różny moduł sprężystości, np. taśma wieloprzeładkowa poliamidowa z przeładkami o splocie płóciennym ma dwukrotnie mniejszy moduł od taśmy z rdzeniem jednolicie tkanym i pięciokrotnie mniejszy niż taśma aramidowa z rdzeniem typu „straight warp”. Wyższy moduł przy tym samym wymuszeniu geometrycznym odcinka przejściowego będzie oznaczał większe zróżnicowanie sił jednostkowych w przekroju taśmy. W związku z tym wymiana taśmy na przenośniku na taśmę o innej konstrukcji rdzenia wymaga sprawdzenia, czy nie należy zmienić geometrii odcinka przejściowego. Szczególnie, że stosowany w obliczeniach odcinków przejściowych warunek wytrzymałościowy uwzględnia współczynnik bezpieczeństwa na niezbyt wysokim poziomie – rzędu 3 (*The Best of powder...*).

### 3. WERYFIKACJA WYTRZYMAŁOŚCI RZECZYWISTEJ TAŚMY

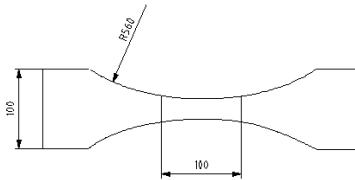
Wytrzymałość taśm przenośnikowych oznacza się w laboratoryjnej próbie zrywania, zgodnie z metodą opisaną w normie PN-EN ISO 283:2016. Badanie to jest powszechnie wykonywane w ramach kontroli produkcji taśm w laboratoriach zakładowych. Każde badanie laboratoryjne jest jednak mniej lub bardziej precyzyjnym sposobem zwymiarowania jakiejś właściwości materiału, czy wyrobu. Oznacza to, że uzyskany wynik badania nie zawsze będzie odzwierciedlał rzeczywistą wartość danej właściwości dla tego wyrobu, szczególnie jeśli bada się małą próbkę, a nie cały

wyrób. Tak naprawdę nie jest aż tak ważne, aby metoda badań określała nam rzeczywiste właściwości obiektu, bo te różnice można uwzględnić poprzez odpowiednie współczynniki bezpieczeństwa. Ważne jednak jest to, aby wynik badania charakteryzował się; po pierwsze wiarygodnością, że oznaczony parametr opisuje daną właściwość wyrobu, po drugie użytecznością, że otrzymany wynik będzie można wykorzystać w obliczeniach projektowych i po trzecie akceptowalną dokładnością, powtarzalnością i odtwarzalnością.

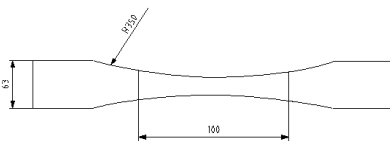
typ A



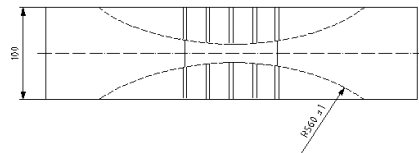
typ B



typ C



typ D



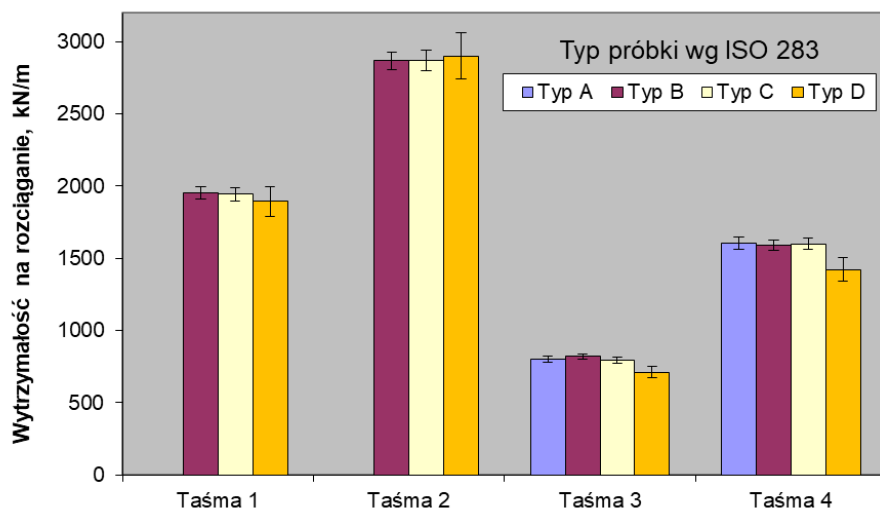
Rys. 1. Kształt próbek do badań wytrzymałości na rozciąganie taśm wg PN-EN ISO 283:2016  
Fig. 1. Shape of samples for testing the tensile strength of conveyor belts according to  
PN-EN ISO 283:2016

W związku z tym warto zwrócić uwagę na pewne aspekty przeprowadzania badań wytrzymałości taśm przenośnikowych na rozciąganie. Norma daje możliwość prowadzenia badań z zastosowaniem próbek o czterech różnych geometriach kształtu (rys. 1). Próbkę A, B i C mają kształt „wiosel”, ale o różnej szerokości części uchwytovej i różnym promieniu krzywizny, natomiast próbka D ma kształt prostokątny z nacięciami po bokach, dochodzącymi do linii zarysu kształtu wiosła próbki B. W najwęższym miejscu wszystkie próbki mają tę samą szerokość 25 mm.

Przeprowadzono test (Moskiewicz, 2007), polegający na wykonaniu badań wytrzymałości tej samej taśmy z zastosowaniem różnych próbek, w celu sprawdzenia, czy uzyskamy jednakowe wyniki badań. W każdym typie badano po sześć próbek. Badania wykonano dla czterech taśm o różnej wytrzymałości i różnej konstrukcji rdzenia (dwie taśmy wieloprzekładkowe i dwie typu „solid woven”). W przypadku dwóch taśm o największej wytrzymałości, ze względów bezpieczeństwa, nie wykonano badań na najmniejszych próbkach typu A. Wyniki badań przedstawiono na rysunku 2. Jak widać wyniki oznaczenia wytrzymałości z zastosowaniem próbek typu A, B i C są zbliżone do siebie, a ewentualne różnice nie są większe niż wyznaczone niepewności pomiaru. Wyniki oznaczenia wytrzymałości przy zastosowaniu próbki typu D



są obarczone najwyższą ze wszystkich próbek niepewnością pomiaru dwu- trzykrotnie wyższą w stosunku do próbek innych typów. Praktycznie dyskwalifikuje to zastosowanie tego typu próbek do badań wytrzymałości taśm na rozciąganie. Z doświadczenia i racjonalnego podejścia do badań zaleca się, aby próbki typu A stosować dla taśm o wytrzymałości do 630 kN/m, próbki typu C dla taśm o wytrzymałości do 1250 kN/m i dla taśm o wyższych wytrzymałościach próbki typu B.



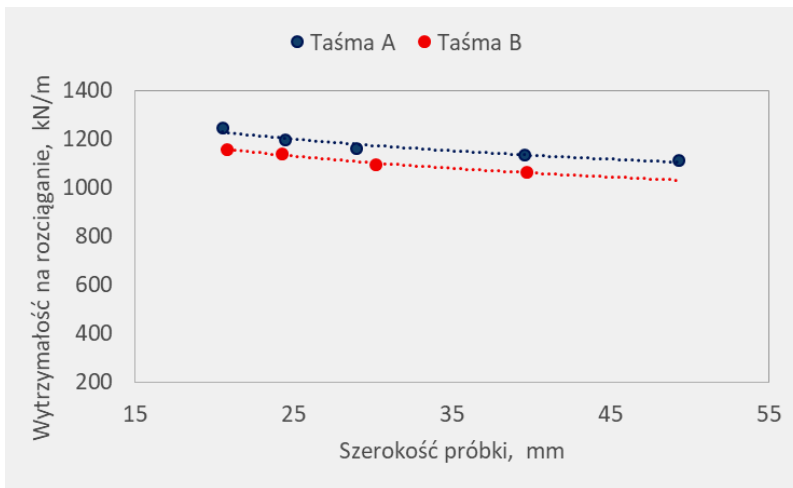
Rys. 2. Wyniki badania wytrzymałości taśm w zależności od zastosowanego typu próbki

Fig. 2. Conveyor belts strength test results depending on the type of sample used

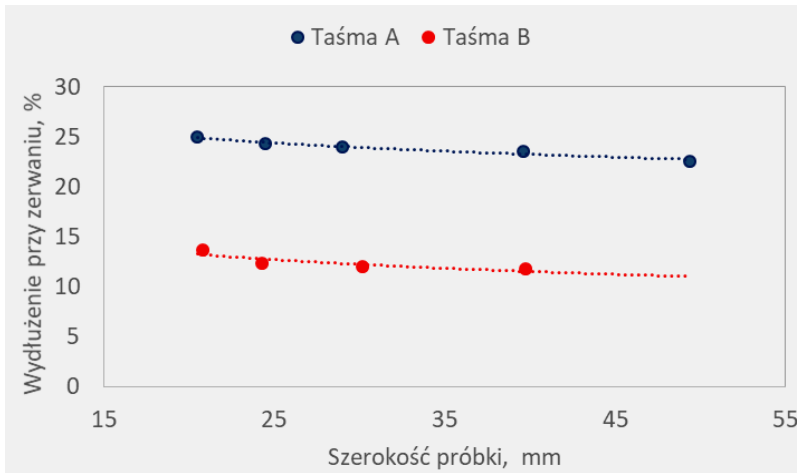
Szczególłą uwagę należy zachować przy badaniu wytrzymałości taśm z rdzeniem aramidowym typu „straight warp”; wyprostowane pojedyncze nici osnowy mają dość znaczną grubość, np. około 3 mm dla DP 2500/1. Nawet niewielkie nacięcia skrajnych nici osnowy przez ostrze wykrojnika do próbek spowoduje istotne osłabienie przekroju próbki, a w konsekwencji niemierny wynik oznaczenia. W tym przypadku, po wycięciu próbki w kształcie wiosła, zaleca się odseparowanie i przecięcie skrajnych nici osnowy i pomniejszenie szerokości badanego przekroju próbki o wartość grubości przeciętych nici.

W badaniach wytrzymałości taśm, ze względu na możliwości technicznych aparatury, oznaczamy jej poziom na próbkach o małej szerokości w stosunku do szerokości całej taśmy. Nasuwa się pytanie, czy wytrzymałość oznaczona na małej próbce odpowiada wytrzymałości taśmy o pełnej szerokości? Przeprowadzono kolejny test (Domagała, 2003) – wpływu skali na wynik oznaczenia wytrzymałości. Wykonano badania wytrzymałości na rozciąganie dla tej samej taśmy, z zastosowaniem próbek o różnej szerokości w miejscu ich przewężenia. Ze względu na możliwości techniczne maszyny wytrzymałościowej, szerokości próbek ograniczono do 50 mm. Wszystkie próbki

miały kształt wioseł wykonanych tym samym promieniem  $R = 560$  mm, zmieniała się tylko szerokość ich najwęższego miejsca. Zastosowano 5 różnych szerokości próbek: 20, 25, 30, 40 i 50 mm. Badania wykonano dla taśmy 3-przekładkowej z rdzeniem poliamidowym (taśma A) oraz dla taśmy 4-przekładkowej z rdzeniem poliestrowo-poliamidowym (taśma B). Wyniki badań przedstawiono na rysunku 3. Dla obu taśm zaobserwowano spadek wytrzymałości wraz ze wzrostem szerokości próbki. Czy jest to efekt metody badań (kształtu próbek), zmiany proporcji szerokości próbki do promienia krzywizny, zmiany proporcji szerokości próbki do jej długości, czy raczej jest to charakterystyka wytrzymałości takich struktur jak taśma – warstwowych i wielowłóknowych? W przeprowadzonych badaniach zaobserwowano wraz ze wzrostem szerokości próbki spadek jej wydłużenia przy zerwaniu (rys. 4), co może świadczyć jednak o tym, że taka jest charakterystyka wytrzymałości taśm z rdzeniem tkaninowym. Załóżmy, że zbadamy wytrzymałość pojedynczej nici. Czy wytrzymałość struktury składającej się z wielu nici będzie równa wielokrotności wytrzymałości pojedynczej? Otóż nie, bo w takiej strukturze, każda z nici ma jakieś niekoniecznie jednakowe naprężenie wstępne, wynikające, np. ze wstępnego naciągu, splotu, czy zjawiska wykurczu termicznego, zachodzącego w procesie produkcji taśm. W takim przypadku przebieg zrywania będzie stopniowy, najpierw zerwą się nici o największym wstępnym naprężeniu, a potem pozostałe. W konsekwencji uzyskamy wytrzymałość mniejszą niż wielokrotność wytrzymałości pojedynczej nici.



Rys. 3. Wpływ szerokości próbki na wynik badania wytrzymałości taśmy  
 Fig. 3. Impact of sample width on the result of the belt strength test



Rys. 4. Wpływ szerokości próbki na wynik badania wydłużenia przy zerwaniu taśmy  
 Fig. 4. Impact of sample width on the elongation at belt break test result

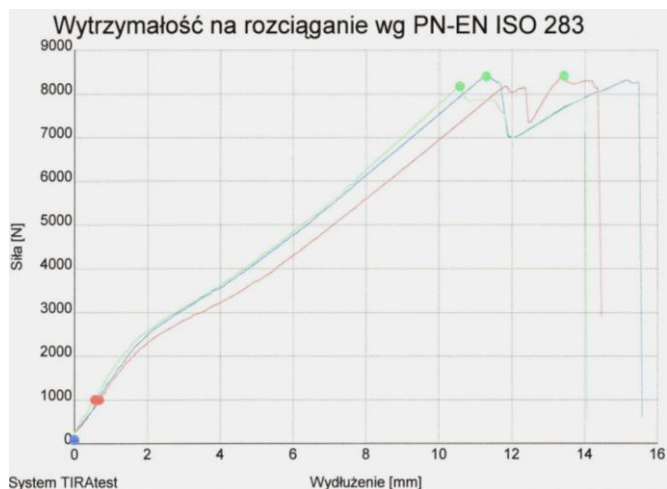
Zmiany wytrzymałości na rozciąganie taśmy, zaobserwowane w przeprowadzonym teście, w zależności od szerokości próbki można opisać funkcją potęgową. Przyjmując, że wynikają one jedynie z charakterystyki wytrzymałości takich struktur jak taśma, a nie z metody badań lub innych przyczyn, przyjmując również stałość trendu wyznaczonego w badaniach, wytrzymałość rzeczywistą taśmy o szerokości 1200 mm można oszacować na poziomie 60% wytrzymałości oznaczonej w badaniu według normy. Mając na uwadze stosowany przy doborze wytrzymałości taśm dość wysoki współczynnik bezpieczeństwa (powyżej 9), to powyższe oszacowanie nie budzi niepokoju, natomiast chyba warto zwrócić uwagę na projektowanie odcinka przejściowego przenośnika w strefie występowania największych sił jednostkowych w taśmie.

#### 4. WPŁYW WAD PRODUKCYJNYCH NA WYTRZYMAŁOŚĆ TAŚMY

Ostatnim z poruszanych aspektów mających wpływ na wytrzymałość taśm są wady produkcyjne. Głównie chodzi o jedną, której nie można dostrzec na zewnątrz taśmy – mianowicie niejednakowe naprężenie przekładek w taśmie wieloprzekładkowej lub ich pofalowanie. To są sporadyczne przypadki, które znanym producentom taśm raczej się nie zdarzają, ale w praktyce badawczej Laboratorium Transportu Taśmowego jednak kilka z nich dało się zauważyć.

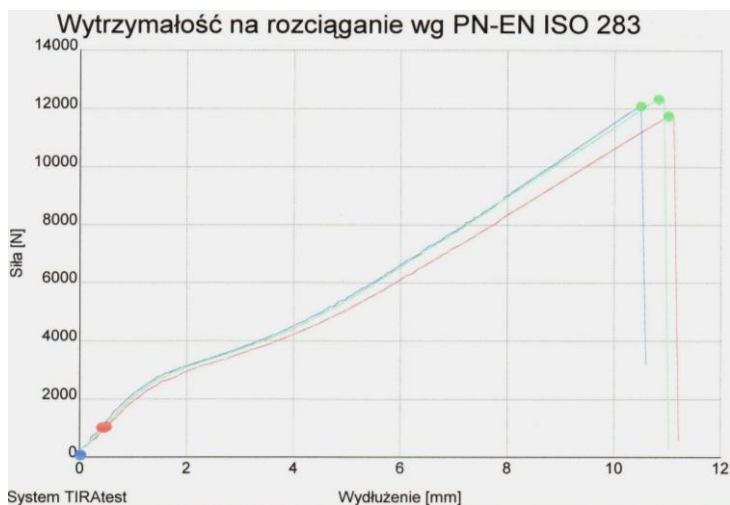
W takich przypadkach, pomimo zastosowania właściwej wytrzymałości tkaniny przekładkowej, taśma nie uzyska wytrzymałości nominalnej. Na rysunkach 5 i 6 zestawiono charakterystyki wytrzymałościowe otrzymane w teście rozciągania dla taśmy z nierównomiernie napiętymi przekładkami i dla taśmy tego samego typu, ale

z prawidłowym napięciem wstępnym przekładek taśmy. W pierwszym przypadku charakter zerwania taśmy był stopniowy – próbki uzyskały wytrzymałość około 30% niższą (~8000 N) niż w drugim przypadku (~12 000 N), w którym zerwanie przekładek nastąpiło jednocześnie.



Rys. 5. Wykres siła-wydłużenie z testu rozciągania taśmy wieloprzekładowej z nierównomiernym napięciem przekładek

Fig. 5. Force-elongation diagram from the tension test of the multiply belt with uneven tension of plys



Rys. 6. Wykres siła-wydłużenie z testu rozciągania taśmy wieloprzekładowej z równomiernie napiętymi przekładkami

Fig. 6. Force-elongation diagram from tension test of the multiply belt with even tension of plys

## 5. PODSUMOWANIE

Zerwanie się taśmy przenośnikowej w tak zwanej „caliźnie”, a nie na połączeniu, jest zjawiskiem często trudnym do wyobrażenia, a jednak jak pokazuje praktyka, realnym. W niniejszej pracy przeanalizowano pewne aspekty, które mogą wyjaśnić przyczyny zerwania się taśmy na przenośniku. Oczywiście zerwanie się taśmy na przenośniku występuje sporadycznie i nie chodzi tu o zmiany dotychczasowych, bogatych i dobrych doświadczeń projektowo-użytkowych w zakresie transportu taśmowego, ale na wskazanie ewentualnych, tzw. „wrażliwych punktów”.

Jeżeli szukać tych punktów w procesie projektowania, to warto zwrócić uwagę na obliczenia odcinka przejściowego przenośnika w strefie występowania najwyższych sił jednostkowych w taśmie, gdzie dochodzi do znacznego zróżnicowania sił w jej przekroju poprzecznym. Mając na uwadze, że wytrzymałość rzeczywista taśmy zależy od jej szerokości, co sugerują przeprowadzone badania laboratoryjne, warto przyjrzeć się stosowanym w obliczeniach tego odcinka przejściowego współczynnikom bezpieczeństwa. Użytkownicy przenośników taśmowych nie powinni podejmować decyzji o zmianie rodzaju taśmy na przenośniku bez wcześniejszego sprawdzenia, czy dla nowej taśmy o innym module sprężystości może pozostać ta sama geometria odcinka przejściowego.

W badaniach laboratoryjnych wytrzymałości taśm przenośnikowych należy kierować się dobrymi praktykami laboratoryjnymi wyboru odpowiedniego typu próbki do badań i racjonalnego podejścia do badań taśm o różnej konstrukcji rdzenia. W zakresie produkcji taśm ewentualnym „punktem wrażliwym”, w kontekście zerwania się taśmy na przenośniku, jest zmniejszenie jej wytrzymałości przez niejednakowe naprężenie przekładek w taśmie wieloprzekładowej lub ich pofalowanie. To jest wada, powodująca, że zamiast jednoczesnego wystąpi stopniowe zrywanie się przekładek taśmy. Pomimo zastosowania właściwej wytrzymałości tkaniny przekładowej taśma nie uzyskuje wytrzymałości nominalnej.

## LITERATURA

DIN 22 101 *Gurtförderer für Schüttgüter*

DOMAGAŁA P., 2003, *Analiza wpływu szerokości próbki na oznaczanie wytrzymałości na rozciąganie i wydłużenia tkaninowych taśm przenośnikowych*, Praca dypl. (niepubl.), Wydz. Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr.

GŁADYSIEWICZ L., 2003, *Przenośniki taśmowe. Teoria i obliczenia*, Oficyna Wyd. PWr.

HARDYGÓRA M., WACHOWICZ J., CZAPLIKA-KOLARZ K., MARKUSIK S., 1999, *Taśmy przenośnikowe*, Wyd. Naukowo-Techniczne, Warszawa.

MOSKIEWICZ W., 2007, *Wpływ kształtu próbki do badań na oznaczenie wytrzymałości na rozciąganie taśm z rdzeniem tekstylnym*, Praca dypl. (niepubl.), Wydz. Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr.

OMIECIŃSKI P., 2015, *Badanie i analiza wydłużenia roboczego, sprężystego i trwałego taśm przenośnikowych*, Praca dypl. (niepubl.), Wydz. Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr.

PN EN ISO 283: 2016 Textile conveyor belts - Full thickness tensile strength, elongation at break and elongation at the reference load - Test method (ISO 283:2015).

SZMAJDA K., 2016, *Badania i analiza wydłużenia roboczego, sprężystego i trwałego taśm przenośnikowych wieloprzekładowych*, Praca dypl. (niepubl.), Wydz. Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWi.

*The Best of powder handling & processing bulk solids handling 1/2000, Belt Conveyor Technology Part I, II, III*, Trans. Tech. Publications, Clausthal-Zellefeld.

WOŹNIAK, D., SAWICKI, W., 2008, *Doświadczenia z badań laboratoryjnych modułu sprężystości taśm przenośnikowych przy cyklicznym rozciąganiu*, Transport Przemysłowy i Maszyny Robocze, t. 2, 6–10.

#### TENSILE STRENGTH OF CONVEYOR BELTS WITH A TEXTILE CORE

Breaking of the conveyor belt in the “complete body”, not at the connection, is an occasional phenomenon, but real as practice shows. This work presents some aspects that may explain the reasons for the belts breaking on the conveyor. The so-called “Sensitive points” in the design, in particular the transition section of the belt conveyor, in the production of belts and in the determination of the actual strength of belts have been identified. The results of tests on the influence of sample width on belt strength were also presented.



Ireneusz BAIC, i.baic@imbigs.pl

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego  
Oddział Zamiejscowy w Katowicach  
al. W. Korfańskiego 193A, 40-157 Katowice

Rafał BARON, rbaron@komag.eu

Instytut Techniki Górniczej KOMAG  
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

Monika BARTLEWSKA-URBAN, monika.bartlewska@pwr.edu.pl

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji  
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Łukasz ĆMIEL, lukasz.cmiel@wkg.pl

WKG Sp. z o.o. Sp. k.  
ul. Działoszyńska 69, 98-335 Raciszyn

Michał FILIPCZYK, m.filipczyk@imbigs.pl

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego  
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa

Paweł FRIEBE, pfriebe@komag.eu

Instytut Techniki Górniczej KOMAG  
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

Krzysztof GALOS, kgalos@min-pan.krakow.pl

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk  
ul. Wybickiego 7A, 31-261 Kraków

Tomasz GAWENDA, gawenda@agh.edu.pl

AGH w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Inżynierii Środowiska  
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Stefan GÓRALCZYK, s.goralczyk@imbigs.pl

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego  
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa

Arkadiusz GRZEŚKOWIAK, arkadiusz.grzeskowiak@igo.wroc.pl

Poltegor-Instytut – Instytut Górnictwa Odkrywkowego  
ul. Parkowa 25, 50-616 Wrocław

Katarzyna GUZIK, guzik@min-pan.krakow.pl

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk  
ul. Wybickiego 7A, 31-261 Kraków

Monika HARDYGÓRA, monika.hardygora@pwr.edu.pl

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji, Laboratorium Transportu Taśmowego  
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Paweł KAWALEC, pawel.kawalec@ptkawalec.com

Kawalec Consulting GmbH  
Funkstrasse 79, 3084 Wabern, Szwajcaria

Marek KAWIORSKI, htsgliwice@onet.eu

HTS Sp. z o.o.  
ul. Portowa 18, 44-102 Gliwice

Daniel KOWOL, dkowol@komag.eu

Instytut Techniki Górniczej KOMAG  
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice



Wiesław KOZIOŁ, [wieslaw.koziol@agh.edu.pl](mailto:wieslaw.koziol@agh.edu.pl)

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego  
Oddział Zamiejscowy w Katowicach  
al. W. Korfantego 193A, 40-157 Katowice

Robert KRÓL, [robert.krol@pwr.edu.pl](mailto:robert.krol@pwr.edu.pl)

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji  
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Tomasz LUBIENIECKI, [t.lubieniecki@haverboecker.com](mailto:t.lubieniecki@haverboecker.com)

HAYER&BOECKER POLSKA Sp. z o.o.  
ul. Kolejowa 3, Bielany Wroclawskie, 55-040 Kobierzyce

Jarosław ŁAGOWSKI, [j.lagowski@haverboecker.com](mailto:j.lagowski@haverboecker.com)

HAYER&BOECKER POLSKA Sp. z o.o.  
ul. Kolejowa 3, Bielany Wroclawskie, 55-040 Kobierzyce

Łukasz MACHNIAK, [machniak@agh.edu.pl](mailto:machniak@agh.edu.pl)

AGH, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Inżynierii Górniczej i Bezpieczeństwa Pracy  
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Jerzy MALEWSKI, [jerzy.malewski@pwr.edu.pl](mailto:jerzy.malewski@pwr.edu.pl)

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji  
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Piotr MATUSIAK, [pmatusiak@komag.eu](mailto:pmatusiak@komag.eu)

Instytut Techniki Górniczej KOMAG  
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

Zdzisław NAZIEMIEC, [z.naziemiec@icimb.pl](mailto:z.naziemiec@icimb.pl)

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Ceramiki i Materiałów Budowlanych w Krakowie  
ul. Cementowa 8, 31-983 Kraków

Sławomir PATLA, [slawomir.patla@igo.wroc.pl](mailto:slawomir.patla@igo.wroc.pl)

Poltegor-Instytut – Instytut Górnictwa Odkrywkowego  
ul. Parkowa 25, 50-616 Wrocław

Daniel SARAMAK, [dsaramak@agh.edu.pl](mailto:dsaramak@agh.edu.pl)

AGH w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Inżynierii Środowiska  
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Agata STEMPKOWSKA, [stemp@agh.edu.pl](mailto:stemp@agh.edu.pl)

AGH w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii, Katedra Inżynierii Środowiska  
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Paweł STRZAŁKOWSKI, [pawel.strzalkowski@pwr.edu.pl](mailto:pawel.strzalkowski@pwr.edu.pl)

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji  
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Marek WILAND, [mwiland.ecoland@wp.pl](mailto:mwiland.ecoland@wp.pl)

Biuro Urbanistyczne Ecoland  
al. Kasztanowa 8, 53-125 Wrocław

Piotr WOJTASZEK, [piotr@wojtaszek.wroc.pl](mailto:piotr@wojtaszek.wroc.pl)

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Dariusz WOŹNIAK, [dariusz.wozniak@pwr.edu.pl](mailto:dariusz.wozniak@pwr.edu.pl)

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii  
Katedra Górnictwa i Geodezji, Laboratorium Transportu Taśmowego  
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław