

KRUSZYWA MINERALNE

t. 5



Konferencja Kruszywa Mineralne 2022
odbywa się w ramach obchodów
130-lecia SITG
oraz
70-lecia Oddziału SITG we Wrocławiu



Oficyna Wydawnicza
Politechniki Wrocławskiej
Wrocław 2022

Redaktor naukowy

Wojciech GLAPA

Recenzenci

Krzysztof GALOS

Stefan GÓRALCZYK

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 Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2022

OFICyna WYDAWNICZA POLITECHNIKI WROCLAWSKIEJ

Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław

<http://www.oficyna.pwr.edu.pl>

e-mail: oficwyd@pwr.edu.pl

zamawianie.ksiazek@pwr.edu.pl

ISBN 978-83-7493-195-3

Druk i oprawa: beta-druk, www.betadruk.pl

Spis treści

Kamila BRODA, Tomasz JANCZYLIK, Dominika KAFARA, Olimpia KOZŁOWSKA, Stanisław WOŁKOWICZ	
Rekultywacja wyrobisk poeksploatacyjnych. Fakty i wzorce do zastosowania	5
Magdalena DUCHNOWSKA, Alicja BAKALARZ, Andrzej ŁUSZCZKIEWICZ	
Właściwości drobnoziarnistych odpadów skalnych z produkcji kruszyw amfibolitowych i migmatytowych z Piławy Górnej	15
Tomasz GAWENDA, Agata STEMPKOWSKA, Daniel SARMAK, Dariusz FOSZCZ	
Analiza produkcji kruszyw foremnych w innowacyjnym układzie technologicznym kopalni dolomitu Imielin	27
Stefan GÓRALCZYK	
Zalecenia stosowania specyfikacji ograniczających uszkodzenia betonu wywołane reakcjami alkaliczno-krzemionkowymi	39
Arkadiusz GRZEŚKOWIAK	
Wiercenie otworów jako kluczowy element realizacji projektu robót strzałowych	49
Urszula KAŹMIERCZAK, Monika BARTLEWSKA-URBAN, Paweł STRZAŁKOWSKI	
Kształtowanie skarp zboczy zbiorników wodnych w wyrobiskach poeksploatacyjnych	59
Dagmara KOŁODZIEJ, Grzegorz SKOTNICZNY	
Analiza systemu wspomagania optymalizacji pracy linii technologicznej w kopalni Czatkowice	71
Żaklina KONOPACKA, Aneta LORETH, Marcin PIERSIAK	
Stres i mobbing na stanowiskach pracy w kopalniach odkrywkowych	85
Wiesław KOZIOŁ, Ireneusz BAIC, Artur MIROS	
Analiza zależności wydobywania i produkcji kruszyw od wybranych wskaźników makroekonomicznych	93
Ewa KUPIDURA, Anita PABICH	
Reaktywność alkaliczna kruszyw. Przegląd metod badawczych	103
Jerzy MALEWSKI	
Zbiorniki wyrównawcze i awaryjne w systemach produkcyjnych	115
Andrzej MARANDA, Jacek NOWAK, Karolina NIKOLCZUK, Mateusz POLIS, Andrzej PAPLIŃSKI	
Nadtlenek wodoru – potencjalny zamiennik azotanu(V) amonu w górniczych materiałach wybuchowych	129
Zdzisław NAZIEMIEC, Agnieszka SARMAK	
Produkcja i zastosowanie kruszyw wapiennych na przykładzie kopalni wapienia Celiny	145
Daniel SARMAK, Tomasz GAWENDA	
Ocena efektywności operacji płukania na przykładzie produkcji kruszyw łamanych	157
Konrad SŁOWIŃSKI, Łukasz MACHNIAK	
Ocena zużycia kruszyw do betonu w obiektach inżynierskich infrastruktury drogowej	167
Paweł STRZAŁKOWSKI, Magdalena DUCHNOWSKA, Urszula KAŹMIERCZAK, Alicja BAKALARZ	
Właściwości geometryczne kruszyw łamanych pochodzenia magmowego z Dolnego Śląska	177
Paweł STRZAŁKOWSKI, Urszula KAŹMIERCZAK	
Ocena metod badawczych odporności na ścieranie i rozdrabnianie kruszyw mineralnych	187
Autorzy	198

Contents

Kamila BRODA, Tomasz JANCZYLIK, Dominika KAFARA, Olimpia KOZŁOWSKA, Stanisław WOŁKOWICZ	
Reclamation of post-mining voids. National facts and patterns to apply	5
Magdalena DUCHNOWSKA, Alicja BAKALARZ, Andrzej ŁUSZCZKIEWICZ	
Properties of fine-grained amphibolite-migmatite aggregate wastes from Pilawa Gorna (SW Poland)	15
Tomasz GAWENDA, Agata STEMPKOWSKA, Daniel SARAMAK, Dariusz FOSZCZ	
Analysis of the production of regular aggregates in an innovative technological system of the Imielin dolomite mine	27
Stefan GÓRALCZYK	
Recommendations for the application of specifications to minimize the occurrence of concrete damage caused by alkali-silicate reactions	39
Arkadiusz GRZESKOWIAK	
Hole drilling as a key element for the realization of blasting project	49
Urszula KAŻMIERCZAK, Monika BARTLEWSKA-URBAN, Paweł STRZAŁKOWSKI	
Slope shape optimization of water reservoirs formed due to the reclamation of post-mining excavations	59
Dagmara KOŁODZIEJ, Grzegorz SKOTNICZNY	
Analysis of the system supporting optimization of operation of the technological line for grinding limestone in the limestone mine Czatkowice	71
Żaklina KONOPACKA, Aneta LORETH, Marcin PIERSIAK	
Stress and mobbing at workplaces in open-cast mines	85
Wiesław KOZIOŁ, Ireneusz BAIC, Artur MIROS	
Analysis of the dependence of aggregates extraction and production on selected macroeconomic indicators	93
Ewa KUPIDURA, Anita PABICH	
Alkali-aggregate reactivity. Review of research methods	103
Jerzy MALEWSKI	
Compensatory and emergency bins in production systems	115
Andrzej MARANDA, Jacek NOWAK, Karolina NIKOLCZUK, Mateusz POLIS, Andrzej PAPLIŃSKI	
Hydrogen peroxide – potential replacement for nitrate(V) ammonium in mining explosives	129
Zdzisław NAZIEMIEC, Agnieszka SARAMAK	
Production and utilization of limestone aggregates on the example of Celiny limestone mine	145
Daniel SARAMAK, Tomasz GAWENDA	
Assessment of washing process effectiveness on example of the crushed aggregates production process	157
Konrad SŁOWIŃSKI, Łukasz MACHNIAK	
Assessment of consumption of aggregates for concrete in road infrastructure engineering structures	167
Paweł STRZAŁKOWSKI, Magdalena DUCHNOWSKA, Urszula KAŻMIERCZAK, Alicja BAKALARZ	
A structure and geometric properties of crushed igneous rock aggregates from Lower Silesia deposits	177
Paweł STRZAŁKOWSKI, Urszula KAŻMIERCZAK	
Assessment of wear and fragmentation resistance test methods of mineral aggregates	187
Authors	198

Kamila BRODA, Tomasz JANCZYLIK, Dominika KAFARA,
Olimpia KOZŁOWSKA, Stanisław WOŁKOWICZ

Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy w Warszawie

REKULTYWACJA WYROBISK POEKSPLOATACYJNYCH. FAKTY I WZORCE DO ZASTOSOWANIA

1. WSTĘP

Odkrywkowa działalność wydobywcza często zalicza się do przedsięwzięć, mogących zawsze znacząco oddziaływać na środowisko lub do przedsięwzięć, mogących oddziaływać potencjalnie znacząco. Z tego powodu niezwykle istotne jest, by po zakończeniu takiej działalności obowiązywały skuteczne i proste procedury, przywracające obszar poeksploatacyjny do stanu maksymalnie zbliżonego do naturalnego i nie oddziałującego negatywnie na wszystkie elementy środowiska naturalnego. Porządek poeksploatacyjny i podniesienie walorów estetycznych terenów oddawanych po zakończeniu eksploatacji kopalni do ponownego użytkowania pozwoli istotnie poprawić społeczny odbiór inwestycji górniczych.

W obecnym porządku prawnym plan likwidacji zakładu górniczego oraz rekultywacji terenów zaplanowanych do objęcia działalnością wydobywczą powstaje przed wydaniem zgody na jej rozpoczęcie. Gwarancją prawidłowej rekultywacji ma być zapewnienie wystarczających środków finansowych. Mechanizm finansowania jest niezbędny, aby zapewnić przeprowadzenie działań związanych z zamknięciem kopalni i rekultywacją. Plan rekultywacji powinien być także okresowo weryfikowany w trakcie eksploatacji złoża na podstawie przeglądów środowiskowych, uwzględniać zachodzące zmiany oraz potrzeby lokalnych społeczności.

Wzorem innych państw, na etapie powstawania planów rekultywacji powinny być one poddane konsultacjom ze wszystkimi zainteresowanymi, dla których powstanie i obecność zakładu górniczego jest elementem zmieniającym dotychczasowe użytkowanie terenu. Wymienione czynniki są niezbędne dla pomyślnego powstania, funkcjonowania i zakończenia inwestycji górniczej. Podstawową kwestią związaną z likwidacją i rekultywacją jest zapewnienie bezpieczeństwa i zdrowia publicznego, osiągnięcie stabilnych warunków eksploatacyjnych w otoczeniu złoża oraz zminimalizowanie wpływu górnictwa na środowisko.

2. REGULACJE PRAWNE

Najistotniejszym aktem prawnym, określającym zasady i warunki podejmowania, wykonywania, a także zakończenia działalności w zakresie wydobywania kopalin ze złóż jest ustawa *Prawo geologiczne i górnicze* – dalej skrótowo *Pgig* (Dz.U.2021.1420). Ustawa ta reguluje działalność przedsiębiorców, zatem podmiotów posiadających koncesję. Przepisy ustawy nie mają zastosowania w przypadkach rekultywacji gruntów zdewastowanych lub zdegradowanych wskutek pozyskiwania kopalin bez koncesji.

Zgodnie z *Pgig*, działalność polegająca na wydobywaniu surowców skalnych – kopalin, objętych prawem własności nieruchomości gruntowej, wymaga uzyskania decyzji koncesyjnej. Udziela jej marszałek województwa lub w określonych przypadkach starosta. Istnieją jednak znaczne różnice dotyczące wymagań prawnych, jakie związane są z prowadzeniem ruchu zakładu górniczego, w tym z jego likwidacją, obejmującą również rekultywację w przypadkach koncesji udzielanych przez marszałków oraz udzielanych przez starostów. Poniżej przedstawiono najbardziej istotne różnice.

2.1. ETAP UZYSKANIA KONCESJI

Koncesja Marszałka

Przewidywany sposób likwidacji zakładów górniczych oraz rekultywacji gruntów określa projekt zagospodarowania złoża, stanowiący załącznik do wniosku o udzielenie koncesji (art. 26. ust. 3 *Pgig*), szczegółowe wymagania do projektów zagospodarowania złóż określa rozporządzenie Ministra Środowiska (DzU.2012.511).

Koncesja Starosty

Prognoszony sposób likwidacji zakładu górniczego określa się we wniosku o udzielenie koncesji (art. 26. ust. 4 *Pgig*).

2.2. PODSTAWA PROWADZENIA RUCHU ZAKŁADU

Koncesja Marszałka

Ruch zakładu górniczego prowadzi się w szczególności na podstawie planu ruchu zakładu górniczego (art. 105. ust. 1 *Pgig*), który określa m.in. szczegółowe przedsięwzięcia niezbędne w celu zapewnienia ochrony elementów środowiska oraz zapobiegania szkodom i ich napraw (art. 108. ust. 2. pkt 2f i 2h).

Koncesja Starosty

Ruch zakładu górniczego prowadzi się na podstawie warunków określonych w koncesji (art. 105. ust. 2 pkt 1) – wymagany §34. ust. 1 rozporządzenia Ministra Gospodarki ws. szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego (Dz.U.2013.1008); projekt techniczny, zatwierdzony przez kierownika ruchu zakładu górniczego, nie obejmuje zakresu likwidacji zakładu górniczego ani rekultywacji.

2.3. DOKUMENTACJA

Koncesja Marszałka

Przedsiębiorca jest zobowiązany posiadać dokumentację mierniczo-geologiczną oraz aktualizować i uzupełniać ją w trakcie postępu robót (art. 116. ust. 1 *Pgig*). Szczegółowe wytyczne zawarte zostały w rozporządzeniu Ministra Środowiska ws. dokumentacji mierniczo-geologicznej (Dz.U.2015.1941). Właściwy organ nadzoru górniczego może, w drodze decyzji, nakazać sporządzenie odpowiednich dokumentów wchodzących w skład dokumentacji mierniczo-geologicznej, innych niż wymienione w ww. rozporządzeniu, jeżeli jest to niezbędne do m.in. do rekultywacji gruntów i zagospodarowania terenów po zakończeniu działalności górniczej (art. 115. ust. 6 *Pgig*).

Koncesja Starosty

Dokumentacja nie obowiązuje.

2.4. LIKWIDACJA ZAKŁADU

Koncesja Marszałka

Sposób wykonania wszystkich obowiązków przedsiębiorcy związanych z likwidacją zakładu górniczego lub jego oznaczonej części – określa planu ruchu likwidowanego zakładu górniczego (art. 129. ust. 4 *Pgig*). Dokładne wytyczne sporządzania tego planu określone są w rozporządzeniu Ministra Środowiska ws. planów ruchu zakładów górniczych (Dz.U.2017.2293), a treść planu określa załącznik 10 ww. rozporządzenia. Przedsiębiorca ma obowiązek utworzenia funduszu likwidacji zakładu górniczego oraz gromadzenia na nim środków. W przypadku wydobywania kopalin ze złóż metodą odkrywkową przeznacza się na ów fundusz równowartość nie mniej niż 10% należnej opłaty eksploatacyjnej w terminie miesiąca po zakończeniu roku obrotowego (art. 128. ust. 4. pkt. 2, *Pgig*).

Koncesja Starosty

Sposób likwidacji zakładu górniczego określa koncesja (art. 32. ust. 5).

Nie obowiązuje utworzenie funduszu likwidacji zakładu górniczego.

2.5. REKULTYWACJA GRUNTÓW

Koncesja Marszałka

Rekultywację gruntów w granicach zakładu górniczego prowadzi się, w myśl §162. ust. 3 rozporządzenia Ministra Gospodarki ws. szczegółowych wymagań, dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego (Dz.U.2013.1008), w sposób określony w dokumentacji rekultywacji, zatwierdzonej przez kierownika ruchu zakładu górniczego. Dokumentację sporządza się z uwzględnieniem wymagań normy PN-G-07800:2002, określającej kierunek, zakres, sposób i termin jej wykonania (§162 ust. 4 i 6).

Koncesja Starosty

Nie stosuje się z wyjątkiem rekultywacji wykonywanej z wykorzystaniem odpadów pochodzących spoza zakładu górniczego.

Wyszczególnione różnice w znacznym stopniu determinują sposób i zakres prowadzenia rekultywacji terenów poeksploatacyjnych oraz możliwości wyegzekwowania związanych z tym obowiązków. Istnieją jednakże znaczne rozbieżności, dotyczące organów odpowiedzialnych za likwidację zakładów górniczych, w tym rekultywację gruntów poeksploatacyjnych, jak również podmiotów, które za tę likwidację i rekultywację są odpowiedzialne.

3. UWAGI

Bezpośrednio do kwestii likwidacji zakładu górniczego i rekultywacji gruntów odnosi się rozdział 5 działu VI ustawy *Pgig*. W kwestii przeprowadzenia rekultywacji gruntów po działalności górniczej *Pgig* odsyła do przepisów ustawy *o ochronie gruntów rolnych i leśnych* (Dz.U.2021.1326).

Należy jednak zauważyć:

- Zgodnie z art. 129. ust 1 i 2 *Pgig* w przypadku likwidacji zakładu górniczego, w całości lub w części, przedsiębiorca jest obowiązany m.in. przedsięwziąć niezbędne środki w celu ochrony środowiska oraz rekultywacji gruntów po działalności górniczej.
- Kontrolę i nadzór nad ruchem zakładów górniczych w zakresie ochrony środowiska i gospodarki złożem, zapobiegania szkodom, budowy i likwidacji zakładu górniczego, w tym rekultywacji gruntów po działalności górniczej, sprawują organy nadzoru górniczego (art. 168. ust. 1 pkt. 5–7 *Pgig*). W uzasadnionych przypadkach właściwy organ nadzoru górniczego może, w drodze decyzji, nakazać przedsiębiorcy wykonanie obowiązku likwidacji zakładu lub jego oznaczonej części (art. 129. ust. 6).
- Zgodnie z art. 39. ust. 1, 2 i 3 *Pgig* – cofnięcie koncesji, jej wygaśnięcie lub utrata jej mocy, bez względu na przyczynę, nie zwalnia dotychczasowego przedsiębiorcy z wykonania obowiązków, dotyczących ochrony środowiska i likwidacji zakładu górniczego; obowiązki te powinien wykonać dotychczasowy przedsiębiorca. Zakres i sposób wykonania odpowiednich obowiązków ustala się w planie ruchu likwidowanego zakładu górniczego. Jeżeli nie stosuje się przepisów o planach ruchu zakładu górniczego, zakres i sposób wykonania obowiązków ustala organ koncesyjny, w decyzji stwierdzającej wygaśnięcie koncesji, po uzgodnieniu z wójtem (burmistrzem, prezydentem miasta). Jeżeli nie istnieje przedsiębiorca, to obowiązki te wykonuje jego następca prawny, a jeżeli nie istnieje przedsiębiorca oraz jego następca prawny – właściciel lub osoba posiadająca inny, niż własność – tytuł prawny do nieruchomości. Ogromne znaczenie

ma zatem fakt czy przedsiębiorcą była osoba fizyczna prowadząca działalność gospodarczą czy była to spółka z.o.o, spółka jawna, i in. W przypadku potrzeby osobę obowiązującą oraz zakres i sposób wykonania obowiązków ustala w drodze decyzji organ koncesyjny.

- W myśl art. 20. ust. 1 *ustawy o ochronie gruntów rolnych i leśnych* (Dz.U.2021.1326), tylko osoba powodująca utratę albo ograniczenie wartości użytkowej gruntów jest obowiązana do ich rekultywacji na własny koszt. W sprawach dotyczących określenia stopnia ograniczenia lub utraty wartości użytkowej gruntów osoby obowiązanej do rekultywacji gruntów, kierunku i terminu wykonania rekultywacji gruntów, uznania rekultywacji gruntów za zakończoną, wszelkie decyzje wydaje starosta (art. 22. ust. 1 i 2) po zasięgnięciu opinii dyrektora właściwego terenowo okręgowego urzędu górniczego w odniesieniu do działalności górniczej.

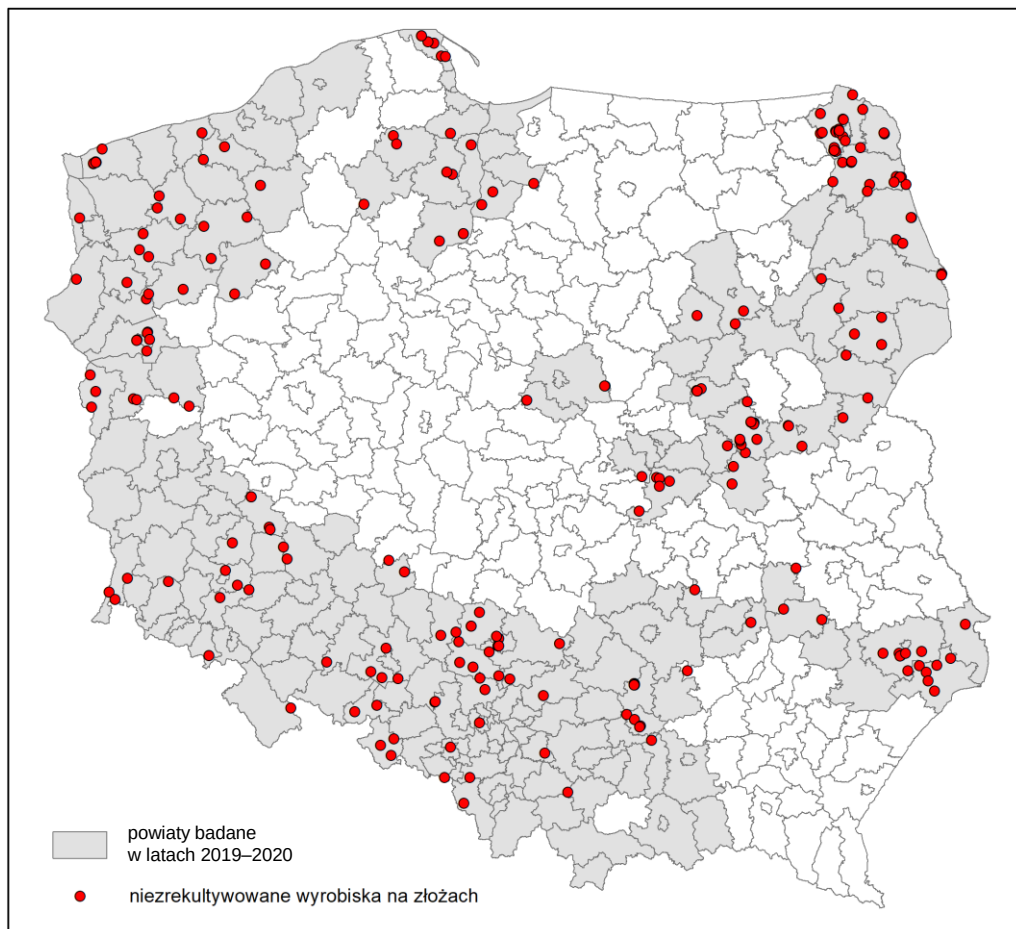
Ponadto warto również zauważyć, ustawa *Pgig* nie podaje definicji rekultywacji; można za to znaleźć definicję przywrócenia gruntu do stanu poprzedniego. Jest to odtworzenie stanu sprzed powstania szkody do której stosuje się przepisy działu VIII *Pgig*. Istnieją interpretacje, że w przypadku prowadzenia działalności z przekroczeniem warunków określonych w koncesji – i to nawet przekroczeniem rażącym, w wyniku którego doszło do dewastacji lub degradacji gruntów sąsiednich, mogą mieć zastosowanie przepisy dotyczące szkód, określone w art. 144 oraz 146 *Pgig*. Wówczas odpowiedzialność za szkodę ponosi przedsiębiorca prowadzący ruch zakładu górniczego, skutek którego wystąpiła szkoda. Jeżeli nie istnieje przedsiębiorca odpowiedzialny za szkodę ani jego następca prawny, za szkodę odpowiada Skarb Państwa, reprezentowany przez właściwy organ nadzoru górniczego.

Poza wymienionymi aktami prawnymi tematyka dotycząca rekultywacji terenów poeksploatacyjnych, poruszana jest również w odrębnych przepisach, m.in. ustawach *Prawo ochrony środowiska* (Dz.U.2021.1973), *o odpadach wydobywczych* (Dz.U.2021.1972), *o odpadach* (Dz.U.2021.779), *o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie* (Dz.U.2020.2187).

4. STAN FAKTYCZNY

Na podstawie wyników prac państwowej służby geologicznej (PSG) można dokonać oceny stanu rekultywacji odkrywkowych wyrobisk poeksploatacyjnych. Prace te są od 2019 r. przedmiotem zadania „Monitoring odkrywkowej eksploatacji kopalin”, realizowanego przez PIG-PIB. Na potrzeby tego projektu analizowane i weryfikowane są w terenie dane z bazy danych MIDAS, m.in. w zakresie złóż zaniechanych i skreślonych z krajowych *Bilansów zasobów kopalin...* (PIG-PIB 2019–2020). Uwzględniane są także dane z bazy Mapy Geośrodowiskowej Polski (MGŚP) w przypadku złóż zaniechanych, dla których baza danych MIDAS nie zawiera ich geometrii oraz w przypadku złóż, które znajdowały się w bazie MGŚP, a w ogóle były objęte bazą MIDAS.

W latach 2019–2020 badano złoża przeznaczone do eksploatacji odkrywkowej w 204 powiatach lub miastach na prawach powiatu. Rejestracji w bazie MGŚP podlegają wyrobiska niezrekultywowane, na których nie stwierdzono prowadzenia niekoncesjonowanej eksploatacji w ciągu ostatnich 5 lat oraz wyrobiska, w których stwierdzono prowadzenie niekoncesjonowanej eksploatacji w ciągu ostatnich 5 lat, zlokalizowane zarówno w granicach udokumentowanych złóż, jak i poza złożami. W 89 powiatach zarejestrowano 236 niezrekultywowanych wyrobisk, w których nie stwierdzono śladów prowadzenia niekoncesjonowanej eksploatacji (rys. 1).



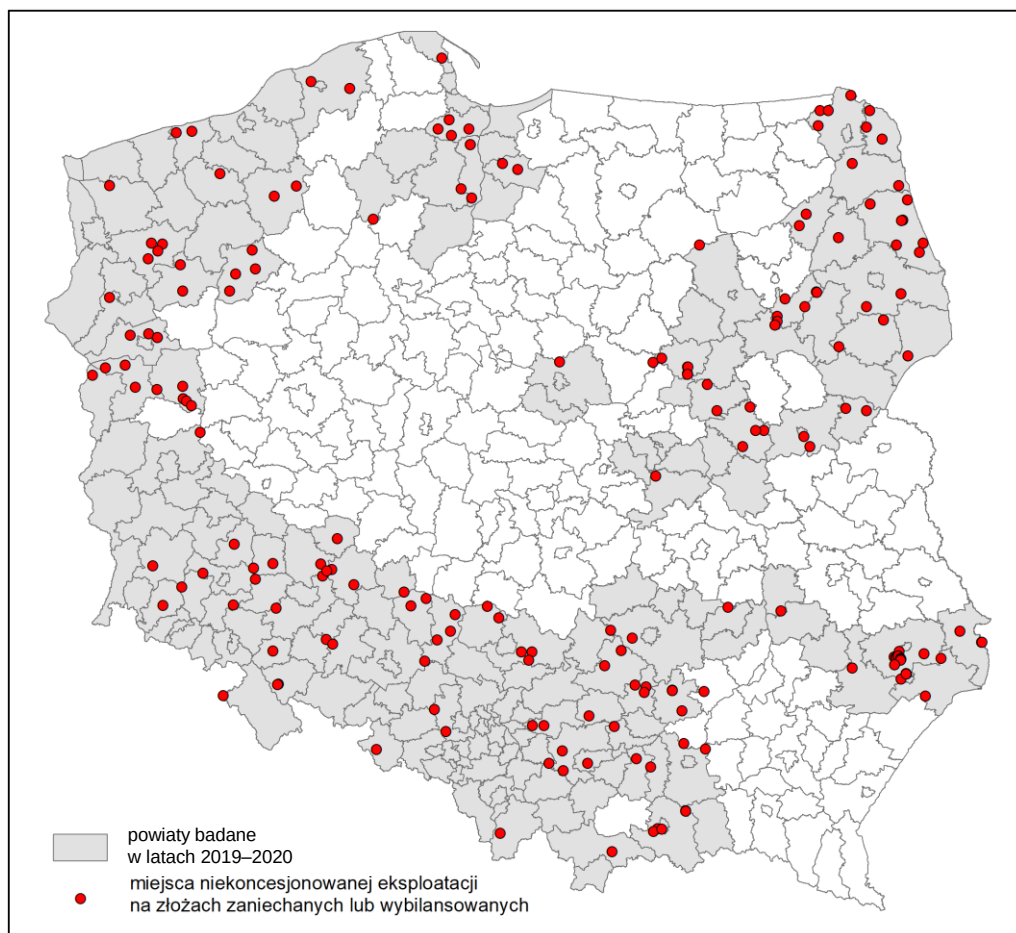
Rys. 1. Niezrekultywowane wyrobiska na złożach w powiatach analizowanych w latach 2019–2020

Fig. 1. Non-recultivated post-mining voids within the counties analyzed in 2019–2020

W większości przypadków są to wyrobiska złóż kruszyw naturalnych (82%), rzadziej złóż surowców ilastych ceramiki budowlanej (13%), kamieni drogowych i budowlanych (3%) piasków kwarcowych do produkcji cegły wapienno-piaskowej

(2%) oraz w pojedynczych przypadkach złóż rud żelaza i kwarców żyłowych. Łączna powierzchnia niezrekultywowanych wyrobisk wynosi ok. 498 ha. Spośród 236 przypadków aż w 87 stwierdzono w wyrobiskach porzucane, nielegalnie gromadzone odpady. Najczęściej były to odpady po pracach remontowo-budowlanych, tzw. odpady zielone lub ulegające biodegradacji oraz zmieszane komunalne, rzadziej opony lub części pojazdów, odpady eksploatacyjne, wielkogabarytowe i opakowaniowe.

W 89 powiatach zarejestrowano 187 wyrobisk na 176 złóż zaniechanych lub wybilansowanych (MIDAS), w których stwierdzono prowadzenie niekoncesjonowanej eksploatacji obecnie lub w ciągu ostatnich 5 lat (rys. 2).



Rys. 2. Zarejestrowane miejsca niekoncesjonowanej eksploatacji na złóżach zaniechanych lub wybilansowanych w powiatach analizowanych w latach 2019–2020

Fig. 2. Recorded unlicensed mining of abandoned and deleted mineral deposits within the counties analyzed in 2019–2020

Spośród 187 wyrobisk – w 148 stwierdzono „świeże” ślady eksploatacji. Najczęściej eksploatowaną kopaliną był piasek lub piasek ze żwirem, rzadziej żwir, a w pojedynczych przypadkach piasek gliniasty, wapień, ił, piaskowiec i inne. Łączna powierzchnia wyrobisk, w których stwierdzono prowadzenie niekoncesjonowanej eksploatacji wynosi ok. 282 ha. Spośród 187 przypadków w 69 stwierdzono porzucone, nielegalnie gromadzone rodzaje odpadów jak opisane wyżej.

Problem niekoncesjonowanej eksploatacji jest w zakresie działań PSG od 1997 roku i opisywano go w wielu artykułach. W ramach zadania PSG – Mapa Geośrodowiskowa Polski bazę danych dla całego kraju w tym zakresie prowadzi PIG-PIB.

5. PRZYKŁADY Z INNYCH KRAJÓW

Z przedstawionego opisu regulacji prawnych dotyczących rekultywacji oraz jej stanu, zbadanego w 204 powiatach w latach 2019–2020 wynika, że konieczne jest ich uproszczenie i nadanie przejrzystości interpretacyjnej i wdrożeniowej. Obecnie rozproszone zapisy w ustawach i rozporządzeniach należy skoncentrować w jednym, odrębnym i łatwym do stosowania akcie prawnym.

Konieczne jest także sprecyzowanie wytycznych, redukujących utrudnienia w podejmowaniu działań pod kątem minimalizacji negatywnego oddziaływania na środowisko terenów pogórnich.

Zwolnienie z niektórych obowiązków przedsiębiorców górniczych, które podlegają kompetencjom koncesyjnym starostów jest również niekorzystne ze względu choćby na brak wydzielonych funduszy rekultywacyjnych i jest też niezgodne z zasadą równego traktowania wszystkich podmiotów gospodarczych. Brak jest regulacji prawnych dających organom administracji państwowej, geologicznej i górniczej efektywnego narzędzia do wykrywania występujących nieprawidłowości.

Obowiązujące regulacje prawne stwarzają luki, przyczyniające się do pozostawiania niezabezpieczonych terenów poeksploatacyjnych. Obowiązujące procedury i działania administracji państwowej w zakresie wymagania, nadzoru i kontroli rekultywacji wyrobisk pogórnich nie są w pełni skuteczne. Jest to zagrożenie, które na pewno wymaga uporządkowania.

Konieczne jest skorzystanie z dobrych doświadczeń innych krajów. Po porównaniu naszych rozwiązań z obowiązującymi w innych krajach, zauważa się najistotniejsze krajowe słabe punkty: rozproszenie wytycznych, procedur i definicji po różnych aktach prawnych, rozmycie kompetencji organów odpowiedzialnych za kontrolowanie realizacji prawidłowej rekultywacji.

Niektóre kraje ustanowiły szczegółowe wymagania i procedury dotyczące zamykania kopalń. Najlepszym rozwiązaniem jest posiadanie niezależnego prawa w takich sytuacjach, które uchwała jeden organ do tego ustanowiony. Model ten daje społeczności i państwu pewność, że nadzorca ten zajmie się procesem przywrócenia do bezpiecznego użytkowania terenów poeksploatacyjnych i wraz z nadzorem przejmie

odpowiedzialność za wiele różnych aspektów, jakie prowadzą do skutecznego zwracania terenów do ponownego, niegórniczego użytkowania. Model ten gwarantuje również społeczeństwu, państwu i organizacjom pozarządowym jedno miejsce odwoławcze, w którym można uzyskać informacje na temat przepisów rewitalizacyjnych.

Wydaje się zasadne skorzystanie ze schematu francuskiego, gdzie istnieje jeden organ odpowiedzialny za rekultywację pogórnicznych terenów. Jest nim Bureau de Recherches Géologiques et Minières (BRGM) – francuska służba geologiczna. Jej ustawowym zadaniem jest „pełnienie państwowej funkcji nadzoru i zarządcy na terenach pogórnicznych” (Strategia BRGM). Istnieje wiele krajów o sprawdzonej, dojrzałej polityce zamykania kopalń: Stany Zjednoczone, Kanada, Francja, Japonia i Australia (Research... 2002). Ich przepisy charakteryzują się prostymi przejrzystymi zasadami dopuszczenia do procedur konsultacyjno-decyzyjnych lokalnych samorządów (uwzględniony głos społeczny), a także jasno sprecyzowanym określeniem organów odpowiedzialnych za prawidłowe przeprowadzenie prac rekultywacyjnych na terenach pogórnicznych.

6. WNIOSKI

Świadome i odpowiedzialne wykorzystanie przestrzeni każdego państwa świadczy o dojrzałości jego polityki środowiskowej i zarządczej. Z tego powodu polskie organy ustawodawcze powinny w trybie pilnym podjąć prace analityczne i wdrożeniowe dedykowane skuteczności obecnie obowiązujących regulacji prawnych w zakresie przeprowadzania rekultywacji terenów wykorzystanych pod działalność wydobywczą, kontroli jej poprawności w trakcie jej przeprowadzania oraz oficjalnych odbiorów po jej zakończeniu.

Należy zwrócić uwagę, że zmiana trendów w polityce światowej, wywołana inwazją na Ukrainę, z pewnością będzie wiązała się ze zwiększeniem zapotrzebowania na surowce w krajach europejskich, co siłą rzeczy wymusi intensyfikację rozwoju sektora wydobywczego. Stąd w trosce o przyszłe pokolenia powinno dążyć się do skutecznego porządkowania terenów poeksploatacyjnych w przestrzeni naszego kraju.

LITERATURA

- Google Earth Pro, www.google.com/earth/download/gep/agree.html
MGŚP, *Mapa Geośrodowiskowa Polski 1:50 000*, PIG-PIB, Warszawa.
MIDAS, *Baza danych o złożach*, PIG-PIB, www.geoportal.pgi.gov.pl/midas-web
PIG-PIB, 2019, 2020, *Bilanse zasobów złóż kopalin w Polsce wg stanu na 31.12.2019 – 31.12.2020*.
PN-G-07800:2002, *Górnictwo odkrywkowe. Rekultywacja. Ogólne wytyczne projektowania*.
Research on Mine Closure Policy, 2002, *World Business Council for Sustainable Development*.
Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 kwietnia 2012 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących projektów zagospodarowania złóż, Dz.U.2012.511.
Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 8 kwietnia 2013 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego, Dz.U.2013.1008.

Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 28 października 2015 r. w sprawie dokumentacji mierniczo-geologicznej, Dz.U.2015.1941.

Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 8 grudnia 2017 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych, Dz.U.2017. 2293.

Strategia BRGM 2018–2022: <https://www.brgm.fr/en/identity/strategy>

Ustawa z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych, t.j. Dz.U.2021.1326 ze zm.

Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska, t.j. Dz.U.2021.1973 ze zm.

Ustawa z dnia 13 kwietnia 2007 r. o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie, t.j. Dz.U.2020. 2187.

Ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych, t.j. Dz.U.2021.1972.

Ustawa z dnia 14 grudnia 2012 r. o odpadach, t.j. Dz.U.2021.779 ze zm.

Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze, t.j. Dz.U.2021.1420 ze zm.

RECLAMATION OF POST-MINING VOIDS. NATIONAL FACTS AND PATTERNS TO APPLY

The paper presents an outline of national formal and legal conditions of the post-mining land reclamation process against the background of the actual state of reclamation in post-mining fields. Additionally, the article discusses the problem of other post-mining areas, i.e. those exploited for many years without a concession, and then left to natural plant succession or spontaneous management by local inhabitants, usually in the direction of chaotic storage and transport of used and unused products and packaging. The paper also presents examples of well functioning solutions in other countries, where reclamation and optimization of space use are of high importance and therefore highly effective in restoring the values of, among others, post-mining areas.

WŁAŚCIWOŚCI DROBNOZIARNISTYCH ODPADÓW SKALNYCH Z PRODUKCJI KRUSZYW AMFIBOLITOWYCH I MIGMATYTOWYCH Z PIŁAWY GÓRNEJ

1. WPROWADZENIE

W wielu dziedzinach przemysłu surowców skalnych, zwłaszcza kruszyw łamanych, powstające w trakcie ich wydobywania i przeróbki najdrobniejsze klasy ziarnowe, stanowią odpady produkcyjne. Odpady takie na ogół wykorzystywane są w niewielkim stopniu i najczęściej składowane są jako materiał nieużyteczny. Dotyczy to większości wydobywanych skał, zarówno magmowych, jak i metamorficznych oraz osadowych, szczególnie w dużych dolnośląskich kopalniach surowców skalnych, będących ważną bazą tych surowców w Polsce. Odpadowe produkty skalne przeważnie o uziarnieniu mniejszym niż 2 lub 1 mm, często drobniejszym od 0,1 mm, są skruszoną skałą pierwotną i ich wykorzystanie może się wiązać z faktem uwolnienia, w wyniku rozdrobnienia skały, minerałów głównych, a także składników tworzących wykorzystywaną skałę. Przykładem mogą tu być odpady granitowe i bazaltowe, powstające w znacznych ilościach przy produkcji kruszyw budowlanych i drogowych. Odpady granitowe stanowią potencjalną bazę surowców skaleniowo-kwarcowych i skaleniowych (Lewicka 2012; Panna i in. 2015), jako dodatek do betonów (Grabiec i in. 2015; Dobiszewska 2017). Odpady bazaltowe proponowane są jako dodatek do betonów (Dobiszewska i in. 2016), a także jako naturalne nawozy mineralne w rolnictwie (Gillman i in. 2002; Sikora 2004; Zagożdżon 2008; Dalmora i in. 2016). Pyły bazaltowe także proponowane są jako składnik szklivi ceramicznych (Gacki i in. 2013). Innym przykładem są mączki odpadowe z produkcji kruszyw gabrowych wykorzystane jako naturalny nawóz mineralny. Mogą one kompensować niedobór mikroelementów w glebach i nie zachodzi tu niebezpieczeństwo przedozowania substancji wprowadzonej do gleby, gdyż proces uwalniania tych składników jest powolny i długotrwały (Maliszewski i in. 2019).

Rozdrobnienie, będące najdroższą operacją przeróbczą każdego mineralnego surowca, w przypadku drobnoziarnistych odpadów skalnych mamy niejako za darmo, stąd główny koszt ewentualnego wykorzystania lub przeróbki ponosi się tylko w innych operacjach przetwórczych, np. we wzbogacaniu. Drobne uziarnienie zapewnia często wysoki stopień uwolnienia poszczególnych składników mineralnych skały. W przypadku zastosowań jako nawozy mineralne wskazane jest, aby zawartość frakcji

poniżej 0,063 mm była na poziomie 70%, co ułatwi dostarczanie do gleby pożądaných mikroelementów (Maliszewski i in. 2019).

Złoża amfibolitów występują w południowo-zachodniej Polsce w woj. dolnośląskim. Ich eksploatacja jest prowadzona ze złóż: Ogorzelec, Pagórki Wschodnie, Piława Górna i Kluczowa. W złożach Piława Górna i Kluczowa pozyskiwaną kopalinią współwystępującą są migmatyty. Złoża amfibolitów i migmatytów eksploatuje się odkrywkowo, a produktem finalnym są kruszywa łamane (Brzeziński & Miśkiewicz 2022). Złoże Piława Górna zlokalizowane jest w środkowej części bloku przedsudeckiego w obrębie zbudowanego ze skał metamorficznych bloku sowskiego (Cymerman 1989). Eksploatacji podlega skała migmatytowo-amfibolitowa, zbudowana głównie z migmatytów (72%) i amfibolitów z domieszkami pegmatytów granitoidowych (Szuszkiewicz i in. 2013). W składzie mineralnym amfibolitów dominują plagioklasy, amfibole (głównie hornblenda), kwarc oraz biotyt, natomiast w przypadku migmatytów są to kwarc, amfibole, skałen potasowy, plagioklasy i biotyt. Udział ilościowy hornblendy w opisywanych skałach jest zmienny, przy czym najwyższą jej zawartością charakteryzują się amfibolity laminowane (Cymerman 1989). Dodatkowo występuje tu grafit, który jest związany z żyłami pegmatytowymi i łupkami grafitowymi. Żyły pegmatytowe w złożu są również w niektórych publikacjach przedstawiane jako potencjalne źródło pierwiastków rzadkich (Szuszkiewicz i in. 2016).

Kopalnia kruszyw amfibolitowo-migmatytowych w Piławie Górnej jest jednym z największych kompleksów pozyskiwania kruszyw w Polsce. Zakład w Piławie Górnej został uruchomiony w 2007 roku, jako inwestycja typu *greenfield* przez Dolnośląskie Surowce Skalne – DSS Sp. z o.o. (Galos 2007), obecnie należy on do Kampanii Górniczej Sp. z o.o. Eksploatacja złoża prowadzona jest metodą odkrywkową przy użyciu materiałów wybuchowych. Odstrzelony urobek przerabiany jest w dwóch układach: mobilnym w wyrobisku i w stacjonarnym zakładzie przeróbczym. Zakład mobilny dopasowuje się do warunków eksploatacyjno-produkcyjnych, co usprawnia organizację produkcji, a jednocześnie współpracuje on z układem stacjonarnym (Gawenda 2013). W stacjonarnym zakładzie przeróbczym w pierwszym etapie kopalina jest poddawana kruszeniu i klasyfikacji (Stefanicka 2011). Produktami przeróbki są mieszanki, tłuczeń i grys, stosowane jako kruszywo łamane w inżynierii lądowej (Galos i in. 2009). Ciąg produkcyjny zakładu przeróbczego wyposażony jest w system wysokowydajny, odpylający, gwarantujący niskie zapylenie produktów i stanowisk produkcyjnych. Usuwane pyły skalne odkładane są na składowisku zewnętrznym w znacznych ilościach, jako odpad produkcyjny. Zakład oferuje sprzedaż tych pyłów jako komponentu do prefabrykatów betonowych (<http://kompaniagornicza.pl>, 02.2022).

W literaturze można znaleźć wyniki badań możliwości wykorzystania drobnoziarnistych frakcji odpadowych z innych dolnośląskich złóż amfibolitów. Lubas i Wyszomirski (2009) badając odpady amfibolitowe z Ogorzelca i Wieściszowic przedstawili pozytywne wyniki wytwarzania z nich tworzyw szklano-krystalicznych (szkieł glinokrzemianowych) oraz włóknistych materiałów izolacyjnych. Maliszewski i in.

(2017) badali drobnoziarniste frakcje amfibolitów z Pagórek Wschodnich, Ogorzelca i Wieściszowic, stwierdzając, że trudno zbywalne frakcje amfibolitowe ze złoża Pagórki Wschodnie mogą być wykorzystane jako surowiec do barwienia szkliwa. Podają także, że zawartość CaO, MgO i K₂O oraz niska zawartość SiO₂ uzasadnia podjęcie badań w kierunku zagospodarowania drobnych frakcji z tego złoża do produkcji nawozów mineralnych.

Możliwość wykorzystania mączek skalnych jako nawozów w rolnictwie stanowi istotny element Gospodarki Obiegu Zamkniętego, z uwagi na znalezienie sposobu zagospodarowania dużych ilości trudno zbywalnego materiału, który zalegając na składowiskach negatywnie oddziałuje na otaczające je środowisko (pylenie, uwalnianie metali do gleb) (Maliszewski i in. 2017, 2019). Pyły amfibolitowe z Piławy Górnej były badane jako dodatek do kształtek (brykietów, tworzyw) betonowych (Borowski i in. 2017).

Celem niniejszej pracy jest prezentacja wyników szczegółowych badań składu chemicznego i mineralnego materiału, stanowiącego produkt odpadowy z technologicznego odpylania procesów przeróbczych kruszywa amfibolitowo-migmatytowego, z myślą o potencjalnych możliwościach jego zagospodarowania. Badania wiążano także z weryfikacją licznych sugestii badaczy o rzadkich i cennych składnikach użytecznych zawartych szczególnie w pegmatytach, objętych bieżącą eksploatacją złoża (np. Szuszkiewicz i in. 2013). Drugim celem prezentowanych badań odpadowych pyłów z zakładu w Piławie Górnej było wykonanie wstępnej próby ich wzbogacania grawitacyjnego. W związku z obecnością w badanym materiale składników silnie hydrofobowych, głównie grafitu utrudniającego wzbogacanie grawitacyjne, wykonano również wstępne próby flotacji w celu usunięcia tego składnika z nadawy do wzbogacania. Przedstawione w artykule wyniki częściowo pochodzą z pracy Łuszczkiewicza i in. (2011).

2. CZĘŚĆ BADAWCZA

Materiałem do badań była próbka drobnoziarnistych odpadów skalnych, powstających podczas produkcji kruszyw łamanych w Kopalni w Piławie Górnej. Masa próbki wynosiła około 60 kg. Próbkę w całości uśredniono na podzielniku Jonesa i pobrano reprezentatywną próbkę o masie 1 kg w celu oznaczenia składu ziarnowego i chemicznego nadawy. Kolejno wydzielono 10 próbek o masie po 3 kg każda. Tak przygotowane próbki stanowiły nadawy do procesu flotacji grafitu.

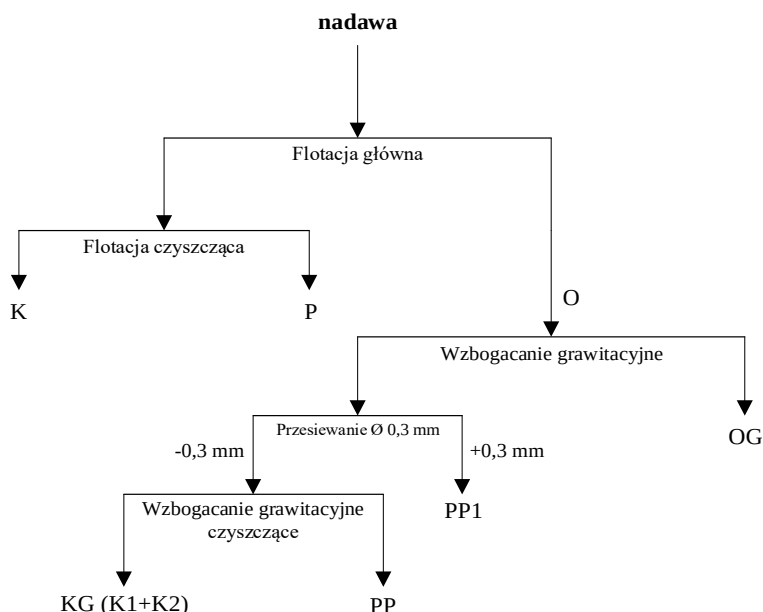
Skład ziarnowy badanego materiału przedstawiono w tabeli 1. Próbka charakteryzuje się drobnym uziarnieniem z zawartością blisko 42% najdrobniejszej frakcji ziaren poniżej 0,025 mm. Już podczas wykonywania analizy sitowej metodą „na mokro” stwierdzono obecność silnie hydrofobowych ziaren, zidentyfikowanych jako grafit.

Tab. 1. Skład ziarnowy badanej próbki odpadów skalnych z Piławy Górnej
 Tab. 1. Particle size distribution of waste sample from Pilawa Gorna

Klasa ziarnowa [mm]	Wychód [%]	Wychód kumulowany [%]
<0,025	41,83	41,83
0,025–0,040	12,56	54,39
0,040–0,063	16,35	70,74
>0,063	29,26	100,00

Reprezentatywną próbkę materiału poddano analizom chemicznym i mineralnym. Analizy chemiczne wykonano metodą Na_2O_2 -ICP+ICP/MS w Activation Laboratories Ltd. (Actlabs) w Ancaster (Ontario) w Kanadzie. Zawartość węgla całkowitego oznaczano analizatorem węgla i siarki ELTRA CS-580. Badania mineralne próbki nadawy odpadu drobnoziarnistego wykonywano za pomocą zautomatyzowanego systemu analiz mineralnych MLA (Mineral Liberation Analysis) w laboratorium FEI w Australii. Należy zaznaczyć, że analiza tego typu nie pozwala na oznaczenia grafitu w badanej próbce, dlatego też zarówno produkty wzbogacania flotacyjnego jak i grawitacyjnego zostały poddane niezależnie analizie mineralnej optycznym mikroskopem w świetle odbitym. Głównym celem analiz mineralnych była charakterystyka ilościowo-jakościowa kruszców i grafitu obecnych w badanych próbkach otrzymanych w eksperymentach wzbogacania. Ilościowym analizom mineralogicznym poddano produkty końcowe flotacji oraz wzbogacania grawitacyjnego. Ze względu na bardzo niskie zawartości kruszców w próbce w bilansach mineralnych nie uwzględniono ich zawartości w pierwotnej nadawie.

Schemat metodyki badań pokazano na rysunku. Eksperymenty flotacji wykonywano w laboratoryjnej maszynie flotacyjnej D12 produkcji firmy Denver wyposażonej w wymienne wirniki i komory o pojemności od 1,5 do 10 dm³. Operację flotacji wykonano w celu wydzielenia silnie hydrofobowych składników z materiału, głównie obecnego w nim grafitu. Zastosowano bezkolektorową flotację z użyciem jedynie odczynnika pianotwórczego MIBC (metyloizobutylokarbinolu) w dawce 100 g/Mg. Odczynnik ten podawano na czoło flotacji głównej. Wykonano łącznie 10 eksperymentów z porcjami nadawy po 3 kg, a zebrany koncentrat grafitowy poddano jednokrotnej operacji czyszczenia (rysunek). Odpad z procesu flotacji poddano kilkustopniowemu wzbogacaniu grawitacyjnemu. Operacje wykonano na stole koncentracyjnym o powierzchni roboczej 0,45 m² z napędem typu Wilfley. Celem wzbogacania grawitacyjnego było wydzielenie minerałów ciężkich, które najczęściej definiowane są jako ziarna o gęstości większej od 3,0 g/cm³. W wyniku separacji grawitacyjnej otrzymano koncentrat wstępny oraz odpad grawitacyjny. Z wydzielonego koncentratu wstępnego odsiano na sicie frakcję ziarnową >0,3 mm, a frakcję <0,3 mm poddano operacji czyszczenia. Wydzielenie frakcji +0,3 mm miało na celu stworzenie korzystniejszych warunków czyszczenia koncentratu grawitacyjnego, w tym lepiej uwolnionych ziaren we frakcji <0,3 mm.



Rysunek. Schemat badań
Figure. The scheme of research

W tabeli 2 zestawiono wyniki analiz chemicznych badanej próbki. Podano także przeciętne rozproszenie oznaczonych pierwiastków w górnej (UC ang. *upper continental crust* – do 21 km), kontynentalnej skorupie ziemskiej (Wedepohl 1995). W ostatniej kolumnie tabeli zestawiono współczynniki koncentracji oznaczonych pierwiastków w stosunku do ich przeciętnych zawartości w górnych warstwach litosfery (UC). Wartości te wskazują stopień wzbogacenia lub zubożenia w stosunku do przeciętnych zawartości w skorupie ziemskiej. Jak widać z tabeli 2 znacząco wysokie wartości współczynnika koncentracji obserwuje się jedynie w przypadku Se i Sr. Koncentracje te są jednak dalekie od szacowanych dolnych granic ekonomicznego odzysku (Fergusson 1982). Wyraźne wzbogacenie w stosunku do przeciętnego rozproszenia w górnej skorupie ziemskiej (współczynnik wzbogacenia ≥ 3) wykazują S, Cu, Ni, Co, Cr, V, i Mn. Nieznaczne wzbogacenie (współczynnik wzbogacenia > 1) wykazują $C_{całk}$, Fe, P, Ti, Zn, Ge oraz Sn, Mo, Li i REE+Y. Poziomy koncentracji wymienionych pierwiastków są nadal bliskie przeciętnemu rozproszeniu w litosferze, zatem są bardzo dalekie od szacowanych dolnych granic ekonomicznego ich pozyskiwania (Fergusson 1982). Pozostałe oznaczone pierwiastki koncentrują się poniżej przeciętnej zawartości w górnych warstwach litosfery.

Tab. 2. Skład chemiczny badanej nadawy próbki odpadów
 Tab. 2. Chemical composition of studied waste sample

Pierwiastek	Jednostka	Dokładność oznaczeń	Zawartość w badanej nadawie	UC*	**Współcz. koncentracji do UC
Al	%	0,01	8,04	7,74	1,0
Ca	%	0,01	4,37	2,95	1,5
C _{całk.}	%	0,01	0,57	0,32	1,8
Fe	%	0,05	6,66	3,09	2,2
K	%	0,1	1,2	2,86	0,4
Mg	%	0,01	2,79	1,35	2,1
P	%	0,005	0,154	0,0665	2,3
S	%	0,01	0,76	0,0953	8,0
Si	%	0,01	26,2	30,3	0,9
Ti	%	0,01	0,76	0,312	2,4
Cu	ppm	2	89	14,3	6,2
Ni	ppm	10	110	18,6	5,9
Cr	ppm	30	110	35	3,1
Co	ppm	0,2	35,3	11,6	3,0
Se	ppm	0,8	13,2	0,083	159,0
Zn	ppm	30	120	52	2,3
Pb	ppm	0,8	9,3	17	0,5
Ag	ppm	10	<10	0,055	–
Cd	ppm	2	<2	0,102	–
As	ppm	5	<5	2	–
Sn	ppm	0,5	2,9	2,5	1,2
Sb	ppm	2	<2	0,31	–
Mo	ppm	1	2	1,4	1,4
B	ppm	10	<10	11	<1,0
Li	ppm	3	30	22	1,4
Be	ppm	3	<3	3,1	<1,0
V	ppm	5	210	53	4,0
Mn	ppm	3	1530	527	2,9
Ga	ppm	0,2	18,3	14	1,3
Ge	ppm	0,7	3,2	1,4	2,3
Rb	ppm	0,4	48,4	110	0,4
Sr	ppm	3	194	3,16	61,4
Nb	ppm	2,4	9	26	0,3
In	ppm	0,2	<0,2	0,061	–
Te	ppm	6	<6	b.d.	–
Cs	ppm	0,1	1,9	5,8	0,3
Ba	ppm	3	425	668	0,6
ΣREE+Y	ppm	0,1	207,8	165,1	1,3

cd. tabeli 2

Pierwiastek	Jednostka	Dokładność oznaczeń	Zawartość w badanej nadawie	UC*	**Współczynnik koncentracji do UC
Hf	ppm	10	<10	5,8	–
Ta	ppm	0,2	0,5	1,5	0,3
W	ppm	0,7	<0,7	1,4	<1,0
Tl	ppm	0,1	0,8	0,75	1,1
Bi	ppm	2	<2	0,123	–
Th	ppm	0,1	8,1	10,3	0,8
U	ppm	0,1	2,3	2,5	0,9

* UC (ang. *average upper continental crust*) – przeciętne rozproszenie pierwiastków w górnych warstwach (21 km) kontynentalnej skorupy ziemskiej (dane według Wedepohl 1995).

** Współczynnik koncentracji pokazuje w przybliżeniu, ile razy zawartość pierwiastka w złożu o znaczeniu przemysłowym musi być większa od jego przeciętnego rozproszenia w skorupie ziemskiej (Gruszczak 1984). Odpowiednikiem tego pojęcia w przeróbce kopalin jest *stopień wzbogacenia*.

W tabeli 3 zestawiono wyniki analizy mineralnej badanej próbki odpadów (nada-
wy do flotacji głównej). Do głównych składników mineralnych badanego materiału
należą plagioklasy, hornblenda, kwarc oraz biotyt, stanowiące blisko 88% całej próbki.
Badania asocjacji tych minerałów wykazały, że są one w 92–95% uwolnione oraz
występują głównie we wzajemnych asocjacjach.

Tab. 3. Skład mineralny badanej nadawy próbki odpadów
Tab. 3. Mineral composition of studied waste sample

Minerał/ grupa minerałów	Zawartość [%]	Minerał/ grupa minerałów	Zawartość [%]	Minerał/ grupa minerałów	Zawartość [%]
kwarc	14,8	biotyt	13,1	piryt	0,4
albit	1,0	muskowit	0,2	apatyt	0,7
plagioklasy	36,4	grossular	0,3	tytanit	0,3
ortoklaz	0,9	almandyn-spessartyn	1,7	cyrkon	0,1
hornblenda	23,2	chloryt	2,0	diopsyd	0,7
kersutyt	1,3	ilmenit	0,6	goethyt	0,1
tremolit aktynolit	0,3	allanit (Ce)	0,1	kalcyt	0,3
antofyllit	0,3	pirotyn	0,9	tlenki Fe	0,1

W tabelach 4–7 zestawiono bilanse wzbogacania wybranych pierwiastków, które we flotacji bezkolektorowej i wzbogacaniu grawitacyjnym uległy wzbogaceniu w koncentracie w stosunku do zawartości w nadawie. W tabeli 5 oraz 7 zestawiono bilans grafitu i składników kruszczowych dla flotacji czyszczącej grafitu oraz wzbogacania grawitacyjnego.

Tab. 4. Bilans flotacji bezkolektorowej wybranych składników chemicznych nadawy

Tab. 4. The balance of collectorless flotation – analysis of the flotation of the selected chemical components

Produkt	Wychód	C _{całk.}		S		Ti		Cu		Ni	
	γ [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]
K	0,92	60,52	97,43	1,62	1,46	0,40	0,50	4970	44,05	90	0,89
P	1,39	0,34	0,82	4,13	5,60	0,72	1,36	652	8,71	290	4,32
O	97,69	0,01	1,75	0,97	92,95	0,74	98,14	50	47,24	90	94,79
nadawa z bil.	100,00	0,57	100,00	1,02	100,00	0,73	100,00	104	100,0	93,05	100,00
nadawa ozn.	–	–	–	0,76	–	0,76	–	89	–	110	–
Produkt	Wychód	Mo		Nb		Ta		Cs		REE+Y	
	γ [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]
K	0,92	248	62,94	7,8	0,85	0,6	1,02	0,8	0,35	214,3	0,92
P	1,39	24	9,18	9,5	1,57	0,5	1,28	1,9	1,25	235,4	1,52
O	97,69	1	27,88	8,4	97,58	0,5	97,70	2,1	98,41	214,0	97,56
nadawa z bil.	100,00	3,62	100,00	8,4	100,00	0,5	100,00	2,1	100,00	214,3	100,00
nadawa ozn.	–	2	–	9	–	0,5	–	1,9	–	207,8	–

γ – wychód produktu, λ – zawartość składnika w produkcie, ε – uzysk składnika w produkcie

Tab. 5. Bilans flotacji czyszczącej – analiza flotacji najważniejszych składników mineralnych

Tab. 5. The balance of cleaning flotation – analysis of the flotation of the major minerals

Produkt	γ [%]	Kruszce + grafit		Grafit		Piotyn		Chalkopiryt		Piryt		Pozostałe składniki*
		λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	
K	39,9	94,17	90,50	90,57	99,94	1,94	17,01	1,47	84,43	0,10	67,26	5,91
P	60,1	6,56	9,50	0,03	0,06	6,28	82,99	0,18	15,57	0,03	32,74	93,47
nadawa z bilansu	100,0	41,50	100,00	36,14	100,00	4,55	100,00	0,69	100,00	0,06	100,00	58,55

*Jako pozostałe składniki oznaczono minerały niebędące kruszcami (pospolite skałotwórcze).

Tab. 6. Bilans wzbogacania grawitacyjnego
Tab. 6. The balance of gravity separation

Produkt	Wychód	Ca		Fe		Mg		S		Ti	
	γ [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]
KG (K1+K2)	5,50	5,19	6,59	11,86	9,94	3,27	6,48	2,14	18,43	1,74	12,68
PP	0,13	4,34	0,13	10,80	0,21	2,72	0,13	3,32	0,68	0,92	0,16
PP1	0,22	3,42	0,17	7,98	0,27	3,36	0,27	0,48	0,17	1,07	0,31
OG	94,15	4,28	93,11	6,24	89,57	2,74	93,12	0,55	80,73	0,70	86,85
nadawa z bil.	100,00	4,33	100,00	6,55	100,00	2,77	100,00	0,64	100,00	0,75	100,00
nadawa ozn.	–	4,37	–	6,66	–	2,79	–	0,76	–	0,76	–
Produkt	Wychód	Cu		Ni		Mn		Nb+Ta		REE+Y	
	γ [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]	λ [ppm]	ε [%]
KG (K1+K2)	5,50	69,9	10,15	150,1	19,42	4171,3	14,53	15,3	9,37	569,5	14,54
PP	0,13	113,0	0,39	220,0	0,68	1990,0	0,16	9,7	0,14	319,6	0,19
PP1	0,22	61,0	0,36	80,0	0,42	1870,0	0,26	14,6	0,36	202,0	0,21
OG	94,15	35,9	89,11	35,9	79,48	1425,2	85,05	8,6	90,13	194,5	85,06
nadawa z bil.	100,00	37,9	100,00	42,5	100,00	1577,9	100,00	9,0		215,2	100,00
nadawa ozn.	–	89,0	–	110,0	–	1530,0	–	9,5		207,8	–

Tab. 7. Bilans wzbogacania grawitacyjnego (czyszczącego)
Tab. 7. The balance of gravity separation (cleaning stage)

Produkt		γ [%]	Kruszce		Pirotyn		Piryt		Ilmenit		Rutyl		Magnetyt		Monacyt	
			λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]	λ [%]	ε [%]
KG	K1	61,19	13,9	71,10	6,7	71,40	1,4	60,99	5,0	71,71	0,5	93,62	0,1	100,0	0,2	100,0
	K2	36,49	8,4	25,63	3,7	23,52	1,4	36,37	3,2	27,37	0,0	0,00	0,0	0,00	0,0	0,00
PP		2,32	16,9	3,27	12,6	5,09	1,6	2,64	1,7	0,92	0,9	6,38	0,0	0,00	0,0	0,00
nadawa z bilansu		100,0	12,0	100,0	5,7	100,0	1,4	100,0	4,3	100,0	0,3	100,0	0,1	100,0	0,1	100,0

Zastosowana flotacja bezkolektorowa badanej próbki miała na celu głównie wydzielenie grafitu, który utrudniał proces wzbogacania grawitacyjnego na stole koncentracyjnym. Jak można było przypuszczać do koncentratu z flotacji z użyciem tylko spieniacza przeszły łatwo flotujący grafit oraz minerały siarczkowe, jak molibdenit i chalkopiryt. Uzyski miedzi i molibdenu w czyszczącej flotacji grafitu sięgają odpowiednio około 44% i 63%. Przypuszczenie to potwierdziła analiza mineralna produktów flotacji czyszczącej grafitu, której wyniki zestawiono w tabeli 3. Do koncentratu grafitowego z flotacji czyszczącej zawierającego ponad 90% grafitu przeszło niemal 100% tego minerału, który we wstępnym koncentracie, po flotacji głównej grafitu, stanowił wraz z minerałami kruszczowymi 41,5% masy koncentratu wstępnego (ostatni

wiersz tabeli 5). Do oczyszczonego koncentratu przeszła także większość chalkopiryty i piryty, z uzyskami na poziomie odpowiednio 84,4% i 67,3% oraz nieznaczna część pirotynu z uzyskiem 17,0%. W oczyszczonym koncentracie potwierdzono także obecność molibdenitu w ilościach znacznie poniżej 0,1%. „Odpad” po flotacji grafitu praktycznie nie zawierał już tego składnika. W przypadku pozostałych analizowanych pierwiastków zaobserwowano praktycznie brak pozytywnego efektu wzbogacania.

Wzbogacanie grawitacyjne na stole koncentracyjnym wskazuje na niewielkie możliwości skutecznego wydzielania, zawartych w nadawie, niewielkich ilości minerałów ciężkich. Jak wskazuje niepełny bilans składników w końcowym koncentracie (tab. 7), są to głównie minerały kruszczowe: piryty i pirotyny oraz w niewielkiej ilości ilmenit i rutyl. Potwierdzają to bilanse chemiczne w tabeli 6. Do głównego koncentratu grawitacyjnego (bez czyszczenia) Cu przechodzi z uzyskiem około 10%, Ni z uzyskiem 20%, Mn – 15%, Nb+Ta – 10%, Ti – 15% i $\Sigma\text{REE}+\text{Y}$ – 15%.

3. WNIOSKI

Szczegółowe analizy chemiczne badanych próbek odpadowych pyłów z kopalni Piława Górna wskazują, że zawartości większości pierwiastków rzadkich są na poziomie przeciętnych zawartości w górnych warstwach litosfery. Wartości znacząco wysokich współczynników koncentracji obserwuje się jedynie w przypadku Se i Sr (współczynnik koncentracji 159 i 61). Koncentracje te są jednak bardzo dalekie od szacowanych dolnych granic ekonomicznego pozyskiwania tych pierwiastków. Wyraźne wzbogacenie w stosunku do przeciętnego rozproszenia w górnej skorupie ziemskiej (współczynnik wzbogacenia ≥ 3) wykazuje S, Cu, Ni, Co, Cr, V, i Mn. Nieznaczne wzbogacenie (współczynnik wzbogacenia >1) wykazuje C_{calc} , Fe, P, Ti, Zn, Ge, oraz Sn, Mo, Li i $\Sigma\text{REE}+\text{Y}$.

Poziomy koncentracji wymienionych pierwiastków są nadal bliskie przeciętnemu rozproszeniu w litosferze, zatem są bardzo dalekie od szacowanych dolnych granic ekonomicznego ich pozyskiwania. Pozostałe oznaczone pierwiastki koncentrują się poniżej przeciętnej zawartości w górnych warstwach litosfery.

Flotacja bezkolektorowa badanej próbki pozwala na skuteczne wydzielenie hydrofobowego grafitu i części nośników Cu, Ni i Mo, głównie w postaci minerałów siarczkowych. Szersze badania flotacyjne powinny wyjaśnić realne możliwości koncentrowania tych metali. Wzbogacanie grawitacyjne wykazało niewielkie możliwości skutecznego wydzielania obecnych w nadawie niewielkich ilości minerałów ciężkich.

Przedstawione wyniki badań składu chemicznego i mineralnego rozpatrywanego odpadu z produkcji kruszyw w Piławie Górnej mogą stanowić podstawę do analiz nad praktycznym ich wykorzystaniem.

LITERATURA

- BOROWSKI G., ŚWIDERSKI T., OZGA M., 2017, *Stone dust agglomeration for utilizing as building material*, Advances in Science and Technology, Research Journal, 11(4), 168–174.
<https://doi.org/10.12913/22998624/79656>
- BRZEZIŃSKI D., MIŚKIEWICZ W., 2022, *Kamienie łamane i bloczne*, [w:] *Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce wg stanu na 31.12.2020 r.*, PIG-PIB, Warszawa, 106–128.
- CYMERMAN Z., 1989, *Rozwój strukturalny metamorfiku sowiogórskiego w okolicy Piławy Górnej, Sudety*, Geologia Sudetica, 23 (2), 107–153.
- DALMORA A.C., RAMOS C.G., OLIVEIRA M.L.S., TEIXEIRA E.C., KAUTZMANN R.M., TAFFAREL S.R., DE BRUM I.A.S., SILVA L.F.O., 2016, *Chemical characterization, nano-particle mineralogy and particle size distribution of basalt dust wastes*, Science of The Total Environment, 539, 560–565, <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2015.08.141>
- DOBISZEWSKA M., 2017, *Rola pyłów skalnych w kształtowaniu właściwości mieszanki betonowej i betonu*, Materiały Budowlane, 5/2017, 94–95, <https://doi.org/10.15199/33.2017.05.40>
- DOBISZEWSKA M., FRANUS W., TURBIAK S., 2016, *Analiza możliwości zastosowania odpadowego pyłu bazaltowego w zaprawie cementowej*, Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury, 63, nr 1/I, 107–114, <https://doi.org/10.7862/rb.2016.12>
- FERGUSON J.E., 1982, *Inorganic Chemistry and the Earth: Chemical Resources, Their Extraction, Use, and Environmental Impact* (Pergamon series on environmental science, Vol. 6), Pergamon Press, Sydney, 400.
- GACKI F., FELIKS J., WYSZOMIRSKI P., 2013, *Badania możliwości wykorzystania odpadowego pyłu bazaltowego*, Inżynieria i Aparatura Chemiczna, 52 (44), 3, 174–175.
- GALOS K., 2007, *Kopalnia Piława Górna nowy dostawca kruszyw naturalnych łamanych na Dolnym Śląsku*, Surowce i Maszyny Budowlane, 3, 24–27.
- GALOS K., ŁUCZAK J., MICHAŁOWSKI P., PATYK J., 2009, *Sukces w zgodzie z naturą – historia powstania kopalni „Piława Górna”*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, Studia i Materiały 125 (46), 63–78.
- GAWENDA T., 2013, *Analiza porównawcza mobilnych i stacjonarnych układów technologicznych przesiewania i kruszenia*, Rocznik Ochrona Środowiska, 15, 1318–1335.
- GILLMAN G.P., BURKETT D.C., COVENTRY R.J., 2002, *Amending highly weathered soils with finely ground basalt rock*, Applied Geochemistry, 17(8), 987–1001, [https://doi.org/10.1016/S0883-2927\(02\)00078-1](https://doi.org/10.1016/S0883-2927(02)00078-1)
- GRABIEC A. M., ZAWAL D., KOSTRZEWSKI W., 2015, *Effect of Waste Mineral Additives on Flow Stability Over Time in Self-Compacting Concrete Mixes With Low Clinker Content*, Journal of Ecological Engineering, 16 (4), 206–214, <https://doi.org/10.12911/22998993/59375>
- GRUSZCZYK H., 1984, *Nauka o złożach*, Wydanie drugie. Wydawnictwa Geologiczne, Warszawa.
- KOMPANIA GÓRNICZA SP. Z o.o., 2022, strona internetowa (dostęp online 21.02.2022 r.), <http://kompaniagornicza.pl>
- LEWICKA E., 2012, *Surowce ceramiczne z odpadów-wybrane przykłady*, Górnictwo Odkrywkowe, 53 (1–2), 42–46.
- LUBAS M., WYSZOMIRSKI P., 2009, *Niekonwencjonalne wykorzystanie amfibolitów dolnośląskich*, Materiały Ceramiczne/Ceramic Materials, 61 (1), 31–35.
- ŁUSZCZKIEWICZ A., DUCHNOWSKA M., MUSZER A., 2011, *Wstępne badania przeróbcze pyłów skalnych z kopalni DSS S.A. „Piława Górna”*, Raport nr S-005/2011, Instytut Górnictwa, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, PWr.
- MALISZEWSKI M., POMORSKI A., CICHONĖ T., 2017, *Możliwości wykorzystania trudno zbywalnych frakcji amfibolitu ze złoża Pagórki Wschodnie*, Górnictwo Odkrywkowe, 58, 4–10.

- MALISZEWSKI M., ŚLUSARCZYK G., BOROWICZ A., KORZENIOWSKA J., STANISŁAWSKA-GLUBIAK E., 2019, *Badania jakości trudno zbywalnych frakcji surowców skalnych z kopalni Braszowice na potrzeby polepszaczy glebowych. Wyniki badań wstępnych*, *Górnictwo Odkrywkowe*, 60, 31–36.
- PANNA W., WYSZOMIRSKI P., GAJEK M., 2015, *Charakterystyka drobnych frakcji ziarnowych z przeróbki granitów strzegomskich pod kątem ich zastosowania do produkcji płytek ceramicznych*, *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 31 (3), 59–76.
- SIKORA L.J., 2004, *Effects of basaltic mineral fines on composting*. *Waste Management*, 24 (2), 139–142, <https://doi.org/10.1016/j.wasman.2003.08.005>
- STEFANICKA M., 2011, *Mobilne i stacjonarne układy przeróbcze na przykładzie kopalni „Pilawa Górna”*, *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, Studia i Materiały*, 132 (39), 277–289.
- SZUSZKIEWICZ A., SZEŁEG E., PIECZKA A., ILNICKI S., NEJBERT K., TURNIAK K., BANACH M., LODZINSKI M., RÓŻNIAK R., MICHAŁOWSKI P., 2013, *The Julianna pegmatite vein system at the Pilawa Górna Mine, Góry Sowie Block, SW Poland – preliminary data on geology and descriptive mineralogy*, *Geological Quarterly*, 57, 467–484.
- WEDEPOHL K.H., 1995, *The composition of the continental crust*, *Geochimica et Cosmochimica Acta*, Vol. 59, No. 7, 1217–1232, [https://doi.org/10.1016/0016-7037\(95\)00038-2](https://doi.org/10.1016/0016-7037(95)00038-2)
- ZAGOŹDŻON P.P., 2008, *Mączki bazaltowe w zastosowaniach rolniczych i pokrewnych*, *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, Studia i Materiały*, 123 (34), 137–146.

PROPERTIES OF FINE-GRAINED AMPHIBOLITE-MIGMATITE AGGREGATE WASTES FROM PILAWA GORNA (SW POLAND)

In the course of mining and processing of all petrographic varieties of rock materials for the production of building materials, aggregates for road and railroad construction, wastes are produced. These are usually fine-grained fractions of these rocks that are difficult to management and are deposited at dumps. In the paper the results of physical and chemical properties analysis of fine-grained waste from the production of amphibolite aggregate from Pilawa Gorna in Lower Silesia are presented. Preliminary studies of the separation are also presented. Detailed chemical analysis has shown that most of the elements in the studied rock dust occur in abundance close to the average in the Earth's crust. The presented results can be the basis for further research and development of concepts for their economic utilization.

ANALIZA PRODUKCJI KRUSZYW FOREMNYCH W INNOWACYJNYM UKŁADZIE TECHNOLOGICZNYM KOPALNI DOLOMITU IMIELIN

1. WSTĘP

W prowadzonych badaniach naukowych dotyczących zagadnień produkcji kruszyw mineralnych (Eloranta 2006; Gawenda 2015; Gawenda 2021) zauważono, że im twardszy (bardziej zwięzły) surowiec skalny, tym trudniej jest z niego uzyskać kubiczne kruszywo. Również w drobniejszych frakcjach produktów rozdrabniania uzyskuje się największą ilość nieforemnych ziaren, dlatego wskazane jest stosowanie kruszarek udarowych (np. z wałem pionowym) na końcowych etapach rozdrabniania. Wraz ze wzrostem stopnia rozdrobnienia wzrasta również zawartość nieregularnych kruszyw, dlatego kruszarki powinny pracować przy niezbyt wysokim stopniu rozdrobnienia. Jednak wszystkie te ważne czynniki wpływają na konieczność rozbudowy i stosowania systemów wielostadialnych, które zwiększają zarówno nakłady inwestycyjne, jak i koszty eksploatacyjne (Naziemiec & Saramak 2012).

Aby zwiększyć jakość kruszyw i zmniejszyć liczbę stadiów rozdrabniania zostały podjęte badania w ramach realizacji projektu aplikacyjnego NCBiR: *Działania 4.1 Programu Operacyjnego Inteligentny Rozwój 2014-2020*. Spółka HTS Gliwice przy współpracy z jednostkami naukowo-badawczymi (AGH w Krakowie, ICIMB Sieć Badawcza Łukasiewicz) zbudowała pełnowymiarowy prototyp innowacyjnego układu technologicznego do uszlachetniania kruszyw mineralnych na potrzeby realizacji testów w warunkach rzeczywistych. Instalacja układu technologicznego została posadowiona w Kopalni Dolomitu Imielin i składa się z maszyn przeróbczych rozdrabniająco-wzbogacająco-kłasyfikujących (rys. 1).

W skład linii technologicznej wchodzi:

I – Formator – instalacja do produkcji frakcji foremnych i nieforemnych składająca się z kruszarki udarowej, przesiewacza wibracyjnego specjalizowanego rotacyjnego trzypokładowego (WSR), przesiewacza wibracyjnego specjalizowanego liniowego trzypokładowego (WSL), infrastruktury (kosze zasypowe i buforowe, sterowanie i zasilanie energią elektryczną, przenośniki taśmowe, zsypy, pompy).

II – separator zanieczyszczeń lekkich (SEL),

III – separator frakcji trudnoseparowalnych (SET),

IV – niskociśnieniowy hydrocyklon (NHC).

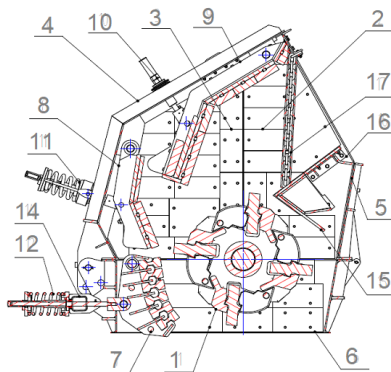
Schemat instalacji demonstracyjnej wykorzystanej do testów procesowych w skali przemysłowej przedstawiono na rysunku 2. Jest to jedyna na świecie instalacja, obejmująca produkcję kruszyw innowacyjnych, uszlachetnionych o ziarnach foremnych w zakresie 2–8 mm i 8–16 mm oraz frakcji piaskowej 0,1–2 mm.

Celem niniejszego artykułu jest przedstawienie pracy układu technologicznego Formator, produkującego kruszywa foremne w klasie 8–16 mm z różnych surowców skalnych. Analizowany układ, składający się z kruszarki udarowej oraz przesiewacza WSR, został zaznaczony na schemacie technologicznym linią przerywaną (rys. 2). Został zbudowany zgodnie z koncepcją patentu PL–231748B1 (Gawenda 2019). Założeniem budowy tego układu była możliwość produkcji kruszyw o zawartości ziaren nieforemnych poniżej 3%, co w zwykłych układach technologicznych jest nieosiągalne.

2. CHARAKTERYSTYKA UKŁADU TECHNOLOGICZNEGO FORMATOR

2.1. KRUSZARKA UDAROWA

Zastosowana w układzie technologicznym kruszarka udarowa KU 80/120 (rys. 3 i 4) została wybrana ze względu na posiadane zalety, związane z uzyskiwaniem produktów o mniejszej zawartości ziaren nieforemnych oraz wyższą wytrzymałość kruszyw w porównaniu do produktów uzyskanych z kruszarek stożkowych i szczękowych (Gawenda 2013; Naziemiec & Gawenda 2006).



Rys. 3. Budowa kruszarki KU 80/120

Fig. 3. Construction of the KU 80/120 crusher

1 – wirnik z listwami, 2 – pokrywa boczna I wyk. I i II, 3 – pokrywa boczna II wyk. I i II, 4 – pokrywa podnoszona, 5 – pokrywa tył, 6 – podstawa kruszarki, 7 – płyta krusząca dolna, 8 – płyta krusząca środkowa, 9 – płyta krusząca górna, 10 – mechanizm regulacji I, 11 – mechanizm regulacji II, 12 – mechanizm regulacji III, 14 – mocowanie mechanizmu III, 15 – belka zsuwni, 16 – zsuwnia, 17 – belka łańcuchowa

Kruszenie zachodzi głównie w wyniku uderzeń ziaren materiału przez wirujące listwy zamocowane na wirniku i uderzania materiału rozpędzonego przez listwy

w nieruchome płyty odbojowe. Regulowana szczelina, między wirnikiem a płytami, pozwala na dostosowanie wielkości uzyskiwanych frakcji do potrzeb użytkownika. Odpowiednio dobrane materiały, z których wykonane są listwy i nieruchome płyty, zapewniają ich dużą odporność na ścieranie, dzięki czemu ponosi się niskie koszty eksploatacji. W tabeli 1 zamieszczono charakterystykę kruszarki.



Rys. 4. Widok kruszarki KU 80/120 oraz przesiewacza WSR 3-2,0/6,0
Fig. 4. View of the KU 80/120 crusher and the WSR 3-2.0/6.0 screen

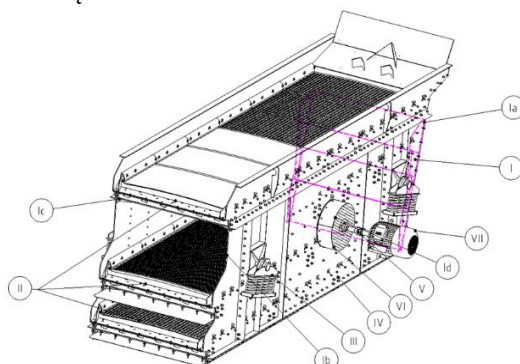
Tab. 1. Charakterystyka kruszarki KU 80/120
Tab. 1. Characteristics of the KU 80/120 crusher

Nazwa	Jednostka	Wartość
wymiary wlotu	[mm]	800×1170
średnica wirnika	[mm]	1110
długość wirnika	[mm]	1150
wydajność (maksymalna)	[t/h]	450
uziarnienie nadawy miękkiej	[mm]	0–700
uziarnienie nadawy twardej	[mm]	0–400
masa kruszarki	[kg]	11851
masa wirnika	[kg]	4136
moc napędu kruszarki (max)	[kW]	250
prędkość obrotowa wirnika I	[obr/min]	529
prędkość obrotowa wirnika II	[obr/min]	670

2.2. PRZESIEWACZ WSR

Przesiewacz wibracyjny specjalizowany rotacyjny (WSR 3-2,0/6,0) – rysunek 4, jest maszyną przeznaczoną do przesiewania urobku przy użyciu sit napinanych poprzecznie. Kruszywo dostarczane na pokład sitowy przesiewacza poddawane jest

kołowym drganiom harmonicznym, gdzie materiał jest okresowo podrzucany pod działaniem siły bezwładności i przemieszcza się wzdłuż pokładu sitowego. Elementami wywołującymi drgania o ruchu kołowym są wirujący wał mimośrodowy oraz masy bezwładnościowe. Siła wywołująca drgania skierowana jest pod kątem 15° względem podstawy przesiewacza. Budowę przesiewacza obrazuje schemat (rys. 5). Charakterystykę techniczną zamieszczono w tabeli 2.



Rys. 5. Budowa przesiewacza WSR 3-2,0/6,0

Fig. 5. Construction of the WSR 3-2.0 / 6.0 screen

I – rzeszoto, Ia – burta tylna, Ib – burta boczna, Ic – trawers, Id – napęd rotacyjny, II – pokłady sitowe, III – blok amortyzujący, IV – połączenie HUCKBOLT, V – cardan, VI – osłony, VII – silnik elektryczny

Tab. 2. Charakterystyka przesiewacza rotacyjnego WSR 3-2,0/6,0

Tab. 2. Characteristics of the WSR 3-2.0 / 6.0 rotary screen

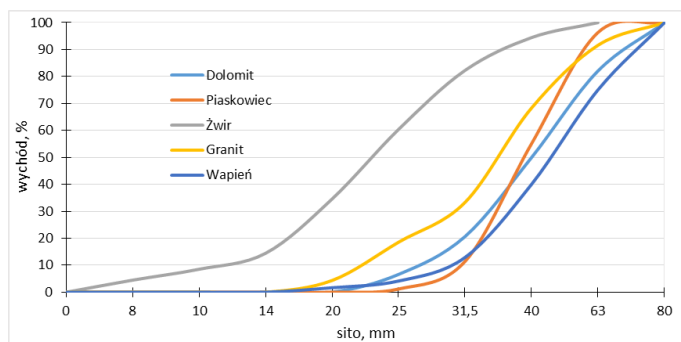
Nazwa	Jednostka	Wartość
wymiary rzeszota	[mm]	6000×2000
częstotliwość robocza	[Hz]	16,6
skok maksymalny	[mm]	9
kąt nachylenia przesiewacza	[°]	15
moc napędu przesiewacza	[kW]	30
obroty silnika	[obr/min]	980
wydajność maksymalna	[Mg/h]	350
pokład sitowy 1	[mm]	pół pokładu oczko 16×16 pół pokładu – sito ślepe
pokład sitowy 2	[mm]	pół pokładu – oczko 12×12 pół pokładu – szczelina 10×(60)75
pokład sitowy 3	[mm]	pół pokładu – oczko 8×8 pół pokładu – szczelina 8×(50)60

Przesiewacz został zbudowany wg koncepcji wynalazku opatentowanego przez AGH. Jest to nietypowy przesiewacz (specjalizowany), ponieważ ma 3 pokłady i produkuje 6 frakcji. Cechą charakterystyczną jest najpierw rozsiewanie nadawy na

frakcje 8–12 mm i 12–16 mm za pomocą dwóch pokładów wyposażonych w sita o oczkach kwadratowych, a następnie odseparowywanie z tych frakcji ziaren nieforemnych od foremnych za pomocą sit szczelinowych (oczka prostokątne) – rysunek 2. W produktach nadsitowych uzyskuje się kruszywa foremne, które po złączeniu ze sobą stanowią innowacyjne produkty 8–16 mm ZF. W produktach podsitowych tych pokładów uzyskuje się po złączeniu produkty ze zwiększonym udziałem ziaren nieforemnych 8–16 mm ZN. W przesiewaczu tym wydzielona jest również frakcja 0–8 mm, która podawana jest na kolejny specjalizowany przesiewacz WSL, również w celu uzyskania kruszyw foremnych. Frakcja powyżej 16 mm stanowi typowy produkt handlowy.

3. METODYKA ORAZ ANALIZA BADAŃ

Wytypowane surowce do testów były zróżnicowane pod względem litologicznym i rozkładu wielkości uziarnienia. Wykorzystano dolomit triasowy, wapień triasowy, piaskowiec z fliszu karpackiego, żwir pochodzenia rzeczno i granit z regionu Sudetów Środkowych. Na wykresie (rys. 6) przedstawiono krzywe składu ziarnowego nadaw kierowanych do rozdrabniania w kruszarce udarowej.



Rys. 6. Krzywe składu ziarnowego pięciu nadaw kierowanych do kruszarki udarowej

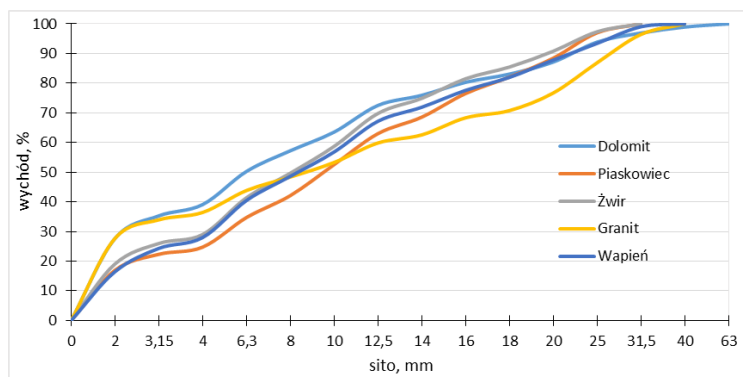
Fig. 6. Particle size distribution curves of five feeds sent to the impact crusher

Analizując skład ziarnowy nadawy surowców (tab. 3) należy podkreślić, że najdrobniejszym zakresem uziarnienia charakteryzował się żwir rzeczny 0–63 mm, a największym udziałem ziarn grubych wapieni 14–80 mm. Zawartość ziaren nieforemnych mierzona za pomocą suwmiarki Schultza wg normy PN-EN 933-4:2008 (wskaźnik kształtu *SI*) w nadawie była różna i wynosiła od około 18% dla dolomitu do 25% dla piaskowca. Kruszarka udarowa pracowała przy liczbie obrotów 529/min. Szczeliny wylotowe pomiędzy listwami a płytami odbojowymi wynosiły 20, 40 i 60 mm. Największe stopnie rozdrobnienia (*S50*) uzyskano dla dolomitu i wapienia (około 6), a najniższe dla żwiru, co ma związek z wielkością uziarnienia nadawy. Krzywe składu ziarnowego produktów z kruszarki przedstawiono na rysunku 7.

Tab. 3. Charakterystyka surowców i pracy kruszarki
Tab. 3. Characteristics of raw materials and operation of the crusher

Surowiec	Uziarnienie nadawy [mm]	Wskaźnik kształtu SI [%]		Stopień rozdrobnienia		Przerób kruszarki [t/h]
		w nadawie	w produkcji po kruszarce	S90	S50	
dolomit	20–80	17,8	14,9	2,8	6,7	80
piaskowiec	25–80	25,3	13,5	2,8	4,2	80
żwir	0–63	24,3	13,6	1,8	3,3	60
granit	14–80	20,0	15,7	2,2	3,9	100
wapień	14–80	18,6	13,7	3,4	6,0	100

W tabeli 4 zestawiono zawartości ziaren nieforemnych w poszczególnych frakcjach produktów uzyskanych w kruszarce udarowej. Zawartość ziaren nieforemnych mierzona była za pomocą sit szczerlinowych wg normy PN-EN 933-3:2012 (wskaźnik płaskości FI), przy czym do celów realizacji projektu, w analizie uwzględniono ziarna poniżej 4 mm (poza zakresem normy). Powstające ziarna nieforemne w procesie rozdrabniania zależą głównie od właściwości fizyczno-mechanicznych surowca (twardość, łupliwość, zwięzłość, struktura, tekstura), ale także od rodzaju kruszarki i jej parametrów technicznych i technologicznych (Malewski 2014; Tumidajski & Nazie-miec 2004).



Rys. 7. Krzywe składu ziarnowego pięciu produktów rozdrabniania w kruszarce udarowej kierowanych do przesiewacza WSR

Fig. 7. Particle size distribution curves of five comminution products in an impact crusher directed to the WSR screen

Można zatem zauważyć (tab. 4), że największy udział ziaren nieforemnych (od 15–25%) występował w najdrobniejszych frakcjach 2–8 mm, co jest znanym zjawiskiem, z jakim borykają się producenci kruszyw, gdyż w tych klasach handlowych najtrudniej dotrzymać wymagań normowych. Cel tego projektu jest ukierunkowany na to,

aby w instalacji Formatora obniżyć zawartość ziaren nieforemnych do co najmniej 3%. Udział ziaren nieforemnych zależy również od stopnia rozdrobnienia surowca (Gawenda 2015). Zauważono, że najwyższą zawartość ziaren nieforemnych w klasie 2–8 mm (FI = 25% piaskowiec, FI = 24% dolomit) uzyskano dla wysokich wartości stopnia rozdrobnienia 6,7 i 4,5, a najniższe wartości FI = 15% (żwir), FI = 17% (granit) dla najniższych stopni rozdrobnienia S50 = 3,3 i 3,9. Podobne tendencje występują dla szerszej frakcji ziarnowej 2–16 mm, gdzie najwyższe wskaźniki FI występują dla dolomitu 17,8%, piaskowca 16,2% i wapienia 15,2%. Tu surowce były rozdrabniane przy najwyższych wartościach stopni rozdrobnienia (tab. 3 i 4).

Tab. 4. Zawartości ziaren nieforemnych w poszczególnych frakcjach uzyskane w kruszarce udarowej
Tab. 4. Contents of irregular grains in individual fractions obtained in an impact crusher

Produkt po kruszarce [mm]	Zawartość ziaren nieforemnych FI [%]				
	dolomit	piaskowiec	żwir	granit	wapień
2–8	24,0	25,0	15,3	17,0	18,9
8–16	9,8	9,7	10,8	10,3	11,1
2–16	17,8	16,2	13,0	13,7	15,2
2–31,5	14,9	13,5	13,6	15,7	13,7

Produkty uzyskane po rozdrobnieniu w kruszarce udarowej były transportowane przenośnikiem taśmowym do przesiewacza WSR, w którym następowało przesiewanie na frakcje 0–8 mm, 8–12 mm, 12–16 mm i +16 mm, przy czym frakcje 8–12 mm i 12–16 mm były rozsiewane na sitach szczelinowych (oczka podłużne prostokątne), z których oddziela się ziarna foremne i nieforemne.



Rys. 8. Testy na wapieniu 8–16 mm
foremne (z prawej) i nieforemne (z lewej)
Fig. 8. Limestone tests 8–16 mm regular
grains (right) and irregular (left)



Rys. 9. Testy na piaskowcu 8–16 mm
foremne (z lewej) i nieforemne (z prawej)
Fig. 9. Sandstone tests 8–16 mm regular
grains (left) and irregular (right)

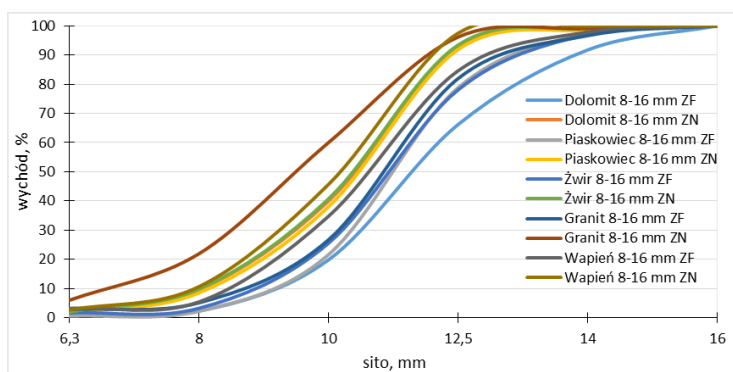
Następnie frakcje te łączone są ze sobą z uwzględnieniem kształtu we frakcje ZF 8–16 mm (z ziarnami foremnymi) i 8–16 mm ZN (z ziarnami nieforemnymi).

Na rysunkach 8 i 9 zamieszczono wybrane fotografie z przeprowadzonych testów, a na rysunku 10 przykładowe próbki podane do analiz.



Rys. 10. Produkt finalny: piaskowiec 8–16 mm foremny (z lewej), nieforemny (z prawej)
Fig. 10. Final product: sandstone 8–16 mm regular (left), irregular (right)

Wszystkie uzyskane krzywe składu ziarnowego dla produktów przesiewania 8–16 mm nadsitowe (ZF) i podsitowe (ZN) zestawiono na zbiorczym wykresie (rys. 11). Na podstawie analiz można wywnioskować, że najdrobniejsze uziarnienie miał granit z ziarnami nieforemnymi, a najgrubsze dolomit z ziarnami foremnymi. Granit 8–16 mm ZN posiadał największą zawartość podziarna sięgającą 22%, która nie uległa całkowitemu przesianiu (wychód frakcji poniżej 8 mm). Jest to związane z wyższym przerobem (ok. 100 t/h). Porównując pozostałe wykresy ze sobą, należy stwierdzić, że wszystkie produkty podsitowe, czyli te zawierające ziarna nieforemne, są znacznie drobniejsze od produktów nadsitowych, czyli foremnych, gdyż zawierają około 10% podziarna. Natomiast produkty nadsitowe z ziarnami foremnymi zawierają od około 1 do 5% podziarna, co wskazuje na wysoką jakość kruszyw. Zawartość 5% podziarna odnotowano dla wapienia i granitu przy wydajności przesiewacza około 100 t/h.



Rys. 11. Krzywe uziarnienia pięciu produktów przesiewania w klasie 8–16 mm (przesiewacz WSR)
Fig. 11. Particle size distribution curves of five screening products in the fraction 8–16 mm (WSR screen)

W tabeli 5 zamieszczono zawartości ziaren nieforemnych dla pięciu produktów finalnych (wskaźnik płaskości FI). Finalnymi produktami są produkty nadsitowe prze-

siewacza WSR 8–16 mm ZF, na których pozostają ziarna foremne. Wszystkie te produkty posiadają wskaźniki płaskości mniejsze niż 1,5% (wyłuszczone czcionka w tabeli), zamierzony cel został osiągnięty i oznacza to, że zawartość ziaren foremnych w tych produktach przekracza 98%. Najniższe zawartości uzyskano dla granitu (0,2%), wapienia (0,3%) i piaskowca (0,5%). Dla żwiru najwyższa wartość 1,3%. Obliczono także zawartość ziaren nieforemnych dla produktu wraz z podziarnem (6,3–16 mm); wynoszą od 8 do 17%.

W tabeli 5 zestawiono także zawartość ziaren nieforemnych, która występuje w produkcie podsitowym przesiewacza i pochodzi z procesu odsiewania tych ziaren na danym pokładzie sitowym (ziarna nieforemne odsiewane na sicie przepadają przez jego otwory i gromadzą się w produkcie podsitowym). Zgodnie z ideą wynalazku produkty te mogą być ponownie przekruszone albo wykorzystane również jako kruszywa. Wartości udziału ziaren nieforemnych nie są wysokie, gdyż sięgają od 9% dla granitu do 17% dla żwiru. Można stwierdzić, że wartości takie posiadają typowe kruszywa produkowane w zakładach przeróbczych (Eloranta 2006; Gawenda 2021). Udziały podziarna (6,3–16 mm) obniżają zawartość ziaren nieforemnych o 1%, z wyjątkiem wapienia (wzrost o 0,4%).

Tab. 5. Wskaźnik płaskości FI dla pięciu finalnych produktów 8–16 mm układu technologicznego Formator

Tab. 5. The flakiness index FI for the five final products of 8–16 mm of the Formator technological system

Produkt [mm]	Zawartość ziaren nieforemnych FI [%]				
	dolomit	piaskowiec	żwir	granit	wapień
8–16 ZF nadsitowy	0,98	0,5	1,3	0,2	0,3
8–16 ZF nadsitowy z podziarnem (6,3–8)	0,98	0,5	1,3	0,2	0,3
8–16 ZN podsitowy	10,3	16,1	17,4	9,1	11,8
8–16 ZN podsitowy z podziarnem (6,3–8)	9,8	15,2	16,5	8,2	12,2

4. PODSUMOWANIE

Wytworzona instalacja w Kopalni Dolomitu w Imielinie posiada innowacyjne rozwiązania w odniesieniu do produktów i procesów. Jest to nowość niestosowana do tej pory na świecie ze względu na cechy unikatowe i funkcjonalność w porównaniu z rozwiązaniami dostępnymi na rynku krajowym i zagranicznym (*Podręcznik Oslo* 2006). Dopasowując odpowiednie wymiary przesiewacza (lub pokładów sitowych) można zwiększyć wydajność technologicznego systemu rozdrabniania i przesiewania co najmniej o 30%. Wzrost wydajności zależy od zawartości foremnych ziaren, które

jako produkt końcowy można wyprowadzić z układu, gdyż nie ma potrzeby dalszego dokruszania ich w innych kruszarkach.

Przeprowadzone testy rozdrabniania i produkcji kruszyw foremnych w innowacyjnym przesiewaczu WSR wykazały, że kruszywa wyprodukowane z pięciu różnych surowców odznaczają się bardzo niskimi wskaźnikami płaskości FI. Finalnymi produktami są produkty nadsitowe pokładów 8–16 mm ZF, na których pozostają ziarna foremne. Wszystkie te produkty posiadają wskaźniki płaskości mniejsze niż 1,5% (tab. 6); oznacza to, że zawartość ziaren foremnych w tych produktach przekracza 98%.

Tab. 6. Wskaźniki płaskości FI dla produktów przed uszlachetnianiem w Formatorze (typowe) i finalnych produktów nadsitowych (innowacyjne) po przesiewaniu

Tab. 6. The flakiness indexes FI for products before processing in the Formator (typical) and final over-screen products (innovative) after screening process

Produkt [mm]	Zawartość ziaren nieforemnych FI [%]				
	dolomit	piaskowiec	żwir	granit	wapień
8–16 ZF innowacyjny	1,0	0,5	1,3	0,2	0,3
8–16 typowy	9,8	9,7	10,8	10,3	11,1

Założeniem budowy tego układu była możliwość produkcji kruszyw o zawartości ziaren nieforemnych poniżej 3%. Najniższe zawartości uzyskano dla granitu (0,2%), wapienia (0,3%) i piaskowca (0,5%). Dla żwiru najwyższa wartość 1,3%.

Należy podkreślić, że uzyskane tak niskie wartości ziaren nieforemnych praktycznie nie występują w żadnych instalacjach przeróbki surowców mineralnych, stąd można je uznać za innowacyjne kruszywa wysokokubiczne. Warto zwrócić uwagę, że zawartość ziaren nieforemnych w typowych zakładach przeróbczych sięga kilkunastu procent w grubszych produktach, a w drobnych przekraczają często ponad 20%. Dla porównania w tabeli 6 zestawiono zawartości ziaren nieforemnych dla typowych produktów jakie uzyskano przed uszlachetnianiem w przesiewaczu specjalizowanym WSR, czyli takie kruszywa uzyskanoby, gdyby w układzie technologicznym był zastosowany typowy przesiewacz wibracyjny. Zawartości ziaren nieforemnych wyniosłyby od 10–11%.

Artykuł jest wynikiem realizacji projektu w ramach konkursu NCBiR: konkursu nr 1 w ramach Podziałania 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.

LITERATURA

- ELORANTA J., 2006, *Sposoby wpływania na jakość kruszyw*, Prezentacja badań firmy Metso Minerals, VI Konferencja „Kruszywa Mineralne”, Szklarska Poręba, nośnik CD.
- GAWENDA T., 2015, *Innowacyjne technologie produkcji kruszyw o ziarnach foremnych*, Mining Science – Mineral Aggregates, vol. 22(1), 45–59.
- GAWENDA T., 2019, *Wibracyjny przesiewacz wielopokładowy*, Patent PL-231748B1, AGH w Krakowie.
- GAWENDA T., 2013, *Wpływ rozdrabniania surowców skalnych w różnych kruszarkach i stadiach kruszenia na jakość kruszyw mineralnych*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi PAN, Komitet Gospodarki Surowcami Mineralnymi, t. 29, z. 1, 53–65.
- GAWENDA T., 2021, *Production Methods for Regular Aggregates and Innovative Developments in Poland*, Minerals 2021, 11, 1429. <https://doi.org/10.3390/min11121429>
- MALEWSKI J., 2014, *Kształt ziaren w produktach kruszenia*, Wyd. Elamed, Kruszywa 3/2014, 52–55.
- 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.
- NAZIEMIEC Z., SARAMAK D., 2012, *Analiza energochłonności procesów rozdrabniania kruszyw mineralnych*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa, nr 134, Seria Studia i Materiały nr 41, Górnictwo i Geologia XVII. Oficyna Wyd. PWr, 209–220.
- PN-EN 933-3:2012. *Badania geometrycznych właściwości kruszyw – część 3: Oznaczanie kształtu ziaren za pomocą wskaźnika płaskości.*
- PN-EN 933-4:2008. *Badania geometrycznych właściwości kruszyw – część 4: Oznaczanie kształtu ziaren – wskaźnik kształtu.*
- PODRĘCZNIK OSLO, 2006, *Zasady gromadzenia i interpretacji danych dotyczących innowacji*, Min. Nauki i Szkolnictwa Wyższego, Dep. Strategii i Rozwoju Nauki, Wydanie trzecie, polskie, Organizacja Współpracy Gospodarczej i Rozwoju, Urząd Statystyczny Wspólnot Europejskich.
- TUMIDAJSKI T., NAZIEMIEC Z., 2004, *Wpływ warunków procesu kruszenia na kształt ziaren kruszyw mineralnych*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa, nr 108, Seria Konferencje nr 40, Oficyna Wyd. PWr, 163–175.

ANALYSIS OF THE PRODUCTION OF REGULAR AGGREGATES IN AN INNOVATIVE TECHNOLOGICAL SYSTEM OF THE IMIELIN DOLOMITE MINE

The aim of the article is to analyze the technological system producing regular aggregates in the Imielin dolomite mine. The installation was built on the basis of AGH UST inventions and consists of an impact crusher, innovative WSR and WSL screens, light separators SEL and heavy SET, low-pressure NHC hydrocyclone and infrastructure. The tests were carried out on a crusher and a screen on the example of the production of 8–16 mm aggregates from dolomite, granite, limestone, sandstone and gravel. The results showed that in such a technological system it is possible to produce cubic aggregates with a low content of irregular grains below 1%.

ZALECENIA STOSOWANIA SPECYFIKACJI OGRANICZAJĄCYCH USZKODZENIA BETONU WYWOŁANE REAKCJAMI ALKALICZNO-KRZEMIONKOWYMI

1. WSTĘP

Reakcja alkaliczno-krzemionkowa (ASR od *alkali-silica reactive*) w betonie jest wynikiem reakcji między alkaliowymi związkami zawartymi w cemencie, a reaktywną krzemionką zawartą w kruszywie. Reakcja prowadzi do tworzenia się żelu, który może absorbować wodę i powodować ekspansję w betonie. Reakcja ta może doprowadzić do uszkodzenia i pęknięcia betonu. Aby do takich szkodliwych rozszerzeń doszło muszą jednocześnie wystąpić wszystkie niżej wymienione warunki:

- odpowiednio alkaliczny roztwór porowy,
- krytyczna ilość reaktywnej krzemionki,
- wystarczająca ilość wody.

Dla uniknięcia uszkodzenia w wyniku reakcji alkalicznych efektywne rozwiązania są oparte na założeniu, że co najmniej jeden z tych warunków nie występuje. Dodatkowo istnieją interakcje z innymi czynnikami środowiskowymi, jak zamrażanie i rozmrażanie, stosowanie soli odładzających i wystawienie betonu na działanie atmosfery morskiej. Takie czynniki mogą skutkować wyższymi kosztami i niekorzystnymi skutkami dla środowiska, na przykład poprzez ograniczenie wyboru kruszyw lub konieczność usuwania alkalicznego pyłu z pieca cementowego. Ważne jest również, by stosować środki ostrożności do charakteru i żywotności konstrukcji.

Szkodliwe reakcje kruszywa alkalicznego są powolne i postępujące. Zazwyczaj w umiarkowanym i w chłodniejszym klimacie zaczynają powodować widoczne uszkodzenia po 5 do 10 latach, a następnie mogą trwać przez 20, 30 lat lub dłużej; w cieplejszym klimacie reakcje są przyspieszone. Niektóre powoli reagujące kruszywa powodują jednak pogorszenie, które trwa znacznie dłużej, ale może w końcu być bardziej destrukcyjnym.

Uszkodzenie objawia się pękaniem i rozszerzaniem się betonu, co czasami prowadzi do przemieszczenia poszczególnych elementów konstrukcji betonowej. W sytuacjach, gdy opisane zjawisko wpływa na pogorszenie wytrzymałości konstrukcji, zwłaszcza jeśli zbrojenie jest niewystarczające, jakiegokolwiek pogorszenia stanu betonu będą zwykle widoczne na długo przed wystąpieniem zagrożenia dla integralności konstrukcji.

W zależności od wystąpienia ryzyka pogorszenia się właściwości betonu i wynikająca z tego potrzeba zastosowania odpowiednich środków ostrożności, wyróżnia się trzy poziomy kategoryzacji struktury betonowej: S1 – niskie ryzyko, S2 – normalne ryzyko i S3 – wysokie ryzyko.

2. SPECYFIKACJE ODPOWIEDNIE DO POZIOMU ŚRODKÓW OSTROŻNOŚCI

Można zastosować następujące środki ostrożności:

M1 – ograniczające alkaliczność roztworu porowego,

M2 – zapewniające zastosowanie kombinacji niereaktywnego kruszywa,

M3 – zmniejszenie dostępu wilgoci i utrzymanie betonu w stanie wystarczająco suchym,

M4 – modyfikację właściwości każdego żelu tak, aby nie był ekspansywny.

Środki ostrożności M1 i M2 są dobrze ugruntowane i są zalecane przez metody badawcze RILEM. Skuteczność M3 jest trudna do zapewnienia, szczególnie w wilgotnym klimacie i jest zalecane, aby nie był stosowany jako jedyny środek ostrożności w S3 struktury (pkt 2.3). Skuteczność M4 jest nowo opracowana i należy ją stosować ostrożnie. Wiarygodny test wydajności dla używanej mieszanki betonowej może obejmować M1, M2 i M4 (testy są w opracowaniu).

2.1. OGRANICZENIE ALKALICZNOŚCI POROWATYCH STRUKTUR BETONU – M1

Istnieje wiele sposobów ograniczenia alkaliczności:

- ograniczenie zawartości alkaliów w betonie,

- korzystanie z niskoalkalicznych cementów,

- dodanie wystarczającej ilości popiołu o niskiej zawartości wapna, pucolany lub mielonego granulowanego żużla wielkopiecowego do betonu.

Głównym źródłem alkaliów, które kontrolują zasadowość porowatej struktury betonu jest zawartość alkaliów w cemencie portlandzkim. Zazwyczaj jest to wyrażone, jako równoważna zawartości tlenku sodu: $\% \text{Na}_2\text{O ekwiwalent} = \% \text{Na}_2\text{O} + 0,658\% \text{K}_2\text{O}$.

Alkalia w betonie

Zawartość alkaliów w betonie jest równa zawartości alkaliów w cemencie, pomnożonej przez zawartość cementu w mieszance oraz ewentualnych innych reaktywnych alkaliów, które należy uwzględnić:

beton alkaliczny $[\text{kg/m}^3] = \text{alkalia cementu} [\%] \times \text{zawartość cementu} [\text{kg/m}^3] + \text{inne źródła alkaliów}$.

Skuteczne stosowanie tego równania wymaga zarówno deklaracji jakości średniego poziomu alkaliczności cementu z określonej partii i miarę jego zmienności. Taka praktyka ma miejsce w wielu krajach (np. Francji, Wielkiej Brytanii), jako część procesu kontrolnego i standaryzacji betonu. Alternatywnie użytkownicy będą musieli

ocenić zawartość alkalicznego cementu przez niezawodną, i niezależną analizę reprezentatywnych próbek cementu. Niestety, w Polsce producenci cementu nie deklarują w przedstawianych badaniach jakościowych cementu, zawartości alkaliów, co stanowi duże utrudnienie w jego stosowaniu.

Limity alkaliczne i stopień reaktywności kruszywa

Limity powinny być określone na podstawie krajowych wytycznych. Aby umożliwić jak najbardziej efektywne wykorzystanie dostępnych kruszyw w danym kraju, do identyfikacji stopnia reaktywności kruszyw powinny być wykorzystywane metody RILEM, które mogą być następnie wykorzystywane do określenia limitów alkalicznych (AAR-0). Kruszywa, które są zasadniczo niereaktywne można zidentyfikować metodami petrograficznymi (AAR-1). Kruszywa bardziej reaktywne zaleca się ustalać wg metod badawczych RILEM. Alternatywnie, dany kraj może wyznaczyć reaktywności poszczególnych typów skał na podstawie ich geologii i znanych oddziaływań na konstrukcje betonowe.

W zależności od stwierdzonego stopnia reaktywności wyróżniamy:

- nisko reaktywne kruszywa; odpowiadają one zidentyfikowanym jako „niereaktywne” w AAR-0;
- średnio reaktywne kruszywa; są to kruszywa, które nie należą ani do niskich ani wysokich w kategoriach reaktywności. Mogą one wchodzić w skład większości kruszyw. W niektórych krajach, na przykład Wielkiej Brytanii (gdzie te średnio reaktywne kruszywa określane są jako posiadające „normalną reaktywność” i obejmują powszechnie występujące, krzemionkowe piaski i żwiry. Będą one miały limity alkaliczne przekraczające $4,0 \text{ kg/m}^3$ tlenku sodu – ekwiwalent (Na_2O);
- wysoko reaktywne kruszywa; ta kategoria dotyczy kruszyw przebadanych z wykorzystaniem próbek betonowych (AAR-3) mających niskie progi alkaliczne, typowo $4,0 \text{ kg/m}^3 \text{ Na}_2\text{O}$ lub mniejszej. Takie kruszywa występują raczej rzadko.

Kruszywa zawierające znaczne proporcje opalu mogą być jeszcze bardziej reaktywne niż kruszywa o wysokiej reaktywności i nie powinny być stosowane do betonu, chyba, że zastosowane środki ostrożności podane poniżej, okazały się skuteczne. Ta skuteczność powinna być wykazana w przeprowadzonych próbach i testach reaktywności betonu, po ich zastosowaniu. Generalnie, do tych kruszyw, nie zaleca się stosowania środków ostrożnościowych, opisanych poniżej i ich stosowania w betonach. Przykłady wykorzystania kategorii reaktywności w celu ustalenia limitów alkalicznych, przedstawiono w tabeli 1.

Tab. 1. Limity alkaliczne i reaktywność kruszyw
Tab. 1. Alkaline limits and reactivity of aggregates

Reaktywność kruszyw	Limit alkaliczny [kg/m^3] ($\text{Na}_2\text{O}_{\text{eq}}$)
niska	niewymagany
średnia	zwykle 3,0 do 3,5
wysoka	zwykle 2,5 do 3,0

Limity alkaliczne w przykładzie podanym w powyższej tabeli umożliwiają ustalenie „marginesu bezpieczeństwa” w porównaniu z progami alkalicznymi określonymi w laboratorium. Na przykład, jeżeli określona wartość progowa była $4,0 \text{ kg/m}^3$, granica została ustalona na poziomie $3,0 \text{ kg/m}^3$, czyli z marginesem bezpieczeństwa równym $1,0 \text{ kg/m}^3$. Dotyczy to też różnicy między próbkami laboratoryjnymi i polowymi oraz tzw. niepewności eksperymentalnej (na przykład z ługowania alkalicznego) i zmienności w miejscu dozowania. Specyfikacje krajowe korzystające z tych limitów będą musiały określić odpowiedni „margines bezpieczeństwa” w oparciu o lokalne doświadczenia.

W przypadku, gdy w danym kraju znana jest zawartość alkaliów w produkowanym cemencie, jego ograniczenie w stosowaniu w betonach, w zależności od łącznej reaktywności i środowiska może być stosowane, jako alternatywna metoda ograniczenia poziomu alkalicznego w mieszance betonowej. Powyższa metoda może być najprostszą do stosowania dla producentów betonu. Należy jednak zachować ostrożność, bo zawartości alkaliów w cementach, mogą zmieniać się w czasie, na przykład w wyniku zmian składu mineralnego surowców naturalnych do ich produkcji, zmian dotyczących importu cementu itp.

Cementy niskoalkaliczne

Stosowanie cementów niskoalkalicznych jest najbardziej trwałym i praktycznym środkiem zaradczym. W przypadku cementów portlandzkich o niskiej alkaliczności górna granica zawartości alkaliów $0,60\% \text{ Na}_2\text{O}$ jest powszechnie stosowana. Użycie cementów alkalicznych o tak niskim stężeniu jest skuteczne w pewnych obszarach w celu zapobieżeniu uszkodzenia ASR, chociaż znane są sporadyczne przypadki o powstałych uszkodzeniach mimo ich stosowania. Badania polowe wykonane w Ameryce Północnej wykazały, że dla niektórych kruszyw szkodliwa ekspansja (damaging expansion) może występować również w próbkach betonu wykonanych z niskoalkalicznych cementów.

Niektóre kraje również posiadają cementy żużlowe o niskiej alkaliczności. W Niemczech, na przykład są zdefiniowane dwa typy nisko alkalicznego cementu z żużla, gdzie dopuszczalna zawartość alkaliów zależy od procentowej zawartości żużla. Austria z kolei posiada dobre doświadczenia z użyciem żużlowych cementów portlandzkich zgodnych z określonymi standardami austriackimi, które mają bardzo wysoki poziom alkaliczności. Bazując na lokalnym doświadczeniu takie podejście może być skutecznym sposobem korzystania z tych dodatkowych cementów w celu zapobieżenia uszkodzeniom typu ASR.

Zastosowanie betonu zawierającego takie dodatki oraz cementów, w których są obecne lub domieszane podczas produkcji, jest przedmiotem wielu kontrowersji i badań. Oczywiście jest, że niektóre z tych materiałów mogą być bardzo skuteczne w zwalczaniu szkód ASR. Jednakże ich zmienność (w kontekście międzynarodowym) sprawia, że trudne było ustalenie konkretnych zaleceń podanych poniżej.

Według norm PN-EN 450, ASTM C618, USA BS EN 450-1, niskowapienne popioły lotne i granulowane żużle, jako dobrze znane, skuteczne materiały o właściwościach wiążących lub materiały wchodzące w skład cementu, zapewniają skuteczną ochronę przed uszkodzeniami ASR, zakładając, że dodatek tych materiałów będzie w wystarczającej ilości (jako odsetek całkowitej masy materiału cementowego). Konieczna proporcja dodatków będzie uzależniona od stopnia reaktywności kruszywa (tabela 2).

Tab. 2. Zalecane minimalne proporcje dodatków dla popiołów lotnych i żużli
Tab. 2. Recommended minimum proportions of additives for fly ash and slags

Reaktywność kruszywa	Niskowapienny popiół lotny ($<8\% \text{ CaO}$ i $<5\% \text{ Na}_2\text{O}_{\text{eq}}$)	Średniowapienny popiół lotny (8 do $20\% \text{ CaO}$ i $<5\% \text{ Na}_2\text{O}_{\text{eq}}$)	Granulowany żużel wielkopiecowy ($<1,5\% \text{ Na}_2\text{O}_{\text{eq}}$)
	w stosunku do masy całkowitej materiału cementowego [%]		
niska	brak	brak	brak
średnia	25	30	40
wysoka	40	niepolecany	50

Zakładając, że te minimalne proporcje są stosowane, z zastrzeżeniem lokalnych doświadczeń z poszczególnymi materiałami, zawartość alkaliów z popiołu lotnego i żużla, w trakcie wykonywania badań jego reaktywności, nie może być uwzględniona w obliczeniach dotyczących sumarycznej ilości alkaliów w betonie.

Jeśli w niektórych krajach (np Wielka Brytania, Francja) stosowane są niższe proporcje dodatków od podanych w tabeli 2. zaleca się żeby część zawartości alkaliów z popiołu lub żużla była uwzględniana przy obliczaniu sumarycznej zawartości alkaliów mieszanki betonowej, zgodnie z zaleceniami podanymi w tabeli 3.

Tab. 3. Wkład alkaliów z niższych proporcji dodatków niż zalecane w tabeli 2
Tab. 3. Alkali contribution with lower proportions of additives than recommended in table 2

Udział w cemencie	Udział substancji alkalicznej w celu uwzględnienia w obliczeniach zawartości alkaliów w mikście betonowym
żużel	
25–39 [%]	50 [%]
<25	100 [%]
popiół	
20–24 [%]	20 [%]
<20	100 [%]

Istnieją również dowody, że inne wysoko aktywne dodatki pucolanowe, takie jak pył krzemionkowy i metakaolin, mogą być skuteczne w ochronie przed uszkodzeniami

typu ASR. Wstępnie zaleca się dla betonu, zawierającego średniej reaktywności kruszywa, następujące minimalne proporcje:

- pył krzemionkowy ($>85\% \text{ SiO}_2$) – 8%,
- metakaolin ($>45\% \text{ SiO}_2$) – 15%.

Obecnie takie podejście nie jest zalecane do betonu zawierającego duże ilości wysoko reaktywnego kruszywa. Istotne jest, żeby materiały były dobrze wymieszane w betonie. Nagromadzenie pyłu krzemionkowego może bowiem powodować dodatkowe reakcje alkaliczne i szkodliwe ekspansje typu ASR.

W przeciwnym razie, źródła popiołu lotnego (np. wysoko uwapnione ($>20\% \text{ CaO}$) lub żużła, które nie są dobrze znane lub inne materiały pucolanowe albo dodatki mineralne, powinny być stosowane tylko wtedy, gdy skuteczność ich stosowania w betonach z kruszywami reaktywnymi, zostanie potwierdzona badaniami reaktywności, na przykład metodą AAR-3. Zaleca się, aby te badania potwierdzone były długoterminowymi badaniami terenowymi. Z doświadczeń wynika, że niektóre przyspieszone metody badania laboratoryjnego reaktywności alkalicznej, wykonywane w środowisku o podwyższonej wilgotności i temperaturze, mogą dać nierealistycznie optymistyczne wyniki dotyczące skuteczności niektórych materiałów pucolanowych w zwalczaniu ekspansji ASR.

2.2. ZAPEWNIENIE WYKORZYSTANIA NIEREAKTYWNEGO KRUSZYWA – M2

W kontekście oceny zjawiska ASR, przyjmuje się, że reaktywna krzemionka występuje prawie wyłącznie w kruszywie. Dlatego, aby wykorzystać środek zapobiegawczy M2, zaleca się stosowanie metod badawczych zgodnie z (AAR-0) w celu identyfikacji kombinacji „niereaktywnych” kruszyw. Intensywność i przebieg reakcji alkalicznych w betonie zależy w dużym stopniu od zawartości krzemionki reaktywnej w betonie, w szczególności stosunku/proporcji/ krzemionki wysoko reaktywnej i nie-reaktywnej. Stosunek zawartości krzemionki, która może prowadzić do najbardziej szkodliwych reakcji będzie zależna od jej stopnia reaktywności. Niewielka ilość wysoce reaktywnej krzemionki w kruszywie będzie najbardziej szkodliwa, podczas gdy kruszywo zawierające duże ilości takiej wysoce reaktywnej krzemionki, może powodować niewielkie uszkodzenia. Jeżeli kruszywo zawierające wysoce reaktywną krzemionkę zmiesza się z niereaktywnym kruszywem, zachowanie w mieszaninie będzie się zmieniać od bardzo szkodliwego do zupełnie nieszkodliwego w zależności od proporcji w mieszaninie. Funkcja ta znana jest jako efekt „pessimum”. Z drugiej strony, w kruszywach zawierających nisko reaktywną krzemionkę lub gdzie nie jest ona łatwo narażona na alkaliczne roztwory porowe, najgorsze uszkodzenia powstaną w obecności największej ilości krzemionki.

Z tego powodu ważne jest, aby cała „kombinacja” kruszywa była poddana ocenie, pod kątem reaktywności (wg AAR-3, AAR-4), ponieważ ilości reaktywnej krzemionki, które są nieszkodliwe w drobno lub gruboziarnistym kruszywie mogą być szkodli-

we w mieszaniu tego kruszywa i odwrotnie. Wynika z tego, że utworzenie odpowiednich mieszanin kruszyw grubych i drobnych, może być skutecznym działaniem w zapobieganiu lub ograniczaniu intensywności przebiegu reakcji alkalicznych.

2.3. OGRANICZANIE DOSTĘPU WILGOCI I UTRZYMYWANIU BETONU WYSTARCZAJĄCO SUCHEGO – M.3

Ograniczenie można osiągnąć już na etapie projektowania przy użyciu, na przykład, zewnętrznej okładziny lub zbiornikowanie (ochronę polegającą na użyciu całkowicie wodoodpornej bariery). Konieczne jest, aby właściwie zaprojektowane odwodnienia, były na bieżąco kontrolowane. Zastosowanie płaszcza ochronnego na betonowej strukturze w środowisku zimnym i wilgotnym może jednak niewystarczająco zmniejszyć zawartości wilgoci w powietrzu z tyłu płaszcza. Zastosowanie płaszcza jest uważane za optymalne w ciepłym i suchym środowisku.

Skuteczność środków powierzchniowych (powłoki i impregnaty) w zapobieganiu (lub zatrzymywaniu) uszkodzeń jest zmienna, a więc obróbka powierzchniowa nie jest uważana za wystarczający środek ostrożności.

Jeżeli obróbka powierzchniowa jest stosowana jako dodatkowy środek ostrożności, powinna być przepuszczalna dla pary wodnej tak, aby beton mógł wyschnąć, gdy wilgotność powietrza jest niska. Utrzymanie wszelkich stosowanych środków powłokowych i/lub drenażowych jest więc bardzo istotne.

2.4. MODYFIKOWANIA EKSPANSYWNYCH WŁAŚCIWOŚCI ŻELU – M4

Włączenie wystarczającej ilości rozpuszczalnych soli litu w wodnej mieszance betonowej jest skutecznym środkiem przeciwdziałania uszkodzeniom AAR. Uważa się, że powyższe działanie polega na modyfikacji właściwości żelu ASR tak, że nie absorbuje on wody.

Preferowaną solą jest azotan litu. Zalecany poziom dawkowania zależy od poziomu zawartości alkaliów w betonie i stopnia reaktywności kruszywa i wynosi:

- kruszywo o normalnej reaktywności – minimalny poziom dodatku 3,75 kg 30% roztworu LiNO_3 na kg $\text{Na}_2\text{O}_{\text{eq}}$ w betonie,
- kruszywo o wysokiej reaktywności – minimalny poziom dodatku 5,95 kg 30% roztworu LiNO_3 na kg eq. Na_2O w betonie.

Obróbka struktury betonowej związkami litu

Stwierdzono, że związki litu, głównie LiNO_3 i LiOH , skutecznie zmniejszają rozwój ASR, jeśli są stosowane przez natryskiwanie na strukturę betonową, w której występuje ASR. Doświadczenie pokazuje jednak, że proces ten jest najskuteczniejszy w stosunkowo suchych środowiskach, np. Nowy Meksyk i Nevada w Stanach Zjednoczonych Ameryki.

W USA (Południowa Dakota), wykorzystując do tego celu beton zawierający roztwór LiNO_3 . Do tej pory nie stwierdzono w naprawionych elementach betonowych występowania ASR.

Najnowsze badania sugerują, że w Ameryce Północnej sole litu nie są równie skuteczne w przypadku wszystkich rodzajów kruszyw reaktywnych. Niektóre kruszywa wymagają znacznie większych dawek litu niż inne, podczas gdy w przypadku innych kruszyw reaktywnych czasami można używać mniejszych dawek litu niż uprzednio zalecane. W przeciwieństwie do innych środków, takich jak popiół lotny lub zmielony i granulowany żużel hutniczych, wymagana dawka litu nie wydaje się być związana ze stopniem reaktywności kruszywa. W związku z powyższym, nie jest obecnie możliwe podanie pojedynczej dawki azotanu litu, która będzie skuteczna dla wszystkich kruszyw. Stąd podano tylko zalecane, minimalne dawki. Zaleca się, aby ocenę skuteczności soli litu w ograniczaniu reakcji alkalicznych, wykonywać na nowych betonach z ich dodatkiem i na tej podstawie ustalić odpowiednią dawkę dla konkretnego betonu.

Doświadczenie północnoamerykańskie ustalają dla metody AAR-3 poziom dopuszczalnego stopnia reaktywności (po zastosowaniu odpowiedniej dawki soli litu) 0,04% po dwóch latach. Również odpowiednie kryteria reaktywności są opracowywane w USA, w przypadku zastosowania metody przyspieszonej wg AAR-2.

3. PODSUMOWANIE

Występowanie reakcji alkalicznych jest znane od kilkudziesięciu lat, właściwie w większości państw gdzie stosowane jest kruszywo do betonu. Ich negatywne skutki w betonach powodują ogromne straty finansowe, ale również mogą zagrażać zdrowiu i życiu ludzi. Dlatego tak niezwykle ważne jest podejmowanie działań zapobiegających ich wystąpieniu, właściwie na każdym etapie produkcji i stosowania kruszyw. Aby wystąpiły reakcje alkaliczne i powodowały destrukcję betonów, oprócz reaktywnego kruszywa muszą jednocześnie wystąpić wszystkie poniższe warunki:

- odpowiednio alkaliczny roztwór porowy,
- krytyczna ilość reaktywnej krzemionki,
- wystarczającą ilość wody.

Ograniczenie wystąpienia przynajmniej jednego z powyższych uwarunkowań jest podstawowym kryterium zapobiegania rozwojowi ASR, poprzez stosowanie odpowiednich metod. Metody te sklasyfikowano w czterech grupach; M1-M4 od najprostszych: ograniczeniu stosowania kruszyw reaktywnych i lub stosowaniu mieszanek kruszyw o różnym stopniu reaktywności, ograniczeniu zawartości alkaliów w cemencie i betonie.

Stosowanie dodatków do mieszanek betonowych, popiołów i żużli o właściwościach pucolanowych w ustalonych proporcjach.

Istotnym czynnikiem w rozwoju i intensywności przebiegu reakcji alkalicznych w betonie są czynniki środowiskowe: temperatura, a szczególnie wilgotność. Działania

ograniczające wpływ tych czynników na beton mogą okazać się niezwykle skuteczne, aczkolwiek ich stosowanie w wielu przypadkach jest trudne.

Nową metodą ograniczającą, powstającą w trakcie przebiegu ASR destrukcyjną ekspansję w betonie, jest stosowanie soli litu. Metoda ta powszechnie jest stosowana w USA, z pozytywnymi efektami. Konieczne jest sprawdzenie wspomnianej metody w warunkach polskich, uwzględniając jakość krajowych kruszyw, krajowe cementy, a także, co jest niezwykle ważne, środowiskowe użytkowanie betonów.

LITERATURA

- AAR-0, 2003, *Outline Guide to the Use of RILEM Method in the Assessment of the Alkali-Reactivity Potential of Aggregates*, RILEM/TC-ACS/11/03.
- AAR-2, 2002, *Detection of Potential Alkali-Reactivity-Accelerated Mortar-Bar Test Method for Aggregates*, RILEM/TC-ACS/11/05.
- AAR-3, 2003, *Detection of Potential Alkali-Reactivity – 38 °C Test Method for Aggregate Combinations Using Concrete Prism*, RILEM/TC-ACS/11/06.
- AAR-4.1, *Detection of Potential Alkali-Reactivity – 60 °C Test Method for Aggregate Combinations Using Concrete Prism*, RILEM/TC-ACS/11/07.
- ASTM C618-08A, *Standard Specification for Coal Fly Ash and Raw or Calcined Natural Pozzolan for Use in Concrete*, American Society for Testing and Materials, West Conshohocken, Pennsylvania.
- GÓRALCZYK S., 2021, *Diagnostyka i ocena uszkodzeń betonu spowodowanych reakcjami AAR*, cz. 1, Wyd. Elamed, Kruszywa, nr 4.
- GÓRALCZYK S., 2022, *Diagnostyka i ocena uszkodzeń betonu spowodowanych reakcjami AAR*, cz. 2, Wyd. Elamed, Kruszywa, nr 1.
- PN-EN 450-1:2012 *Popiół lotny do betonu-Część 1. Definicje, specyfikacje i kryteria zgodności*.
- PN-EN 450-2:2006 *Popiół lotny do betonu-Część 2. Ocena zgodności*.
- 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.
- USA BS EN 450-1 & 2: 2005, *Fly ash for concrete, Part 1: Definition, specifications and conformity criteria (+Amendment A1:2007) & Part 2: Conformity evaluation*, British Standards Institution, London, UK.

RECOMMENDATIONS FOR THE APPLICATION OF SPECIFICATIONS TO MINIMIZE THE OCCURRENCE OF CONCRETE DAMAGE CAUSED BY ALKALI-SILICATE REACTIONS

The article presents the methods of preventing and limiting the occurrence of harmful ASR reactions in concrete, used in the world. The methods of their use and the limitations resulting from the variety of aggregates used, environmental conditions and previous knowledge were presented. The methods traditionally used for many years, as well as new methods, e.g. lithium salts, are presented.

WIERCENIE OTWORÓW JAKO KLUCZOWY ELEMENT REALIZACJI PROJEKTU ROBÓT STRZAŁOWYCH

1. WPROWADZENIE

Wykonanie robót strzałowych poprzedza wiele operacji i działań wpływających na końcowe efekty procesu wydobywania i przeróbki surowców. Projekt rozmieszczenia i orientacji otworów strzałowych przekłada się na nasycenie zabierki materiałem wybuchowym oraz efekty uzyskiwane po odstrzale. W zależności od zastosowanej metody urabiania oraz maszyn i sprzętu, będących w dyspozycji zakładu górniczego lub firmy strzałowej, możliwe jest realizowanie założeń eksploatacyjnych. W określonym zakresie, przekłada się to podczas odstrzału na sterowanie przemieszczaniem masy skalnej, formowaniem kształtu usypu, rozdrobnieniem urobku i stanu ociosów wyrobiska.

Wiercenie otworów strzałowych, choć jest zwykle oceniane łącznie ze strzelaniem, można uznać za oddzielny proces (operację, działanie). Stanowi ono przygotowanie warunków do umieszczenia MW w ustalonej objętości górotworu, w taki sposób, aby poprzez działanie detonacji MW uzyskać oczekiwane rozdrobnienie skały. Wykonanie otworów łączy dwie fazy robót strzałowych – przygotowania i urabiania skały. Rozpoczyna ono realizację projektu strzelania, przy jednoczesnym rozpoznaniu rzeczywistych warunków prowadzenia robót strzałowych i lokalnej budowy geologiczno-tektonicznej złoża.

Wykonujący usługi wiertniczo-strzałowe (firmy, operatorzy), ponoszą koszty wykonania otworów. Składnikami tych kosztów jest transport wiertnicy, serwisowanie oraz utrzymania jej sprawności i mobilności, uzyskanie odpowiedniej wydajności wiercenia, a przede wszystkim drożności otworów przewidzianych do załadunku materiałem wybuchowym.

2. DOBÓR ŚREDNICY OTWORÓW STRZAŁOWYCH

Technologia urabiania skał determinuje metodę strzelania oraz średnicę otworów. Dla strzelań prowadzonych w kamieniołomach na kruszywo konieczne jest zastosowanie zwiększonej energii urabiania, a zatem większej masy MW. Wymaga to zwykle wykonania otworów z zastosowaniem koronek wiertniczych o średnicy od 76 mm wzwyż, tj. 89, 92, 96, 102, 105 do 115 mm. W zagranicznych kopalniach odkrywkowych

wych, np. rud metali, wykonywane są większe średnice otworów, nawet 406 mm. Średnice koronek wynikają z urządzeń kopalnianych lub podwykonawcy usług wiertniczych. Wymagania dotyczące średnicy otworów wynikać mogą także z wydajności wiercenia, miejsca usytuowania młotka mechanizmu udarowego, długości wierconych otworów, konieczności zachowania ich prostoliniowości, drożności itp. (Bęben 1992).

W zakładach górniczych stosuje się odpowiednie średnice otworów strzałowych dostosowane do istniejących warunków geologiczno-górnich, metody strzelania oraz rodzaju przewidzianych do użycia materiałów wybuchowych i środków strzałowych. W krajowych kopalniach kruszywowych, najczęściej stosowane są koronki do wykonania otworów $\varnothing = 89\text{--}105$ mm. Średnice zwykle przyjmowane są z pewną tolerancją, związaną np. z katalogowymi średnicami otworów zalecanych przez producentów wiertnic lub zmian średnicy otworów strzałowych na skutek specyfiki wiercenia w danych warunkach geotechnicznych. Długości otworów wynoszą najczęściej od 12 do 20 m, lecz każdorazowo są dostosowywane do wysokości pięter eksploatacyjnych z uwzględnieniem ich pochylenia – od 2 do 15°, przewiertu nie przekraczającego 0,5–1,2 m, a także sytuacji hipsometrycznej wyrobiska.

Wzory do obliczania średnicy otworów bazują najczęściej na parametrze projektowanego zabioru (Korzeniowski & Onderka 2006), przykładowo

$$\varphi = \frac{z_0}{53 \cdot k_t \sqrt{\frac{\gamma_{mw}}{\gamma_o}}} \quad (1)$$

gdzie:

z_0 – zabiór obliczeniowy [m],

k_t – współczynnik charakteryzujący geologiczne warunki strzelania,

γ_{mw} – gęstość materiału wybuchowego [kg/m^3],

γ_o – gęstość skały [kg/m^3].

Efekt strzelania zależy od zachowania prawidłowych proporcji długości ładunku MW do jego średnicy, co określane jest jako współczynnik wydłużenia ładunku η

$$\eta = \frac{l_l}{\varphi} \quad (2)$$

gdzie:

l_l – długość kolumny ładunku [m],

φ – średnica otworu [mm].

Średnica otworu strzałowego wiąże się ściśle z kolejnym parametrem – średnicą krytyczną materiału wybuchowego. Średnica ta powinna być zawsze większa od średnicy krytycznej MW.

Doboru odpowiedniej do rodzaju skały średnicy otworów można dokonać także w oparciu o gotowe tabele, uwzględniające budowę i strukturę skały (Olofsson 1991). Mniejsze średnice otworów dają zwykle lepszy postęp wiercenia i proporcjonalny

rozkład ładunków MW w zabierce, a zatem bardziej efektywne wykorzystanie ich energii (mniejsze straty energetyczne na miażdżeniu skały). Wskaźnikiem opisującym nasycenie zabierki energią jest zużycie jednostkowe, czyli masa materiału wybuchowego przypadająca na jednostkę masy, czy objętości skały. Postulowany jest też jednostkowy ładunek energetyczny q_e [kJ/m³], wyrażający zapotrzebowanie na energię dla określonego rodzaju i budowy skał (Śnieżek 1975).

Podobnie stosowane jest pojęcie zapotrzebowania energetycznego skały do uzyskania zakładanego rozdrobnienia lub odspojenia od calizny (Sanchidrián i in. 2006). W przypadku analizowania czynników wpływających na intensywność drgań można posłużyć się także gęstością energii G_e [kJ/dm²], definiowanej jako iloraz energii wyzwalanej w czasie detonacji przez powierzchnię boczną ładunku (Batko 1993).

Analizując dane literaturowe i biorąc pod uwagę wydajność strzelania mierzoną ilością odstrzelonego urobku, rekomendowane jest stosowanie większych średnic. Jednak za stosowaniem mniejszych średnic otworów przemawia sposób rozchodzenia się i zaniku naprężeń oraz mniejsze skupienie ładunku MW. Przypadek taki utożsamiać można ze sferycznym modelem rozchodzenia się naprężeń, przy którym ich zanik następuje z kwadratem odległości.

Średnica otworów wskazuje na maksymalną objętość MW, jaką teoretycznie można umieścić w otworze, co nie znaczy to, że taka ilość będzie załadowana. Częstym uproszczeniem (błędem) spotykanym w literaturze jest utożsamianie średnicy otworów z ilością materiału w otworze. Takie założenie można stosować jedynie przy załadunku otworów sybkimi lub płynnymi MW.

Przy mniejszych średnicach otworów obliczeniowa wielkość przybitki jest korzystniejsza, co pozwala korzystniej rozłożyć MW na całej długości otworu, a zatem i w zabierce, co jest przesłanką do spełnienia oczekiwanego rozdrobnienia urobku, szczególnie w skałach spękanych. Niezbędna długość przybitki wiąże się także z jej granulacją. Przybitką stosowaną najczęściej przez bardzo długi okres były zwierziny. W ostatnich latach standardem w krajowych kopalniach jest jej wykonywanie z gryków, np. frakcji 8–11 mm lub mieszanek mineralnych 0–16 mm. Zagadnienie optymalnej granulacji przybitki dostosowanej do rodzaju urabianej skały i średnicy otworu, powinno być przedmiotem dokładniejszych badań.

3. PROJEKTOWANIE SIATKI OTWORÓW

Projekt rozmieszczenia otworów i parametrów strzelania jest najważniejszym elementem przygotowania całego procesu robót wiertniczo-strzałowych. Skupia on w sobie informacje, na podstawie których obliczane lub przyjmowane są najważniejsze parametry strzelania, ilości środków strzałowych i materiałów wybuchowych. Zawiera warunki i ograniczenia wykonywanych robót oraz ustalenia dotyczące oczekiwanych efektów. Najczęściej stosowane procedury doboru parametrów strzelania wspomagane specjalistycznymi programami bazują m.in. na kryteriach:

- parametrów wytrzymałościowych skały,
- objętości zabierki,
- średnicy otworów strzałowych,
- oczekiwanym rozdrobnieniem urobku,
- niezbędnej ilości energii przekazanej objętości skały,
- minimalnego ładunku jednostkowego i innych.

Programy nierzadko zawierają dodatkowo współczynniki, którymi dopasować można wyniki obliczeń do warunków strzelania w oparciu o przestrzenny model zabierki. Dobrane w ten sposób parametry strzelania i masy ładunków MW muszą być jednocześnie zgodne z zapisami zawartymi w dokumentacji lub metryce strzałowej.

Częstym utrudnieniem w trakcie drążenia skały jest uzyskanie projektowanej średnicy otworów – w rzeczywistości jest ona większa lub mniejsza niż średnica koronki. Rozwiercanie, zwiększenie średnicy otworu powodowane może być uszkodzeniami koronki lub żerdzi, wywołującymi mimośrodowy ruch obrotowy przewodu wiertniczego i tarcie złąček żerdzi o ścianę otworu. Zmniejszenie średnicy otworów wynika zazwyczaj ze ścierania się koronki lub lokalnego zaciskania skały.

Obecnie istnieje wiele programów ułatwiających wykonanie projektu wiercenia i strzelania. Zarówno specjalistyczne oprogramowania komputerowe krajowych firm strzałowych, jak i wiele innych aplikacji czy makr ułatwiających obliczenia, przyczyniają się do skrócenia czasu wyznaczania odpowiednich współczynników, założeń i parametrów. Nowoczesne programy pozwalają w prosty sposób rozmieścić otwory strzałowe do zadanej objętości zabierki, dobrać czasy opóźnień milisekundowych, czy wskazywać kierunek przemieszczania urobku przy odstrzale. Za ich pomocą można ustalać poziom i zasięg szkodliwych oddziaływań, rozdrobnienia urobku lub innych elementów odstrzału. Najczęściej takie programy mają także możliwość wczytywania dodatkowych danych w postaci modelu przestrzennego zabierki, kształtu ociosów, wyników kontroli osiowości otworów strzałowych, odległości do najbliższych obiektów chronionych czy oczekiwanych efektów rozdrobnienia. Zaprojektowaną siatkę otworów przenosi się za pomocą anteny GPS na strop zabierki lub bezpośrednio do pamięci wiertnicy. Można tu wymienić takie programy modułowe, m.in.: PORS, Quarry 6 Balst Design, Shot-i Plus, Blasting Solutions, O-PitBlast.

Wykonanie robót wiertniczych i strzałowych wymaga przygotowania powierzchni terenu, zapewnienia możliwości dojazdu niezbędnego sprzętu ekipy strzałowej i materiałów wybuchowych na miejsce wykonania prac, a także dostępu do niezbędnych informacji nt. budowy złoża czy warunków zalegania skały. Do zlecającego roboty strzałowe należy najczęściej odebranie urobku z poprzedniego odstrzału, wyramowanie (wyrównanie) krawędzi i powierzchni ociosów oraz dostarczenie przybitki o wymaganej frakcji, a czasami gliny do stabilizacji otworów.

4. KRYTERIA DOBORU I WYPOSAŻENIA WIERTNIC

Podstawowymi kryterialnymi parametrami doboru wiertnic do pracy w odkrywkowych zakładach górniczych i makroniwelacjach:

- rodzaj skały i warunki budowy geologicznej złoża,
- zakładana wysokość pięter eksploatacyjnych,
- potencjalne zużycie narzędzi wiertniczych – głównie koronek,
- warunki podłoża i możliwości przemieszczania maszyn,
- moc maszyny i oczekiwana wydajność wiercenia,
- koszty zakupu i serwisowania.

Kryteria te w ogólny sposób określają podstawowe wytyczne warunków pracy i wyboru odpowiedniego rodzaju maszyny. Wyznaczają założenia wstępne i oczekiwania do realizacji projektowanych zadań, a także gotowość i sprawność maszyny. Oczekiwania dotyczące bezawaryjności i koszty zakupu (oraz serwisowania) wraz z możliwością spełnienia oczekiwań wydajnościowych, decydują w wielu przypadkach o wyborze danej marki i typu wiertnicy.

W wiertnicach nowych generacji powszechne stają się zaawansowane systemy sterowania i diagnostyki oraz monitorowania układu roboczego wiertnic, np.

- FGS (Fedder Guiding System) – wspomaganie pozycjonowania ramy wiertniczej i monitorowanie procesu w maszynach typu Face Master,
- DMS (Drilling Monitor System) – monitorowanie parametrów wiercenia w maszynach typu Face Master,
- HNS (Hole Navigation System) – sterowanie i monitorowanie postępu wiercenia.

Ponadto oferowane są specjalne pakiety systemowe optymalizujące pracę wiertnic, zarządzanie operacjami, zdalnego sterowania i kontroli procesu, produktywności, a także szkolenia operatorów na różnych poziomach zaawansowania. Przykładem oprogramowania wiertniczego może być Rock Manager firm Atlas Copco i Epirock (EPIROCK 2022).

Stosowanie nowoczesnych wiertnic pozwala na bardziej precyzyjne wykonanie otworów, a w efekcie strzelania, uzyskanie korzystniejszych i przewidywalnych wyników. Ponadto najnowsze modele wiertnic są mniej energochłonne, pracują ciszej i szybciej, zapewniając odpowiedni komfort pracy operatorów w ergonomicznych, wytłumionych, amortyzowanych i klimatyzowanych kabinach. Standardem stają się także ostrzałki do koronek optymalizujących czas przygotowania i gotowości do pracy narzędzi oraz wiele innych innowacyjnych rozwiązań.

Integralną i ważną częścią wiertnicy jest kolumna wiertnicza, stanowiąca przedłużenie masztu, umieszczona na sterowanym hydraulicznie wysięgniku, będąca zestawem bardzo wielu skomplikowanych elementów i urządzeń. Elementy te zapewniają ukierunkowanie i przeniesienie energii na koronkę wiertniczą poprzez system połączonych ze sobą żerdzi i adapterów. Wraz z postępem wiercenia, do kolumny dołączane są kolejne żerdzie znajdujące się w obrotowym magazynku. Natomiast zwierciny

i powstający pył wyprowadzane są z otworu sprężonym powietrzem. Najdrobniejsze frakcje trafiają do odpylni, a grubsze mogą być składowane w pryzmę w pobliżu otworu i wykorzystywane do korekty długości otworów lub jako dodatek do przybitki.

5. WIERCENIE OTWORÓW

Wiercenie otworów strzałowych, oprócz przygotowania zabierki do załadunku MW, stanowi dodatkowy istotny element, tj. pierwszy stopień weryfikacji parametrów geologiczno-górnich przyjętych w założeniach projektowych robót strzałowych, rzeczywistych warunków budowy i zwięzłości skały. Informacje w postaci raportu z postępu wiercenia, mogą decydować o liczbie i sposobie rozmieszczenia ładunków w zabierce oraz połączeniu ich w sieci strzałowej (Sandvik 2011) oraz są podstawą do prawidłowej realizacji całego strzelania. Pozwalają na korektę założeń wstępnych, minimalizując ewentualne zagrożenia.

Najczęstszymi problemami związanymi z drążeniem otworów jest zachowanie ich prostoliniowości, wzajemnej orientacji i drożności. Jednym z podstawowych elementów siatki otworów strzałowych, jest zachowanie prawidłowych (zaprojektowanych) kątów odchylenia otworów oraz ich prostoliniowość. Na prostoliniowość wierconych otworów mają wpływ:

- zmiany twardości skały – przechodzenie koronki przez ośrodki skalne o zróżnicowanej zwięzłości, zmiana prędkości wiercenia przyczyniająca się do krzywienia przewodu wiertniczego,
- przerosty gliniasto-ilaste – wiercenie w zbyt miękkim ośrodku ma wpływ na zmiany kierunku otworu, zmianę średnicy i zatykanie przewodów powietrznych,
- ułożenie warstw skalnych – nierównomierne obciążenie koronki, rzutuje na odchylenie żerdzi i zmianę kierunku wiercenia do układu warstw,
- szczelinowatość i spękania – natrafienie na przerwę w ciągłości struktury powoduje przeskok koronki i zmianę kierunku wiercenia,
- długość otworów – wraz z długością rośnie możliwość utraty prostoliniowości otworu.

Dla minimalizacji tych czynników stosowane są rozwiązania mechaniczne i elektroniczne. Najprostszym działaniem jest zastosowanie żerdzi prowadzących oraz adapterów usztywniających przewód wiertniczy, które w połączeniu z umiejętnościami operatora przynoszą istotną poprawę prostoliniowości otworów. Prawidłowa obsługa, dbałość o stan techniczny poszczególnych elementów przewodu wiertniczego, jak i doświadczenie wiertacza, pozwala w najszybszy sposób poprawić mankamenty krzywienia osi otworu oraz utrzymanie wzajemnej równoległości otworów. Innym, szeroko stosowanym rozwiązaniem są specjalistyczne systemy elektroniczne, bazujące na czujnikach i oprogramowaniu komputerowym. Przykładem może być system RCS oparty na chwilowym monitoringu wiercenia MWD (*Monitoring While Drilling*).

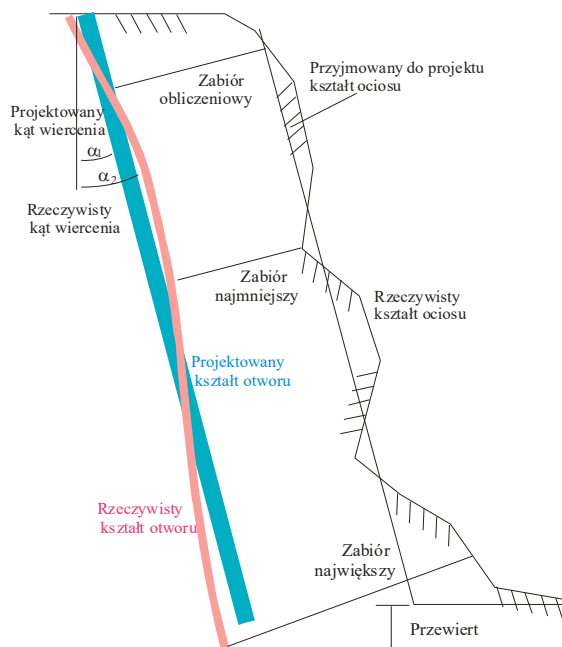
Kolejnym częstym problemem robót wiertniczych jest uzyskanie i zachowanie drożności otworu. Nierzadko już w trakcie wiercenia, pojawia się zaciskanie przewodu wiertniczego (żerdzi), co skutkuje zatykaniem lub zmniejszaniem średnicy otworów. Powodować to mogą zarówno większe fragmenty przemieszczającej się skały, jak i drobniejsze odłamki, które nie są wynoszone z otworu sprężonym powietrzem. W zaawansowanych technicznie wiertnicach takim sytuacjom zapobiega tzw. system *anti-jumming*. Wykonanie prawidłowo zorientowanego i drożnego otworu wymaga ponadto jego zabezpieczenia, a w szczególności kryzy (wlotu) otworu. Stosowanie do zabezpieczeń worków wypełnionych zwiercinami, lejków lub rur plastikowych nie zapewnia jednak pełnej ochrony otworu.

W zależności od rodzaju skał i warunków geotechnicznych od 6 do 12% otworów wymaga wtórnej ingerencji – poprawy drożności bądź korekty długości. Otwory przeznaczone do poprawy powinny mieć jednoznaczne oznaczenie i opis dla wiertacza. O ile skrócenie długości otworu, poprzez jego podsypanie, nie stanowi problemu, choć jest stratą wykonanej pracy i energii wiercenia, o tyle konieczność jego udrożnienia lub pogłębienia jest skomplikowane. Stosunkowo prosto można udrażniać otwory przebijakami opuszczanymi na linie – w sytuacji, gdy otwór zatyka pojedynczy niewielki fragment skały. Częściej jednak konieczna jest ponowna ingerencja wiertnicą. Dużym utrudnieniem jest wówczas powtórne ustawienie wiertnicy i kolumny wiertniczej tak, aby koronka z żerdzią mogła być osiowo wprowadzona do otworu. Wszelkie odchylenia i przesunięcia powodują często dodatkowe uszkodzenia ścian otworu i poszerzanie wlotu, a w skrajnych przypadkach niszczą otwór, co wymaga wiercenia nowego otworu. Wlot otworu, często zlokalizowany w spękanej, rozluzowanej skale, jest szczególnie narażony na uszkodzenia oraz dalsze zatykanie w trakcie wyjmowania kolejnych odcinków przewodu wiertniczego. Łączniki żerdzi przesuwając się do góry zahaczają i przemieszczają luźne fragmenty skały, odrywają je i powodują obsypywanie lub zaciskanie żerdzi. Powtarzanie tej czynności prowadzi często do utraty otworu.

Na koszty wykonywania robót wiertniczych istotnie wpływa niewłaściwe zabezpieczenie otworu lub wtórne jego zasypanie, np. podczas dowozu przybitki lub w trakcie prac przy załadunku otworów materiałem wybuchowym. Podobnie jak eliminacja otworów, wynikająca z wykonywania robót strzałowych zbyt blisko przygotowywanej lub wykonanej już siatki dla kolejnego strzelania. Propagowany z bliskiej odległości wstrząs wywołany detonacją ładunku MW, powodować może uszkodzenia, zmniejszenie lub utratę drożności wykonanych otworów.

Nieodzownym elementem ustalenia kształtu i lokalizacji otworów strzałowych jest ich prawidłowa kontrola, która może być realizowana na bieżąco za pomocą systemu RCS. Powszechnie stosowanymi do tego celu urządzeniami są sondy otworowe. Połączenie wyników sondowania otworów z cyfrowym modelem przestrzennym zabierki, a w szczególności ociosem, pozwala na prawidłowe rozpoznanie sytuacji i uniknięcie potencjalnych zagrożeń. Od wielu lat konieczność kontroli przebiegu otworów jest

podkreślana przez wielu autorów, jako czynność niezbędna przy prawidłowym wykonywaniu robót wiertniczo-strzałowych.



Rysunek. Schemat usytuowania otworu strzałowego i zabioru względem ociosu (Kutschera & Herkommer 2009)

Figure. Schematic presentation of the blast hole position and burden location to the bench face (Kutschera & Herkommer 2009)

Należy jednak mieć na uwadze, że stosowanie sondy w niestabilnych otworach i obsypujących się ścianach grozi utratą lub uszkodzeniem zestawu pomiarowego. Otwory takie są najczęściej celowo pomijane przy sondowaniach zmniejszając ryzyko zaciśnięcia sondy. Jednakże brak pełnego rozpoznania, szczególnie skrajnych otworów, podnosi ryzyko wyrzutu odłamków skalnych lub innych komplikacji.

W skomplikowanych warunkach stropu zabierki, powierzchni terenu lub spękań, pojawia się sytuacja wiercenia otworów nie tam, gdzie wynika to z planowanej siatki. Otwory rozlokowane nieprawidłowo, a dodatkowo pod różnymi kątami nachylenia, powodują podczas strzelania uzyskiwanie niepożądanych efektów w postaci progów przyspągowych, spękań wstecznych, nawisów, powstawania nadgabarytów itp. Skutek ten często kreuje przyczynę i odwrotnie, tworząc trudny do przerwania łańcuch (Mikhelson i in. 2008). Standardem przy wykonywaniu otworów strzałowych powinno być odpowiednie raportowanie przebiegu procesu wiercenia przez operatora wiertnicy czy generowanie go przez system komputerowy wiertnicy. Opis sporządzany przez operatora może zawierać zmiany postępu wiercenia lub natężenia dźwięku, zmiany ciśnienia

oleju, temperatury czy zużycia poszczególnych podzespołów, zależny jest jednak od jego doświadczenia i subiektywnych odczuć. W nowoczesnych modelach wiercnic raportowanie takie jest już prowadzone w sposób automatyczny i informacje w postaci zapisu cyfrowego gromadzone są w celu dalszych analiz lub optymalizacji.

Ważną czynnością jest także ocena szczelinowatości zabierki i obserwacja spękań w trakcie wiercenia. Przez spękania te może wydostawać się sprężone powietrze z pyłem skalnym, powodując spadek ciśnienia przedmuchu w otworze. Uniemożliwia to unoszenie i odprowadzanie zwiercin z otworu oraz schładzanie koronki i żerdzi. Ponadto informacja taka przekazana strzałowym, pozwala uniknąć bardzo niebezpiecznych zdarzeń związanych z napełnianiem otworów strzałowych materiałem wybuchowym oraz jego detonacją.

6. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Wiercenie otworów strzałowych stanowi wydzielony proces realizujący założenia projektu robót strzałowych. Jego prawidłowe wykonanie uzależnione jest zarówno od warunków budowy geologiczno-tektonicznej i parametrów skały, przygotowania zabierki do wiercenia, sprawności i wyposażenia wiertnicy, jak i umiejętności operatora. Wykonanie siatki otworów jest czasochłonne i energochłonne, wpływa istotnie na koszty robót. Przekłada się bezpośrednio na prawidłowy załadunek otworów materiałem wybuchowym i uzyskiwanych efektów strzelania oraz oddziaływań.

Wiercenie otworów w złożonych warunkach geologiczno-górnictwowych powoduje awarie i uszkodzenia elementów przewodu wiertniczego. Przypadki takie, oprócz strat narzędzi (koronek, żerdzi) powodują szereg komplikacji związanych ze zmianą projektu siatki, a nawet koniecznością wykonania nowego otworu.

Ważnym elementem prawidłowego przebiegu wiercenia jest sprawność koronek wiertniczych. Oprócz ich roboczego zużycia, ścierania, tępienia, podlegają one także uszkodzeniom. Do najczęstszych należy wyłamanie lub wypadnięcie elementów urabiających (spieków, zębów). Kontynuacja wiercenia z pozostającymi na dnie otworu tych elementów (węgliki spiekane), prowadzi do szybkiego i całkowitego zniszczenia koronki. W takich sytuacjach, wymagana jest reakcja operatora i wycofanie przewodu wiertniczego i usunięcia odłamków z dna otworu w celu uniknięcia dalszych uszkodzeń.

Podobnie, niezwłocznego działania wymaga wycofanie przewodu wiertniczego w przypadku jego zaciskania w otworze. W skrajnym przypadku nieprawidłowej reakcji, następuje jego urwanie i utrata. Oderwane elementy kolumny wiertniczej, pozostając w zabierce utrudniają załadunek otworów, a po odstrzale zagrażają pracy koparek pobierających urobek z usypu po odstrzale. Istnieje także realne zagrożenie trafienia pokruszonych fragmentów tych narzędzi do kruszarki wstępnej.

Do eliminacji tego zagrożenia stosowane są nowoczesne automatyczne systemy ostrzegawcze oraz zarządzania operacjami w nowoczesnych wiertnicach i systemy

zarządzania operacjami, które ułatwiają także podejmowanie decyzji w zakresie wymiany żerdzi, koronek i ich ostrzenia. Systemy te pozwalają na ewidencjonowanie rzeczywistych parametrów pracy, działań czy awarii, pozwalają na analizę danych, wymianę informacji, uporządkowanie celów i czynności. Ułatwiają także kontrolę i egzekwowanie odpowiedzialności, a przede wszystkim ograniczają możliwości popełnienia błędu.

Niezbędne jest także przestrzeganie instrukcji (procedur) postępowania, zawierających wskazówki i polecenia, dotyczące działań w przypadkach uszkodzeń żerdzi i koronek oraz prowadzenie dla operatorów wiertnic doskonalących szkoleń, a w szczególności dostrzegania sygnałów o uszkodzeniach i awarii. Narzędziami do dokładniejszej weryfikacji i diagnostyki przewodu wiertniczego mogą być np. kamery termowizyjne i lupy, pozwalające na ocenę stanu narzędzi i powstających mikrospekkań lub bardziej zaawansowane przyrządy.

LITERATURA

- BATKO P., 1993, *O wpływie niektórych czynników na efekt sejsmiczny strzelania*, Mat. konf. nt. *Materiały wybuchowe i technika strzelnicza. Aktualny stan i perspektywy rozwoju*, Gliwice–Kraków.
- BĘBEN A., 1992, *Technika wiertnicza w odkrywkowym górnictwie skalnym*, Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice.
- EPIROCK, 2022, *Materiały firmowe*.
- KORZENIOWSKI J.I., ONDERKA Z., 2006, *Roboty strzelnicze w górnictwie odkrywkowym*, Wydawnictwa i Szkolenia Górnicze Burnat & Korzeniowski, Wrocław.
- KUTSCHERA J., HERKOMMER M., 2009, *Terrestrisches Laserscanning für sichere Sprengplanung*, Die Industrie der Steine+Erden, No 9.
- MIKHELSON R., KHOMERIKI S., KHOMERIKI D., DZEBISASHVILI K., TUDESHKI H., ROSSBACH S., 2008, *The computer-program of designing drilling*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, t. 4, z. 43, 163–168.
- OLOFSSON S.O., 1991, *Applied Explosives Technology for Construction and Mining*, Ärla.
- SANCHIDRIÁN J.A., SEGARRA P., LÓPEZ L.M., 2006, *Energy Components in Rock Blasting*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 44 (1), 130–147.
- SANDVIK, 2011, *Drilling process optimization*.
- ŚNIEŻEK J., 1975, *Wpływ szczelinowości skal na ich urabianie materiałami wybuchowymi*, Praca doktorska, Instytut Górnictwa PWr.

HOLE DRILLING AS A KEY ELEMENT FOR THE REALIZATION OF BLASTING PROJECT

The article presents the problems associated with the planning, preparation and implementation of the blast holes drilling process. The complexities and difficulties involved in preparing and executing drilling and blasting operations are presented. It also shows the fundamental elements that influence the correctness of the drilling operations and the recording of the drilling process, as well as the possibilities of limiting irregularities in the carried out activities.

KSZTAŁTOWANIE SKARP ZBOCZY ZBIORNIKÓW WODNYCH W WYROBISKACH POEKSPLOATACYJNYCH

1. WSTĘP

Przedsiębiorca górniczy podejmując swoją działalność powinien być świadomy zobowiązania dotyczącego rekultywacji terenów poeksploatacyjnych. Rekultywacja oznacza przywrócenie lub nadanie nowych walorów użytkowych lub przyrodniczych terenom po zaprzestaniu wydobywania kopaliny. Koncepcja rekultywacji w górnictwie wyrażona jest w postaci kierunku rekultywacji. Powinien być on odpowiednio sformułowany co do oczekiwanej formy dalszego użytkowania terenu. Na wybór kierunku rekultywacji w dużym stopniu wpływają uwarunkowania hydrogeologiczne. W złożach, w których poziom wód występuje poniżej stropu złoża wyrobiska poeksploatacyjne wypełnione są wodą. W takich przypadkach najczęściej proponowanym jest wodny kierunek rekultywacji. Obiekty zrehabilitowane w tym kierunku mogą pełnić różnorakie funkcje użytkowe, jak kąpieliska, tereny wypoczynku nad brzegami akwenów, uprawiania sportów wodnych, zbiorników wody pitnej czy przeciwpowodziowych. Dlatego kierunek rekultywacji powinien być precyzyjnie sformułowany, co do oczekiwanej formy dalszego użytkowania terenu, co warunkuje zakres i koszty prac rekultywacyjnych. Specyfika działalności górniczej polega na tym, że zwalnianie terenów do rekultywacji następuje w końcowej fazie eksploatacji złoża i w warunkach mniejszych, a nawet ustających dochodów z produkcji (rys. 1).



Rys. 1. Faza przedsięwzięcia górniczego (opracowanie własne na podstawie Malewski 2012)

Fig. 1. Phases of the mining project (own study based on Malewski 2012)

Jednocześnie pojawiają się zadania i nakłady na rekultywację, których finansowanie może sięgać nawet poziomu kosztów udostępniania złoża (Uberman & Uberman 2010; Kaźmierczak & Malewski 2002; Kaźmierczak i in. 2015; Kaźmierczak & Strzałkowski 2019).

Odpowiednim działaniem wydaje się, aby prace rekultywacyjne wdrażane były na etapie eksploatacji złoża, pod warunkiem prowadzenia ich zgodnie z planowanym wykorzystaniem przekształconego terenu. Takie podejście pozwala na optymalizację kosztów rekultywacji. Przykładem może być tutaj kierunek rekultywacji wykorzystany do wypoczynku nad powstającym akwenem z możliwością zażywania kąpieli, plażowania i relaksu w otoczeniu zieleni. W takim przypadku odpowiednie zaprojektowanie prac rekultywacyjnych związanych z formowaniem skarp mających stanowić plażę, a także łagodne zejście pod wodę przyczynić się może do zmniejszenia zakresu robót, a co za tym idzie ich kosztów. W literaturze przedmiotu (Uberman & Uberman 2010) przedstawione są preferowane profile brzegów w wyrobiskach poeksploatacyjnych. Sugerowane w tej publikacji nachylenia skarp, 1:5–1:10 oraz 1:30–1:60, wymagają bardzo dużych nakładów prac, stąd celem niniejszej publikacji jest próba przedstawienia optymalizacji działań związanych z nachyleniami skarp akwenów wykorzystywanych rekreacyjnie, spełniających normy bezpieczeństwa i komfortu wypoczywających.

2. WYMAGANIA REKULTYWACJI W KIERUNKU WODNYM O FUNKCJI REKREACYJNEJ

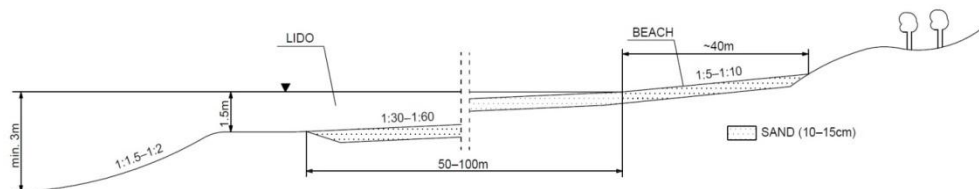
W przypadku wodnego kierunku rekultywacji zrehabilitowane obiekty mogą spełniać rozmaite funkcje użytkowe – od obiektów rekreacyjnych do przemysłowych.

W niniejszej publikacji rozpatruje się rekultywację w kierunku wodnym z wykorzystaniem danego obszaru do rekreacji i wypoczynku nad brzegami akwenów i uprawianiu sportów wodnych. Dodatkowo w przypadku takich obszarów korzystne jest urządzenie otaczającej zieleni rekreacyjnej dla wzbogacenia walorów tworzonego środowiska.

Zgodnie z literaturą przedmiotu (Kasztelewicz 2010; Chodak 2013; Strzałkowski & Kaźmierczak 2014, 2019; Kalybekov i in. 2019; Šofranko i in. 2020) – wodny kierunek rekultywacji w fazie technicznej (podstawowej) polega na regulacji stosunków wodnych, w tym na budowie niezbędnych obiektów i urządzeń hydrotechnicznych, budowie lub odbudowie dróg dojazdowych, odtworzeniu warstwy urodzajnej metodami technicznymi, separacji utworów toksycznych, a także przemieszczaniu mas ziemnych, które obejmują kształtowanie rzeźby rekultywowanego terenu i umacnianie skarp. Przed przystąpieniem do właściwej rekultywacji technicznej należy wykonać czynności porządkowe, jak: usunięcie zbędnej roślinności, rozbiórka pozostałości po budowlach, odgruzowanie i wywóz materiałów z rozebranych budowli lub zdeponowanie ich w wyznaczonym miejscu.

Rekultywacja techniczna w kierunku wodnym z funkcją rekreacyjną (kąpielisko) polega na ukształtowaniu statecznych skarp, których nachylenia zależą od właściwości gruntów. Projektowanie takiego zbiornika możliwe jest w przypadku surowców ilastych i okruchowych. Takie zagospodarowanie akwenu wymaga wówczas II klasy czystości jego wód oraz małej amplitudy wahań zwierciadła wody ($< 0,5$ m). Głębokość zbiornika rekreacyjnego powinna wynosić co najmniej 3 m. Ponadto powinien posiadać on około 40 metrowy brzegowy pas nadwodny o nachyleniu od 1:5 do 1:10 pełniący funkcję plaży z łagodnym zejściem do wody, tj. skarpe podwodną o szerokości od 50 do 100 metrów i nachyleniu od 1:30 do 1:60. Ponadto skarpy te w powinny być docelowo przykryte warstwą piasku lub żwiru o miąższości 5–15 cm. Istotne w planowaniu akwenu rekreacyjnego jest zaprojektowanie płycizny do nauki pływania o powierzchni nie mniejszej niż 4 ha i maksymalnej głębokości 1,5 m (Ciepielowski 1999 [za:] Bobrek & Paulo 2005; Uberman & Uberman 2010).

Zbiorniki pełniące funkcje rekreacyjne mają zazwyczaj część wydzieloną na plażę, a pozostały obszar może być wykorzystywany do wędkarstwa lub do uprawiania sportów wodnych, np. żeglarstwa czy nurkowania. Wymagania dla takich obiektów są różne i zależą głównie od uwarunkowań geologiczno-technicznych. Nachylenie skarp nadwodnych, nie pełniących funkcji plaż, w przypadku skał luźnych, powinno wynosić 1:2 lub 1:3, a ilastych 1:1,5 lub 1:2 (Bobrek & Paulo 2005; Król 2005), natomiast w przypadku skarp podwodnych 1:5 (Glapa & Jonek 1998). Profil kąpieliska w wyrobisku po wydobywaniu kopalin skalnych poglądowo przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Profil kąpieliska w wyrobisku po surowcach skalnych
(opracowanie własne na podstawie Uberman & Uberman 2010)

Fig. 2. Profile of a slope lido in an excavation pit of rock raw materials
(own material based on Uberman & Uberman 2010)

Innym sposobem zagospodarowania akwenów poeksploatacyjnych jest tworzenie obiektów dla celów wędkarskich oraz uprawianie sportów wodnych. Zbiorniki umożliwiające nurkowanie powinny charakteryzować się zróżnicowanym ukształtowaniem dna, a zbiorniki, które będą wykorzystywane w celu uprawiania żeglarstwa, dużą głębokością oraz wielkoobszarowością. Zbiorniki wodne mogą stanowić także element krajobrazu, mający za zadanie podniesienie jego walorów. Wymagania dotyczące nachyleń skarp są wówczas podobne do nachyleń skarp nadwodnych i podwodnych, jak przy skarpach niepełniących funkcji plaż.

3. OPTIMALIZACJA ZAKRESU PRAC REKULTYWACYJNYCH

Optimalizacja zakresu prac rekultywacyjnych kształtowania skarp zbiorników dotyczy przede wszystkim określenia punktów granicznych ich stateczności i nośności. Rosnąca popularność programów komputerowych i metody elementów skończonych umożliwia kompleksową analizę problemu w poszczególnych fazach budowy. Podejście kompleksowe pozwala na połączenie w jednym procesie obliczeniowym analizy odkształceń oraz nośności przy jednoczesnym uwzględnieniu geometrycznej zmienności danego obszaru, zmian warunków brzegowych w czasie budowy, jak również skomplikowanej interakcji sztywnych elementów konstrukcyjnych z podłożem gruntowym. Opis materiałowy poszczególnych warstw gruntowych można dostosować do rodzaju analizowanego zadania poprzez użycie bardziej lub mniej rozbudowanych modeli decydujących. Jakość i dokładność każdej analizy obliczeniowej jest jednak ograniczona zakresem informacji wstępnych. Dotyczy to przede wszystkim parametrów rozpoznanych warstw gruntu i często także samego przebiegu tych warstw. Mechaniczne parametry gruntowe wyznaczane są głównie na podstawie korelacji empirycznych z parametrami stanu gruntu. Podstawowy zestaw parametrów wytrzymałościowych jakie udostępniane są inżynierom-geotechnikom do analiz obliczeniowych obejmuje efektywny kąt tarcia wewnętrznego oraz efektywną spójność c . Sztywność gruntów opisywana jest liniową sprężystością Hooke'a. Pomimo zastosowania do obliczeń teorii sprężystości przyjmuje się z reguły, że w wartościach oznaczanych parametrów uwzględnia się efekty nieliniowe, powstające w gruntach przed mobilizacją pełnej wytrzymałości lub przed osiągnięciem pewnego naprężenia referencyjnego. Tak skonstruowany model konstytutywny nazywany jest w literaturze modelem Coulomba–Mohra i stanowi podstawowy model implementowany w programach komputerowych do rozwiązywania zagadnień brzegowo-początkowych geotechniki określający stan graniczny wytrzymałości na ścinanie (Mandl 2000, Labuz & Zang 2012).

Warunek plastyczności wynikający z kryterium Coulomba–Mohra można zapisać najprościej przy użyciu składowych głównych naprężenia jako

$$F_{MC} = \frac{1}{2} \cdot (\sigma_{\max} - \sigma_{\min}) + \frac{1}{2} \cdot (\sigma_{\max} + \sigma_{\min}) \cdot \sin \phi - c \cdot \cos \phi = 0$$

gdzie $\sigma_{\min}$ i $\sigma_{\max}$ – odpowiednio najmniejsze i największe naprężenie główne, przy założeniu że naprężenia ściskające przyjmują wartości ujemne (Cudny & Binder 2005)

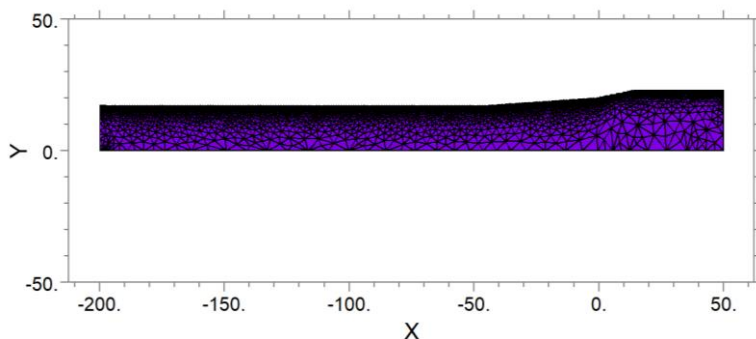
Obliczenia wykonano z wykorzystaniem programu FlexPDE v 6.0 w oparciu o sprężysty model 2D z kryterium Coulomba–Mohra dla grubego piasku oraz iłu. Parametry

ośrodków przedstawiono w tabeli 1, a na rysunku 3 kształt całego modelowanego obszaru. Nachylenie nadwodnego pasa brzegowego przyjęto jako maksymalne zalecane 1:5.

Tab. 1. Parametry ośrodków
Tab. 1. Parameters of the media

Soil	γ_s	n	ρ	I_L	I_D	γ	γ'	ϕ'	c'	E	ν
	[kN/m ³]	–	[kg/m ³]	–	–	[kN/m ³]	[kN/m ³]	[°]	[kPa]	[MPa]	–
Clay	27,2	0,5	1390	0,4	–	13,6	8,7	9,5	32,5	8,0	0,37
Sand	26,5	0,3	1890	–	0,5	18,5	11,7	35,0	0	80,0	0,25

γ_s – ciężar objętościowy szkieletu gruntowego, n – porowatość, ρ – gęstość objętościowa, I_L – stopień plastyczności, I_D – stopień zagęszczenia, γ – ciężar objętościowy gruntu, γ' – efektywny ciężar wody, ϕ' – efektywny kąt tarcia wewnętrznego, c' – spójność, E – moduł Younga, ν – współczynnik Poissona.



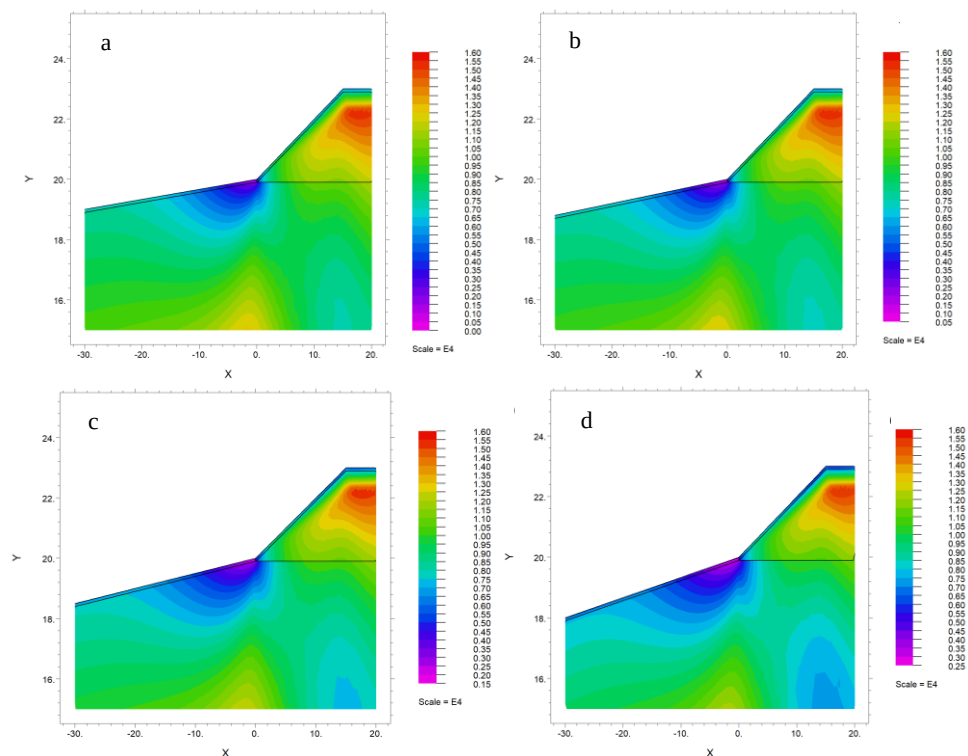
Rys. 3. Modelowany obszar wraz z końcową siatką obliczeniową

Fig. 3. The modeled area with the final computational mesh

3.1. OPTIMALIZACJA POCHYLENIA SKARPY PEŁNIĄCEJ FUNKCJĘ PLAŻY

Pochylenie skarpy, pełniącej funkcję plaży, powinno być ukształtowane z uwzględnieniem warunków stateczności oraz bezpieczeństwa i komfortu użytkowania. Jej podstawowym zadaniem jest udostępnienie łatwego zejścia do akwenu oraz możliwość wygodnego wypoczynku. W celu sprawdzenia, czy możliwe jest uzyskanie statecznych plaż dla nachyleń skarpy podwodnej większych niż zalecane 1:60–1:30 wykonano obliczenia stateczności dla nachyleń – 1:30, 1:25, 1:20 i 1:15.

Z punktu widzenia stateczności skarpy najistotniejsze są obliczenia potencjału Coulomba–Mohra przedstawione dla obu podłoży na rysunkach 4 i 5. Dla żadnego przypadku nie występują obszary zmiany znaku potencjału, co wskazuje na dobre warunki stateczności obu skarp, podwodnej i nadwodnej dla obu ośrodków.

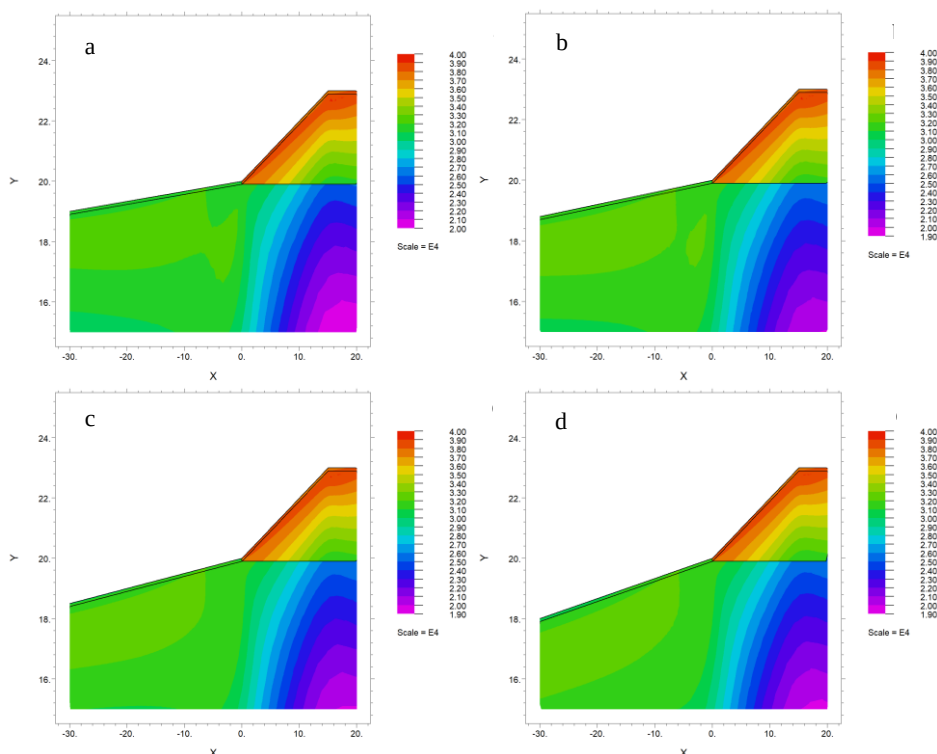


Rys. 4. Potencjał Coulomba–Mohra dla podłoża z piasku dla nachyleń skarpy podwodnej: a) 1:30, b) 1:25, c) 1:20, d) 1:15 (ujemny znak – naprężenia ściskające w [Pa], dodatni – rozciągające w [Pa])

Fig. 4. Coulomb–Mohr potential for the sand-type subsoil, for underwater slope inclinations of: a) 1:30, b) 1:25, c) 1:20, d) 1:15 (negative values indicate compressive stresses in [Pa], and positive values – tensile stresses in [Pa])

Na podstawie obliczeń kierunków głównych naprężeń zauważono dodatkowo, że nachylenie skarpy nadwodnej jest ważniejsze z punktu widzenia stateczności całego obszaru, gdyż pod tym obszarem występują największe naprężenia ścinające.

Podsumowując, przeprowadzone analizy stateczności skarp wykazały, że zwiększenie nachylenia skarpy podwodnej nie wpływa na stateczność układu skarp plaży i może być modyfikowane nawet do wartości 1:15. Zalecane nachylenie do 1:30, nie wynika zatem z warunków wytrzymałościowych gruntu lecz jest powodowane komfortem użytkowania. Dodatkowo należy zaznaczyć, że przyjęcie pochylenia 1:15 jest optymalnym rozwiązaniem w przypadku, gdy wyrobisko cechuje się dużą głębokością i nie jest możliwe utworzenie skarpy podwodnej o pochyleniu 1:30 i łagodniejszym.



Rys. 5. Potencjał Coulomba–Mohra dla podłoża z iłu dla nachyleń skarpy podwodnej. a) 1:30, b) 1:25, c) 1:20, d) 1:15 (ujemny znak – naprężenia ściskające w [Pa], dodatni – rozciągające w [Pa])

Fig. 5. Coulomb–Mohr potential for the clay-type subsoil, for underwater slope inclinations of a) 1:30, b) 1:25, c) 1:20, d) 1:15 (negative values indicate compressive stresses in [Pa], and positive values – tensile stresses in [Pa])

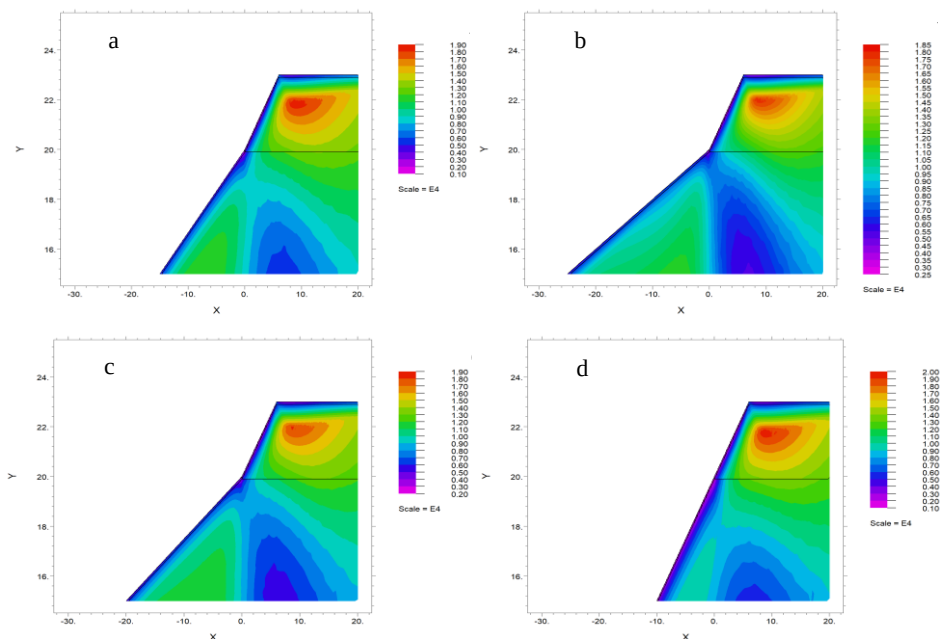
3.2. OPTYMALIZACJA POCHYLENIA SKARPY NIEPEŁNIĄCEJ FUNKCJI PLAŻY

Pochylenie skarpy niepełniającej funkcję plaży powinno być ukształtowane z uwzględnieniem warunków stateczności. Jej podstawowym zadaniem jest zapewnienie stabilności przed osunięciem, gdzie dodatkowym czynnikiem wpływającym na zaburzenie stabilności jest obecność wody.

Jak wykazano (pkt. 3.1.) dla zastosowań rekreacyjnych (plaży) nachylenia skarp mogą być znacznie większe niż wynikające z zaleceń (rys. 2). Wykonano zatem dodatkowe obliczenia dla nachyleń skarpy podwodnej większych od zalecanych dla zastosowań nie rekreacyjnych 1:5. Przyjęto nachylenie skarpy nadwodnej 1:2 oraz nachyleń skarpy podwodnej: 1:5, 1:4, 1:3 oraz 1:2 dla wysokości skarpy podwodnej 10 m. Z punktu widzenia stateczności skarpy najistotniejsze są obliczenia potencjału Coulomba–Mohra przedstawione dla obu podłoży na rysunkach 6 i 7. Dla żadnego

przypadku nie występują obszary zmiany znaku potencjału, co wskazuje na dobre warunki stateczności obu skarp, podwodnej i nadwodnej dla obu ośrodków.

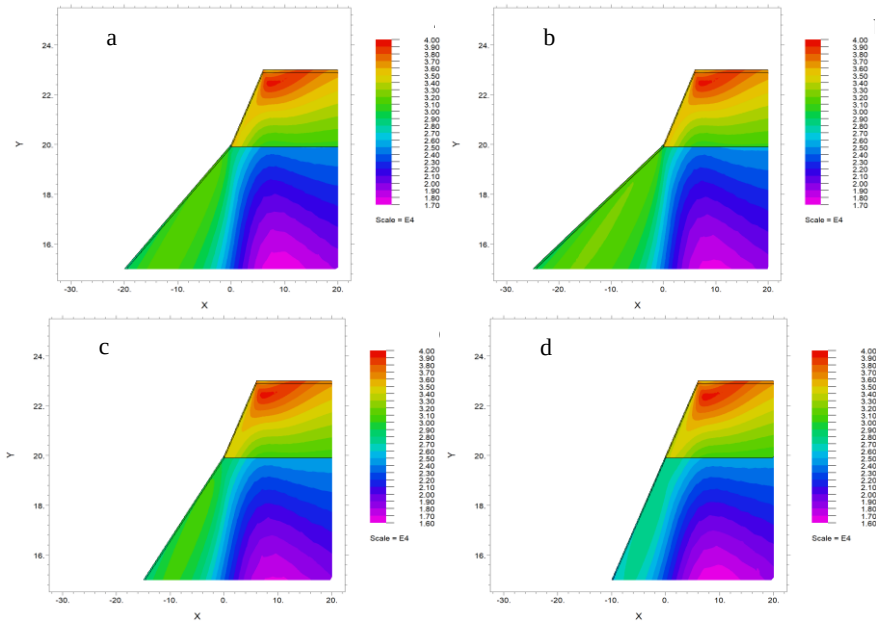
Dodatkowo na rysunku 8 przedstawiono naprężenia ścinające, obliczone na podstawie obliczeń kierunków głównych naprężeń, dla największych przyjętych nachyleń skarpy podwodnej. Dla tych nachyleń widoczny jest zarys potencjalnej powierzchni poślizgu w postaci największych (ujemnych) naprężeń ścinających.



Rys. 6. Potencjał Coulomba–Mohra dla podłoża z piasku dla nachyleń skarpy podwodnej: a) 1:5, b) 1:4, c) 1:3, d) 1:2 (ujemny znak – naprężenia ściskające w [Pa], dodatni – rozciągające w [Pa])
 Figure 6. Coulomb–Mohr potential for the sand-type subsoil, for underwater slope inclinations of: a) 1:5, b) 1:4, c) 1:3, d) 1:2 (negative values indicate compressive stresses in [Pa], and positive values – tensile stresses in [Pa])

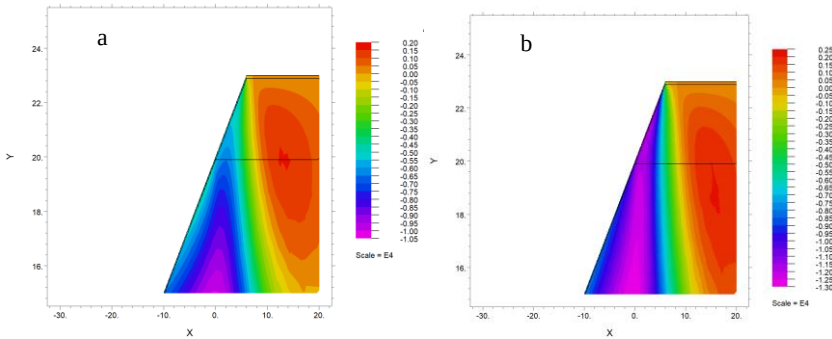
Dla porównania, na rysunku 9 przedstawiono wyniki obliczeń dla piaskowej skarpy niestatecznej, której nachylenie części nadwodnej i podwodnej przyjęto jako 1:1. Na rysunku a) widoczna jest linia zmiany znaku, która jest potencjalną powierzchnią poślizgu, a na rysunku b) widoczne są występujące w tym obszarze naprężenia ścinające.

Przeprowadzone obliczenia i analizy stateczności skap niepełniących funkcji plaży wykazują, że możliwe jest tworzenie skarp o większych nachyleniach niż zalecane 1:5. Powinno to być jednak w każdym przypadku analizowane w oparciu o rzeczywiste parametry wytrzymałościowe gruntu oraz wysokości skarpy w części podwodnej i nadwodnej.



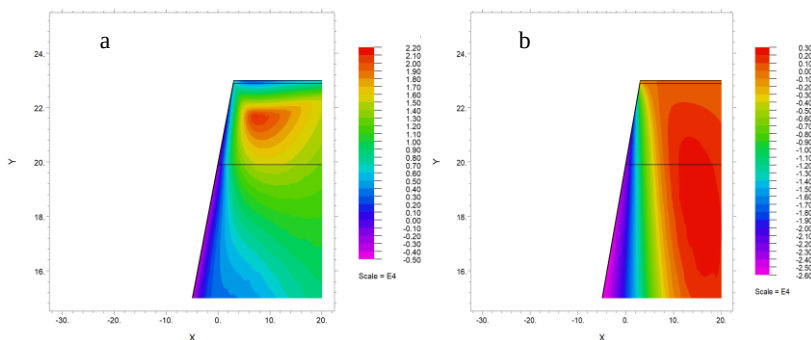
Rys. 7. Potencjał Coulomba–Mohra dla podłoża z iłu dla nachyleń skarpy podwodnej: a) 1:5, b) 1:4, c) 1:3, d) 1:2 (ujemny znak – naprężenia ściskające w [Pa], dodatni – rozciągające w [Pa])

Fig. 7. Coulomb–Mohr potential for the clay-type subsoil, for underwater slope inclinations of: a) 1:5, b) 1:4, c) 1:3, d) 1:2 (negative values indicate compressive stresses in [Pa], and positive values – tensile stresses in [Pa])



Rys. 8. Naprężenia ścinające dla nachylenia skarpy podwodnej 1:15: a) podłoże z iłu, b) podłoże z piasku

Fig. 8. Shear stresses for the underwater slope inclination of 1:15: a) clay-type subsoil, b) sand-type subsoil



Rys. 9. Wyniki obliczeń dla skarpy o nachyleniu 1:1
 a) potencjał Coulomba–Mohra, b) naprężenia ścinające
 Fig. 9. Calculation results for the slope inclination of 1:1
 a) Coulomb–Mohr potential, b) shear stresses

4. PODSUMOWANIE

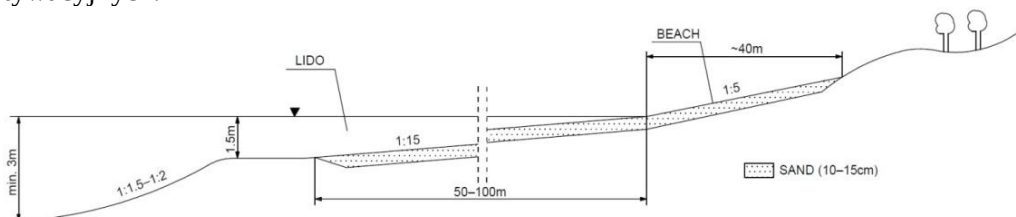
Wyrobyiska poeksploatacyjne stanowią istotny problem. Wymagają one prowadzenia działań mających na celu dalszego ich wykorzystania. Możliwości ich wykorzystania są szerokie, jednakże uwarunkowane parametrami geologiczno-górnictwymi oraz czynnikami ekonomicznymi (Bobrek & Paulo 2005; Król 2005; Chudzik 2012; Kalybekov i in. 2019; Manero i in. 2020; Šofranko i in. 2020).

Możliwości wykorzystania wyrobisk pogórnictwowych w przypadku, gdy poziom zwierciadła wód znajduje się powyżej spągu wyrobiska są ograniczone. W tym przypadku jedynym uzasadnionym rozwiązaniem jest wykorzystanie ich w kierunku wodnym lub rolnym (do hodowli ryb). Oczywiście technicznie jest możliwe wykorzystanie tych terenów na inne cele (np. grunty leśne), jednakże odpowiednie działania (załadowanie wyrobiska) wymagałyby dużych nakładów finansowych. Takie rozwiązanie jest ekonomicznie nieopłacalne.

W pracach (Strzałkowski & Kaźmierczak 2014; Kaźmierczak & Strzałkowski 2019) zaproponowano pochylenia skarp wyrobisk rekultywowanych w kierunku wodnym. Choć wyniki przeprowadzonych badań są trafne, to dla zmniejszenia kosztów rekultywacji autorzy niniejszej publikacji proponują przyjęcie innych pochyłeń skarp. Najbardziej optymalnym pochyleniem skarp nawodnych i podwodnych pełniących funkcję plaży będzie pochylenie wynoszące odpowiednio 1:5 i 1:15 (rys. 10).

Takie rozwiązanie ogranicza zakres prac rekultywacyjnych związanych z przemieszczaniem mas ziemnych w celu ukształtowania skarp nawet 2–4 krotnie (w zależności od przyjętego pochylenia 1:30–1:60). Pomimo zwiększenia pochylenia skarp będą one nadal zapewniały stateczność i bezpieczeństwo plaży przy jednoczesnym zapewnieniu komfortu użytkowania. Dla skarp zbiorników wodnych powstających w wyrobiskach po eksploatacji surowców okruszowych i ilastych, które nie będą pełniły funkcji plaż –

optymalnym pochyleniem skarp nadwodnych i podwodnych jest 1:2. Takie rozwiązanie zapewnia stateczność skarp przy jednoczesnym zmniejszeniu zakresu robót rekultywacyjnych.



Rys. 10. Profil kąpieliska w wyrobisku po surowcach skalnych o nowo proponowanych pochyleniach

Fig. 10. Profile of lido in the excavation of the rock raw materials with newly proposed slopes

Należy podkreślić, że przeprowadzone analizy stanowią hipotetyczne rozważania, zatem możliwości zmniejszania pochylenia skarp powinno być analizowane indywidualnie dla każdego przypadku z uwzględnieniem rzeczywistych parametrów geologiczno-górnictwowych.

Przeprowadzone badania i analiza uzyskanych wyników pozwalają na zaproponowanie kolejnych kierunków badań:

- analiza kosztów rekultywacji związana z zaproponowaną optymalizacją prac rekultywacyjnych,
- określenie granicznych nachyleń dla bezpiecznego wykorzystywania skarp zbiorników wodnych po eksploatacji surowców mineralnych.

LITERATURA

- BOBREK K., PAULO A., 2005, *Problemy zagospodarowania wyrobisk po eksploatacji kruszywa naturalnego na przykładzie złóż w dolinie Soły pomiędzy Kętami a Bielanami*, Geologia, t. 31, z. 2. 153–165.
- CHODAK M., 2013, *Metody rekultywacji i zagospodarowania obszarów poeksploatacyjnych w górnictwie skalnym*, Wyd. IGO Poltegor-Institut, Kraków–Wrocław, 112.
- CHUDZIK W., 2012, *The process of mined land reclamation in natural aggregate quarries exemplified by the sand and gravel quarry Dębina Łętowska*, Journal of Mining and Geoengineering, Vol. 36, No. 1, AGH, 89–96.
- CIEPIEŁOWSKI A., 1999, *Podstawy gospodarowania wodą*, Wyd. SGGW, Warszawa, 328.
- CUDNY M., BINDER K., 2005, *Kryteria wytrzymałości na ściskanie gruntu w zagadnieniach geotechniki*, Inżynieria Morska i Geotechnika, nr 6, 456–465.
- GLAPA W., JONEK, W., 1998, *Zagospodarowanie wyrobisk poeksploatacyjnych w górnictwie kruszyw naturalnych*, Górnictwo Odkrywkowe, nr 40, 97–107.
- KALYBEKOV T., SANDIBEKOV M., RYSBEKOV K., ZHAKYPBEK Y., 2019, *Substantiation of ways to reclaim the space of the previously mined-out quarries for the recreational purposes*, [w:] E3S Web of Conferences; EDP Sciences: Les Ulis, Vol. 123, 1–13.
- KAŹMIERCZAK U., LORENC W.M., STRZAŁKOWSKI P., 2017, *The analysis of the existing terminology related to a post- mining land use: a proposal for new classification*, Environmental Earth Sciences, No. 76, <https://doi.org/10.1007/s12665-017-6997-7>

- KAŹMIERCZAK U., MALEWSKI J., 2001, *Koncepcja systematyki kierunków rekultywacji*, Kopaliny Pospolite, nr 7, 9–10.
- KAŹMIERCZAK U., MALEWSKI J., 2002, *O kosztach rekultywacji w górnictwie odkrywkowym*, Górnictwo i Geologia, nr 29, Oficyna Wyd. PWr, 105–112.
- KAŹMIERCZAK U., MALEWSKI J., STRZAŁKOWSKI P., 2015, *Finansowe skutki zobowiązania rekultywacji w górnictwie skalnym*, Górnictwo Odkrywkowe, nr 5, 9–13.
- KAŹMIERCZAK U., STRZAŁKOWSKI P., 2019, *Zakres prac rekultywacyjnych w kierunku wodnym terenów po eksploatacji surowców skalnych*, Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN, nr 94, 127–136.
- KRÓL L., 2005, *Legal and technical constraints to construction of fish farming ponds and incompatibility of related exploitation of aggregates*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi-Mineral Resources Management, No. 21 z. 2, 83–88.
- LABUZ J.F., ZANG A., 2012, *Mohr–Coulomb Failure Criterion*. Rock Mechanics and Rock Eng., Vol. 45, 975–979. <https://doi.org/10.1007/s00603-012-0281-7>
- MALEWSKI J., 2012, *O zabezpieczeniu roszczeń i sposobie jego szacowania w górnictwie odkrywkowym*, Węgiel Brunatny, nr 4, z. 81, 1–6.
- MANDL G., 2000, *Faulting in Brittle Rocks. An Introduction to the Mechanics of Tectonic Faults*; Springer: Berlin/Heidelberg, 64.
- MANERO, A., KRAGT M., STANDISH R., MILLER B., JASPER D., BOGGS G., YOUNG R., 2020, *A framework for developing completion criteria for mine closure and rehabilitation*, J. Environ. Manage, Vol. 273, 111078, <https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2020.111078>
- PAULO A., 2005, *Economical and natural conditions applicable to the development of post-mining areas*, Wyd. PiG, Warszawa, nr 17, 49–69.
- STRZAŁKOWSKI P., KAŹMIERCZAK U., 2014, *Rekultywacja terenów pogórnich surowców skalnych w kierunku wodnym*, [w:] *Interdyscyplinarne Zagadnienia w Górnictwie i Geologii*, Drzymała J. (red.), Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, t. V, 225–229.
- ŠOFRANKO M., VÉGSÖOVÁ O., KALÁSZ T., SULOVEC V., BECA J., ŠUVER M., 2020, *Effect of Reclamation on an Environment Impaired by Mining Activity: A Case Study*, Polish Journal of Environmental Studies, No. 29, 3329–3337, <https://doi.org/10.15244/pjoes/115097>
- UBERMAN R., UBERMAN R., 2010, *Likwidacja kopalń i rekultywacja terenów pogórnich w górnictwie odkrywkowym. Problemy techniczne, prawne i finansowe*, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.

SLOPE SHAPE OPTIMIZATION OF WATER RESERVOIRS FORMED DUE TO THE RECLAMATION OF POST-MINING EXCAVATIONS

Reclamation of post-mining areas is one of the most important duties of an entrepreneur involved in mining mineral resources with the use of surface techniques. Reclamation activities are performed in various forms which result from the chosen reclamation direction and the intended function of the reclaimed object, as well as from the type of the mined mineral. One of the major reclamation directions is the aquatic direction, which is conditioned by the presence of water in the mining excavation. Mining excavations filled with water require a particular shape, especially if their intended function is recreational. This research addresses optimization-related analyses and calculations of slope inclination in water reservoirs formed in post-mining excavations of both clastic and clay rock raw materials. Based on the obtained data, inclinations of 1:5 and 1:15 are proposed, respectively, for the above-waterline and below-waterline slopes which serve a beach function. Slopes which do not serve a beach function are proposed to have an inclination of 1:2. The proposed slope inclinations are dictated by the strength conditions in the soil medium and by the comfort of the users.

ANALIZA SYSTEMU WSPOMAGANIA OPTIMALIZACJI PRACY LINII TECHNOLOGICZNEJ W KOPALNI CZATKOWICE

1. WPROWADZENIE

Rozwój technologiczny w zakresie programowalnych układów sterowania procesem produkcyjnym oraz rozwiązań informatycznych procesów przemysłowych pozwala na wdrażanie zaawansowanych procedur sterowania i zarządzania. Rozwiązania takie dają możliwość ciągłego, precyzyjnego zarządzania operacyjnego procesem, a także, po przetworzeniu zebranych informacji, istnieją możliwości analizy przebiegu tego procesu, np. wykorzystania oraz oceny stanu maszyn i urządzeń, zapewniając jednocześnie jego ciągłą kontrolę. Właściwości rozwiązań sieciowych, będących podstawą funkcjonowania systemu dopasowania się do potrzeb danego procesu, zarówno w zakresie ilości przesyłanych danych, jak i szybkości reakcji na występujące zdarzenia. Wymagania i oczekiwania stawiane przed, np. systemami SCADA wynikają z potrzeb zarówno twórców aplikacji wizualizacji, jak i samych użytkowników końcowych.

2. ARCHITEKTURA I ZASADA DZIAŁANIA SYSTEMÓW SCADA

System SCADA to oprogramowanie wykorzystywane do gromadzenia informacji o sterowanym procesie technologicznym, informujące w wizualny sposób o aktualnym jego stanie oraz pozwalające na ingerencję użytkownika w przebieg tego procesu przez możliwość wprowadzenia ogólnego sterowania operacyjnego.

System umożliwia w szczególności:

- uzyskiwanie informacji o pracy linii, np. o stanach pracy pojedynczych maszyn w czasie rzeczywistym,
- wizualizację pracy (przebiegu) procesu technologicznego,
- wybór i zadawanie parametrów technologicznych w dokładnie ustalonych przedziałach,
- archiwizację danych i prezentacja w formie wykresów (trendów historycznych),
- zdalne sterowanie węzłami technologicznymi,
- alarmowanie o awariach i przekroczeniach parametrów technologicznych,

- archiwizację stanów alarmowych,
- automatyczne budowanie bazy danych raportów technicznych i technologicznych.

Pełne zrozumienie zasady działania systemu SCADA wymaga dokładnej analizy architektury sprzętowej, do której zalicza się: serwer MTU, serwer danych, urządzenia zbierające dane oraz stacje klienckie. System SCADA jest realizowany w postaci sieci połączonych serwerów, pobierających niezbędne dane zarządzanego procesu, które po przetworzeniu umożliwiają jego odwzorowanie w postaci wizualizacji, przy zachowaniu możliwości archiwizacyjnych i sterowniczych (Cupek 1998). Serwer MTU (Master Terminal Unit) jest elementem dedykowanym, którego zadaniem jest rozpoczynanie wszelkich form komunikacji, gromadzenia i przechowywania informacji, wysyłania i odbioru danych do innych systemów i użytkowników. Ponadto jego zadaniem jest komunikacja z urządzeniami peryferyjnymi służącymi do przedstawienia za pomocą obrazów synoptycznych elementów danego procesu technologicznego. Służą do tego głównie monitory i ekrany dodatkowe, na których, wraz z aktualizacją danych w systemie, informacje są odświeżane. Zadaniem serwera danych jest pozyskanie informacji z urządzeń pomiarowych, ich magazynowanie i archiwizacja. Tak pozyskane dane zostają udostępnione stacjom klienckim i innym serwerom, po uprzednim odpowiednim przetworzeniu. System SCADA najczęściej rejestruje dane za pośrednictwem sterowników PLC oraz modułów RTU (Remote Terminal Unit), zazwyczaj połączonymi bezpośrednio z urządzeniami wykonawczymi i pomiarowymi. Elementem umożliwiającym interakcję użytkownika z systemem SCADA jest stacja kliencka, umożliwiająca wizualizację procesu oraz jego sterowanie, ponadto dająca możliwość śledzenia wcześniej zdefiniowanych wyzwalaczy danych procesów (np. załączenie elementu przy określonej temperaturze i ciśnieniu), reakcji na alarmy oraz śledzenie i analizę raportów (Głuchy 2016).

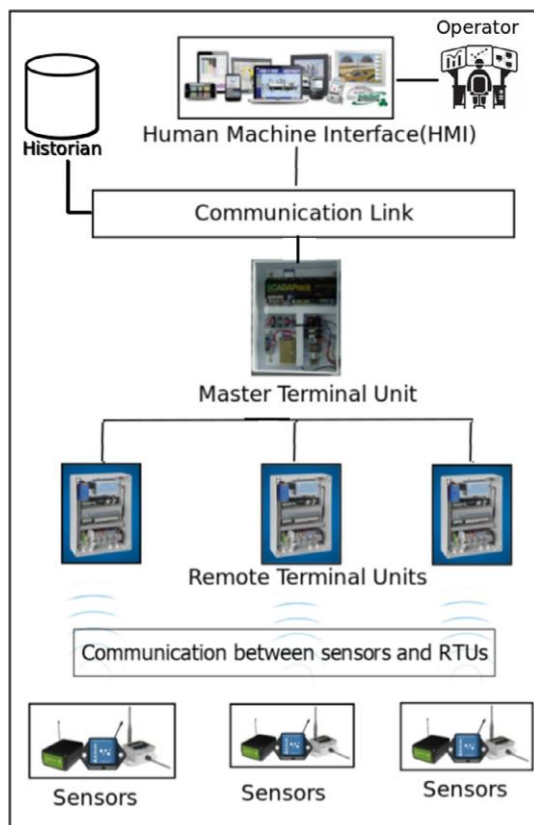
Systemy SCADA ewoluowały równolegle ze wzrostem i zaawansowaniem nowoczesnych technik obliczeniowych. Paradygmat rozwoju komunikacji dzieli się na cztery podstawowe epoki: pierwsza era – monolityczna, druga – rozproszona, trzecia – sieciowa, czwarta era – SCADA oparta na IoT (Greeta & Kolin 2021).

Monolityczne systemy SCADA, pracowały w odizolowanym środowisku i nie miały łączności z innymi systemami. Z kolei systemy rozproszone były wzajemnie połączone i zamknięte w sieciach o małym zasięgu, jak sieci lokalne (LAN). Podobnie, jak w przypadku monolitycznego SCADA, również rozproszone systemy SCADA były ograniczone do zastrzeżonego sprzętu, oprogramowania, protokołów sieciowych i urządzeń peryferyjnych, dostarczanych przez producenta (Meghanathan i in. 2012).

W systemie sieciowym szeroko wykorzystuje się sieci i internet ze względu na standaryzację i efektywne kosztowo rozwiązania dla systemów wielkoskalowych. W tym ujęciu systemy SCADA mogą być rozproszone geograficznie. SCADA sieciowa jest jednak blisko spokrewniona ze SCADA rozproszoną, z tą istotną różnicą, że do komunikacji wykorzystuje się otwarte protokoły i standardy, a nie protokoły firmowe, co skutkuje rozproszeniem funkcjonalności MTU w sieci WAN. Istotną

zmianą w sieciowym systemie SCADA było wykorzystanie protokołu Internet do komunikacji pomiędzy MTU i RTU.

SCADA oparta na IoT wykorzystywana jest do budowania, monitorowania i kontrolowania systemów. Innowacyjność IoT, a także dostępność chmury obliczeniowej w systemach SCADA znacznie obniżyły koszty infrastruktury i jej wdrożenia. Co więcej, integracja i konserwacja są również łatwe w porównaniu z poprzednimi generacjami (Watelectronics 2017). Przykład systemu SCADA czwartej generacji pokazano na rysunku 1.



Rys. 1. System SCADA oparty na IoT
Fig. 1. IoT-based SCADA

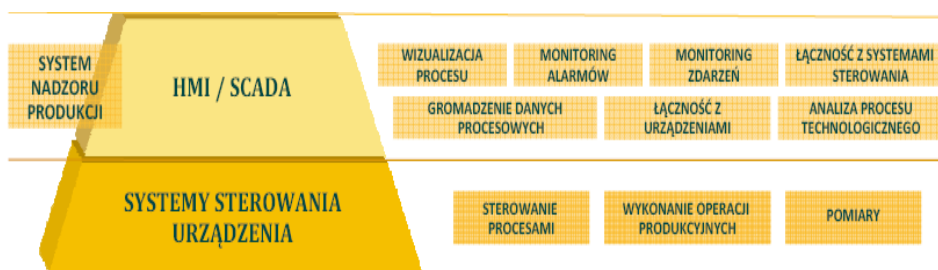
2.1. INTOUCH SCADA (SUPERVISORY CONTROL AND DATA ACQUISITION)

InTouch jest przemysłowym oprogramowaniem do wizualizacji oraz kontroli procesów produkcyjnych, w pełni zgodnym z wytycznymi dla systemów klasy SCADA (Supervisory Control And Data Acquisition) oraz HMI (Human-Machine-Interface). Pierwszy i najniższy poziom systemów sterujących procesami w czasie rzeczywistym

stanowią sterowniki programowalne PLC (Programmable Logic Controller). Obecnie, zwłaszcza w zakresie komunikacji, umożliwia tworzenie bardzo skomplikowanych i rozległych struktur, obejmujących swoim zasięgiem niejednokrotnie cały proces przemysłowy. Modułowa budowa pozwala na dopasowanie techniczne do wymagań danego odcinka procesu, a swoboda w wyborze sposobu komunikacji daje wysoką elastyczność w budowie struktury.

Kolejnym elementem takich instalacji są systemy wizualizacji, stanowiące nakładkę na układ sterowania SCADA (Supervisory Control and Data Acquisition), pełniących funkcję interfejsu pomiędzy systemem sterowania, a operatorem czuwającym nad jego przebiegiem. Proces sterowania nadal jest realizowany przez sterownik PLC, natomiast SCADA jest nakładką obrazującą wykonywane funkcje. W przypadku odłączenia komputera wizualizacji sterownik będzie dalej wykonywał swoją pracę. Chodzi o to, by w ten niejednokrotnie bardzo złożony system ingerować w miarę prostą, czytelną i zrozumiałą dla człowieka metodą, zapewniając operatorowi jak najbardziej komfortowe warunki nadzoru nad przebiegiem samego procesu technologicznego.

Aby zbudować system zarządzania przedsiębiorstwem, muszą powstać pierwsze, najniższe poziomy dla uzyskania niezbędnych danych (rys. 2).



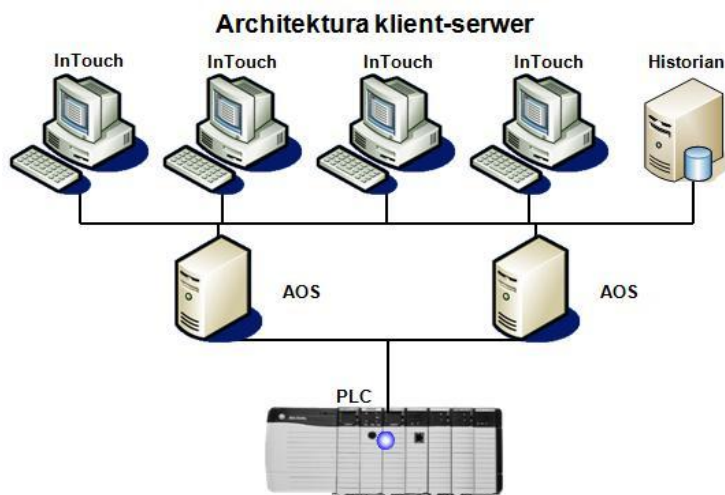
Rys 2. Podstawa systemów zarządzania

Fig. 2. Basis of management systems

Aktualnie systemy sterujące procesami technologicznymi budowane są w oparciu o sterowniki swobodnie programowalne (PLC), pracujące coraz częściej w strukturze rozproszonej. Dzięki wymianie informacji pomiędzy węzłami sieci przemysłowej możliwe jest kontrolowanie rozległych i skomplikowanych obiektów. Zachodzi konieczność gromadzenia, analizy i oceny bardzo wielu parametrów napływających z instalacji technologicznych, często powiązanych ze sobą zależnościami i uwarunkowaniami samego procesu. Wykorzystując dodatkowe środki sprzętowe i programowe buduje się systemy, umożliwiające wizualizację i kontrolę sterowanego procesu, obrazujące stan pracy układów automatyki i aparatury kontrolno-pomiarowej (AKPiA).

Ze względu na bezpieczeństwo danych i samej aplikacji w połączeniach pomiędzy sterownikami PLC i InTouch'em tworzy się połączenia redundantne. W przypadku

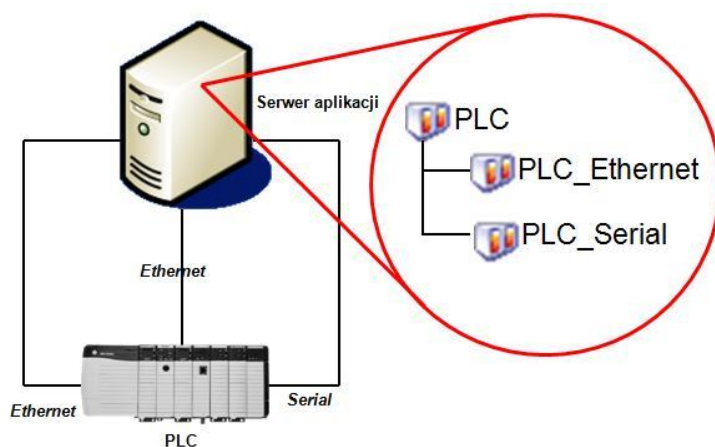
przerwania połączenia lub uszkodzenia jednego z serwerów, drugi przejmuje pracę bez uszczerbku dla aplikacji i procesu produkcyjnego (rys. 3).



Rys. 3. Architektura redundantnych serwerów

Fig. 3. Redundant server architecture

Równie istotna jest redundancja połączeń między sterownikiem PLC a serwerami. W przypadku przerwania połączenia bez redundancji następuje utrata danych i brak możliwości ingerencji w proces, który trwa dalej i jest niewidoczny dla operatora (rys. 4).

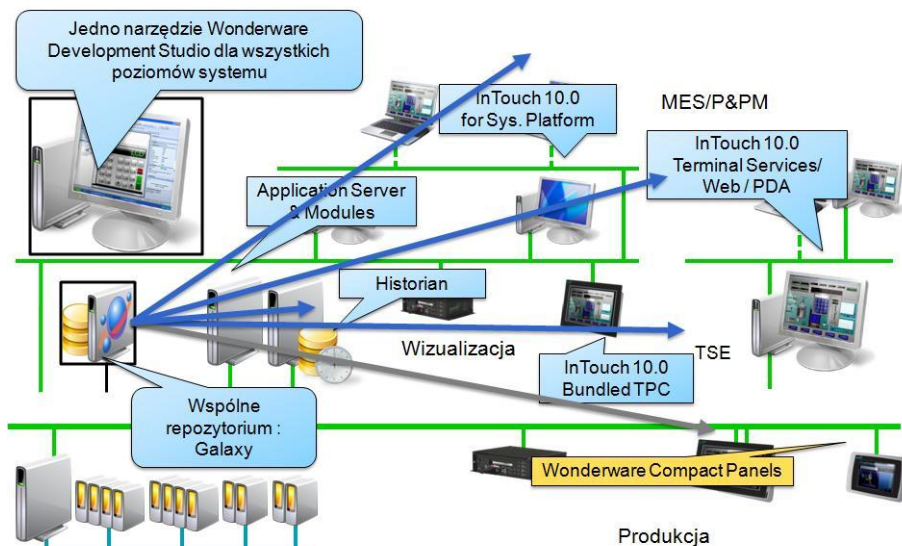


Rys. 4. Redundantne połączenie PLC-serwer

Fig. 4. Redundant PLC-server connection

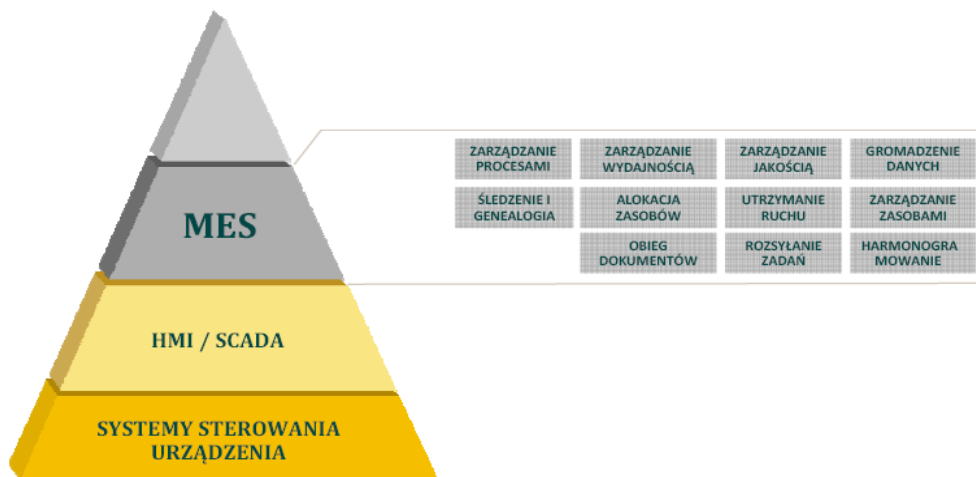
2.2. ZARZĄDZANIE PRODUKCJĄ (MES WONDERWARE)

Platforma systemowa firmy Wonderware to jest nie tylko system InTouch. Obecnie to zestawienie bogatej funkcjonalności jednego narzędzia (rys. 5), do zarządzania informacją z procesów i produkcji MES (rys. 6) (Manufacturing Execution System).



Rys. 5. Platforma Wonderware

Fig. 5. Wonderware platform



Rys. 6. Poziom zarządzania produkcją

Fig. 6. Level of production management

Dane produkcyjne, gromadzone w sposób automatyczny w systemach klasy MES wykorzystywane są do podniesienia efektywności istniejących zasobów oraz zwiększenia zdolności produkcyjnych przy zachowaniu odpowiedniej jakości produktów. Oprogramowanie umożliwia też monitoring pracy maszyn oraz gromadzenie danych do wyliczenia wskaźnika wydajności OEE maszyn lub linii produkcyjnych (Skotniczny 2009).

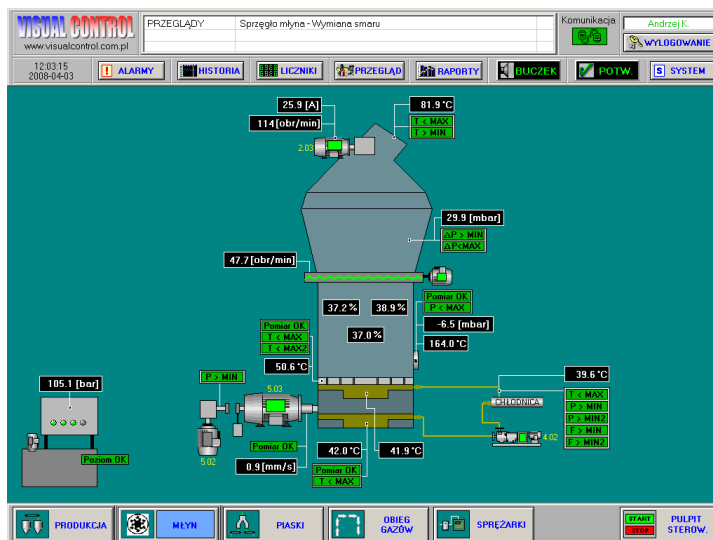
3. SYSTEM ZARZĄDZANIA PRODUKCJĄ W KOPALNI WAPIENIA CZATKOWICE

Kopalnia Czatkowice jest odkrywkowym zakładem górniczym, eksploatującym złoża wapieni karbońskich. Kopalina ze złoża Czatkowice charakteryzuje się bardzo dobrymi parametrami chemicznymi i stereomechanicznymi. Są to wapienie dolnokarbońskie, drobnokrystaliczne o wysokiej zawartości węgla wapnia i śladowych ilościach metali ciężkich. Właściwości te sprawiają, że znalazł on szerokie zastosowanie w m.in. przemyśle energetycznym, hutniczym, budowlanym, w drogownictwie oraz w przemyśle paszowym.

W latach 1996–2008 przeprowadzono kompleksową modernizację zakładu. U uruchomiono m.in. produkcję kruszyw drogowych i budowlanych, oddano do eksploatacji dwie bliźniacze linie przemiału kamienia wapiennego oraz wybudowano węzeł magazynowo-załadowczy. Wszystkie linie technologiczne objęto kontrolą systemu SCADA firmy Wonderware. Decyzje co do organizacji produkcji na szczeblu operatorskim przestały wymagać zaangażowania większej liczby pracowników dla pozyskiwania informacji i kontroli stanów.

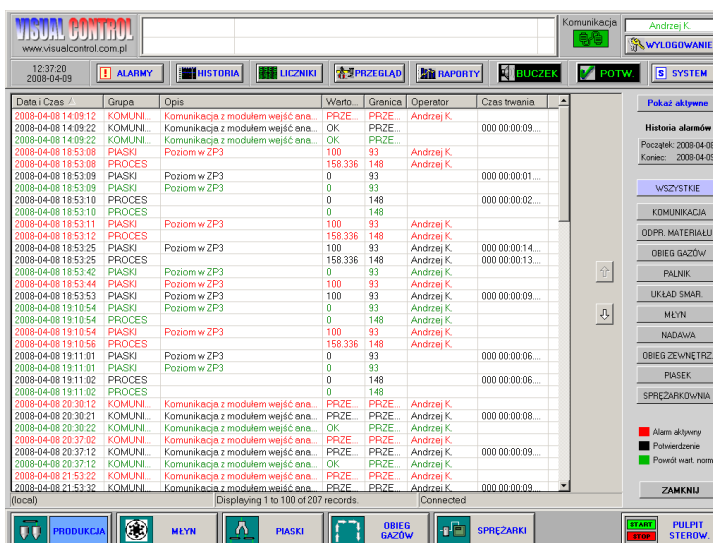
Początki systemu SCADA były pojedynczymi, niezależnymi stacjami operatorskimi z oprogramowaniem Wonderware InTouch. Konfiguracja systemu wizualizacji na platformie InTouch'a zakładała pełną rozpoznawalność zdarzeń w oparciu o dane historyczne. System wymusił konieczność logowania się każdego z operatorów po rozpoczęciu pracy, w efekcie wszystkie zdarzenia odnotowane przez system zostały powiązane z czasem i konkretną osobą oraz na trwałe zapisane w bazie danych. Dzięki analizie trendów historycznych określono korelację parametrów procesowych. Diagnostyka maszyn i urządzeń, zwłaszcza w przypadku błędów i alarmów zanikających lub krótkotrwałych, zdecydowanie skróciła czas postojów awaryjnych. Mając możliwość nakładania poszczególnych trendów na siebie ujawniono wpływ grup parametrów produkcyjnych na odchyłki jakościowe produktów. Archiwizowane dane technologiczne stały się z kolei wykładnią dla kierownictwa w operacyjnym zarządzaniu produkcją i ekspedycją. Ze względu na możliwość analizy historycznej procesu wzrósł poziom samokontroli operatorów i dyscyplina technologiczna.

Proces produkcyjny I linii przemiałowni został zobrazowany na kilkunastu plan-szach, podzielony na grupy technologiczne i funkcyjne. Niestety występujące ograniczenia sprzętowe nie pozwoliły na wykonanie w pełni funkcjonalnego systemu stero-



Rys. 8. Młyn misowo-rolkowy
Fig. 8. Bowl-roll mill

Wszystkie zdarzenia interpretowane jako alarm zostają zapisane w bazie danych. Na rysunku 9 przedstawiono przykładowe okno alarmowe zawierające informacje o zdarzeniu, kolor czerwony, potwierdzenie operatora – kolor czarny i powrót do stanu poprawnego – kolor zielony.



Rys. 9. Zapis stanów alarmowych
Fig. 9. Recording of alarm conditions

System został dodatkowo wzbogacony o raporty technologiczne automatycznie generowane na podstawie danych procesowych oraz moduł nadzoru nad przeglądami i konserwacją (rys. 10), działający na zasadzie porównania czasu pracy z zadaną wielkością. Zaistnienie stanu żądania przeglądu jest odnotowane w liście alarmów, a prawo do potwierdzenia ma jedynie osoba kierownictwa.

Obiekt/zadanie serwisowe	Czas pracy od przeglądu	Okres przeglądu	Potwierdzenie przeglądu
Przenośnik śrubowy 1.03 -	411 [h]	10000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik śrubowy 1.04 - Wymiana oleju	1821 [h]	10000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik śrubowy 1.05 1.07 1.08 1.10 - Wymiana oleju	9111 [h]	10000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik kubelkowy 1.06 - Smarowanie łożysk	188 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Dozownik ciekłowy 1.09 - Smarowanie łożysk	411 [h]	3000 [h]	← Potwierdź
Separator młki 2.03 - Wymiana oleju	9113 [h]	10000 [h]	← Potwierdź
Wentylator 2.05 - Wymiana smaru	2879 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Przepustnica 2.07 - Smarowanie łożysk	843 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Napęd młyna 5.03 -	428 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Rola młyna - Uszczelnienie walca młecowego - uzupełnić smar	428 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Drugi młyna - Smarowanie łożysk	428 [h]	600 [h]	← Potwierdź
Sprzęgło młyna - Wymiana smaru	47 [h]	300 [h]	← Potwierdź
Przeyp 6.01 - Wymiana smaru	186 [h]	300 [h]	← Potwierdź
Dozownik ciekłowy 6.01 - Wymiana smaru	6374 [h]	10000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik taśmowy 6.04 6.06 7.02 - Smarowanie łożysk	186 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Waga taśmowa 6.07 - Smarowanie łożysk	825 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Waga taśmowa 6.08 - Smarowanie łożysk	453 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik kubelkowy 7.01 - Smarowanie łożysk	186 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik taśmowy 8.03 - Smarowanie łożysk	138 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik kubelkowy 8.05 8.10 8.15 8.22 - Smarowanie łożysk	187 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik taśmowy 8.06 8.07 - Smarowanie łożysk	187 [h]	1000 [h]	← Potwierdź
Przenośnik śrubowy 8.11 8.13 8.14 8.16 - Wymiana oleju	8516 [h]	10000 [h]	← Potwierdź
Dozownik ciekłowy 8.12 8.24 - Smarowanie łożysk	413 [h]	3000 [h]	← Potwierdź

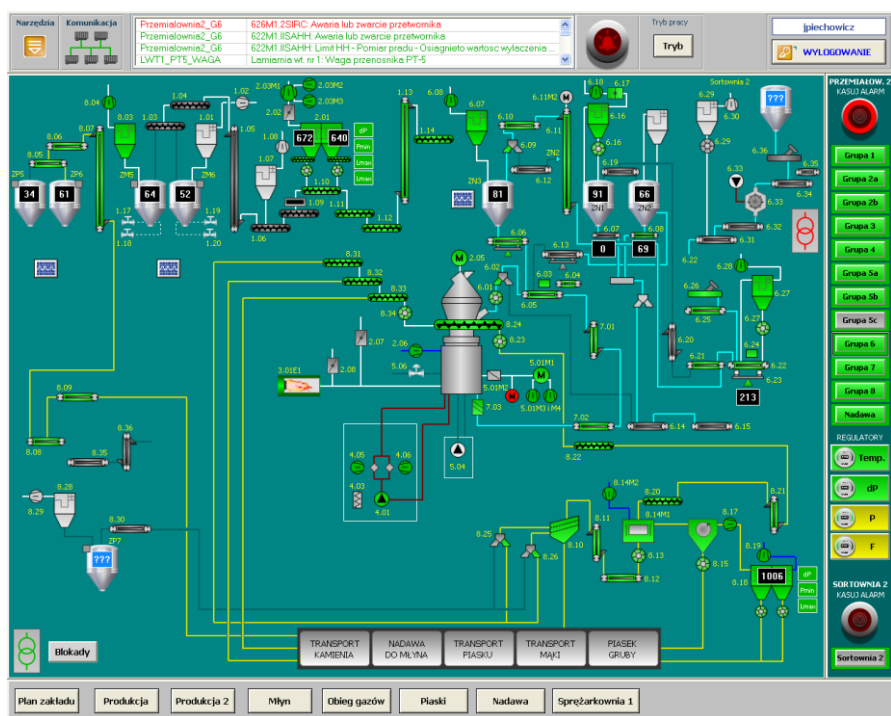
Rys. 10. Wykaz czynności obsługowych

Fig. 10. List of maintenance tasks

W 2008 roku została przekazana do eksploatacji druga bliźniacza linia przemiału. Modernizacją objęto również znaczną część istniejącego zakładu przeróbczego. Logiczną konsekwencją poprzednich wdrożeń było wykonanie aplikacji dla wszystkich obiektów na platformie InTouch'a. Tym razem wszystkie obiekty zostały zaprojektowane pod stworzenie spójnego systemu SCADA.

W analizowanym systemie jest ponad 3500 zmiennych. Sterowniki PLC Simatic S7-300 zostały połączone siecią światłowodową. Zastosowana została wersja serwera InTouch Klient-Serwer z zastosowaniem redundancji, tj. dwa serwery aplikacji i jeden wielodyskowy serwer danych. W przypadku uszkodzenia jednego z serwerów aplikacji, drugi podejmuje pracę bez zatrzymania produkcji. Równie istotną sprawą jest redundancja połączeń pomiędzy sterownikiem PLC a serwerami. W przypadku przerwania połączenia bez redundancji następuje utrata danych i brak możliwości ingerencji w proces, który trwa dalej i jest niewidoczny dla operatora. Wszystkie zabezpieczenia i układy automatycznej regulacji działają z poziomu PLC, natomiast nie ma możliwości np. zmiany kierunku obrotów itp. W przypadku KW Czatkowice

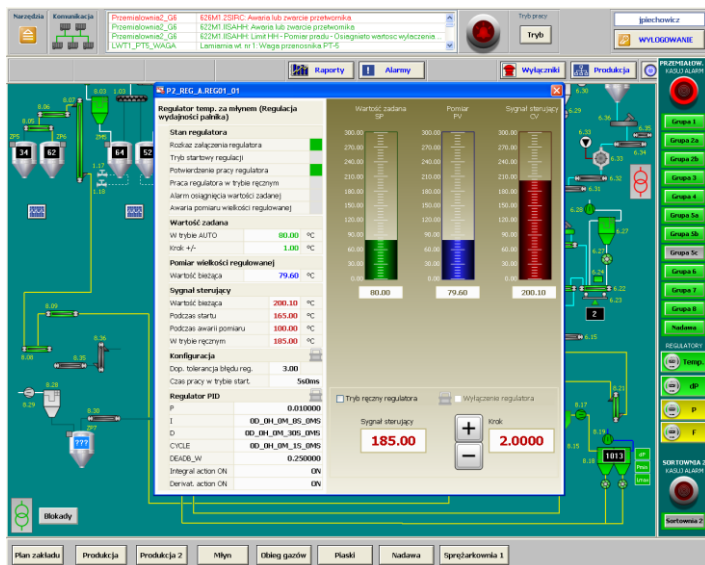
występują zdublowane połączenia Ethernet. Dwie stacje operatorskie, tj. przemialowni i przeróbki obsługują odrębne części zakładu i różne linie produkcyjne, natomiast są w pełni zamienne i mogą służyć do nadzoru całości struktury. Stacja operatorska szefa produkcji to obraz procesu z dostępem do wszelkich danych. Sterowniki PLC połączone w sieć pracują równolegle i każdy odpowiada za część maszyn. Dla operatora podział pomiędzy sterowaniem PLC jest niewidoczny, a aplikacja funkcjonuje jako jedna całość. Sam proces układów automatycznej regulacji PID realizowany jest na poziomie sterowników PLC, natomiast wieloparametrowa kontrola na poziomie InTouch'a. Operator nadzoruje i steruje zdalnie urządzeniami i procesami realizowanymi w różnych oddziałach zakładu (rys. 11).



Rys. 11. Okno główne 2. linii przemiału

Fig. 11. Main window of 2nd milling line

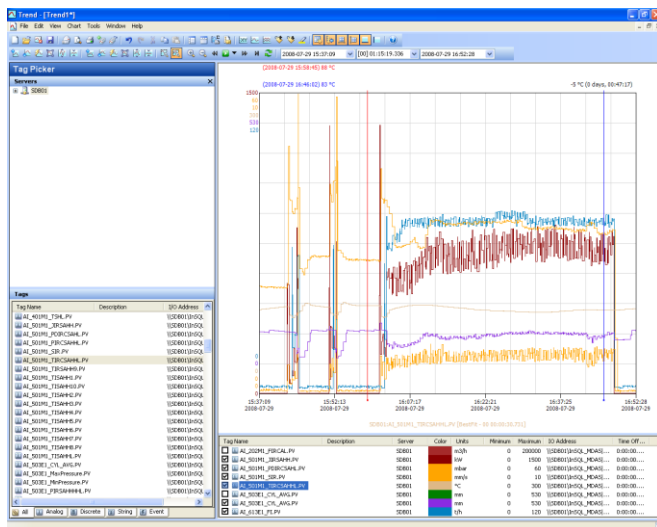
Poziom skomplikowania systemu w stosunku do pierwszej wersji „nakładki wizualizacyjnej” i ilość danych wymusiły zastosowanie filtrowania i podział na elementy funkcjonalne technologicznie lub procesowe. Zasady działania systemu, co do personalizacji nie uległy zmianie, zostały jedynie rozbudowane o poziomy dostęp do części parametrów, np. dostęp do edycji współczynników regulatora PID mają wybrani, przeszkoleni operatorzy, co przedstawiono na rysunku 12.



Rys. 12. Regulator PID

Fig. 12. PID controller

Odpowiednie opomiarowanie linii pozwala na dokładną diagnostykę maszyn. Na rysunku 13 przedstawiono przykład analizy stanu rozruchowego młyna z napędem 750 kW. Zebrane dane stanowią bazę do dalszej obróbki na wyższych poziomach w zakresie utrzymania ruchu, zapasów półproduktu i wielkości chwilowych przepływu produktów.



Rys. 13. Trendy historyczne

Fig. 13. Historical trends

Wyspecjalizowany interfejs użytkownika, przesyłający informację, może robić wrażenie chaotycznego, ale system alarmów zbudowany został w sposób umożliwiający przefiltrowanie danych i uzyskanie informacji występujących w czasie lub dla konkretnego napędu czy urządzenia. Dla elementów szczególnie istotnych, jak silniki główne młyna i wentylatora zdublowano tory pomiarowe temperatury uzwojeń. Również sam młyn został rozbudowany w ilość sygnałów ciągłych i dyskretnych w porównaniu do swego poprzednika. Cel jest ten sam – przygotowanie pod obróbkę danych na wyższych poziomach i sprowadzenie diagnostyki awarii, czyli czasu postojów do niezbędnego minimum. Struktura rozwiniętej diagnostyki nie ominęła również pozostałych urządzeń transportowych, jak np. przenośników kulekowych.

Każda z dwóch linii przemiału jest przykładem potokowego procesu produkcji. Brak możliwości przepływu produktu inną drogą powoduje, że prawie wszystkie maszyny transportowe są traktowane na równi z maszynami produkcyjnymi. Ciągły proces produkcji jest wolnozmienny, charakteryzując się dużą stabilnością, jednak w przypadku wykrycia niezgodności typu jakościowego, czas przywrócenia prawidłowych wielkości, np. parametrów granulometrycznych jest obciążony znacznym błędem, co jest typowe w tego typu procesach.

4. PODSUMOWANIE

Obecnie funkcjonujący system SCADA to rozbudowane, ale zintegrowane i centralnie zarządzane narzędzie nadzoru nad produkcją, stworzone w oparciu o Platformę Systemową Wonderware. Wybór tego rozwiązania zaowocował stworzeniem bogatego funkcjonalnie systemu, skalowalnego i łatwego do dalszej rozbudowy, stanowiącego podstawę do stworzenia w przyszłości pełnowartościowej platformy MES. Scenarizowane przetwarzanie danych na serwerach aplikacji pozwoliło wdrożyć mechanizmy redundancji, podnoszące niezawodność i minimalizujące liczbę awaryjnych przestojów. Umożliwia to podejmowanie we właściwym czasie świadomych decyzji oraz działań zmierzających do usprawnienia produkcji, co wprost przekłada się na zwiększenie efektywności produkcji i zmniejszenie kosztów.

LITERATURA

- CUPEK R., 1998, *Metody wizualizacji rozproszonych procesów przemysłowych*, Dysertacja, PŚ, Gliwice.
- GEETA Y., KOLIN P., 2021, *Architecture and security of SCADA systems: A Review*, International Journal of Critical Infrastructure Protection, 34 (2021) 100433, <https://doi.org/10.1016/j.ijcip.2021.100433>
- GŁUCHY D., 2016, *Zastosowanie systemów SCADA do sterowania i wizualizacji pracy instalacji wykorzystujących OZE*, Poznań University of Technology Academic Journals, No. 87, Electrical Engineering, 205–214.
- MEGHANATHAN N., CHAKI N., NAGAMALAI D., 2012, *Advances in Computer Science and Information Technology*. Networks and Communications: Second International Conference, CCSIT, Bangalore, India, ... And Telecommunications Engineering), Springer Publishing Company, Incorporated.

SKOTNICZNY G., 2009, *InTouch -Wonderware jako element systemu zarządzania w Kopalni Wapienia Czatkowice Sp. z o. o.*, praca dyplomowa, Wydział Zarządzania AGH, Kraków.

WATELECTRONICS, 2017, *Know all about SCADA systems architecture and types with applications.*
<https://www.watelectronics.com/scada-system-architecture-types-applications>

ANALYSIS OF THE SYSTEM SUPPORTING OPTIMIZATION OF OPERATION OF THE TECHNOLOGICAL LINE FOR GRINDING LIMESTONE IN THE LIMESTONE MINE CZATKOWICE

Efficient material flow on production lines is of great importance to any production facility. The paper presents a system supporting optimization of limestone grinding process, implemented with use of a typical SCADA environment WONDERWARE INTOUCH, used in operation of limestone processing line in Kopalnia Czatkowice. The described system enables collection and statistical processing of data describing operation of both the whole line and individual machines. Such solutions enable continuous and precise operational management of the production process and, after processing the collected information, it is possible to analyze the course of the process, e.g. machine utilization, and to assess the condition of the machines and equipment.

Żaklina KONOPACKA, Aneta LORETH

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

Marcin PIERSIAK

Uniwersytet Medyczny im. Piastów Śląskich we Wrocławiu

STRES I MOBBING NA STANOWISKACH PRACY W KOPALNIACH ODKRYWKOWYCH

1. WSTĘP

Nieodłącznym elementem każdej wykonywanej pracy jest obciążenie psychiczne. Łączy się z nim odczuwanie określonego poziomu stresu.

W ostatnich dziesięcioleciach zaszły duże zmiany w różnych aspektach ludzkiego życia, skutkujące zwiększeniem presji wywieranej przez pracodawców, wzrostem niepewności zatrudnienia, stresu i nasileniem mobbingu w pracy. Wymienione zagrożenia mogą w dłuższej perspektywie prowadzić do pojawienia się różnych dolegliwości, zwłaszcza natury psychicznej, jak wypalenie zawodowe lub depresja.

Stres zawodowy jest to negatywne następstwo konfliktów pomiędzy wymaganiami, z jakimi mierzy się pracownik w miejscu pracy, a jego własnymi możliwościami. Opisać go można jako wynik oddziaływania obecnych w otoczeniu czynników stresogennych i możliwości danego pracownika. Czynnikiem stresogennym mogą być zarówno zagrożenia fizyczne związane z charakterem wykonywanej pracy (hałas, drgania, zapylenie), jak i zagrożenia psychospołeczne (przeciążenie pracą, zmianowość, konflikty, złe relacje z przełożonymi lub współpracownikami, brak wsparcia).

Jednym z głównych negatywnych aspektów odczuwania stresu przez pracowników jest ich trudność w skupieniu się, nieuwaga i roztargnienie, apatia. Może to być przyczyną wypadków oraz prowadzić do obniżenia jakości wykonywanej pracy. Długotrwałe narażenie na oddziaływanie czynników stresogennych może wiązać się z poważnymi stanami chorobowymi pracowników, powodującymi absencję lub decyzją o rezygnacji z pracy (Ostrowska & Michcik 2014; Chrzęścik 2018; Młokosiewicz 2018).

Specyficznym czynnikiem stresogennym jest mobbing. Stanowi on jedno z poważniejszych zagrożeń psychospołecznych w kontaktach interpersonalnych. Można go zdefiniować jako różnego rodzaju długofalowe, niedozwolone zachowania w pracy polegające na prześladowaniu, ośmieszaniu, zastraszaniu pracownika. Zachowania te prowadzą do pogorszenia psychicznej i fizycznej kondycji pracownika oraz wywołują problemy natury zawodowej (Ryś & Dyrła-Mularczyk 2018; Szarek & Kucharuk 2018).

Przyczyny mobbingu w miejscu pracy mogą być bezpośrednio związane z zakładem pracy; np. obawa przed bardziej kompetentnym pracownikiem, zwalczanie konkurentów do awansu, poczucie władzy, bądź mieć charakter społeczny ze względu na cechy ofiar – kolor skóry, narodowość, płeć, orientację seksualną, religię, wiek, czy spory prywatne. Mobbing najczęściej przybiera charakter przemocy psychicznej, dużo rzadziej fizycznej. Jego specyficznym dla środowiska pracy przykładem mogą być m.in. bezzasadne nakładanie kar i odbieranie premii, wstrzymywanie awansu, zamrażanie podwyżek pensji, obarczanie nadmierną liczbą zadań, odmowa udzielenia urlopu (Ryś & Dyrła-Mularczyk 2018; Szarek & Kucharuk 2018).

2. BADANIA WŁASNE

Badaniami objęto grupę 46 pracowników dwóch dolnośląskich kopalń górnictwa skalnego (Loreth 2021). Byli to pracownicy o różnym stażu pracy, zatrudnieni na stanowiskach fizycznych. Badania poziomu stresu i mobbingu przeprowadzono metodą ankietową posługując się kwestionariuszem autorskim. Zawierał on 21 pytań, zebranych w sześciu grupach:

I – Informacje ogólne (wiek, staż pracy, poczucie stabilizacji zawodowej, poziom satysfakcji finansowej).

II, III – Efekty oddziaływania stresu na organizm (nadciśnienie tętnicze, zaburzenia łaknienia, bóle brzucha, rozchwianie emocjonalne, problemy z koncentracją, bezsenność, złe samopoczucie/depresja, używki) oraz jego wpływ na zdrowie pracownika (istniejące choroby, w tym choroba zawodowa, częstotliwość wizyt u lekarza, przyjmowane leki, wpływ dolegliwości na wykonywaną pracę).

IV – Wpływ warunków środowiskowych pracy na obciążenie psychiczne pracownika (hałas, zapylenie, drgania, nieodpowiednie oświetlenie stanowiska pracy, czynniki klimatyczne).

V – Wpływ warunków technologicznych na obciążenie psychiczne pracownika (praca przy ciężkich maszynach, brak narzędzi i materiałów lub ich zła jakość, kłopoty z częściami zamiennymi, organizacja pracy, praca w nadgodzinach, presja czasu).

VI – Wpływ stosunków międzyludzkich na obciążenie psychiczne pracownika (kontakty z przełożonymi, kontakty ze współpracownikami, konflikty i sposoby ich rozwiązywania, istnienie mobbingu).

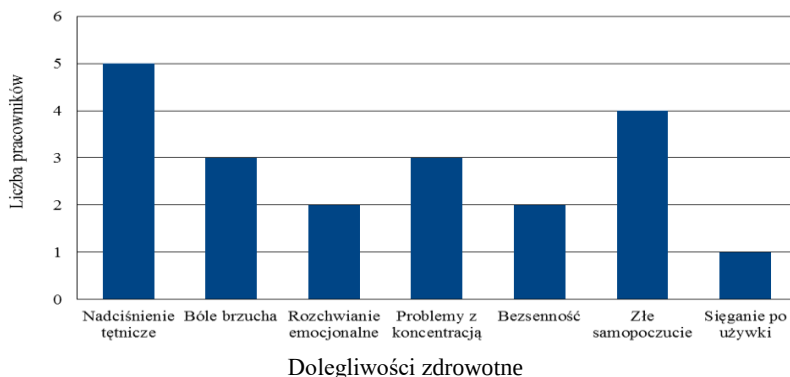
3. WYNIKI BADAŃ I ICH INTERPRETACJA

Wśród ankietowanych pracowników byli sami mężczyźni w przedziale wiekowym 24–67 lat: 15% pracowników poniżej 30 lat, 17% powyżej 59 i 50% w wieku 40–59 lat. Najbardziej liczne były grupy pracowników o najniższym – poniżej 5 lat i najwyższym – powyżej 19 lat stażu pracy – odpowiednio 28,3% i 30,4%.

Ponad 80% pracowników miało poczucie stabilizacji zawodowej. Jednocześnie zwracał uwagę fakt, że wśród kilku osób nie odczuwających stabilizacji znajdowali się niemal wyłącznie pracownicy około 50-letni, o stażu pracy w obecnej firmie wynoszącym przynajmniej 17, a nawet ponad 30 lat.

Z wysokości otrzymywanych pensji nie było zadowolonych 67,4% respondentów. Wśród nich 39% pracowników przekroczyło 50 lat, a ich staż w obecnym miejscu pracy wynosił powyżej 20 lat. Wśród pracowników zadowolonych z wynagrodzenia – 32,6%, przeważali pracownicy młodsi – poniżej 50 roku życia. Było ich 74%, a ich staż zawodowy był różny – zarówno 2, jak i 23 lata.

Większość (63%) pracowników nie odczuwała żadnych dolegliwości wywołanych obciążeniami psychicznymi związanymi z pracą. Wśród pozostałych pracowników obciążenia psychiczne skutkowały głównie występowaniem nadciśnienia tętniczego, złym samopoczuciem i problemami z koncentracją. Można zauważyć, że dolegliwości z jakimi się oni borykali były bardzo zróżnicowane i oprócz zaburzeń łaknienia każdy z zawartych w ankiecie problemów pojawia się w wynikach przynajmniej raz (rys. 1).



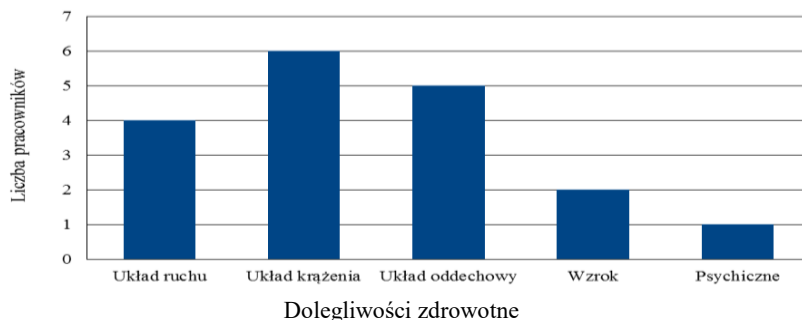
Rys. 1. Dolegliwości odczuwane w związku z obciążeniem psychicznym
Fig. 1. Conditions felt due to mental strain

Wśród pracowników odczuwających dolegliwości wywołane obciążeniami psychicznymi w pracy z nadciśnieniem tętniczym boryka się 29% (dla 23% połączone jest to z dolegliwościami układu krążenia, w mniejszym stopniu z rozchwianiem emocjonalnym). Na złe samopoczucie skarża się 23% tych respondentów, a problemy z koncentracją występuje u 18% pracowników. W tej grupie ankietowanych są wyłącznie pracownicy powyżej 50 roku życia o wysokim stażu pracy (powyżej 20 lat).

Wśród pracowników zmagających się z różnymi dolegliwościami, 27% stwierdziło, że wpływają one niekorzystnie na ich pracę, jednak większość, tzn. 67% nie zauważyła takiego wpływu lub nie miała wyrobionego na ten temat zdania. U żadnego z 46 ankietowanych nie stwierdzono choroby zawodowej.

Ankietowani pracownicy kopalń odkrywkowych korzystali z usług lekarzy niezbyt często – 67% z nich wykonywało to raz w roku lub jeszcze rzadziej, a jedynie kilka

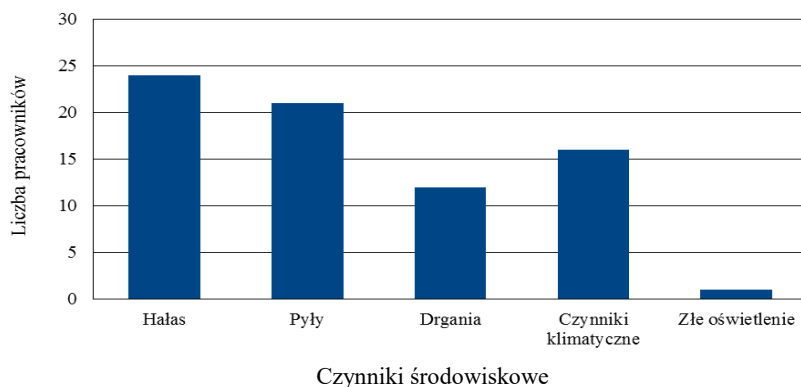
procent raz w miesiącu. Na podstawie wyników ankiety można też stwierdzić, że choroby, z którymi zmagali się pracownicy – ich wiek, ani staż pracy nie miały widocznego wpływu na zwiększenie częstotliwości ich wizyt lekarskich. 67% osób wskazało, że nie zmagali się z żadnymi chorobami. W przypadku pozostałych były to głównie schorzenia układu krążenia – 40%, oddechowego – 33% oraz ruchu – 27% (rys. 2). Schorzenia te dotyczyły głównie pracowników powyżej 50 roku życia i stażu pracy powyżej 25 lat. Jedynie 27% tej grupy to pracownicy 30–40 letni o stażu pracy poniżej 10 lat.



Rys. 2. Choroby z jakimi zmagają się ankietowani

Fig 2. Diseases suffered by the respondents

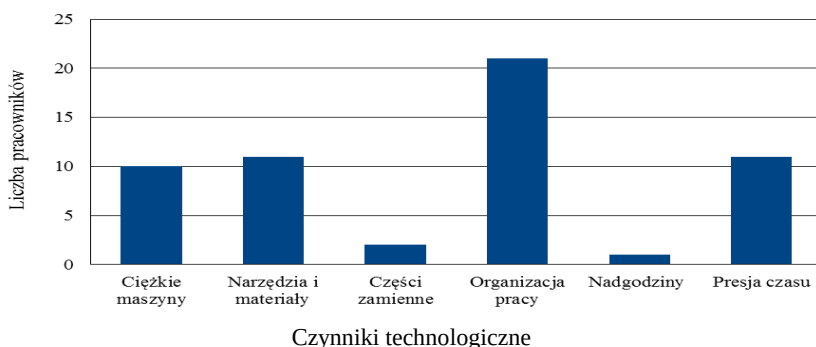
Jak wynika z przeprowadzonej ankiety (Loreth 2021), odsetek pracowników kopalni nie odczuwających obciążenia psychicznego związanego ze środowiskowymi warunkami pracy wynosił 30%. Zdaniem pozostałych pracowników najbardziej istotnymi czynnikami środowiskowymi, wpływającymi negatywnie na ich stan psychiczny, był hałas – 75% odpowiedzi i zapylenie – 66% odpowiedzi. Istotne były także czynniki klimatyczne – 50% oraz drgania – 37%. Nieodpowiednie oświetlenie jako czynnik stresogenny podała tylko jedna osoba (rys. 3).



Rys. 3. Czynniki środowiskowe wpływające negatywnie na stan psychiczny pracowników

Fig. 3. Environmental factors influencing mental state of the employees negatively

Bardzo podobnie, jak w przypadku warunków środowiskowych, odsetek pracowników nieodczuwających obciążenia psychicznego związanego z technologicznymi warunkami pracy wynosił 28%. Zdaniem pozostałych ankietowanych głównymi czynnikami technologicznymi obciążającymi ich psychikę była niewłaściwa organizacja pracy 64% odpowiedzi oraz praca pod presją czasu – 33% odpowiedzi, brak narzędzi i materiałów niezbędnych do pracy lub ich nieodpowiednia jakość – 33%, a także praca przy maszynach ciężkich – 30% odpowiedzi (rys. 4). Wśród pracowników odczuwających obciążenie psychiczne związane ze środowiskowymi i technologicznymi warunkami pracy – ponad połowa – 54%, zmagająca się z różnymi dolegliwościami zdrowotnymi, przy czym 19% z nich stwierdziło, że nie ma to żadnego wpływu na wykonywane przez nich czynności.



Rys. 4. Czynniki technologiczne wpływające negatywnie na stan psychiczny pracowników
Fig. 4. Technological factors influencing mental state of the employees negatively

Pośród wszystkich 66% ankietowanych nie odczuwało obciążenia psychicznego związanego z relacjami interpersonalnymi w pracy, natomiast 34% pracowników odczuwało takie obciążenia. Były one spowodowane głównie kontaktami z przełożonymi – 30%, znacznie rzadziej kontaktami między współpracownikami – 6%.

Według ponad połowy pracowników (53%), w ich zakładach pracy nie dochodziło do konfliktów interpersonalnych. Zdaniem pozostałych ankietowanych konflikty miały miejsce głównie na linii przełożeni–podwładni, konflikty między pracownikami zdarzały się znacznie rzadziej. Nie potrafiło określić czy metody rozwiązywania konfliktów przez przełożonych były właściwe 59% pracowników; spośród pozostałych pracowników zdania były niemal równo podzielone.

Wśród ankietowanych pracowników 16% było ofiarami mobbingu. We wszystkich przypadkach sprawcą mobbingu byli ich przełożeni. Ofiarami były osoby w różnym wieku i o zróżnicowanym stażu pracy (głównie małym lub bardzo dużym), natomiast wszystkie z nich zmagają się z wieloma dolegliwościami zdrowotnymi. 74% pracowników nie było w stanie stwierdzić czy pracodawca oferuje odpowiednią pomoc. Jedynie 11% respondentów oceniło ją dobrze, ale wśród nich nie było ofiar mobbingu; oceniających źle było 9% i były to wyłącznie ofiary mobbingu.

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Około 70% ankietowanych pracowników odczuwało obciążenie psychiczne, związane zarówno ze środowiskowymi, jak i technologicznymi warunkami pracy. Pod względem relacji interpersonalnych jest zauważalnie lepiej, gdyż większość pracowników (66%) nie odczuwa związanego z nimi obciążenia psychicznego. Jedynie 16% respondentów padło ofiarą mobbingu ze strony przełożonych i osoby te negatywnie oceniają pomoc oferowaną im w tej sytuacji przez pracodawcę. Większość, aż 74% ankietowanych pracowników, nie potrafi ocenić pomocy zapewnianej w razie wystąpienia konfliktów lub mobbingu, co może być związane z niską świadomością w zakresie problemów, które ich osobiście nie dotyczą i/lub brakiem wyraźnej pomocy, którą byliby w stanie jednoznacznie ocenić.

Efektom działania wszystkich tych stresorów u pracowników odczuwających obciążenia psychiczne jest wystąpienie różnych dolegliwości zdrowotnych, np. nadciśnienie tętnicze, występujące u 29% ankietowanych, złe samopoczucie u 23% ankietowanych), problemy z koncentracją – 18% ankietowanych. Stanowi to odpowiednio 11%, 8,7% i 6,5% ogółu ankietowanych.

Najważniejszymi czynnikami stresogennymi zdaniem tych pracowników jest nieodpowiednia organizacja pracy (64% respondentów) oraz różnego rodzaju fizyczne elementy środowiska pracy negatywnie oddziałujące na ich organizmy: hałas – 75%, pyły – 66% i drgania 37%. Niepokojąca jest też w większości negatywna ocena działań pracodawcy w sytuacjach mobbingu, a także powszechny brak wiedzy na temat oferowanej pomocy pracownikom oraz sposobów rozwiązywania różnego rodzaju konfliktów interpersonalnych w miejscu pracy.

Najistotniejszym problemom można próbować zapobiegać lub przynajmniej łagodzić ich niekorzystne skutki. W przypadku niezadowolających zarobków pracodawca ma najmniejsze możliwości reagowania, chociaż może on w jakimś stopniu rekompensować koszty ponoszone przez pracowników, np. podczas dojazdów do pracy. Głównym celem pracodawcy powinno być poznanie zdania swoich pracowników i poprzez ankiety lub rozmowy na spotkaniach określenie wad obecnie stosowanych rozwiązań i wysłuchanie propozycji na usprawnienie funkcjonowania zakładu. Podobne działania można podjąć odnośnie form pomocy w przypadku konfliktów międzyludzkich (zwłaszcza mobbingu), zweryfikować stosowane do tej pory podejście, a dodatkowo lepiej informować swoich pracowników i prowadzić odpowiednie szkolenia. Czynnikiem fizycznym można przeciwdziałać stosując właściwy sprzęt. W przypadku hałasu mogą to być np. obudowy dźwiękochłonne i ochraniacze słuchu, w razie zapylenia maski przeciwpyłowe oraz kurtyny wodne/mgłowe, używane na etapach procesu technologicznego, podczas których nie będą utrudniały jego przebiegu.

LITERATURA

- CHRZĄŚCIK M., 2018, *Stres jako czynnik kształtujący zachowanie pracownika w środowisku pracy*, Technologie. Procesy. Bezpieczeństwo, tom 2, Zeszyty Naukowe WSP, nr 2, s. 20–41.
- LORETH A., 2021, *Stres i mobbing na stanowiskach pracy w kopalniach odkrywkowych*, Praca dypl. (niepubl.), Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, PWr, Wrocław.
- MŁOKOSIEWICZ M., 2018, *Stres w miejscu pracy a potencjał pracowników*, Studia i Prace WNEiZ US, nr 51/2, s. 235–247.
- OSTROWSKA M., MICHCIK A., 2014, *Stres w pracy – objawy, konsekwencje, przeciwdziałanie*, Bezpieczeństwo Pracy Nauka i Praktyka, nr 5, s. 12–15.
- RYŚ K., DYRLA-MULARCZYK K., 2018, *Psychologiczne i prawne aspekty mobbingu w miejscu pracy*, Modern Management Review, Vol. XXIII, 25 (3/2018), s. 225–234.
- SZAREK S., KUCHARUK M., 2018, *Mobbing w miejscu pracy – rodzaje i skala zjawiska*, Przedsiębiorczość i Zarządzanie, tom XIX, zeszyt 8, część 1, s. 295–308.

STRESS AND MOBBING AT WORKPLACES IN OPEN-CAST MINES

Kinds of psychosocial threats and sources of stress at work have been described. The phenomenon of stress and mobbing, methods of counteracting them have been characterised. On the basis of a survey carried out in two open-cast mines it has been stated that around 70% of the respondents feel mental strain due to environmental and technological working conditions. Most employees do not take mental strain related to interpersonal relationships. 16% of the respondents have experienced workplace bullying from their supervisors.

ANALIZA ZALEŻNOŚCI WYDOBYCIA I PRODUKCJI KRUSZYW OD WYBRANYCH WSKAŹNIKÓW MAKROEKONOMICZNYCH

1. WPROWADZENIE

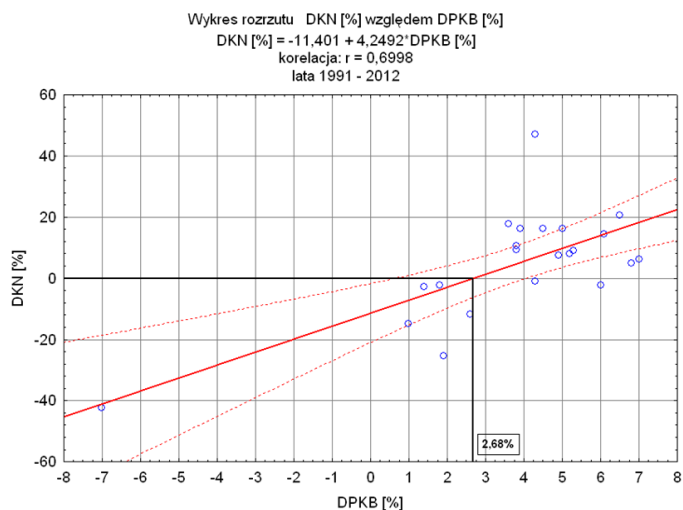
Jednym z problemów branży kruszyw jest brak bieżących informacji o ich wydobyciu, produkcji i zużyciu. Przyczyną tego jest głównie duża skala produkcji, w tym liczebność kopalń, w większości małych, co utrudnia gromadzenie odpowiednich informacji. Dotyczy to większości krajów. Przykładowo, w Polsce mamy około 2000 producentów wydobywających kruszywa z ponad 3000 złóż, zaś w UE jest około 18 000 producentów. Brak regionalnych i krajowych informacji o wielkości produkcji i zużycia kruszyw istotnie utrudnia przygotowanie odpowiednich bilansów i aktualnych analiz rynku kruszyw. W miarę wiarygodne informacje o wydobyciu żwirów i piasków oraz kamieni łamanych i blocznych (kruszyw łamanych) ukazują się w połowie kolejnych lat, w corocznie publikowanych przez PIG-PIB bilansach (*Bilans zasobów złóż...* 2021). Natomiast w celu oszacowania w miarę aktualnej wielkości wydobycia i opracowania prognoz produkcji i zużycia kruszyw wykorzystuje się zwykle pomocniczo inne dostępne wskaźniki rozwoju gospodarczego, od których uzależnione jest krajowe zapotrzebowanie. W pracy przedstawiono zarówno historyczne jak i aktualne zależności wydobycia kruszyw mineralnych od trzech makroekonomicznych wskaźników badanych i publikowanych przez GUS: dynamiki zmian PKB, wskaźnika ogólnego klimatu koniunktury w budownictwie oraz wielkości krajowego zużycia cementu. Stwierdzone istotne zależności ekonometryczne dla tych wskaźników pozwalają na opracowanie prognoz wydobycia kruszyw, co stanowi ważną zaletę tej analizy.

2. ZALEŻNOŚĆ WYDOBYCIA KRUSZYW OD PKB

Wobec braku bezpośrednich informacji, dotyczących produkcji kruszyw, poszukuje się pośrednich metod statystycznych w celu ustalenia prognoz produkcji i ich zużycia w poszczególnych krajach i regionach świata. Zastosowanie różnych metod prognozowania do predykcji wielkości produkcji kruszyw mineralnych, łącznie z sieciami neuronowymi przedstawiono między innymi w pracach (Kawalec 2007; Koziół

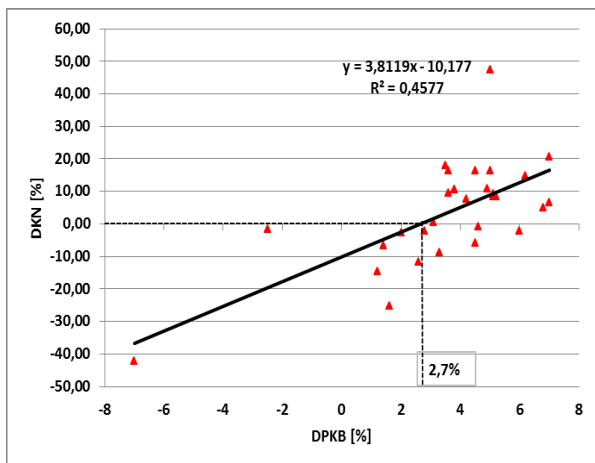
i in. 2014; Kozioł, Galos (red.) 2013). Przykładem takich badań są analizowane trendy tendencji rozwojowej produkcji i modele stochastyczne zależności produkcji kruszyw od wskaźników rozwoju PKB lub też innych wskaźników rozwoju gospodarczego.

Przykładowa statystyczna zależność wzrostu wydobywania (produkcji) kruszyw naturalnych od dynamiki zmian PKB w Polsce przedstawiona jest na rysunku 1.



Rys. 1. Zależność dynamiki produkcji kruszyw naturalnych od dynamiki wzrostu PKB w Polsce w latach 1991–2012 (Kozioł W., Galos K. (red.) 2013)

Fig. 1. Dependence of the dynamics of natural aggregates production on the dynamics of GDP growth in Poland in the years 1991–2012 (Kozioł W., Galos K. (eds.) 2013)



Rys. 2. Zależność dynamiki produkcji kruszyw naturalnych od dynamiki wzrostu PKB w Polsce, lata 1991–2020

Fig. 2. Dependence of the dynamics of natural aggregates production on the dynamics of GDP growth in Poland in the years 1991–2020

Z modelu tego wynika, że w skali kraju barierą wzrostu zapotrzebowania i produkcji kruszyw mineralnych jest ok. 2,7 (2,68)% wzrost PKB. Zależność ta analizowana była przed dziesięciu laty, dlatego też w ubiegłym roku przeprowadzono aktualne obliczenia (rys. 2). Z obliczeń wynika, że charakter zależności jest podobny. Pomimo nieco innych parametrów modelu regresji liniowej, nadal barierą wzrostu wydobywania kruszyw jest wzrost PKB o 2,67%. Uzyskano również zbliżony współczynnik korelacji $r = 0,6765$ ($R^2 = 0,4577$), w porównaniu do wartości poprzedniej $r = 0,6998$ ($R^2 = 0,4897$), co wskazuje, że w obu zależnościach korelacja jest wysoka. Z otrzymanych modeli zależności wynika, że w skali kraju barierą wzrostu zapotrzebowania i produkcji kruszyw mineralnych jest co najmniej ok. 2,7% wzrost PKB. Przy mniejszej dynamice rozwoju, na ogół w pierwszej kolejności, ogranicza się nakłady na inwestycje infrastrukturalne.

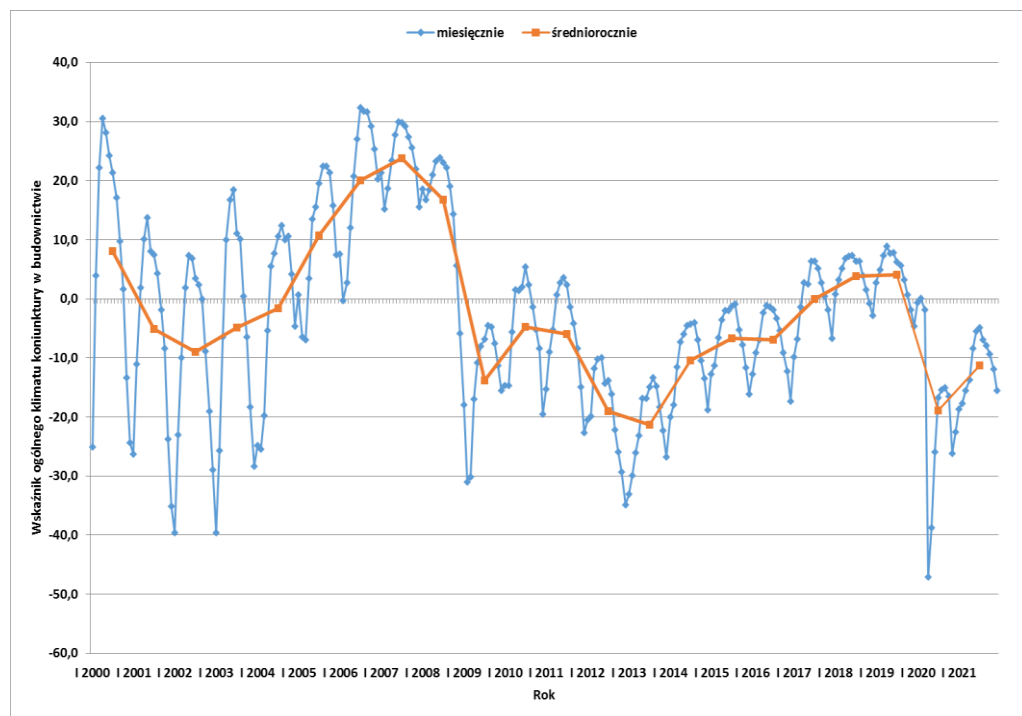
3. ZALEŻNOŚĆ WYDOBYCIA KRUSZYW OD WSKAŹNIKA OGÓLNEGO KLIMATU KONIUNKTURY W BUDOWNICTWIE

Przeprowadzone dotychczas badania ekonometryczne zależności produkcji kruszyw od różnych wskaźników rozwoju gospodarczego potwierdziły, że wskaźnikiem stosunkowo dobrym jest PKB, jednak znane modele zależności zarówno dla Polski jak i innych krajów nie są wiarygodne, stąd też nadal trwają poszukiwania dokładniejszych zależności. W ramach badań różnych ekonometrycznych modeli przedstawione zostaną zależności dla dwóch wskaźników: ogólnej koniunktury w budownictwie i zmian zużycia cementu.

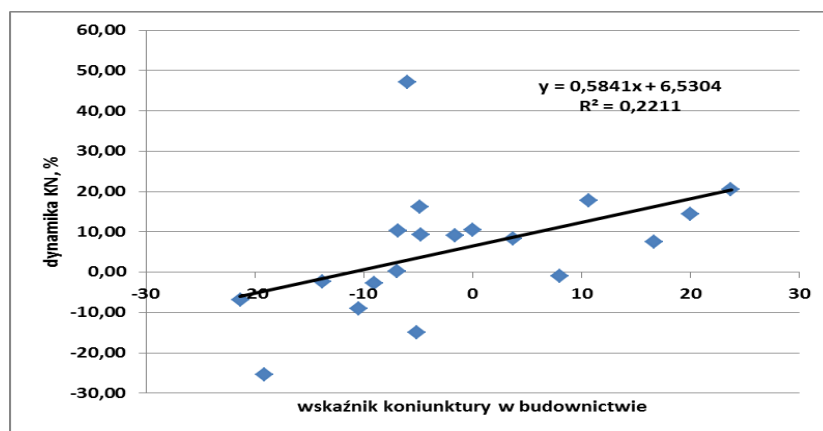
GUS wśród wielu danych, dotyczących przemysłu i budownictwa, podaje między innymi, w okresach co miesięcznych i co kwartalnych, wskaźniki koniunktury w budownictwie (GUS 2021). Wskaźniki koniunktury dla budownictwa ustalane są na podstawie badań ankietowych 5000 firm o różnej liczbie pracowników. Wartości tego wskaźnika z lat 2000–2021 przedstawiono na rysunku 3. Wykres dotyczy danych miesięcznych, na podstawie których obliczono wskaźniki średnioroczne, stanowiące podstawę dalszych badań.

Wartości wskaźników powyżej zera uznawane są za pozytywne (oznaczają dobrą koniunkturę), a wartości poniżej zera wskazują koniunkturę „złą”. Wykres danych miesięcznych ma charakter zmian cyklicznych, ze wzrostami w okresie wiosenno-letnim i spadkami w okresie zimowym. Podobny charakter zmian ma pozyskiwanie i produkcja kruszyw budowlanych. Od końca 2019 r. wskaźniki przyjmują wartości ujemne, a bardzo duże wartości poniżej zera odnotowano od kwietnia 2020 r. (–47,1), czyli od wystąpienia w Polsce pandemii COVID 19.

W 2020 r. średnio roczna wartość wyniosła –18,9, natomiast w 2021 r. wskaźniki te są nieco niższe, ale nadal ujemne i wartość średnia dla całego roku wynosi –11,3. Na początku obecnego roku wskaźnik przyjmuje w styczniu –17,1, a w lutym –15,4.



Rys. 3. Wskaźnik ogólnego klimatu koniunktury w budownictwie w latach 2000–2021
 Fig. 3. Indicator of the general business climate in the construction industry in the years 2000–2021

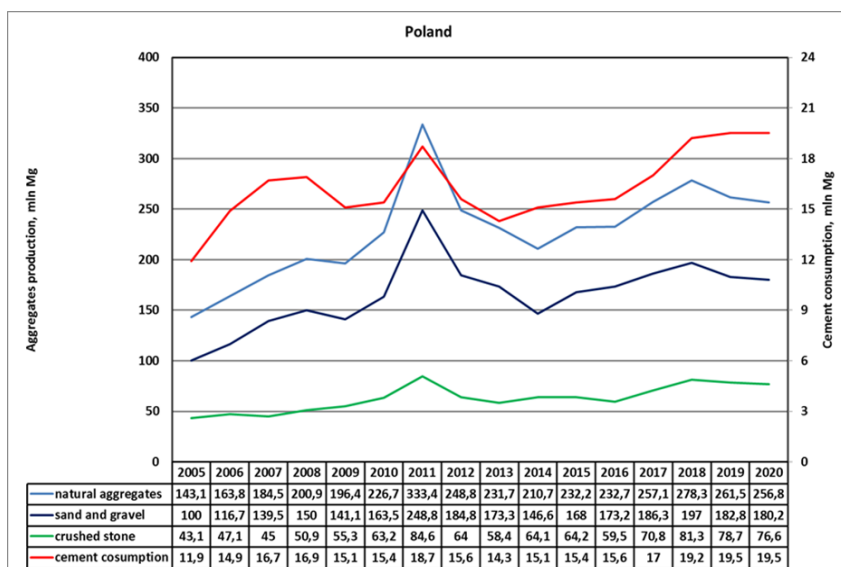


Rys. 4. Zależność zmian produkcji kruszyw naturalnych od wskaźnika ogólnej koniunktury w budownictwie
 Fig. 4. Dependence of changes in the production of natural aggregates on the general economic situation in the construction industry

Zależność dynamiki zmian produkcji kruszyw naturalnych (piaskowo-żwirowych i łamanych) od uśrednionego rocznego wskaźnika koniunktury przedsiębiorstw budowlanych przedstawiono na rysunku 4. Dla zależności tej współczynnik korelacji liniowej Pearsona r wynosi 0,47 ($R^2 = 0,2211$), co oznacza średni stopień korelacji (zależności) spełniający jej istotność na poziomie 0,05. Z analizy modelu regresji liniowej wynika, że w badanym okresie 2000–2020, nawet przy zerowym wskaźniku koniunktury możliwy był wzrost produkcji kruszyw, średnio w roku o około 6,5%, a więc stosunkowo dużo.

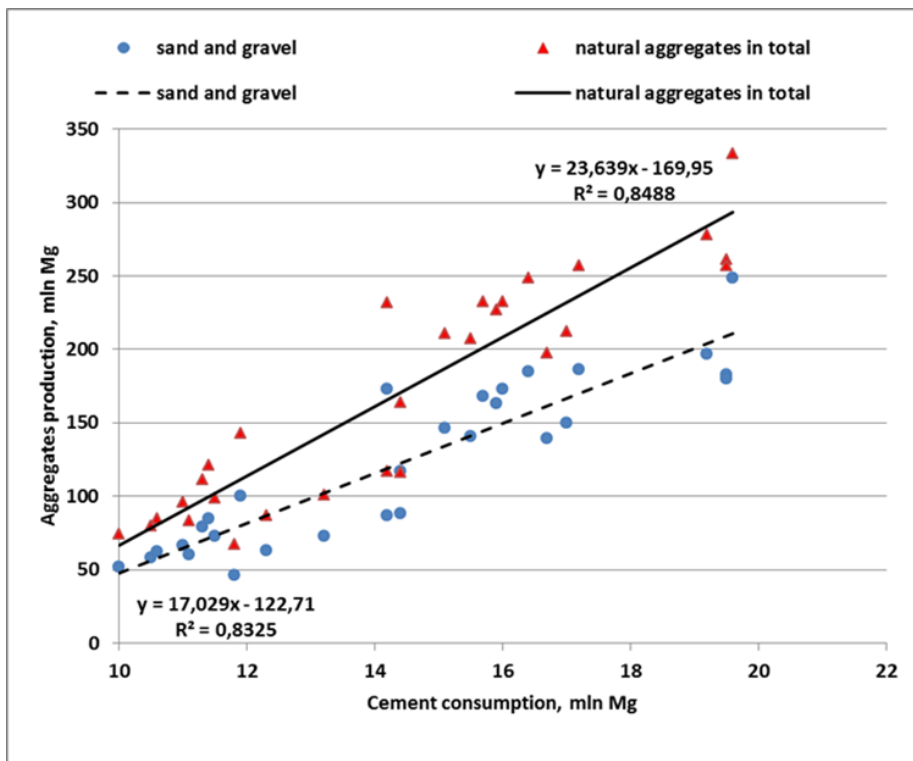
4. ZALEŻNOŚĆ WYDOBYCIA KRUSZYW OD ZUŻYCIA CEMENTU

Jednym ze wskaźników, od których zależy wydobywanie i zużycie kruszyw budowlanych jest zużycie cementu, którego produkcja jest na ogół dość dokładnie identyfikowana w statystykach krajowych. W świecie wykorzystanie kruszyw mineralnych do betonu i wyrobów prefabrykowanych szacuje się na 28,7 do 32,8 mld t (UNEP 2019), czyli około 2/3 produkcji kruszyw zużywana jest wraz z cementem do produkcji betonów, prefabrykatów betonowych itp. W zależności od klasy betonu – do jego produkcji zużywa się 5–7 ton kruszyw na tonę cementu, w tym ok. 65% kruszywa grubego (żwir, grys) i 35% piasków. W latach 2018–2021 produkcja cementu w kraju wyniosła 18–19 mln t, a zużycie było nieco większe ze względu na przewagę importu nad eksportem. Kształtowanie się wydobywania kruszyw i zużycia (sprzedaży) cementu w latach 2005–2020 przedstawiono na rysunku 5.



Rys. 5. Wydobycie kruszyw naturalnych i zużycie cementu w Polsce w latach 2005–2020
Fig. 5. Extraction of natural aggregates and cement consumption in Poland in the years 2005–2020

Wykresy zmian wielkości wydobycia i zużycia cementu mają zbliżony przebieg, co wskazuje na wyraźne zależności. Dla tych zależności obliczono parametry regresji liniowych i współczynniki korelacji Pearsona (rys. 6).



Rys. 6. Zależność wydobycia kruszyw od zużycia cementu w Polsce w latach 1992–2020
Fig. 6. Dependence of aggregate extraction on cement consumption in Poland in the years 1992–2020

Uzyskane wysokie wartości współczynników korelacji Pearsona R^2 są istotne na poziomie 0,001, co wskazuje na wysoką zależność. Z zależności tych wynika, że Polsce na każdą 1 tonę zużywanego cementu przypada 9,5 do 10,0 ton żwirów i piasków, ok. 4 tony kamieni łamanych (kruszyw łamanych) i 13,5–14,5 ton łącznego wydobycia kruszyw mineralnych. Na podobnym poziomie, dla piasków i żwirów, kształtują się wskaźniki w Stanach Zjednoczonych, gdzie przykładowo w latach 1990–2018 na każdą tonę produkowanego cementu przypadało ok. 10 ton wydobywanych kruszyw piaskowo-żwirowych. W UE wskaźniki te są zmienne dla poszczególnych krajów, w zależności od udziału rodzajów kruszyw w wydobyciu i produkcji (UEPG 2019).

5. PROGNOZA WYDOBYCIA KRUSZYW

Wykorzystując przedstawione zależności ekonometryczne przeprowadzono prognozę wydobywania kruszyw na lata 2021 (brak oficjalnych danych) i 2022. Wyniki tej prognozy przedstawiono w tabeli. W zestawieniu poza prognozą wydobywania na lata 2021–2022 zamieszczono też „prognozę” na rok 2020, obliczoną według estymowanych modeli ekonometrycznych. Prognoza ta umożliwia porównanie wydobywania prognozowanego z osiągniętym. Z porównania tych wielkości wynika, że najmniejsze różnice od +0,5% do –3,8% uzyskano dla prognozy według wskaźnika ogólnego klimatu koniunktury w budownictwie, pomimo że współczynnik korelacji dla tej zależności jest najmniejszy ($r = 0,47$) spośród badanych zależności.

Tabela. Prognoza wydobywania kruszyw
Table. Forecast of aggregates extraction

Prognoza	Wydobycie w 2020 r, [mln t]		Prognoza wydobywania [mln t/rok] (błąd prognozy $\pm$)		
			2020	2021	2022
PKB [%]	razem	256,8	223,4 (13%)	286,6	301,2
	p-ż	180,2	157,0 (12,9%)	178,2	187,3
	łamane	76,6	76,5 (0,13%)	84,2	88,8
koniunktura w budownictwie	razem	256,8	249,7 (–2,8%)	256,6	
	p-ż	180,2	173,4 (–3,8%)	179,5	
	łamane	76,6	77,0 (+0,5%)	77,7	
zużycie cementu, [mln t/rok]	razem	256,8	272,1 (+6,0%)	283,9	293,4
	p-ż	180,2	195,7 (+8,6%)	204,3	211,1
	łamane	76,6	76,4 (–0,3%)	79,6	82,3

Dla prognozy wydobywania według wielkości zużycia cementu błąd prognozy był większy i wyniósł +6,0% dla łącznego wydobywania kruszyw oraz +8,6% dla wydobywania kruszyw piaskowo-żwirowych. Największe różnice oszacowano dla prognozy według wskaźników PKB: dla wydobywania ogółem +13%, a dla kruszyw piaskowo-żwirowych +12,9%. Dla wszystkich trzech prognoz najtrafniejsze szacunki uzyskano dla wydobywania (produkcji) kruszyw łamanych. Różnice prognoz z wydobywaniem uzyskanym wg (*Bilans 2021*) dla 2020 r wyniosły:

- +0,13% dla prognozy wg PKB,
- +0,5% dla prognozy wg wskaźników koniunktury w budownictwie,
- –0,3% dla prognozy wg wielkości zużycia cementu.

Są to pierwsze porównania; interesujące będą porównania prognozy i wydobywania dla 2021 r., które możliwe będą do oceny w II półroczu 2022 roku.

6. WNIOSKI KOŃCOWE

1. Jednym z problemów branży kruszyw jest brak bieżących informacji o wielkości wydobywania, produkcji i ich zużycia. Brak dokładnych informacji powoduje, że dla oszacowania bieżącej wielkości wydobywania i opracowania prognoz produkcji i zużycia wykorzystuje się zwykle pomocniczo inne dostępne wskaźniki rozwoju gospodarczego, od których uzależnione jest krajowe zapotrzebowanie na kruszywa.
2. Przedstawiono zależności wydobywania kruszyw od trzech makroekonomicznych wskaźników badanych i publikowanych przez GUS: dynamiki zmian PKB, wskaźnika ogólnego klimatu koniunktury w budownictwie i krajowego zużycia cementu.
3. Uzyskane dla badanych zależności współczynniki determinacji R^2 są najkorzystniejsze dla zależności wydobywania (produkcji) kruszyw od zużycia cementu. Przyjmują one wartości 0,85 dla łącznego wydobywania kruszyw i 0,84 dla wydobywania piasków i żwirów. Wskazuje to na wysoką zależność, z punktu widzenia statystyki matematycznej, istotną na poziomie 0,001.
4. Spośród badanych zależności najniższy współczynnik determinacji uzyskano dla zależności wydobywania kruszyw od ogólnego wskaźnika koniunktury w budownictwie ($R^2 = 0,22$), co oznacza istotność tej zależności na poziomie 0,05.
5. Z otrzymanych modeli zależności wydobywania kruszyw od zmian PKB wynika, że w skali kraju barierą wzrostu zapotrzebowania i produkcji kruszyw mineralnych jest co najmniej ok. 2,7% wzrost PKB. Dla wydobywania piasków i żwirów wskaźnik ten jest nieco wyższy i wynosi ok. 2,8%, zaś dla kruszyw łamanych niższy – ok. 2,5%.
6. Z porównania wielkości prognozowanych z uzyskanym wydobywaniem kruszyw w 2020 r. wynika, że najmniejsze różnice od 0,5% do –3,8%) uzyskano dla prognozy według wskaźnika ogólnego klimatu koniunktury w budownictwie, pomimo że współczynnik korelacji dla tej zależności jest najmniejszy ($r = 0,47$) spośród badanych zależności. Dla prognozy wydobywania według wielkości zużycia cementu błąd prognozy był większy i wyniósł +6,0% dla łącznego wydobywania kruszyw i +8,6% dla wydobywania kruszyw piaskowo-żwirowych. Największe błędy oszacowano dla prognozy według wskaźników PKB – dla łącznego wydobywania +13%, a dla kruszyw piaskowo-żwirowych +12,9%.
7. Dla wszystkich trzech prognoz najdokładniejsze szacunki uzyskano dla wydobywania (produkcji) kruszyw łamanych; różnica prognoz wydobywania nie przekraczała 0,5%.
8. Z analiz wynika, że w Polsce na każdą 1 tonę zużywanego cementu przypada 9,5 do 10,0 t wydobytych żwirów i piasków, ok. 4,0 t wydobywania kamieni łamanych i blocznych (kruszyw łamanych) i ok. 13,5–14,5 t łącznego wydobywania kruszyw mineralnych. Dla piasków i żwirów na podobnym poziomie kształtują się wskaźniki w Stanach Zjednoczonych, gdzie w latach 1990–2018 na każdą tonę produkowanego cementu przypadało ok. 10 ton kruszyw piaskowo-żwirowych (UNEP 2019). W UE wskaźniki te są zróżnicowane dla poszczególnych krajów w zależności od udziału rodzajów kruszyw w wydobywaniu i produkcji.

9. Pomimo zróżnicowania wartości badanych wskaźników dla poszczególnych krajów, zaletą tej analizy jest to, że produkcja i zużycie cementu są identyfikowane i uwzględniane w bilansach produkcji przemysłowej większości krajów, w odróżnieniu od braku takiej identyfikacji lub niedokładnej ewidencji produkcji kruszyw mineralnych.

LITERATURA

- BAIC I.R., KOZIOŁ W., 2020, *Aggregates production in Poland and other selected countries – an analysis of dependence on cement production*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management, Vol. 36, T. 3, 59–73.
- Bilanse zasobów kopalin w Polsce*, 2009–2021, PIG-PIB, Warszawa.
- Bilans Gospodarki Surowcami Mineralnymi Polski i Świata*, 2014, IGSMiE PAN – PIG-PIB, Warszawa.
- Cement na świecie*, 2019, Budownictwo Technologie Architektura, nr 8, 6–77, GUS, 2019–2022.
- GUS, 2021, *Wskaźniki koniunktury w budownictwie*, General business climate indicator.
- KAWALEC P., 2007, *Analiza produkcji i zużycia kruszyw w zależności od wybranych wskaźników wzrostu gospodarczego w Polsce i innych krajach UE*, Praca doktorska, AGH, Kraków.
- KOZIOŁ W., BAIC I., 2018, *Kruszywa naturalne w Polsce – aktualny stan i przyszłość*, Przegląd Górniczy, nr 11, 1–8.
- KOZIOŁ W., BAIC I., STANKIEWICZ J., 2018, *Wydobycie i produkcja drobnych frakcji kruszyw naturalnych oraz technologie ich zagospodarowania*, Monografia IMBiGS, Warszawa, 212.
- KOZIOŁ W., CIEPLIŃSKI A., MACHNIAK Ł., 2014, *Kruszywa naturalne w Unii Europejskiej – produkcja w latach 1980–2011*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi; t. 30, z. 1, 53–68.
- KOZIOŁ W., GALOS K. (red.), 2013, *Scenariusze zapotrzebowania na kruszywo naturalne w Polsce i w poszczególnych jej regionach*, Wyd. Poltegor-Instytut, Kraków-Wrocław, 206.
- UEPG, 2009 – 2019 *Annual Review*, Brussels, Belgium.
- UNEP, 2019. *Sand and Sustainability: Finding new solutions for environmental governance of global sand resources*, Geneva Switzerland, 31.

ANALYSIS OF THE DEPENDENCE OF AGGREGATES EXTRACTION AND PRODUCTION ON SELECTED MACROECONOMIC INDICATORS

Both historical and current dependencies of aggregate extraction on three macroeconomic indicators published by the Central Statistical Office are presented: the dynamics of GDP changes, the indicator of the general business climate in construction and the volume of domestic cement consumption. The coefficients of determination (R square) obtained for the tested relationships are the most favorable for the dependence of aggregate extraction (production) on cement consumption. They take values of 0.85 for the total extraction of aggregates and 0.84 for the extraction of sands and gravels, which indicates a high dependence, from the point of view of mathematical statistics, significant at the level of 0.001. From the obtained models of dependence of aggregates extraction on GDP changes, it appears that on a national scale the barrier to the growth of demand and production of mineral aggregates is at least about 2.7% GDP growth. In Poland, for every 1 ton of cement consumed, there are 9.5 to 10.0 tons of gravel and sand extraction, about 4.0 tons of broken stone extraction (broken aggregates) and about 13.5 to 14.5 tons of total mineral aggregates extraction. Despite the variation in the values of the analyzed indicators for individual countries and years, the advantage of this relationship is that the production and consumption of cement are identified and included in the industrial production balances of most countries, as opposed to the lack of such identification or not accurate records for the production of mineral aggregates.

REAKTYWNOŚĆ ALKALICZNA KRUSZYW. PRZEGLĄD METOD BADAWCZYCH

1. WSTĘP

Reaktywność alkaliczna jest w ostatnich latach bardzo ważnym zagadnieniem ze względu na zdiagnozowanie znacznych zniszczeń w betonach konstrukcyjnych, m.in. 300 km odcinek autostrady w Niemczech (Jackiewicz-Rek 2015), a w Polsce wykrycie reaktywności alkalicznej na trasie S8 na odcinku Wolbórz–Polichno, oddanej do użytkowania przed 15 laty (IPPT 2018), jak również ze względu na opublikowanie Procedur Badawczych GDDKiA i Wytycznych Technicznych (Garbacik i in. 2019).

Reaktywność alkaliczna to podatność kruszywa na reakcje z alkalicznymi składnikami betonu, najczęściej wodorotlenkiem sodu i potasu (Góralczyk&Filipczyk 2017). Alkalia najczęściej wprowadzane są do betonu wraz z cementem. Zwiększenie zawartości alkaliów w cemencie spowodowała zmiana metody produkcji z mokrej na suchą. Innymi składnikami, z którymi mogą zostać wprowadzone metale alkaliczne do mieszanki betonowej są domieszki chemiczne oraz kruszywo. Wynikiem reakcji alkalicznych kruszyw (AAR) z kationami metali alkalicznych jest tworzenie się żelu wokół ziaren kruszywa, który ma tendencje do pęcznienia pod wpływem wilgoci i tworzenia naprężeń, co może doprowadzić do destrukcji betonu; pęknięcia, mikro-szczeliny, odpryski powierzchniowe, wykwyty mineralne, nacieki. Można wyróżnić trzy rodzaje reaktywności alkalicznej. Są to reakcje alkaliów z krzemionką bezpostaciową, krzemianami lub węglanami – dedolomityzacja. Najbardziej powszechną jest reakcja między krzemionką bezpostaciową a alkalią (ASR od *alkali-silica reactive*). Wszystkie kruszywa reagują z alkalią, szybkość reakcji zależna jest od szeregu czynników chemicznych (ilość alkaliów w betonie powyżej 0,6%), mineralogicznych (rodzaj kruszywa i uziarnienie) oraz atmosferycznych – temperatura, wilgotność (Kukiel-ska&Góralczyk 2015).

Ze względu na wieloaspektowość zjawiska konieczne jest ciągłe doskonalenie metod badawczych. Należy uwzględnić warunki atmosferyczne, panujące w danym klimacie, bo odgrywają znaczącą rolę w szybkości reakcji kruszywo–alkalia.

Metody stosowane do określenia reaktywności alkalicznej kruszyw można podzielić na badania:

- petrograficzne,
- chemiczne (PN-B-06714-46:1992),

- krótkoterminowe badania klasyfikujące (PB/1/18, ASTM C1260, AAR-2, AAR-5),
- ekspansywności betonu (PB/2/18, ASTM C1293, PN-B-06714-34:1991 ze zmianą wg PN-B-06714-34:1991/Az1:1997, AAR-3.1, AAR-4.1).

Metody krótkoterminowe są zalecane dla kruszyw, które reagują bardzo wolno lub wytwarzają opóźnioną ekspansję (AAR-2 2003). Jednak nie obrazują one jak zachowuje się kruszywo w eksploatowanym betonie. Metody długoterminowe są obecnie uważane za najlepiej obrazujące zachowanie się kruszywa w eksploatowanym betonie (Naziemiec i in. 2017). Ryzykiem metod długoterminowych jest wymywanie alkaliów z próbek (PB/2/18, 2019).

Przedstawiono i porównano najczęściej stosowane metody badań reaktywności alkalicznej: chemiczne, krótko- i długoterminowe oraz wyniki badań reaktywności alkalicznej dla piasków pochodzących z tego samego złoża, uzyskane różnymi metodami. Wyniki rozszerzalności liniowej beleczek przyporządkowano geograficznie, a następnie poddano analizie uwzględniając *Wytoczne Techniczne...* (Garbacik i in. 2019).

2. METODY CHEMICZNE

Metoda chemiczna (PN-B-06714-46:1992) daje szybką ocenę potencjalnej reaktywności kruszywa. Niestety nie daje ona jednoznacznej informacji czy uszkodzenie kruszywa nastąpiło przez reakcje kruszywa z alkaliami czy było skutkiem innego procesu. Nie odwzorowuje również zachowania się kruszywa w eksploatowanym betonie. Wyniki uzyskane dzięki metodom chemicznym należy zweryfikować innymi metodami. Kolejnym problemem jest przeprowadzanie badania na kruszywie powyżej 1 mm, a tymczasem w kruszywie stosowanym do betonów frakcja <1 mm stanowi najczęściej powyżej 60% (Naziemiec 2018). Wg normy PN-B-06714-46:1992 „*Jeżeli w średniej próbce laboratoryjnej zawartość danej frakcji kruszywa jest mniejsza niż 10% masy tej próbki, frakcję tę można w badaniu pominąć z tym, że łączna masa wyeliminowanego z badań kruszywa nie może przekraczać 15%*”. Dlatego metoda nie obrazuje dobrze reaktywności kruszyw drobnych, stosowanych w obiektach konstrukcyjnych, ze względu na trudności w zapewnieniu reprezentatywności badanej próbki.

Na podstawie tej metody 90% krajowych kruszyw uznawana jest za niereaktywne (Naziemiec i in. 2017). Świadczy to o tym, że ww. metoda (z 1970 r.), której ostatnia aktualizacja ukazała się w latach 1990, nie jest rygorystyczna i stosowana samodzielnie może nie odzwierciedlać prawdziwego stanu reaktywności badanego kruszywa. Dlatego też zalecana jest do badania kruszyw, które nie wykazują potencjalnej reaktywności.

Badanie polega na przeprowadzeniu reakcji między wodorotlenkiem sodu o temp. $(90 \pm 2)^{\circ}\text{C}$, a badanym kruszywem podgrzanym do temperatury $(105 \pm 2)^{\circ}\text{C}$. Reaktywność alkaliczna kruszywa oznaczana jest za pomocą takich parametrów, jak: ubytek masy badanego kruszywa (X_4), zawartość reaktywnych krzemieni w kruszywie

grubym (X_3) oraz spełnieniu warunku $5 \times (X_4 + X_3)$. Oznaczenie ziaren krzemieni nie wykonuje się w przypadku zawartości krzemieni poniżej 1,5% masy badanej frakcji. Norma odniesienia wyróżnia trzy stopnie potencjalnej reaktywności kruszyw: 0 – niereaktywne, 1 – potencjalnie reaktywne oraz 2 – reaktywne.

Tab. 1. Ocena stopnia potencjalnej reaktywności alkalicznej poszczególnych frakcji wg PN-B-06714-46:1992

Tab. 1. Assessment of the degree of potential alkaline reactivity of individual fractions according to PN-B-06714-46:1992

Cecha	Stopień reaktywności alkalicznej		
	0	1	2
ubytek masy dla danej frakcji kruszywa drobnego (X_1) lub grubego (X_4) [%]	$\leq 0,5$	$>0,5$ oraz $\leq 2,0$	$>2,0$
zawartość reaktywnego krzemienia [%]	$\leq 3,0$	$>3,0$ oraz $\leq 10,0$	$>10,0$
warunek $5 \times (X_4 + X_3)$	$\leq 4,0$	$>4,0$ oraz $\leq 15,0$	$>15,0$

3. METODY KRÓTKOTERMINOWE

Do bezpośrednich metod krótkoterminowych można zaliczyć: AAR-2, ASTM C1260 oraz opracowaną w ostatnich latach procedurę (PB/1/18, 2019), opierającą się na dwóch pierwszych metodach. Metody krótkoterminowe przeznaczone są do wykrywania typowej reaktywności alkalia–krzemionka (ASR) również w kruszywach węglanowych. Metody (PB/1/18, 2019) nie pozwalają na badania reaktywności alkalia–węglany ACR (od *alkali-carbonate reactive*). Zalecane są dla kruszyw charakteryzujących się powolnymi i długotrwałymi reakcjami alkalicznymi. Do tej grupy kruszyw należą m.in. kruszywa granitowe, gnejsowe, melafirowe, kwarcytowe (Góralczyk 2011).

Czas badań metod krótkoterminowych wynosi 16 dni, z czego przez 14 dni próbki znajdują się w środowisku silnie korozyjnym – 1 M roztwór NaOH, 80 °C. Do badań wykorzystywane jest kruszywo 0,125–4,0 mm. W przypadku kruszyw grubych konieczna jest wcześniejsza obróbka kruszywa poprzez kruszenie i odsianie na sicie o oczku 4 mm. Podczas badań dokonuje się pomiaru zmian liniowych beleczek. Zalecane są minimum trzy pomiary pośrednie w ciągu 14 dni od pomiaru zerowego. Ocena stopnia reaktywności dokonywana jest na podstawie średniej zmiany długości próbek zaprawy po zakończeniu sezonowania. W przypadku kruszyw wykazujących potencjalną reaktywność zalecane jest przedłużenie badań do 28 dni lub zastosowanie metod długoterminowych. W tabeli 2 zamieszczono porównanie parametrów opisanych metod.

Tab. 2. Porównanie metod krótkoterminowych
Tab. 2. Comparison of short-term methods

	ASTM C1260			AAR-2			PB/1/18		
Wielkość próbek	(25×25×285) mm			AAR 2.1 (25×25×285) mm AAR 2.2 (40×40×160) mm			(25×25×285) mm		
liczba próbek	3			3			3		
zawartość alkaliów w cemencie	stwierdzono, że zawartość alkaliów ma niewielki lub pomijalny wpływ na wynik reaktywności			≥1,0%			(0,9 ± 0,1)%		
rodzaj cementu	cement portlandzki • ekspansja ≤0,20% wg ASTM C151/C151M (metoda autoklawowa)			cement portlandzki CEM I • powierzchnia właściwa ≥4500 cm²/g, • ekspansja ≤0,20% wg ASTM C151/C151M (metoda autoklawowa) lub stałość objętości metodą LeChatelier powinna wykazać wzrost rozstawu końcówek 0 mm			cement portlandzki CEM I 52,5 lub 42,5 • powierzchnia właściwa ≥4500 cm²/g, • ekspansja ≤0,20% wg ASTM C151/C151M (metoda autoklawowa) lub stałość objętości metodą LeChatelier powinna wykazać wzrost rozstawu końcówek <1 mm • 2-dniowa wytrzymałość na ściskanie ≥30,0 MPa		
ilość cementu i kruszywa	gęstość kruszywa			AAR 2.1 porcja cementu 400 g porcja kruszywa 990 g AAR 2.2 porcja cementu 600 g porcja kruszywa 1350 g			porcja cementu 400 g porcja kruszywa 990 g		
	≥2,45 kg/dm³	<2,45 kg/dm³							
	porcja cementu 440 g	porcja cementu 440 g							
	porcja kruszywa 990 g	porcja kruszywa 440 g × udział kruszywa (2,25×D/2,65) D – gęstość							
współczynnik w/c	0,47								
warunki przechowywania po zaformowaniu	wilgotność [%]	temperatura [°C]	czas [h]	wilgotność [%]	temperatura [°C]	czas [h]	wilgotność [%]	temperatura [°C]	czas [h]
	>95	23 ±2	24 ±2	≥90	20 ±1	24 ±2	≥90	20 ±1	24 ±2

cd. tabeli 2

	ASTM C1260	AAR-2	PB/1/18
pielęgnacja po rozformowaniu	24 h w wodzie destylowanej, temperatura (80 ± 2) [°C]		
warunki przechowywania w środowisku korozyjnym	1 M NaOH 14 dni (80 ± 2) [°C]	$1 \pm 0,01$ M NaOH 14 dni (80 ± 2) [°C]	1 M NaOH 14 dni (80 ± 2) [°C]
czas badania	16 dni		
interpretacja wyników	• $\leq 0,10\%$ kruszywo w większości przypadków nieszkodliwe przy zastosowaniu w betonach • $(0,10 \leq 0,20)\%$ wskazuje na występowanie w próbce kruszywa potencjalnie ekspansywnego i nieekspansywnego • $\geq 0,20\%$ wskazuje na potencjalnie szkodliwą ekspansję kruszywa	$\leq 0,10\%$ kruszywo niereaktywne $(0,10-0,20)\%$ kruszywo potencjalnie reaktywne $\geq 0,20\%$ kruszywo reaktywne	kruszywo drobne $\leq 0,10\%$ – R0 $(0,10-0,30)\%$ – R1 $(0,30-0,45)\%$ – R2 $> 0,45\%$ – R3 kruszywo grube $\leq 0,15\%$ – R0 $(0,15-0,30)\%$ – R1 $(0,30-0,45)\%$ – R2 $> 0,45\%$ – R3

4. METODY DŁUGOTERMINOWE

Metody długoterminowe mogą być wykorzystane jako podstawowe badania reaktywności kruszyw drobnych i grubych. Wycofaną bez zastąpienia ze zbioru norm PKN, choć nadal często stosowaną, jest metoda długoterminowa opisana w normie PN-B-06714-34 wraz ze zmianą PN-B-06714-34:1991/Az1:1997.

Metodę należy stosować ostrożnie, ze względu na jej mniejszą efektywność, a tym samym małą wiarygodność. Aktualnymi metodami długoterminowymi stosowanymi do badania reaktywności kruszyw alkalia-krzemionka (ASR) są ASTM C1293, AAR-3.1 oraz procedura PB/2/18 GDDKiA.

W metodach długoterminowych istnieje ryzyko wymywania alkaliów z betonu. Dlatego też zastosowanie wody dejonizowanej lub destylowanej i regularny pomiar pH pozwala na kontrolowanie tego zjawiska.

Tab. 3. Porównanie metod długoterminowych
Tab. 3. Comparison of long-term methods

	PN-B-06714-34, PN-B-06714-34: 1991/Az1:1997	ASTM C1293	AAR-3.1	PB/2/18
Wielkość próbek	(25×25×250) mm	–	(250 ±50) mm (75 ±5) mm	(250 ±50) mm (75 ±5) mm
liczba próbek	6	3	3	3
zawartość alkaliów w cemencie	zawartość alkaliów w cemencie w przeliczeniu na Na ₂ O [%] (m/m) (1,2 ±0,1)%	Na ₂ O _{eq} (0,9 ±0,1)%	Na ₂ O _{eq} (0,9–1,3)%	Na ₂ O _{eq} (0,9 ±0,1)%
rodzaj cementu	cement portlandzki marki 35	cement port- landzki typu I (ASTM C150/C150M)	cement portlandzki CEM I albo typu I (ASTM C150/C150M)	cement portlandzki CEM I 52,5 lub 42,5 R
ilość cementu	1175 g	(420 ±10) kg/m ³	440 kg/m ³	(420 ±10) kg/m ³
współczynnik w/c	konsystencja określana wielkością rozplywu (110–120) mm	0,42–0,45	0,5	0,42–0,45
warunki przechowywania po zaformowaniu	48 h nad powierzch- nią wody w temp. (18–22)°C	(23 ±0,5)°C RH ≥ 95% (23,5 ±0,5) h	(20 ±2)°C RH ≥ 90% (24 ±2) h	(20 ±2)°C RH > 90% (24 ±1) h
warunki przechowywania próbek	w szczelnym pojemniku nad powierzchnią wody o temperaturze (36–40) °C	(38 ±2) °C	(38 ±2) °C, RH ≥ 90%	w komorze termostatycznej o temp. (38 ±2)°C, RH > 95%
czas badania	180 dni	rok lub 2 lata	rok	rok
interpretacja wyników	≤0,1% po 180 dniach kruszywo niereaktywne	<0,04% po roku lub 2 latach kruszywo niereaktywne	<0,05% – kruszywo niereaktywne (0,05–0,10)% – kruszywo potencjal- nie reaktywne >0,10% – kruszywo reaktywne	≤0,04% – R0 (0,04–0,12)% – R1 (0,12–0,24)% – R2 >0,24% – R3

5. BADANIE KRUSZYW WĘGLANOWYCH

Badanie reakcji alkalia węglany możliwe jest przez zastosowanie zmodyfikowanej metody PB/2/18 (metoda długoterminowa) lub metody AAR-5, metoda krótkoterminowa (jest modyfikacją metody AAR-2).

Metoda PB/1/18 oraz zmodyfikowana metoda PB/2/18 uwzględniają te same parametry przechowywania próbek oraz czasu wykonywania badania. Modyfikacja metody PB/2/18 polega na zmniejszeniu zawartości alkaliów z 5,25 do 1,80 kg/m³ oraz zastosowania cementu niskoalkalicznego, zamiast cementu referencyjnego CEM I 42,5 R lub 52,5, zwiększeniu liczby badanych próbek do 6 oraz zastosowaniu jednej kombinacji kruszywa do przygotowania mieszanki betonowej – badane kruszywo grube połączone z niereaktywnym kruszywem drobnym. Kryterium oceny reaktywności jest wydłużenie czasu badania próbek. Jeżeli po 52 tygodniach ekspansja wynosi $\geq 0,03\%$ należy uznać, że w betonie zachodzi reakcja ACR. Kruszywo nie może zostać wykorzystane do betonu przeznaczanego na nawierzchnie betonowe i obiekty inżynierskie.

Metoda AAR-5 również należy do metod krótkoterminowych. Do badania wykorzystywane jest kruszywo o frakcji 4–8 mm, z którego formowane są beleczki betonowe. Procedura badania opiera się na tych samych warunkach środowiska korozyjnego co AAR-2. Metoda AAR-5 powinna być stosowana równolegle z AAR-2. Tylko zastosowanie tych dwóch metod daje wiarygodne wyniki reaktywności alkalicznej kruszyw węglanowych (AAR-5 2003). Poniżej wyszczególniono zależności między metodami oraz ich interpretację (AAR-0 2003):

- dla $AAR-2 \geq 0,08\%$
 - $AAR-5 < AAR-2$ – prawdopodobnie występuje reakcja ASR,
 - $AAR-5 \geq AAR-2$ – możliwość wystąpienia reakcji ASR i ACR;
- dla $AAR-2 < 0,08\%$
 - $AAR-5 \geq AAR-2$ – potencjalnie występuje reakcja ACR,
 - $AAR-5 < AAR-2$ – mało prawdopodobne wystąpienie reaktywności (nie potrzeba dalszych badań).

6. PREZENTACJA WYNIKÓW

Od wielu lat badania reaktywności alkalicznej kruszyw wykonywane są w laboratoriach Sieci Badawczej Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego. W tabelach 4 i 5 przedstawiono wyniki badań reaktywności alkalicznej metodami krótko- i długoterminowymi dla kruszyw drobnych z województw uzyskane w latach 2016–2022.

W przypadku rozbieżności w ocenie reaktywności w latach pod uwagę wzięto ostatnio uzyskany wynik.

Tab. 4. Porównanie wyników metod krótkoterminowych kruszyw drobnych dla wybranych złóż
 Tab. 4. Comparison of the results of short-term fine aggregate methods for selected deposits

Województwo	Złoże	Rodzaj reaktywności kruszywa			
metoda badawcza		PN-B-06714-46: 1992	AAR-2	PB/1/18	ASTM C1260-14
dolnośląskie	D1	potencjalnie reaktywne	–	–	potencjalnie reaktywne
	D2	niereaktywne	–	niereaktywne	–
kujawsko-pomorskie	KP1	–	–	umiarkowanie reaktywne	–
małopolskie	MP1	niereaktywne	–	–	–
	MP2	–	–	umiarkowanie reaktywne	–
mazowieckie	M1	–	–	niereaktywne	–
	M2	niereaktywne	–	–	–
opolskie	O1	niereaktywne	–	niereaktywne	–
	O2	niereaktywne	–	umiarkowanie reaktywne	–
podkarpackie	PDK1	niereaktywne	–	umiarkowanie reaktywne	–
	PDK2	niereaktywne	–	umiarkowanie reaktywne	–
podlaskie	PDL1	–	niereaktywne	niereaktywne	niereaktywne
	PDL2	niereaktywne	–	niereaktywne	–
	PDL3	niereaktywne	–	niereaktywne	–
	PDL4	–	–	niereaktywne	–
pomorskie	PM1	niereaktywne	–	–	niereaktywne
świętokrzyskie	S1	–	niereaktywne	niereaktywne	–
	S2	–	–	niereaktywne	–
	S3	niereaktywne	–	–	–
	S4	niereaktywne	–	niereaktywne	–
warmińsko-mazurskie	WM1	–	–	niereaktywne	–
	WM2	–	–	niereaktywne	niereaktywne
	WM3	–	–	–	niereaktywne
wielkopolskie	WP1	niereaktywne	–	niereaktywne	–
zachodnio-pomorskie	Z1	niereaktywne	–	umiarkowanie reaktywne	–

Tab. 5. Porównanie wyników metod długoterminowych kruszyw drobnych dla wybranych złóż
 Tab. 5. Comparison of the results of long-term fine aggregate methods for selected deposits

Województwo	Złoże	Rodzaj reaktywności kruszywa			
metoda badawcza		PN-B-06714-46: PN-B-06714-34, PN-B-06714-34: 1991/Az1:19971992	AAR-3	PB/2/18	ASTM C1293
dolnośląskie	D1	–	–	–	–
	D2	–	–	–	–
kujawsko- -pomorskie	KP1	–	–	niereaktywne	–
małopolskie	MP1	niereaktywne	–	–	–
	MP2	–	–	niereaktywne	–
mazowieckie	M1	–	–	niereaktywne	–
	M2	niereaktywne	–	–	–
opolskie	O1	–	–	–	–
podkarpackie	PDK1	–	–	–	–
	PDK2	niereaktywne	–	umiarkowa- niereaktywne	–
podlaskie	PDL1	–	–	niereaktywne	–
	PDL2	niereaktywne	–	niereaktywne	–
	PDL3	–	–	–	–
	PDL4	–	–	niereaktywne	–
świętokrzyskie	S1	–	–	–	–
	S2	niereaktywne	–	–	–
	S3	niereaktywne	–	–	–
warmińsko- -mazurskie	WM1	niereaktywne	–	–	–
	WM2	–	–	–	–
	WM3	niereaktywne	–	–	–
wielkopolskie	WP1	–	–	–	–

7. PODSUMOWANIE

Reaktywność alkaliczna kruszyw jest niebezpiecznym zjawiskiem przyczyniającym się do destrukcji betonowych elementów konstrukcyjnych i inżynierskich. Wyróżnia się trzy rodzaje reaktywności alkalicznej – reakcje alkaliów z krzemionką bezpostaciową, z krzemianami i węglanami.

Obecne metody badań reaktywności alkalicznej można podzielić na trzy grupy: chemiczne, petrograficzne, bezpośrednie. Metody chemiczne szybko dają poglądowy obraz potencjalnej reaktywności kruszyw. Jednak często nie wykazują reaktywności kruszyw, które po przebadaniu innymi metodami są kwalifikowane jako reaktywne. Nie uwzględniają również reaktywności piasków poniżej 1 mm, które są istotnym elementem składu mieszanki betonowej.

Bezpośrednie metody krótkoterminowe wykonywane na próbkach zaprawy, w skład której wykorzystywane jest badane kruszywo, są bardziej rygorystyczne niż dotychczas stosowane metody chemiczne. Próbkę przechowywane są w środowisku silnie korozyjnym przez 14 dni, a ocena odbywa się przez porównanie zmian długości liniowej beleczek. Na tej podstawie kruszywo klasyfikowane jest do odpowiedniej kategorii.

Metody zalecane są dla kruszyw, które wolno reagują z alkaliami. Nie wykażą jednak reakcji alkalia-węglany. W celu weryfikacji, czy dane kruszywo jest podatne na reakcje alkalia-węglany, należy wykonać badania metodami krótkoterminowych AAR-2 oraz AAR-5 lub zmodyfikowanej metody PB/2/18. Aktualnie metody długoterminowe najlepiej przedstawiają zachowanie się kruszywa w eksploatowanym betonie.

Badania przeprowadzone wg AAR, ASTM i procedur badawczych GDDKiA pokazują, że niektóre kruszywa, które wg metod PN-B nie były reaktywne, wykazują potencjalną albo umiarkowaną reaktywność. Metody długoterminowe nie zawsze potwierdzają reaktywność wykazaną metodami szybkimi.

Należy również podkreślić, że badania przeprowadzone wg PN-B-06714-46:1992 i PN-B-06714-34 wraz ze zmianą PN-B-06714-34:1991/Az1:1997 cechują się niską skutecznością w rozpoznaniu reaktywności alkalicznej kruszyw, ale nadal są często wykorzystywane.

LITERATURA

- AAR-0, 2003, *Outline Guide to the Use of RILEM Methods in Assessments of Alkali-Reactivity Potential of Aggregates*, RILEM/TC-ACS/11/03.
- AAR-2, AAR-2.1, AAR-2.2, 2002, *Detection of Potential alkali-reactivity – Accelerated Mortar-Bar Test Method for Aggregates*, RILEM/TC-ACS/11/05.
- AAR-3, AAR-3.1, 2003, *Detection of Potential Alkali-Reactivity – 38 °C Test Method for Aggregate Combinations Using Concrete Prisms*, RILEM/TC-ACS/11/07.
- AAR-4.1, *Detection of Potential Alkali-Reactivity – 60 °C Test Method for Aggregate Combinations Using Concrete Prism*, RILEM/TC-ACS/11/07.
- AAR-5, 2003, *Rapid Preliminary Screening Test for Carbonate Aggregates*, RILEM/TC-APR/04/10
- ASTM C1260-21, *Standard Method for Potential Alkali Reactivity of Aggregates (The Mortar-Bar Method)*.
- ASTM C1293-18a, *Standard Test Method for Determination of Length Change of Concrete Due to Alkali-Silica Reaction*.
- GARBACIK A., GLINICKI M.A., JÓŹWIAK-NIEDŹWIEDZKA D., ADAMSKI G., GIBAS K., 2019, *Wytyczne techniczne klasyfikacji kruszyw krajowych i zapobiegania reakcji alkalicznej w betonie stosowanym w nawierzchniach dróg i drogowych obiektach inżynierskich*.
- GÓRALCZYK S., 2011, *Reaktywność alkaliczna kruszyw. Nowa europejska metodyka badań i oceny*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa, nr 132, seria Studia i Materiały nr 39, Górnictwo i Geologia XV, Oficyna Wyd. PWR, 69–77.
- GÓRALCZYK S., FILIPCZYK M., 2017, *Aktualne badania reaktywności alkalicznej polskich kruszyw*, Monografia Kruszywa mineralne, t. 1, PWR, 31–41.
- IPPT PAN, 2018, *Diagnostyka betonu w nawierzchni drogi S8 Wolbórz-Polichno na podstawie badań odwiertów*, Warszawa.

- JACKIEWICZ-REK W., 2015, *Reaktywność alkaliczna kruszywa*, Materiały Budowlane, nr 11, 196–198.
- KUKIELSKA D., GÓRALCZYK S., 2015, *Reaktywność alkaliczna kruszyw*, Mining Science – Mineral Aggregates, vol. 22 (1), 101–110.
- NAZIEMIEC Z., 2018, *Reaktywność alkaliczno–krzemionkowa wybranych krajowych kruszyw drobnych*, Road and Bridges – Drogi i Mosty, nr 17, 271–283.
- NAZIEMIEC Z., GRABACIK A., ADAMSKI G., 2017, *Reaktywność alkaliczna krajowych kruszyw*, Monografia Kruszywa mineralne, t. 1, PWr, 123–133.
- PB/1/18, 2019, *Instrukcja badania reaktywności kruszyw metodą przyspieszoną w 1M roztworze NaOH w temperaturze 80 °C*.
- PB/2/18, 2019, *Instrukcja badania reaktywności kruszyw w temperaturze 38 °C wg ASTM C1293/RILEM AAR-3*.
- PN-B-06714-34:1991, PN-B-06714-34:1991/Az1:1997, *Kruszywa Mineralne. Badania. Oznaczenie reaktywności alkalicznej*.
- PN-B-06714-46:1992, *Kruszywa mineralne. Badania. Oznaczenie potencjalnej reaktywności alkalicznej metodą szybką*.

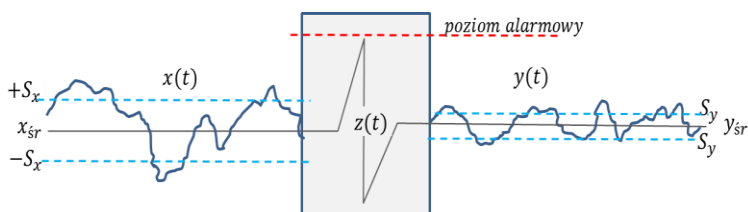
ALKALI-AGGREGATE REACTIVITY. REVIEW OF RESEARCH METHODS

This article presents review of the laboratory methods for the reactivity of alkaline aggregates, criteria, a table containing the results of tests of alkaline reactivity of aggregates (geographically assigned). The paper presents results analysis taking into account the requirements of the General Directorate for National Roads and Motorways.

ZBIORNIKI WYRÓWNAWCZE I AWARYJNE W SYSTEMACH PRODUKCYJNYCH

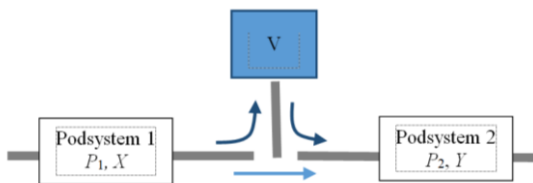
1. WSTĘP

Procesy produkcji lub usług dowolnego rodzaju to szereg operacji technologicznych, łączonych odpowiednimi środkami transportu, gdzie strumień wejściowy do operacji $x(t)$ i wyjściowy z niej $y(t)$ charakteryzują się pewną zmiennością wydajności. Ta zmienność natężenia strumieni ma najczęściej charakter losowy, co zmusza konstruktorów do projektowania zbiorników buforowych na połączeniach niemal wszystkich rodzajów operacji technologicznych. Wyrównują one chwilowe różnice $dz(t) = x(t) - y(t)$ wydajności podsystemów po obu stronach zbiornika gromadząc nadwyżki w zbiorniku lub zwalniając je do systemu (rys. 1).



Rys. 1. Model systemu ze zbiornikiem wyrównawczym

Fig. 1. Model of the system with compensatory bin



Rys. 2. Model systemu ze zbiornikiem awaryjnym

Fig. 2. The model of a system with emergency bin

Rozszerzone funkcje pełnią zbiorniki awaryjne (retencyjne, akumulacyjne, operacyjne), których głównym celem jest zapobieganie skutkom nieplanowanych przerw w produkcji albo sterowanie aktywnością podsystemów (rys. 2).

W dalszym ciągu zbiorniki dużej pojemności, służące do gromadzenia zapasów na wypadek awarii ciągłości produkcji z powodów technicznych lub zewnętrznych, będziemy nazywali awaryjnymi lub operacyjnymi (gdy jednocześnie służą optymalizacji czasu pracy podsystemów). Zbiorniki mniejsze, pełniące rolę bufora, będziemy nazywać wyrównawczymi. Jest to podział umowny, albowiem oba rodzaje zbiorników mogą pełnić funkcje wyrównawcze,

Przykłady systemów transportowych ze zbiornikami są nieograniczone. Zbiornik wody, zbiornik gazu w górotworze, hurtownia towarów, apteka, poczekalnia u lekarza, pamięć operacyjna i pomocnicza w komputerach, a nawet autobus miejski – to wszystko są zbiorniki. Każdy z nich ma funkcje akumulatora lub bufora, niwelujące skutki niedostosowania intensywności strumienia potrzeb i czasu ich zaspokajania przez system obsługi, czyli w systemach przepływu dóbr dowolnego rodzaju.

Nieplanowe zatrzymanie przepływu materii w systemie, w tym także występujące stany przepełnienia lub pustki w zbiorniku jest awarią systemu. Efektywność działania takich systemów mierzymy wydajnością (przepustowością), którą wyrazić można za pomocą stopnia wykorzystania jego technicznej zdolności produkcyjnej jako funkcji czasu pracy, tj.

$$P_e = \frac{Q_e}{Q_d} = \frac{T_e \cdot Q_t}{T_d \cdot Q_t} = \frac{T_e}{T_d} \quad (1)$$

gdzie:

- P_e – prawdopodobieństwo pracy bezawaryjnej (efektywnej, produktywnej),
- Q_t – wydajność techniczna,
- Q_e – wydajność efektywna,
- T_d – dyspozycyjny czas pracy systemu,
- T_e – efektywny czas j pracy systemu (po odliczeniu przerw awaryjnych (losowych)).

Przeciętna wydajność techniczna dwóch, szeregowo połączonych ze sobą podsystemów bez zbiornika, o wydajnościach średnich X i Y , jest równa wydajności mniej wydajnego, tj. $Q_t = \min \{X, Y\}$. Ma to swoje konsekwencje technologiczne i ekonomiczne. Ale jeśli zainstalujemy zbiornik między tymi podsystemami, to można się spodziewać poprawy rytmu pracy całego systemu oraz jego efektywności działania. Jak duże mogą być z tego korzyści zależy od awaryjności podsystemów, zróżnicowania natężenia strumieni X i Y , pojemności zbiornika V i w końcu sposobu zarządzania stanami awaryjnymi zbiornika.

Zbiorniki stosowane w przemyśle mineralnym można podzielić wg funkcji jaką pełnią w instalacjach produkcyjnych, np.:

- leje zsypane instalowane do połączenia transportu kołowego z transportem ciągłym, np. kopalnia i zakład przeróbki wstępnej,
- niewielkiej pojemności leje przesypowe na połączeniu np. przenośników,

- zbiorniki otwarte lub zamknięte (silosy) różnego przeznaczenia i pojemności pełniące typowe funkcje technologiczne mieszania, rozdziału, kruszenia, a także stabilizacji zasilania maszyn realizujących te operacje,
- zbiorniki operacyjne (akumulacyjne), instalowane dla uniezależnienia dużych jednostek (podsystemów) układu wydobywania i przeróbki kopalin, co pozwala operatorom optymalizować organizację ruchu zakładu, np. w zakresie gospodarki remontowej,
- składy/magazyny wyrobów gotowych, np. składy węglowe przy elektrowniach, składy handlowych sortymentów kruszyw.

Dalej przedstawimy wyniki analizy pracy zbiorników: pierwszy dotyczyć będzie analizy układów ze zbiornikami dużej pojemności oparte na wynikach badań teoretycznych wrocławskiej szkoły niezawodności (Antkowiak & Kaczmarz & Szajowski 2017), a drugi – nasze nowe przykłady symulacji systemów z jednym i dwoma zbiornikami, analizowane tu pod kątem problemów wzajemnego wpływu pracy takich zbiorników i ich wpływu na proces wydajności, ale bez uwzględnienia procesu awarii podsystemów.

Badania teoretyczne działania układów ze zbiornikami pod kątem niezawodności koparek i taśmociągów, zaopatrujących elektrownię w węgiel, prowadzono w Polsce w latach 60. i 70. przez zespoły profesora Gładysza w Instytucie Matematyki i prof. Sajkiewicza w Instytucie Górnictwa Politechniki Wrocławskiej (Antkowiak & Kaczmarz & Szajowski 2017; Battek i in. 1971; Gładysz 1967), Proces napełnienia zbiornika $z(t)$ zidentyfikowano jako stacjonarny i tranzytywny proces Markowa i opisano za pomocą układu równań różniczkowo-całkowych, które po znacznych uproszczeniach doprowadziły do przybliżonych jawnych wzorów na ryzyko awarii takich systemów. Wzory te nie działały poprawnie w przypadku zbiorników małej pojemności. W pracy (Malewski 1974) zaproponowano korektę tej wady przez wprowadzenie do formuły warunku zależności podsystemów przed i za zbiornikiem i dowolnej wielkości zbiornika.

Wyniki prac teoretycznych mają dużą wartość dla poznania roli i wpływu procesów awarii systemów transportowych i pojemności zbiorników na wydajność i niezawodność systemów energetycznych. Jednakże analiza bardziej złożonych struktur technologii mineralnych, z wieloma zbiornikami i uwzględniająca zmienność natężenia strumieni operacji, możliwa jest jedynie za pomocą metod symulacyjnych. Tego typu prace prowadzono już u nas w niewielkim zakresie w latach 70–80 (Battek i in. 1971; Malewski 1977), ale obecnie są na to znacznie lepsze warunki z powodu powszechności dostępu do mocnych narzędzi obliczeniowych. W rozdziale trzecim przedstawimy ten problem na przykładach z praktyki, pokazujących niektóre aspekty oceny pracy systemów z wieloma zbiornikami.

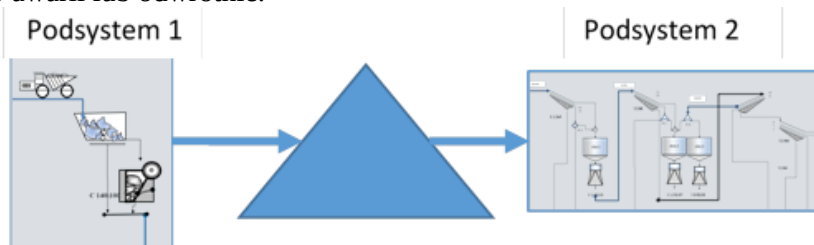
2. PRACA ZBIORNIKÓW STEROWANA PROCESEM AWARII

Jest to zagadnienie z zakresu niezawodności systemów transportowych, pracujących w reżimie ciągłym, stacjonarnym. Procesy stacjonarne, to takie, których efekt działania nie zależy od stanu początkowego. Na przykład systemy odnawialne (naprawialne) mogą pracować cyklicznie lub ciągle. Pracujące w reżimie cyklicznym na początku cyklu są zwykle w stanie gotowości technicznej. Z czasem ta gotowość maleje, ale ich średnia gotowość jest nieco większa od końcowej. Systemy z pracą ciągłą charakteryzują się stałą (oczekiwaną) gotowością w dowolnym momencie czasowym. Jest to zagadnienie właściwe dla zbiorników dużych pojemności, pełniące funkcje operacyjne optymalizacji ruchu zakładu, w tym bezpieczeństwa ciągłości produkcji.

Przez gotowość techniczną rozumie się prawdopodobieństwo zdolności do podjęcia pracy. Systemy, składające się z n podsystemów połączonych szeregowo, mają prawdopodobieństwo pracy

$$P(\kappa, n) = \frac{1}{1 + \sum_{i=1}^n \kappa_i} \quad (2)$$

gdzie $\kappa_i = \lambda / \beta = (1/\bar{v}_i)/(1/\bar{\Theta}_i)$ (κ) jest współczynnikiem awaryjności i -tego podsystemu, czyli stosunkiem średniego czasu usuwania awarii do średniego czasu pracy między awariami; λ_i i β_i nazywamy intensywnościami procesu przejścia ze stanu pracy do awarii lub odwrotnie.



Rys. 3. Zbiornik pośredni dużej pojemności w systemach wydobywania i przeróbki skał

Fig. 3. An example of a processing system with the intermediate bin.

Nieco inaczej jest gdy do systemu wprowadzimy zbiornik. Wtedy podsystemy mogą do pewnego stopnia pracować niezależnie (ale nie całkowicie). W takim przypadku musimy zdecydować się na ustalenie, kiedy system jako całość uważamy za produktywny, a kiedy nie jest. Można tu przyjąć, że jest produktywny, gdy jest niezakłócony przepływ zgłoszeń w podsystemie 1 ($P_1 \cdot X > 0$) albo gdy jest niezakłócony wpływ z systemu ($P_2 \cdot Y > 0$). W pierwszym przypadku jest to możliwe, gdy pracują oba podsystemy albo tylko pierwszy, a jednocześnie zbiornik nie jest pełny; zaś w drugim, gdy pracuje drugi podsystem lub oba jednocześnie i zbiornik nie jest pusty. Trzeba tu pamiętać, że oba podsystemy pracują ze swoją nominalną wydajnością, więc niedostosowanie wydajności ma wpływ na stan napełnienia zbiornika.

Ogólnie biorąc system jest zrównoważony jeśli zachodzi równość wydajności efektywnych $P_1 \cdot X = P_2 \cdot Y$; każde odchylenie od równowagi prowadzi do awarii systemu o ile nie posiada on buforu. Pojemność tego buforu ma pewne znaczenie zależnie od wzajemnych relacji awaryjności i wydajności podsystemów. Rozpatrzmy to zagadnienie przyjmując, że system jest w stanie pracy efektywnej jeśli pracuje produktywnie pierwszy podsystem (Malewski 1974). Taki stan wyraża się wzorem

$$P(\kappa, V) = \lim_{t \rightarrow \infty} P(V, t) = P_0(\kappa) + P_1(\kappa | z(t) < V) \quad (3)$$

Pierwszy człon równania jest prawdopodobieństwem bezawaryjnej pracy obu podsystemów bez zbiornika, a drugi prawdopodobieństwem warunkowym, że pracuje pierwszy podsystem i jednocześnie zbiornik nie jest pełny, tj.

$$P(\kappa, V) = \frac{1}{1 + \kappa_1 + \kappa_2} + \frac{\kappa_2}{(1 + \kappa_1) \cdot (1 + \kappa_1 + \kappa_2)} \cdot \varphi(V), \quad 0 \leq \varphi(V) \leq 1 \quad (4)$$

gdzie:

$z(t)$ – poziom wypełnienia zbiornika w chwili t ,

$\kappa_i = \lambda_i / \beta_i$ – współczynnik awaryjności i -podsystemu.

W oczywisty sposób wyrażenie (4) musi spełniać warunek

$$P(\kappa, V) = \begin{cases} \frac{1}{1 + \kappa_1 + \kappa_2} & \text{gdy } V \rightarrow 0, \varphi(0) = 0 \\ \frac{1}{1 + \kappa_1} & \text{gdy } V \rightarrow \infty, \varphi(\infty) = 1 \end{cases} \quad (5)$$

co oznacza, że jeśli zbiornik jest nieskończenie duży to stan podsystemu 2 (obsługa) nie ma znaczenia, gdyż nie hamuje to w żaden sposób pracę pierwszego podsystemu. Stąd wynika, że maksymalny efekt wpływu zbiornika wyniesie

$$\lim_{V \rightarrow \infty} P(\kappa, V) - \lim_{V \rightarrow 0} P(\kappa, V) = \frac{\kappa_2}{(1 + \kappa_1) \cdot (1 + \kappa_1 + \kappa_2)} \quad (6)$$

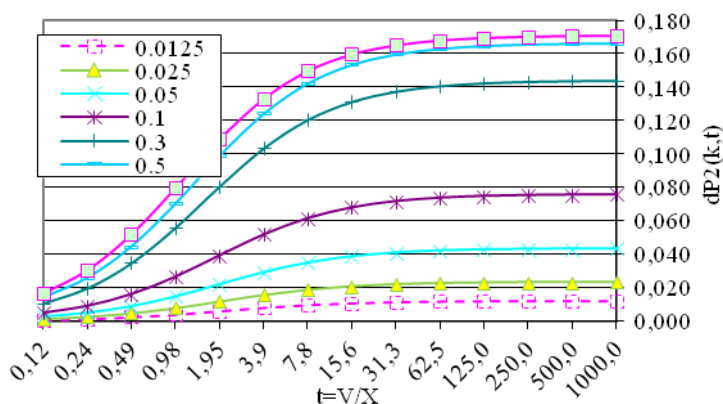
Pozostaje nam identyfikacja funkcji $\varphi(V)$. Skorzystamy tu z rozwiązania Galanca i Króla (Battek i in. 1971), którzy wyprowadzili następującą zależność¹

$$\varphi(V) = \begin{cases} \frac{e^{rV} - 1}{\frac{\kappa_2}{\kappa_1} \cdot \frac{X}{Y} \cdot e^{rV} - 1}, & \text{dla } r \neq 0 \\ \frac{\lambda_1 \cdot \beta_2 \cdot b \cdot V}{X + \lambda_1 \cdot \beta_2 \cdot b \cdot V}, & \text{dla } r = 0 \end{cases} \quad (7)$$

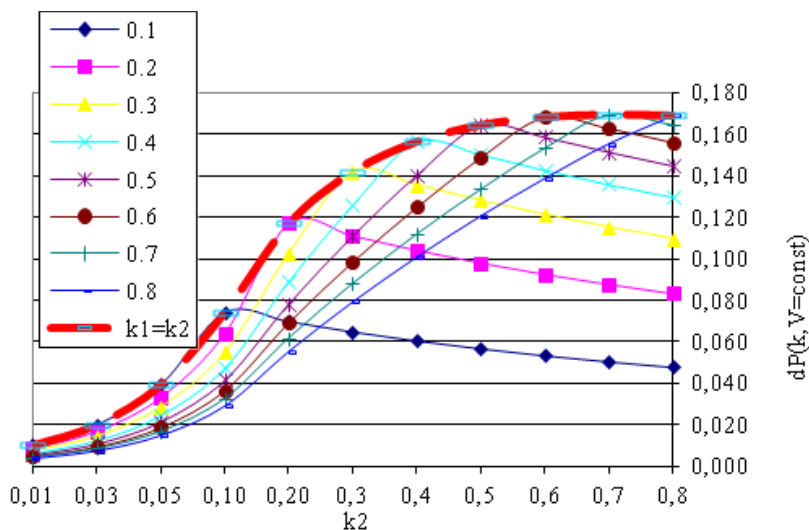
¹ To może być inna funkcja wykładnicza, np. $\varphi(V) = 1 - e^{-cV}$ jeśli potrafimy zidentyfikować zależność $c = f(\kappa_1, \kappa_2, X, Y)$.

$$b = \frac{\lambda + \beta}{\lambda \cdot \beta}, \quad \lambda = \lambda_1 + \lambda_2; \quad \beta = \beta_1 + \beta_2 \quad (8)$$

$$r = \frac{\lambda_1 \cdot \beta_2 \cdot b}{X} \cdot \left(\frac{\kappa_2}{\kappa_1} - \frac{Y}{X} \right) \quad (9)$$



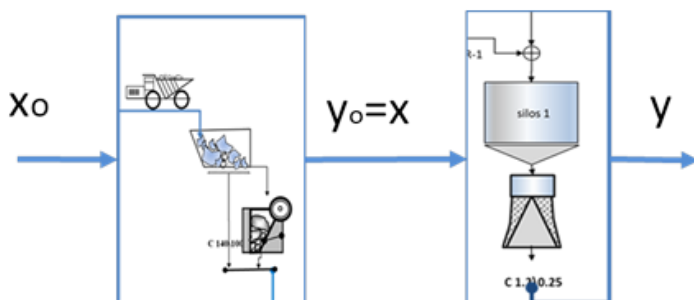
Rys. 4. Oczekiwany przyrost gotowości $dP(V)$ systemu jako funkcja względnej pojemności zbiornika oraz równych awaryjności $\kappa_1 \kappa_2$ i wydajności $X = Y$
 Fig. 4. Expected system availability profit from bin dependent on its relative volume and breakdown parameters $\kappa_1 \kappa_2$ of subsystems



Rys. 5. Korzyści ze zbiornika dużej pojemności zależne od awaryjności podsystemów
 Fig. 5. Expected profit of system availability dependent on breakdown parameters of subsystems

Analiza wzorów (2–8) i odpowiednie obliczenia pokazują (rys. 4–5), że maksymalny efekt 0,175 uzyskamy wtedy, gdy zbiornik jest nieskończenie duży, a współczynniki awaryjności podsystemów są sobie równe i wynoszą $\kappa_1 = \kappa_2 \approx 0,75$.

3. PRACA ZBIORNIKÓW STEROWANA PROCESEM WYDAJNOŚCI PODSYSTEMÓW



Rys. 6. System z małymi zbiornikami wyrównawczymi (sytuacja gdy zbiornik na rys. 3 jest pusty lub jego brak)

Fig. 6. The system with small compensatory bins (the case when the intermediate bin (Fig. 3) is empty or not exist)

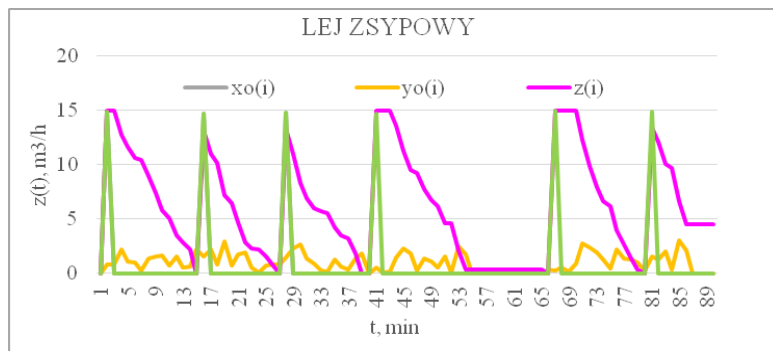
Przepływy mas sypkich w systemach charakteryzują się większą lub mniejszą fluktuacją natężenia. Negatywnym efektem nierównomierności przepływu jest niekorzystne obciążenia dynamiczne maszyn, pogorszenie parametrów procesów jakościowych produkcji, powstawanie przesypów na połączeniach przenośników, awaryjne zatrzymywanie i uruchamianie podsystemów. W takich przypadkach pomocne są zbiorniki buforowe. Taką funkcję spełnią nawet zbiorniki o pojemności względnej $\tau = (V/X) \leq 0,5$ jednostek czasowych (w jakich mierzona jest wydajność X). Mają one niewielkie zdolności retencyjne, ale bardzo przydatne do równoważenia przepływu.

Tab. 1. Dane do symulacji systemu na rys. 4
Tab. 1. Process simulation data of the system Fig. 4

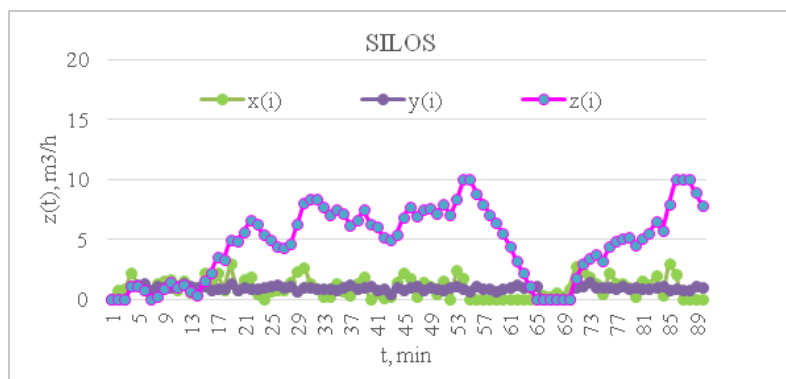
Parametr\Zbiornik	Samochód	Lej Zsyp	Silos
$V [m^3]$	15	15	10
$Vg [m^3]$	15	14	9
$Vd [m^3]$	1,5	1	1
$Q [m^3/h]$	900	80	60
sQ	1	60	10

Rozpatrzmy dla przykładu instalacje jak na rysunku 6. Procesy przepływu w takich systemach analizujemy za pomocą technik symulacyjnych. Do tego potrzebna

jest wiedza o zmienności procesu wydajności podsystemów. Niech dla podsystemu 1 będzie to rozkład normalny $N(X, \sigma_x)$ ze średnią X i odchyleniem standardowym σ_x . Podobnie jest w przypadku strumienia podsystemu 2, z parametrami jak w tabeli 1.



Rys. 7. Procesy wejścia–wyjścia w układzie wstępnego kruszenia dla danych tabeli 1
Fig. 7. Input–output processes in primary crushing subsystem for data Table 1



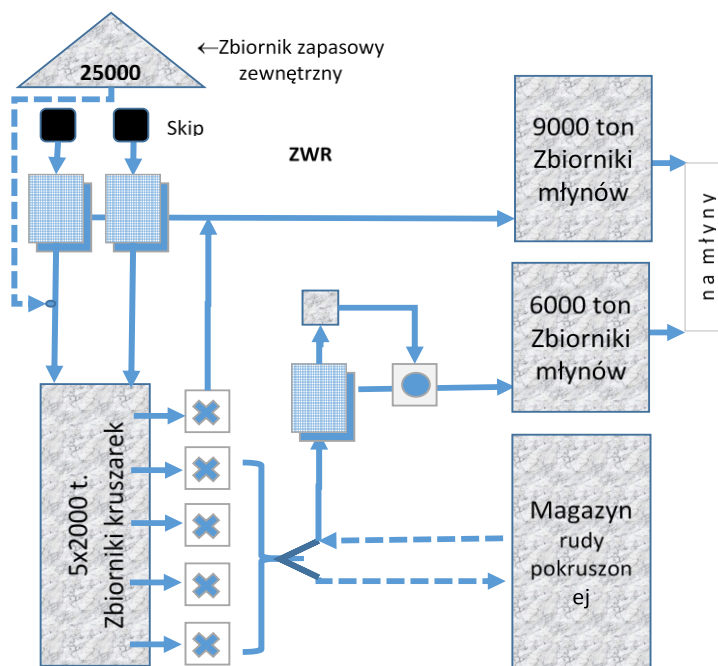
Rys. 8. Procesy wejścia–wyjścia w układzie wtórnego kruszenia
zasilane z układu wstępnego kruszenia (rys. 7)

Fig. 8. Input–output processes in secondary crushing subsystem fed from
primary crushing (Fig. 7)

W górnictwie skalnym jednym z ważniejszych zagadnień synchronizacji operacji technologicznych jest sterowanie procesem zasilania kruszarki wstępnej. Odbiór urobku z samochodów odbywa się przez lej zsypowy, wyposażony w odpowiedni podajnik lub ruszt drgający. Lej zsypowy pełni tu funkcje bufora i zbiornika wyrównawczego na styku transportu cyklicznego i ciągłego. Technologia rozładunku samochodów wymusza praktykę jednorazowego (porcjami 1 ładunku) rozładunku samochodu. Mamy tu problem optymalizacji wielkości zbiornika, co ma związek z ekonomiką inwestycji. Jeśli następnym w szeregu będzie zbiornik operacyjny dużej pojemności,

wówczas można rozważać optymalizację pojemności leja pod kątem efektywności wykorzystania systemu załadowczo-transportowego. Takie zagadnienie było już analizowane (Malewski 1977), gdzie wykazano nieopłacalność budowy zbiorników o pojemności większej od 2–3 pojemności skrzyni samochodu.

Jednakże, gdy kopalnia nie jest oddzielona od układu produkcji finalnej dużym zbiornikiem, wtedy pewne znaczenie będzie miał kolejny w szeregu zbiornik. W tym przypadku jego praca wpływa na pracę transportu dostawczego i jednocześnie na rytmikę pracy instalacji odbierającej urobek. Jest to problem częstości interwencji operatora na awaryjne wstrzymywanie zasilania zbiornika. Brak równowagi w wydajnościach podsystemów może powodować chroniczne przepełnianie (lub pustkę) zbiornika, co zmuszałoby (gdyby na to pozwolić) operatora do częstego wyłączenia lub uruchamiania maszyn. Aby uniknąć takich sytuacji proces projektowany jest w taki sposób, by te okresy między interwencjami czynić dłuższymi.



Rys. 9. Schemat zespołu zbiorników rudy ZWR Lubin

Fig. 9. Bins flowsheet of the primary operations of Lubin concentrator

Prześledzimy ten problem za pomocą symulacji procesu przepływu masy w systemie z dwoma zbiornikami. Na rysunku 6 pokazano taką sytuację w układzie trzech operacji przedzielonych dwoma zbiornikami:

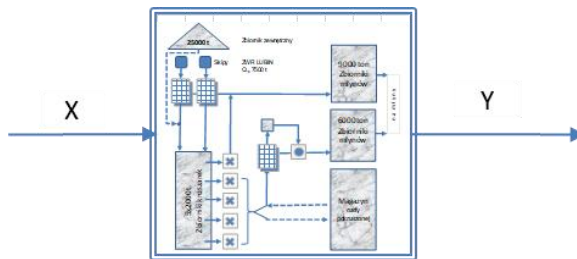
transport samochodowy → LEJ → kruszenie wstępne → SILOS → kruszenie wtórne.

Zwykle zasilanie zbiorników jest bardziej nierównomierne niż pobieranie z niego surowca, co pokazano na wykresach. Do obliczeń przyjęto parametry i wydajność

zespołu *lej+kruszkarka* oraz *silos+kruszkarka* jest jak w tabeli 1. W zbiornikach ustawiono alarmowe bariery napełnienia zbiorników na poziomie V_g i V_d .

Zadaniem symulatora jest sekwencyjna analiza zdarzeń od momentu wygenerowania początkowego impulsu (wejściowego) do ostatniego (wyjściowego), polegająca na bilansowaniu mas w zbiornikach i określeniu ich aktualnego poziomu w momencie t_i , dla kolejnych kroków czasowych, $i=1 \dots n$, tj. $z(t_i) = z(t_{i-1}) + dz(t)$. W danym przypadku za krok czasowy dt przyjęto 1 minutę, a łączny czas symulacji prezentowany na wykresie wynosi 1,5 godziny.

Łatwo zauważyć, że procesy na obu rysunkach są zsynchronizowane, pokazując okresy pracy i bezczynności elementów, powiązane z czasem obniżania tego poziomu do bariery dolnej V_d silosa. Pokazuje to linia pozioma zerowego napełnienia leja na rysunku 7 w 56 minucie procesu, co oznacza postój wymuszony, wywołany osiągnięciem bariery górnej V_g w silosie, widoczne na rysunku 8; od tej chwili następuje kontrolowany proces opróżniania silosa do momentu osiągnięcia dolnej bariery alarmowej.



Rys. 10. Zbiorniki operacyjne, awaryjne i wyrównawcze jako jeden zbiornik o sumarycznej pojemności $V \approx 50\,000\,t$

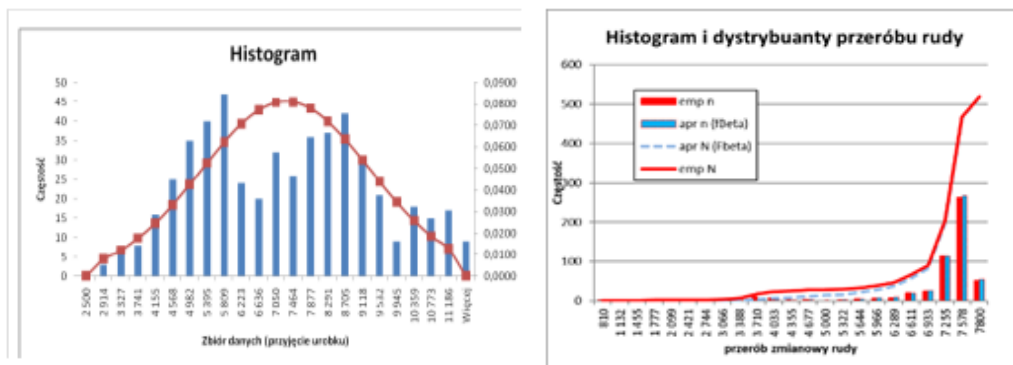
Fig. 10. Model of the system with set of bins assumed as one compensatory bin of total volume $V \approx 50\,000\,t$

Tab. 2. Parametry rozkładów dostaw X i przerobu rudy Y kopalni Lubin
Tabl. 2. Parameters of input output flow distributions in Lubin concentrator

DANE	Empiryczne		Aproksymacja	
	X	Y	$N(Q, sQ)$	$B(a, b, \min, \max)$
			X	Y
Q	7080	7194	a	$a = 2,9$
sQ	2024	951	b	$b = 2$
$\min Q$	–	810	3032	5292
$\max Q$	–	7800	11128	8145

Kolejny przykład dotyczy sterowania zapasami w kopalni rudy miedzi na przykładzie kopalni Lubin. Analiza konfiguracji zbiorników podsystemu przygotowania rudy

do wzbogacania pokazuje, że kompleks zbiorników pracuje jako bufor wyrównawczy i operacyjny. W świetle możliwości operacyjnych sterownie przepływem mas w systemie zbiorników oraz wielkości dostaw i przerobu rudy zbiorniki zespół zbiorników potraktujemy jako jeden (działający na zasadzie naczyń połączonych pomiędzy mniejszymi składnikami). Jego sumaryczna pojemność względna V/X wynosi ok. 5, co pokazuje, że zbiornik w takim systemie pełni jednocześnie funkcje awaryjne i wyrównawcze.



Rys. 11. Rozkłady dostaw i przerobu rudy w ZWR w kolejnych 519 zmianach roboczych kopalni Lubin oraz ich aproksymacja rozkładem normalnym i Beta

Fig. 11. Input and output of the Lubin concentrator in 519 subsequent shifts of mine operating and its approximation using Normal and Beta distributions



Rys. 12. Symulacja zapasów rudy jako funkcja dostaw i przerobu losowo zmiennych wg rozkładów jak na rysunku 11 i w tabeli 2 (wycinek dla 100 zmian; uzyskane $X_{sr} = 6943$; $Y_{sr} = 6129$)

Fig. 12. Results of the system simulation according to distributions parameters as in Tab. 2. (for the period of 100 shifts obtained $X_{sr} = 6943$; $Y_{sr} = 6129$)

Dane do symulacji pochodzą z rejestracji dostaw z kopalni i wstępnego przerobu rudy w zakładzie wzbogacania rud w kolejnych 519 zmianach roboczych. statystyki strumieni opisano rozkładem normalnym i rozkładem beta (Shapiro 1967) (rys. 11) i parametrami jak w tabeli 2. Obraz stanu zasobów w zbiornikach, w przykładowych stu kolejnych zmianach roboczych, przedstawia rysunek 12. Jak widać na rysunku, w badanym czasie proces wypełnienia był daleki od stanów maksymalnych i czasami osiągał wartość ZEROWĄ.

4. WNIOSKI

Teoretyczne badania w zakresie niezawodności systemów pozwoliły na określenie maksymalnych korzyści zainstalowania zbiornika dużej pojemności. Nie są jednak przydatne do analizy wpływu zmienności natężenia strumieni w podsystemach, a także do analizy przepływów w zespołach zbiorników. Nie mniej pozwalają wyciągnąć pewne praktyczne wnioski, co do podziału zbiorników na awaryjne (operacyjne lub retencyjne) i wyrównawcze. Pierwsze pozwalają optymalizować proces eksploatacji systemu (remonty, zmianowość), drugie – są stabilizatorem rytmu przepływów w technologii produkcji. Przy tym:

1. Każdy zbiornik może być traktowany jako zbiornik wyrównawczy, ale nie każdy jako awaryjny lub operacyjny. Dla takich zbiorników analiza wyników pokazała, że zbiornik zwiększa prawdopodobieństwo działania co najwyżej 17,5% w stosunku do systemu bez zbiornika. Najlepszą (ze względu na efekt) lokalizacją zbiornika w systemie jest taka, gdy podsystemy powstałe z podziału będą miały jednakową awaryjność.

2. Nierównowaga natężenia strumieni po obu stronach zbiornika ma największy wpływ na obniżenie jego funkcji technologicznych; w takich przypadkach zbiornik trwa permanentnie w jednym ze stanów – napełnienia lub opróżnienia i w takim razie nie spełnia on swej roli bufora, a zatem jego obecność nie przynosi korzyści dla zwiększenia wydajności systemu.

3. Zbiornik międzyoperacyjny może być traktowany jako nieograniczonej pojemności, jeżeli jego czas napełniania przekracza 10 jednostek czasowych (w jakich mierzona jest wydajność). System z takim zbiornikiem praktycznie rozpada się na dwa niezależne podsystemy, gdyż jego powiększanie niewiele poprawia czas pracy systemu. Jeżeli czas ten nie przekracza 0,5, to zbiornik taki praktycznie nie ma wpływu na poprawę czasu pracy i jego obecność może być pominięta w obliczeniach prawdopodobieństwa awarii i pracy systemu.

4. Jeżeli awaryjność podsystemów po obu stronach zbiornika nie jest jednakowa, to wpływ obecności zbiornika na prawdopodobieństwo działania systemu jest niewielkie (kilka procent).

5. W przypadku zakładów przeróbczych, które charakteryzują się rozgałęzionymi strukturami i obecnością wielu zbiorników pełniących funkcje technologiczne, analiza efektywności działania systemu jest bardzo skomplikowana i możliwa jedynie na dro-

dze symulacji komputerowej. Do tego potrzebne są statystyki procesu przepływów. Każdy konkretny problem jest przypadkiem niepowtarzalnym, wymagającym zawsze indywidualnego traktowania.

LITERATURA

- ANTKOWIAK. A., KACZMARZ M., SZAJOWSKI K., 2017, *Antiquitates*, Design of engineering system in Polish mines in the second half of the 20th century, *Mathematicae*, Vol. 11(1), 89–119.
- BATTEK J. i in. 1971, *Synteza wyników prac naukowo-badawczych w dziedzinie zastosowań nowych metod matematycznych dla przemysłu węgla brunatnego*, Instytut Matematyki i Fizyki Teoretycznej Politechniki Wrocławskiej, Wrocław, 1971 (niepubl.)
- GLADYSZ S., 1967, *Niektóre aspekty teorii górniczych układów technologicznych*, *Przegląd Górniczy* 2, s. 58–64.
- G., SHAPIRO S., 1967, *Statistical models in engineering*, J. Wiley, NY–London–Sydney.
- MALEWSKI J., 1974, *Transformacja i synteza schematów pewnej klasy systemów transportowych i niezawodność tych systemów*, Rozprawa doktorska, Politechnika Wrocławska, s. 48 (nie publ.)
- МАЛЕВСКИЙ Ю., 1977, *Роль и значение бункеров в дробильно-сортировочных системах*, *SILICONE*, Budapest, 855–867.

COMPENSATORY AND EMERGENCY BINS IN PRODUCTION SYSTEMS

Bins are common elements of the structure of production systems. They perform various functions increasing the reliability of production process or service systems and contribute significantly to the stabilization of technological processes. The paper presents two issues: the analysis of impact of the intermediate bin capacity on availability of the system, as well as impact of variability of flows intensity on stability and efficiency of serial systems with intermediate bins.. In the first case, obtained formulas allowed to estimate the limit capacities of a bin and the maximum benefits of its use in the system. In the second – simulation experiments of the systems operation with small bins are presented to show some controlling problems of the process.

Andrzej MARANDA

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Przemysłu Organicznego, Warszawa

Jacek NOWAK

Austin Powder Polska Sp. z o.o., Zagrodno

Karolina NIKOLCZUK, Mateusz POLIS

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Przemysłu Organicznego,

Grupa Badawcza Technik Wybuchowych, Krupski Młyn

Andrzej PAPLIŃSKI

Wojskowa Akademia Techniczna, Warszawa

NADTLENEK WODORU – POTENCJALNY ZAMIENNIK AZOTANU(V) AMONU W GÓRNICZYCH MATERIAŁACH WYBUCHOWYCH

1. WPROWADZENIE

Górnice materiały wybuchowe (GMW) są wieloskładnikowymi i zazwyczaj kilkufazowymi układami, których podstawowymi komponentami są utleniacze i składniki palne. Rozwój GMW bardzo powolny, na przykład w porównaniu z wyrobami przemysłu elektrotechnicznego, jest związany z formą występowania podstawowego utleniacza jakim jest azotan(V) amonu (saletra amonowa). W kolejnych wersjach górniczych środków strzałowych saletra amonowa była w postaci drobnoziarnistej (amonity, dynamity), granulowanej (saletrole), nasyconego roztworu wodnego (materiały wybuchowe zawieszinowe) i przesyconego roztworu wodnego (materiały wybuchowe emulsyjne). W niektórych składach GMW część saletry amonowej, między innymi w celu zwiększenia ilości fazy ciekłej oraz podwyższenia bilansu tlenowego, była częściowo zastępowana azotanami(V) sodu i wapnia (Maranda 2010).

Nietypowe rozwiązanie, polegające na całkowitym lub parcjalnym zastąpieniu w górniczych mieszaninach wybuchowych azotanu(V) amonu stężonym wodnym roztworem nadtlenu wodoru (HP), zostało zaproponowane w patencie (Araos 2013), którego punktem wyjściowym był patent (Shanley & Kaufmann 1948). Podyktowane to było głównie względami ekologicznymi, ponieważ GMW na bazie azotanów(V) generują tlenki azotu, które nie występują w przypadku zastosowania HP. Prace laboratoryjne, których celem było określenie prędkości detonacji w funkcji gęstości materiałów wybuchowych zawierających HP (MW-HP), zrealizowali w szerokim zakresie badacze australijscy z Uniwersytetu Queensland. Początkowo dotyczyły mieszanin zawierających jako utleniacz wyłącznie HP (Araos & Onederra 2013; Araos & One-

derra 2015; Onederra & Araos 2015; Araos & Onederra 2017a). Testowane MW-HP zawierały HP o stężeniu w zakresie od 34 do 50%. Zamiast gliceryny, która była stosowana we wszystkich pracach realizowanych przez specjalistów australijskich, w niektórych jako składnik palny dodawano cukier (Araos & Onederra 2013, 2015). Pomiary prędkości detonacji prowadzono stosując ładunki o różnej średnicy. W kolejnej pracy porównano prędkości detonacji MW-HP sensybilizowanych szklanymi mikrosferami, ekspandowanym polistyrenem i chemicznie (Araos & Onederra 2017b). Badano również hybrydowe MW-HP zawierające, oprócz stężonego wodnego roztworu nadtlenu wodoru, azotany(V), amonu, sodu i wapnia (Fullelove i in. 2017). Pracownicy Uniwersytetu Queensland wykonali także badania składu produktów wybuchu MW-HP (Araos i in. 2018). Oprócz prac laboratoryjnych prowadzili równoległe próby w skali półtechnicznej w odkrywkowych zakładach górniczych (Araos & Onederra 2015; Onederra & Araos 2017).

W Polsce badania właściwości wybuchowych MW-HP rozpoczęto w 2017 r., po przeprowadzeniu szczegółowej analizy danych literaturowych (Nikolczuk i in. 2017). Najczęściej mierzonym parametrem była prędkość detonacji (Nikolczuk i in. 2019; Paszula i in. 2021; Giercuskiewicz i in. 2019; Polis i in. 2021). Określano również zdolność do wykonania pracy mierząc intensywność powietrznych fal podmuchowych oraz stosując metodę wahadła balistycznego (Paszula i in. 2021; Giercuskiewicz i in. 2019; Polis i in. 2021). Badano MW-HP zawierające pyły aluminiowe o różnym stopniu aktywności.

2. CZĘŚĆ EKSPERYMENTALNA

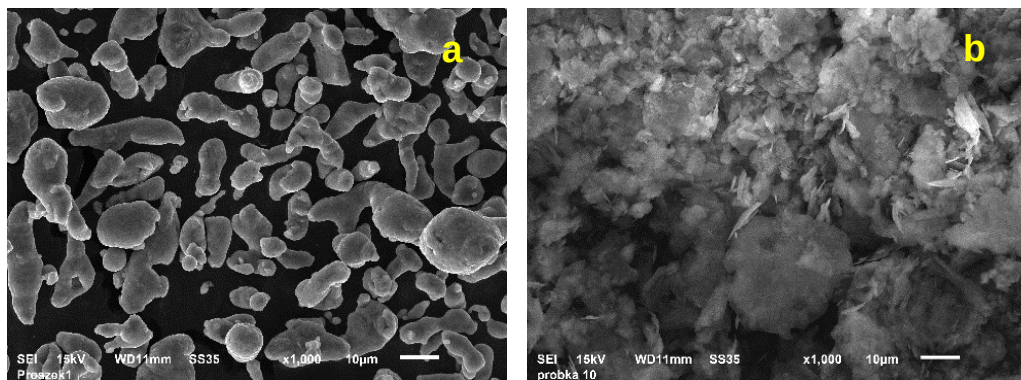
2.1. TECHNOLOGIA PRZYGOTOWANIA PRÓBEK MW-HP

Analogicznie jak materiały wybuchowe zawieszinowe i emulsyjne (MWE) podstawą składu MW-HP jest matryca. Matryce stosowane w eksperymentach były przygotowywane ze składników, charakteryzujących się następującymi właściwościami:

- nadtlenek wodoru (cz.d.a. EnvoLab, Długomilowice) o stężeniu 60%,
- azotan(V) amonu (techniczny, Grupa Azoty Zakłady Azotowe „Puławy” SA),
- gliceryna (farmaceutyczna, TechlandLab, Tarnobrzeg) czystość $\geq 99,5\%$,
- mączka guarowa SC-406, (Meychal Chemical A.G. Kreulingen, Niemcy) spełniający rolę zagęstnika.

Do matrycy dodawano jako środek uczulający mikrosfery szklane (typ K-105, 3M, Saint Paul, MN, USA) oraz jako dodatkowy składnik palny dwa typy pyłów aluminiowych, produkowane przez Benda-Lutz, Nußdorf ob der Traisen, Austria:

- rozpylany o zawartości aktywnego glinu 96,8% i gęstości nasypowej $0,9 \text{ g/cm}^3$ (Al_r) – rysunek 1a,
- płatkowany o średnim wymiarze ziaren $12 \text{ }\mu\text{m}$, zawartości aktywnego glinu 86,4% i gęstości nasypowej $0,4 \text{ g/cm}^3$ (Al_p) – rysunek 1b.



Rys. 1. Zdjęcia SEM pyłów aluminiowych: a – rozpylany, b – płatkowany
Fig. 1. SEM micrographs of the aluminium powders: a – atomized, b – flaked

Próbki do badań przygotowywano w następujący sposób.

Do mieszalnika typu Drais wlewano 60% wodny roztwór nadtlenku wodoru, który rozcieńczano do stężenia 52%. Następnie dodawano wysuszoną do stałej masy saletrę amonową i całość mieszano, aż do całkowitego rozpuszczenia utleniacza. Do otrzymanego roztworu o temperaturze pokojowej dozowano mieszaninę gliceryny i mączki guarowej. Skład stosowanej w badaniach matrycy przedstawiono w tabeli 1.

Tab. 1. Skład matrycy
Tab. 1. Composition of the matrix

Składnik	Nadtlenek wodoru 52%	Azotan(V) amonu	Gliceryna	Mączka guarowa
zawartość [cz. mas.]	72,3	9,9	13,8	3,0

Po zagęszczeniu mieszaniny wsypywano odpowiednią ilość danego typu pyłu aluminiowego, na końcu szklane mikrosfery (SM), a następnie całość delikatnie homogenizowano, aby uniknąć uszkodzenia SM.

2.2. WYNIKI I DYSKUSJA POMIARÓW PARAMETRÓW DETONACYJNYCH

Zdolność do wykonania pracy (ZdWP), szczególnie w aspekcie właściwości górniczych materiałów wybuchowych, jest obok prędkości bardzo istotnym parametrem, brany pod uwagę przy wyborze MW do urabiania górotworu o określonej wytrzymałości. Najbardziej rozpowszechnionymi sposobami jej pomiaru są metoda Truazla i próba z wykorzystaniem wahadła balistycznego. Tę drugą zastosowano w niniejszej pracy zgodnie z normą (PN-C-86035:1999). Pomiar polega na umieszczeniu 10 g badanego MW w moździerzu wahadła balistycznego i po jego detonacji wyznacza się

kąt wychylenia α ramienia wahadła. Analogiczną próbę prowadzi się dla heksogenu. Względna zdolność do wykonania pracy wylicza się ze wzoru

$$X = \frac{m}{m_w} \cdot 100$$

gdzie:

- X – względna zdolność do wykonania pracy,
- m – średnia arytmetyczna $(1 - \cos\alpha)$ badanego MW,
- m_w – średnia arytmetyczna $(1 - \cos\alpha)$ heksogenu.

Badane próbki materiałów wybuchowych inicjowano zapalnikiem typu „Erg”. Składy testowanych materiałów wybuchowych i uzyskane wartości zdolności do wykonania pracy zawiera tabela 2. Przedstawiono w niej porównawczo dane literaturowe dotyczące saletrolu, dynamitu i materiałów wybuchowych emulsyjnych, zawierających, różne ilości pyłu aluminiowego. W skład saletrolu wchodziło 95% saletry amonowej porowatej i 5% oleju.

Tab. 2. Wyniki badań w wahadle balistycznym
Tab. 2. Results of ballistic mortar tests

Materiał wybuchowy	Składniki [%]				Zdolność do wykonania pracy [%]	Literatura
	matryca	szklane mikrosfery	pył aluminiowy płatkowany	pył aluminiowy rozpylany		
MW-HP-0	99,0	1,0	–	–	65,1	–
MW-HP-Al _p -1	94,2	1,0	4,8	–	70,1	–
MW-HP-Al _p -2	90,0	1,0	9,0	–	74,6	–
MW-HP-Al _p -3	85,5	1,0	13,5	–	79,1	–
MW-HP-Al _t -1	94,2	1,0	–	4,8	73,7	–
MW-HP-Al _t -2	90,0	1,0	–	9,0	84,0	–
MW-HP-Al _t -3	85,5	1,0	–	13,5	84,7	–
saletrol	–	–	–	–	51,1	Szastok 2018
dynamit	–	–	–	–	83,7	
MWE-0	100	–	–	–	80,4	Kramarczyk i in. 2020
MWE-1	99,0	–	–	1,0	81,3	
MWE-2	97,0	–	–	3,0	82,5	
MWE-3	95,0	–	–	5,0	83,1	
MWE-4	93,0	–	–	7,0	84,4	

Dynamit zawierał 60% saletry amonowej i ponad 30% mieszaniny nitrogliceryny i nitroglukolu (Szastok 2018). Uczulana chemicznie matryca MWE luzem była przygotowana z wykorzystaniem dwóch utleniaczy azotanów(V) amonu oraz wapnia.

Stosowany w MWE pył aluminiowy miał średni wymiar ziaren 0,15 mm (Kramarczyk i in. 2020).

Rezultaty pomiarów względnej zdolności do wykonania pracy MW-HP-Al pokazały, że zwiększenie zawartości metalicznego dodatku powoduje wzrost mierzonego parametru. Wzrost wynikał z dopalania się glinu produktami reakcji pozostałych składników MW-HP-Al (HP, azotanu(V) amonu, gliceryny, guar-gum). Wyższe wartości uzyskano dla mieszanin, zawierających pył aluminiowy rozpylany, który zawierał większą zawartość aktywnego Al. Porównawcza analiza danych uzyskanych dla MW-HP-Al do przedstawionych w pracy (Kramarczyk 2020), a dotyczących materiałów wybuchowych emulsyjnych pokazała, że zależność $ZdWP = f(\%Al)$ ma taki sam charakter jakościowy. Wartości ZdWP uzyskane dla MW-HP-Al_r-2 i MW-HP-Al_r-3 są bardzo zbliżone dla ZDP zmierzonej dla MWE-4. Porównując wartości ZdWP otrzymane w niniejszej pracy dla MW-HP-Al_r-2 i MW-HP-Al_r-3 z wynikami pracy (Szostok 2018), można testowane MW-HP-Al usytuować na poziomie dynamitu.

Fala uderzeniowa, propagująca się w środowisku nie mającym zdolności do szybkich wysokoenergetycznych przemian, obniża swoje parametry i przechodzi w falę dźwiękową. Jest to związane z nieodwracalnymi stratami energii kinetycznej i przejścia w energię cieplną oraz wprowadzania w ruch coraz większej masy inertnego środowiska. Diametralnie inna sytuacja występuje, kiedy fala uderzeniowa o odpowiedniej intensywności przemieszcza się w materiale wybuchowym; inicjuje wysokoenergetyczne reakcje chemiczne, formując falę detonacyjną. Prędkość przemieszczania się tej fali jest jednym z najważniejszych i najczęściej wyznaczanych parametrem detonacyjnym materiałów wybuchowych. Znajomość wartości prędkości detonacji zdolności do wykonania pracy jest jednym z czynników umożliwiających konstrukcję optymalnej siatki strzałowej. W przypadku MW nieidealnych, do których należą wszystkie mieszaniny wybuchowe zawierające jako utleniacz saletrę amonową. Jej wartość zależy głównie od zawartości i właściwości składników, struktury kompozycji, gęstości, średnicy lub grubości warstwy ładunku i rodzaju materiału otoczki, w jakiej jest detonowany MW.

Prędkość detonacji określono metodą czujników zwarciovych. Próbkę MW-HP umieszczano w rurach winidurkowych o średnicy zewnętrznej 50 mm i grubości ścianki 1,8 mm, w których znajdowały się cztery czujniki. Odległość od pobudzacza do pierwszego czujnika wynosiła 90 mm, a bazy pomiarowe pomiędzy kolejnymi czujnikami miały długość 40 mm. Ładunki były inicjowane centralnie umieszczonymi pobudzacami okto-genowymi, zawierającymi 5% lepiszcza fluorowego, o gęstości $1,68 \pm 0,01 \text{ g/cm}^3$ i masie $16 \pm 0,2 \text{ g}$. Podczas przygotowywania do eksperymentów próbek MW-HP, zawierających pył aluminiowy płatkowany zauważono, że powstają produkty gazowe. Dlatego w przypadku pyłu aluminiowego płatkowanego obudowy ładunków po zaelaborowaniu MW-HP były uszczelniane. Przeprowadzono pomiary prędkości detonacji mieszanin MW-HP-Al_p-2 i MW-HP-Al_r-2. Średnie wyniki z trzech pomiarów prędkości detonacji w funkcji czasu sezonowania zestawiono w tabeli 3.

Tab. 3. Wyniki pomiarów prędkości detonacji
 Tab. 3. Results of detonation velocity tests

Materiał wybuchowy	MW-HP-Al _p -2			MW-HP-Al _f -2		
gęstość [g/cm ³]	0,92			1,14		
czas sezonowania [min]	30	90	150	30	60	150
prędkość detonacji [m/s]	4960	4730	4560	5110	5150	5120

Prędkość detonacji w przypadku pyłu aluminiowego płatkowanego znacznie się zmniejszała podczas sezonowania próbek. Po upływie 30 min była mniejsza od analogicznej próbki z pyłem aluminiowym rozpylanym tylko o 150 m/s, ale po kolejnych 120 min różnica wynosiła już 560 m/s mniej. Spadek prędkości detonacji jest spowodowany dekompozycją nadtlenu wodoru. Produktami rozkładu HP są tlen oraz woda, która z punktu widzenia reakcji chemicznej w strefie fali detonacyjnej jest substancją inercyjną, obniżającą parametry fali detonacyjnej. Dla MW-HP-Al zawierającego 9% pyłu aluminiowego rozpylanego uzyskano wartość prędkości detonacji w zakresie 5110–5150 m/s. Również należy podkreślić, że MW-HP-Al_f miał znacznie (o 0,22 g/cm³) niższą gęstość wyjściową niż mieszanina wybuchowa, zawierająca pył aluminiowy płatkowany. Jak wynika z danych przedstawionych w pracy (Araos & Onederra 2015) w przypadku MW-HP zawierających nadtlenek wodoru 44% zmiana gęstości z 1,04 g/cm³ na 0,82 g/cm³ powoduje spadek prędkości detonacji o około 450 m/s.

3. WYNIKI SZACOWAŃ NUMERYCZNYCH PARAMETRÓW TERMODYNAMICZNYCH I DETONACYJNYCH

Oprócz badań eksperymentalnych w celu określenia parametrów detonacyjnych, a szczególnie termodynamicznych, prowadzi się obliczenia z wykorzystaniem szeregu kodów numerycznych. Kolejno stosowane to: RUBY, FORTRAN-BKW, TIGER, CHEETAH (Cudziło i in. 2000), EXPLO5, czy oryginalny opracowany w Wojskowej Akademii Technicznej MWEQ. W wymienionych kodach numerycznych wykorzystywane jest równanie BKW (Becker-Kistiakowski-Wilson).

W pierwszej serii obliczeń został wykorzystany kod EXPLO5 (Sucheska 2001) z zastosowaniem zestawu współczynników w wariacie N ($\alpha = 0,5$; $\beta = 0,176$; $\kappa = 14,71$; $\theta = 6620$). Obliczenia przeprowadzono zakładając grupę produktów typową dla MW, o bilansie tlenowym zbliżonym do zera. Szacowania wykonano dla mieszanin zawierających 52% i 60% nadtlenu wodoru. Składy MW-HP, w których nie uwzględniono obecności szklanych mikrosfer i założono, że zmiana gęstości następuje na drodze chemicznej, zawiera tabela 4.

Tab. 4. Składy MW-HP
Tab. 4. EX-HP composition

Materiał wybuchowy	Składnik [%]			
	nadtlenek wodoru	woda	gliceryna	mączka guarowa
MW-HP-1	43,2 (52%)	39,8	14,0	3,0
MW-HP-2	48,6 (60%)	32,4	16,0	3,0

Tab. 5. Rezultaty szacowań składów produktów oraz parametrów detonacji MW-HP-1
Tab. 5. Results of products and parameters detonation EX-HP-1 calculations

Parametr	Gęstość MW-HP-1 [g/cm ³]				
skład produktów detonacji [mol/dm ³]	0,80	0,85	0,90	0,95	1,00
– H ₂ O	32,94	34,99	37,05	39,11	41,17
– H ₂	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02
– O ₂	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
– CO ₂	4,04	4,73	5,13	5,29	5,57
– CO	0,08	0,09	0,09	0,10	0,10
ciepło detonacji [kJ/kg]	2487,9	2487,8	2487,6	2487,4	2487,4
[kJ/dm ³]	1990,4	2114,6	2238,6	2362,6	2487,4
temperatura detonacji [°K]	1981,7	1978,5	1988,7	1976,1	1986,5
objętość produktów detonacji [dm ³ /dm ³]	840,0	892,5	945,0	997,5	1050,0

Tab. 6. Rezultaty szacowań składów produktów detonacji oraz parametrów detonacyjnych MW-HP-2
Tab. 6. Results of products and parameters detonation EX-HP-2 calculations

Parametr	Gęstość MW-HP-2 [g/cm ³]				
skład produktów detonacji [mol/dm ³]	0,80	0,85	0,90	0,95	1,00
– H ₂ O	31,69	33,68	35,66	37,64	39,62
– H ₂	0,03	0,03	0,03	0,02	0,02
– O ₂	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
– CO ₂	4,95	5,25	5,56	5,87	6,18
– CO	0,11	0,12	0,13	0,14	0,15
ciepło detonacji [kJ/kg]	3043,9	3043,8	3043,7	3043,5	3043,4
[kJ/dm ³]	2435,2	2587,2	2739,3	2891,3	3043,4
temperatura detonacji [°K]	2281,9	2291,4	2275,2	2285,0	2269,4
objętość produktów detonacji [dm ³ /dm ³]	824,0	875,5	927,0	978,5	1030,0

W publikacji (Araos & Onederra 2015) pokazano, w aspekcie prędkości detonacji, krytyczne i optymalne gęstości MW-HP. Dla ładunku o średnicy 44 mm wynoszą odpowiednio 1,08 i 0,95 g/cm³. Wynika z tego, że minimalne zmiany w gęstości ładunków MW-HP decydują o wartości parametrów detonacyjnych. Dlatego przepro-

wadzano szacowania parametrów detonacyjnych w zależności od gęstości. Obliczenia były prowadzone dla mieszanin wybuchowych o bilansach tlenowych zbliżonych do zera. MW-HP-1 miał bilans tlenowy $-0,2\%$, a MW-HP-2 $-0,28\%$. Wyniki szacowań numerycznych zestawiono w tabelach 5 i 6.

Wyniki obliczeń składu produktów i parametrów detonacji w funkcji gęstości MW-HP pokazują, że fluktuacje wartości ciepła (w przeliczeniu na 1 kg) i temperatury są niewielkie dla danego materiału wybuchowego. Ciepła, i temperatury detonacji są wyższe, a objętości produktów detonacji niższe w przypadku MW zawierającego nadtlenek wodoru o większym stężeniu. Należy również podkreślić, że w produktach detonacji testowanych MW-HP występują niewielkie ilości toksycznego tlenku węgla

W drugiej serii, obliczenia parametrów detonacji zostały wykonane za pomocą pakietu programowego MWEQ. Określenie wartości energii, temperatury, ciśnienia i innych parametrów następuje w drodze optymalizacji składu chemicznego mieszaniny reaktywnej, jaką tworzą produkty przemiany materiału wybuchowego. Metodyka optymalizacji, uwzględniająca warunki fizyczne, w jakich następuje kształtowanie się stanu równowagi termodynamicznej, została opisana w pracy (Papliński 2007). Zaletą metody jest możliwość uwzględnienia występowania w reagującej mieszaninie substancji w stanie skondensowanym. Jeżeli substancje występują w stanie skondensowanych, nie jest możliwe wyznaczenie równowagowego składu chemicznego za pomocą stałych równowagi reakcji chemicznych (Gumiński 1980). W obliczeniach uwzględniono wyjściową zawartość tritlenku diglinu w testowanych pyłach. Podobnie jak w przypadku MW-HP, nie zawierających pyłów aluminiowych, szacowania numeryczne wykonano dla MW o różnych gęstościach. Rezultaty obliczeń zestawiono w tabelach 7–9.

Tab. 7. Rezultaty szacowań parametrów detonacyjnych MW-HP-0

Tab. 7. Results of parameters detonation EX-HP-0 calculations

Parametr	Gęstość MW-HP-0 [g/cm ³]				
	0,90	1,00	1,10	1,20	1,30
bilans tlenowy [%]	-0,67				
ciepło detonacji [kJ/kg]	2613	2613	2613	2613	2613
[kJ/dm ³]	2352	2613	2874	3135	3397
temperatura detonacji [°K]	2019	2013	2007	1999	1991
objętość produktów wybuchu [dm ³ /kg]	1139				

Tab. 8. Rezultaty szacowań parametrów detonacyjnych MW-HP-Al_r-2
Tab. 8. Results of parameters detonation EX-HP-Al_r-2 calculations

Parametr	Gęstość MW-HP-Al _r -2 [g/cm ³]				
	0,90	1,00	1,10	1,20	1,30
bilans tlenowy [%]	-7,42				
ciepło detonacji [kJ/kg]	3714	3714	3714	3714	3714
[kJ/dm ³]	3324	3714	4106	4501	4947
temperatura detonacji [°K]	2495	2495	2493	2490	2518
objętość produktów wybuchu [dm ³ /kg]	1026				

Tab. 9. Rezultaty szacowań parametrów detonacyjnych MW-HP-Al_p-2
Tab. 9. Results of parameters detonation EX-HP-Al_p-2 calculations

Parametr	Gęstość MW-HP-Al _p -2 [g/cm ³]				
	0,90	1,00	1,10	1,20	1,30
bilans tlenowy [%]	-8,25				
ciepło detonacji [kJ/kg]	3886	3886	3886	3886	3886
[kJ/dm ³]	3477	3886	4297	4710	5178
temperatura detonacji [°K]	2569	2569	2567	2563	2596
objętość produktów wybuchu [dm ³ /kg]	1023				

Rezultaty numerycznych szacowań wykonanych z zastosowaniem kodu MWEQ pokazały, że dodatek 9,0% pyłu aluminiowego powoduje wzrost ciepła i temperatury detonacji, a spadek objętości produktów wybuchu, w stosunku do parametrów MW-HP nie zawierającego metalicznego dodatku. Wyższe parametry termiczne MW-HP-Al powodują większą wartość zdolności do wykonania pracy (tab. 2). MW-HP zawierające pył aluminiowy rozpylany mają wyższe ciepła i temperatury detonacji, niż wybuchowa mieszanina z pyłem płatkowanym. Wynika to z większego stężenia aktywnego glinu w Al_r.

4. WYNIKI PRÓB W ZAKŁADACH GÓRNICZYCH

Australijscy specjaliści, oprócz badań laboratoryjnych, przeprowadzili w ramach programu ACARP (Australian Coal Association Research Program) próby w zakładzie górnictwa. Eksperymenty realizowano w kopalni wapienia w okolicy miejscowości Gore. Pierwsze prace strzałowe z wykorzystaniem MW-HP wykonano w pojedynczych otworach (Araos & Onederra 2015). Stosowany w eksperymentach MW-HP zawierał 50% nadtlenek wodoru, więcej szczegółów co do składu nie podano. Porównawczym MW był saletrol. W pierwszej próbie otwory strzałowe miały głębokość 3 m i średnicę 125 mm. Zostały załadowane do połowy testowanymi MW, a MW-HP był uczulany szklanymi mikrosferami. W drugiej próbie przy tej samej głębokości otworów i średnicy 102 mm, wysokość słupa MW wynosiła 1,7 m (saletrol) i 1,8 m (MW-HP).

uczulany chemicznie). Saletrol miał standardową gęstość $0,8 \text{ g/cm}^3$, a stosowane MW-HP $1,04 \text{ g/cm}^3$ (próba 1) i $0,96 \text{ g/cm}^3$ (próba 2). Podczas prób mierzono prędkość, ciśnienie i temperaturę detonacji, które jednak udało się wyznaczyć tylko w drugim teście. Prędkość detonacji miała wartość 5100 m/s (MW-HP) i 2481 m/s (saletrol), ciśnienie detonacji $2,61 \text{ GPa}$ (MW-HP) i $0,45 \text{ GPa}$ (saletrol), a temperatura $2921 \text{ }^\circ\text{C}$ (MW-HP) i $2480 \text{ }^\circ\text{C}$ (saletrol). Widok miejsca strzelania po pierwszej próbie ilustruje rysunek 2.



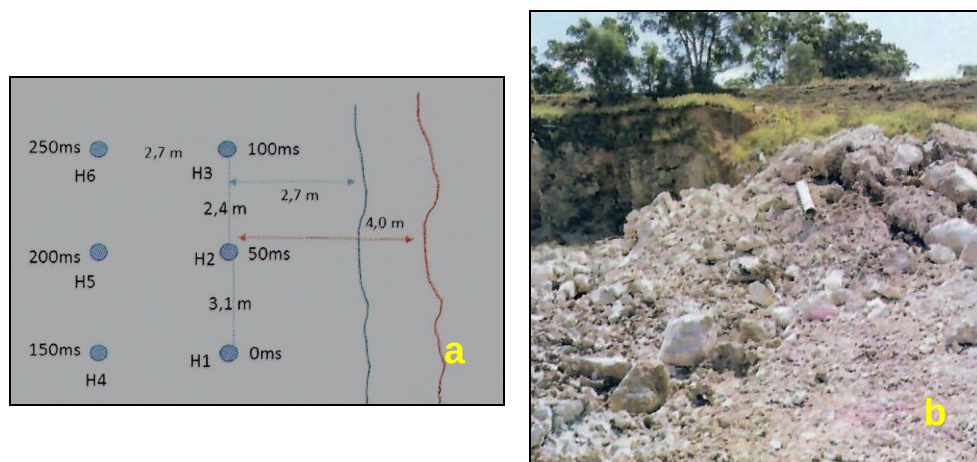
Rys. 2. Wynik próby 1 dla pojedynczego otworu (Araos & Onederra 2015)
Fig. 2. Test 1 result for single hole (Araos & Onederra 2015)

Analizując wyniki strzelań, realizatorzy prób stwierdzają, czego należało się oczywiście spodziewać, że najwyższy stopień urobienia górotworu uzyskali w okolicy otworów strzałowych. Natomiast brak jest porównania pomiędzy efektami strzałowymi uzyskanymi w obu próbach, jak również dla porównywanych MW, które jak wykazały pomiary *in situ* miały bardzo zróżnicowane parametry detonacyjne.

Opis kolejnej serii prób kopalnianych, przeprowadzonych jednocześnie w kilku otworach strzałowych, został przedstawiony w publikacji (Onederra & Araos 2017). Siatka strzałowa w próbie 3 zawierała sześć otworów o długości 6 m każdy, wysokości ładunków MW od $3,0 \text{ m}$ do $3,6 \text{ m}$, a przybitka odpowiednio w zakresie od $3,0 \text{ m}$ do $2,4 \text{ m}$. Średnica otworów strzałowych była taka sama jak w próbach z pojedynczymi układami, ale MW były umieszczane w otoczkach z PVC o średnicy 90 mm .

Gęstości stosowanych MW wynosiły: ANFO $0,8 \text{ g/cm}^3$ (otwory 4–6), a MW-HP $0,96 \text{ g/cm}^3$, sensybilizowanych chemicznie i ekspandowanym polistyrenem (otwór 1) oraz wyłącznie chemicznie (otwory 2 i 3).

Schemat siatki strzałowej próby 3 oraz jej wynik ilustruje rysunek 3. Linia niebieską oznaczono krawędź skarpy przy koronie, a czerwoną podstawę skarpy.

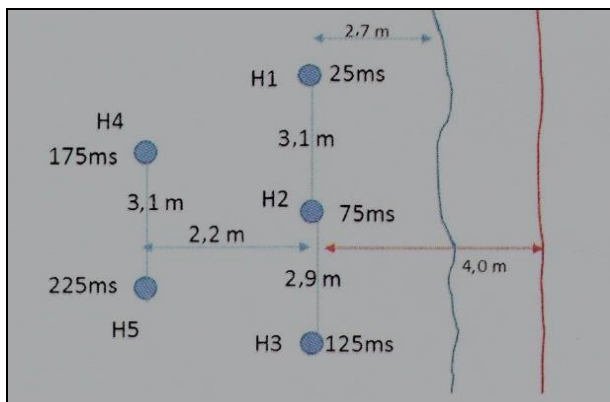


Rys. 3. Schemat siatki strzałowej (a) oraz wynik (b) próby 3 dla układu wielootworowego (Onederra & Araos 2017)

Fig. 3. Design parameters (a) and result of multiple hole test 3 (Onederra & Araos 2017)

Podczas odstrzału szybką kamerą wideo rejestrowano ruch wybranych brył skalnych, jedną z okolic korony skarpy a drugą mniej więcej z połowy. Analiza poklatkowa pozwoliła wyznaczyć trajektorie ich ruchu. Na tej podstawie określono maksymalne pionowe przemieszczenia brył, które z okolicy korony nastąpiło po 350 ms, a ze środka po 250 ms. Początkowe prędkości brył wynosiły $1,9 \text{ m/s}$ (korona) i $1,6 \text{ m/s}$ (środek).

Wielootworowa próba 4 (rys. 4) zawierała układ 5 otworów o długości 6 m, długości ładunków od 2,8 m do 4,2 m, przybitka odpowiednio od 1,8 m do 3,2 m. MW typu ANFO miały gęstość $0,8 \text{ g/cm}^3$ (otwory 4 i 5). MW-HP sensybilizowano chemicznie i ekspandowanym polistyrenem $0,70 \text{ g/cm}^3$ (otwór 1), a otwory 2 i 3 wyłącznie chemicznie $0,75 \text{ g/cm}^3$. Średnica otworów strzałowych wynosiła 125 mm. Tak, jak w teście 3, obydwa badane MW znajdowały się w rurach winidurkowych o średnicy 90 mm.



Rys. 4. Schemat siatki strzałowej próby wielootworowej 4 (Onederra & Araos 2017)

Fig. 4. Design parameters of multiple hole test 4 (Onederra & Araos 2017)

Analiza zdjęć wykonanych szybką kamerą wideo pokazała, że trajektorie przemieszczeń brył skalnych z korony skarpy jak i środka były zbliżone do uzyskanych w próbie 3. Stwierdzono wyższe wartości początkowe prędkości brył – 5,2 m/s (korona) i 2,6 m/s (środek).

Podobnie jak w próbach jednootworowych zmierzono w kilku otworach parametry detonacji testowanych materiałów wybuchowych. Prędkość detonacji określano metodami Shottrack (ST) i Microtrap (MCT). Wyniki eksperymentów zestawiono w tabeli 10.

Tab. 10. Parametry detonacyjne MW zmierzone w próbach wielootworowych (Onederra & Araos 2017)

Tab. 10. Detonation parameters of EX-HP measured in multihole tests (Onederra & Araos 2017)

próba	Otwór strzałowy	Prędkość detonacji [m/s] metoda pomiaru		Ciśnienie detonacji [GPa]	Temperatura detonacji [°K]
	symbol	ST	MCT		
3	H1	3967	4051	1,8	3551
	H2	4055	4200	1,9	2036
	H3	4147	–	–	–
	H6	3482	–	–	–
4	H1	–	2607	0,9	2152
	H3	3441	3425	0,6	–
	H5	–	2850	–	–

Z analizy wartości parametrów detonacyjnych zmierzonych w próbach 2–4 nie zawsze można wyciągnąć jednoznaczne wnioski, z wyjątkiem prędkości detonacji. Najwyższą prędkość detonacji uzyskano w próbie 2 (5100 m/s), pośrednią w teście 3 (4056 m/s – średnia z trzech pomiarów w różnych otworach), a najniższą w eksperymencie 4 (3433 m/s – średnia z dwóch pomiarów przeprowadzonych różnymi meto-

dami). Przy założeniu, że sposób uczulania MW-HP, nie odgrywa zasadniczej roli, uzyskane dane są uwarunkowane dwoma czynnikami – gęstością MW-HP oraz średnicą i otoczką ładunków. W próbie 2 MW-HP był umieszczony bezpośrednio w otworze strzałowym o średnicy 102 mm i miał gęstość $0,96 \text{ g/cm}^3$. W teście trzecim i czwartym MW-HP znajdowały się w rurze winidurowej o średnicy 90 mm (mniejszej o 35 mm od średnicy otworu) i miały gęstość odpowiednio $0,96$ i $0,75 \text{ g/cm}^3$. Warunki prowadzenia pomiarów i gęstości MW-HP przełożyły się bezpośrednio na wartości zmierzonych prędkości detonacji. W przypadku pozostałych wyznaczonych parametrów detonacyjnych nie można się doszukać korelacji pomiędzy uzyskanymi wartościami a gęstościami MW-HP i warunkami, w jakich przebiegał proces detonacji. Przypuszczalnie wynika to z niedoskonałości zastosowanych technik pomiarowych.

5. PODSUMOWANIE

Przez wiele lat podstawowymi czynnikami, decydującymi o zastosowaniu środka strzałowego w górnictwie, było bezpieczeństwo i efektywność. Jednak od pewnego czasu zaczęto brać pod uwagę dodatkowo antyterroryzm i dbałość o środowisko naturalne. Działania antyterrorystyczne ukierunkowane są między innymi na minimalizację dostępności potencjalnych przestępców do substancji, z których mogliby wyprodukować improwizowane ładunki wybuchowe. Poczynania proekologiczne powinny w maksymalnym stopniu zmniejszyć generowanie toksycznych produktów wybuchu, do jakich należą tlenki azotu. Rozwiązaniem tych dwóch problemów jest zastąpienie, najlepiej całkowite, azotanu(V) amonu stężonym wodnym roztworem nadtlenu wodoru. Zaprezentowane w pracy wyniki badań eksperymentalnych i szacowań numerycznych pokazały, że MW-HP charakteryzują się wysokimi parametrami detonacyjnymi. Uzyskane w pracy prędkości detonacji sytuują je na poziomie materiałów wybuchowych emulsyjnych. Również zdolność do wykonania pracy MW-HP jest zbliżona do MWE, a znacznie przewyższa saletrole. Potwierdzeniem wysokich parametrów detonacyjnych MW-HP, w aspekcie urabiania skał wapiennych, są wyniki prób kopalnianych wykonanych przez specjalistów z Uniwersytetu Queensland.

Należy jednak zwrócić uwagę na dwa negatywne czynniki. Pierwszym jest cena stężonego roztworu nadtlenu wodoru, która jest znacznie wyższa niż saletry amonowej. Drugim czynnikiem jest względnie niska stabilność MW-HP. Podczas składowania próbek MW-HP, szczególnie zawierających pył aluminiowy, następuje rozkład nadtlenu wodoru, a zwiększenie zawartości wody w wybuchowym układzie powoduje spadek parametrów detonacyjnych. Niestabilność MW-HP w mniejszym stopniu stwierdzono również w przypadku mieszanin nie zawierających metalicznego dodatku (Polis i in. 2021). Zawęża to stosowanie MW-HP wyłącznie do metody *in situ*.

LITERATURA

- ARAOS M., 2013, *Improved explosive composition*, patent światowy 2013/0132272.
- ARAOS M., ONEDERRA I., 2013, *Detonation characteristics of alternative mining explosives based on hydrogen peroxide as the oxidising agent*, Proc. 7th EFEE World Conf. on Explosives and Blasting, Moscow, 182–188.
- ARAOS M., ONEDERRA I., 2015, *Development of a novel mining explosive formulation to eliminate nitrogen oxide fumes*, Mining Technology, Vol. 124, No 1, 16–23.
- ARAOS M., ONEDERRA I., 2017a, *Detonation characteristics of a NOx-free mining explosive based on a sensitized mixtures of low concentration hydrogen peroxide and fuel*, Central European Journal of Energetic Materials, Vol. 14, No 4, 759–774.
- ARAOS M., ONEDERRA I., 2017b, *Development of ammonium nitrate-free mining explosives*, Proc. 43rd Ann. Conf. on Explosives and Blasting Technique, Orlando FL.
- ARAOS M., ONEDERRA I., NEWTON N., 2018, *Development and evaluation of fume free explosives underground blasting applications*, Report EBRG-2018-14 MRIWA, Project M482, The University of Queensland, Australia.
- FULLELOVE I.M., ARAOS M., ONEDERRA I., 2017, *Detonation performance of novel hydrogen peroxide and nitrate based hybrid explosives*, Proc. 9th EFEE World Conf. on Explosives and Blasting, Stockholm, 197–208.
- GIERCUSZKIEWICZ A., PASZULA J., MARANDA A., NIKOLCZUK K., 2019, *Badanie wpływu pyłu alumiowego na wybrane parametry detonacyjne górniczych materiałów wybuchowych zawierających nadtlenek wodoru*, Conf. Proc. Blasting Techniques 2019, Stara Leśna, Słowacja, 97–106.
- GUMIŃSKI K., 1980, *Chemia fizyczna*, PWN, Warszawa.
- KRAMARCZYK B., PYTLIK M., MERTUSZKA P., *Effect of aluminium additives on selected parameters of a bulk emulsion explosive*, Materiały Wysokoenergetyczne/High Energy Materials, Vol. 12, No. 2, 99–113.
- MARANDA A., 2010, *Przemysłowe materiały wybuchowe*, Wyd. Wojskowa Akademia Techniczna, Warszawa.
- MARANDA A., GOŁĄBEK B., KASPERSKI J., 2008, *Emulsyjne materiały wybuchowe*, Wyd. Naukowo-Techniczne, Warszawa,
- NIKOLCZUK K., ZENON W., FLORCZAK B., MARANDA A., 2017, *Materiały wybuchowe na bazie nadtlenu wodoru – przegląd literaturowy*, Przemysł Chemiczny, Vol. 96, No 11, 2305–2311.
- NIKOLCZUK K., MARANDA A., MERTUSZKA P., FUŁAWKA K., WILK Z., KOŚLIK P., *Measurements of the VOD of selected mining explosives and novel „green explosives” using the continous method*, Vol. 16, No. 3, 468–481.
- ONEDERRA I., ARAOS M., 2015, *Detonation and breakage performances of a hydrogen peroxide-based explosive formulation*, Proc. 11th Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, Sydney, NSW, Australia.
- ONEDERRA I., ARAOS M., 2017, *Preliminary quantification of the in situ performance of a novel hydrogen peroxide based explosive*, Mining Technology, Vol. 126, No. 2, 113–122.
- PAPLIŃSKI A., 2007, *Implementation of the steepest descent method to evaluation of equilibrium composition of reactive mixtures containing components in condensed phases*, Central European Journal of Energetic Materials, Vol. 4, No. 1–2, 135–150.
- PASZULA J., MARANDA A., NIKOLCZUK K., GIERCUSZKIEWICZ A., 2021, *Modification of the detonation parameters of mining explosives containing hydrogen peroxide and aluminium powder*, Central European Journal of Energetic Materials, Vol. 18, No. 4, 477–491.

- PN-C-86035:1999, *Materiały wybuchowe – Oznaczanie względnej zdolności do wykonania pracy za pomocą wahała balistycznego*.
- POLIS M., NIKOLCZUK K., MARANDA A., STOLARCZYK A., JAROSZ T., 2021, *Theft-safe explosive mixtures based on hydrogen peroxide: study of properties and built-in self-deactivation kinetics*, Materials, Vol. 14, 5818.
- PRICE D., 1966, *Contrasting patterns in the behavior of high explosives*, Proc. 11th Int. Symp. on Combustion, Berkeley, CA, USA.
- SHANLEY E.S., KAUFMANN H.O., 1948, *Peroxide-glycerol explosive*, patent amerykański 2452074.
- SUCHESKA M., 2001, EXPLO5 – *Computer program for calculation of detonation parameters*, Proc. 32nd Int. Ann. Conf. of ICT, Energetic Materials, Ignition, Combustion and Detonation, Karlsruhe, Germany, 110.1–110.12.
- SZASTOK M., 2018, *Badania porównawcze oznaczania zdolności do wykonania pracy przez dynamity i saletrole metodą bloku ołowianego i wahała balistycznego*, IGSMiE PAN, Zeszyty Naukowe nr 103, 75–90.

HYDROGEN PEROXIDE – POTENTIAL REPLACEMENT FOR NITRATE(V) AMMONIUM IN MINING EXPLOSIVES

In the paper detonation velocity as well as work capacity of explosives containing of hydrogen peroxide is investigated. Experimental detonation velocities were estimated for EX-HP explosives with flaked and atomized aluminium powders added. Work capacity was measured with use of the ballistic mortar. The rise of working power of EX-HP explosives together with increase of metallic additive content was observed. Numerical assessment of detonation parameters was performed with use of EXPLO5 and MWEQ programs. The evaluations were performed for varying content of hydrogen peroxide and aluminium powders. Both experimental registrations and numerical predictions confirmed high detonation parameters of EX-HP explosives. The obtained results agree with Australian specialist's findings that were drawn upon in-mine single hole and multiple hole shooting. The analysis indicating advantages and possible shortages of EX-HP employment as the mine blasters is carried out.

Zdzisław NAZIEMIEC

Kopalnia Granitu Kamienna Góra-Celiny

Agnieszka SARAMAK

AGH w Krakowie, Wydział Inżynierii Lądowej i Gospodarki Zasobami

PRODUKCJA I ZASTOSOWANIE KRUSZYW WAPIENNYCH NA PRZYKŁADZIE KOPALNI WAPIENIA CELINY

1. WPROWADZENIE

Kopalnia wapienia Celiny w 2018 roku rozpoczęła realizację projektu *Opracowanie nowej technologii przetwarzania kruszywa wapiennego w celu uzyskania frakcji o unikatowych właściwościach i przeznaczeniu*. Projekt dotyczył wykonania prac badawczo-rozwojowych dla opracowania innowacyjnej technologii przetwarzania kruszywa wapiennego, w tym separacji frakcji drobnej 0–2 mm. Opracowana technologia pozwoli firmie na rozpoczęcie produkcji i sprzedaży innowacyjnych produktów – frakcjonowanych mączek wapiennych do zastosowania w rolnictwie, w przemyśle paszowym, a także do gotowych materiałów budowlanych. Rozwiązanie dzięki możliwości wykorzystania materiału odpadowego, będące wynikiem projektu będzie przyczyniało się do zmniejszenia zużycia surowców naturalnych. Z uwagi na to, że nadawą do przemiału będzie także drobne kruszywo wapienne, obecnie nie w pełni wykorzystywane, uzyskany zostanie pozytywny efekt środowiskowy. Jak wykazały badania, frakcja 0–2 z suchej przeróbki charakteryzuje się korzystnymi parametrami chemicznymi, dzięki czemu może być wykorzystana jako surowiec do przemiału i produkcji różnego rodzaju mączek wapiennych.

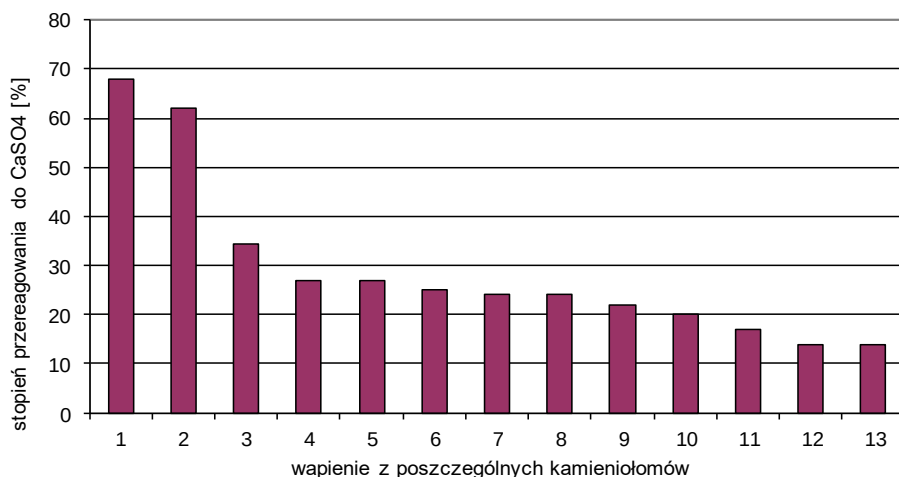
2. OGÓLNA CHARAKTERYSTYKA WAPIENI

Skały wapienne powstawały w Polsce począwszy od kambru (540 mln lat temu), aż po czwartorzęd (1,8 mln lat). Baza zasobowa wapieni w kraju dzieli się na kopaliny wapienne i pokrewne, dokumentowane dla różnych celów – przemysłu wapienniczego, przemysłu cementowego, do produkcji kruszyw łamanych i kamienia budowlanego oraz wapienie jeziorne (kreda jeziorna). W praktyce podział ten ma znaczenie umowne, gdyż na zagospodarowanych złożach działają zakłady wykorzystujące czystsze ich partie do produkcji wyrobów wapienniczych, a pozostałe do cementu czy kruszyw łamanych (Galos i in. 2016). Największa koncentracja wapieni występuje w regionie świętokrzyskim. Eksploatowane i przerabiane są one głównie w zakładach

branży wapienniczej: Bukowa, Miedzianka, Trzuskawica, Wierzbica, Morawica i kopalnie w Łagowie.

Zastosowanie wapieni jest uzależnione od ich właściwości technicznych. Wapienie zwięźle wykorzystywane są w budownictwie i drogownictwie (kamień łamany, kruszywa do betonów, materiał wypełniający do zapraw i tynków, mączki do mas mineralno-bitumicznych). Czyste odmiany wapieni stosowane są w przemyśle paszowym (kreda pastewna), chemicznym, szklarskim, cukrowniczym i jako topniki w hutnictwie. Wapienie są też powszechnie stosowane dla celów ochrony środowiska, np. sorbenty do odsiarczania spalin, oczyszczanie wód. Ważną dziedziną jest ich zastosowanie w rolnictwie jako nawozów mineralnych. W budownictwie i drogownictwie wykorzystywane są jako kruszywa grube, drobne oraz jako wypełniające (wypełniacze i napelniacze). Najwięcej wapieni zużywa się do produkcji wapna i cementu. W ostatnich latach łączne wydobycie wapieni w Polsce oscylowało wokół 60 mln t/rok.

Różnicowane właściwości fizyczne i chemiczne wapieni, pochodzących z różnych okresów geologicznych, mają wpływ na jakość produktów. Na rysunku 1 przedstawiono wyniki badań krajowych wapieni, prowadzonych w minionych latach na Politechnice Krakowskiej. Badane mączki posiadały uziarnienie 0,5/0,75 mm.



Rys. 1. Stopień przereagowania wapieni podczas prób odsiarczania. Oznaczenia wapieni: 1, 2 – kredowe; 3, 7, 8 i 10 – jurajskie; 4, 6 i 9 – triasowe; 5, 11, 12 i 13 – dewońskie i starsze
 Fig. 1. Degree of chemical reaction of limestones during desulphurization tests. Denotations: 1,2 – Cretaceous limestones; 3, 7, 8, 10 – Jurassic limestones; 4, 6, 9 – Triassic limestones; 5, 11, 12, 13 – Devonian and older limestones

W tym przypadku, podobnie jak i w nawozach wapniowych węglanowych, ważne jest uziarnienie (drobniejsze mączki używane są w procesach odsiarczania w paleniskach pyłowych, a grubsze do odsiarczania w paleniskach fluidalnych), jak również pochodzenie geologiczne.

W budownictwie drobne mączki wapienne wykorzystuje się coraz częściej, jako dodatek do betonu. Stosowane są mączki o uziarnieniu drobniejszym od uziarnienia cementu. Dzięki dodatkowi mączek uzyskuje się zwiększenie szczelności betonu, a także poprawę innych parametrów. W przypadku produkcji mączek wapiennych warto zwrócić uwagę na ich mielność, charakteryzowaną najczęściej indeksem pracy W_i . W tabeli 1 przedstawiono wyniki oznaczeń indeksu pracy W_i dla wapieni krajowych. Oprócz indeksu pracy W_i podano porowatość niektórych wapieni.

Tab. 1. Mielność Bonda i porowatość dla wapieni z różnych krajowych złóż

Tab. 1. Bond indices and porosity for limestones from various domestic deposits

Lp.	Rodzaj wapienia	Porowatość [cm^3/g]	Mielność W_i [kWh/t]
1	dewoński I	0,0034	9,4–13,4
2	dewoński II	0,0083	11,4
3	triasowe	–	7,7–9,8
4	jurajski I	0,0687	7,0
5	jurajski II	0,0859	8,6
6	jurajski III	0,1314	6,6
7	jurajski IV	0,0613	4,6–6,6
8	jurajski – kopalnia Celiny	0,0821–0,1182	11,6

Jak wynika z danych tabeli 1, mielność wapieni wykazuje bardzo duże zróżnicowanie. Jest to ich szczególna cecha, nie występująca w takiej mierze w przypadku innych surowców skalnych.

3. CHARAKTERYSTYKA WAPIENI Z KW CELINY I UZYSKIWANYCH PRODUKTÓW WAPIENNYCH

Badania przeprowadzone w laboratorium KW Celiny pozwoliły na ocenę jakości kamienia wapiennego pobieranego z różnych miejsc wyrobiska. W tabeli 2 przedstawiono średnie wartości najważniejszych cech jakościowych, wyznaczonych dla 100 próbek i 50 wydzielonych próbek.

Tab. 2. Właściwości wapieni z kopalni Celiny

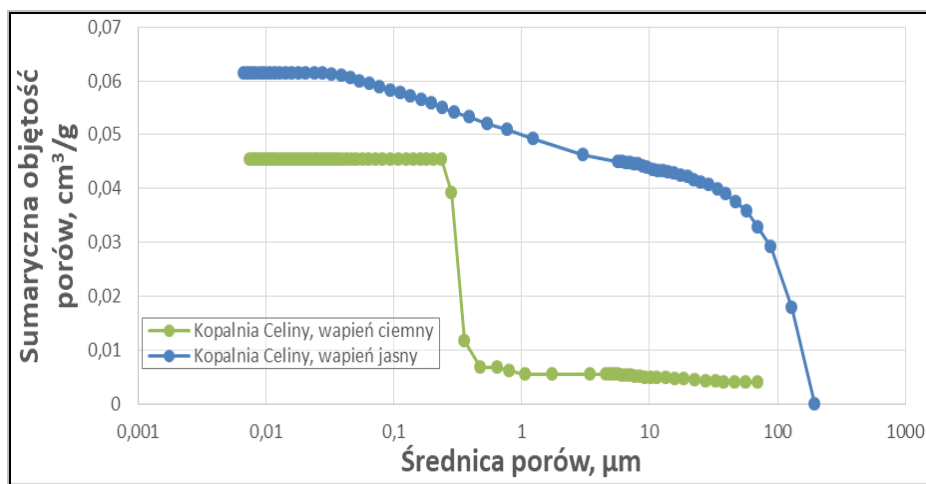
Tab. 2. Properties of limestones from Celiny mine

Lp.	Badana cecha	Wartość średnia [%]	Odchylenie standardowe	Odchylenie stand./średnia [%]
100 próbek				
1	CaCO_3	95,0	2,54	2,6
2	SiO_2	1,1	0,36	32,7
3	białość	80,1	6,50	8,1
50 próbek				
4	CaCO_3	97,3	1,28	1,3
5	SiO_2	0,79	0,25	31,6
6	białość	85,0	4,55	5,3

Wyszczególnione parametry wskazują na dużą czystość wapienia zarówno w przypadku 100 pobranych próbek, jak i wydzielonych później 50. Ponadto badany wapień charakteryzuje się wysokim standardem (małą zmiennością badanych parametrów), co obrazuje zarówno wartości odchylenia standardowego, jak i stosunek odchylenia standardowego do wartości średniej.

W przypadku wapienia z kopalni Celiny widoczna jest nietypowa cecha jego jakości. Dla wapieni o wyższej zawartości CaCO_3 stwierdzono lepsze parametry odporności na rozdrabnianie. Zwykle bardziej odporne na rozdrabnianie są wapienie zsylikowane, czyli o wyższej zawartości SiO_2 , a zarazem niższej CaCO_3 . Uzyskane wyniki badań umożliwiają powiązanie miejsc eksploatacji kopaliny z wymaganiami stawianymi surowcowi kierowanemu do przemiału.

Podstawowym parametrem mączek wapiennych jest zawsze ich skład ziarnowy, stąd w budowanej przemiałowni zastosowane będą przesiewacze wielopokładowe do klasyfikacji materiałów drobnodziarnistych (tzw. przesiewacze zataczające), pozwalające na uzyskanie określonej granulacji mączek. Oprócz składu ziarnowego w konkretnych zastosowaniach brane są pod uwagę cechy: skład chemiczny, porowatość, powierzchnia właściwa, białość, gęstość i nasiąkliwość, gęstość nasypowa, wilgotność, a niekiedy także liczba olejowa, [pH], kształt ziaren, rozlewność, lepkość, krycie, struktura reologiczna i inne.



Rys. 2. Porowatość jurajskiego kamienia wapiennego z kopalni Celiny

Fig. 2. Porosity of Jurassic limestone from Celiny mine

W tabeli 3 podano wyniki badań porowatości różnych wapieni, przeprowadzonych metodą porozymetrii rżęciowej dane porowatości wapieni z Trzuskawicy, Czatkowic i Bukowej z publikacji (Lech 2011). Na rysunku 2 przedstawiono rozkład wielkości porów w wapieniu z Celin.

Tab. 3. Wyniki analiz porozymetrycznych różnych wapieni
 Tab. 3. Results of porosity analyses of various limestones

Badany parametr	Wapień				
	jurajski Celiny		dewoński Trzuskawica	karboński Czatkowice	jurajski Bukowa
	ciemny	jasny			
porowatość otwarta [%]	8,21	11,82	1,4	0,7	16,1

Zastosowanie wapieni w postaci mączek wapiennych jest bardzo szerokie. W tabeli 4 podano niektóre wymagania składu chemicznego mączek stosowanych w różnych dziedzinach. Analizując skład chemiczny wapieni z kopalni Celiny i porównując go z wymaganiami dotyczącymi mączek i wypełniaczy wapiennych stosowanych w różnych działach gospodarki widać, że z badanych wapieni produkować można szeroki zakres różnoziarnistych mączek znajdujących zastosowanie w przemyśle.

Istotnym elementem technologii produkcji mączek wapiennych jest możliwość skierowania do przemiałów czystych, drobnych frakcji wapieni, powstających w zakładzie przeróbczym i zgromadzonych na składowiskach. Możliwe jest to dzięki pracy zakładu przeróbczego, w którym istnieją możliwości alternatywnego kierowania poszczególnych strug przerabianego wapienia.

Jednym z wielu kierunków wykorzystania drobnych frakcji wapieni jest produkcja nawozów wapniowych węglanowych. Za najważniejsze właściwości nawozów, decydujące o ich przydatności rolniczej, uznaje się zawartość składników użytecznych (CaO + MgO), rozdrobnienie nawozu i zawartość metali ciężkich.

Tab. 4. Niektóre wymagania właściwości wapieni stosowanych jako wypełniacze
 Tab. 4. Selected requirements for properties of limestones used as fillers

Dziedzina zastosowania	Zawartość [%]			Inne cechy
	CaCO ₃	SiO ₂ + NR	Fe ₂ O ₃	
tworzywa sztuczne			<0,1	białość >80 liczba olejowa 16–20
przemysł gumowy	≥98	0,28–1,5	0,03–0,06	liczba olejowa 22
kable	≥98	<2	<0,2	
przemysł papierniczy	>98			najczęściej kreda strącana
szkło i ceramika	97–99	<1	0,05 – 0,1	
masy bitumiczne	≥90			
sorbenty do odsiarczania	92–97	1,4–2,2		wskaźnik reaktywności i sorpcji bezwzględnej
kleje i zaprawy budowlane	najczęściej >95	≤2		białość >82 wilgotność <0,1

Nawozom wapniowym węglanowym stawiane są stosunkowo niskie wymagania zawartości CaCO₃. Dla wapna nawozowego w postaci węglanowej odmiany 04 zawartość CaO powinna wynosić minimum 50% (ok. 89% CaCO₃). Istotną cechą nawozów wapniowych, decydującą o ich aktywności chemicznej, jest stopień roz-

drobnienia. W odniesieniu do nawozów wapniowych typu węglanowego 04, skład ziarnowy powinien spełniać wymagania:

- odsiew na sicie 2 mm najwyżej 10%,
- przesiew przez sito 0,5 mm min. 50%.

Oprócz powyższych cech ważne jest również pochodzenie geologiczne i wykształcenie minerałów budujących skałę. Na ogół wapienie z młodszych epok geologicznych, w tym także jurajskie, charakteryzują się większą reaktywnością.

Ostatnio znajdują zastosowanie nawozy granulowane uzyskane z wapieni, o znacznym stopniu rozdrobnienia (poniżej 0,1 mm). W przypadku tego typu nawozów w produkcji występuje znaczne zużycie energii. W pierwszej kolejności energochłonna jest operacja przemiału, choć równie energochłonnym jest granulowanie i suszenie uzyskanego granulatu.

W kopalni Celiny planuje się uruchomić produkcję nawozów wapniowych odsiewanych o uziarnieniu 0/0,5 mm i nawozów granulowanych uzyskiwanych z mączki o uziarnieniu 0/0,1 mm, charakteryzujących się większą reaktywnością. Porównanie cech jakościowych tych nawozów przedstawiono w tabeli 5 (badania wykonywane w Okręgowej Stacji Chemiczno-Rolniczej w Kielcach).

Z wyników przedstawionych w tabeli 5 widać, że chcąc uzyskać nawozy o reaktywności powyżej 90%, nie jest wymagane tak znaczne rozdrobnienie, jak to często ma miejsce w przypadku drogich nawozów granulowanych. Oprócz nawozów produkowane będą mączki o różnym uziarnieniu dla przemysłu paszowego (kredy pastewne) i mączki wapienne o wąskim zakresie uziarnienia, stosowane jako wypełniacze w produkcji gotowych produktów dla budownictwa.

Tab. 5. Cechy jakościowe nawozów wapniowych węglanowych z kopalni wapienia Celiny
Tab. 5. Qualitative features of calcium carbonate fertilizers from Celiny limestone mine

Nawóz wapniowy węglanowy próbka z roku	Podstawowe właściwości		
	uziarnienie	liczba zubożnienia (CaO)	reaktywność [%]
04.2017	>2mm: 2,5% <0,5 mm: 71,7%	53,1	75,3
05.2018	0/0,1 mm	54,7	97,22
06.2019	0/2 mm	53,96	66,26
12.2020	>2mm: 0% <0,5 mm: 50%	54,16	66,66
01.2021	<0,5 mm: 100%	53,37	94,67
01.2021	0/0,1 mm granulowany	53,35	100,00

Czyste wapienie eksploatowane w kopalni Celiny są bezpieczne pod względem możliwości wystąpienia reakcji typu alkalia–kruszywo. Dotyczy to zarówno reakcji alkalia–krzemionka (ASR), jak też reakcji alkalia–węglany (ACR).

Problem reaktywności alkalicznej kruszyw nabrał w ostatnich latach w Polsce bardzo dużego znaczenia, co wynika stąd, że wiele kruszyw o dobrych parametrach fizyko mechanicznych charakteryzuje się podatnością na wystąpienie reakcji alkalia–kruszywo (Naziemiec 2018).

4. PROFIL PRODUKCJI

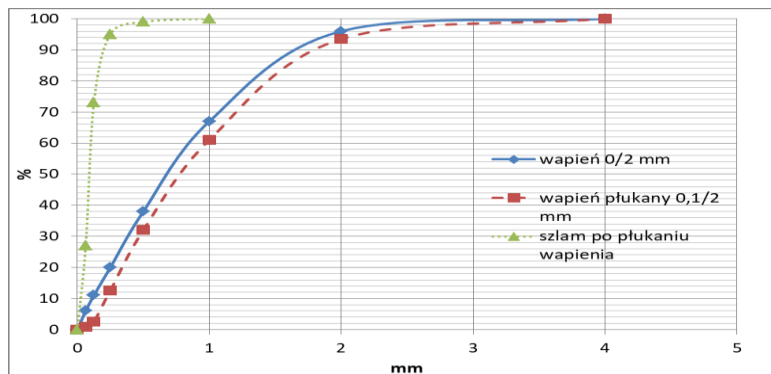
Obecnie w kopalni Celiny produkowane są grysy wapienne o uziarnieniu 2/8 mm, 8/16 i 16/22 oraz mieszanki mineralne 0/31 i 0/63 mm. W tabeli 6 podano niektóre cechy jakościowe produkowanych kruszyw. Podane parametry świadczą o wysokiej jakości kruszyw i ich przydatności do różnych zastosowań w budownictwie.

Tab. 6. Podstawowe właściwości niektórych kruszyw wapiennych z kopalni wapienia Celiny

Tab. 6. Basic characteristics of selected limestone aggregates from Celiny limestone mine

Frakcja kruszywa	Odporność na rozdrabnianie LA	Nasiąkliwość [%]	Mrozoodporność, ubytek masy [%]	Wskaźnik płaskości [%]	Gęstość ρ_a [t/m ³]
2/8	22–24	1,1–1,2	0,6–0,8	9–10	2,70
8/16	20–23	0,7–0,8	0,5–0,6	6–8	2,70
16/22	21–23	0,5–0,6	0,4–0,5	6–8	2,70

W trakcie produkcji powstają znaczne ilości frakcji najdrobniejszej – 0/2 mm. Możliwość zagospodarowania tych frakcji jest bardzo ważna. Ich jakość zależy od charakterystyki samej skały będącej wyjściowym surowcem, jak też przebytego procesu przeróbki. W zakładach przerabiających wapienie możemy mieć do czynienia z kilkoma rodzajami frakcji drobnych. Frakcje drobne uzyskiwane z przeróbki tzw. odsiewu wstępnego posiadają zazwyczaj znaczne ilości zanieczyszczeń w postaci SiO₂, Al₂O₃ i Fe₂O₃. Frakcje drobne uzyskiwane podczas kruszenia czystego wapienia posiadają stosunkowo wysokie zawartości CaCO₃, ale równocześnie występuje w nich znaczna ilość pyłów mineralnych. Z kolei z operacji płukania uzyskuje się tzw. piasek łamany (wapienny), bez zanieczyszczeń ilasto-pylastych oraz najdrobniejsze frakcje o uziarnieniu rzędu 0/0,1 (0/0,2) mm, ze zwiększoną zawartością minerałów ilastych. Orientacyjny średni skład ziarnowy i chemiczny poszczególnych drobnych frakcji powstających przy produkcji kruszyw w KW Celiny przedstawiono na rysunku 3 i w tabeli 7.



Rys. 3. Skład ziarnowy drobnych frakcji wapienia z KW Celiny

Fig 3. Particle size composition of fine fractions of limestone from Celiny Mine

Analizując skład chemiczny drobnych frakcji wapieni przedstawiony w tabeli 7. można zauważyć, że mogą one być wykorzystane jako surowiec do produkcji różnego rodzaju mączek wapiennych.

Tab. 7. Skład chemiczny drobnych frakcji wapieni powstających w KW Celiny

Tab. 7. Chemical composition of fine size fractions produced in Celiny Mine

Rodzaj surowca	Skład chemiczny [%]				
	CaCO ₃	MgCO ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃
wapień z przeróbki suchej	98,2	0,75	0,67	0,16	0,10
wapień płukany	90,8	–	5,77	1,59	
szlam wapienny z płukania	78,6	–	11,1	7,3	

Cenną właściwością drobnych frakcji jest ich duży stopień rozdrobnienia. Jest to bardzo ważna cecha, gdyż ich rozdrabnianie należy do najbardziej energochłonnych operacji. Efektywność przemiału zależy od właściwości materiału, będącego nadawą do młyna (skład ziarnowy, mielność), rozdrobnienia produktu końcowego oraz charakterystyki urządzenia mielącego i sposobu prowadzenia mielenia – rodzaj młyna, cykl zamknięty lub otwarty itp. (Gawenda 2015; Naziemiec 2019). Wykorzystanie do przemiałów rozdrobnionego wcześniej surowca skalnego obniża zużycie energii w produkcji mączek mineralnych. W przypadku wapienia z Celin można obniżyć zużycie energii na przemiał o około 2 kWh/t.

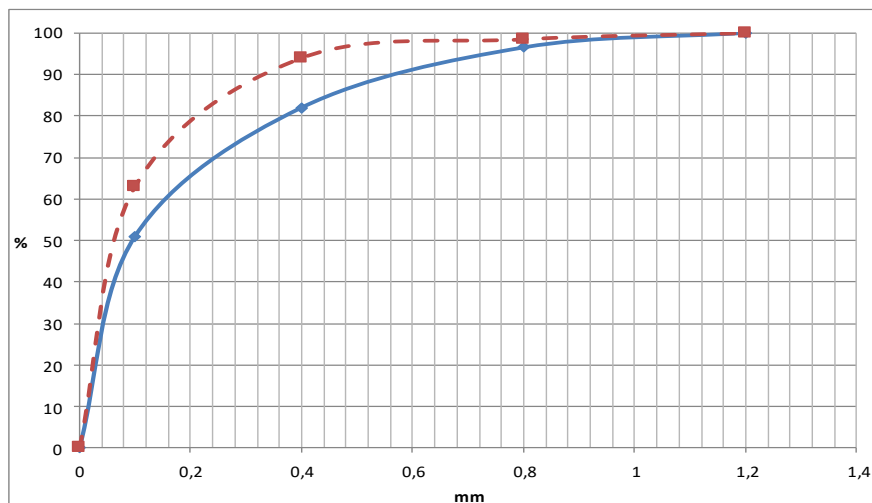
Oszczędności z tytułu zużycia energii podczas rozdrabniania osiągnąć można również poprzez zastosowanie energooszczędnych urządzeń. W minionych latach w operacjach przemiału wapieni dominowały młyny kulowe rurowe. Obecnie w przemysłowniach powszechnie stosowane są młyny pionowe walcowo-misowe i rolowo-misowe, wysokociśnieniowe prasy walcowe, młyny udarowe i inne. Przemiały prowadzone są w zamkniętych układach rozdrabniania, w których stosowane są różnego rodzaju separatory. Zwrócić uwagę należy również na wilgotność wapienia, gdyż

w niekorzystnych warunkach zużycie energii na odparowanie wilgoci znacznie powiększa energochłonność procesu.

Przy wyborze młyna, w którym ma być przemielany wapień, oprócz wielu zagadnień dotyczących wydajności, energochłonności, kosztów zakupu i eksploatacyjnych, ważny jest skład ziarnowy produktów odbieranych z młyna. W przypadku produkcji mączek gruboziarnistych, korzystnie jest stosować młyny udarowe i prasy walcowe (Saramak & Saramak 2020). Przy produkcji mączek drobnoziarnistych korzystniej jest zastosować młyny rolowo-misowe. Młyny te posiadają również możliwość odbioru mączek gruboziarnistych dzięki zastosowaniu separatora wewnętrznego. Orientacyjne uziarnienia produktów z młyna rolowo-misowego przedstawiono na rysunku 5. Dla programu produkcyjnego w KW Celiny przewidziano zastosowanie pionowego młyna rolowo-misowego z separatorem wewnętrznym, z którego można uzyskać mączki drobno i gruboziarniste.

W młynie rolowo-misowym, na skład ziarnowy produktów możemy wpływać poprzez pracę separatora wewnętrznego i sterowanie wielkością zawrotu do młyna. W praktyce z młynów pionowych rolowo-misowych otrzymuje się drobniejsze produkty, niż w przypadku młynów udarowych, czy pras walcowych.

W kopalni Celiny, dysponującej surowcem bardzo dobrej jakości, w ramach realizacji projektu badawczo-rozwojowego dobrano jak najbardziej efektywną technologię przetwarzania, w celu uzyskania wielu różnych rodzajów mączek wapiennych. Kamieniem milowym w ramach realizacji projektu i prac rozwojowych będzie osiągnięcie wydajności prototypowej instalacji przemiałowej na poziomie minimum 20 t/godz. dla produktów w postaci frakcji: 0–0,08 mm, 0,08–1,2 mm oraz 1,2–2 mm.



Rys. 4. Skład ziarnowy produktów wapiennych z młyna rolowo-misowego (dolny i górny zakres)

Fig. 4. Particle size composition of limestone products from

5. JAKOŚĆ BETONÓW Z KRUSZYWEM WAPIENNYM

Produkty z kopalni wapienia w Celinach używane są głównie jako kruszywa do betonu. W wielu specyfikacjach technicznych można znaleźć uwagi dotyczące wykluczenia kruszyw wapiennych przy realizacji obiektów budownictwa drogowego czy przemysłowego. Jedną z głównych niekorzystnych cech jakościowych wapieni jest wysoka ich polerowalność, co sprawia, że nie nadają się one do górnych warstw nawierzchni drogowej. Jednak pozostałe cechy, takie jak odporność na rozdrabnianie, czy mrozoodporność, dorównują, a nawet przewyższają cechy kruszyw ze skał magmowych (np. granitów). W ICiMB w Krakowie przeprowadzono badania betonów sporządzonych z udziałem kruszyw wapiennych z kopalni Celiny dla składu mieszanki betonowej z udziałem tych kruszyw:

- cement CEM 42,5–440 kg/m³,
- piasek wapienny 0/2 (łamany, płukany) – 547 kg/m³,
- mączka wapienna 0/0,1 mm – 17 kg/m³,
- kruszywo wapienne 2/8 mm – 519 kg/m³,
- kruszywo wapienne 8/16 mm – 759 kg/m³,
- woda – 132 kg/m³,
- superplastyfikator 4,4 kg/m³.

Dla betonu z kruszywem z Celin uzyskano wyniki:

- konsystencja (opad stożka wg PN-EN 12350-2) – 12 cm,
- zawartość powietrza wg PN-EN 12350-7 – 1,9%,
- gęstość świeżej mieszanki betonowej – 2,47 kg/dm³,
- wytrzymałość na ściskanie wg PN-EN 12390-3 – 93,6 MPa,
- nasiąkliwość wg PN-88/B-06250 – 3,7%.

Oceniając kruszywa przeznaczone do betonu należy zwrócić uwagę nie tylko na ich parametry wytrzymałościowe. W betonie bardzo ważna jest tzw. warstwa szczepna, występująca pomiędzy zaczynem i kruszywem. Okazuje się, że w przypadku kruszyw wapiennych warstwa szczepna jest silniejsza, niż np. w przypadku kruszyw ze skał magmowych. Ponadto w przypadku betonów z udziałem kruszyw wapiennych uzyskuje się korzystniejsze wyniki modułu sprężystości Younga. Przedstawione powyżej wyniki badań betonu z udziałem kruszyw wapiennych zaprzeczają niesłusznie powtarzanej często tezie, że kruszywa z wapieni są mało przydatne do betonu. Podobnie korzystne parametry uzyskiwano w przypadku zastosowania wapiennych piasków łamanych do wytworzenia klejów cementowych, stosowanych w systemach ociepleń ETICS.

6. PODSUMOWANIE

Właściwa gospodarka surowcami węglanowymi wymaga uwzględnienia szerokich możliwości ich zastosowania w różnych gałęziach przemysłu. Często nawet w obrębie

jednego złoża wapieni występują kopaliny różniące się właściwościami fizycznymi i chemicznymi. Na jakość produktów wpływa również technologia ich przeróbki. Dokładne rozpoznanie jakości eksploatowanych i przerabianych surowców oraz jakości poszczególnych produktów ułatwia racjonalne ich wykorzystanie.

Podstawowym wymaganiem stawianym drobnym frakcjom kruszyw stosowanych w różnych dziedzinach gospodarki jest ich czystość i odpowiedni skład ziarnowy. Szerokie możliwości stosowania wapieni dotyczą w znacznej mierze produktów, w postaci mączek. Znając skład ziarnowy, skład mineralogiczny i chemiczny można znaleźć sposób wykorzystania drobnych frakcji wapieni, które często są trudne do całkowitego zagospodarowania. Najprostszym sposobem wydaje się użycie ich jako nawozu do odkwaszania gleby. Jednak coraz częściej mączki wapienne znajdują szerokie zastosowanie w produkcji gotowych materiałów budowlanych, czy jako dodatek do betonu.

Cenną cechą drobnych frakcji wapieni powstających w procesach kruszenia skał wapiennych jest to, że z uwagi na znaczny stopień rozdrobnienia nie wymagają one dużego zużycia energii w procesie przemiału. Równie korzystną cechą czystych wapieni jest to, że najczęściej są one bezpieczne pod względem możliwości wystąpienia szkodliwej reakcji typu alkalia–kruszywo. Realizowana budowa przemiałowni wapieni w kopalni Celiny służy kompleksowemu wykorzystaniu kopaliny i uzyskaniu nowych wyrobów wapiennych o korzystnych parametrach jakościowych.

Artykuł jest wynikiem projektu nr RPSW.01.02.00-26-0042/18.

LITERATURA

- GALOS K., SZLUGAJ J., BURKOWICZ A., 2016, *Źródła sorbentów wapiennych do odsiarczania spalin w Polsce w kontekście potrzeb krajowej energetyki*, Polityka Energetyczna, t. 19. z. 2, 149–170.
- GAWENDA T. 2015. *Zasady doboru kruszarek oraz układów technologicznych w produkcji kruszyw łamanych*, Rozprawy Monograficzne, 304, Wyd. AGH, 232.
- LECH R., 2011, *Właściwości wapieni i produktu ich dysocjacji termicznej*, cz. 1. Wapienie, Cement Wapno Beton, nr 3, 148–160.
- NAZIEMIEC Z., 2019, *Przeróbka i badania kruszyw mineralnych*, Rozprawy Monograficzne 356, Wyd. AGH, 299.
- NAZIEMIEC Z., 2018, *Reaktywność alkaliczno krzemionkowa wybranych krajowych kruszyw drobnych*. Drogi i Mosty, nr 17, 271–283.
- PN-88/B-06250: *Beton zwykły*.
- PN-EN 12350-2:2019, *Badania mieszanki betonowej - część 2: Badanie konsystencji metodą opadu stożka*.
- PN-EN 12350-7:2019. *Badania mieszanki betonowej - część 7: Badanie zawartości powietrza - Metody ciśnieniowe*.
- PN-EN 12390-3:2019. *Badania betonu - część 3: Wytrzymałość na ściskanie próbek do badań*.
- SARAMAK D, SARAMAK A., 2020, *Potential benefits in copper sulphides liberation through application of HRC device in ore comminution circuits*, Minerals, 2020, 10 (9): 817.

PRODUCTION AND UTILIZATION OF LIMESTONE AGGREGATES ON THE EXAMPLE OF CELINY LIMESTONE MINE

The article provides general information concerning industrial utilization of limestone products in various fields of the industry. The results of tests of some limestone properties, like chemical composition, grindability, porosity, and reactivity, were presented in the paper. The characteristics of Jurassic limestones exploited in Celiny limestone mine and the aggregate products obtained from them were presented, too. In the Celiny limestone mine, a construction of a limestone flour grinding of various granulation is in progress. Particular attention was paid to the possibility of using the fine size fractions of limestone for grinding, generated in the aggregate production plant. The high quality of the raw material from Celiny mine creates a wide range of applications of various fractions of limestone flour.

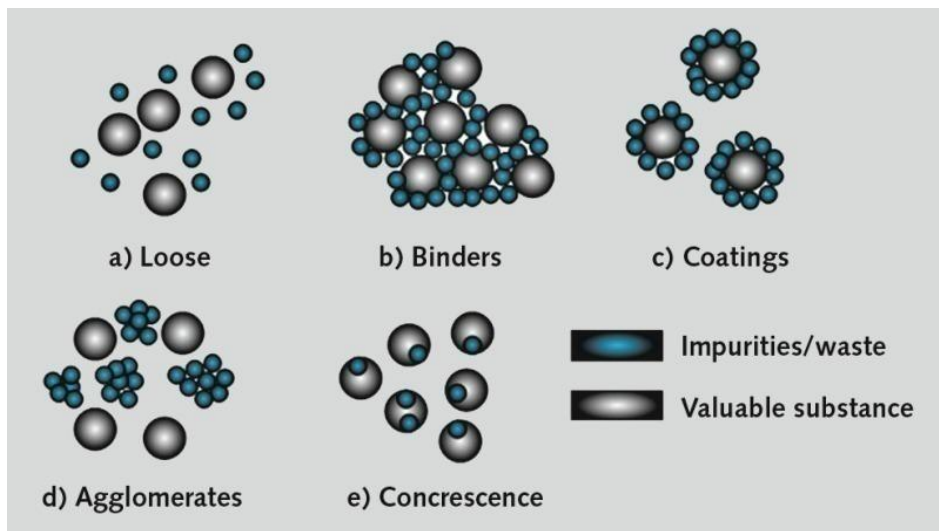
OCENA EFEKTYWNOŚCI OPERACJI PŁUKANIA NA PRZYKŁADZIE PRODUKCJI KRUSZYW ŁAMANYCH

1. WPROWADZENIE

Kruszywa mineralne są surowcem o największym wolumenie wydobycia i produkcji zarówno w skali kraju, jak i w ujęciu globalnym. Ocenia się, że rocznie na świecie wydobywa się między 20 a 40 mld t kruszyw. Wyniki te charakteryzują się ogromnym rozrzutem w zależności od źródła cytowania, jednak wynika to z ogromnego rozproszenia złóż kopalin i związanych z tym trudnościami z dokładnym ich zbilansowaniem i oszacowaniem. Roczne wydobycie kruszyw w Polsce przekracza 200 mln t, ale obserwować można lata charakteryzujące się ich większym wydobyciem i produkcją, co związane jest z koniunkturą gospodarczą i skumulowaniem się lub brakiem wielkich inwestycji drogowo-strukturalnych. Przykładowo w 2020 r. wydobyto w Polsce około 250 mln t kruszyw, z czego około 180 mln t stanowiły piaski i żwiry, a 70 mln t kopaliny do produkcji kruszyw łamanych.

Niezależnie od wielkości wydobywania, w strukturze produkcji kruszyw w kraju około 2/3 zajmują kruszywa piaskowo-żwirowe a złoża, z których są one wydobywane bardzo często zawierają znaczne ilości zanieczyszczeń gliniasto-ilastych. Problem ten dotyczy także kruszyw łamanych. Zanieczyszczenia te powinny być usunięte w trakcie przeróbki i produkcji kruszywa, gdyż mają niekorzystny wpływ na jego jakość. Zanieczyszczona nadawa gorzej się przesiewa i rozdrabnia, zatem podstawowe operacje stosowane w produkcji kruszyw przebiegają w sposób mniej efektywny technicznie i ekonomicznie.

Zanieczyszczenia ilasto-pyliste mogą występować w różnych formach w zależności od złoża, z którego pochodzi kopalina, na przykład w postaci luźnej, spoiwa w formie aglomeratów, powłoki przylegającej, aglomeratów odspojonych od ziaren lub zrostów. Schematycznie przedstawiono to na rys. 1 (AT Mineral Processing 2015).



Rys. 1. Formy występowania zanieczyszczeń kruszyw (AT Mineral Processing 2015)

Fig. 1. Various forms of impurities in aggregates (AT Mineral Processing 2015)

2. TECHNOLOGIA PŁUKANIA

W praktyce stosuje się różne procesy i urządzenia, których skuteczność jest zróżnicowana i zależy zarówno od charakterystyki nadawy, typu oraz ilości zanieczyszczeń, a w szczególności od:

- podatności zanieczyszczeń na rozmywanie i zawartości frakcji ilasto-pylistej,
- sposobu przygotowania materiału do płukania, np. czasu rozmakania oraz ilości wykorzystanego medium (wody),
- charakterystyk fizykomechanicznych płukanego materiału, np. kształtu ziaren, składu ziarnowego,
- parametrów pracy urządzenia płuczącego.

Ze względu na budowę oraz charakter pracy, urządzenia do płukania można podzielić na:

- przesiewacze wibracyjne z natryskiem wodnym i do płukania pod lustrem wody,
- płuczki bębnowe wibracyjne i obrotowe,
- płuczki mieczowe (korytowe) i ciśnieniowe,
- inne urządzenia.

W praktyce najszersze zastosowanie znalazły różnego typu płuczki, w których oddzielanie zanieczyszczeń przebiega w sposób mechaniczny i jest oparte na intensywnym mieszaniu surowca w środowisku wodnym. Analiza literatury dokumentuje szereg programów badawczych, prowadzonych zarówno w warunkach laboratoryjnych

jak i przemysłowych. Wyniki tych badań pozwoliły na znaczne poszerzenie dotychczasowej wiedzy na temat efektywności technologii płukania kruszyw oraz sposobów optymalizacji pracy urządzeń (Chłoń & Gawenda 2017, 2017a; Gawenda i in. 2017; Naziemiec & Gawenda 2005). Analizowany był także wpływ wybranych czynników na efektywność wypłukania kruszyw, a także rodzaje i formy występowania zanieczyszczeń w kruszywach (Naziemiec & Saramak 2014, Naziemiec 2011).

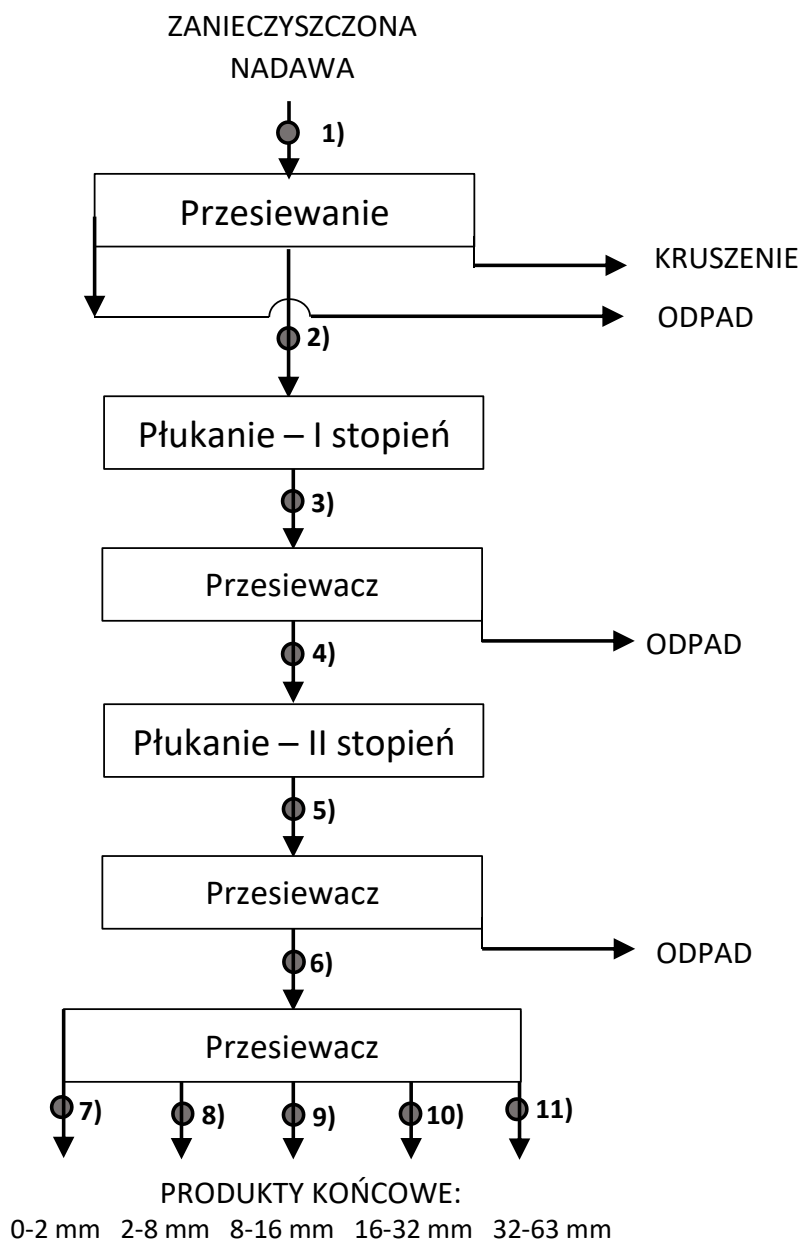
W warunkach przemysłowych stosowane są z reguły płuczki mieczowe i bębnowe. Korzystniejsze efekty płukania uzyskiwane są w płuczkach mieczowych. Urządzenia te charakteryzują się także zwartą i stabilną konstrukcją, mniejszą masą w stosunku do płuczek bębnowych, ochroną koryta przed ścieraniem i łatwą eksploatacją. Średnie zużycie wody w płuczkach mieczowych, zależne jest od stopnia zanieczyszczenia materiału i wynosi około 0,5–1,0 m³/t.

Coraz popularniejsze są płuczki ciśnieniowe, które mogą być używane do oczyszczania piasku, żwiru i materiałów z recyklingu o uziarnieniu 0–80 mm. Urządzenia te odznaczają się korzystniejszym zużyciem wody i energii w porównaniu do tradycyjnych płuczek, a także mniejszą zabudową i elastycznością we współpracy z innymi maszynami. Szczególnie przydatne do procesów płukania kruszyw zawierających trudno rozmywalne zanieczyszczenia gliniaste są płuczki korytowe o specjalnej konstrukcji elementów mieszających, tzw. turbo płuczki.

3. METODYKA I PROGRAM BADAŃ

Zaprezentowany tu program badawczy obejmował testy płukania w skali przemysłowej, prowadzone w odkrywkowej kopalni na zanieczyszczonym w sposób naturalny łamanym kruszywie dolomitowym. Testy płukania prowadzone były w instalacji mokrej o wydajności około 200 t/h, składającej się z przesiewaczy sortująco-płuczających i odwadniających, płuczek dwuwałowych, odwadniacza kubełkowego oraz systemu klarowania wody zawracanej do obiegu. Celem badań było określenie efektywności stopnia wypłukania kruszywa przepływającego poprzez poszczególne maszyny, a więc na poszczególnych etapach procesu płukania.

Ideowy schemat układu technologicznego przedstawiono na rysunku 2. Oznaczone zostały punkty 1 do 11, w których pobierane były reprezentatywne próbki materiału do badań. Dla każdej pobranej próbki oznaczano procentową zawartość frakcji ilastopylistej <0,063 mm. Dodatkowo analizie poddane zostały produkty końcowe, czyli kruszywa w klasach ziarnowych 0–2, 2–8, 8–16, 16–31,5 oraz 31,5–63 mm. Wyznaczone zostały składy ziarnowe poszczególnych produktów oraz zawartości frakcji pylistych.



Rys. 2. Schemat procesu płukania i punkty pobierania materiału

Fig. 2. Washing process scheme and the sampling points

4. ANALIZA WYNIKÓW

W tabeli 1 podano procentowe zawartości frakcji ilasto-pylastej $<0,063$ mm w poszczególnych próbkach pobranych z punktów układu technologicznego oraz całkowity stopień wypłukania tej frakcji w odniesieniu do jej zawartości w nadawie.

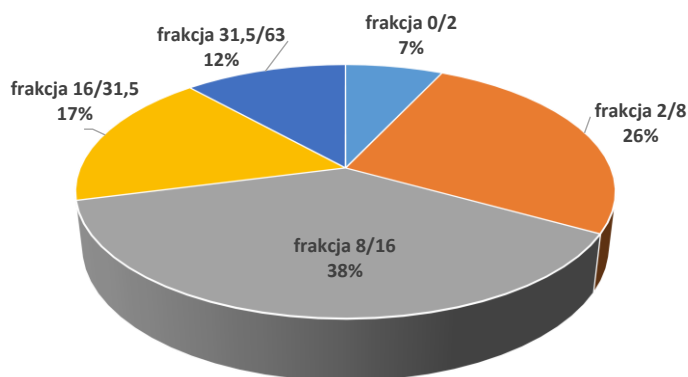
Tab. 1. Zestawienie wyników procesu płukania oraz miejsc opróbowania

Tab. 1. Results of washing process together with sampling points

Oznaczenie punktu pobrania	Miejsce opróbowania	Zawartość frakcji poniżej 0,063 mm [%]	Całkowity stopień wypłukania [%]
1	nadawa na przesiewacz	37,6	—
2	nadawa na płuczkę mieczową wstępną	28,6	23,8
3	produkt płuczki mieczowej wstępnej	21,1	43,7
4	produkt górny przesiewacza odwadniającego	9,8	73,8
5	produkt płuczki mieczowej wtórnej	4,3	88,3
6	produkt górny przesiewacza odwadniającego popłuczyny	3,1	97,1
7	produkt końcowy 0–2 mm	10,5	72,0
8	produkt końcowy 2–8 mm	5,6	85,1
9	produkt końcowy 8–16 mm	4,9	86,9
10	produkt końcowy 16–31,5 mm	3,0	92,1
11	produkt końcowy 31,5–63 mm	4,6	87,8

Nadawa do procesu produkcji kruszyw zawierała 37,6% frakcji pylistej $< 0,063$ mm, która generalnie stanowiła zanieczyszczenia. Przed skierowaniem materiału do płuczki wstępnej był on poddany procesowi przesiewania na przesiewaczu wielopokładowym, w celu wyodrębnienia strumienia do procesu kruszenia, strumienia odpadów oraz strumienia nadawy do dalszego procesu płukania. Okazuje się, że produkt tego przesiewacza kierowany do płuczki wstępnej zawierał 28,6% zanieczyszczeń, czyli już zastosowanie samej operacji przesiewania spowodowało usunięcie z nadawy 23,8% zanieczyszczeń. Produkt wstępnego płukania zawierał 21,1% zanieczyszczeń, co w stosunku do nadawy (37,6%) stanowiło ich redukcję o 43,7%.

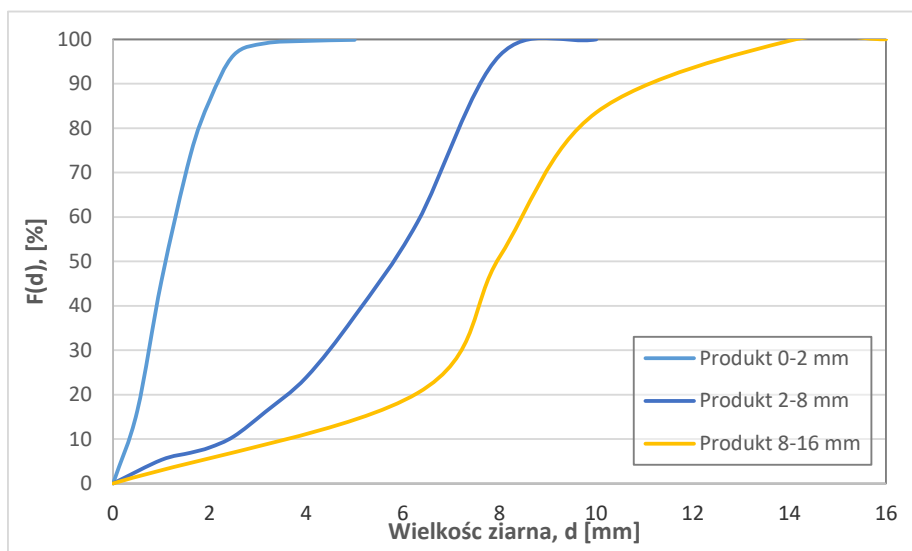
Po drugim stadium płukania w płuczce mieczowej (pkt 5) produkt zawierał 4,3% frakcji $<0,063$ mm i całkowity stopień wypłukania wyniósł ponad 88%. Po doczyszczczeniu go na przesiewaczu wibracyjnym (pkt 6) produkt górny, będący nadawą na przesiewacz frakcyjny klasyfikujący produkty końcowe, zawierał 3,1% frakcji $<0,063$ mm, a całkowity stopień wypłukania wyniósł nieco ponad 97%.



Rys. 3. Wychody poszczególnych frakcji produktów końcowych

Fig. 3. Yields of individual size fractions of final products

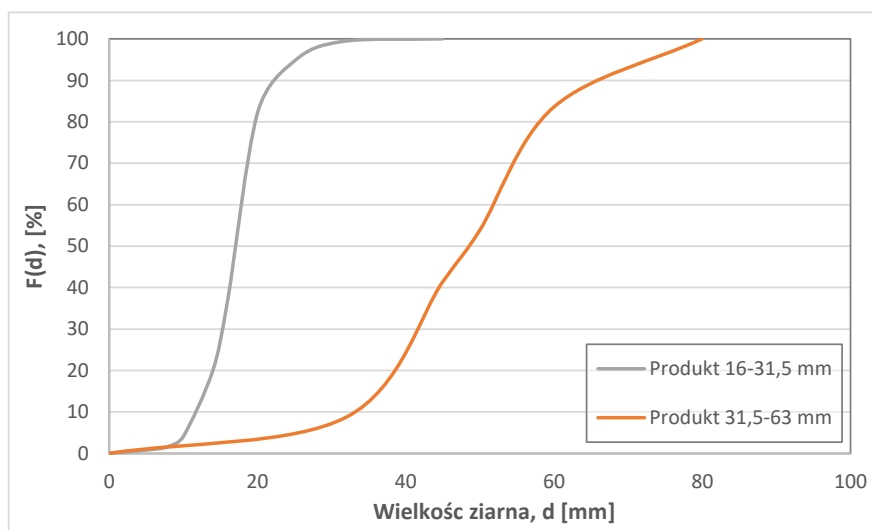
Warto zwrócić uwagę, że produkty końcowe zostały dodatkowo „dopłukane” na przesiewaczu frakcyjnym, co spowodowało, że zawartości zanieczyszczeń zmieniły się od 3% do ponad 10%, w zależności od frakcji ziarnowej, a wychody produktów od 7% do prawie 40% (rys. 3). Uwzględniając zmienny udział poszczególnych produktów w strukturze produkowanych kruszyw, średnia zawartość zanieczyszczeń wyniosła 6,9%.



Rys. 4. Krzywe składu ziarnowego produktów w klasach ziarnowych 0–2, 2–8 i 8–16 mm

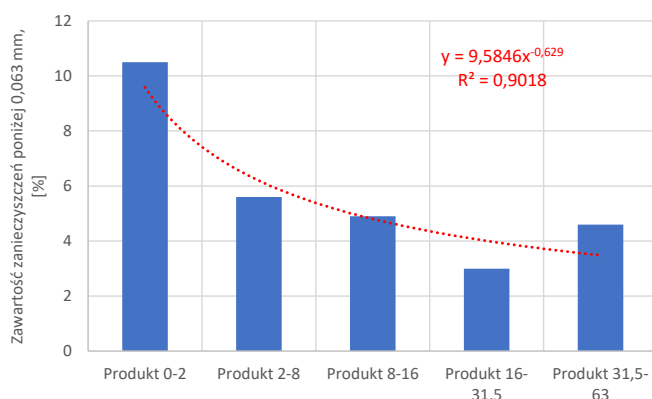
Fig. 4. Particle size distribution curves of products in particle size fractions 0–2, 2–8 and 8–16 mm

Na rysunkach 4 i 5 przedstawiono także krzywe składu ziarnowego finalnych produktów płukania kruszyw. Jak można zauważyć, stopień wypłukania zanieczyszczeń był zmienny, w zależności od frakcji otrzymanego kruszywa. Można też zauważyć, że dla analizowanej sytuacji zawartość zanieczyszczeń w danym produkcie jest skorelowana z rozmiarem jego ziaren (rys. 6). Zależność pomiędzy uziarnieniem danego produktu kruszywowego a zawartością w nim zanieczyszczeń można opisać dość dokładnie funkcją hiperboliczną. Dokładność aproksymacji przekracza 90% (rys. 6).



Rys. 5. Krzywe składu ziarnowego produktów w klasach ziarnowych 16–31,5 i 31,5–63 mm

Fig. 5. Particle size distribution curves of products in particle size fractions 16–31,5 and 31,5–63 mm



Rys. 6. Zależność pomiędzy klasą ziarnową kruszywa a ilością zanieczyszczeń

Fig. 6. Relationship between particle size fraction of aggregate product and impurities content

W tabeli 2 przedstawiono także udziały nadziarna i podziarna dla poszczególnych klas ziarnowych produktów. Największą zawartością podziarna charakteryzował się produkt 16–31,5, a najniższą produkt 2–8 mm. Z kolei najwyższa zawartość ziaren ponadwymiarowych znalazła się w produkcie najgrubszym, tj. frakcji 31,5–63, w której ich wychód stanowił 16,4%. Kolejna frakcja ze znaczną zawartością nadziarna to produkt najdrobniejszy, tj. od 0 do 2 mm.

Tab. 2. Zawartość podziarna i nadziarna w produktach końcowych
Tab. 2. Oversize and undersize particles contents in final products

Produkt [mm]	Zawartość podziarna [%]	Zawartość nadziarna [%]
0–2	–	10,2
2–8	6,3	3,6
8–16	51	0
16–31,5	37,1	0,6
31,5–63	8,7	16,4

5. PODSUMOWANIE

W materiale poddanym procesowi płukania w ramach opisanego programu badań znajdowały się dosyć znaczne zawartości pyłów mineralnych poniżej 0,063 mm. Według normy PN-EN 12620 w kruszywach grubych do betonu, dla najwyższej kategorii, zawartość pyłów powinna wynosić maksymalnie 1,5%, a w kruszywach dla drogownictwa, według PN-EN 13043, maksymalna zawartość pyłów dla najwyższej kategorii powinna być jeszcze niższa. Dla kruszyw drobnych (piasków), zawartość pyłów w najwyższej kategorii według ww. norm wynosić ma 3%. Na uzyskiwany wynik końcowy w procesie płukania wpływa nie tylko skuteczność samej operacji, ale również ilość, a przede wszystkim jakość zanieczyszczeń w nadawie. Najczęściej ilość zanieczyszczeń gliniasto-ilastych w nadawie do płukania nie przekracza 20%. Przykładowo, przy zawartości zanieczyszczeń 20% i skuteczności płukania 93%, w kruszywie grubym, będącym produktem końcowym, otrzymamy zawartości pyłów rzędu 1,5%, jednak z zastrzeżeniem, że takie skuteczności płukania można osiągnąć w instalacji płuczącej z jedną płuczką mieczową.

Przeprowadzone badania wykazały, że próbki płukane w przesiewaczu wibracyjnym uzyskały bardzo dobry wynik, osiągając stopień efektywności wypłukania na poziomie około 97%, co sprawiło, że zawartość zanieczyszczeń frakcji <0,063 mm wyniosła 3,1%. Na tak wysoki stopień wypłukania kruszyw na przesiewaczu przyczyniły się trzy czynniki: niska zawartość zanieczyszczeń w nadawie, dobór odpowiednio dużego oczka w przesiewaczu płuczącym oraz duża wilgotność nadawy, znajdującej się na zwałowisku, uzyskana w wyniku deszczowej aury podczas testów.

W ramach kontynuacji tych badań planowane jest przeprowadzenie dodatkowych testów. Umożliwi to wyznaczenie ogólnych ram dotyczących wielostadialnego proce-

su płukania. Przy nadawie zawierającej zanieczyszczenia w ilości rzędu kilkunastu procent, po odpowiednim przygotowaniu nadawy może wystarczyć zastosowanie płukania na przesiewaczu z odpowiednim natryskiem i odpowiednio dobranymi oczkami sit. Przy nadawie zawierającej 20% i więcej zanieczyszczeń ilasto-pylastych, płukanie wymaga zastosowania płuczki, np. mieczowej. Zawartość zanieczyszczeń rzędu 40% wydaje się stanowić granicę opłacalności stosowania procesu płukania, przy czym wymagane jest zastosowanie dwóch stadiów płukania w płuczkach mieczowych i na przesiewaczach.

Artykuł jest wynikiem badań w ramach realizacji projektu badawczego nr POIR.01.01.02-00-0014/16 pt. „Przeprowadzenie prac rozwojowych w zakresie wytworzenia innowacyjnej linii demonstracyjnej do przeróbki surowców mineralnych”.

Rzeczpospolita
PolskaNarodowe Centrum
Badań i Rozwoju

Unia Europejska



LITERATURA

- AT MINERAL PROCESSING, 2015, *Processing of heavy contaminated raw gypsum using the HAVER Friction-Clean*, 05, 46–53.
- CHŁOŃ A., GAWENDA T., 2017, *Analiza metod płukania kruszyw mineralnych*, Surowce i Maszyny Budowlane, nr 2–3.
- CHŁOŃ A., GAWENDA T., 2017a, *Płukanie w laboratorium*, Surowce i Maszyny Budowlane, nr 4.
- GAWENDA T. NAZIEMIEC Z., KAWIORSKI M., SKOTAREK W., 2017, *Płukanie w kopalni i w laboratorium*, Surowce i Maszyny Budowlane, nr 6.
- NAZIEMIEC Z., GAWENDA T., 2005, *Produkcja kruszyw budowlanych z odpadów przerobczych przemysłu wapienniczego*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa nr 109, seria Konferencje nr 41, Oficyna Wyd. PWR, 147–158.
- NAZIEMIEC Z., SARAMAK D., 2014, *Nietypowe sposoby płukania kruszyw*, Mining Science Mineral Aggregates, Vol. 21 (1), 159–170.
- NAZIEMIEC Z., 2011, *Płukanie kruszyw zawierających trudno rozmywane zanieczyszczenia*, XVIII Sympozjum Nauk.-Techn, Legnica, „Kruszywa Cement Wapno”, 30–34.
- PN-EN 12620+A1:2010: *Kruszywa do betonu*.
- PN-EN 13043:2004/AC: *Kruszywa do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych w drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu*.

ASSESSMENT OF WASHING PROCESS EFFECTIVENESS ON EXAMPLE OF
THE CRUSHED AGGREGATES PRODUCTION PROCESS

The article presents the results of dolomite aggregates washing process. The results of investigations show that washing process with the use of vibrating screen can be sufficient for aggregates with a low degree of impurities (up to 20%). More beneficial results can be obtained with application of two-stage washing circuits along with screens. Final products have diverse contents of impurities, depending the particle size fractions.

Konrad SŁOWIŃSKI

Polski Związek Producentów Kruszyw, Kielce

Łukasz MACHNIAK

AGH w Krakowie, Wydział Inżynierii Lądowej i Gospodarki Zasobami

OCENA ZUŻYCIA KRUSZYW DO BETONU W OBIEKTACH INŻYNIERSKICH INFRASTRUKTURY DROGOWEJ

1. WPROWADZENIE

Posiadanie odpowiedniej sieci szybkiego transportu jest bardzo ważnym elementem sprawnego działania każdego państwa. W ostatnich latach nastąpił intensywny rozwój sieci dróg szybkiego ruchu w Polsce. Wraz z budowaniem dróg szybkiego ruchu wymagane jest odpowiednie dostosowanie przebiegu tras do występujących warunków terenowych, środowiskowych, społecznych i gospodarczych w taki sposób, aby jak najefektywniej wykorzystać nowo powstałą sieć. Dla sprostania tym założeniom, konieczna jest budowa odpowiednich obiektów inżynierskich infrastruktury drogowej. Rodzaje tych obiektów przedstawiono w tabeli 1.

Tab. 1. Rodzaje obiektów inżynierskich wydzielonych wg (Rozp. MliTG, 2000)

Tab. 1. Types of engineering structures separated in (RMliTG, 2000)

Obiekt infrastruktury drogowej	Przeznaczenie obiektu
obiekt mostowy	przeprowadzanie drogi, samodzielnego ciągu pieszego lub pieszo-rowerowego, szlaku wędrowek zwierząt dziko żyjących, komunikacji gospodarczej nad przeszkodą terenową
przepust	przeprowadzenie cieków, szlaków wędrowek zwierząt dziko żyjących lub urządzeń technicznych

Do budowy obiektów inżynierskich infrastruktury drogowej potrzebny jest dostęp do kruszyw o jakości zgodnej z aktualnymi wymaganiami technicznymi, które są składnikiem mieszanki betonowej. Aktualny stan wiedzy w zakresie wskaźników zużycia kruszyw do budowy infrastruktury drogowej dotyczy w głównej mierze kruszyw do realizacji poszczególnych warstw konstrukcji drogi (tab. 2).

Tab. 2. Uśrednione wartości zużycia kruszyw drogowych według kategorii dróg

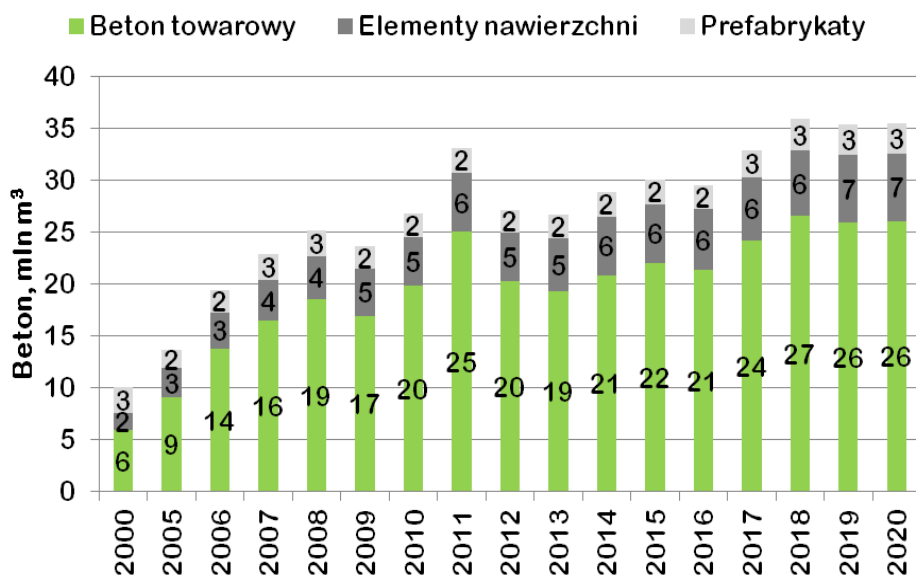
Tab. 2. Average values of road aggregate consumption by road category

Kategoria dróg	Technologia			
	asfaltowe		betonowe	
	grys [t/km]	mieszanka [t/km]	grys [t/km]	mieszanka [t/km]
autostrady	14 200	19 400	11 300	10 200
ekspresowe	10 200	17 600	9 800	9 200

Określenie wskaźników zużycia kruszyw poza konstrukcją drogi będzie dobrym uzupełnieniem tych informacji i pozwoli na dokładniejsze prognozowanie zapotrzebowanie na kruszywa.

2. RYNEK BETONU

Produkcja betonu w kraju, z uwzględnieniem betonu towarowego, branży elementów nawierzchni (głównie betonowej kostki drogowej) oraz prefabrykacji betonowej, szacowana jest w ostatnich latach na poziomie 36–37 mln m³. Zdecydowanie największy udział (ponad 70%) przypisuje się segmentowi betonu towarowego – rysunek 1.



Rys. 1. Rynek betonu w Polsce w latach 2000–2021 (GUS 2022)

Fig. 1. Concrete market in Poland in 2000–2021 (GUS 2022)

Dane o rynku betonu w tys. ton przeliczono na tysiące m³, przyjmując średnią gęstość 1 m³ betonu 2,2 t/m³.

3. METODYKA

Aby uzyskać wskaźniki zużycia kruszyw do budowy obiektów infrastruktury drogowej konieczne było zbudowanie indywidualnej bazy danych. Jako główne źródło informacji niezbędnych do wykonania obliczeń przyjęto dokumentację projektową, schematy odcinków oraz przedmiary robót. Analizą objęto łącznie 730 km odcinków w fazie eksploatacji oraz w fazie realizacji. Dla potrzeb analizy zdecydowano się wykorzystać dokładniejszy podział obiektów, bazujący na określeniach przyjętych w dokumentacjach technicznych:

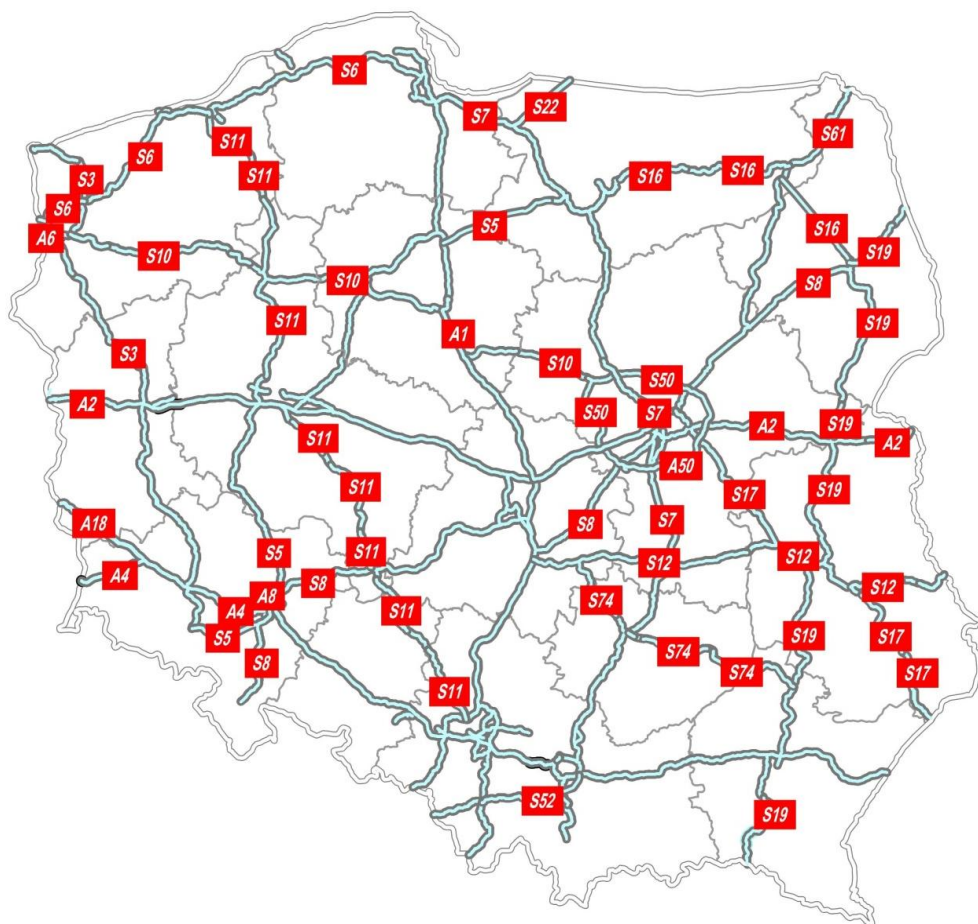
- wiadukt nad drogą, wiadukty/mosty w ciągu drogi,
- przejścia dolne i górne dla zwierząt,
- przejazd gospodarczy,
- kładka dla pieszych,
- przepust dla płazów.

Korzystając z dostępnych danych określono średnią liczbę poszczególnych obiektów inżynierskich przypadających na jeden kilometr drogi szybkiego ruchu. Kolejnym krokiem było określenie średniej kubatury betonu dla tych obiektów. Zliczano wyłącznie beton konstrukcyjny, wymagający stosowania grubych kruszyw łamanych. W celu przeliczenia masy kruszywa posługiwano się typową recepturą mieszanki betonowej, zgodnie z którą kruszywa stanowią 1,8 tony, z czego 65% kruszyw grubych łamanych oraz 35% kruszyw drobnych. Określona została średnia ilość kruszywa potrzebna do realizacji każdego z obiektów infrastruktury, przypadająca na jeden kilometr zbudowanej drogi. Następnie zidentyfikowano odcinki dróg niezbędnych do zakończenia planowanej docelowej sieci autostrad i dróg ekspresowych.

Dokonano również agregacji danych według numerów dróg oraz województw. Ostatnim krokiem było oszacowanie zapotrzebowania na kruszywa.

4. DOCELOWA SIEĆ DRÓG

Na rysunku 2 przedstawiono docelową długość sieci dróg szybkiego ruchu 7980 km dróg ekspresowych i 2100 km autostrad (Rozp. DzU.1818.2019). Zgodnie z danymi na dzień 31.12.2021 sieć szybkiego ruchu wynosi 4625 km, co stanowi znaczną część docelowej długości sieci, natomiast 114 zadań, o łącznej długości 1495 km (GDDKiA 2022), znajduje się w fazie realizacji.

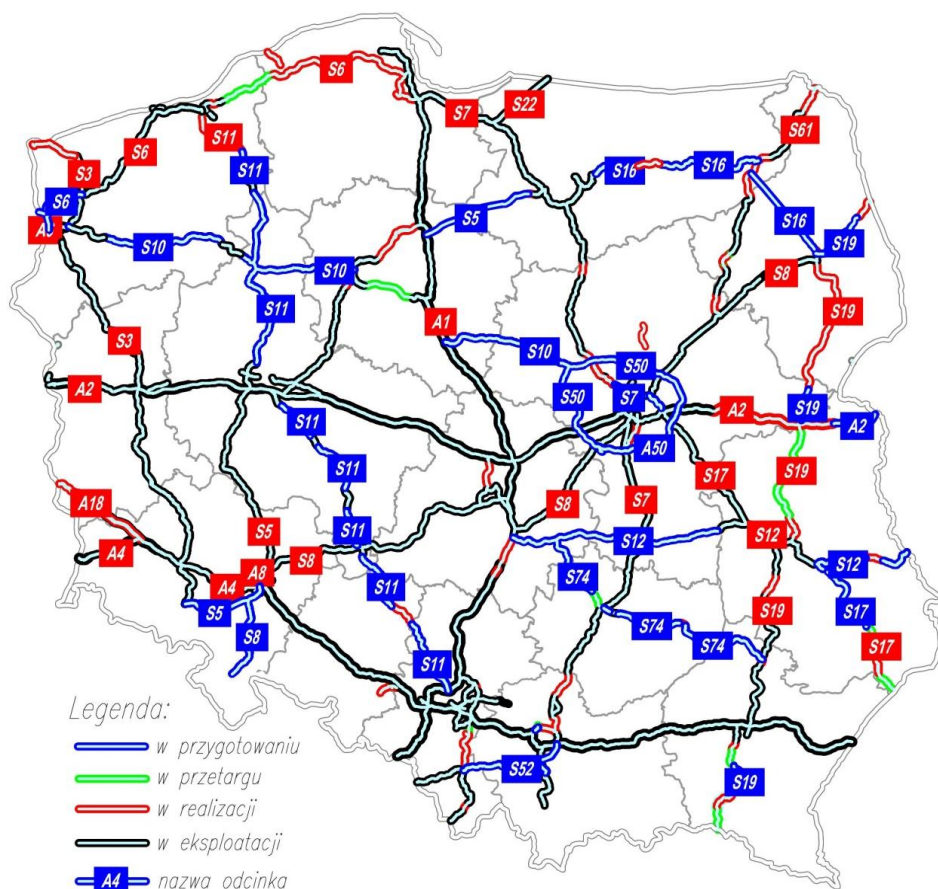


Rys. 2. Docelowy plan sieci dróg ekspresowych i autostrad w Polsce (GDDKiA 2022)

Fig. 2. The target plan of the network of expressways and motorways in Poland (GDDKiA 2022)

5. AKTUALNY STAN REALIZACJI SIECI DRÓG

Zgodnie ze stanem na dzień 31.12.2021 r. ukończono 56% odcinków, około 16% znajduje się w przetargu lub jest w budowie (projektowanie lub budowa), natomiast 28% jest w fazie przygotowania, w tym 15% nie posiada decyzji środowiskowej. Mapę stanu realizacji sieci dróg szybkiego ruchu przedstawiono na rysunku 3.

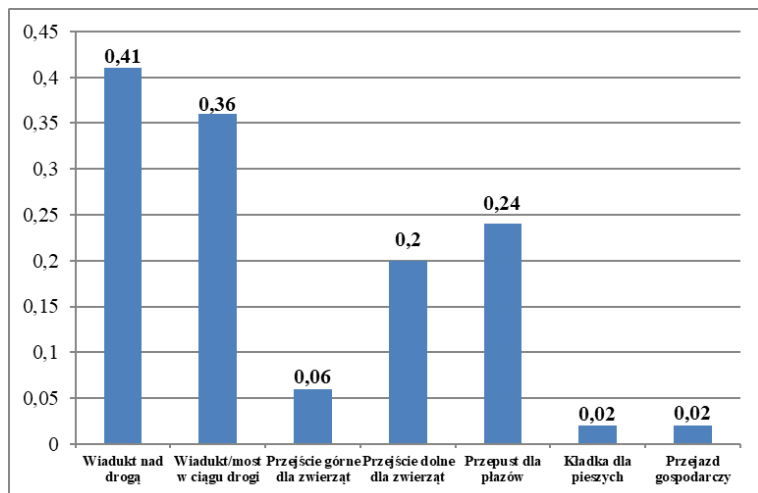


Rys. 3. Stan realizacji sieci dróg ekspresowych i autostrad w Polsce (GDDKiA 2022)

Fig. 3. Realization of the network of expressways and motorways in Poland (GDDKiA 2022)

6. OBLICZONE WSKAŹNIKI

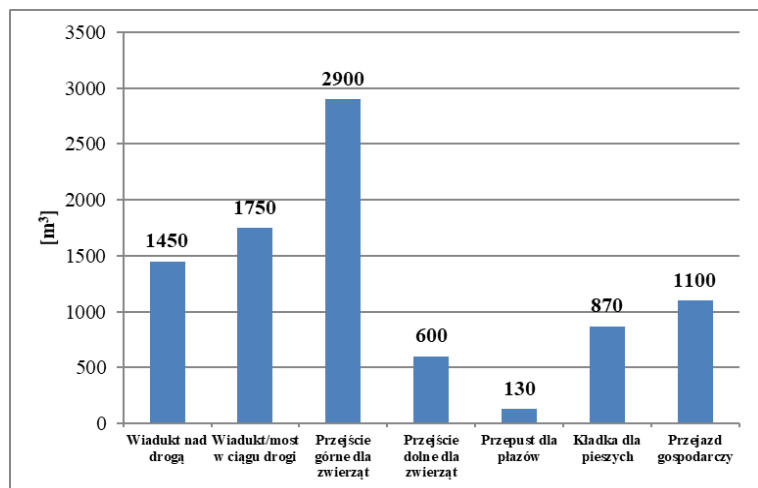
Najczęściej realizowanym obiektem inżynierskim są wiadukty nad drogą. Obliczony wskaźnik częstotliwości wynosi 0,41 na 1 km drogi. Niewiele mniejszą wartość – 0,36 uzyskano dla wiaduktu lub mostu w ciągu drogi. Oba z wymienionych obiektów służą zapewnieniu ciągłości komunikacyjnej drogi ekspresowej, bądź autostrady lub dla szlaków przecinających. Wskaźniki dla wytypowanych obiektów przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 4. Częstość występowania obiektów inżynierskich (Słowiński 2021)

Fig. 4. Density of road infrastructure engineering objects (Słowiński 2021)

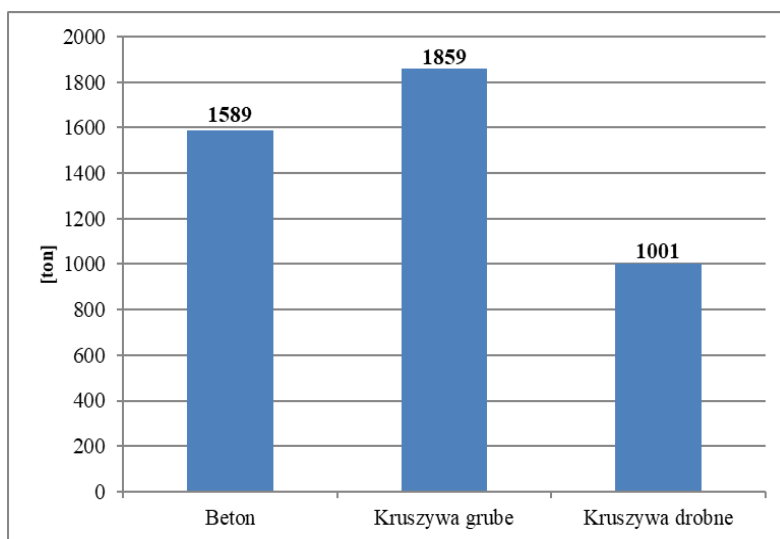
W ujęciu zużycia betonu, a tym samym kruszyw, obiektami o największej kubaturze są przejścia górne dla zwierząt. Ich kubatura wynosi średnio 2900 m^3 . Natomiast najczęściej budowane obiekty w postaci wiaduktów nad drogą oraz wiaduktów lub mostów w ciągu drogi zużywają odpowiednio 1750 m^3 i 1450 m^3 betonu. Najmniej betonu potrzeba do budowy przepustów dla płazów. Średnią kubaturę obiektów przedstawia rysunek 5.



Rys. 5. Średnia kubatura betonu obiektów inżynierskich (Słowiński 2021)

Fig. 5. Average capacity of engineering objects (Słowiński 2021)

W oparciu o częstość występowania obiektów i ich średnią kubaturę obliczono średnią ilość betonu, jaką należy wykorzystać do budowy obiektów na jeden kilometr drogi. Dla znanej typowej receptury betonu obliczono ilość kruszywa grubego oraz drobnego. Uzyskana średnia kubatura wyniosła 1589 m³, co daje 1859 t kruszyw grubych i 1001 t drobnych (rys. 6).

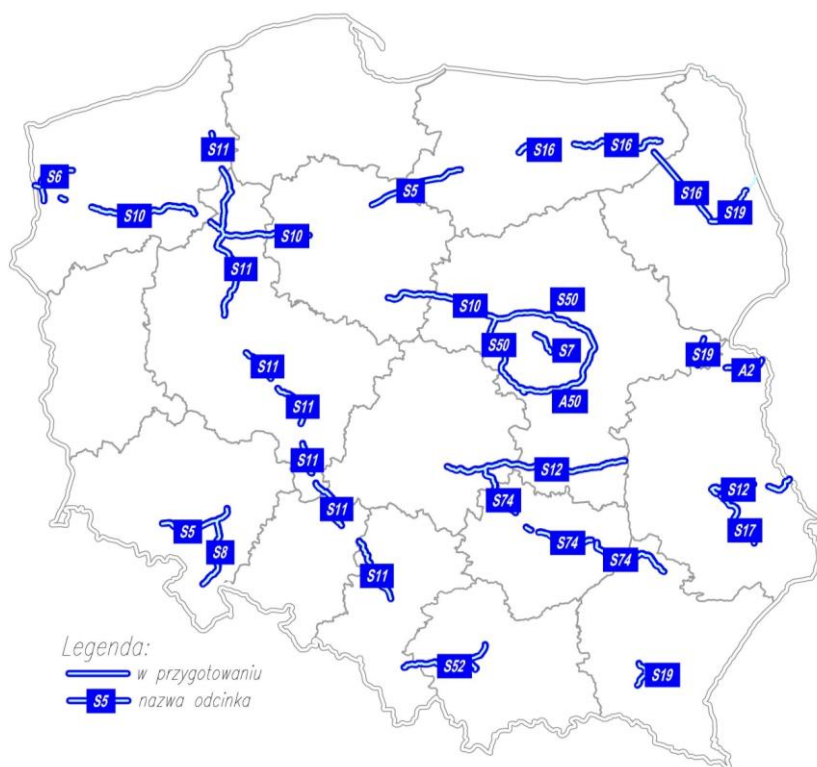


Rys. 6. Zapotrzebowanie na beton i kruszywa w obiektach inżynierskich na 1 km drogi
Fig. 6. Demand for mix concrete and aggregates in engineering structures per 1 km of road

6. SZACUNEK ZAPOTRZEBOWANIA KRUSZYW

Do osiągnięcia zakładanej sieci autostrad i dróg ekspresowych wybudować należy odpowiednio 146 oraz 2070 km. Sam plan zakłada w głównej mierze dokończenie dróg S10, S11, S16 S74 oraz nowoprojektowane odcinki A50 i S50. Zakończenie budowy autostrad zaplanowano w 2025, a dróg ekspresowych w 2030 roku. Wykaz odcinków znajdujących się w fazie przygotowań przedstawia rysunek 7.

Znając długości poszczególnych odcinków dróg oraz posługując się określonymi wcześniej wskaźnikami, dokonano szacunkowego zapotrzebowania na kruszywa grube oraz kruszywa drobne, w odniesieniu do konkretnych odcinków sieci dróg szybkiego ruchu znajdujących się aktualnie w fazie przygotowania (tab. 3).



Rys. 7. Mapa odcinków dróg znajdujących się w fazie przygotowania (GDDKiA 2022)
 Fig. 7. Map of road sections under preparation (GDDKiA 2022)

Tab. 3. Długości uśrednione wartości zużycia kruszyw drogowych
 Tab. 3. Average values of road aggregate consumption by road category

Nr drogi	Przybliżona długość [km]	Kruszywa		Udział [%]
		grube [t]	drobne [t]	
A2	35	91 969	49 522	2
A50	120	315 323	169 789	5
S5	170	446 707	240 535	8
S6	112	294 301	158 470	5
S7	47	123 501	66 501	2
S10	331	869 765	468 335	15
S11	400	1 051 076	565 964	18
S12	225	591 230	318 355	10
S16	165	433 569	233 460	7
S17	80	210 215	113 193	4
S19	100	262 769	141 491	4
S50	190	499 261	268 833	9
S52	61	160 289	86 310	3
S74	180	472 984	254 684	8

7. PODSUMOWANIE

Łączna oszacowana masa kruszyw potrzebna do realizacji obiektów inżynierskich na brakujących odcinkach autostrad i dróg ekspresowych wynosi blisko 9 mln t, w tym 5,8 mln t kruszyw grubych oraz 3,2 mln t drobnych. Po uwzględnieniu dróg objętych aktualnie (luty 2022 r.) przetargiem – ok. 340 km oraz na budowę których podpisano umowy, ale są obecnie w fazie projektowania – ok. 525 km. Szacunek zapotrzebowania na kruszywa jest większy o około 3,5 mln t, w tym kruszyw grubych o 2,3 mln ton.

Budowa obiektów inżynierskich na odcinku jednego kilometra wymaga zastosowania średnio 1,6 tys. m³ mieszanki betonowej, co dla typowej receptury wymaga użycia 2,8 tys. t kruszyw, w tym 1,8 tys. t kruszyw grubych oraz 1,0 tys. t kruszyw drobnych. Największy popyt na kruszywa do betonu konstrukcyjnego związany będzie z budową drogi S11. Przybliżona masa kruszyw wyniesie 1,6 mln t, w tym kruszyw grubych ponad 1 mln ton.

W podziale administracyjnym województw, największe zapotrzebowanie na kruszywa zidentyfikowano w województwach mazowieckim i wielkopolskim. W każdym udziale w oszacowanej wielkości popytu na kruszywa wynosi około 20%, tj. po około 1,8 mln ton. W rzeczywistości oszacowane wielkości mogą różnić się dla wybranych odcinków dróg, na co może mieć wpływ ponadprzeciętna specyfika uwarunkowań (np. rejony górskie, tereny wysoko zurbanizowane, czy cenne przyrodniczo).

Trudnością w opracowaniu analizy były różne warianty występowania tzw. obiektów zespolonych, pełniących kilka funkcji, np. most nad rzeką wraz z przejściem dolnym dla zwierząt. Zidentyfikowane wskaźniki nie uwzględniają obiektów inżynierskich, realizowanych na drogach remontowanych, przy okazji realizacji głównego zakresu zadania inwestycyjnego. Dokładność przedstawionych szacunków zapotrzebowania na kruszywa wynosi $\pm 15\%$.

LITERATURA

GDDKiA, www.gov.pl/web/gddkia – dostęp 28 lutego 2022 r.

GUS, 2022, *Produkcja ważniejszych wyrobów przemysłowych*, Główny Urząd Statystyczny.

Rozporządzenie Ministra Transportu i Gospodarki Morskiej z dnia 30 maja 2000 r. w sprawie warunków technicznych, jakim powinny odpowiadać drogowe obiekty inżynierskie i ich usytuowanie, DzU.2000.63.735.

Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 24 września 2019 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie sieci autostrad i dróg ekspresowych, DzU.1819.2019.

SŁOWIŃSKI K., *Ocena zużycia kruszyw do betonu w obiektach inżynierskich infrastruktury drogowej*, praca magisterska, AGH, Kraków, 2021.

ASSESSMENT OF CONSUMPTION OF AGGREGATES FOR CONCRETE IN ROAD INFRASTRUCTURE ENGINEERING STRUCTURES

The article presents the estimated consumption of aggregates in engineering structures implemented in connection with the construction of a network of highways and national roads. Basic concrete and aggregate consumption indicators have been identified.

The construction of engineering structures over a distance of one kilometer requires an average of 1600 m³ of concrete mix, which for a typical recipe requires the use of 2800 tons of aggregates, including 1.8 thousand. tons of coarse aggregates and 1.0 thousand. tons of fine aggregates.

The total estimated aggregate mass required for the construction of engineering structures on the missing sections of motorways and expressways is nearly 9 million tons. After taking into account the roads currently under tender (end of February 2022) (approx. 340 km) and the construction of which contracts have been signed but are currently at the design stage (approx. 525 km), the estimated demand for aggregates is higher by approx. 3.5 million tons.

Paweł STRZAŁKOWSKI, Magdalena DUCHNOWSKA, Urszula KAŻMIERCZAK,
Alicja BAKALARZ

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

WŁAŚCIWOŚCI GEOMETRYCZNE KRUSZYW ŁAMANYCH POCHODZENIA MAGMOWEGO Z DOLNEGO ŚLĄSKA

1. WPROWADZENIE

Kruszywa mineralne są podstawowym surowcem wykorzystywanym na potrzeby budownictwa oraz drogownictwa. Kruszywa naturalne łamane są pozyskiwane ze złóż skał zwięzłych i są najważniejszymi surowcami skalnymi dla drogownictwa i budownictwa (Gawenda 2015; Galos & Smakowski 2019). Ciągły rozwój drogownictwa i budownictwa, powoduje rosnący popyt na surowce skalne. Obecnie roczne światowe zużycie kruszyw przekracza 40 mld Mg, z czego na kraje Unii Europejskiej przypada około 4 mld Mg. Kruszywa produkowane w krajach UE w 91% pochodzą głównie ze złóż naturalnych (Bieńkowski 2020; Kozioł i in. 2015), a produkcja kruszyw łamanych z kopalin skalnych o wysokiej jakości stanowi prawie 50% wszystkich kruszyw, wykorzystywanych w Europie (Adomako i in. 2021).

Właściwości kruszyw mineralnych definiowane są głównie w oparciu o skład litologiczny i mineralny macierzystego materiału skalnego, a ich zmienność może w istotny sposób wpływać na jakość wyrobu. Pomimo tego produkowane kruszywa łamane powinny charakteryzować się odpowiednimi parametrami technicznymi, a co za tym idzie wysoką jakością. Konieczność spełnienia tych wymagań powoduje, że analiza struktury oraz właściwości geometrycznych kruszyw łamanych ma istotne znaczenie (Strzałkowski i in. 2021). Ponadto omawiane aspekty mogą być pomocne przy doborze parametrów rozdrabniania i klasyfikacji mechanicznej, a co za tym idzie w doborze odpowiedniego układu przeróbczego. W celu wskazania obszarów problemowych i dalszych pożądaných kierunków badań związanych z rozdrabnianiem oraz klasyfikacją kruszyw łamanych, w niniejszej publikacji dokonano analizy wpływu składu mineralnego oraz właściwości geometrycznych na jakość produkowanych kruszyw.

2. MATERIAŁY I METODYKA BADAŃ

Materiał do badań laboratoryjnych stanowiły próbki kruszyw łamanych pobrane z zakładów przerabiających surowce skalne magmowe. Do badań pobrano 4 uśrednione próbki kruszyw łamanych o uziarnieniu 0–31,5 mm, każda o masie minimum

120 kg z rejonu Wałbrzycha (melafir), Strzegomia (granit), a z Lubania i Złotoryi (bazalt 1 i 2) (tab. 1).

Tab. 1. Charakterystyka petrograficzna badanych kruszyw magmowych

Tab. 1. Characteristics of the investigated aggregates from igneous rock

	BAZALT 1	BAZALT 2	GRANIT	MELAFIR
				
Rejon	Lubań	Złotoryja	Strzegom	Wałbrzych
skład mineralny	plagioklasy, pirokseny, oliwiny, magnetyty	plagioklasy, pirokseny, oliwiny	kwarc, skałen potasowy, plagioklasy, łyszczyki, apatyt, cyrkon, granat	plagioklasy, pirokseny, oliwiny
struktura	afanitowa	afanitowa	jawnokrystaliczna, średniokrystaliczna	afanitowa, czasem porfirowa
tekstura	masywna, bezładna	masywna, bezładna	bezładna	masywna, bezładna i/lub migdałowcowa
barwa	szara do czarnej	ciemnoszara do czarnej	jasnoszara, szara	czerwonobrunatna

Próbki do badań pobrano z układów technologicznych zakładów przeróbki kruszyw. Po rozdrobnieniu skał za pomocą materiałów wybuchowych urobek został przetransportowany do zakładów przeróbczych. Po wstępnej klasyfikacji, poprzedzonej rozbijaniem bloków nadgabarytowych w kruszarce stożkowej, materiał był rozdrabniany w kruszarkach; w przypadku kruszywa bazaltowego w kruszarce szczękowej, w przypadku kruszywa granitowego i melafirowego w kruszarce stożkowej. Pobrany materiał przeszedł wyłącznie przez I stopień kruszenia.

Metodyka badań opierała się o własne obserwacje oraz europejskie normy. Na podstawie obserwacji wykonano analizę petrograficzną analizowanego materiału, natomiast właściwości geometryczne wykonano w oparciu o wymagania norm EN 933-1:2012, EN 933-3:2012, EN 933-4:2012. Oznaczenie składu ziarnowego wykonano wg EN 933-1:2012 dla próbek o masie 10 kg, przesiewając je na mokro na sitach kwadratowych o wymiarach oczek od 0,063–31,5 mm (rys. 1, tab. 2).

Wskaźnik płaskości (EN 933-3:2012) oraz kształtu ziaren (EN 933-4:2012) oznaczono we frakcjach badanego składu ziarnowego. Określanie wskaźnika płaskości ziaren składa się z dwóch etapów przesiewania.

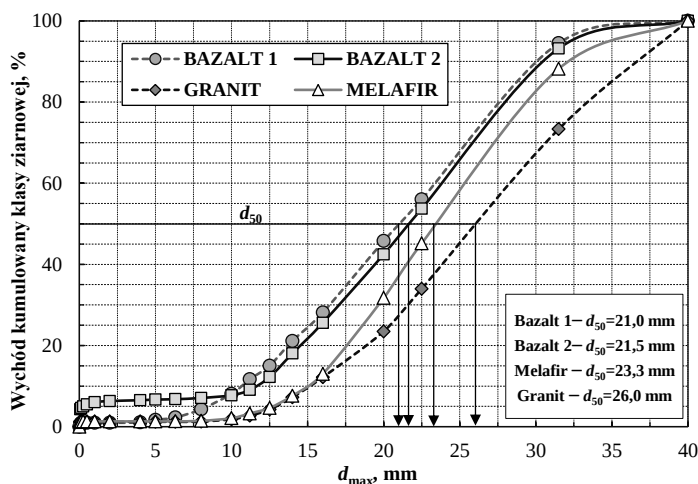
Pierwszy obejmuje zakres jak dla oznaczania składu ziarnowego, a etap drugi polega na przesiewaniu kruszywa na sitach prętowych o równoległych szczelinach szerokości $D/2$. Wskaźnik płaskości ziaren dla frakcji oblicza się jako masę ziaren przechodzących przez sita prętowe, wyrażoną w procentach w stosunku do masy ziaren frakcji tej wielkości. Na tej podstawie określa się ziarna płaskie (produkt dolny) i niepłaskie (produkt górny). Wskaźnik kształtu ziaren oznacza się na podstawie stosunku maksymalnego wymiaru ziarna określonego przez największą odległość dzielącą dwie równoległe płaszczyzny styczne do powierzchni ziarna L do grubości minimalnego wymiaru ziarna, określonego przez najmniejszą odległość dzielącą dwie równoległe płaszczyzny styczne do powierzchni ziarna E . Badanie przeprowadza się suwmiarką Schultza. Wskaźnik kształtu ziaren oblicza się, jako masa ziaren o stosunku wymiarów L/E większym niż 3, wyrażoną w procentach całkowitej masy badanych ziaren. Stosunek wymiarów L/E większy niż 3 definiuje ziarna foremne, w przeciwnym przypadku są to ziarna nieforemne. Oznaczenie wskaźnika kształtu i płaskości wykonano zgodnie z normą dla uśrednionych próbek kruszyw; każdy pomiar powtarzano 5-krotnie, celem eliminacji błędu pomiaru. Wartości otrzymanych wskaźników różniły się między sobą maksymalnie o 1,5%.

W badanych próbkach kruszyw określono również struktury mikropełnięć z wykorzystaniem mikroskopu Motic SMZ-168 Series, kamery Nikon Digital Sight DS-Fi2 i oprogramowania Nikon NIS-Elements Basic Research.

3. WYNIKI BADAŃ

Podstawowym parametrem określającym właściwości geometryczne kruszyw jest skład ziarnowy (rys. 1). Kruszywa bazaltowe charakteryzowały się zbliżonym uziarnieniem, z wyjątkiem najdrobniejszych klas. Kruszywo bazaltowe 1 charakteryzowało się wyższą zawartością ziaren drobnych, co może świadczyć o jego mniejszej odporności na procesy rozdrabniania. Kruszywo granitowe i melafirowe w przebiegu klas drobnych wykazywały podobną charakterystykę, przy zaznaczeniu, że powyżej 15 mm uziarnienie granitu było grubsze. W przypadku bazaltu z rejonu Lubania zawartość cząstek drobnych poniżej 0,063 mm, które decydują o jakości wyprodukowanego kruszywa, wynosiła poniżej 1,0%, dla bazaltu z rejonu Złotoryi około 4,6%, a zawartość tej frakcji w przypadku kruszywa granitowego i melafirowego ok. 1,1%.

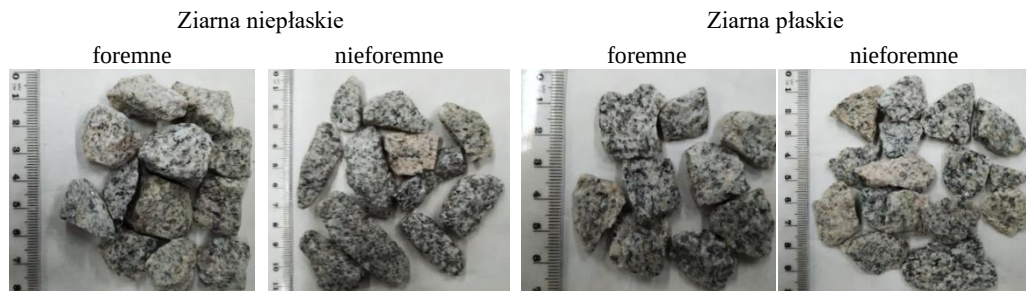
W wielu pracach ziarna kruszywa dzieli się na regularne i nieregularne, najczęściej w zamyśle niepłaskie i płaskie (Ostrowski i in. 2018; Stempkowska i in. 2020). Metody badawcze cech geometrycznych kruszyw nie wyróżniają takich pojęć, zatem takie podejście może być mylące, ponieważ ziarna płaskie nie oznaczają, że są nieforemne i odwrotnie.



Rys. 1. Krzywe składu ziarnowego analizowanych kruszyw magmowych

Fig. 1. Particle size distribution curves of aggregates

Zatem istotne jest wyróżnienie i podkreślenie, co autorzy rozumieją pod pojęciem ziarna regularne i nieregularne w odniesieniu do przyjętych metod badawczych. Lepszym rozwiązaniem jest określanie ziaren kruszywa zgodnie z normą wskazując, że ziarna są płaskie, niepłaskie, foremne i nieforemne. Na rysunku 2 przedstawiono przykładowo sklasyfikowane ziarna kruszywa granitowego pod względem wskaźnika kształtu i płaskości, klasa ziarnowa 14–16 mm.



Rys. 2. Charakterystyka geometryczna ziaren kruszywa granitowego (klasa ziarnowa 14–16 mm)

Fig. 2. Geometric characteristics of aggregate particles for granite (size fraction 14–16 mm)

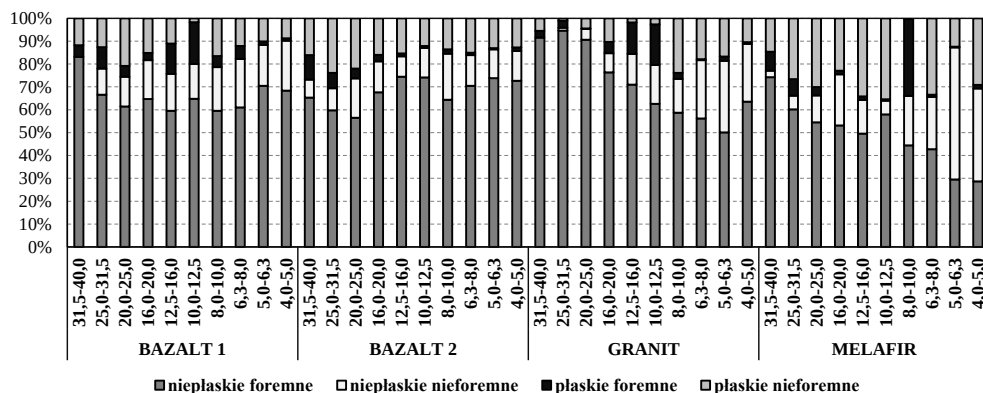
W tabeli 2 podano uśrednione wyniki wskaźnika kształtu i płaskości dla analizowanych klas ziarnowych kruszyw. Im drobniejsza klasa ziarnowa, tym wyższa zawartość ziaren nieforemnych, a tym samym wyższa wartość wskaźnika kształtu dla wszystkich analizowanych kruszyw magmowych. Podobnie, jeśli chodzi o wskaźnik płaskości, z wyjątkiem jawnokrystalicznego kruszywa granitowego, gdzie wskaźnik płaskości dla ziaren o najgrubszym uziarnieniu jest na bardzo niskim poziomie, przeważają ziarna niepłaskie.

Tab. 2. Uśrednione wskaźniki kształtu i płaskości dla analizowanych kruszyw magmowych
 Tab. 2. Average shape and flakiness indexes for the analyzed igneous aggregates

Klasa ziarnowa [mm]	$d_{\max}$ [mm]	Bazalt 1 wskaźnik		Bazalt 2 wskaźnik		Granit wskaźnik		Melafir wskaźnik	
		kształtu	płaskości	kształtu	płaskości	kształtu	płaskości	kształtu	płaskości
31,5–40,0	40,0	11,77	16,87	23,94	26,84	2,43	4,12	17,50	22,92
25,0–31,5	31,5	24,06	21,96	33,59	30,56	9,32	4,57	32,54	33,84
20,0–25,0	25,0	33,84	25,51	39,15	26,26	18,72	15,30	41,74	33,76
16,0–20,0	20,0	32,21	18,27	29,56	18,82	28,46	16,91	45,23	24,52
12,5–16,0	16,0	29,33	24,32	24,37	16,60	28,90	18,62	48,92	35,69
10,0–12,5	12,5	33,53	20,03	25,10	12,97	36,36	20,22	41,40	36,01
8,0–10,0	10,0	35,62	21,36	33,68	15,86	43,41	18,44	55,30	33,96
6,3–8,0	8,0	33,42	18,04	28,51	18,34	48,03	19,01	56,33	34,32
5,0–6,3	6,3	27,98	12,01	25,62	26,72	35,72	11,11	70,22	24,82
4,0–5,0	5,0	30,58	9,33	25,69	15,05	47,17	10,73	69,78	24,55

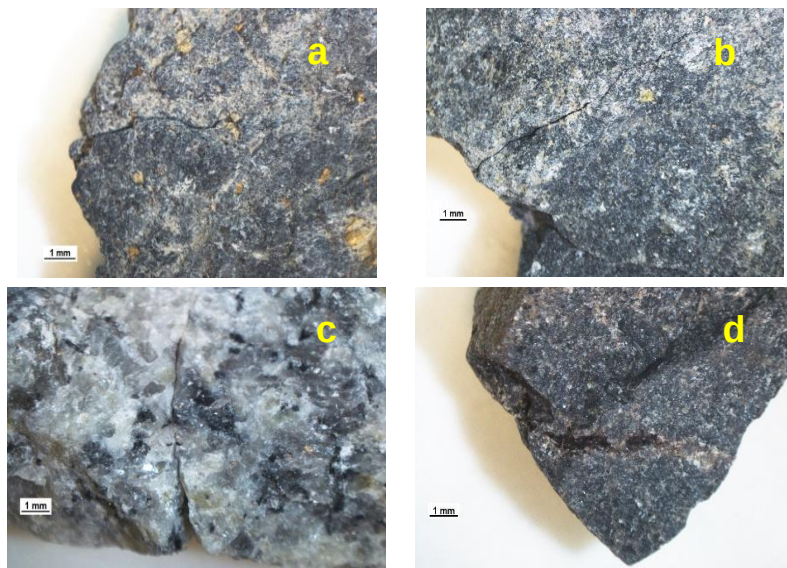
W badaniach wykazano jednoznacznie, że nie wszystkie analizowane ziarna foremne będą tworzyły ziarna niepłaskie i w drugą stronę – w grupie ziaren wyraźnie płaskich mogą występować ziarna foremne, na co literatura przedmiotu w ogóle nie wskazuje. Potwierdzeniem tych rozważań są wyniki badań (tab. 2, rys. 3). W każdej badanej frakcji można wyróżnić kruszywa płaskie, niepłaskie, foremne i nieforemne. Zauważono, że im grubsze uziarnienie ziaren mineralnych, tym zawartość ziaren foremnych w próbce była wyższa. Inaczej wygląda zależność pomiędzy wskaźnikiem płaskości dla kruszywa bazaltowego. Zawartość ziaren płaskich wyraźnie zwiększa się ze wzrostem uziarnienia, przy czym wskaźnik kształtu jest raczej w wąskim, w stosunku do kruszywa granitowego i melafirowego, przedziale (20–40%). Wyższa zawartość ziaren nieforemnych w składzie kruszywa bazaltu 2 może wynikać z niższej odporności na działanie mechaniczne, wynikającej z obecności w jego składzie zwierzeliny bazaltowej oraz tufów. Na podstawie analizy widać, że w badanych kruszywach dominowały ziarna foremne niepłaskie, przy czym w przypadku kruszywa granitowego i melafirowego zauważono, że w drobniejszych klasach ziarnowych spada zawartość ziaren niepłaskich foremnych na rzecz również ziaren niepłaskich, ale nieforemnych.

Na podstawie przeprowadzonych badań stwierdzono, że dla ujednolicenia stosowanej nomenklatury należałoby stosować pojęcia określające ziarna kruszyw pod względem ich cech geometrycznych: płaskie, niepłaskie, foremne, nieforemne. Ich znaczenie bardzo dobrze opisuje metodyka badań wskaźnika kształtu i płaskości.



Rys. 3. Analiza wskaźnika kształtu i płaskości w klasach ziarnowych
Fig. 3. Analysis of shape and flakiness indexes for different size fractions

Procesy produkcyjne, dzięki którym można osiągnąć oczekiwane parametry geometryczne kruszyw ingerują w strukturę skały, prowadząc do licznych pęknięć, co wpływa na właściwości fizykomechaniczne kruszyw. Dlatego poza oceną parametrów geometrycznych kruszyw uzasadniona staje się ocena struktury ziaren mineralnych. Na rysunku 4 przedstawiono analizę struktury wybranych ziaren badanych kruszyw. Na podstawie analizy mikroskopowej całości materiału stwierdzono, że w przypadku kruszywa bazaltowego 1 pęknięcia dla grubszych klas ziarnowych (powyżej 16 mm) występują głównie w przypadku ziaren płaskich; w ziarnach niepłaskich pęknięcia występują rzadko. Zauważono, że ziarna tufów z grubszych klas ziarnowych, w większości klasyfikują się, jako ziarna foremne, o krawędziach nieostrych. W przypadku drobnych klas ziarnowych (klasa >8 mm) główne pęknięcia występują na granicy afanitowego tła i fenokryształów. Podobnie w przypadku kruszywa bazaltowego 2 dla klasy ziarnowej +16 mm pęknięcia występują częściej w ziarnach nieforemnych niż w ziarnach foremnych. W przypadku ziaren drobnych <16 mm pęknięcia występują głównie w strukturze fenokryształów lub na ich granicy z tłem. W ziarnach foremnych pęknięcia są rzadko spotykane. W przeciwieństwie do kruszywa bazaltowego, kruszywo granitowe charakteryzowało się niską zawartością pęknięć (głównie wzdłuż krawędzi łyszczyków). Pęknięcia w kruszywie melafirowym występowały bardzo rzadko, jedynie w przypadku ziaren o niewielkiej grubości. W przeciwieństwie do kruszywa bazaltowego, w melafirze pęknięcia nie pojawiły się na granicy tła i widocznych w nim kryształów wtórnych ziaren krzemionki.



Rys. 4. Przykładowe struktury pęknięć w badanych kruszywach magmowych

a – bazalt 1, b – bazalt 2, c – granit, d – melafir

Fig. 4. Examples of fractures in analyzed aggregates

a – basalt 1, b – basalt 2, c – granite, d – melaphyre

Podsumowując, w przypadku analizowanych kruszyw magmowych, im ziarno bardziej płaskie, tym spękania pojawiają się częściej. Dodatkowo w przypadku kruszyw bazaltowych struktura pęknięć jest silnie związana z granicą afanitowego tła i fenokryształów.

3. PODSUMOWANIE

Kruszywa łamane muszą spełniać odpowiednie wymagania jakościowe, a biorąc pod uwagę ich zmienną jakość, uzależnioną od rodzaju skały, może to wpływać na jakość produktów. Stąd w celu doboru odpowiedniego procesu produkcji kruszyw łamanych niezbędna jest w pierwszym rzędzie szczegółowa analiza petrograficzna materiału skalnego, połączona z oceną właściwości geometrycznych. Taka ocena pozwoli na odpowiednie zaprojektowanie układu technologicznego pod kątem liczby stopni rozdrabniania, a także zastosowania odpowiednich przesiewaczy w procesie klasyfikacji mechanicznej. Końcowym efektem takiego podejścia będzie oczywiście uzyskanie kruszyw o parametrach geometrycznych pożądanym przez odbiorców.

Ocena petrograficzna materiału skalnego powinna być pierwszym etapem analizy, bo umożliwia poznanie podstawowych informacji o składnikach mineralnych oraz jakie pełnią one funkcje w badanym kruszywie. Przeprowadzone badania wykazały, że na kształt ziarna wpływa charakterystyka petrograficzna, ale także w dużej mierze

uziarnienie, wynikające z zastosowanej metody rozdrabniania. Analiza właściwości geometrycznych polegała na oznaczeniu składu ziarnowego, wskaźnika płaskości i kształtu ziaren oraz analizie struktury pęknięć badanych kruszyw.

Na podstawie badań stwierdzono, że ziarna płaskie i nieforemne koncentrują się w najdrobniejszych klasach ziarnowych, z tym, że zawartość ziaren nieforemnych dla wszystkich klas ziarnowych badanych kruszyw bazaltowych jest zbliżona. Analiza wyników wskaźnika płaskości wykazała, że ziarna płaskie dominują w drobnych klasach ziarnowych. Ma to istotne znaczenie, bo im mniejsza zawartość ziaren płaskich – tym większa jest odporność na rozdrabnianie. Stwierdzono, że kruszywo bazaltowe charakteryzuje się największą zawartością ziaren nieforemnych w stosunku do pozostałych materiałów. Dodatkowo ziarna płaskie nie muszą być nieforemne i odwrotnie, dlatego rozróżnianie tych czterech pojęć jest bardzo istotne w klasyfikacji ziaren kruszyw łamanych. Określając ziarna jako regularne i nieregularne należy precyzyjnie wyjaśniać zastosowaną technikę pomiaru, bo bez tego wnioski wysunięte na podstawie analiz ich rozkładu mogą być mylne.

Przeprowadzone badania wykazały również, że kształt ziarna wpływa w dużej mierze, oprócz charakterystyki petrograficznej na uziarnienie, wynikające z procesu rozdrabniania. Ziarna płaskie i nieforemne koncentrują się w drobnych klasach ziarnowych. A ponadto w strukturze tych ziaren występują częściej świeże pęknięcia, co ma istotne znaczenie związane ze zmniejszoną odpornością na rozdrabnianie i ścieranie.

Przeprowadzone badania wykazały, że ziarna płaskie drobne posiadają więcej spękań niż ziarna grube, a powstawanie spękań wynika z zastosowanego sposobu rozdrabniania. Dlatego analiza wpływu doboru metod przeróbczych na parametry jakościowe kruszyw powinna być dalszym etapem badań i będzie stanowiła przedmiot kolejnej dociekań autorów.

PODZIĘKOWANIA

Artykuł powstał w oparciu o wyniki badań przeprowadzonych w Laboratorium Nauk o Ziemi i Inżynierii Mineralnej Politechniki Wrocławskiej.

W badaniach uczestniczyli: Michał Wolny, Piotr Karwowski, Tomasz Stępień.

Autorzy składają im podziękowania za udzieloną pomoc.

Autorzy dziękują również dolnośląskim kopalniom kruszyw za udostępnienie materiału do badań.

LITERATURA

- ADOMAKO S., ENGELSEN C.J., THORSTENSEN R.T., BARBIERI D.A., 2021, *Review of the relationship between aggregates geology and Los Angeles and micro-Deval tests*, Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 80, 1963–1980, <https://doi.org/10.1007/s10064-020-02097-y>
- BIENKOWSKI M., 2020, *Rynek kruszyw w Polsce i Europie*, Powder & Bulk, Materiały sypkie i Masowe, t. 3, nr 75, 22–26, www.powderandbulk.pl/files/materia%C5%82y_2020/numer3/P&B%233_net.pdf

- EN 933-1:2012, *Tests for geometrical properties of aggregates – Part 1: Determination of particle size distribution – Sieving method*.
- EN 933-3:2012, *Tests for geometrical properties of aggregates – Part 3: Determination of particle shape – Flakiness index*.
- EN 933-4:2012, *Tests for geometrical properties of aggregates – Part 4: Determination of particle shape – Shape index*.
- GALOS K., SMAKOWSKI T., 2019, *Rozwój rynku naturalnych kruszyw łamanych po 2000 roku*, Monografia Kruszywa mineralne, t. 3, 25–38.
- GAWENDA T., 2015, *Innowacyjne technologie produkcji kruszyw o ziarnach foremnych*, Mining Science – Mineral Aggregates, vol. 22(1), 45–59.
- KOZIOL W., CIEPLINSKI A., MACHNIAK Ł., BORCZ A., 2015, *Kruszywa w budownictwie*, cz. 1, *Kruszywa naturalne, Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne*, nr 4, 98–100.
- OSTROWSKI K., SADOWSKI Ł., STEFANIUK D., WAŁACH D., GAWENDA T., OLESIK K., USYDUS I., 2018, *The Effect of the Morphology of Coarse Aggregate on the Properties of Self-Compacting High-Performance Fibre-Reinforced Concrete*, Materials, Vol. 11, No. 8, 1372, 1–16, <https://doi.org/10.3390/ma11081372>
- STEMPKOWSKA A., GAWENDA T., NAZIEMIEC Z., OSTROWSKI K.A., SARAMAK D., SUROWIAK A., 2020, *Impact of the Geometrical Parameters of Dolomite Coarse Aggregate on the Thermal and Mechanic Properties of Preplaced Aggregate Concrete*, Materials, Vol. 13, 4358, 1–16, <https://doi.org/10.3390/ma13194358>
- STRZAŁKOWSKI P., DUCHNOWSKA M., KAŻMIERCZAK U., BAKALARZ A., WOLNY M., KARWOWSKI P., STĘPIEŃ T., 2021, *Evaluation of the Structure and Geometric Properties of Crushed Igneous Rock Aggregates*, Materials, Vol. 14, 7202, 1–18, <https://doi.org/10.3390/ma14237202>

A STRUCTURE AND GEOMETRIC PROPERTIES OF CRUSHED IGNEOUS ROCK AGGREGATES FROM LOWER SILESIA DEPOSITS

Geometric properties determine the functional parameters of crushed aggregates. The paper is focused on the analysis of the influence of the mineral composition and geometric properties of rocks on the quality of produced crushed aggregates, with a view to selecting the appropriate technology for their production. In the study, samples of crushed-stone aggregates from four different deposits in Lower Silesia were used. Shape and flakiness indexes were determined and then analyzed in relation to particle size distribution of aggregate. It was found that the shape of grains is influenced by the mineral composition and grain size, which results from the applied technology of raw material crushing. The particle size analysis indicated that flaky and non-cubical grains concentrate in the finest fractions, while the basalt aggregate is characterized by the smallest variation in the shape index. It was observed that flaky grains do not have to be non-cubical. Moreover, analysis of the obtained test results showed that the higher content of flaky grains the lower fragmentation resistance. It was concluded that a further step of research on the selection of optimal technology production of high-quality aggregates should be the analysis of the selection of technical crushing system combined with the characteristics of the geometric properties of aggregates.

OCENA METOD BADAWCZYCH ODPORNOŚCI NA ŚCIERANIE I ROZDRABNIANIE KRUSZYW MINERALNYCH

1. WSTĘP

Rozwój inżynierii lądowej powoduje ciągły popyt na kruszywa mineralne, które jako podstawowy materiał budowlany, muszą charakteryzować się określonymi parametrami technicznymi. Do tych parametrów zalicza się właściwości fizyczne, mechaniczne i geometryczne. Należy zaznaczyć, że eksploatowane i przerabiane na kruszywa surowce skalne nie posiadają stałych cech, a są zmienne w różnych partiach złoża i zależą ściśle od budowy geologicznej. Dodatkowo na jakość wyprodukowanego materiału wpływa także technologia ich produkcji. Dlatego najlepszym rozwiązaniem dla pozyskania kruszywa wysokiej jakości, z jednoczesnym maksymalnym wykorzystaniem złoża, jest sterowanie procesem produkcyjnym.

Szerokie możliwości wykorzystania kruszyw, a także konieczność spełnienia odpowiednich wymagań powoduje, że jakość kruszyw jest szeroko dyskutowana w literaturze przedmiotu. Dyskusja ta dotyczy wielu aspektów, rozpoczynając od metodyki badań kruszyw, poprzez właściwości skał czy jakości kruszyw, a kończąc na możliwościach zastosowania. Jednakże nadal widoczny jest brak kompleksowego uporządkowania wiedzy i doświadczeń w kontekście wieloaspektowym. Ponadto zauważono, że prowadzone i opisywane badania skupiają się na zagadnieniach cząstkowych.

W pracy podjęto próbę zebrania informacji dotyczących odporności na ścieranie i rozdrabnianie, a także określenie charakterystyki, zależności oraz przyczyn niszczenia kruszywa mineralnego podczas prowadzonych badań laboratoryjnych na aparatach micro-Deval i Los Angeles.

2. ANALIZA METOD LABORATORYJNYCH OZNACZANIA ODPORNOŚCI NA ŚCIERANIE I ROZDRABNIANIE

Kruszywa mineralne narażone są na oddziaływanie czynników fizycznych, mechanicznych i chemicznych, co w konsekwencji powoduje ich niszczenie. Dlatego powinny cechować się wysoką twardością i trwałością. Dodatkowo powinny być jednolite

i odporne na ścieranie i rozdrabnianie (Umar i in. 2020; Alavi Nezhad Khalil Abad i in. 2018; Teymen 2017).

Tabela. Porównanie metod badawczych oznaczania odporności na ścieranie i rozdrabnianie opracowanie własne na podstawie: Gökalp i in. 2016; Gökalp & Uz 2020; Wu i in. (2018a)

Table. Comparison of test methods for determination of wear and fragmentation resistance – own study based on Gökalp i in. 2016; Gökalp & Uz 2020; Wu i in. 2018a

Odporność na ścieranie (metoda Micro-Deval)		
parametr	EN 1097-1	ASTM D6928
uziarnienie kruszywa	A: 4,0–6,3 mm B: 4,0–8,0 mm C: 6,3–10,0 mm D: 8,0–11,2 mm E: 10,0–14,0 mm* F: 11,2–16,0 mm G: 31,5–50,0 mm**	A: 19,0–9,5 mm B: 12,5–4,75 mm C: 9,5–4,75 mm
masa kruszywa	A–F: 500 ±2 g G: 10 000 ±100 g	1500 ±5 g
sito badawcze do końcowej oceny	1,6 mm	1,18 mm
masa ładunku kul ścierających	A: 2000 ±5 g B: 2800 ±5 g C: 4000 ±5 g D: 4400 ±5 g E: 5000 ±5 g F: 5400 ±5 g G: bez kul	5000 ±5 g
ilość wody	dla uziarnienia A–F: 2,5 ±0,05 l dla uziarnienia G: 2,0 ±0,05 l	2,0 ±0,05 l
liczba obrotów bębna	dla uziarnienia A–F: 12 000 ±10 dla uziarnienia G: 14 000 ±10	A: 12 000 ±100 g B: 10 500 ±100 g C: 9500 ±100 g
wyznaczenie wskaźnika $M_{DE/DS}$	dla uziarnienia A–F $M_{DE/DS} = \frac{500 - m_1}{5}$ dla uziarnienia G $M_{DE/DS} = \frac{10000 - m_1}{100}$	$M_{DE/DS} = \frac{1500 - m_2}{1500} \cdot 100$
Odporność na rozdrabnianie (metoda Los Angeles)		
parametr	EN 1097-2	ASTM C131
uziarnienie kruszywa	A: 4,0–6,3 mm B: 4,0–8,0 mm C: 6,3–10,0 mm D: 8,0–11,2 mm E: 10,0–14,0 mm* F: 11,2–16,0 mm G: 31,5–50,0 mm**	A: 37,5–9,5 mm B: 19,0–9,5 mm C: 9,5–4,75 mm D: 4,75–2,36 mm
masa kruszywa	dla uziarnienia A–F: 5000 ±5 g dla uziarnienia G: 10 000 ±100 g	5000 ±10 g
sito badawcze do końcowej oceny	1,6 mm	1,7 mm
masa ładunku kul rozdrabniających	A: 2930–3100 g B: 3410–3540 g C: 3840–3980 g D: 4250–4420 g E: 4690–4860 g F: 5120–5300 g G: 5120–5300 g	dla uziarnienia A: 5000 ±25 g dla uziarnienia B: 4584 ±25 g dla uziarnienia C: 3330 ±20 g dla uziarnienia D: 2500 ±15 g

cd. tabeli

Odporność na rozdrabnianie (metoda Los Angeles)		
parametr	EN 1097-2	ASTM C131
liczba obrotów bębna	dla uziarnienia A–F: 500 ± 10 dla uziarnienia G: 1000 ± 10	500 ± 10
wyznaczenie wskaźnika LA	dla uziarnienia A–F $LA = \frac{5000 - m_1}{50}$ dla uziarnienia G $LA = \frac{10000 - m_1}{100}$	$LA = \frac{5000 - m_3}{5000} \cdot 100$

* podstawowe uziarnienie kruszywa, ** badania kruszyw na podsypki kolejowe, m_1 – masa wysuszonego kruszywa pozostająca na sicie 1,6 mm, m_2 – masa wysuszonego kruszywa pozostająca na sicie 1,18 mm, m_3 – masa wysuszonego kruszywa pozostająca na sicie 1,7 mm.

Przegląd dotyczący analiz lub modyfikacji metod badawczych z wykorzystaniem aparatury micro-Deval i Los Angeles, którymi oznacza się odpowiednio odporność na ścieranie (metoda $M_{DE/DS}$) i rozdrabnianie (metoda LA), wskazuje na duże różnice w metodyce badań (Gökalp i in. 2016; Gökalp & Uz 2020; Wu i in. 2018a), dotyczące procesu niszczenia materiału czy warunków wykonania badania. Oznaczanie odporności na ścieranie i rozdrabnianie ma podobny charakter przygotowania i badania kruszywa. Niemniej po wnikliwej obserwacji obu metod można stwierdzić, że każda z nich przedstawia inne procesy niszczenia materiału skalnego w wyniku oddziaływania mechanicznego: test $M_{DE/DS}$ – odporność na ścieranie wierzchniej warstwy ziaren kruszywa przy wykorzystaniu stalowych kul, natomiast test LA – odporność kruszywa na zużycie w wyniku ścierania się między cząstkami skał, a także na uderzenie i kruszenie przez kule stalowe (Palassi & Danesh 2016; Kahraman & Fener 2007). Porównując obie metody stwierdzono (Gökalp i in. 2016), że badanie oznaczania odporności na ścieranie (test $M_{DE/DS}$) jest znacznie skuteczniejsze niż oznaczanie odporności na rozdrabnianie (test LA) ze względu na bardziej realistyczne warunki prowadzonych badań. Związane to jest z tym, że wilgotne warunki w teście M_{DE} lepiej symulują warunki polowe kruszywa niż stan suchy w metodzie LA.

Wadę stosowania ograniczonych zakresów wymiarów badanego kruszywa podkreślają (Fladvad & Ulvik 2019). W metodzie odporności na ścieranie i rozdrabnianie nie przewiduje się możliwości badania kruszyw w szerszych przedziałach frakcji. W związku z tym, badania te mają ograniczoną funkcjonalność w ocenie różnych wariantów kruszyw w procesie projektowania. Dodatkowo, jak zauważają (Rembiś 2011, Rangaraju & Edlinski 2008) kruszywa wykazują zróżnicowane właściwości mechaniczne, w zależności od wielkości frakcji w jakiej występują. Związane to może być z właściwościami kopaliny, warunkowanymi jej składem mineralnym i sposobem jej kruszenia. Ponadto (Erichsen i in. 2011) potwierdzają, że badana wielkość frakcji

ma wpływ na osiągane współczynniki M_{DE} i LA . Kruszywa o wymiarze większych ziaren (31,5–50 mm) wykazują duże zróżnicowanie w rozkładzie wielkości ziaren dla różnych metod badań mechanicznych. Nie jest zatem pewne, czy materiał o wymiarze większych ziaren ulega takiej samej degradacji mechanicznej jak ziarna mniejsze (10–14 mm). W przypadku testów wytrzymałościowych, materiał o wymiarze mniejszych ziaren wydaje się być narażony zarówno na ścieranie, jak i na częściowe rozdrobnienie. Kolejne wady testu LA wymieniają Li i in. (2017). Autorzy wskazują, że mechanizm testujący, który obejmuje użycie stalowych kul do uderzenia lub kruszenia kruszywa w obracającym się stalowym bębnie, nie symuluje rzeczywistego zagęszczenia lub warunków obciążenia oraz metoda badania odporności na rozdrabnianie może nie odzwierciedlać w sposób czuły wpływu wewnętrznych właściwości materiału na jego charakterystykę rozdrabniania.

Kruszywa mineralne podczas prowadzonych badań właściwości wytrzymałościowych poddawane są procesowi badania przez określoną liczbę obrotów. Ocena właściwości długoterminowej trwałości wymaga dodatkowych badań wykraczających poza metody badawcze sugerowane przez odpowiednie normy. Czinder i in. (2021), Wu i in. (2018a, 2018b) dokonali długotrwałego procesu ścierania kruszyw (metoda micro-Deval), który ma lepiej zobrazować zachowanie materiału w dłuższym okresie czasu. Wykazali oni, że ścieranie kruszywa w funkcji liczby obrotów przyjmuje postać wykładniczą. Na tej podstawie Czinder i in. (2021) określili nowy parametr ścieralności, opisujący wieloletnią trwałość kruszyw. Dodatkowo Qian i in. (2014, 2020) podkreślają, że powodem nieliniowego trendu zmienności ścierania jest to, że wraz ze wzrostem cykli ścierania kanciastość i tekstura kruszywa stają się coraz bardziej gładkie, przez co efekt wzajemnego ścierania między kruszywami będzie się stopniowo zmniejszał, a tym samym stopniowo zmaleje szybkość ścierania. Należy także zauważyć, że w początkowej fazie ścierania proces przyjmuje funkcję kwadratową (Czinder & Török 2017). Dias Filho i in. (2013) wykazali liniowy przebieg ścieralności kruszywa w teście $M_{DE/DS}$ przy zmiennej prędkości obrotowej bębna. Autorzy wykazali, że czym większa prędkość obrotowa bębna tym większa ścieralność kruszywa.

Analizę procesu rozdrabniania kruszywa podczas testu LA wykonał Erichsen (2015), wykazując jego liniowy przebieg. Jednakże badania te były wykonywane do 900 obrotów bębna Los Angeles. Zatem należałoby przeprowadzić dalsze badania odporności na rozdrabnianie w celu lepszego zrozumienia zachowania materiału skalnego w dłuższym okresie czasu.

Tugrul Tunc & Alyamac (2019) dokonali oszacowania stopnia rozdrobnienia kruszyw mineralnych w bębnie Los Angeles przy zmiennej ilości materiału rozdrabniającego (6, 12, 18, 24, 30 stalowych kul o stałych średnicach) i różnej ilości obrotów bębna aparatu badawczego (500, 1000, 1500 i 2000 obrotów). W oparciu o uzyskane wyniki, stwierdzono, że liczba zastosowanych kul stalowych oraz liczba obrotów bębna w teście LA ma istotny wpływ na zmienność współczynnika LA .

3. JAKOŚĆ KRUSZYW A ODPORNOŚĆ NA ŚCIERANIE I ROZDRABNIANIE

Ocena jakości kruszyw jest podstawą oceny ich użyteczności. Każdy materiał skalny przed zastosowaniem musi zostać zbadany pod względem właściwości fizycznych, mechanicznych i geometrycznych. Cechy te są definiowane składem i budową materiału skalnego, a także ich ekspozycją na procesy wietrzenia fizycznego i chemicznego (Rigopoulos i in. 2013; Räisänen 2004; Åkesson i in. 2001). Niewątpliwie procesy wietrzenia skał mają negatywny wpływ, prowadzący do pogorszenia właściwości kruszyw. Alavi Nezhad Khalil Abad i in. (2018) podkreślają, że dobrej jakości kruszywo powinno składać się z cząstek o odpowiedniej wytrzymałości i pożądanых właściwościach inżynierskich oraz odporności na warunki ekspozycji. I tutaj należy zaznaczyć, że niektóre właściwości kruszyw wykazują wysoką korelację między własnymi cechami. Fournari & Ioannou (2019) zaznaczają, że znajomość kilku cech kruszyw mineralnych pozwala na przewidzenie z dużym prawdopodobieństwem odporności mechanicznej kruszywa.

Wytrzymałość mechaniczna nie powinna być zakładana jako stała dla wszystkich produktów wytwarzanych z danego złoża (Fladvad & Onnela 2020). Różnorodność badanych właściwości kruszyw z jednej strony utrudnia ich klasyfikację ze względu na różne metody badawcze, a z drugiej daje większą wiedzę do oceny ich zastosowania i modelowania procesów zużycia.

Na podstawie przeprowadzonych badań laboratoryjnych stwierdzono (Liu i in. 2017), że zastosowanie metody Micro-Deval do oceny trwałości materiału skalnego jest na poziomie zadowalającym, przy czym zaleca się, aby metoda ta była traktowana jako dodatkowa do oceny procesu trwałości kruszywa w dłuższym okresie czasu. Przy ocenie odporności kruszywa w dłuższej perspektywie powinien być stosowana metoda micro-Deval razem z metodą LA i oddziaływania siarczanu sodu, aby zapewnić bardziej pożądaną ocenę trwałości kruszyw.

Jakość kruszywa i proces degradacji w wyniku ścierania w bębnie Los Angeles można zwizualizować, wykreślając wyniki tej degradacji na wykresie trójkątnym. Oprócz zapisania współczynnika Los Angeles ($LA < 1,6$ mm), można zmierzyć pozostałość materiału w pierwotnej frakcji testowej oraz obliczyć ilość materiału frakcji pośredniej. Biorąc pod uwagę praktyczne zastosowanie kruszywa, zasadne wydaje się skupienie się na ilości materiału pozostałego w pierwotnym zakresie wielkości frakcji testowej (Erichsen 2015). Wyznaczenie ilości materiału pozostałego w pierwotnym zakresie wielkości frakcji testowanej lepiej obrazuje zachowanie kruszywa i jego podatność na rozdrabnianie.

Ocena parametrów odporności na ścieranie i rozdrabnianie kruszywa w stanie powietrzno-suchym oraz nasycenia wydaje się uzasadniona z uwagi na użytkowanie materiału skalnego w różnych warunkach środowiskowych. Jak wykazano większą odporność na rozdrabnianie mają kruszywa nasycone (Palassi & Danesh 2016).

Uzasadnia się to zmniejszeniem tarcia między cząstkami kruszywa, gdy kruszywo jest nasycone. Podobne porównanie dla testu $M_{DE/DS}$ wykonali Strzałkowski (2020), Woodside & Woodward (1998). Wykazano, że ścieralność kruszywa nasyconego jest większa niż kruszywa wysuszonego.

4. TECHNOLOGIA PRODUKCJI KRUSZYW A ODPORNOŚĆ NA ŚCIERANIE I ROZDRABNIANIE

Właściwości fizyko-mechaniczne kruszyw są głównie definiowane przez geologiczne pochodzenie złoża (mineralogia, petrografia). Jak wykazali (Miskovsky i in. 2004) zawartość minerałów oraz mikropęknięcia mają wpływ na cechy wytrzymałościowe kruszyw. Dlatego nieostrożna produkcja może spowodować znaczne zniszczenie materiału skalnego, a w rezultacie obniżenie odporności na ścieranie i rozdrabnianie. Dodatkowo w pracach (Fernlund 2005; Gawenda 2013, 2015; Hofer i in. 2013; Rajan & Singh 2019, 2020) wykazano, że rodzaj stosowanych kruszarek i zmienność etapów rozdrabniania wpływa na parametry geometryczne kruszyw, co ma także wyraźny wpływ na wyniki odporności na ścieranie i rozdrabnianie.

Räisänen & Mertamo (2004) stwierdzili, że kruszarki laboratoryjne mogą dostarczać kruszyw o zbyt korzystnych właściwościach kształtu, co prowadzi do przeszacowania jakości kruszywa. Ponadto stwierdzili, że nie można określić korelacji między laboratoryjnymi i przemysłowymi wielostopniowymi zakładami kruszenia. Zatem odporność na ścieranie i rozdrabnianie może się różnić dla tej samej nadawy rozdrobnionej w warunkach laboratoryjnych i przemysłowych.

Fladvad & Onnela (2020) wykonali badania wpływu parametrów kruszarki szczegółowej na jakość kruszyw łamanych. Podkreślają, że parametry geometryczne mogą ulegać zmianie przy zmiennych parametrach tej kruszarki. Dodatkowo Köken (2020) przeprowadził badania kruszenia różnych skał w celu ocen ich podatności na odporność na rozdrabnianie. W tym celu przed i po kruszeniu, wyznaczono krzywą składu ziarnowego dla materiału niekruszonego i rozdrobnionego. W oparciu o to wyznaczono stopień rozdrobnienia skały i wykazano, że stopień rozdrobnienia skał wzrasta wraz ze wskaźnikiem LA .

5. PODSUMOWANIE

Badania odporności na ścieranie i rozdrabnianie wykonywane są na świecie w odniesieniu do różnych norm (EN 1097-1, ASTM D6928, EN 1097-2, ASTM C131/C131M). Rozwiązanie takie powoduje brak możliwości porównywania uzyskanych wyników badań prowadzonych różnymi metodami, które w efekcie dają różne wyniki w zależności od materiału i wielkości badanych frakcji kruszyw.

Badania odporności na ścieranie i rozdrabnianie realizowane jest odpowiednio na aparacie micro-Deval (metoda $M_{DE/DS}$) oraz z wykorzystaniem bębna Los Angeles (metoda LA). Badania porównawcze wykazały, że metoda $M_{DE/DS}$ jest znacznie skuteczniejsza niż metoda LA ze względu na realistyczne warunki prowadzenia badań. Wadą obu metod jest ograniczony zakres wymiarów badanego kruszywa, bowiem w zależności od wielkości frakcji kruszywa wykazują zróżnicowane właściwości mechaniczne. Stąd nie wiadomo czy materiał o większym uziarnieniu ulega takiej samej degradacji jak o mniejszych rozmiarach.

Czas badania stanowi ważny aspekt przewidywania trwałości kruszywa. W przypadku testu $M_{DE/DS}$, jest to metoda krótkoterminowa, wykazująca w efekcie liniową ścieralność badanego kruszywa. Jednak wykonane badania długoterminowe wykazały wykładniczą postać tego zjawiska. Ważnym aspektem jest tutaj także fakt, że im dłuższy czas badania (wzrost cykli ścierania) tym efekt wzajemnego ścierania między kruszywami będzie się stopniowo zmniejszał. Podobna sytuacja ma miejsce w przypadku testu LA, który w efekcie także przyjmuje liniowy przebieg procesu rozdrabniania w teście krótkoterminowym (do 900 obrotów bębna). Natomiast wstępne testy przeprowadzone przy różnej liczbie obrotów bębna (do 2000) wykazały, że zwiększona liczba obrotów i kul stalowych może zwiększyć wartość współczynnika LA.

Jak się okazuje kluczowy wpływ, na ścieranie i rozdrabnianie kruszyw, mają geologiczne właściwości złoża (skład mineralogiczny, wielkość ziaren, kształt i ich rozmieszczenie przestrzenne). Należy także zwrócić szczególną uwagę na mikropęknięcia, które w procesie produkcji mogą powodować obniżenie jakości produktów. Na jakość kruszywa ma wpływ rodzaj stosowanych kruszarek. Okazuje się, że kruszarki laboratoryjne dostarczają kruszywo o zbyt dobrej jakości w stosunku do kruszywa przemysłowego, co uniemożliwia ich porównywanie.

Przedstawione w publikacji analizy metod badawczych oznaczania odporności na ścieranie i rozdrabnianie kruszyw oraz zachowania materiału skalnego w czasie prowadzenia tych badań wskazują na możliwe dalsze kroki w poszukiwaniu udoskonalonych procedur badawczych, odzwierciedlających praktyczne warunki użytkowania kruszyw, a w szczególności:

- propozycji zmian metod badawczych w celu ich usprawnienia i ujednolicenia, co związane jest z przeprowadzeniem szeroko zakrojonych badań nad wypracowaniem optymalnej metodyki badawczej,
- przeprowadzenie obszernej analizy i dobranie optymalnego, obejmującego szeroki zakres wymiarów, badanego kruszywa do oznaczania odporności na ścieranie i rozdrabnianie,
- analiz krótko- i długoterminowych badań w odniesieniu do zmian wartości współczynnika odporności na ścieranie i rozdrabnianie na dużej populacji materiałów skalnych,
- przeprowadzenie szeroko zakrojonych badań wpływu procesu produkcji kruszywa na ich właściwości fizyczne i mechaniczne.

LITERATURA

- ALAVI NEZHAD KHALIL ABAD S.V., YILMAZ M., JAHED ARMAGHANI D., TUGRUL A., 2018, *Prediction of the durability of limestone aggregates using computational techniques*, Neural Computing & Applications, 29, 423–433.
- ASTM C131/C131M, 2020, *Standard Test Method for Resistance to Degradation of Small-Size Coarse Aggregate by Abrasion and Impact in the Los Angeles Machine*, ASTM International, West Conshohocken, PA.
- ASTM D6928, 2017, *Standard Test Method for Resistance of Coarse Aggregate to Degradation by Abrasion in the Micro-Deval Apparatus*, American Standard Testing Materials International Publication, West Conshohocken, PA.
- ÅKESSON U., LINDQVIST J., GÖRANSSON M., STIGH J., 2001, *Relationship between texture and mechanical properties of granites, central Sweden, by use of image-analysing techniques*, Bull Eng. Geol. Environ., 60, 277–284.
- CZINDER B., TÖRÖK Á., 2017, *Long-term durability tests of andesite aggregates from Hungary*, Central European Geology Central European Geology, 60 (3), 333–343.
- CZINDER B., VÁSÁRHELYI B., TÖRÖK A., 2021, *Long-term abrasion of rocks assessed by micro-Deval tests and estimation of the abrasion process of rock types based on strength parameters*, Engineering Geology, 282, 105996.
- DIAS FILHO J.L.E., XAVIER G.C., MAIA P.C.A., 2013, *Effect of an Increase in Rotation in a Wear Test to Predict the Durability of Rock Materials*, ISRM International Symposium – EUROCK 2013, Wrocław, Poland.
- EN 1097-1, 2011, *Tests for mechanical and physical properties of aggregates - Part 1: Determination of the resistance to wear (micro-Deval)*.
- EN 1097-2, 2020, *Tests for mechanical and physical properties of aggregates -- Part 2: Methods for the determination of resistance to fragmentation*.
- ERICHSEN E., 2015, *Plotting aggregate degradation results from the Los Angeles test on a triangular diagram: proposal of a new quality ranking for aggregates*, Bull. Eng. Geol Environ., 74, 667–671.
- ERICHSEN E., ULVIK A., SAEVIK K., 2011, *Mechanical Degradation of Aggregate by the Los Angeles-, the micro-Deval- and the Nordic Test Methods*, Rock Mech Rock Eng., 44, 333.
- FERNLUND J.M.R., 2005, *3-D image analysis size and shape method applied to the evaluation of the Los Angeles test*, Engineering Geology, 77 (1–2), 57–67.
- FLADVAD M., ONNELA T., 2020, *Influence of jaw crusher parameters on the quality of primary crushed aggregates*, Minerals Engineering, 151, e106338.
- FLADVAD M., ULVIK A., 2019, *Large-size aggregates for road construction—a review of standard specifications and test methods*, Bull Eng Geol Environ., 80, 8847–8859.
- FOURNARI R., IOANNOU I., 2019, *Correlations between the Properties of Crushed Fine Aggregates*, Minerals, 9 (2), 86.
- KAHRAMAN S., FENER M., 2007, *Predicting the Los Angeles abrasion loss of rock aggregates from the uniaxial compressive strength*, Materials Letters, 61 (26), 4861–4865.
- KÖKEN E., 2020, *Evaluation of size reduction process for rock aggregates in cone crusher*, Bull Eng Geol Environ, 79, 4933–4946.
- GAWENDA T., 2013, *Wpływ rozdrabniania surowców skalnych w różnych kruszarkach i stadiach kruszenia na jakość kruszyw mineralnych*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, 29 (1), 53–65.
- GAWENDA T., 2015, *Innowacyjne technologie produkcji kruszyw o ziarnach foremnych*, Mining Science, 22 (1), 45–59.

- GÖKALP İ., UZ V.E., 2020, *The effect of aggregate type and gradation on fragmentation resistance performance: Testing and evaluation based on different standard test methods*, Transportation Geotechnics, 22, e100300.
- GÖKALP İ., 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, 123, 1–7.
- HOFER V., BACH H., LATAL C., NEUBAUER A.-C., 2013, *Impact of Geometric and Petrographic Characteristics on the Variability of LA Test Values for Railway Ballast*, Math Geosci., 45, 727–752.
- LI C., ASHLOCK J.C., WHITE D.J., JAHREN C.T., CETIN B., 2017, *Gyratory abrasion with 2D image analysis test method for evaluation of mechanical degradation and changes in morphology and shear strength of compacted granular materials*, Construction and Building Materials, 152, 547–557.
- MISKOVSKY K., DUARTE M.T., KOU S.Q., LINDQVIST P.A., 2004, *Influence of the mineralogical composition and textural properties on the quality of coarse aggregates*, J. of Materi Eng and Perform., 13, 144–150.
- PALASSI M., DANESH A., 2016, *Relationships Between Abrasion/Degradation of Aggregate Evaluated from Various Tests and the Effect of Saturation*, Rock Mech Rock Eng., 49, 2937–2943.
- QIAN Y., BOLER H., MOAVENI M., TUTUMLUER E., HASHASH Y.M.A., GHABOUSSI J., 2014, *Characterizing Ballast Degradation through Los Angeles Abrasion Test and Image Analysis*, Transportation Research Record, 2448 (1), 142–151.
- QIAN Z., HOU Y., DONG Y., CAI Y., MENG L., WANG L., 2020, *An evaluation method for the polishing and abrasion resistance of aggregate*, Road Materials and Pavement Design, 21 (5), 1374–1385.
- RAJAN B., SINGH D., 2019, *Quantify effects of stage crushing on dimensional distribution of basaltic aggregates using image technique*, Int. J. Pavement Res. Technol., 12, 497–507.
- RAJAN B., SINGH D., 2020, *An image-based approach to capture influence of production mechanism on aggregate dimension distribution and breakage potential*, Advances in Civil Engineering Materials, 9 (1), 152–168.
- RANGARAJU P.R., EDLINSKI J., 2008, *Comparative Evaluation of Micro-Deval Abrasion Test with Other Toughness/Abrasion Resistance and Soundness Tests*, Journal of Materials in Civil Engineering, 20 (5), 343–351.
- RÄISÄNEN M., 2004, *Relationships between texture and mechanical properties of hybrid rocks from the Jaala-Iitti complex, southeastern Finland*, Engineering Geology, 74 (3–4), 197–211.
- RÄISÄNEN M., MERTAMO M., 2004, *An evaluation of the procedure and results of laboratory crushing in quality assessment of rock aggregate raw materials*, Bull Eng. Geol. Environ., 63, 33–39.
- REMBIŚ M., 2011, *Mineralno-teksturalna zmienność wybranych skał bazaltowych Dolnego Śląska i jej rola w kształtowaniu fizyczno-mechanicznych właściwości produkowanych kruszyw*, Gospodarka Surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management, 27 (3), 29–49.
- RIGOPOULOS I., TSIKOURAS B., POMONIS P., HATZIPANAGIOTOU K., 2013, *Determination of the interrelations between the engineering parameters of construction aggregates from ophiolite complexes of Greece using factor analysis*, Construction and Building Materials, 49, 747–757.
- STRZAŁKOWSKI P., 2020, *Analiza procesu ścierania kruszyw mineralnych przy użyciu aparatu mikro-Deval*, PWr, Monografia Kruszywa mineralne, t. 4, 165–172.
- SUN W., LIU Y., LANE D.S., NAIR H., WANG L., 2017, *Experimental investigation of the relationship between mineral content and aggregate morphological characteristics using the improved FTI system and XRD method*, Construction and Building Materials, 155, 981–991.
- TUGRUL TUNC E., ALYAMAC K.E., 2019, *A preliminary estimation method of Los Angeles abrasion value of concrete aggregates*, Construction and Building Materials, 222, 437–446.
- UMAR T., EGBU C., SAIDANI M., 2020, *A Modified Method for Los Angeles Abrasion Test*, Iran J Sci Technol. Trans. Civ. Eng., 44, 941–947.

- WOODSIDE A.R., WOODWARD W.D.H., 1998, *Assessing the wear characteristics of aggregate exposed at the road surface*, [w:] Latham J.-P. (Ed.), *Advances in Aggregates and Armourstone Evaluation*, Geological Society, London, Engineering Geology Special Publications, 149–157.
- WU J., HOU Y., WANG L., GUO M., MENG L., XIONG H., 2018a, *Analysis of coarse aggregate performance based on the modified Micro Deval abrasion test*, *International Journal of Pavement Research and Technology*, 11 (2), 185–194.
- WU J., WANG L., HOU Y., MENG L., ZHAO Q., 2018b, *Simulation on the Micro-Deval test for the aggregate wear properties measurement*, *Construction and Building Materials*, 180, 445–454.

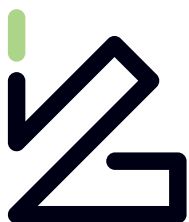
ASSESSMENT OF WEAR AND FRAGMENTATION RESISTANCE TEST METHODS OF MINERAL AGGREGATES

Wear and fragmentation resistance are basic tests of aggregates, which determine the degree of durability of a rock material to mechanical factors. The authors have attempted to conduct a comprehensive analysis of knowledge and experience in the context of wear and fragmentation resistance testing, and to identify gaps in the area of the tests discussed and, consequently, possible further research directions. The aim of the study was achieved based on a literature review and scientific results.

The methods of determining wear resistance ($M_{DE/DS}$ index) and fragmentation resistance (LA index) simulate different processes of mechanical destruction of aggregates. Considering the testing conditions (dry and wet conditions), it was concluded that the $M_{DE/DS}$ method is more effective compared to the LA testing. The disadvantage in both tests is the limited range of aggregate sizes. Additionally, in the LA method, the use of steel balls may not reflect the true influence of internal material properties on the fragmentation process. In addition, the short- and long-term methods of both studies present a different process and the quality assessment of mineral aggregates should be based on the analysis of different properties of aggregates. Finally, the conducted analysis allowed for the presentation of proposals for further research directions, such as: proposals for changes and unification of research methods, comprehensive analysis with the selection of optimal sizes of tested aggregates, analysis of short- and long-term research, conducting extensive research on the impact of aggregate crushing in crushers on their physical, mechanical and geometric properties.

- Ireneusz BAIC, ireneusz.baic@imbigs.lukasiewicz.gov.pl
Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego,
Oddział Zamiejscowy w Katowicach
al. W. Korfantego 193A, 40-157 Katowice
- Alicja BAKALARZ, alicja.bakalarz@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Kamila BRODA, kamila.broda@pgi.gov.pl
Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy
ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa
- Monika BARTLEWSKA-URBAN, monika.bartlewska@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Magdalena DUCHNOWSKA, magdalena.duchnowska@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Dariusz FOSZCZ, foszcz@agh.edu.pl
AGH w Krakowie, Wydział Inżynierii Łądowej i Gospodarki Zasobami, Katedra Inżynierii Środowiska
al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Tomasz GAWENDA, gawenda@agh.edu.pl
AGH w Krakowie, Wydział Inżynierii Łądowej i Gospodarki Zasobami, Katedra Inżynierii Środowiska
al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Stefan GÓRALCZYK, stefan.goralczyk@imbigs.lukasiewicz.gov.pl
Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa
- Arkadiusz GRZEŠKOWIAK, arekg.lts@gmail.com
Laboratorium Techniki Strzałowej
ul. Warszawska 3, 58-307 Wałbrzych
- Tomasz JANCZYLIK, tomasz.janczylik@pgi.gov.pl
Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy
ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa
- Urszula KAŻMIERCZAK, urszula.kazmierczak@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Dominika KAFARA, dominika.kafara@pgi.gov.pl
Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy
ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa
- Dagmara KOŁODZIEJ, d.kolodziej@czatkowice.com.pl
Kopalnia Wapienia „Czatkowice” Sp. z o.o.
ul. Czatkowice Dolne 78, 32-065 Krzeszowice
- Żaklina KONOPACKA, zaklina.konopacka@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Wiesław KOZIÓŁ, 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
- Olimpia KOZŁOWSKA, olimpia.kozłowska@pgi.gov.pl
Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy
ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa
- Ewa KUPIDURA, ewa.kupidura@imbigs.lukasiewicz.gov.pl
Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa
- Aneta LORETH, aneta.loreth@gmail.com
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Andrzej ŁUSZCZKIEWICZ, andrzej.luszczkiewicz@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

- Łukasz MACHNIAK, machniak@agh.edu.pl
AGH w Krakowie, Wydział Inżynierii Łądowej i Gospodarki Zasobami,
Katedra Inżynierii Górniczej i Bezpieczeństwa Pracy
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Jerzy MALEWSKI, jerzy.malewski@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Andrzej MARANDA, andrzej.maranda@ipo.lukasiewicz.gov.pl
Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Przemysłu Organicznego
ul. Annopol 6, 03-236 Warszawa
- Artur MIROS, artur.miros@imbigs.lukasiewicz.gov.pl
Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego,
Oddział Zamiejscowy w Katowicach
al. W. Korfańskiego 193A, 40-157 Katowice
- Zdzisław NAZIEMIEC, naziemiec@poczta.onet.pl
Kopalnia Granitu Kamienna Góra – Celiny Sp. z o.o.
Miciągódz, ul. Częstochowska 6, 26-065 Piekoszów
- Karolina NIKOLCZUK, karolina.nikolczuk@ipo.lukasiewicz.gov.pl
Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Przemysłu Organicznego,
Grupa Badawcza Technik Wybuchowych
ul. Zawadzkiego 1, 42-693 Krupski Młyn
- Jacek NOWAK, jacek.nowak@austinpowder.pl
Austin Powder Polska Sp. z o.o.
Łukaszów 37, 59-516 Zagrodno
- Anita PABICH, anita.pabich@imbigs.lukasiewicz.gov.pl
Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa
- Andrzej PAPLIŃSKI, andrzej.papinski@wat.edu.pl
Wojskowa Akademia Techniczna, Wydział Mechatroniki, Uzbrojenia i Lotnictwa,
Zakład Inżynierii Bezpieczeństwa i Uzbrojenia Lotniczego
ul. gen. Sylwestra Kaliskiego 2, 00-908 Warszawa 46
- Marcin PIERSIAK, marcin.piersiak@student.umw.edu.pl
Uniwersytet Medyczny im. Piastów Śląskich we Wrocławiu
wybrzeże Ludwika Pasteura 1, 50-367 Wrocław
- Mateusz POLIS, mateusz.polis@ipo.lukasiewicz.gov.pl
Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Przemysłu Organicznego,
Grupa Badawcza Technik Wybuchowych
ul. Zawadzkiego 1, 42-693 Krupski Młyn
- Agnieszka SARAMAK, saramak@agh.edu.pl
AGH w Krakowie, Wydział Inżynierii Łądowej i Gospodarki Zasobami, Katedra Inżynierii Środowiska
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Daniel SARAMAK, dsaramak@agh.edu.pl
AGH w Krakowie, Wydział Inżynierii Łądowej i Gospodarki Zasobami, Katedra Inżynierii Środowiska
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Grzegorz SKOTNICZNY, g.skotniczny@czatkowice.com.pl
Kopalnia Wapienia „Czatkowice” Sp. z o.o.
ul. Czatkowice Dolne 78, 32-065 Krzeszowice
- Konrad SŁOWIŃSKI, konrad.slawinski@kruszpol.pl
Polski Związek Producentów Kruszyw
al. Solidarności 34/325, 25-323 Kielce
- Agata STEMPKOWSKA, stemp@agh.edu.pl
AGH w Krakowie, Wydział Inżynierii Łądowej i Gospodarki Zasobami, Katedra Inżynierii Środowiska
al. A. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Paweł STRZAŁKOWSKI, pawel.strzalkowski@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Katedra Górnictwa
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Stanisław WOŁKOWICZ, stanislaw.wolkowicz@pgi.gov.pl
Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy
ul. Rakowiecka 4, 00-975 Warszawa



Łukasiewicz

Instytut
Mechanizacji
Budownictwa
i Górnictwa
Skalnego

Laboratorium Surowców i Wyrobów Budowlanych



Ponad 25 lat doświadczenia



Akredytowane badania kruszyw



Krótki czas realizacji zleceń



Wysokiej jakości wyposażenie laboratoryjne

Sieć Badawcza Łukasiewicz – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
02-673 Warszawa, ul. Racjonalizacji 6/8
tel.: +48 22 853 97 00; e-mail: imb@imbig.s.lukasiewicz.gov.pl

Laboratorium Surowców i Wyrobów Budowlanych
tel.: +48 22 853 97 57; e-mail: bs@imbig.s.lukasiewicz.gov.pl



POZNAJ MOŻLIWOŚCI DEKPOL STEEL

Sprawdź nasz nowy katalog



10^{lat}
dekpol®
STEEL

KOPARKI MINI-MIDI

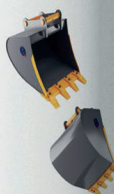
Grupa
D1

Masa robocza
1,8 - 2,6T

ŁYŻKI PODSIĘBIERNE

Opis: łyśka standardowa z zębami przykręcanymi; montaż bezpośredni na sworznie lub szybkozłącz; lemiesz HB500; krawędzie natarcia HB400

KOD	Szerokość [mm]	Pojemność SAE [L]	Liczba zębów
DG-D1-250mm	250	42	3
DG-D1-300mm	300	60	3
DG-D1-400mm	400	78	4
DG-D1-500mm	500	98	4
DG-D1-600mm	600	115	5



ŁYŻKI AŻUROWE

Opis: łyśka ażurowa z zębami przykręcanymi; montaż bezpośredni na sworznie lub szybkozłącz; lemiesz HB500; krawędzie natarcia HB400

KOD	Szerokość [mm]	Pojemność SAE [L]	Liczba zębów
DS-D1-250mm	250	42	3
DS-D1-300mm	300	60	3
DS-D1-400mm	400	78	4
DS-D1-500mm	500	98	4
DS-D1-600mm	600	115	5



ŁYŻKI SKARPOWE SZTYWNE

Opis: łyśka skarpowe z lemiemierzem; montaż bezpośredni na sworznie lub szybkozłącz; lemiesz HB500; krawędzie natarcia HB400

KOD	Szerokość [mm]	Pojemność SAE [L]
DCR-D1-850mm	850	70
DCR-D1-1000mm	1000	82
DCR-D1-1200mm	1200	100



KOPARKI MINI-MIDI

Grupa
D1

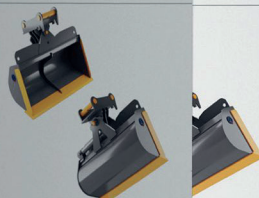
Masa robocza
1,8 - 2,6T

Masa robocza
2,5T

ŁYŻKI SKARPOWE HYDRAULICZNE

Opis: łyśka skarpy hydrauliczne z lemiemierzem; montaż bezpośredni na sworznie lub szybkozłącz; lemiesz HB500; krawędzie natarcia HB400; 1x silownik 2x402

KOD	Szerokość [mm]	Pojemność SAE [L]
DH-D1-850mm	850	70
DH-D1-1000mm	1000	82
DH-D1-1200mm	1200	100



SZYBKOZŁĄCZA

Opis: szybkozłącza mechaniczne i hydrauliczne typ jak Miller, Lehnhoff, Verachtert, OQ,px.

KOD	Typ	Model
DZ-D1-2M	Lehnhoff	MS01, MS03
DZ-D1-3M	Verachtert	CW05
DZ-D1-4M	Miller	-
DZ-D1-4Q	OQ/valpe	OQ40/24



RIPPERY

Opis: system zgryw CAT; montaż bezpośredni na sworznie lub szybkozłącz

KOD	Grubość rzeźnia [mm]
R-1	35



PLYTY ADAPTACYJNE

Opis: płyty adaptacyjne mocowane bezpośrednio na sworznie lub szybkozłącz

KOD	Rodzaj
SA-D1-2	Ramki zgryz
SA-D1-4	Mocowania młotków
SA-D1-6	Mocowania chwytaków
SA-D1-8	Przebiegowki



katalog.dekpolsteel.pl

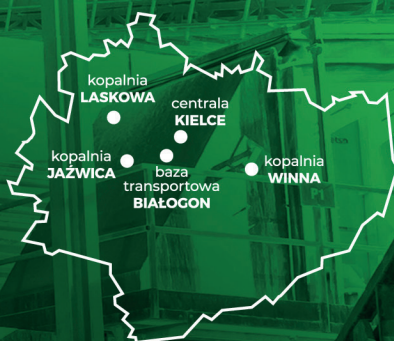


**Świętokrzyskie
Kopalnie Surowców
Mineralnych**

KRUSZYWA I NAWOZY wysokiej jakości

Świętokrzyskie Kopalnie Surowców Mineralnych, lider w zakresie wydobycia i przerobu kamienia oraz czołowy producent kruszyw i nawozów w regionie, z powodzeniem łączy dynamiczny rozwój oparty o najnowsze zdobycze technologiczne z dbałością o środowisko naturalne.

To, co dodatkowo wyróżnia spółkę na tle konkurencji, to blisko 150 lat doświadczenia w górnictwie. Do ŚKSM należą trzy kopalnie wapienia dolomitowego: Jaźwica, Laskowa i Winna. Rocznie wydobywa się w nich ponad 3 mln ton surowca.



ŚKSM jest partnerem wielu ważnych inwestycji w kraju. Oferowane przez spółkę kruszywa, których najwyższą jakość potwierdzają badania przeprowadzane w nowoczesnym laboratorium zakładowym, wykorzystywane są przy budowie dróg, a także w betoniarniach. Portfolio spółki uzupełniają ekologiczne wapno nawozowe Dewonit. Wyróżniony „Gwiazdą Branży Rolniczej” produkt doskonale sprawdza się przy odkwaszaniu, a także wzbogacaniu gleb w naturalne pierwiastki wapna i magnezu.

Nawozy, ale też logistyka i zielona energia to obszary, w których spółka mocno się dziś rozwija. ŚKSM jest liderem Świętokrzyskiego Klastra Wodorowego, do którego dołączyło już blisko 30 podmiotów zaangażowanych w zieloną transformację. ŚKSM chce być kopalnią niskoemisyjną bazującą na zielonej energii pozyskanej z farm fotowoltaicznych oraz produkowanej z instalacji wodorowej w kopalni Jaźwica. Dbając o środowisko naturalne, ŚKSM inwestuje w budowę farm fotowoltaicznych, sukcesywnie zwiększając udział energii pochodzącej z odnawialnych źródeł.

ŚKSM to również jeden z kluczowych pracodawców w województwie świętokrzyskim. Firma zatrudnia blisko 300 osób w pięciu lokalizacjach. Wyróżniona tytułem Lidera Regionu w kategorii Górnictwo Świętokrzyskie oraz prestiżową nagrodą EkoKopalni w 2021 roku, ŚKSM nie zwalnia tempa i dziś stawia sobie nowe wyzwania. Filarami zmian pozostają ludzie, nowoczesne rozwiązania i ekologia.

**Świętokrzyskie Kopalnie
Surowców Mineralnych Sp. z o.o.**
ul. Na Ługach 7, 25-803 Kielce

Biuro zarządu i adres do korespondencji:
ul. Sandomierska 105, 25-324 Kielce

Centrala: tel. +48 41 330 15 00
Sekretariat: tel. +48 41 330 15 01
Faks: tel. +48 41 330 15 06

www.sksmkielce.pl



Leasing maszyn i urządzeń

Więcej niż proste finansowanie

- Leasingujemy: maszyny przemysłowe, drogowe i budowlane w pełnym zakresie przedmiotowym i wartościowym
- Wpłata własna od 0%
- Elastyczne warunki finansowania

millennium-leasing.pl

Infolinia: 801 681 188

Niniejszy materiał nie stanowi oferty w rozumieniu Kodeksu cywilnego.

Millennium
leasing



POLITECHNIKA WROCŁAWSKA
Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
LABORATORIUM TRANSPORTU TAŚMOWEGO
50-370 WROCŁAW, WYBRZEŻE WYSPIAŃSKIEGO 27

Kierownik laboratorium: prof. dr hab. inż. Monika Hardygóra



AB 710



**Zakres akredytacji
nr AB 710 dostępny
na www.pca.gov.pl**

Akredytowane Laboratorium Transportu Taśmowego (LTT) posiada już dwudziestopięcioletnie doświadczenie w prowadzeniu badań laboratoryjnych taśm przenośnikowych, połączeń taśm, gumy, tkanin, mieszanek kauczukowych oraz tworzyw sztucznych.

LTT bada właściwości fizykomechaniczne wyrobów i sprawdza na zgodność z wymaganiami norm krajowych, europejskich i międzynarodowych. Prowadzi badania dotyczące bezpieczeństwa pożarowego taśm przenośnikowych wg nowych wymagań europejskich; jest wskazane jako jednostka upoważniona do przeprowadzania badań wyrobów (Rozporządzenie RM z dnia 30.04.2004 r., Dz.U.2004.99.1003) w celu dopuszczenia ich do pracy w podziemnych zakładach górniczych oraz posiada akredytację Polskiego Centrum Akredytacji nr AB 710.

Zakres akredytacji

1. Taśmy z rdzeniem tekstylnym – Oznaczanie wytrzymałości na rozciąganie i wydłużenia wg PN-EN ISO 283:2016
2. Taśmy z rdzeniem tekstylnym – Oznaczanie wytrzymałości adhezyjnej między elementami taśmy wg PN-EN ISO 252:2008
3. Taśmy przenośnikowe z linkami stalowymi – Oznaczanie przyczepności linki do warstwy rdzeniowej wg PN-EN ISO 7623:2016
4. Taśmy przenośnikowe z linkami stalowymi – Oznaczanie wytrzymałości adhezyjnej okładki do warstwy rdzeniowej wg PN-EN ISO 8094:2013
5. Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie trudnopalności metodą płomieniową wg PN-EN ISO 340:2013
6. Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie trudnopalności metodą cierną wg PN-EN 1554:2012
7. Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie rezystancji powierzchniowej wg PN-EN ISO 284:2013
8. Taśmy przenośnikowe – Oznaczanie wytrzymałości na rozciąganie połączeń taśm przenośnikowych wg PN-C-94147:1997
9. Guma i kauczuk termoplastyczny – Oznaczanie wytrzymałości na rozciąganie i wydłużenia przy zerwaniu wg PN-ISO 37:2007
10. Guma i kauczuk termoplastyczny – Oznaczanie odporności na ścieranie wg PN-ISO 4649:2007

Ponadto laboratorium wykonuje kilkanaście niestandardowych badań taśm przenośnikowych

Pełna informacja o laboratorium – www.ltt.pwr.wroc.pl

Siedziba:

ul. Na Grobli 13
50-421 Wrocław

tel.: (71) 320 68 42
(71) 320 49 04
(71) 320 68 59
(71) 320 49 00
(71) 320 68 60



ZAPRASZAMY DO WSPÓŁPRACY



AB 905

LABORATORIUM BEZPIECZEŃSTWA PRACY

(akredytacja nr AB 905 - pełny zakres dostępny na www.pca.gov.pl)

oferuje:

a) akredytowane badania środowiska pracy i w środowisku zewnętrznym

- powietrze: pyły przemysłowe, substancje nieorganiczne, stężenie/zawartość krystalicznej krzemionki
- hałas na stanowiskach pracy
- hałas ultradźwiękowy na stanowiskach pracy
- drgania mechaniczne działające na organizm człowieka przez kończyny górne
- drgania mechaniczne o ogólnym działaniu na organizm człowieka
- hałas pochodzący od instalacji, urządzeń, zakładów przemysłowych

b) nieakredytowane badania i ekspertyzy

- modelowanie komputerowe rozprzestrzeniania się zanieczyszczeń pyłowych i gazowych (spalin) oraz hałasu w środowisku zewnętrznym na potrzeby kart informacyjnych przedsięwzięć oraz ocen oddziaływania na środowisko
- ocena stanu fizjologicznego organizmu człowieka nieinwazyjną metodą pomiarową (wskaźnik BMI, ciśnienie i saturacja krwi, temperatura ciała, puls, wydatek energetyczny netto organizmu i aktywność metaboliczna, ogólna kondycja zdrowotna organizmu)
- ocena wydatku energetycznego metodą pomiarową lub tabelaryczną
- szkolenia specjalistyczne w zakresie realizacji i walidacji metod pomiarowych
- projektowanie działań poprawy warunków pracy/bytowania
- ocena ryzyka zawodowego
- dobór ochronników słuchu
- porównania międzylaboratoryjne w zakresie akredytowanych metod badawczych
- udział w projektach/grantach badawczych w charakterze koordynatora lub partycypana

c) obsługa klientów w języku polskim, ukraińskim i angielskim

KONTAKT

mgr inż. Michał Stopa: 605 459 151, michal.stopa@pwr.edu.pl

inż. Monika Maślakiewicz: 782 070 760, monika.maslakiewicz@pwr.edu.pl

dr Iryna Myshchenko: 731 250 345, iryna.myshchenko@pwr.edu.pl

dr inż. Danuta Szyszka: 662 080 102, danuta.szyszka@pwr.edu.pl

Notatki

Notatki



ISBN 978-83-7493-195-3