

Kruszywa mineralne

t. 3

Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Politechniki Wrocławskiej

Wrocław 2019

Redaktor naukowy
Wojciech GLAPA

Recenzenci
Krzysztof GALOS
Jerzy MALEWSKI

Korekta tekstów w języku angielskim
Stanisław ŚLUSARCZYK

Redaktor techniczny
Jarosław GOGOLEWSKI

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

© Copyright by Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2019

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

ISBN 978-83-951536-6-2

Spis treści

Marcin BARANOWSKI, Tomasz ZAWADZKI, Michał ZAWADZKI	
Przyrodnicze i techniczne efekty rekultywacji gruntów kopalni Brzeziny	5
Michał FILIPCZYK, Anita PABICH	
Znowelizowane normy europejskie dla kruszyw	15
Krzysztof GALOS, Tadeusz SMAKOWSKI	
Rozwój rynku naturalnych kruszyw łamanych po 2000 roku	25
Tomasz GAWENDA, Daniel SARAMAK, Alona NAD, Agnieszka SUROWIAK, Aldona KRAWCZYKOWSKA, Dariusz FOSZCZ	
Badania procesu uszlachetniania kruszyw w innowacyjnym układzie technologicznym	39
Wojciech GLAPA, Wojciech NAWORYTA	
Problem bezpieczeństwa wokół obrzeży wyrobisk odkrywkowych	51
Stefan GÓRALCZYK, Michał FILIPCZYK	
Jakości krajowych kruszyw na podstawie wybranych właściwości fizyko mechanicznych ..	63
Daniel KOWOL, Piotr MATUSIAK, Michał ŁAGÓDKA	
Badania możliwości zwiększenia skuteczności oczyszczania kruszywa w klasyfikatorach pulsacyjnych typu KOMAG	73
Wiesław KOZIOŁ, Ireneusz BAIC, Wiesław BLASCHKE	
Wydobycie i produkcja drobnych frakcji kruszyw żwirowo-piaskowych	83
Łukasz MACHNIAK	
Stan przygotowania dróg ekspresowych do ogłoszenia przetargu na ich budowę	95
Jerzy MALEWSKI	
Energochłonność podstawowych operacji technologicznych w systemach przeróbki kruszyw ..	103
Zdzisław NAZIEMIEC, Daniel SARAMAK	
Statystyczna ocena wyników oznaczeń składu ziarnowego kruszyw	109
Janusz ORLOF, Piotr WOJTACHA	
Kilka zdań o wykonywaniu działalności bez wymaganej koncesji	117
Mariola STEFANICKA, Michał STOPA	
Zmiany zasad oceny narażenia na czynniki pyłowe w górnictwie skalnym	127
Piotr WODZIŃSKI, Remigiusz MODRZEWSKI, Katarzyna ŁAWIŃSKA	
Urządzenia do oczyszczania zablokowanych otworów sitowych	135
Dariusz WOŹNIAK	
Wpływ obciążenia krążnika na opory toczenia taśmy przenośnikowej	147
Autorzy	
160	

Contents

Marcin BARANOWSKI, Tomasz ZAWADZKI, Michał ZAWADZKI	
Nature and technological effects of land reclamation in Brzeziny open-mine	5
Michał FILIPCZYK, Anita PABICH	
The amended european standards for aggregates	15
Krzysztof GALOS, Tadeusz SMAKOWSKI	
Development of natural crushed aggregates market in Poland since 2000	25
Tomasz GAWENDA, Daniel SARAMAK, Alona NAD, Agnieszka SUROWIAK, Aldona KRAWCZYKOWSKA, Dariusz FOSZCZ	
Examination of aggregate enrichment process in innovative technological circuit	39
Wojciech. GLAPA, W. NAWORYTA	
Safety problem around the edges of opencast workings	51
Stefan GÓRALCZYK, Michał FILIPCZYK	
The variability of deposits on the basis of selected physico-mechanical properties national aggregates	63
Daniel KOWOL, Piotr MATUSIAK, Michał ŁAGÓDKA	
Testing the possibility of increasing the efficiency classification of aggregates in the KOMAG pulsation classifiers	73
Wiesław KOZIOŁ, Ireneusz BAIC, Wiesław BLASCHKE	
Extraction and production of fine fractions gravel-sand aggregate	83
Łukasz MACHNIAK	
The current state of preparation of roads to announce the tender for construction	95
Jerzy MALEWSKI	
Energy usage of the main operations in aggregates processing plants	103
Zdzisław NAZIEMIEC, Daniel SARAMAK	
Statistical assessment of the results of particle size determination for aggregates	109
Janusz ORLOF, Piotr WOJTACHA	
A few remarks on unlicensed mining activity	117
Mariola STEFANICKA, Michał STOPA	
Changes in Polish law regulations according to an assessment of dust factors exposure in rock mining industry	127
Piotr WODZIŃSKI, Remigiusz MODRZEWSKI, Katarzyna ŁAWIŃSKA	
Devices for clearing blocked screen holes	135
Dariusz WOŹNIAK	
Effect of idler load on conveyor belt rolling resistance	147
Authors	160

Marcin BARANOWSKI, Tomasz ZAWADZKI

Kopalnie Odkrywkowe Surowców Drogowych SA w Niemodlinie

Michał ZAWADZKI

ATHENE

PRZYRODNICZE I TECHNICZNE EFEKTY REKULTYWACJI GRUNTÓW KOPALNI BRZEZINY

WPROWADZENIE

Wydobywanie kopalin piaskowo-żwirowych nie jest poprzedzone odwadnianiem złóż. Podczas udostępniania złoża odsłaniane jest lustro wody, a więc już w chwili rozpoczęcia eksploatacji następuje zmiana warunków przyrodniczych – teren złoża sukcesywnie zostaje przekształcany w akwen. Powierzchnia wyrobiska – teraz akwen – powiększa się w trakcie eksploatacji, gdyż tylko jego pewna część podlegać może procesowi zwałowania wewnętrznego nadkładu lub odpadów wydobywczych. Stąd rekultywacja i zagospodarowanie poeksploatacyjnych wyrobisk tych kopalin, w odróżnieniu od innych obiektów górnictwa odkrywkowego, obejmuje dwa środowiska – wodne i lądowe (Głapa & Jonek, 1999).

W procesach rekultywacji gruntów w kierunku wodnym postulowane są przez przyrodników wymagania kształtowania nieregularnej linii brzegowej, wypłyceń dla tarła ryb oraz wysp, jako ostoje i miejsca odpoczynku ptaków. Artykuł dokumentuje ornitologiczną ocenę takiego przedsięwzięcia, zrealizowane działania rekultywacyjne oraz planowane zagospodarowanie pozostałych terenów pogórnicznych kopalni kruszywa Brzeziny.

1. EKSPLOATACJA ZŁOŻA BRZEZINY

Czwartorzędowe osady rzeczne Nysy Kłodzkiej – utwory piaszczysto-żwirowe złoża Brzeziny o grubości 4,3–11,8 m i średnim punkcie piaskowym 51%, udokumentowane zostały z zasobami geologicznymi 6,03 mln ton (*Dokumentacja*, 1977). W obrębie serii złożowej występuje czwartorzędowe lustro wody na głębokości 1,5–3,0 m p.p.t., związane z przepływającymi w bezpośrednim sąsiedztwie Cielnicą oraz Potokiem Skoroszyckim, ciekami należącymi do zlewni Nysy Kłodzkiej. Złoże eksploatowano w latach 1982–2017 ze średnim wydobyciem 120 tys. ton/rok. Dzięki

zastosowaniu instalacji przeróbczej do usunięcia z nadawy części organicznych, wg ścisłej receptury firmy Braas produkującej dachówki ceramiczne, efektywnie zbywa-
no frakcję piaszczystą 0-4 mm.

2. REKULTYWACJA GRUNTÓW

W 35 letnim okresie wydobywania kopaliny sukcesywnie rekultywowano grunty, z wyróżnieniem dwóch zasadniczych etapów (tab. 1).

Tab. 1. Struktury rekultywowanych terenów Kopalni Brzeziny

Tab. 1. Structures of reclaimed areas of the Brzeziny mine

Wyszczególnienie	Etap	
	I	II
	1982–2000/2002	2001–2017/2018
lata eksploatacji złoża/rok zakończenia	ha	
grunty we władaniu	32,30	50,70
grunty zrehabilitowane	10,20	24,18
w tym decyzyjny kierunek:		
– rolny, staw do zarybień dla celów wędkarskich	8,36	–
– leśny (użytki Ls i Lz)	1,84	–
– rolny i wodny dla zagospodarowania rybackiego	–	18,04
– rolny	–	6,14
akwen poeksploatacyjny	26,40	
pozostałe grunty wokół akwenu	24,30	

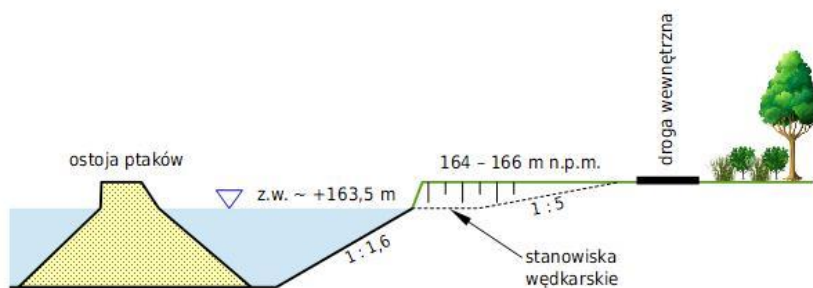


Rys. 1. Zagospodarowane wędkarsko brzegi łowiska (fot. M. Baranowski)

Fig. 1. Fishing edges developed for anglers (photo by M. Baranowski)

Etap I zrealizowano według projektu rekultywacji (*Dokumentacja*, 1981) dla decyzyjnego, uszczegółowionego kierunku – rolnego jako staw do zarybień dla celów wędkarskich (*Decyzja*, 1981). Formalne zakończenie tego etapu nastąpiło w 2002 roku. Przez okres 10 lat przedsiębiorca wykorzystywał zrehabilitowany teren zgodnie z wymaganiami kierunku rekultywacji dla własnych potrzeb. W 2012 roku grunty o łącznej powierzchni 13,1 ha, w tym 12,3 ha lustra wody, wydzierżawiono na okres dziesięcioletni Opolskiemu Okręgowi Polskiego Związku Wędkarskiego dla użytkowania przez koło PZW Sidzina (rys. 1).

Etap II rekultywacji zrealizowano według projektu (*Dokumentacja*, 2015) oraz decyzji rekultywacyjnej ustalającej kierunek – rolny, wodny dla zagospodarowania rybackiego (*Decyzja*, 2016). W trakcie działań tego etapu wykonano wyspę oraz odpowiednie ukształtowanie brzegów akwenu z dogodnymi stanowiskami wędkarskimi i drogą dojazdu do tych stanowisk (rys. 2).



Rys. 2. Schematyczny profil zrehabilitowanego terenu
Fig. 2. Schematic profile of the reclaimed area

3. CHARAKTERYSTYKA AWIFAUNY TERENU ZŁOŻA

Poeksploatacyjny akwen Brzeziny, podobnie jak większość wyrobisk po eksploatacji złóż piaskowo-żwirowych, charakteryzuje się brakiem płycizn i dużych, wykształconych siedlisk roślinności, właściwych dla naturalnych zbiorników wodnych. Jedynie w niektórych częściach akwenu występują niewielkie płyty trzcinowisk, powstałych na wypłyceniach.

Do najciekawszych gatunków lęgowych stwierdzonych tutaj podczas inwentaryzacji w trakcie funkcjonowania kopalni należały: brzegówki *Riparia riparia*; mała, licząca kilkadziesiąt par kolonia, zlokalizowana w południowej części akwenu i sieweczki rzeczne *Charadrius dubiu*; dwie pary lęgowe na piaszczystych brzegach. Szczególnie cennym gatunkiem lęgowym była mewa siwa *Larus canus*; dwie pary lęgowe na konstrukcjach zakładu przerobczego (Zawadzki, 2016). Mewa siwa jest gatunkiem uznawanym we Europie za zagrożony z racji gwałtownego spadku liczebności (Chylarecki i in., 2018). Stwierdzono również szereg pospolitych gatunków,

charakterystycznych dla tego typu zbiorników, jak trzciniaak *Acrocephalus arundinaceus*, trzcinniczek *Acrocephalus scirpaceus*, krzyżówka *Anas platyrhynchos* czy remiz *Remiz pendulinus*.

3.1. KSZTAŁT WYSPY

Akweny powstałe po wydobywaniu kruszyw naturalnych stanowią dogodne miejsca osiedlania się ptactwa. Poczynione obserwacje oraz doświadczenia z innych wyrobisk poeksploatacyjnych, między innymi Nowogród Bobrzański i Skoki, wskazują ponadto, że wyspy na tych akwenach zasiedlane są bardzo chętnie przez ptaki, co istotnie przyczynia się do zwiększenia bioróżnorodności danego obszaru.

Dla rekultywowanego akwenu Brzeziny zalecono pozostawienie wyspy o powierzchni $\sim 100 \text{ m}^2$ z odpowiednio stromym stokiem skarpy brzegowej, jako dogodne siedlisko brzegówki *Riparia riparia*. Strome jej nachylenie i wysokość skarpy ogranicza ingerencje ssaków drapieżnych jak norka amerykańska *Neovison vison* i lis *Vulpes vulpes*. Nachylenie wierzchołku wyspy umożliwia także swobodny spływ wód opadowych. Powierzchnia wyspy powinna być wyłożona materiałem gruboziarnistym, kruszywem frakcji co najmniej 32-63 mm, jako dogodnym podłożem do założenia kolonii śmieszek *Chroicocephalus ridibundus* i rybitwy rzecznej *Sterna hirodo*. Są to gatunki o zmniejszanej obecnie liczebności na Śląsku i w Polsce. Głównym tego powodem jest utrata siedlisk. Zgodnie z tzw. dyrektywą ptasią (Dyrektywa PEiR., 2009) rybitwa rzeczna jest również gatunkiem ściśle chronionym.



Rys. 3. Wyspa na akwenu Brzeziny (fot. G. Ludwa)
Fig. 3. An island on the Brzeziny reservoir (photo by G. Ludwa)

Ważnym zaleceniem była konieczność corocznego usuwania z wyspy wegetacji roślinnej przed okresem jesienno-zimowym. W tym celu wykonano półkę nadwodną z drabiną, umożliwiającą wejście na wyspę i przeprowadzanie tych zabiegów (rys. 3).

Wyspa powstała jako końcowy fragment grobli transportowej. Wiązało się to z pewną stratą zasobów operatywnych kopaliny. Zachowano dzięki temu jej naturalny charakter, co przyspieszyło zasiedlanie się ptaków.

3.2. WYNIKI INWENTARYZACJI

Dla uzyskania pełnego obrazu liczebności chronionych gatunków ptaków gniazdujących na wyspie, utworzonej w ramach II etapu działań rekultywacyjnych, przeprowadzono dwie kontrole, w dniu 13 maja i 17 czerwca 2018 roku (Zawadzki, 2018). Dla trzech gatunków stwierdzono istotnie większą liczebność niż podczas pierwszej kontroli (tab. 2).

Tab. 2. Wyniki kontroli terenowych
Tab. 2. The results of field inspections

Nazwa gatunkowa	Liczba par	
	13.05.2018	17.06.2018
śmieszka <i>Chroicocephalus ridibundus</i>	7	40
mewa siwa <i>Larus canus</i>	3	5
rybitwa rzeczna <i>Sterna hirundo</i>	co najmniej 70	
brzegówka <i>Riparia riparia</i>	2	160

Szczególnie istotne wydaje się zwiększenie liczebności gatunku chronionego mewy siwej *Larus canus* – 5 par. Według ostatnich szacunków populacja tej mewy w Polsce liczy zaledwie 800–1200 par lęgowych; w latach 2006–2016 wykazano silny jej spadek, sięgający 13% rocznie (Chylarecki i in., 2018). Zasadność wykonania ponownej kontroli widoczna jest także na przykładzie gatunków brzegówki *Riparia riparia* i śmieszki *Chroicocephalus ridibundus*, gdyż wykazała ona na znaczne większe liczebności tych ściśle chronionych ptaków. Podczas drugiej kontroli zauważono również wiele osobników młodych, już opierzonych, należących do gatunków chronionych – rybitwa rzeczna, śmieszka i mewa siwa (rys. 4–6). Świadczy to o wysokiej udatności lęgów i braku lub małej presji drapieżników na inwentaryzowanej wyspie.

Za najistotniejszy z punktu widzenia ochrony przyrody gatunek lęgowy w inwentaryzowanej kopalni należy uznać mewę siwą. Podczas drugiej kontroli stwierdzono pary z wyrosniętymi młodymi (rys. 5). Na tej podstawie można wnioskować o wysokim sukcesie lęgowym gniazdujących tu ptaków, co szczególnie cieszy w obliczu sygnalizowanego w wielu źródłach spadku ich liczebności.



Rys. 4. Stanowiska lęgowe brzegówek (fot. M. Zawadzki)
Fig. 4. Nesting stands of sandbank swallows (photo by M. Zawadzki)



Rys. 5. Liczne pary lęgowe śmieszek (fot. M. Zawadzki)
Fig. 5. Numerous breeding pairs of black-headed gulls (photo by M. Zawadzki)

Pozytywne oddziaływanie eksploatacji złóż piaskowo-żwirowych skutkuje powstawaniem nowych siedlisk roślin i zwierząt. Po zaprzestaniu robót górniczych kopalni Brzeziny obok zinwentaryzowanych wystąpień chronionych gatunków ptaków, zauważa się uaktywnione działania bobrów (rys. 7).



Rys. 6. Jedna z pięciu par mew siwych (fot. M. Zawadzki)
Fig. 6. One of five pairs of gray gulls (photo by M. Zawadzki)



Rys. 7. Przykład ścięcia brzozy przez bobry (fot. M. Baranowski)
Fig. 7. An example of birch beheading by beavers (photo by M. Baranowski)

4. MOŻLIWOŚCI WYKORZYSTANIA TERENÓW

KOSD Niemodlin SA w okresie dwudziestoletniej działalności zarządzał gruntami Kopalni Brzeziny w taki sposób, aby po zakończeniu eksploatacji złoża mogły one stanowić interesującą ofertę dla dalszego użytkowania.

Atrakcyjna lokalizacja terenu, o łącznej powierzchni 50,7 ha, w tym 24,3 ha użytków wokół akwenu, z dogodnym dojazdem, zagwarantować może zbycie nieruchomości w całości lub w częściach albo pozostać nadal we władaniu przedsiębiorcy. Stąd w pierwszej kolejności podejmowane są wariantowe podejścia w celu przedstawienia potencjalnym nabywcom atrakcyjności tej nieruchomości, a w szczególności:

- zgromadzono kilkanaście projektów zagospodarowania terenu – nagrodzone prace konkursowe studentów Wydziału Architektury Politechniki Krakowskiej (kierunek architektura krajobrazu),
- sporządzono dokumentację geologiczną złoża o powierzchni 2 ha w celu pozyskania koncesji starosty na wydobywanie kopaliny piaskowo-żwirowej,
- przeprowadzono działania formalno-prawne dla uruchomienia instalacji fotowoltaicznej o mocy 0,5 MW,
- zlecono wykonanie operatu szacunkowego dla określenia oferty cenowej dla potrzeb sprzedaży gruntów.

W przypadku braku zainteresowania zakupem całości nieruchomości zamierza się wydzielić użytkowe fragmenty terenu, w celu ich zbycia lub na potrzeby własnych działań inwestycyjnych, np. podział na części:

- przemysłową pod działalność gospodarczą elektrowni fotowoltaicznej,
- pod zabudowę rekreacyjną na działkach z dostępem do wody (grunty II etapu rekultywacji),
- leśną w formie ekotonicznego pasa roślinności ochronnej akwenu,
- rekreacyjną – kąpielisko dla mieszkańców gminy Skoroszyce,
- przyrodniczo-edukacyjną – użytki ekologiczne.

5. PODSUMOWANIE

Coraz większą uwagę zwraca się na podniesienie przyrodniczych walorów terenów pogórnich po zakończeniu działalności eksploatacyjnej. Potwierdza to przykład kopalni Kruszywa Brzeziny. W wyniku 35 letniego okresu wydobywania kopaliny i sukcesywnie realizowanej rekultywacji gruntów, powstał akwen poeksploatacyjny o powierzchni 26,4 ha i 24,3 ha lądowej część terenu (powierzchnia po zakładzie przeróbczym, pasy ochronne, drogi wewnętrzne). Akwen poeksploatacyjny w części (12,3 ha) wykorzystywany jest od kilku lat przez PZW na podstawie umowy dzierżawy.

W ostatnich latach rybackie (wędkarskie) wykorzystanie terenów po eksploatacji złóż piaskowo-żwirowych jest dość powszechne. W województwie opolskim istnieje

co najmniej 27 takich akwenów o powierzchniach od 5 do 65 ha i łącznej powierzchni lustra wody około 475 ha (<http://www.pzw.org.pl>). Pomimo społecznej presji, w mniejszym zakresie podejmowane są próby wykorzystywania wyrobisk dla celów rekreacyjnych jako kąpieliska.

Zagospodarowanie lądowych części terenów pogórnich wymaga zawsze poniesienia pewnych nakładów inwestycyjnych i przeprowadzenia procedur formalno-prawnych. Tak w celu sprzedaży nieruchomości czy dla prowadzenia na tych terenach innej niż górnicza działalności. Niektóre z tych działań wskazano na przykładzie Kopalni Brzeziny.

W przypadkach niepowodzenia w zbyciu terenów poeksploatacyjnych pozostaje konieczność ich zagospodarowania i użytkowania przez dotychczasowych właścicieli.

LITERATURA

- CHYLARECKI P., CHODKIEWICZ T., NEUBAUER G., SIKORA A., MEISSNER W., WOŹNIAK B., WYLEGAŁA P., ŁAWICKI Ł., MARCHOWSKI D., BETLEJA J., BZOMA S., CENIAN Z., GÓRSKI A., KORNIŁUK M., MOCZARSKA J., OCHOCIŃSKA D., RUBACHA S., WIELOCH M., ZIELIŃSKA M., ZIELIŃSKI P., KUCZYŃSKI L., 2018, *Trendy liczebności ptaków w Polsce*, GIOŚ, Warszawa.
- Decyzja Naczelnika Gminy w Skoroszytach z dnia 19.05.1981 r.* – 7013/1/81, dot. rolnego kierunku rekultywacji dla gruntów użytkowanych przez Rejon Eksploatacji Kamienia w Opolu.
- Decyzja Starosty Nyskiego z dnia 21.01.2016 r.* – G.G-II.6122.3.2015.KM ustalająca rolny kierunek rekultywacji obszaru obejmujący działki oznaczone nr 278/20, 276 obręb Brzeziny, gm. Skoroszyce.
- Dokumentacja geologiczna złoża kruszywa naturalnego Brzeziny w kat. C₁ z rozpoznaniem jakości kopaliny w kat. B.*, 1977, Kombinat Geologiczny Południe, Kraków.
- Dokumentacja rekultywacji przyszłych terenów poeksploatacyjnych kruszywa Brzeziny*, 1981, PG-GPMB GEOMUD Oddz. Opole.
- Dokumentacja rekultywacji wyrobiska poeksploatacyjnego Brzeziny*, 2015, KOSD Niemodlin SA.
- Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2009/147/WE z dnia 30 listopada 2009 r. ws. ochrony dzikiego ptactwa.
- GLAPA W., JONEK W., 1999, Rekultywacja terenów i zagospodarowanie wyrobisk po wydobywaniu kruszywa naturalnych spod wody, [w:] Malewski J. (red), *Zagospodarowanie wyrobisk. Technologiczne, przyrodnicze i gospodarcze uwarunkowania zagospodarowania wyrobisk poeksploatacyjnych surowców skalnych Dolnego Śląska*, Oficyna Wyd. PWr, 84–98.
- ZAWADZKI M., 2016, *Opinia ornitologiczna dla KOSD SA – Kopalnia Brzeziny* (niepubl.), Opole.
- ZAWADZKI M., 2018, *Ornitologiczna ekspertyza utworzonej wyspy lęgowej na terenie kopalni Brzeziny* (niepubl.), Opole.
- http://www.pzw.org.pl/pliki/prezentacje/38/cms/szablony/25137/pliki/wykaz_wod_stojacych_poza_obwodami_rybackimi.pdf

NATURE AND TECHNOLOGICAL EFFECTS OF LAND RECLAMATION IN BRZEZINY OPEN-MINE

In the processes of land reclamation in the water direction, postulates are proposed by the naturalists to shape irregular coastline, shallows for spawning fish and islands as refuges and places for resting birds. The article documents the ornithological evaluation of such an undertaking, the reclamation measures implemented and the planned development of the remaining post-mining areas in Brzeziny aggregate mine.

Michał FILIPCZYK, Anita PABICH

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego w Warszawie

ZNOWELIZOWANE NORMY EUROPEJSKIE DLA KRUSZYW

WPROWADZENIE

W 2018 roku w Komitecie Technicznym nr 108 Polskiego Komitetu Normalizacyjnego zostały zatwierdzone projekty norm na wymagania dla kruszyw stosowanych w budownictwie: FprEN 12620:2017 *Kruszywa do betonu*, AprEN 13043:2015 *Kruszywa do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych na drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu*, FprEN 13139:2017 *Kruszywa do zaprawy* oraz FprEN 13242:2017 *Kruszywa do niezwiązanych i związanych hydraulicznie materiałów stosowanych w obiektach budowlanych i budownictwie drogowym*.

Wcześniej wymienione dokumenty zostały opracowane w Komitecie Technicznym CEN (European Committee for Standardization) nr 154 „Kruszywa” i uwzględniają wymagania Rozporządzenia Parlamentu Europejskiego i Rady UE nr 305/11 (Dz.U.UE.305/2011). Mają one zastąpić normy: PN-EN 12620+A1:2010, PN-EN 13043:2004, PN-EN 13139:2003 i PN-EN 13242+A1:2010.

W tych nowych projektach norm zostaje wprowadzona daleko idąca unifikacja kategorii dla poszczególnych właściwości oraz struktury samej normy. W załącznikach wskazane zostały możliwe źródła pochodzenia kruszyw uwzględniające praktykę oraz sposób wprowadzania nowych surowców na listę. Uwzględniono nowe wymagania dotyczące zawartości substancji niebezpiecznych w wyciągu wodnym. Dotychczas takie wymagania były regulowane na poziomie krajowym. Nowym elementem są nowe kategorie dla wskaźnika piaskowego kruszyw drobnych i o ciągłym uziarnieniu, a rozszerzona została liczba kategorii jakości pyłów (badanie błękitem metylenowym), zawartości pyłów, odporności na ścieranie kruszyw, kształtu ziaren i zawartości siarczanów rozpuszczalnych w wodzie. Wszystkie projekty norm mogą być stosowane do kruszyw o gęstości ziaren wysuszonych powyżej $2,00 \text{ Mg/m}^3$ oraz kruszyw z recyklingu i kruszyw sztucznych o gęstości ziaren powyżej $1,50 \text{ Mg/m}^3$. W porównaniu z aktualnymi wydaniem norm z zakresu zostaną wyłączone informacje dotyczące: oceny (badania typu), weryfikacji stałości właściwości użytkowych kruszyw i zakładowa kontrola produkcji. Wszystkie związane informacje znajdują się w już dostępnej w wersji angielskiej normie PN-EN 16236:2018-08.

Po publikacji, normy na wymagania dla kruszyw oraz opublikowana już wymieniona norma będą mogły być stosowane dopiero po ukazaniu się ich w Dzienniku Urzędowym Unii Europejskiej. Prawdopodobnie zostaną wprowadzone okresy przejściowe na wprowadzenie w życie wymagań nowych norm, z obowiązywaniem obu wersji dokumentów.

1. TERMINY, DEFINICJE, SYMBOLE I SKRÓTY

Spośród istotnych zmian w nowych projektach norm pojawiły się definicje *poziomu* i *klasy* (uwagi do definicji kategorii) pochodzące bezpośrednio z Rozporządzenia CPR. Zgodnie z nimi *poziom* to *wynik oceny właściwości użytkowych wyrobu budowlanego, w odniesieniu do jego zasadniczych charakterystyk, wyrażony jako wartość liczbową*, np. $WA_{24 \text{ dekl.}} = 0,5\%$. Natomiast *klasa* to *zakres poziomów właściwości użytkowych wyrobu budowlanego ograniczony wartością minimalną i maksymalną*, np. $G_C 85/15$ (AprEN 14043:2015).

W projektach norm znalazła się nowa definicja *wartości deklarowanej* – jest to *wartość lub zakres wartości, której/których producent jest pewny, że jego wyrób osiągnie, uwzględniając precyzję zastosowanych metod badawczych, różnorodność produkcji i właściwości produktu*.

Zmianie uległa również definicja *uziarnienia* (rys. 1). Opis jest szerszy niż dotychczas i uwzględnia objaśnienie poszczególnych części oznaczenia kategorii uziarnienia:

- $G_n X/Y$ dla kruszyw grubych, przeznaczonych do mieszanek bitumicznych oraz kruszyw oznaczonych jako „grit”,
- $G_n X$ dla kruszyw drobnych, naturalnych 0-8 mm oraz kruszyw o ciągłym uziarnieniu,

gdzie:

- n – to oznaczenie typu uziarnienia kruszywa opisywane jako:
- C – kruszywo grube (dolny wymiar sita d wynoszący co najmniej 1 mm, górny wymiar sita D większy niż 4 mm), np. $G_C 90/15$,
- CA – kruszyw grubych przeznaczonych wyłącznie do mieszanek bitumicznych, np. $G_{CA} 85/35$,
- G – kruszywo oznaczone jako „grit”, dolny wymiar sita d wynoszący co najmniej 1 mm, górny wymiar sita D wynoszący nie więcej niż 4 mm, np. $G_G 85/15$,
- F – kruszywo drobne, w którym dolna granica d wynosi 0 mm, a wymiaru górnego sita D wynosi nie więcej niż 4 mm, np. $G_F 85$,
- NG – kruszywo naturalne 0/8 mm, np. $G_{NG} 90$,
- A – kruszywo o ciągłym uziarnieniu, gdzie dolna granica frakcji d wynosi 0 mm, a wymiar górnego sita D jest większy niż 4 mm, np. $G_A 85$,
- X – minimum przechodzące przez górny wymiar sita (D),
- Y – maksimum przechodzące przez dolny wymiar sita (d).

3.1.8**grading**

particle size distribution expressed as the percentages by mass passing a specified set of sieves

Note 1 to entry: In this standard coarse grading categories are used and expressed as $G_n X/Y$ ($n = C, CA, \text{ or } G$) or as $G_n X$ ($n = F, NG \text{ or } A$) in which:

n = type of grading defined below:

C = coarse

CA = coarse aggregates for bituminous mixtures only;

G = Grit ($D \leq 4$ and $d \geq 1$)

F = fine

NG = natural graded

A = all-in

X : minimum passing the upper (D) sieve size

Y : maximum passing the lower (d) sieve size

Rys. 1. Definicja uziarnienia wg FprEN 13242

Fig. 1. Grading definition according to FprEN 13242

We wszystkich projektach norm, oprócz AprEN 13043:2015, znajduje się tabela symboli i skrótów (tab. 1). Umieszczone w niej zostały takie oznaczenia: $AVCP$ – ocena i weryfikacja stałości objętości, MB i MB_A – oznaczenie kategorii wartości wskaźnika błękitu metylenowego, F_{EC} – oznaczenie kategorii mrozoodporności w obecności soli (warunki ekstremalne) i wiele innych, znanych już oznaczeń kategorii.

2. OGÓLNE WYMAGANIA

W tej części norm można znaleźć kilka informacji uzupełniających zasady posługiwania się normami. Objasnił on sposób przypisywania kategorii z tablic. Na białym tle znajdują się kategorie zalecane dla danego zastosowania, a na szarym tle niezalecane.

Opisana została również zasada, mówiąca o spełnianiu przez kruszywo „niższych” kategorii, tzn. że kruszywo, dla którego deklarujemy jakąś kategorię, automatycznie spełnia również wymagania dla kategorii mniej wymagającej. Np. kruszywo grube spełniające wymagania kategorii $G_C 85/20$, spełnia automatycznie również wymagania kategorii $G_C 80/20$.

Gdy kruszywo nie spełnia kategorii zawartych w tablicach, producent może deklarować graniczną wartość dla danej właściwości. Zapis taki będzie wyglądał następująco: XX_{dekl} , kategoria, np. $f_{\text{dekl},23}$ dla pyłów o zawartości do 23%.

Tab. 1. Tablica skrótów i akronimów wg FprEN 12620
 Tab. 1. Table of symbols and abbreviations according to FprEN 12620

Symbol/Acronym	Meaning
AVCP	Assessment and Verification of the Constancy of the Performance
BOS	Basic Oxygen furnace Slag
d/D	Aggregate size designation
D/d	Ratio of upper to lower sieve size
EAF	Electric Arc Furnace (slag)
<i>Category symbols</i>	Categories for:
<i>A</i>	Change in the initial setting time
<i>AAV</i>	Aggregate Abrasion Value
<i>A_N</i>	Resistance against abrasion from studded tires (Nordic Abrasion value)
<i>AS</i>	Acid-soluble sulfate content
<i>C</i>	(Percentage of) Crushed particles
<i>E_{CS}</i>	Flow coefficient of fine aggregates
<i>f</i>	Fines content
<i>F</i>	Freeze thaw resistance
<i>F_{EC}</i>	Freeze thaw resistance in the presence of salt (extreme Conditions)
<i>FI</i>	Flakiness Index
<i>G_n X/Y</i>	Grading (for "n", "X" and "Y" see 3.1.8)
<i>GT_C, GT_{FA}</i>	Grading Tolerance, index "C" for coarse aggregates and index "FA" for fine and all-in aggregates
<i>LA</i>	Los Angeles coefficient
<i>MB, MB_A</i>	Methylene Blue value
<i>M_{DE}</i>	Micro-Deval coefficient
<i>MS</i>	Magnesium Sulfate soundness
<i>R_i</i>	Recycled aggregate constituent; "i" according to Table 22
<i>S</i>	Total sulphur content
<i>SB</i>	Sonnenbrand value
<i>SE₁₀, SE₄</i>	Sand equivalent value
<i>SI</i>	Shape Index
<i>SS</i>	Water-soluble sulfate content
<i>SZ</i>	Impact value
<i>V</i>	Volume Stability
<i>WA_{cm}</i>	Water Absorption (after weighing to constant mass)
<i>WA₂₄</i>	Water Absorption after 24 h

3. WYMAGANIA

3.1. WYMAGANIA GEOMETRYCZNE

W badaniu składu ziarnowego kruszyw (oprócz kruszyw wypełniających opisanych oddzielnie) można używać podobnie jak dotychczas zestawu podstawowego lub zestawu podstawowego i zestawu 1 lub zestawu podstawowego i zestawu 2 (tab. 2).

W zestawie 2 pojawiło się nowe sito o wymiarze oczka kwadratowego 56 mm. Istnieje możliwość wykorzystania również innych sit według dokumentu ISO 565:1990 dla kruszywa do specjalnych zastosowań.

Tab. 2. Wymiary sit wg FprEN 12620
Tab. 2. Sieve size according to FprEN 12620

Basic set	Basic set plus set 1	Basic set plus set 2
mm	mm	mm
0	0	0
1	1	1
2	2	2
4	4	4
-	5,6 (5) ^a	-
-	-	6,3 (6) ^a
8	8	8
-	-	10
-	11,2 (11) ^a	-
-	-	12,5 (12) ^a
-	-	14
16	16	16
-	-	20
-	22,4 (22) ^a	-
31,5 (32) ^a	31,5 (32) ^a	31,5 (32) ^a
-	-	40
-	45	-
-	-	56
63	63	63
-	-	80
-	90 ^b	-

^a Rounded sizes shown in parentheses can be used as simplified descriptions of aggregate sizes.
^b Greater than 90mm sieve sizes can be used for particular applications.

W badaniu uziarnienia zmieniły się kategorie (tab. 3). Jest ich więcej, m.in. zostały dodane wymagania dla kruszywa zwanego *grid* (jest to kruszywo o dolnym wymiarze ziaren d wynoszącym co najmniej 1 mm i górnym wymiarze ziaren D wynoszącym maksymalnie 4 mm). Projekty norm dopuszczają możliwość wprowadzenia przez producenta innych znaczeń, gdy będzie to uzasadnione.

Zawartość pyłów jest oceniana podobnie, jak dotychczas z podziałem na rodzaje kruszywa (grube, o naturalnym uziarnieniu 0/8 mm, o ciągłym uziarnieniu i drobne). Zwiększyła się liczba dostępnych kategorii. Natomiast jakość pyłów ocenia się dodatkowo, gdy ich ilość przekracza 3%. Do tej wartości uznaje się, że negatywny wpływ pyłów może zostać pominięty. Gdy w kruszywie jest więcej niż 3% pyłów, ich jakość powinna zostać oceniona na podstawie wskaźnika piaskowego i/lub wskaźnika błękitu metylenowego. Badania nie muszą być wykonywane, gdy istnieją przykłady zadowalającego zastosowania.

Tab. 3. Wymiary sit wg FprEN 12620
 Tab. 3. Sieve size according to FprEN 12620

Aggregate	Size mm	Percentage passing by mass					Category $G_n X/Y$
		$2D^a$	$1,4D$	D^b	d	$d/2$	
Coarse	$D > 4$ $d \geq 1$	100	100	90 to 99	0 to 10	0 to 2	$G_C 90/10$
		100	98 to 100	90 to 99	0 to 15	0 to 5	$G_C 90/15$
		100	98 to 100	90 to 99	0 to 20	0 to 5	$G_C 90/20$
		100	98 to 100	85 to 99 ^c	0 to 15 ^d	0 to 5	$G_C 85/15$
		100	98 to 100	85 to 99 ^c	0 to 20	0 to 5	$G_C 85/20$
		100	98 to 100	80 to 99	0 to 20 ^d	0 to 5	$G_C 80/20$
		100	98 to 100	85 to 99 ^c	0 to 35	0 to 5	$G_C 85/35$
		100	98 to 100	85 to 99 ^c	0 to 15	0 to 2	$G_{CA} 85/15$
	$D \leq 4$ $d \geq 1$	100	98 to 100	90 to 99	0 to 10	0 to 5	$G_G 90/10$
		100	95 to 100	85 to 99	0 to 15	–	$G_G 85/15$
		100	98 to 100	85 to 99	0 to 20	0 to 5	$G_G 85/20$
		100	98 to 100	85 to 99	0 to 35	0 to 5	$G_G 85/35$
Fine	$D \leq 4$ $d = 0$	100	95 to 100	85 to 99	–	–	$G_F 85$
		100	98 to 100	80 to 99	–	–	$G_F 80$
Natural graded aggregates	$D \leq 8$ $d = 0$	100	98 to 100	90 to 99	–	–	$G_{NG} 90$
All-in	$D > 4$ $d = 0$	100	98 to 100	90 to 99	–	–	$G_A 90$
		100	98 to 100	85 to 99	–	–	$G_A 85$
		100	98 to 100	80 to 99	–	–	$G_A 80$
		100	–	75 to 99	–	–	$G_A 75$

W projektach norm pojawiły się nowe, dotychczas niespotykane wymagania (kategorie) dla badania wskaźnika piaskowego SE_{10} i SE_4 . Wymagania dla wskaźnika błękitu metylenowego kruszy (kruszywo wypełniające jest oddzielnie opisane) zostały podzielone na trzy grupy kategorii: dla kruszyw drobnych – MB , dla kruszyw o ciągłym uziarnieniu badane na wydzielonej frakcji 0/2 mm – $MB(0/2)$ i dla kruszyw o ciągłym uziarnieniu badane na wydzielonej frakcji 0/2 i przeliczone wg przytoczonego wzoru dla całej próbki – MB_A . Oddzielnie traktowane jest badanie jakości pyłów dla kruszyw wypełniających (MB_F), dla których zaproponowano dodatkowe wymagania (kategorie).

Ze znaczących zmian należy wspomnieć o pojawieniu się wymagań (i kategorii SC) na zawartość muszli w kruszywach grubych i kruszywach o ciągłym uziarnieniu.

3.2. WYMAGANIA FIZYCZNE

W badaniach odporności na rozdrabnianie (LA), odporności na uderzenia (SZ) i odporności na ścieranie (M_{DE}) zmienia się liczba dostępnych kategorii. Dodatkowo

w badaniu odporności na ścieranie kruszyw do niezwiązanych i związanych hydraulicznie materiałów stosowanych w obiektach budowlanych i budownictwie drogowym pojawiła się możliwość deklarowania wartości minimalnej (M_{DEmin}) zgodnie z proponowanymi kategoriami. W tej samej normie znajduje się nowe wymagania na badanie wysokości podciągania wody wg PN-EN 1097-10. Wartość tej właściwości należy deklarować.

3.3. WYMAGANIA CHEMICZNE

W badaniu siarki całkowitej, które samo w sobie nie uległo zmianie, pojawia się konieczność zachowania środków ostrożności, gdy występuje pirotyn, niestabilna odmiana siarczku żelaza (FeS). W takim przypadku powinna zostać zastosowana granica maksymalnej zawartości siarki na poziomie 0,1% (S).

Ponadto od wymagań dotyczących mrozoodporności zostało oddzielone badanie w siarczenie magnezu (MS). Nowe projekty norm zakładają, że jest to nowe wymaganie odporności na wietrzenie. Dla tej właściwości są również nowe wymagania (kategorie). Projekty norm (oprócz FprEN 13139:2017) przewidują również wykonywanie badania mrozoodporności w obecności soli. Do badania pojawiła się tabela z kategoriami.

Dla kruszyw wypełniających w projekcie normy na kruszywa do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych na drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu (AprEN 13043:2015) pojawiają się nowe wymagania (kategorie) zawartości wody.

W normie PN-EN 13043:2004 dotychczas dla kruszyw wypełniających wymagana była zawartość węgla wapnia. W nowym projekcie AprEN 13043:2015 badanie to zostało rozdzielone i pojawiają się wymagania wraz z kategoriami zawartości węgla CC_f oraz zawartości węgla wapnia w kruszywie wapiennym CC_l .

4. OCENA I WERYFIKACJA STAŁOŚCI WŁAŚCIWOŚCI UŻYTKOWYCH

Nowe projekty norm w każdym punkcie dotyczącym badania typu i fabrycznej kontroli produkcji odsyłają do normy PN-EN 16236:2018-08.

5. ZNAKOWANIE I ETYKIETOWANIE

Zakres znakowania i etykietowania został ujednolicony we wszystkich projektach norm. Dokumenty dostawy zawsze powinny zawierać pochodzenie/lokalizację produkcji i producenta, przeznaczenie, datę wysyłki oraz kolejny numer dokumentu.

6. POCHODZENIE KRUSZYWA

W nowych projektach norm w formie załączników A i B pojawiają się informacje dotyczące możliwych źródeł surowców, wykorzystywanych do produkcji kruszyw, oparte na pozytywnych doświadczeniach w stosowaniu kruszyw z takich źródeł. Jednocześnie wszystkie wymienione w tabeli w załączniku A surowce (na białym tle) są w zakresie konkretnego projektu normy. Materiały, które nie były w przeszłości stosowane w danym kierunku nie mogą być oceniane zgodnie z daną normą (oznaczone są one kolorem szarym). Załącznik do projektów norm dla kruszyw do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych na drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu (AprEN 13043:2015) i kruszyw do zapraw (FprEN 13139) przewiduje również sytuację, gdy kruszywo z jakiegoś źródła będzie wymagało dodatkowych wymagań. Jeżeli takie wymagania są zidentyfikowane, to powinny zostać spełnione. Mogą to być np. dodatkowe wymagania wyspecyfikowane dla miejsca docelowego zastosowania. Dodatkowo takie wymagania mogą być indywidualnie określone dla każdego przypadku. W każdej sytuacji jest konieczność weryfikacji zawartości substancji niebezpiecznych zgodnie z wymaganiami krajowymi.

Obecnie do produkcji kruszyw do betonu możliwe jest ich wykorzystanie ze źródeł:

- naturalnych surowców,
- recyklingu budowlanego i rozbiórkowego z wyłączeniem asfaltu z odzysku,
- spalania odpadów komunalnych z wyłączeniem popiołu lotnego ze spalarni komunalnych,
- energetyki węglowej – popiół lotny ze spalania węgla i żużel ze spalania,
- przemysłu żelaznego i stalowniczego,
- przemysłu metali nieżelaznych – żużel miedziowy i cynkowy,
- przemysłu odlewniczego – piaski,
- procesów pogłębiania – piaski,
- innych – kruszone szkło, popiół ze spalania odpadów papierowych.

Do produkcji kruszyw do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych na drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu mogą być stosowane typy surowców:

- naturalnych,
- ze spalania odpadów komunalnych,
- z energetyki węglowej – popiół lotny i żużel ze spalania węgla, popiół lotny ze spalania fluidalnego,
- z przemysłu żelaznego i stalowniczego z wyłączeniem granulowanego żużla wielkopiecowego (GBS),
- z przemysłu metali nieżelaznych – żużel miedziowy, molibdenowy i fosforowy,
- z przemysłu odlewniczego,

- piasek z procesów pogłębiania,
- innych – kruszone szkło, popiół ze spalania odpadów papierowych, biomasy, osadu ściekowego.

Do produkcji kruszyw do zaprawy mogą być stosowane rodzaje surowców:

- naturalnych,
- popiół lotny ze spalania węgla – przemysł energetyczny węglowy,
- żużel wielkopiecowy chłodzony powietrzem (ABS) – przemysł żelazny i stalowniczy,

Do produkcji kruszyw do niezwiązanych i związanych hydraulicznie materiałów stosowanych w obiektach budowlanych i budownictwie drogowym mogą być stosowane typy surowców:

- naturalne,
- z recyklingu budowlanego i rozbiórkowego,
- ze spalania odpadów komunalnych z wyłączeniem popiołu lotnego ze spalarni komunalnych,
- z energetyki węglowej – popiół lotny i żużel ze spalania ze spalania węgla,
- z przemysłu żelaznego i stalowniczego,
- z przemysłu metali nieżelaznych – żużel miedziowy, cynkowy i fosforowy,
- z przemysłu odlewniczego,
- z przemysłu wydobywczego – czerwony łupek węglowy, łupek przywęglowy, odpady z udostępniania złoża, wyeksploatowane łupki roponośne,
- piasek z procesów pogłębiania,
- innych – kruszone szkło, popiół ze spalania odpadów papierowych, popiół ze spalania biomasy, popiół ze spalania osadu ściekowego.

W załączniku B do projektów norm znajduje się procedura wprowadzania nowych źródeł surowców do produkcji kruszyw włącznie z formą, w jakiej niezbędne informacje powinny być przesłane do Komitetu Technicznego CEN nr 154.

7. PODSUMOWANIE

Nowe projekty norm na wymagania dla kruszyw do budownictwa FprEN 12620:2017, AprEN 13043:2015, FprEN 13139:2017 oraz FprEN 13242:2017 wprowadzają daleko idącą unifikację wymagań (kategorii) dla poszczególnych właściwości. Wprowadzona została większa liczba dostępnych kategorii dla wielu właściwości oraz pojawiły się nowe wymagania dla kilku wyników badań: wskaźnika piaskowego, wskaźnika błękitu metylenowego, zawartości muszli, minimalnej wartości odporności na ścieranie, odporności na wietrzenie i mrozoodporności w obecności soli oraz zawartości węglanu.

Dodatkowo w projektach norm możemy znaleźć zaakceptowane źródła surowców do produkcji kruszyw oparte na pozytywnych doświadczeniach, z których produkty

również będą objęte wymaganiami norm oraz proces włączania nowych źródeł surowców do listy. Jest to nowe podejście i duży krok naprzód.

LITERATURA

- AprEN 13043:2015 *Aggregates for bituminous mixtures and surface treatments for roads, airfields and other trafficked areas.*
- FprEN 12620:2017 *Aggregates for concrete.*
- FprEN 13139:2017 *Aggregates for mortar.*
- FprEN 13242:2017 *Aggregates for unbound and hydraulically bound materials for use in civil engineering work and road construction.*
- ISO 565:1990 *Test sieves – Metal wire cloth, perforated metal plate and electroformed sheet – Nominal sizes of openings.*
- PN-EN 1097-10:2014-07 *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw – część 10: Oznaczanie wysokości podciągania wody.*
- PN-EN 12620+A1:2010 *Kruszywa do betonu.*
- PN-EN 13043:2004 *Kruszywa do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych na drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu.*
- PN-EN 13139:2003 *Kruszywa do zaprawy.*
- PN-EN 13242+A1:2010 *Kruszywa do niezwiązanych i związanych hydraulicznie materiałów stosowanych w obiektach budowlanych i budownictwie drogowym.*
- PN-EN 16236:2018-08 *Ocena i weryfikacja stałości właściwości użytkowych (AVCP) kruszyw – Badanie typu i zakładowa kontrola produkcji.*
- Rozporządzenie Parlamentu Europejskiego i Rady (UE) nr 305/2011 z dnia 9 marca 2011 r. ustanawiające zharmonizowane warunki wprowadzania do obrotu wyrobów budowlanych i uchylające dyrektywę Rady 89/106/EEG, Dz.U.EU.305/2011.

THE AMENDED EUROPEAN STANDARDS FOR AGGREGATES

In the article authors reviews new version of drafts of European standards for aggregates used in: concrete and mortar, bituminous mixtures and surface treatments for roads, airfields and other trafficked areas, and unbound and hydraulically bound materials for use in civil engineering work and road construction.

ROZWÓJ RYNKU NATURALNYCH KRUSZYW ŁAMANYCH PO 2000 ROKU

WPROWADZENIE

Krajowy rynek kruszyw naturalnych łamanych przeszedł w ostatnich kilkunastu latach poważne przeobrażenia. Po ograniczeniu zapotrzebowania na te kruszywa na początku lat 90. XX wieku do niespełna 10 mln t/r., pod koniec tej dekady nastąpiło jego odbudowanie do około 30 mln t/r. Niezwykle dynamiczny rozwój popytu, notowany szczególnie w latach 2006–2010, pozwolił na jego przyrost do ponad 60 mln t/r., z jednorazowym skokowym wzrostem do ponad 93 mln t w 2011 r. Wobec zmniejszenia tempa inwestycji drogowych w kolejnych latach, popyt na kruszywa łamane uległ stabilizacji na poziomie około 60 mln t/r. w latach 2013–2016, po czym zanotowano ponowny szybki wzrost popytu do niemal 68 mln t w 2017 r. i prawdopodobnie 73–74 mln t w 2018 roku.

Innymi, poza krajowym popytem, istotnymi czynnikami, mającymi wpływ na kształtowanie się sytuacji na krajowym rynku kruszywowym są: zmienne znaczenie dostawców importowanych kruszyw w Polsce północnej i wschodniej (jako realnej konkurencji dla produkcji krajowej), substytucja ze strony kruszyw wytwarzanych z żużli hutniczych (zwłaszcza do 2011 r., głównie w regionie śląsko-krakowskim), duże zróżnicowanie źródeł i rodzaju użytkowanych kruszyw w różnych regionach kraju oraz zmiany własnościowe w branży producentów, będącej obecnie praktycznie w całości w rękach prywatnych.

1. WIELKOŚCI I STRUKTURY WYDOBYCIA SKAŁ DO PRODUKCJI KRUSZYW

Skały przydatne do produkcji kruszyw naturalnych łamanych (dokumentowanych w grupie złóż kamieni łamanych i blocznych) występują przede wszystkim na Dolnym Śląsku (52,6%), w Górach Świętokrzyskich (22,4%), w Karpatach (12,0%) i w regionie śląsko-krakowskim (9,8%). Około 3,2% zasobów przypada na inne regiony kraju. Według stanu na 31.12.2017 r. udokumentowanych było w Polsce 756 złóż kamieni łamanych i blocznych, z zasobami bilansowymi 11 164 mln t (PIG-PIB, 2018). Kopalinami do produkcji takich kruszyw, często w istotnej ilości, są także wapienie doku-

mentowane dla potrzeb przemysłu wapienniczego i cementowego (wapienie przemysłowe), dolomity i kwarcyty, dokumentowane dla potrzeb przemysłu materiałów ogniotrwałych i hutnictwa (dolomity przemysłowe i kwarcyty przemysłowe), a także dolomity pozyskiwane ubocznie, jako odpad ze wzbogacania grawitacyjnego w kopalniach rud Zn-Pb oraz otoczaki ze złóż kruszyw piaskowo-żwirowych.

Kruszywa naturalne łamane w Polsce są pozyskiwane głównie ze złóż skał związanych zaliczanych do kamieni łamanych i blocznych. Wydobycie kopalin z tej grupy złóż, użytkowanych w ponad 90% do produkcji kruszyw naturalnych łamanych, przekroczyło w 2000 roku 24 mln t, by po ograniczeniu w latach 2001–2002 o około 2 mln t/r. – od 2003 r. intensywnie rosnąć do rekordowego poziomu 84,5 mln t w 2011 r. (Galos & Smakowski, 2015). Kolejne dwa lata przyniosły ograniczenie tego wydobycia do 58,4 mln t w 2013 r., by w kolejnych trzech latach zmieniać się w przedziale 59–64 mln t/r, przy ponownym zauważalnym wzroście do ponad 70 mln t w 2017 r. (tab. 1).

Tab. 1. Struktura rodzajowa i geograficzna wydobycia kamieni łamanych i blocznych w latach 2000–2017 (tys. t)

Tab. 1. Type and geographic structure of mining output of crushed and dimension stone in 2000–2017 (kt)

	2000	2002	2004	2006	2008	2010	2011
Polska łącznie	24483	22619	28704	36603	50915	63224	84577
skaly magmowe	13528	10967	14805	18569	25367	25945	34468
skaly metamorficzne	1174	1158	1016	1563	2985	6826	7253
skaly osadowe	9766	10494	12883	16471	22563	30453	42856
dolnośląskie	13343	10469	13541	17892	25978	30423	38727
świętokrzyskie	5232	5677	7006	9469	13989	19154	29025
małopolskie	2569	2915	4041	4818	5395	6911	8412
śląskie	1450	1568	1662	1904	2728	3220	3686
opolskie	1097	1105	1398	1368	1415	1441	1755
podkarpackie	373	333	450	575	912	1146	1711
łódzkie	298	456	570	494	422	898	1212
	2012	2013	2014	2015	2016	2017	
Polska łącznie	64009	58364	64083	64177	59547	70793	
skaly magmowe	25925	24122	26215	25115	23032	27613	
skaly metamorficzne	4490	4135	4411	4540	4540	5336	
skaly osadowe	33594	30107	33457	34522	31975	37844	
dolnośląskie	27907	26108	28172	27092	25672	26016	
świętokrzyskie	21917	19260	21460	22428	21279	24163	
małopolskie	6970	6665	7326	7761	6125	7330	
śląskie	3007	2778	3032	2662	2487	3289	
opolskie	1524	1255	1396	1384	1272	1770	
podkarpackie	1091	1078	1497	1719	1654	2180	
łódzkie	1600	1158	1134	1080	998	1228	

źródło: PIG-PIB, 2018, obliczenia autorów.

Warunki geologiczne i związana z tym lokalizacja złóż, a z drugiej strony umiejscowienie głównych rynków zbytu, sprawiają, że eksploatacja tych kopalin skoncentrowana jest na południu kraju. Tradycyjnie zaznacza się wyraźna dominacja województwa dolnośląskiego, jednak jego udział w łącznym wydobyciu zmniejszył się z 54% w 2000 do 48% w 2010 i tylko 37% w 2017 r. Odmierna jest tendencja rozwoju wydobycia tych kopalin w województwie świętokrzyskim, które wzrosło z 5,2 mln t w 2000 r. do rekordowego – 29,0 mln t w 2011 oraz 20–24 mln t/r w kolejnych latach. Udział tego województwa w łącznym wydobyciu wzrastał z 21% w 2000, do 30%, w 2010 i 34% w 2017 r. (tab. 1). Wynika to głównie z bliskości regionu świętokrzyskiego względem bardzo wielu ważnych inwestycji w infrastrukturę drogową i kolejową (Galos, 2011). Znaczące udziały w krajowym wydobyciu kamieni łamanych i blocznych mają także województwa: małopolskie – 10% w 2017 r., śląskie – 5%, podkarpackie – 3%, opolskie – 2% i łódzkie – około 2%.

Głównymi skałami do produkcji kruszyw naturalnych łamanych pozostają: granity, bazalty, melafiry i gabra-diabazy wśród skał magmowych, amfibolity i migmatyty wśród skał metamorficznych, dolomity, wapienie i piaskowce wśród skał osadowych. Rodzajowa struktura wydobywania kamieni łamanych i blocznych (tab. 1) wskazuje na tradycyjną dominację skał magmowych, jednak przy spadku ich udziału w wydobyciu z 55% w 2000 r. do 41% w 2010 i tylko 39% w 2017 r.

Skałami najintensywniej eksploatowanymi w tej grupie skał są granity – 10,0 mln t w 2017 r., bazalty – 7,6 mln t, melafiry – 4,2 mln t i gabro-diabazy – 2,5 mln t. Tradycyjnie niewielkie znaczenie ma produkcja kruszyw ze skał metamorficznych, prowadzona wyłącznie na Dolnym Śląsku. Wobec okresowego, skokowego rozwoju produkcji kruszyw amfibolitowo-migmatytowych w kopalni Piława Górna, udział tej grupy skał w łącznym wydobyciu w latach 2009–2010 przekroczył 10%, ale obecnie wynosi około 7%. Udział skał osadowych w łącznym wydobyciu ulegał od 2000 r. radykalnemu wzrostowi: z niespełna 40% w 2000 do 48% w 2010 i aż 53% w 2017 r. Kluczowe znaczenie ma wydobycie skał węglanowych (dolomitów, wapieni i wapieni dolomitycznych), które w 2017 r. wyniosło łącznie 30 mln t. Wyraźnie mniejsze znaczenie mają piaskowce, piaskowce kwarcytowe i piaskowce szarogłazowe, których łączne wydobycie w 2017 r. wyniosło 7,8 mln t. Wydobycie dolomitów i wapieni do produkcji kruszyw tradycyjnie skoncentrowane jest w regionie świętokrzyskim – kilkadziesiąt kopalń różnej wielkości oraz śląsko-krakowskim – kilkanaście kopalń, przy pojedynczych zakładach zlokalizowanych w Karpatach i w kilku miejscach w środkowej i wschodniej Polsce. Kruszywa wapienne są wytwarzane również w dużych ilościach ze złóż wapieni przemysłowych przez niektóre zakłady wapiennicze, a kruszywa dolomitowe z odpadów z grawitacyjnego wzbogacania w kopalni rud Zn-Pb w Olkuszu, także z zakładów dostarczających przemysłowy kamień dolomitowy.

Wydobycie piaskowców pochodzi głównie z Karpat, z 6 dużych i około 30 mniejszych kamieniołomów; piaskowców kwarcytowych z 3 złóż w Górach Świętokrzy-

skich, a piaskowców szarogłazowych głównie z Opolszczyzny (Galos, 2011, Galos & Smakowski, 2015).

2. WIELKOŚCI I STRUKTURY PRODUKCJI KRUSZYW

Produkcja kruszyw naturalnych łamanych w Polsce w 1993 r. została ograniczona do około 10 mln t, ale pod koniec tej dekady nastąpiło jej odbudowanie do około 30 mln t/r. Niezwykle dynamiczny rozwój popytu, notowany szczególnie w latach 2006–2010, pozwolił na wzrost produkcji krajowej do ponad 60 mln t/r., z jednorazowym skokowym wzrostem do ponad 88 mln t w 2011 roku (tab. 2). Wobec zmniejszenia tempa inwestycji drogowych w kolejnych latach i związanego z tym osłabienia popytu, ich krajowa produkcja uległa stabilizacji do wielkości około 60 mln t/r. w latach 2013–2016, jednak już w 2017 r. zanotowano ponowny szybki wzrost produkcji do niemal 68 mln t i prawdopodobnie ponad 70 mln t w 2018 r.

W strukturze rodzajowej w ciągu ostatnich kilkunastu lat wzrosła rola głównie kruszyw dolomitowych i wapiennych, a zmalała kruszyw z niektórych skał magmowych. Wielkość produkcji kruszyw łamanych była w ostatnich latach niejednokrotnie większa od oficjalnej wielkości wydobycia ze złóż kamieni łamanych i blocznych. Było to konsekwencja rozwoju wykorzystywania także części wapieni ze złóż rozpoznanych dla przemysłu wapienniczego i cementowego (4–5 mln t/r.), dolomitów będących odpadem przerobczym z kopalń rud Zn-Pb (do 1 mln t/r.), a także dolomitów przemysłowych – ponad 1 mln t/r. (Galos & Smakowski, 2015).

Tab. 2. Gospodarka kruszywami naturalnymi łamanymi w latach 2000–2017 (tys. ton)

Tab. 2. Management of natural crushed aggregates in 2000–2017 (kt)

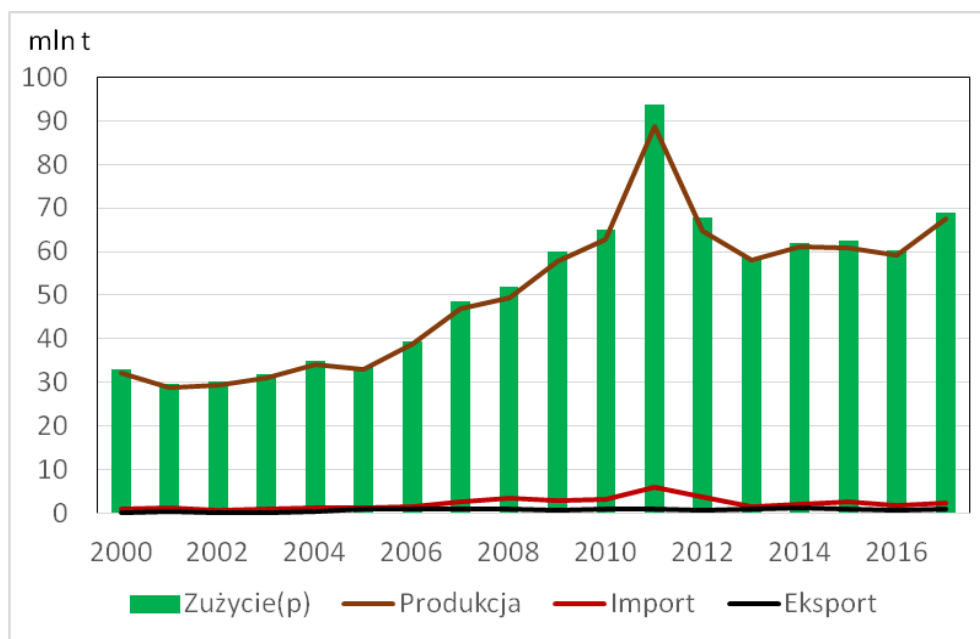
Rok	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
produkcja	32302	28851	29518	31061	34159	33098	38836	46855	49442
import	1050	1131	829	954	1237	1294	1619	2772	3555
eksport	269	299	127	114	549	948	1117	1035	975
zużycie (p)	33083	29683	30220	31901	34847	33444	39338	48592	52022
rok	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
produkcja	57834	62809	88697	64860	57945	61118	60806	59169	67617
import	3074	3217	5881	3659	1533	2145	2576	1804	2289
eksport	793	912	933	825	1006	1308	925	814	876
zużycie (p)	60115	65114	93645	67694	58472	61955	62457	60159	69030

źródło: Galos & Smakowski 2015, Smakowski i in. 2015, GUS.

W strukturze geograficznej produkcji kruszyw łamanych tradycyjnie zaznaczała się dominacja województwa dolnośląskiego – do 35% krajowej produkcji. Jednak w ostatniej dekadzie uległa ona wyraźnemu osłabieniu, z udziałem do około 25%. Odwrotna sytuacja nastąpiła w przypadku województwa świętokrzyskiego, którego

udział w ostatnim czasie przekroczył 30%. Duży udział w podaży mają także producenci kruszyw łamanych z województwa małopolskiego (17–18%) i śląskiego (13–14%), przy mniejszym udziale województw podkarpackiego i opolskiego (po około 3%) i marginalnym znaczeniu innych województw. Rodzaj i jakość kruszyw wytwarzanych w regionach są zróżnicowane. W województwie dolnośląskim i opolskim większość kruszyw produkowana jest ze skał magmowych lub metamorficznych i w związku z tym prezentują one najwyższą jakość w kraju.

W województwie małopolskim występuje duże zróżnicowanie – od wysokiej jakości kruszyw porfirowych i diabazowych do średniej jakości kruszyw dolomitowych czy piaskowcowych. Podobnie rzecz się ma w województwie świętokrzyskim, gdzie większość stanowią kruszywa wapienne średniej jakości, przy znaczącym udziale lepszej jakości kruszyw z twardych dolomitów oraz piaskowców kwarcytowych (Galos, 2011, Galos & Smakowski, 2015).



Rys. 1. Gospodarka kruszywami naturalnymi łamanymi w latach 2000–2017

Fig. 1. Management of natural crushed aggregates in 2000–2017

Obecnie czynnych jest około 100 kopalń, eksploatujących złoża kamieni łamanych i blocznych z wydobywaniem w roku powyżej 100 tys. t, ukierunkowanych na produkcję kruszyw naturalnych łamanych (Galos & Smakowski, 2015). W przypadku 28 z nich wielkość produkcji mieściła się w przedziale 500–1000 tys. t/r., a w 24 największych zakładach przekraczała 1000 tys. t/r. (tab. 3). Większość tych zakładów funkcjonuje na Dolnym Śląsku oraz w południowo-wschodniej części kraju. Spośród dużych

zakładów nieliczne są te, które powstały po 2000 roku, np. kopalnia amfibolitu i migmatytu Piława Górna, kopalnia dolomitu Kowala Mała, natomiast liczne są przypadki zakładów, w których prowadzona do tej pory produkcja uległa znacznemu, czasem nawet kilkukrotnemu zwiększeniu, np. Górka, Kośmin, Strzelin, Budy, Wszachów, Lipowica lub też wznowiono eksploatację tzw. złoża zaniechanego wraz z budową nowego zakładu przerobczego (np. Sulików, Tłumaczów Gardzień).

W branży kruszyw łamanych nastąpiła w omawianym okresie wyraźna konsolidacja branży; obecnie na około 20 największych producentów przypada już około 80% łącznej produkcji kruszyw łamanych w Polsce (Galos & Smakowski, 2015). Praktycznie zakończono też proces prywatyzacji tej branży. Powstało kilka silnych grup producenckich, często z udziałem kapitału zagranicznego, np. Lafarge Kruszywa i Beton, Kopalnie Surowców Skalnych w Bartnicy (Basalt AG), Mineral Polska (Strabag), Eurovia Kruszywa, Colas Kruszywa, a także z kapitałem polskim, np. Kopalnie Dolomitu w Sandomierzu, PGP Bazalt SA, Kopalnia Wapienia Morawica, Świętokrzyskie KSM, Kompania Górnicza i inne (tab. 3).

Tab. 3. Największe kopalnie produkujące kruszywa ze złóż kamieni łamanych i blocznych w 2017 r.

Tab. 3. The largest quarries producing aggregates on the basis of crushed and dimension stone deposits in 2017

Złoże	Przedsiębiorca	Kopalina	Wydobycie [tys. t]
Morawica III	Kopalnia Wapienia Morawica	wapień	2809
Budy	Kopalnie Dolomitu	wapień i dolomit	2720
Piława Górna	Kompania Górnicza	amfibolit-migmatyt	2479
Kowala Mała	Lafarge Kruszywa i Beton	dolomit	2153
Grzędy	Mineral Polska (Strabag)	melafir	2064
Lipowica II	Kopalnie Dolomitu	piaskowiec	1824
Jaźwica	Świętokrzyskie KSM	wapień	1678
Piskrzyn	Kopalnie Dolomitu	dolomit	1550
Zalas	Kopalnie Porfiru i Diabazu	porfir	1542
Krzeniów	PGP Bazalt SA	bazalt	1431
Słupiec-Dębówka	KSS Bartnica (Basalt AG)	gabro-diabaz	1269
Tłumaczów-Gardzień	Regnars	melafir	1259
Braszowice	KSS Bartnica (Basalt AG)	gabro	1248
Dubie	Lafarge Kruszywa i Beton	dolomit	1208
Jawor-Męcinka	KSS Bartnica (Basalt AG)	bazalt	1179
Celiny I	KG Kamienna Góra	wapień	1175
Rogoźnica-Północ	Colas Kruszywa	granit	1148
Strzelin	Mineral Polska (Strabag)	granit	1079
Sulików	Radan Bazalt	bazalt	1056
Kośmin	PGP Bazalt	sjenit	1054
Górka	Mota Engil	granit	1049
Wszachów I	Kamieniołomy Świętokrzyskie	dolomit	1039
Graniczna	Eurovia Kruszywa	granit	1018
Wiśniówka		piaskowiec kwarcytowy	941

źródło: PIG-PIB, 2018, Smakowski i in., 2015.

3. ZNACZENIE IMPORTU KRUSZYW

Wobec stosunkowo niskiej ceny jednostkowej naturalne kruszywa łamane, zwykle nie są przedmiotem obrotów międzynarodowych. Jednakże korzystne położenie kopalń z zachodniej części województwa dolnośląskiego w stosunku do wschodnich landów Niemiec okresowo stymulowało rozwój eksportu kruszyw w tym kierunku. Miało to miejsce w pierwszej połowie lat 90. i ponownie po 2004 r., z przekroczeniem poziomu 1,0 mln t/r. w latach 2006-2007 (tab. 4). Niewielkie ilości kruszyw łamanych są także eksportowane do Czech. Ciekawe i nie do końca wytłumaczalne jest pojawienie się od 2011 r. zauważalnego eksportu kruszyw łamanych na Litwę, który w ostatnich latach przekraczał 200 tys. t/r. (tab. 4). W przyszłości nie należy jednak spodziewać się wzrostu sprzedaży eksportowej kruszyw, wręcz przeciwnie, raczej ponownego jego ograniczenia.

Tab. 4. Eksport kruszyw naturalnych łamanych w latach 2000–2017 (tys. t)

Tab. 4. Exports of natural crushed aggregates in 2000–2017 (kt)

Rok	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
eksport łączny	269	299	127	114	549	948	1117	1035	975
Niemcy	266	290	112	99	533	932	1099	1010	936
Czechy	3	8	15	15	15	14	16	19	25
Litwa	–	–	0	0	1	1	1	1	1
rok	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
eksport łączny	793	912	933	825	1006	1308	925	814	876
Niemcy	764	884	902	764	853	823	715	537	579
Czechy	22	18	7	1	1	1	1	1	0
Litwa	0	1	13	52	143	475	200	265	267

źródło: GUS.

Brak źródeł do produkcji kruszyw łamanych w Polsce północnej i wschodniej oraz stosunkowo wysokie koszty transportu kruszyw z południowych regionów kraju spowodowały pojawienie się na tych rynkach produktów importowanych już pod koniec lat 90. Decydujący wpływ ma tu tzw. renta geograficzna, nieodłącznie związana z kosztem transportu kruszywa z miejsca produkcji do miejsca wykorzystania. W sytuacji, gdy koszt transportu jednej tony dolnośląskiego kruszywa wysokiej jakości na rynek warszawski czy pomorski przekracza cenę tego kruszywa loco producent, nie dziwi fakt, że pojawiły się alternatywne zagraniczne źródła dostaw kruszyw analogicznej jakości. Obecnie na rynek Polski północnej importowane są głównie kruszywa norweskie (głównie kwarcytowe i porfirowe) i szwedzkie (granitowe, gnejsowe, diabazowe), wcześniej także z Finlandii i Szkocji (tab. 5), a do Polski północno-zachodniej także pewne ilości kruszyw z Niemiec. Łączne dostawy z tych kierunków osiągnęły rekordową wielkość około 4,7 mln t w 2011 r., ale w ostatnich latach uległy ograniczeniu do około 2,1 mln t.

Dla rynku warszawskiego oraz Polski wschodniej alternatywą dla kruszyw krajowych są kruszywa granitowe, diorytowe i bazaltowe z Wołynia (Ukraina). Ich import, realizowany częściowo przez Białoruś, pojawił się już wcześniej. Osiągnął on rekordową wielkość ponad 0,8 mln t w 2011 r., ale w ostatnich latach został ograniczony do niespełna 50 tys. t/r. W ostatniej dekadzie rozwinął się także, do pewnego stopnia, przygraniczny eksport kruszyw łamanych z Czech (głównie na rynek górnośląski) oraz ze Słowacji, konkurując z lokalnymi dostawcami z Karpat. Łączne dostawy z tych kierunków osiągnęły nawet ponad 0,6 mln t w 2008 r., ale w ostatnich kilku latach nie przekraczały 100 tys. t/r. Import kruszyw łamanych wzrósł z poziomu zerowego na początku lat 90. do 1 mln t w 2000 r., ponad 3 mln t/r. w latach 2008–2010 i rekordowych, aż 5,8 mln t w 2011 r. (tab. 5). Od roku 2013 uległy one znacznemu ograniczeniu do przedziału 1,5–2,5 mln t/r. Największe znaczenie mają aktualnie dostawy kruszyw norweskich, szwedzkich i niemieckich na rynek Polski północnej.

Tab. 5. Import kruszyw naturalnych łamanych w latach 2000–2017 (tys. ton)

Tab. 5. Imports of natural crushed aggregates in 2000–2017 (kt)

Rok	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
import łączny	1050	1131	829	954	1237	1294	1619	2772	3555
Norwegia	115	225	198	117	210	264	545	1098	862
Niemcy	0	5	4	0	0	79	139	205	1269
Szwecja	414	463	323	323	340	458	447	510	404
Czechy	53	116	0	0	6	16	15	60	106
Ukraina	183	196	225	438	585	421	388	676	334
Słowacja	101	60	49	41	34	31	46	185	518
Finlandia	15	36	19	21	23	23	29	26	38
Wielka Brytania	76	29	10	11	34	–	–	–	–
Białoruś	93	–	1	3	1	3	–	6	18
rok	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
import łączny	3074	3217	5881	3659	1533	2145	2576	1804	2289
Norwegia	735	947	2567	2002	719	1102	1306	1099	1316
Niemcy	1273	868	1826	992	435	751	656	456	696
Szwecja	389	353	311	204	122	116	224	151	134
Czechy	34	291	212	48	26	49	33	28	80
Ukraina	183	488	827	303	135	85	288	49	35
Słowacja	416	226	101	100	85	34	59	14	18
Finlandia	39	31	23	0	4	2	6	4	4
Wielka Brytania	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Białoruś	–	0	–	–	–	–	–	–	2

źródło: GUS.

4. ZNACZENIE KRUSZYWOWYCH SUBSTYTUTÓW

Do najważniejszych rodzajów żużli wytwarzanych w krajowym hutnictwie, a potencjalnie przydatnych do produkcji różnego rodzaju kruszyw, zaliczyć należy żużle:

- stalownicze (konwertorowe) i wielkopiecowe z hutnictwa żelaza,
- z pieców szybowych i elektrycznych z hutnictwa miedzi,
- z pieca szybowego Huty Cynku Miasteczko Śląskie (w marginalnym stopniu),
- z produkcji żelazostopów w Hucie Łaziska.

Różnorodne klasy kruszyw mogą być wytwarzane z żużli hutniczych z bieżącej produkcji (odpowiednio sezonowanych) oraz ze starych zwałowisk. Produkcja kruszyw z żużli hutniczych nabrała dużego tempa w połowie lat 90. dzięki powstaniu kilku dużych zakładów, wykorzystujących żużle z istniejących hałd, a tylko częściowo żużle z bieżącej produkcji (Galos, 2008). Do najważniejszych firm rozwijających taką produkcję w ciągu kolejnych kilkunastu lat zaliczyć należy: Alexander Mill Services (zakłady w Zawierciu, Bytomiu, Ostrowcu Świętokrzyskim i Warszawie), Slag Recycling i Madrohut (zakłady w Krakowie – Nowej Hucie), Eko-Grys (zakład w Dąbrowie Górniczej) oraz Ehazet (zakłady w Częstochowie, Świętochłowicach, Łaziskach i Bytomiu).

W pierwszej dekadzie XXI wieku kruszywa z żużli hutniczych stały się ważnym, konkurencyjnym substytutem dla naturalnych kruszyw łamanych w wielu zastosowaniach, w szczególności w regionie śląsko-krakowskim, gdzie zlokalizowana jest większość hut żelaza (także historycznych). Udział tych kruszyw w regionalnym rynku kruszyw w niektórych latach mógł przekraczać nawet 50%.

Łączna produkcja kruszyw z żużli hutniczych wykazywana jest przez Główny Urząd Statystyczny od 2000 r. Zgodnie z danymi tego źródła, rekordową wielkość produkcji – około 7,1 mln t wynosiła w 2007 r.; rzeczywista mogła przekroczyć 10 mln t/r. W tym okresie bazowano głównie na żużlach starych hałd (ponad 80%), a tylko w niespełna 20% na żużlach z bieżącej produkcji (Galos, 2008). Wciąż wysoki poziom produkcji kruszyw z żużli notowany był jeszcze w latach 2008–2011, jednak od 2012 r. zmalał kilkukrotnie, do wielkości około 1,5–2,5 mln t/r. (tab. 6).

Tab. 6. Produkcja kruszyw z żużli hutniczych w latach 2000–2017 (tys. t)

Tab. 6. Production of crushed aggregates from slag in 2000–2017 (kt)

Lata/produkcja								
2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
3124	2815	2882	4344	5904	6063	6596	7127	3418
2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
5033	4579	4897	2331	1880	2552	1627	1513	1628

źródło: GUS.

Stało się tak za sprawą wyczerpania dostępnych źródeł starych żużli hutniczych na Górnym Śląsku i w Krakowie. Od kilku lat głównym producentem tych kruszyw do 1 mln t/r. jest KGHM Metraco, głównie z żużli z szybowych pieców hut miedzi w Legnicy i Głogowie, w mniejszym stopniu z pieca elektrycznego huty Głogów II.

Wielkość produkcji kruszyw z żużli hutnictwa żelaza (głównie stalowniczych) zmalała natomiast do zaledwie kilkuset tys. t/r., bazując wyłącznie na żużlach z bieżącej produkcji. Zaprzeszono natomiast produkcji kruszyw z żużli wielkopiecowych. W najbliższych latach należy oczekiwać utrzymania się obecnej sytuacji, z łączną krajową produkcją tych kruszyw w przedziale 1,5–2,0 mln t/r.

5. CENY KRUSZYW I ICH REGIONALNE ZRÓŻNICOWANIE

Średnie ceny naturalnych kruszyw łamanych na krajowym rynku od drugiej połowy lat 90. szybko rosły, osiągając poziom 20–21 zł/t. W latach 2000–2006 były one stosunkowo stabilne, kształtując się w przedziale 20–22 zł/t (tab. 7). Szybki wzrost popytu na te kruszywa notowany od 2006 r. skutkował skokowym wzrostem cen średnich do 28–29 zł/t w 2008 r. i pozostawianiem na tym poziomie do 2011 r. (rys. 2). Spadek popytu spowodował wyraźną redukcję przeciętnych cen począwszy od 2012 r., a w ostatnich kilku latach mieściły się one w przedziale 24–26 zł/t.

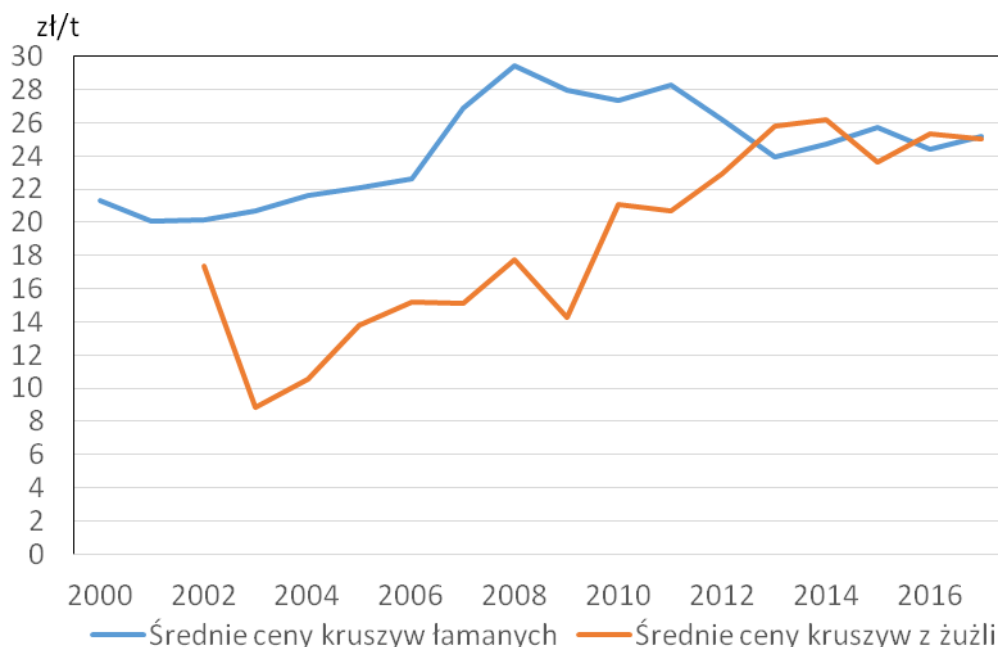
Tab. 7. Średnie ceny sprzedaży kruszyw naturalnych łamanych w latach 2000–2017 (zł/t)

Tab. 7. Average unit values of sales of natural crushed aggregates in 2000–2017 (PLN/t)

Lata/ średnia cena sprzedaży								
2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
21,3	20,0	20,2	20,7	21,6	22,1	22,6	26,9	29,4
2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
27,9	27,3	28,3	26,2	23,9	24,7	25,7	24,4	25,2

źródło: GUS, obliczenia własne.

Przeciętne ceny sprzedaży producentów kruszyw łamanych w poszczególnych regionach kraju są wyraźnie zróżnicowane (tab. 8). Wynika to z czynników: jakości kruszyw, odległości od większych rynków zbytu, także ilości dostawców w danym regionie, co rzutuje na stopień konkurencji pomiędzy producentami. Zwraca uwagę w szczególności fakt, że średnie ceny sprzedaży loco zakład w województwie dolnośląskim są od pewnego czasu wyraźnie niższe niż średnia krajowa (mimo tego, że są to kruszywa najwyższej jakości), a z kolei w województwie małopolskim – wyższe niż średnia krajowa. Dość wysokie są też ceny kruszyw z zakładów regionu świętokrzyskiego, pomimo ich przeciętnej jakości (kruszywa dolomitowe i wapienne). Jest to potwierdzeniem faktu, że główne rynki zbytu tych kruszyw są w ostatnim czasie skoncentrowane w Polsce środkowej i wschodniej.



Rys. 2. Średnie ceny kruszyw naturalnych łamanych i kruszyw z żużli w latach 2000–2017
 Fig. 2. Average prices of natural crushed aggregates and aggregates from slag in 2000–2017

Tab. 8. Średnie ceny sprzedaży kruszyw naturalnych łamanych w Polsce i w ważniejszych regionach (zł/t)
 Tab. 8. Average unit sales values of natural crushed aggregates in Poland and in the most important regions (PLN/t)

Wyszczególnienie	2000	2004	2007	2010	2014	2017
Polska, średnio	21,2	21,4	26,9	27,3	24,7	25,2
dolnośląskie	21,3	25,8	26,8	24,7	24,2	19,3
małopolskie	21,8	19,3	27,5	28,8	23,5	26,5
śląskie	18,1	17,7	20,8	18,8	20,5	23,9
świętokrzyskie	19,4	18,5	24,8	25,7	22,0	23,6

źródło: GUS, obliczenia własne.

6. ROZWÓJ KRAJOWEGO ZAPOTRZEBOWANIA

Kruszywa naturalne łamane znajdują zastosowanie głównie w budownictwie, szczególnie drogowym i kolejowym. Ważnym kierunkiem użytkowania jest także produkcja wyrobów z betonu i betonu towarowego. Do produkcji betonów o wysokich klasach wytrzymałości i betonów specjalnych używa się kruszyw ze skał magmowych.

Nawet przybliżone oszacowanie procentowego udziału w rynku poszczególnych użytkowników kruszyw nie jest możliwe, wobec istniejącego rozproszenia podmio-

tów: przedsiębiorców budownictwa drogowego, budownictwa kolejowego, jak też producentów wyrobów z betonu i betonu towarowego. Bez wątpienia głównym użytkownikiem tych kruszyw jest budownictwo drogowe, na które przypada obecnie około 70% zużycia naturalnych kruszyw łamanych. Kolejne 10–15% przypada na budownictwo kolejowe, a 15–20% na budownictwo mieszkaniowe i przemysłowe (Smakowski i in., 2015).

Generalnie można stwierdzić, że najważniejszymi surowcami kamiennymi dla drogownictwa i kolejnictwa (przede wszystkim do podbudowy) są kruszywa naturalne łamane (tłuczeń, kliniec, grysy) pozyskiwane z bazaltów, melafirów, diabazów, porfirów, granitów, gabra, amfibolitów, migmatytów, gnejsów, serpentynitów, dolomitów, piaskowców, szarogłazów i wapieni. Kruszywa bazaltowe i melafirowe znajdują także zastosowanie do wykonywania warstw ścieralnych nawierzchni drogowych. Niższej klasy betony wytwarzane są z surowców pochodzących ze skał osadowych (Galos & Smakowski, 2015).

Łączne zużycie kruszywa naturalnego łamanego w Polsce jest ściśle zależne od zaawansowania prac w zakresie rozbudowy infrastruktury drogowej i kolejowej, a także zapotrzebowania na wyższej klasy betony. Na początku lat 90. zostało ono ograniczone do niespełna 10 mln t/r., by pod koniec tej dekady wzrosnąć do około 30 mln t/r. Niezwykle dynamiczny rozwój popytu na kruszywa naturalne łamane, notowany szczególnie w latach 2006–2010, pozwolił na jego wzrost do ponad 60 mln t/r., z jednorazowym skokowym wzrostem do ponad 93 mln t w 2011 r. (Smakowski i in., 2015). Wobec spadku tempa inwestycji drogowych w kolejnych latach popyt na kruszywa łamane uległ stabilizacji na poziomie około 60 mln t/r. w latach 2013–2016 (tab. 2, rys. 1), jednak już od 2017 r. zanotowano ponowny szybki wzrost popytu do niemal 68 mln t w 2017 r. i prawdopodobnie ponad 70 mln t w 2018 r. Warto zwrócić uwagę, że nawet w rekordowym 2011 roku, zużycie jednostkowe kruszyw łamanych w Polsce (niespełna 2,5 t/mieszkańca) było znacznie niższe niż średnia w UE (około 3,5 t/mieszkańca), a obecnie jest jeszcze niższe: 1,6–1,8 t/mieszkańca.

7. PODSUMOWANIE

Produkcja kruszyw naturalnych łamanych w Polsce rosła nieprzerwanie od 2003 r., wskutek intensywnego rozwoju budownictwa infrastrukturalnego, zwłaszcza drogowego. Łącznie wzrosła ona w tym okresie aż o ponad 230%, do 88,7 mln ton w 2011 r., przy ograniczeniu o 35% w kolejnych dwóch latach i stopniowej odbudowie do 67,6 mln t w 2017 roku i zapewne co najmniej 72–73 mln t w 2018 r. Było to bezpośrednią konsekwencją zmiennego poziomu krajowego popytu na te kruszywa. Zużycie kruszyw łamanych jest nierozzerwalnie związane ze stanem budownictwa drogowego i kolejowego, w mniejszym stopniu budownictwa kubaturowego (użytkowanie do produkcji betonów wysokiej klasy). Szybki, nie mający precedensu w historii rozwój popytu na kruszywa naturalne łamane w Polsce, zapoczątkowany w 2004 r., był rezul-

tatem m.in. dużych inwestycji drogowych, kolejowych i infrastrukturalnych współfinansowanych z funduszy pomocowych Unii Europejskiej. W rezultacie nastąpił wzrost zapotrzebowania do 65,1 mln t w 2010 r. i aż 93,6 mln t w 2011 r., przy redukcji o 38% w kolejnych dwóch latach oraz odbudowie do 69 mln t w 2017 r. i prawdopodobnie 73–74 mln t w 2018 r.

Gruntownej zmianie uległa struktura rodzajowa wytwarzanych kruszyw. Zmalała rola kruszyw bazaltowych i melafirowych, systematycznie rosło znaczenie kruszyw granitowych, węglanowych, w mniejszym stopniu piaskowcowych i okresowo także amfibolitowo-migmatytowych. Wobec zmieniających się potrzeb odbiorców udział grysów w łącznej produkcji zapewne przekroczył już 60%. Poważnej zmianie uległa także struktura geograficzna produkcji krajowych kruszyw łamanych. Wobec mniejszych odległości w stosunku do najważniejszych miejsc użytkowania kruszyw (największe inwestycje infrastrukturalne) zdecydowanie wzrósł udział producentów świętokrzyskich, małopolskich i górnośląskich, wobec malejącego udziału dostawców dolnośląskich i opolskich.

W pierwszej dekadzie XXI wieku istotną alternatywą dla krajowych kruszyw naturalnych łamanych stały się z jednej strony kruszywa importowane, z drugiej zaś kruszywa z żużli hutniczych. Udział kruszyw importowanych w krajowym rynku w latach 2007–2012 wynosił 5–7%, ale w kolejnych latach zmalał do niespełna 3%. Produkcja kruszyw z żużli hutniczych w latach 2003–2007 stanowiła kilkanaście procent podaży, będąc w niektórych regionach bardzo istotną i konkurencyjną alternatywą względem tych kruszyw. W ostatnich latach, wobec kilkukrotnego ograniczenia produkcji kruszyw z żużli, udział ten zmalał do zaledwie 2–3%.

Średnie ceny kruszyw naturalnych łamanych na rynku krajowym z przeciętnego poziomu 20–22 zł/t we wspomnianej dekadzie wzrosły skokowo do 28–29 zł/t w 2008 r., pozostając na tym poziomie do 2011 r. Osłabienie popytu spowodowało wyraźną redukcję przeciętnych cen od 2012 roku, a w ostatnich kilku latach mieściły się one w przedziale 24–26 zł/t. Przeciętne ceny sprzedaży producentów kruszyw łamanych w poszczególnych regionach kraju są zróżnicowane, będąc pochodną nie tylko ich jakości, ale też odległości od większych rynków zbytu, czy też ilości dostawców w regionie, co rzutuje na poziom konkurencji pomiędzy producentami.

LITERATURA

- GALOS K., 2008, *Źródła, produkcja i znaczenie gospodarcze kruszyw sztucznych w Polsce*, Prace Naukowe Inst. Górn. PWR, nr 121, 45–58.
- GALOS K., 2011, *Zmiany struktury asortymentowej i geograficznej podaży kruszyw naturalnych łamanych w Polsce*. Prace Naukowe Inst. Górn. PWR, nr 132, *Studia i Materiały* nr 39, Gór. i Geol., XV, 54–68.
- GALOS K., SMAKOWSKI T., 2015, *Trendy rozwoju podaży kruszyw naturalnych łamanych w Polsce i poszczególnych jej regionach w XXI wieku*, *Górnictwo Odkrywkowe*, 4 (56).
- GŁÓWNY URZĄD STATYSTYCZNY, *Dane statystyczne w zakresie produkcji, wartości sprzedaży, eksportu i importu kruszyw łamanych i kruszyw z żużli*.

SMAKOWSKI T., GALOS K., LEWICKA E. (red.), 2015, *Bilans gospodarki surowcami mineralnymi Polski i świata 2013*, Państwowy Instytut Geologiczny – Państwowy Instytut Badawczy, Warszawa.
PIG-PIB, 2018, *Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce wg stanu na 31.12.2017 r.*

DEVELOPMENT OF NATURAL CRUSHED AGGREGATES MARKET IN POLAND SINCE 2000

Production of natural crushed aggregates in Poland was continuously increasing between 2003 and 2011 up to 88.7 million t, with reduction by 35% in the next two years and gradual recovery to 67.6 million t in 2017 and probably at least 72–73 million t in 2018. It was directly related to variable level of domestic demand for these aggregates, with high level of large road and railway investments. In the aggregates production structure, significance of basalt and paleobasalt aggregates is decreasing, with growing share of granite, dolomite and limestone aggregates. Regarding geographic structure of production, share of producers from Świętokrzyskie and Małopolskie provinces was increasing, with decreasing importance of producers from Dolnośląskie and Opolskie provinces, being a result of location of the most important infrastructure investments. In the first decade of 21st century both imported crushed aggregates and aggregates from slag were significant alternatives of domestic crushed aggregates, constituting 5–7% and over 10% of the total market. However, in recent years, these shares dropped to < 3% and 2–3%, respectively. Average crushed aggregates prices also fluctuated reasonably, rising from 20–22 PLN/t just after 2000 to 29–29 PLN/t between 2008–2011, with reduction to 24–26 PLN/t in the last few years.

Tomasz GAWENDA, Daniel SARAMAK, Alona NAD, Agnieszka SUROWIAK,
Aldona KRAWCZYKOWSKA, Dariusz FOSZCZ

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

BADANIA PROCESU USZLACHETNIANIA KRUSZYW W INNOWACYJNYM UKŁADZIE TECHNOLOGICZNYM

WPROWADZENIE

Grawitacyjne wzbogacanie w osadzarkach jest prostą metodą separacji, wykorzystywaną do rozdziału różnorodnych surowców mineralnych i odpadów. Metoda ta jest szczególnie wydajna i efektywna w przypadku separacji materiałów o stosunkowo dużej różnicy gęstości, jak w przypadku rozdziału węgla od skały płonej. Jest także metodą o dosyć małym negatywnym wpływie na środowisko naturalne oraz wysokiej efektywności ekonomicznej, przez co staje się perspektywiczną metodą rozdziału (Marx i in., 1999). Sam proces wzbogacania w osadzarce przebiega w wyniku rozdziału nadawy na frakcje o różnych gęstościach (Stępiński, 1964). Odbywa się w powietrzu, wodzie lub innym ośrodku ciekłym, lżejszym od składników wzbogacanego materiału. Materiały o różnych gęstościach charakteryzują się różnymi prędkościami opadania w danym ośrodku, w którym wytwarzany jest jego pionowy ruch pulsacyjny przepływu ośrodka. Teoretyczne podstawy rozdziału w osadzarkach opisuje prawo Newtona-Rittingera. Według tego prawa opis ruchu ziarna w cieczy pod wpływem pulsacji uwzględnia graniczną prędkość opadania w ruchu jednostajnym, czyli sytuację, w której suma geometryczna następujących sił działających na ziarno: siły ciężkości, siły wyporu hydrostatycznego oraz siły oporu ośrodka, wynosi zero. Przyjmuje się, że w momencie rozluźowania warstwy materiału w osadzarce, każde ziarno porusza się ruchem swobodnym, niezależnie od obecności otaczających go ziaren. Rozdział ziaren według gęstości możliwy jest tylko wtedy, kiedy stosunek ich wielkości zawarty jest w określonym przedziale, wyliczanym ze wzoru

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\rho_2 - \rho_o}{\rho_1 - \rho_o}$$

gdzie:

- indeks 1 – ziarna o mniejszej gęstości,
- indeks 2 – ziarna o większej gęstości,
- d – średnica ziarna, [mm],
- e – współczynnik równoopadania ziaren,
- ρ_1, ρ_2 – gęstości ziaren, [g/cm³],
- ρ_o – gęstość cieczy, [g/cm³].

Uwzględnienie współczynnika równoopadania jest istotne z punktu widzenia przygotowania materiału do wzbogacania w osadzarkach i określa naturalne ograniczenia dla procesu, których nieuwzględnienie znacząco obniża efektywność rozdziału:

- nadawa nie może zawierać ziaren równoopadających, tzn. zróżnicowanych pod względem cech densymetrycznych i granulometrycznych,
- materiał musi być jednorodny pod względem rozkładu gęstości,
- nadawa powinna być kierowana w wąskich klasach ziarnowych.

Wskutek przeprowadzenia operacji rozdziału, po pewnym czasie utworzy się nasie warstwa materiału rozdzielonego na frakcje według prędkości opadania ziaren. Jeżeli materiał jest jednorodny pod względem rozkładu cech geometrycznych, to warstwa najniższa (dolna) będzie zawierać ziarna o największej gęstości (większej prędkości opadania), a warstwa najwyższa (górną) – ziarna najlżejsze (najmniejsza prędkość opadania). Po zakończonym procesie separacji niejednorodnej nadawy w osadzarce uzyskuje się frakcje produktu o większej jednorodności pod względem gęstości, a przez to i wyższej wartości handlowej.

Na dokładność procesu rozdziału wpływa szereg czynników: skład granulometryczny i densymetryczny nadawy, wydajność, warunki hydrodynamiczne, ilość podawanej wody dolnej, rozwiązania konstrukcyjne (np. sposób odbierania produktu ciężkiego) itp. Najistotniejszym parametrem determinującym efektywność rozdziału nadawy w osadzarce jest skład densymetryczny nadawy. W momencie, gdy zawartość frakcji o większej gęstości jest większa niż przepustowość urządzenia, część tego produktu trafia do produktu lekkiego, przez co pogarsza się efektywność rozdziału. Za minimalny wymiar ziarna, który można kierować do osadzarki należy uznać taką wartość, poniżej której efektywność wzbogacania innymi sposobami będzie większa niż w osadzarce (Blaschke i in., 1983).

Najczęstszym kierunkiem wykorzystania operacji wzbogacania w osadzarkach jest przeróbka węgla. Pomimo ich skuteczności w rozdziale grubych i średnich ziaren, osadzarki najczęściej wykorzystywane są do wzbogacania miałów węglowych w przedziale uziarnienia od 2 do 20 mm, a w skali laboratoryjnej o uziarnieniu poniżej 0,5 mm (Yerriswamy i in., 2003). Technologię tę można także wykorzystać przy przeróbce innych surowców mineralnych, zwłaszcza w aspekcie usuwania zanieczyszczeń na wstępnych etapach przeróbki kruszyw, piasku, żwirów itp. (Neumann i in., 1995). W osadzarkach można również odzyskiwać materiały budowlane do wtórnego wykorzystania, np. gruz rozbiórkowy, materiały drogowe (Mesters & Krukowski, 1997). W przypadku ich zastosowania do wzbogacania kruszyw problemem może być mała różnica w gęstościach planowanych do rozdzielenia frakcji. Wyniki badań w tym zakresie potwierdzają jednak przydatność osadzarek do rozdziału nadawy żwirowopiaskowej o granulacji 2(0)-16 mm oraz do usuwania z kruszyw zanieczyszczeń organicznych i mineralnych (Osoba, 2007; Osoba, 2014).

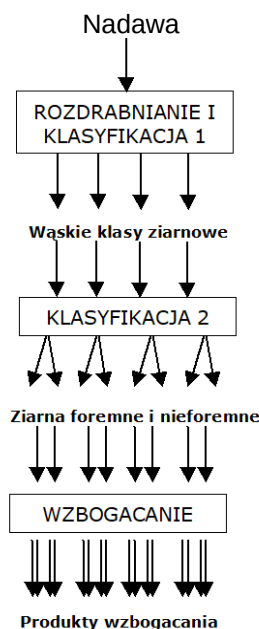
Z kolei zastosowanie innowacyjnego systemu sterowania, poprzez wykorzystanie napędu elektropneumatycznego ze specjalnym zaworem pulsacyjnym pozwala na

odpowiedni dobór parametrów pracy urządzenia oraz efektywne kierowanie procesem (Lutyński & Osoba, 2007).

Celem artykułu jest ocena pracy układu technologicznego opracowanego według innowacyjnego wynalazku do uszlachetniania kruszyw, bazującego na operacjach rozdrabniania, przesiewania i wzbogacania (rozdziálu) grawitacyjnego na przykładzie kruszywa chalcedonitowego i żwirowego (Gawenda, 2014; Gawenda i in., 2016). Badaniom poddano kruszywa w wąskiej klasie ziarnowej ze zróżnicowaną zawartością ziaren foremnych i nieforemnych w poszczególnych testach.

1. METODYKA BADAŃ

Uproszczony schemat układu technologicznego do produkcji i uszlachetniania kruszyw mineralnych przedstawiono na rysunku 1. Układ polega na rozdrabnianiu surowca w kruszarce, a następnie rozklasyfikowaniu na wąskie klasy ziarnowe w przesiewaczu. Każda wąska klasa ziarnowa podlega osobno procesowi separacji w przesiewaczu na sitach szczelinowych, tak aby uzyskać oddzielnie ziarna foremne i nieforemne. Ziarna foremne i nieforemne są wzbogacane w osadzarce, w której zostają odseparowane ziarna lżejsze od



Rys. 1. Ideowy schemat układu technologicznego wg wynalazku (P.419430)

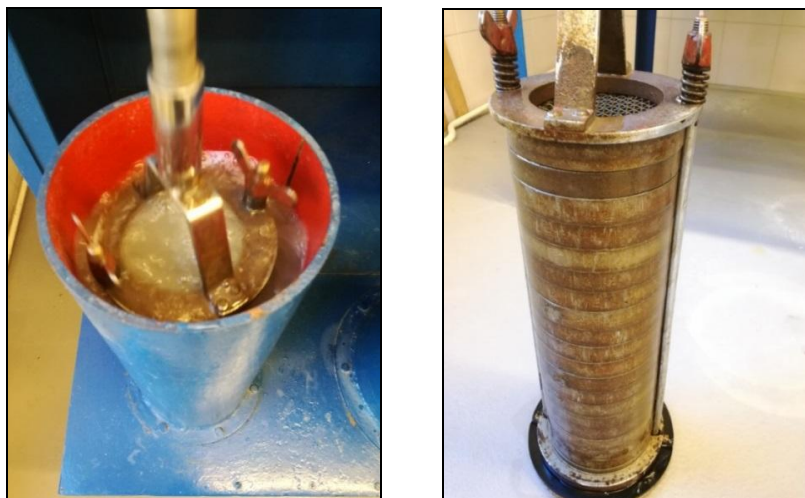
Fig. 1. A scheme of technological circuit according to patent number (P.419430)

W ten sposób wąskie klasy ziarnowe osobno o ziarnach foremnych lub nieforemnych są wzbogacane w osadzarce, w której zostają odseparowane ziarna lżejsze od

cięższych. Ideą układu jest wyeliminowanie ziaren równoopadających przed procesem separacji grawitacyjnej, które miałyby negatywny wpływ na ostrość rozdziału w osadzarce. Taki układ do produkcji kruszyw wysokojakościowych nazwano formatorem.

Metodyka przeprowadzonych testów została wykonana zgodnie ze schematem pokazanym na rysunku 1. Wyprodukowano kruszywo z chalcedonitu (kopalnia w Inowłodzu) oraz żwiru (żwirownia Kaniów) o uziarnieniu 6,3-8 mm z ziarnami foremnymi (ZF) i ziarnami nieforemnymi (ZN).

Żwir nie podlegał procesowi rozdrabniania, jedynie klasyfikacji. Produkty te w dalszej części badań w odpowiednich pięciu wariantach testów poddano procesowi rozdziału w osadzarce pierścieniowej w różnych czasach trwania procesu. Osadzarka składa się ze zbiornika w kształcie cylindra o średnicy 190 mm wypełnionego wodą, zestawu dwudziestu pierścieni o wysokości 25 mm każdego i średnicy wewnętrznej 100 mm skręcanych ze sobą za pomocą cięgien i mocowanych do jarzma napędu wykonującego ruch pionowy posuwisto-zwrotny przy częstotliwości pulsacji 90 cykli na minutę (rys. 2).

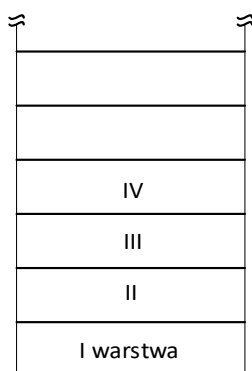


Rys. 2. Stanowisko do badań w osadzarce: praca osadzarki (z lewej), pierścienie osadzarki (z prawej)

Fig. 2. A jig during operation (left), rings of the jig (right)

Każda warstwa materiału składała się z dwóch pierścieni (rys. 3), przy czym dwa dolne pierścienie to warstwa I (dolna), a siódmy i ósmy pierścień to warstwa IV (górna). Warianty przeprowadzonych testów scharakteryzowane są w tabeli 1. Wzbogacana nadawa w każdym wariantcie posiadała uziarnienie 6,3-8 mm.

Wariant I polegał na badaniu procesu rozdziału chalcedonitu w różnych czasach (3,5 i 7 min.), którego udział stanowiły po 50% ZF i ZN.



Rys. 3. Schemat oznaczeń poszczególnych warstw materiału we wszystkich testach
Fig. 3. Scheme of descriptions for individual material layers in all tests

W II wariancie był rozdział chalcedonitu z zawartością 100% ZF w czasie 5 minut, w III wariancie – rozdział chalcedonitu ze 100% ZN w czasie 5 minut, w IV wariancie – rozdział żwiru ze 100% ZF w czasie 5 minut, a w V wariancie – rozdział żwiru z zawartością 100% ZN w czasie 5 minut. Analizom i ocenie procesu poddawane były rozdzielone warstwy kruszywa pod względem nasiąkliwości i zawartości ziaren nieforemnych.

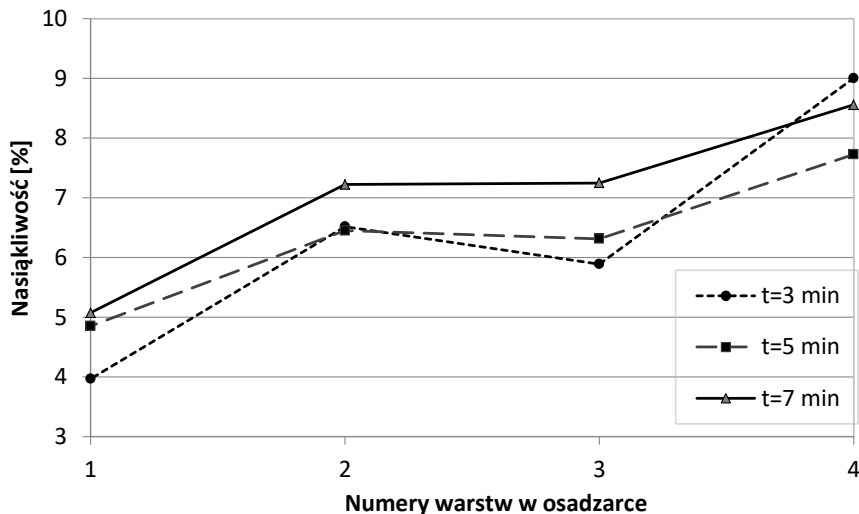
Tab. 1. Charakterystyka testów dla poszczególnych wariantów
Tab. 1. Characteristics of tests for individual variants

Wariant testu	Typ materiału	Czas trwania testu [s]	Zawartość ziaren foremnych ZF [%]	Zawartość ziaren nieforemnych ZN [%]
I	chalcedonit	180, 300, 420	50	50
II	chalcedonit	300	100	0
III	chalcedonit	300	0	100
IV	żwir	300	100	0
V	żwir	300	0	100

2. WYNIKI BADAŃ I ANALIZA

Na rysunku 4 pokazano wyniki testów rozdziału chalcedonitu wg wariantu I na cztery warstwy w zależności od czasu trwania procesu w uwzględnieniu nasiąkliwości. Można zauważyć, że w dolnej warstwie (nr 1) gromadziło się kruszywo o najmniejszej nasiąkliwości od 4 do 5%, a w górnej (nr 4) kruszywo o największej nasiąkliwości wynoszącej od 7,7 do 9%. W tym przypadku badana nasiąkliwość, to tzw. nasiąkliwość procesowa, uwzględniająca ilość wody wchłoniętej podczas procesu wzbogacania (czy przesiewania na mokro) i może być inna dla surowców wydobywanych ze ściany wyrobiska, a inna dla wydobywanych spod wody. Kruszywo przeby-

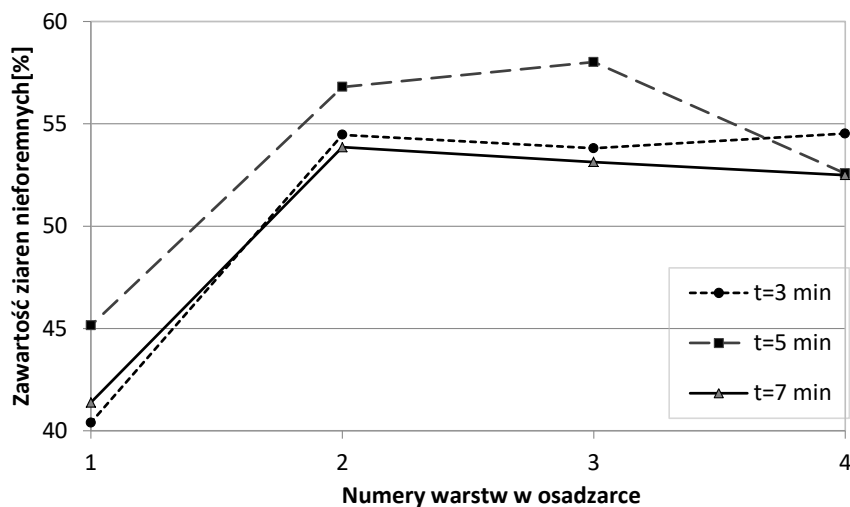
wające dłużej w wodzie, w czasie 7 minut charakteryzowało się wyższą średnią nasiąkliwością (7,03%) w stosunku do kruszywa przebywającego w czasie 3 minut; średnia nasiąkliwość wyniosła 6,35%, podobnie jak w przypadku dla czasu 5 minut ze średnią nasiąkliwością 6,34%.



Rys. 4. Wyniki nasiąkliwości chalcedonitu (wariant I)

Fig. 4. Results of chalcedonite absorbability (variant I)

Każda warstwa kruszywa została poddana ocenie zawartości ziaren nieforemnych na sicie szczerlinowym 4 mm. Wyniki zamieszczone zostały w postaci wykresów (rys. 5).



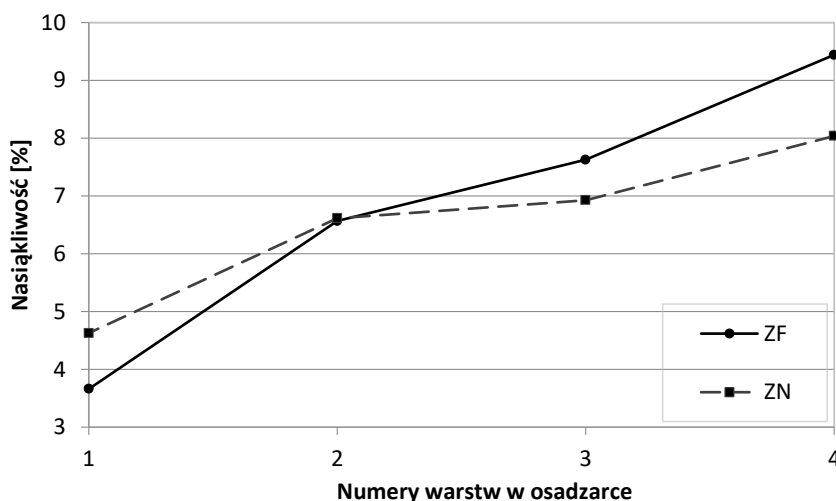
Rys. 5. Zawartości ziaren nieforemnych chalcedonitu dla różnych czasów trwania procesu (wariant I)

Fig. 5. Irregular particles contents in chalcedonite product for various durations of the process (variant I)

Okazało się, że w dolnej warstwie skumulowało się najmniej ziaren nieforemnych (40–45%), co związane jest z różną prędkością opadania ziaren nieforemnych (płaskich i wydłużonych) oraz foremnych. Ziarna nieforemne opadają z mniejszą prędkością niż foremne.

Jednak proces ten nie jest na tyle efektywny i zadowalający, aby w warstwie dolnej można było wyeliminować ziarna nieforemne uzyskując nie więcej niż kilka procent. Zjawisko rozdziału jest zaburzone dużym zróżnicowaniem gęstości chalcedonitu, porowatością (stopniem zwiętrzenia) mimo wąskiego zakresu uziarnienia.

Aby uzyskać wyższą jakość kruszywa i efektywność rozdziału wykorzystano innowacyjny układ wg wynalazku (Gawenda i in., 2016) i rozdzielono kruszywo 6,3–8 mm pod względem kształtu ziaren, które następnie testowano w wariancie II i III. Na rysunku 6 przedstawiono rozdział chalcedonitu w klasie 6,3–8 mm; osobno z ZF i ZN w uzyskanych warstwach oraz ich nasiąkliwość. W tym przypadku osiągnięto znakomite wyniki pod względem rozdziału o zróżnicowanej nasiąkliwości i kształtu ziaren, ponieważ w warstwie dolnej otrzymano frakcję o 100% ZF i nasiąkliwości około 3,7% lub frakcję o 100% ZN o nasiąkliwości 4,6% albo w górnej warstwie frakcję z ZF o nasiąkliwości 9,4% lub frakcję z ZN o nasiąkliwości 8%.



Rys. 6. Wyniki nasiąkliwości chalcedonitu uzyskane dla wariantu II (ZF) oraz III (ZN)

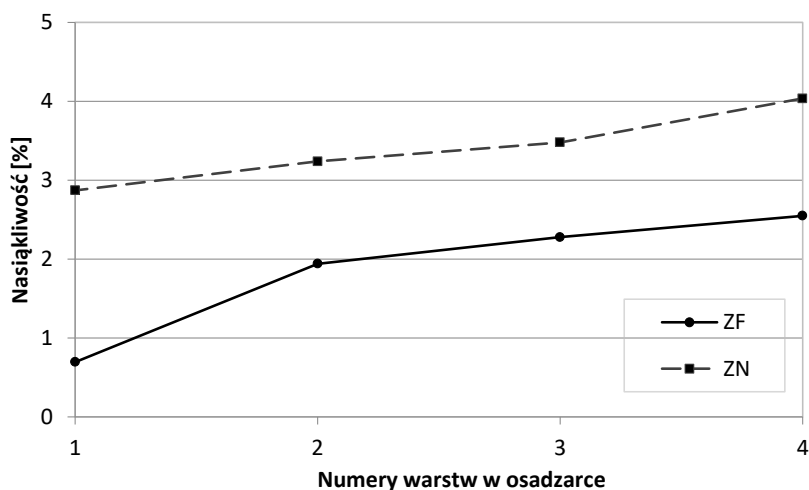
Fig. 6. Results of chalcedonite absorbability obtained for variant II (regular) and III (irregular particles)

Na rysunku 7 pokazano kruszywo rozdzielone na cztery warstwy (osobno) z ziarnami foremnymi i nieforemnymi. Warto zwrócić uwagę na frakcję z ziarnami foremnymi (z lewej), gdzie I warstwa posiada spore ilości ziaren zabarwionych, cięższych, zanieczyszczonych związkami żelaza, a IV warstwa została oczyszczona z takich ziaren.



Rys. 7. Przykładowy produkt chalcedonitowy rozdzielony na cztery warstwy:
ZF (z lewej) i z ZN (z prawej)

Fig. 7. Exemplary chalcedonite product separated into four fractions:
regular particles (left), irregular particles (right)



Rys. 8. Wyniki nasiąkliwości żwiru uzyskane dla wariantu IV (ZF) oraz V (ZN)

Fig. 8. Results of gravel absorbability for variant IV (regular) and V (irregular particles)

Na rysunku 8 przedstawiono wyniki rozdziału na warstwy kruszywa żwirowego z Kaniowa (niełamanego) i ich nasiąkliwość, uzyskane w wariantach IV (ZF) oraz V (ZN).

Nasiąkliwość procesowa dla ziaren foremnych w I warstwie wyniosła 0,7%, a w IV – 2,5%, natomiast dla ziaren nieforemnych w I warstwie 2,9%, a w IV – 4%. Tutaj wyraźnie widać, że kruszywo z ZF zdecydowanie miało niższą nasiąkliwość (średnia 1,9%) niż kruszywo z ZN (średnia 3,4%). Ponadto zgodnie z rysunkiem 9 – (z lewej), warstwa I z ZF charakteryzowała się największym udziałem ziaren kwarcytu w stosunku do pozostałych warstw z ZF, zwłaszcza do kruszywa z ZN, w których dominował piasek.



Rys. 9. Przykładowy produkt żwirowy rozdzielony na cztery warstwy: ZF (z lewej), i z ZN (z prawej)

Fig. 9. Exemplary gravel product separated into four fractions:
regular particles (left), irregular particles (right)

3. WNIOSKI

Zastosowanie operacji wzbogacania w osadzarkach osobno dla ziaren foremnych i nieforemnych stwarza możliwość uzyskiwania kruszywa o polepszonych cechach jakościowych oraz o jednorodnym kształcie ziaren. Analizowany proces uszlachetniania zawiera operacje klasyfikacji ziaren na wąskie klasy ziarnowe, procesy wydzielania ziaren foremnych i nieforemnych oraz procesy wzbogacania w osadzarkach.

Analizując wyniki procesu przebadanych kruszyw, należy stwierdzić, że za pomocą odpowiednio wcześniejszego ich przygotowania w wąskich klasach ziarnowych i rozdzielenia na ziarna foremne i nieforemne oraz sterując procesem rozdzielenia w osadzarkach poprzez odpowiednie ustawienie progu rozdzielczego, uzyskiwać można kruszywa o różnej nasiąkliwości, gdzie np. produkt dolny mogą stanowić warstwy nr 1 i 2 lub tylko warstwa nr 1.

Porównując proces uszlachetniania chalcedonitu i żwiru, zaobserwowano tę samą zależność, że kruszywo gromadzące się w dolnej warstwie materiału cechowało się najmniejszą nasiąkliwością (poniżej 1% w przypadku żwiru i poniżej 4% w przypadku chalcedonitu). Zauważono wyraźny wpływ procesu rozdziału na odseparowanie ziaren zanieczyszczonych tlenkami żelaza, które zgromadziły się w dolnej warstwie w przypadku chalcedonitu, jak również wyraźny rozdział ziaren kwarcytu od piaskowca w kruszywie żwirowym. Zaobserwowano również na przykładzie chalcedonitu z udziałem 50% ZF i ZN, że nastąpił rozdział pod względem kształtu ziaren. W dolnej warstwie uzyskano od 55 do 60% ziaren foremnych.

Przewidywane są dalsze badania związane z odpowiednim przygotowaniem nadawy do procesu separacji w osadzarce pod względem wilgotności kruszywa a jego rozkładu gęstości w warstwach, gdy wydobywane są ze ściany lub spod wody oraz pod względem jego powierzchni obłej lub łamanej, na przykładzie żwiru.

Zaprezentowane podejście do produkcji kruszyw o różnym kształcie pozwala uzyskać produkty o wysokiej jakości, charakteryzujące się odpowiednimi cechami: wytrzymałością, nasiąkliwością, mrozoodpornością, odpornością na rozdrabnianie, ścieralnością, powierzchnią właściwą, spełniające określone wymagania dla różnego zastosowania w przemyśle budowlanym, drogowym, inżynieryjnym.

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



Rzeczpospolita
Polska



Narodowe Centrum
Badań i Rozwoju

Unia Europejska



LITERATURA

- BLASCHKE Z., BROŻEK M., MOKRZYCKI E., OCIEPA Z., TUMIDAJSKI T., 1983, *Górnictwo cz. V. Zarys technologii procesów przerobczych*, Skrypty uczelniane nr 931, Kraków.
- GAWENDA T., 2014, *Układ urządzeń do produkcji kruszyw foremnych*, Opis wynalazku, Pismo CTT-owi-1/333/2013/100 z 13.06.2013 AGH w Krakowie, nr P.408045 z 28.04.2014.
- GAWENDA T., SARAMAK D., NAZIEMIEC Z., 2016, *Układ urządzeń do produkcji kruszyw oraz sposób produkcji kruszyw*, Wniosek wynalazku nr P.419430, zgłoszony do ochrony patentowej przez AGH w Krakowie 10.11.2016 r.

- LUTYŃSKI A., OSOBA M., 2007, *Wpływ charakterystyki pulsacji wody w wodnych osadzarkach pulsacyjnych na proces pozyskiwania wybranych produktów mineralnych*, Prace naukowe – Monografie, CMG KOMAG, Gliwice.
- MARX G., MOSKALA R., SCHNEIDER-KÜHN U., 1999, *Gravity Separation with Wet Jigs*, Aufbereitungs-Technik, 40, 215–224.
- MESTERS K., KURKOWSKI H., 1997, *Density Separation of Recycling Building Materials by Means of Jig Technology*, Aufbereitungs-Technik, 38, 536–542.
- NEUMANN TH., SNOBY R.J., STRANGALIES W., 1995, *The Fractionized separation of Impurities out of Sand and small Gravel with all jig-fine Grain Jigs*, Aufbereitungs-Technik, 36, 562–567.
- OSOBA M., 2007, *Osadzarki wodne pulsacyjne typu KOMAG do przeróbki żwiru i piasku*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, nr 119, Seria Konferencje, nr 48, Oficyna Wyd. PWr, Wrocław.
- OSOBA M., 2014: *Polskie osadzarki wodne pulsacyjne do wzbogacania surowców mineralnych*, Inżynieria Mineralna, 287–294.
- STĘPIŃSKI W., 1964, *Wzbogacanie grawitacyjne*, PWN, Warszawa.
- YERRISWAMY P., MAJUMDER A. K., BARNWAL J. P., GOVINDARAJAN B., RAO T. C., 2003, *Study on Kelsey jig treating Indian coal fines*, Trans. Inst. Min. Metall. C, 112, 206–210.

EXAMINATION OF AGGREGATE ENRICHMENT PROCESS IN INNOVATIVE TECHNOLOGICAL CIRCUIT

The aim of the paper is characteristics and work effectiveness assessment of innovative circuit for aggregate enrichment and production. Research program included laboratory jig testing of chalcedonite and gravel aggregate enrichment process in narrow particle size fraction separated into fractions with irregular and regular particles. The difference in absorbability of individual layers after separation for regular and irregular particles was demonstrated.

Wojciech GLAPA

Politechnika Wroclawska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

Wojciech NAWORYTA

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii

PROBLEM BEZPIECZEŃSTWA WOKÓŁ OBRZEŻY WYROBISK ODKRYWKOWYCH

WPROWADZENIE

W górnictwie kopalin skalnych teren zakładu górniczego z wyrobiskiem, zwałowiskiem, z drogami wewnętrznymi i urządzeniami zakładu przeróbczego, w okresie eksploatacji złoża jest obszarem zamkniętym. Niekontrolowany wstęp osób postronnych jest utrudniony. W większych kamieniołomach, ze względu na niebezpieczeństwo dla osób nieuprawnionych, wykorzystywane są środki techniczne, często też działają firmy ochroniarskie.

Przedsiębiorca wypełniając postanowienia ustawy *Prawo geologiczne i górnicze* (dalej *pgig*) obowiązany jest rozpoznawać zagrożenia związane z ruchem zakładu górniczego i podejmować środki zmierzające do zapobiegania i usuwania tych zagrożeń (art. 117.1), a także ma obowiązek zabezpieczenia lub likwidacji wyrobiska górniczego i podjęcia niezbędnych środków w celu ochrony środowiska i rekultywacji gruntów po działalności górniczej (art. 129.1).

W praktyce stosowane są różne sposoby zabezpieczania granic zakładu górniczego oraz ich odpowiednie oznakowanie, stosownie do przepisów Rozporządzenia MG z 23 kwietnia 2013 r. *ws. szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego* (§ 13.1):

- teren zakładu górniczego, jeżeli nie jest ogrodzony, oznakowuje się tablicami, na których umieszcza się nazwę zakładu górniczego oraz napis zakazujący wstępu osobom nieupoważnionym,
- miejsca niebezpieczne, zlokalizowane na terenie zakładu górniczego i nie znajdujące się pod stałym nadzorem, zabezpiecza się w sposób ustalony przez kierownika ruchu zakładu górniczego,
- kierownik ruchu zakładu górniczego ustala liczbę i umiejscowienie tablic oraz znaków w zależności od wielkości terenu, na którym są stosowane oraz rodzajów i poziomu występujących zagrożeń.

Sytuacja jednak ulega zmianie po likwidacji zakładu górniczego i wykonaniu rekultywacji terenów poeksploatacyjnych. Na gruntach po zlikwidowanym zakładzie górniczym przestają obowiązywać przepisy ustawy *pgig* wraz z aktami wykonawczymi, regulującymi między innymi zasady bezpieczeństwa; kończy się też nadzór organu górniczego.

Po wykonaniu (lub nie) rekultywacji terenów poeksploatacyjnych i likwidacji działalności przedsiębiorcy, wyrobiska pogórnice ze względu na różne formy atrakcyjności szczególnie w środowisku leśnym bądź będące akwenami wraz z terenami otaczającymi, są szczególnie chętnie, z różnych powodów, także rekreacyjnych, odwiedzane przez ludzi, co nie zawsze jest bezpieczne. Do obowiązków władającego wówczas nieruchomością należy przedsięwzięcie możliwych działań, mających na celu wyeliminowanie lub przynajmniej ograniczenie występujących zagrożeń.

Ważniejsze aspekty dotyczące zapewnienia bezpieczeństwa wokół obrzeży wyrobisk odkrywkowych odniesiono do eksploatacji złóż kamieni łamanych i blocznych oraz kruszyw naturalnych piaskowo-żwirowych. Uwzględniono także zagospodarowanie terenów po eksploatacji złóż na podstawie potocznie zwanych koncesji starościańskich. Opisano dotychczasowe sposoby zabezpieczeń oraz zwrócono uwagę na możliwości stosowania wokół wyrobisk zakrzewień ochronnych.

1. WYMAGANIA PRAWNE A ZAGROŻENIA NA OBRZEŻACH WYROBISK

Za korzystną zmianę przepisów prawa dotyczącą rekultywacji terenów pogórnich należy uznać wymienione już Rozporządzenie MG z 23 kwietnia 2013. Wymagany jest obowiązek posiadania dokumentacji rekultywacyjnej i określony jej zakres, w tym m.in. (§ 162.5):

- metody kształtowania rzeźby terenu niekorzystnie przekształconego oraz odtwarzania gleb,
- sposób regulacji stosunków wodnych w gruntach rekultywowanych,
- sposób zabezpieczania przeciwerozyjnego rekultywowanych powierzchni,
- harmonogram realizacji robót rekultywacyjnych,
- uwzględnienie wymagań normy PN-G-07800:2002.

W ocenie autorów zakresy tej dokumentacji, a także przywołanej normy nie obejmują problemów zagrożeń na rekultywowanych terenach. Obowiązek określenia sposobu zabezpieczenia przeciwerozyjnego powierzchni nie jest równoznaczny z działaniami służącymi do eliminacji zagrożeń na obrzeżach wyrobisk.

Rozwinięciem tej oceny są dane Państwowej Służby Geologicznej. Na podstawie wyników kontroli terenów poeksploatacyjnych, najliczniejszych w kraju złóż piaskowo-żwirowych (w tym z decyzjami starościańskimi) sformułowano tezę, że obowiązujące regulacje prawne stwarzają luki, przyczyniające się do pozostawiania niezabezpieczonych terenów poeksploatacyjnych (Gabryś-Godlewska i in., 2018).

Z likwidacją zakładu górniczego wygasa nadzór nad obiektem poeksploatacyjnym; staje się on otwartym dla osób postronnych. Wyrobiska pogórnice są interesujące. Przyciągają osoby zainteresowane geologią, botaniką ale także miłośników sportów motorowych lub rowerzystów. Ci ostatni wykorzystują nietypową konfigurację terenu dla potrzeb jazdy quadami czy jednośladami. Zjawisko to jest bardzo częste, szczególnie w wyrobiskach w pobliżu dużych aglomeracji miejskich. Likwidacja kopalń surowców skalnych i rekultywacja terenów poeksploatacyjnych nie eliminuje zagrożeń, wynikających z ukształtowania wyrobiska poeksploatacyjnego. Na etapie rekultywacji technicznej nie zawsze wykonywane jest profilowanie skarp czy ociosów. Najczęściej jest to po prostu niemożliwe. Wynika to z konfliktu między potrzebą optymalnego wykorzystania zasobów kopaliny a potrzebą ukształtowania wyrobiska końcowego (Uberman & Naworyta, 2014). Głównym celem zagospodarowania złoża jest maksymalizacja wykorzystania zasobów kopaliny. Każde ograniczenie ociosów i zwiększona szerokość półek zabezpieczających powoduje złagodzenie nachylenia zbocza wyrobiska, skutkujące stratami pozaeksploatacyjnymi.

Należy stwierdzić, że w pewnych warunkach nie sposób ograniczyć odpajania się brył z ociosów. Efekty takie występują w każdym kamieniołomie (piaskowca, wapienia, dolomitu, granitu czy bazaltu) w postaci tzw. piargów. Piargi, usytuowane na półkach zbocza, stanowią materiał gruntowy dla wkraczającej roślinności (rys. 3). W tym sensie erozja jest zjawiskiem korzystnym i nie sposób opanować jej działania oraz wpływu na kształt kamieniołomu po zakończeniu eksploatacji.

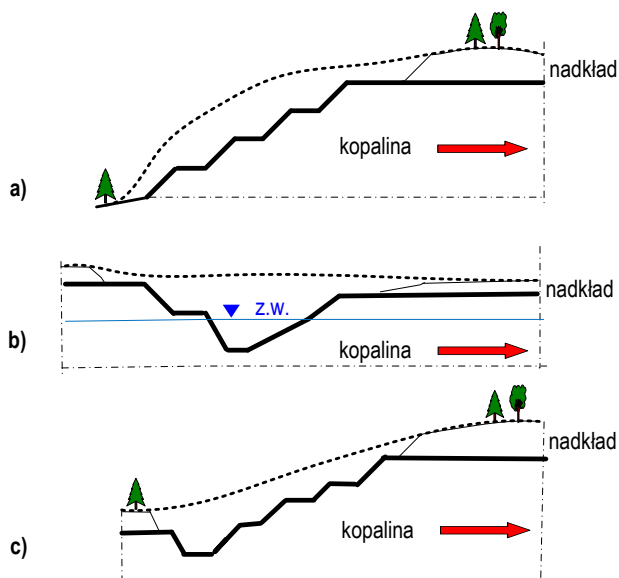
Każdy ocios (zbocze) kamieniołomu niesie ryzyko utraty zdrowia lub życia, o ile nie zachowa się odpowiedniej ostrożności podczas pobytu w poeksploatacyjnym wyrobisku. Najkrócej ujmując, nie należy zbliżać się ani do górnej ani do dolnej krawędzi ociosu. Wspinanie się jest niedopuszczalne o ile ściana, np. w górotworze wapiennym lub dolomitowym, nie została uprzednio sprawdzona przez fachowców i dopuszczona do uprawiania turystyki skałkowej (np. Zakrzówek w Krakowie).

Oprócz ryzyka naturalnego, wynikającego z charakteru obiektów poeksploatacyjnych, istnieje też ryzyko uwarunkowań formalnych. Obiektem pogórnicy jeszcze przed zakończeniem eksploatacji, czasem dość lekkomyślnie przypisuje się funkcję rekreacyjną. W efekcie tego przyszli właściciele nieruchomości oczekują, że obiekt pogórnicy będzie bezpieczny dla ludzi zażywających w przyszłości rekreacji. Oczekuje się, że osobie odwiedzającej obiekt nie zagraża żadne niebezpieczeństwo. Tymczasem w byłych wyrobiskach z przyczyn naturalnych mogą występować zjawiska niebezpieczne dla nieostrożnie zachowujących się osób. Dotyczy to szczególnie kamieniołomów karpackich. Ich specyficzna budowa geologiczna sprawia, że następuje naturalne obrywanie się odłamków skalnych. Są to zjawiska, które zachodzą także w warunkach górskich, w których również występują naturalne procesy erozyjne (np. oberwanie dużej skały na szlaku pod Świnicą w Tatrach w 2018 roku). Dlatego nie sposób zapewnić pełnego bezpieczeństwa osobom, które mimo zagrożenia będą znajdowały się bezpośrednio przy ociosie, staną blisko jego górnej krawędzi lub na

obrzeżu wyrobiska. Oczekiwanie ze strony odbierających rekultywację (przyszłych gospodarzy), że przedsiębiorca górniczy zapewnił pełne bezpieczeństwo użytkownikom obiektu, prowadzi do nieporozumień i przeciągania procesu odbioru rekultywacji. Rzeczywiste zabezpieczenie przed ewentualnym obrywaniem się skał z ociosów pociągałoby za sobą nadmierne koszty oraz wątpliwy efekt. Dla zapewnienia pełnego bezpieczeństwa należałoby skarpy zabetonować albo obłożyć siatką stalową, jak to wykonuje się przy skalnych odcinkach dróg. Działanie takie jest nieestetyczne, nieekologiczne oraz bardzo kosztowne. Ściany kamieniołomów poddane naturalnym procesom erozyjnym z czasem wtapiają się w otoczenie zatracając swój antropogeniczny charakter. Bardzo szybko też, jako atrakcyjne siedliska i nisze ekologiczne stają się miejscem rozwoju flory i bytowania fauny (Naworyta & Machaczka, 2016).

2. RODZAJE WYROBISK

Kształt i charakter wyrobiska górniczego z punktu widzenia bezpieczeństwa zależy od eksploatowanej kopaliny oraz metody wydobywania. Dla ich opisu na potrzeby niniejszego artykułu wydzielono stokowe i stokowo-wgłębne wyrobiska złóż kruszywowych – kamieniołomy naturalnych kruszyw łamanych (rys. 1a, 1c) oraz wgłębne – kamieniołomy bloczne i wyrobiska naturalnych kruszyw piaskowo-żwirowych (rys. 1b). Oprócz wymienionego podziału uwzględniono dwuhektarowe wyrobiska wgłębne z wydobywaniem kopaliny w oparciu o koncesje starościańskie.



Rys. 1. Rodzaje wyrobisk eksploatacyjnych: a) stokowe, b) wgłębne, c) stokowo-wgłębne

Fig. 1. Types of exploitation pits: a) slope-type , b) depth-type, c) slope-depth-type

Tych ostatnich, mimo niewielkich rozmiarów, nie można pominąć w analizie zachowania bezpieczeństwa publicznego. Ich liczba ciągle się zwiększa, a zliberalizowane w stosunku do innych zakładów górniczych, przepisy regulujące ich funkcjonowanie, nie przyczyniają się do ograniczenia ryzyka, wynikającego z ich obecności w ogólnodostępnej przestrzeni publicznej (Naworyta, 2017).

2.1. KAMIENIOŁOMY KRUSZYWOWE

Wydobywanie kopalin ze złóż na kruszywa realizowane jest w głębokich, wielopoziomowych wyrobiskach stokowych i stokowo-wgłębnych. Zbocza przedzielane są poziomami eksploatacyjnymi. Wysokości pięter roboczych – najczęściej 5 do 20 m, zależą od warunków geologiczno-złóżowych i rodzaju kopaliny, a nachylenia ociosów 70–90°. Niezależnie od wysokości zboczy i ich nachylenia, poruszanie się po obrzeżu wyrobiska wzdłuż jego górnej krawędzi zawsze jest niebezpieczne z uwagi na możliwość spadku z dużej wysokości. Z kolei przebywanie na spągu (dnie) wyrobiska niesie zagrożenie, spowodowane obrywami materiału skalnego z ociosów zbocza. Powierzchnie kamieniołomów kruszywowych są na tyle duże, że ich wyrobiska nigdy nie są grodzone w taki sposób, aby udało się ograniczyć całkowity dostęp osobom nieuprawnionym. Zazwyczaj jedynym elementem ograniczającym dostęp do czynnych bądź poeksploatacyjnych wyrobisk są tablice ostrzegawcze, informujące o granicach zakładu górniczego lub miejscach niebezpiecznych.

Często wykorzystywanym w praktyce niektórych zakładów górniczych sposobem ograniczenia dostępu, stosowanym na etapie udostępniania złoża lub przy osiągnięciu granicy eksploatacji, są przyzmy nadkładu formowane na pasie ochronnym wyrobiska (rys. 2).



fot. W. Glapa



fot. B. Bąk

Rys. 2. Obrzeża wyrobisk zabezpieczone wałem ziemnym
Fig. 2. An example of protective bushes for the edge of a quarry

Przeszkody takiej nie sposób przeoczyć. Przed nią powinna znajdować się tablica informacyjna (formalnie nie jest to ogrodzenie). Wtargnięcie osób nieuprawnionych na teren zakładu górniczego w takiej sytuacji nie da się tłumaczyć nieuwagą. Tym niemniej nie jest to w pełni skuteczne ograniczenie dostępu. Jest to jednak efektywne

zabezpieczenie przed możliwym dojazdem samochodu do krawędzi, czynnego, zaniechanego czy zrehabilitowanego wyrobiska. Wydaje się zresztą, że nie istnieją sposoby zabezpieczenia terenów kopalń o stuprocentowej skuteczności. Żadne ogrodzenie nie przeszkodzi wejściu na teren kopalni osobom, które koniecznie mimo zakazów chcą tego dokonać.

Stokowe i stokowo-wgłębne wyrobiska przylegają zazwyczaj do terenów leśnych, będących niekiedy naturalnym zabezpieczeniem obrzeży (rys. 3). Ściana lasu na granicy pasa ochronnego wyrobiska stokowo-wgłębnego nie gwarantuje jednak zachowania bezpieczeństwa publicznego.



Rys. 3. Wyrobiska stokowe

Fig. 3. Open pit – slope type

W kilka lat po wprowadzeniu w 1995 r. ustawy *pgig* w coraz większej liczbie odkrywkowych zakładów górniczych zastosowano okazywanie przebiegu obszaru górniczego (a właściwie punktów załamania przebiegu granicy) z wykorzystaniem elementów kamiennych (brył skalnych, bloków kamiennych), a w zakładach wydobywających kruszywa piaskowo-żwirowe dużych rozmiarów głazów narzutowych. W krótkim czasie, za sprawą rozwoju ładowarek łyżkowych, to praktyczne rozwiązanie zaczęto stosować powszechnie jako bariery ochronne dróg wewnętrznych zakładu górniczego, niekiedy także do oznaczania obrzeży wyrobisk (rys. 4).



Rys. 4. Wyrobiska stokowe

Fig. 4. Open pit – slope type

Skuteczność ochrony tych kamiennych barier w wyrobiskach nie budzi zastrzeżeń. Zastosowanie brył skalnych na obrzeżach wyrobisk należy traktować jako trwałe, nie podlegające dewastacji, jak w przypadku tablic, ale jedynie tylko jako oznaczenie przebiegu krawędzi wyrobiska.

2.2. KAMIENIOŁOMY BLOCZNE

Kopalinę w postaci elementów blocznych wydobywa się w wyrobiskach wgłębnych, z głębokości dochodzących do 100 m ppt. Ociosy takich wyrobisk są pionowe. W warunkach krajowych największa koncentracja tych wyrobisk występuje w masywie Strzegom–Sobótka. Niewielkie powierzchnie obszarów górniczych, przy tych nachyleniach ociosów i zboczy powodują, że obrzeża wyrobisk są niemal w całości ogrodzone (rys. 5). Jako unikatowe można wskazać ogrodzenia z wykorzystywaniem instalacji sprężonego powietrza w wyrobiskach granitu, np. PPHiU PIRAMIDA.



fot. M. Stefanicka



fot. W. Glapa

Rys. 5. Ogrodzenia blocznych wyrobisk granitu

Fig. 5. Fence of a granite mining pit

2.3. WYROBISKA ZŁÓŻ PIASKOWO-ŻWIROWYCH

Warunki geologiczno-złożowe, hydrogeologiczne i środowiskowe złóż kopalin piaskowo-żwirowych mają decydujący wpływ na odpowiednią metodę ich eksploatacji, a w konsekwencji na rekultywację przekształcanych terenów oraz zagospodarowanie wyrobisk poeksploatacyjnych. Uwzględniając te warunki, w zależności od usytuowania poziomu wody gruntowej w stosunku do stropu wyróżnia się złoża niezawodnione, częściowo zawodnione i zawodnione.

Zagospodarowanie złóż niezawodnionych (ok. 40% wszystkich udokumentowanych) przy zastosowaniu nowoczesnych rozwiązań przeróbczych wymaga dostarczenia wody przemysłowej, co ze względów środowiskowych i ekonomicznych nie zawsze jest możliwe.

W złożach częściowo zawodnionych zwierciadło wody występuje w warstwie kopaliny; strop złoża zalega do 12 m powyżej zwierciadła, a spąg na różnych głębokościach. Ta grupa złóż jest najbardziej rozpowszechniona w kraju, obejmując wszystkie genetyczne typy złóż piaskowo-żwirowych. Tereny objęte eksploatacją stają się akwenami.

W złożach zawodnionych (podwodnych) zwierciadło wody utrzymuje się stale powyżej stropu (co najmniej 1,5 m). Tego typu złoża występują w południowej części kraju – związane są z obszarami akumulacji rzecznej, wodnolodowcowej (Glapa & Jonek, 1999).

Z punktu widzenia bezpieczeństwa publicznego eksploatacja niezawodnionych piaskowo-żwirowych złóż jest stosunkowo bezpieczna. Wyrobiska nie są głębokie, przy niewielkich nachyleniach kątów stoku naturalnego. Istnieje oczywiście zagrożenie osuwiskami i dlatego dostęp osób nieuprawnionych do wyrobisk w trakcie eksploatacji powinien być co najmniej ograniczony.

Eksploatacja najliczniejszych w kraju złóż częściowo zawodnionych, obejmuje akweny o zróżnicowanej głębokości i powierzchni; stąd wymaga indywidualnego traktowania. Przy zróżnicowanej głębokości akwenów okalające wyrobiska stoki skarp przebiegają od powierzchni terenu do linii wody (Glapa & Korzeniowski, 2005). Łatwo osunąć się ze skarpy, a wydostanie się na powierzchnię terenu po piaszczystym stoku, nawet o niewielkiej wysokości nie jest możliwe. Ograniczeniem takiego zagrożenia na końcowych skarpach stałych jest ogrodzenie wyrobiska lub ukształtowanie półki nadwodnej (rys. 6).



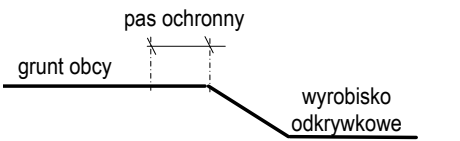
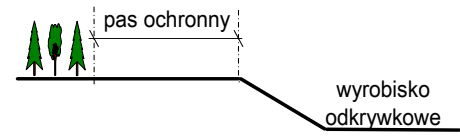
Rys. 6. Przykłady skarp nadwodnych
Fig. 6. Examples of slopes above the water surface

Z uwagi na dużą powierzchnię akwenów ograniczenie dostępu do terenów eksploatacji jest raczej trudne do zrealizowania metodami technicznymi.

3. SKUTECZNY SPOSÓB OGRANICZENIA DOSTĘPU DO WYROBISK

Zamiast kosztownych zabezpieczeń technicznych o wątpliwej skuteczności, wymagających okresowych napraw czy konserwacji, wskazać można stosowane powszechnie

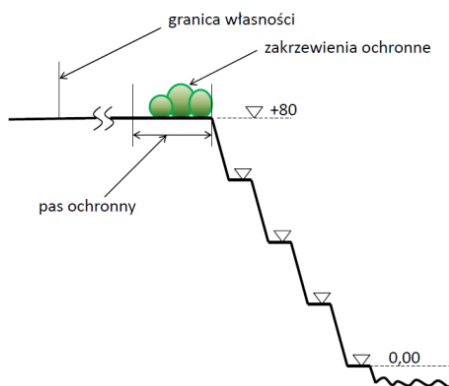
nie w krajach zachodnich środki naturalne – żywopłoty ochronne, uniemożliwiające zbliżenie się do krawędzi wyrobiska. Żywopłoty te można utworzyć z kolczastych lub ciernistych gatunków drzew i krzewów liściastych na pasach ochronnych wokół wyrobisk (rys. 7).

Rodzaj terenu lub obiektu chronionego	Najmniejsza szerokość pasa ochronnego	Początek pomiaru szerokości pasa	Wyjaśnienie graficzne
tereny nienależące do użytkownika wyrobiska	6 m	granica terenu	
użytki leśne	równa wysokości docelowej drzew, nie mniej niż 6 m	granica użytku	

Rys. 7. Normatywne pasy ochronne (PN-G-02100:1996)

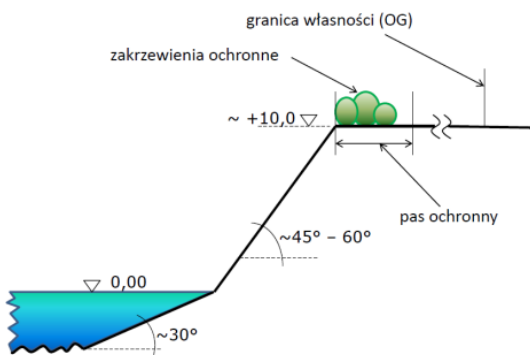
Fig. 7. Normative safety belts (PN-G-02100:1996)

Żywopłot taki znakomicie zastępuje tradycyjne ogrodzenia drewniane czy metalowe. Rząd kolczastych roślin stanowi dla intruza znacznie trudniejszą przeszkodę do pokonania niż płot czy mur. Roślinność kolczasta może być stosowana na powierzchni pasów ochronnych wokół każdego czynnego wyrobiska, w miejscach niebezpiecznych oraz wokół końcowych skarp stałych (rys. 8, 9).



Rys. 8. Przykład zakrzewienia ochronnego dla obrzeży kamieniołomu

Fig. 8. An example of protective bushes for the edge of a quarry



Rys. 9. Wysokie skarpy nadwodne i przykład ich zabezpieczenia zakrzewieniami
Fig. 9. High slopes above the water surface and an example of securing them with bushes

Żywopłoty należy formować z gatunków krzewów nie dających ludności cennych pożytków, aby uniknąć ich penetracji w okresie owocowania bądź kwitnienia. Taką rolę mogą spełnić:

- głogi rodzime (*Crataegus ssp.*), np. jedno- i dwuszyjkowe (*Crataegus monogyna*); krzewy rodzime (drzewka do wysokości 5 m); wytwarzają ciernie, dobrze zagęszczają się z szybkimi przyrostami, o małych wymaganiach glebowych, dobrze znoszącymi suszę, stanowią domieszki biocenotyczną w ekosystemie dostarczając owoców ptakom,
- róża dzika i pomarszczona (*Rosa canina L.*) – krzewy dorastające do 2 m wysokości, tworzące odrosty, tolerujące gleby ubogie, nawet piaszczyste,
- śliwa tarnina (*Prunus spinosa L.*) – krzew (drzewko do wysokości 4 m), szeroko rozrastający się przez odrosty korzeniowe; wskaźnik gleb wapiennych,
- rokitnik pospolity (*Hippophae rhamnoides L.*) – krzew (drzewko o wysokości 3 m, po kilkudziesięciu latach może osiągnąć 6 m); tworzący odrosty, doskonale sprawdzający się na glebach ubogich i piaszczystych.

Niewielkie wymagania glebowe i pielęgnacyjne sprawiają, że ten rodzaj zabezpieczeń może być stosowany wokół wyrobisk każdej kopaliny. Nasadzenia na utworach nadkładu doskonale zabezpieczają przeciwerozyjnie krawędzie skarp, samoistnie zagęszczają się poprzez odrosty korzeniowe – rozmnażanie wegetatywne.

Ważną zaletą tych krzewów jest to, że nie tylko uniemożliwiają dostęp do terenów, gdzie mogą występować zjawiska obrywania odłamków skalnych. Ich korzenie spełniają też rolę antyerozyjną, stabilizującą grunt. Nie do pominięcia jest również funkcja biocenotyczna roślin krzewiastych. Ich owoce będą stanowiły pokarm dla ptaków i drobnych ssaków w tworzącym się ekosystemie terenów pogórniczych.

Szacowany koszt wykonania krzewiastego szpaleru o długości 100 m i szerokości 4 m na obrzeżu wyrobiska wynosi 2300–2500 zł. Jest to porównywalny koszt prze-

mieszczania elementów skalnych ładowarkami z wyrobiska na jego obrzeże. Na szczególną uwagę zasługuje również uniwersalność zastosowań – zarówno wokół kopalin skalnych jak i akwenów poeksploatacyjnych.

4. PODSUMOWANIE

Ograniczenie dostępu osobom postronnym do terenów wyrobisk górniczych jest wynikającym z przepisów obowiązkiem przedsiębiorcy górniczego. Wraz z zakończeniem eksploatacji obowiązek ten przechodzi na właściciela zrehabilitowanego terenu. Po likwidacji kopalni i rekultywacji terenów poeksploatacyjnych problem bezpieczeństwa publicznego na obrzeżach wyrobisk pogórnich nie tylko nie zanika, co wręcz staje się poważniejszy ze względu na zwiększenie dostępności do tych terenów. Tereny poeksploatacyjne są atrakcyjne i jako takie są wykorzystywane do różnych form rekreacji.

Zagrożenia wynikające z właściwości terenów czynnej eksploatacji i terenów pogórnich można zminimalizować, ale nie można ich wyeliminować. Naturalne procesy zachodzące w górotworze nie zawsze dają się opanować. Erozja zboczy wyrobisk jest zresztą sprzymierzeńcem w procesie wtapiania antropogenicznych wyrobisk w krajobraz otoczenia, wspomaga również renaturyzację otoczenia.

Minimalizację ryzyka można osiągnąć przez uniemożliwienie dostępu do terenów niebezpiecznych. W artykule zaproponowano zastosowanie naturalnych zakrzewień ochronnych na obrzeżach wyrobisk. Kolczaste żywopłoty stosowane powszechnie w górnictwie w zachodniej Europie spełniają wiele funkcji. Oprócz skutecznego zniechęcania ludzi do wkraczania na tereny niebezpieczne, pełnią funkcję glebotwórczą, antyerozyjną oraz biocenotyczną. Ich zastosowanie nie stanowi nadmiernych kosztów, a żywopłoty rozrastając się z odrostów korzeniowych nie wymagają pielęgnacji i uzupełnień.

Autorzy składają wyrazy podziękowania mgr. inż. leśn. Radosławowi Srodze za pomoc przy opracowaniu niniejszego artykułu.

LITERATURA

- GABRYŚ-GODLEWSKA A., KAFARA D., KOZŁOWSKA O., TURBIAK B., WALENTEK I., 2018, *Wstępna ocena stanu rekultywacji wyrobisk poeksploatacyjnych w województwie mazowieckim*, Krużyzwa Mineralne, t. 2, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, 15–24.
- GLAPA W., JONEK W., 1999, *Rekultywacja terenów i zagospodarowanie wyrobisk po wydobywaniu kruszyw naturalnych spod wody*, [w:] Malewski J. (red), *Zagospodarowanie wyrobisk. Technologiczne, przyrodnicze i gospodarcze uwarunkowania zagospodarowania wyrobisk poeksploatacyjnych surowców skalnych Dolnego Śląska*, Oficyna Wyd. PWr, 84–99.
- GLAPA W., KORZENIOWSKI J.I., 2005, *Mały leksykon górnictwa odkrywkowego*, Wydawnictwa i Szkolenia Górnicze Burnat & Korzeniowski, Wrocław.

- NAWORYTA W., 2017, *O rekultywacji, a raczej o braku rekultywacji niewielkich wyrobisk po eksploatacji złóż eksploatowanych na podstawie koncesji wydawanych przez starostów*, Kruszywa. Produkcja - Transport - Zastosowanie, nr 4, 76–80.
- NAWORYTA W., MACHACZKA I., 2016, *Las czy woda? Przypadek rekultywacji pewnego wyrobiska*, Kruszywa. Produkcja - Transport - Zastosowanie, nr 4, 69–74.
- UBERMAN R., NAWORYTA W., 2014, *Projekt zagospodarowania złoża podstawą dla kompleksowej i racjonalnej gospodarki zasobami kopalin*, Górnictwo Odkrywkowe, nr 2–3, 5–10.
- PN-G-02100:2013 *Górnictwo odkrywkowe. Pas zagrożenia i pas ochronny wyrobisk odkrywkowych. Użytkowanie i szerokość*.
- PN-G-07800:2002 *Górnictwo odkrywkowe. Rekultywacja. Ogólne wytyczne projektowania*.
- Rozporządzenie MG z dnia 8 kwietnia 2013 r. *ws. szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego*, Dz.U.2013.1008.
- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze*, j.t. Dz.U.2017.2126 ze zm.

SAFETY PROBLEM AROUND THE EDGES OF OPENCAST WORKINGS

The article presents the most important aspects regarding ensuring safety around the open pits edges. This problem was considered on the example of the exploitation of hard rock and dimension stone deposits as well as aggregates mining. The problem of safety in active open pits and in reclaimed post-mining areas was discussed. The methods of protection used so far and the advantages of planting protective shrubs at the edge of the excavation are described.

Stefan GÓRALCZYK, Michał FILIPCZYK

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

JAKOŚCI KRAJOWYCH KRUSZYW NA PODSTAWIE WYBRANYCH WŁAŚCIWOŚCI FIZYKOMECHANICZNYCH

WPROWADZENIE

W artykule przedstawiono wyniki badań wybranych parametrów dla kilku rodzajów kruszyw pod kątem ustalenia ich zmienności w okresie kilku ostatnich lat. Celem porównania było stwierdzenie czy jakość kruszyw ulega zmianom w czasie i w jakim stopniu. Informacje zostały oparte na analizie wyników badań kruszyw, pochodzących z siedmiu kopalń, wykonywanych w Instytucie Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, w Laboratorium Maszyn Roboczych i Górniczych oraz Laboratorium Surowców i Wyrobów Budowlanych; są to jednostki akredytowane przez Polskie Centrum Akredytacji (AB 1344 i AB 049). Wszystkie wyniki badań zostały wykonane zgodnie z metodami objętymi zakresem akredytacji w czasie ich wykonywania.

1. METODY BADAŃ, PRÓBKİ

Dla porównań wytypowanych zostało osiem badań, w ramach których otrzymuje się dziewięć parametrów. Badania zostały wybrane spośród określanych właściwości normowych, zawierających wymagania dla kruszyw stosowanych w szeroko pojętym budownictwie: PN-EN 12620+A1:2010, PN-EN 13043:2004 + PN-EN 13043:2004/Ap1:2010P + PN-EN 13043:2004/AC:2004P i PN-EN 13242+A1:2010.

W zestawieniu nie uwzględniono wymagań normy PN-EN 13139:2003 + PN-EN 13139:2003/AC:2004P, ponieważ przewiduje ona stosowanie kruszyw o największym wymiarze ziaren, wynoszącym 8 mm. Do porównań wybrano właściwości fizykomechaniczne kruszyw – odporności na:

- rozdrabnianie LA , wg PN-EN 1097-2:2010,
- ścieranie M_{DE} wg PN-EN 1097-1:2011,
- polerowanie PSV , wg PN-EN 1097-8:2009,
- ścieranie powierzchniowe AAV , wg PN-EN 1097-8:2009,
- szok termiczny wg PN-EN 1367-5:2011,
- mrozoodporność wg PN-EN 1367-1:2007, badana frakcja 8-16 mm,

- mrozoodporność w obecności soli wg PN-EN 1367-6:2008, badana frakcja kruszywa 8-16 mm oraz dla kruszyw bazaltowych,
- badanie zgorzeli słonecznej wg PN-EN 1367-3:2002.

Dobór próbek oprócz technicznych możliwości, tzn. dostępności wyników badań w archiwach laboratoriów został oparty o możliwie dużą różnorodność litologiczną. Do porównań wybrano zarówno kruszywa naturalne żwirowe jak i kruszone z litej skały. Ze względu na politykę jakości, obowiązującą w laboratorium akredytowanym przez PCA, poniżej krótka charakterystyka złóż bez nazw kopalń i producentów kruszyw. Analizowano kruszywa:

- naturalne żwirowe, czwartorzędowe pochodzenia rzeczno-lodowcowego o różnej litologii,
- ze skał magmowych wylewnych, pochodzących z różnych złóż trzeciorzędowych bazaltów,
- wapienne ze złożeń osadów dewońskich,
- ze skały osadowej zmetamorfizowanej wieku dewońskiego.

Wszystkie badania były wykonywane dla kruszyw frakcji 8-16 mm.

2. WYNIKI BADAŃ

W tabelach 1–7 zestawiono wszystkie wyniki badań dla poszczególnych kruszyw do dalszej analizy zmienności parametrów w latach. Wyniki są uszeregowane od najstarszych do najnowszych.

Tab. 1. Wyniki badań analizowanych kruszyw – żwir I

Tab. 1. Analyzed aggregates tests results – gravel I

Właściwości	Lata badań							
	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
odporność na rozdrabnianie LA	23	22	22	21	19	21	22	22
odporność na ścieranie M_{DE}	13	12	13	12	12	14	10	16
odporność na polerowanie PSV	52	48	46	55	47	57	—	56
odporność na ścieranie pow. AAV	5	4	2	4	4	4	—	4
szok termiczny – ubytek masy I	0,1	0,3	0,3	0,2	0,1	0,1	—	0,1
szok termiczny – spadek LA V_{LA}	2	0	4	4	4	5	—	4
mrozoodporność F	1,0	0,1	0,3	0,9	1,0	0,9	—	—
mrozoodporność w obecn. soli F_{NaCl}	8,8	0,2	11,7	6,8	6,3	13,1	—	—

Tab. 2. Wyniki badań – kruszywo bazaltowe I
Tab. 2. Tests results – basalt aggregate I

Właściwości	Lata badań							
	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
odporność na rozdrabnianie LA	12	10	13	14	9	13	11	15
odporność na ścieranie M_{DE}	6	7	11	10	4	9	8	9
odporność na polerowanie PSV	—	—	—	50	50	50	—	50
odporność na ścieranie pow. AAV	3	3	3	2	1	2	—	2
szok termiczny – ubytek masy I	4,0	0,7	0,1	0,1	0,1	0,1	—	0,1
szok termiczny – spadek LA V_{LA}	8	5	3	3	2	5	—	2
mrozoodporność F	—	0,5	0,2	2,8	0,5	0,7	—	—
mrozoodporność w obec. soli F_{NaCl}	—	1,1	1,6	6,8	0,6	0,7	—	—
zgorzeli słonecznej – ubytek masy	0,3	0,5	0,1	2,4	—	0,2	—	—
– spadek LA	1	1	0	0	—	3	—	—

Tab. 3. Wyniki badań – kruszywo bazaltowe II
Tab. 3. Tests results – basalt aggregate II

Właściwości	Lata badań						
	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
odporność na rozdrabnianie LA	8	9	8	7	9	9	8
odporność na ścieranie M_{DE}	13	15	14	8	18	11	13
odporność na polerowanie PSV	50	52	50	50	51	50	51
odporność na ścieranie pow. AAV	2	3	2	2	3	2	3
szok termiczny – ubytek masy I	0,1	0,1	0,1	0,1	0,8	0,1	0,3
szok termiczny – spadek LA V_{LA}	1	0	2	1	2	1	4
mrozoodporność F	0,1	0,5	0,8	0,3	0,8	1,3	0,2
mrozoodporność w obec. soli F_{NaCl}	0,3	0,5	0,8	0,6	1,0	1,5	0,9
zgorzeli słonecznej – ubytek masy	0,5	0,5	0,8	0,5	0,9	1,0	0,2
– spadek LA	1	0	1	0	0	1	3

Tab. 4. Wyniki badań – żwir II
Tab. 4. Tests results – gravel II

Właściwości	Lata badań							
	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
odporność na rozdrabnianie LA	29	25	32	28	28	28	31	29
odporność na ścieranie M_{DE}	9	9	10	9	8	9	11	9
odporność na polerowanie PSV	—	50	—	50	—	50	—	50
odporność na ścieranie pow. AAV	—	2	—	2	—	1	1	2
szok termiczny – ubytek masy I	0,8	0,2	0,2	0,2	0,1	0,3	0,1	—
szok termiczny – spadek LA V_{LA}	2	1	0	0	2	2	1	—
mrozoodporność F	—	0,4	—	0,5	—	0,7	1,0	0,8

Tab. 5. Wyniki badań – żwir III

Tab. 5. Tests results – gravel III

Właściwości	Lata badań							
	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
odporność na rozdrabnianie LA	31	28	32	28	33	32	32	31
odporność na ścieranie M_{DE}	14	15	16	14	18	15	15	16
odporność na polerowanie PSV	—	48	—	50	50	50	50	51
odporność na ścieranie pow. AAV	—	3	—	2	2	2	2	3
szok termiczny – ubytek masy I	—	0,1	0,2	0,2	0,1	0,1	0,1	—
szok termiczny – spadek LA V_{LA}	—	2	2	2	1	0	0	—
mrozoodporność F	—	0,9	—	0,9	0,6	0,3	—	0,6

Tab. 6. Wyniki badań – kruszywo wapienne

Tab. 6. Tests results – limestone aggregate

Właściwości	Lata badań						
	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
odporność na ścieranie M_{DE}	16	18	17	18	17	17	18
odporność na polerowanie PSV	37	33	35	37	35	33	35
odporność na ścieranie pow. AAV	12	13	13	15	11	12	12
szok termiczny – ubytek masy I	0,2	1,0	0,2	0,5	0,6	0,2	0,3
szok termiczny – spadek LA V_{LA}	2	4	2	6	2	3	3
mrozoodporność F	0,4	0,5	0,4	—	0,5	—	0,4
mrozoodporność w obecn. soli F_{NaCl}	1,9	2,0	0,9	—	1,3	—	0,8

Tab. 7. Wyniki badań – kruszywo piaskowcowe

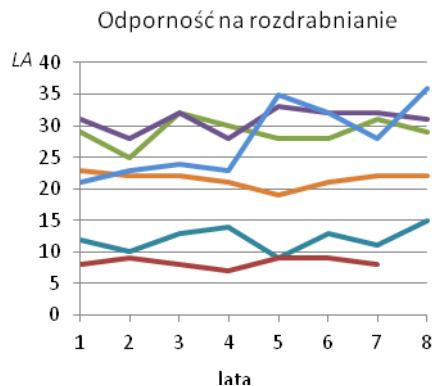
Tab. 7. Tests results – sandstone aggregate

Właściwości	Lata badań							
	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
odporność na rozdrabnianie LA	21	23	24	23	35	32	28	36
odporność na ścieranie M_{DE}	9	7	9	9	14	12	12	8
odporność na polerowanie PSV	60	70	—	—	—	—	—	—
odporność na ścieranie pow. AAV	3	—	—	—	—	—	—	—
szok termiczny – ubytek masy I	0,1	0,2	0,1	0,4	0,3	0,7	0,1	0,3
szok termiczny – spadek LA V_{LA}	0	0	0	2	0	5	0	4
mrozoodporność F	0,9	0,5	1,1	1,9	1,9	3,5	—	0,7

3. ANALIZA WYNIKÓW

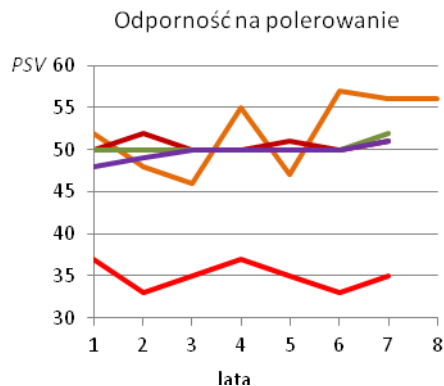
Wyniki zestawiono na wykresach (rys. 1–8). Wyniki badań zgorzeli słonecznej nie zostały przedstawione graficznie ze względu na małą liczbę kruszyw bazaltowych. Kolory poszczególnych kruszyw: żwir I – kolor pomarańczowy, kruszywo bazaltowe I –

– kolor seledynowy, kruszywo bazaltowe II – kolor bordowy, żwir II – kolor zielony, żwir III – kolor fioletowy, kruszywo wapienne – kolor czerwony, kruszywo piaskowcowe – kolor niebieski.



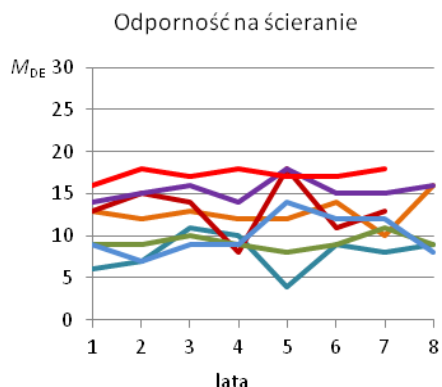
Rys. 1. Odporność na rozdrabnianie LA poszczególnych kruszyw

Fig. 1. Compared resistance to fragmentation LA test results for each aggregates



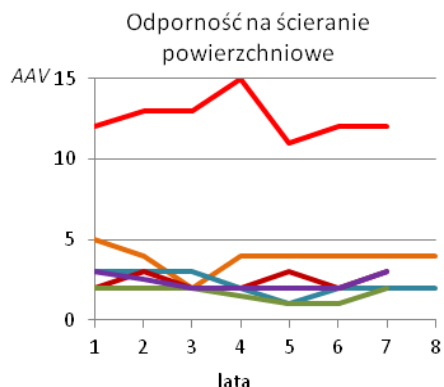
Rys. 2. Odporność na polerowanie PSV poszczególnych kruszyw

Fig. 2. Compared determination of the polished stone value PSV test results for each aggregates



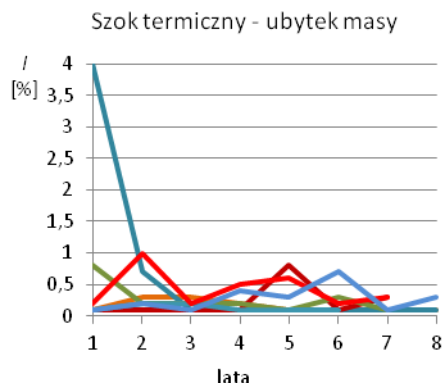
Rys. 3. Odporność na ścieranie M_{DE}

Fig. 3. Compared resistance to wear M_{DE} test results for each aggregates



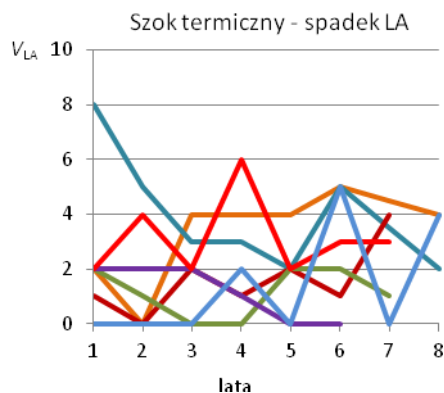
Rys. 4. Odporność na ścieranie powierzchniowe PSV

Fig. 4. Compared determination of the aggregate abrasion value PSV test results for each aggregates



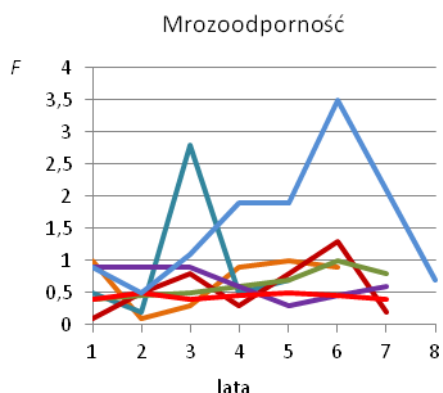
Rys. 5. Odporność na szok termiczny – ubytek masy I

Fig. 5. Compared resistance to thermal shock – loss of mass I test results for each aggregates



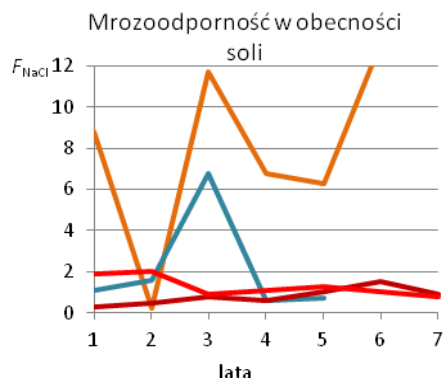
Rys. 6. Odporność na szok termiczny – spadek wytrzymałości na rozdrabnianie V_{LA}

Fig. 6. Compared resistance to thermal shock – decrease of resistance of fragmentation V_{LA} test results for each aggregates



Rys. 7. Mrozoodporność F

Fig. 7. Compared resistance to freezing and thawing F test results for each aggregates



Rys. 8. Mrozoodporność w obecności soli F_{NaCl}

Fig. 8. Compared resistance to freezing and thawing in the persence of salt F_{NaCl} test results for each aggregates

3.1. INTERPRETACJA WYNIKÓW

W tabeli 8 została przedstawiona liczba kategorii, w których znajdują się wyniki poszczególnych kruszyw wg norm: PN-EN 12620+A1:2010, PN-EN 13043:2004, PN-EN 13242+A1:2010. W analizie liczby kategorii nieuwzględniona została mrozo-

odporność w obecności soli, ponieważ obecnie obowiązujące normy nie przewidują kategorii dla tej właściwości.

Tab. 8. Liczba kategorii dla poszczególnych właściwości
Tab. 8. Number of categories for each properties

Kruszywo	O d p o r n o ś ć n a				Mrozo- odporność F	Badanie zgorzeli słonecznej ¹⁾
	rozdrabnianie LA	ścieranie M_{DE}	pole- rowanie PSV	ścieranie powierz- chniowe AAV		
żwir I	2	2/3	2	1	1	—
bazaltowe I	1	1/2	1	1	3	2
bazaltowe II	1	2/3	2	1	2	1
żwir II	2	1/2	1	1	1	—
żwir III	2	2	2	1	1	—
wapienne	—	1	1 (dekl) ²⁾	1	1	—
piaskowcowe	3/4	2	2 ³⁾	1 ⁴⁾	3	—

¹⁾ normy na wymagania dla kruszyw przewidują tylko dwie kategorie: SB_{LA} dla $I \leq 1,0\%$ i $V_{LA} \leq 8$ oraz SB_{LA} dekl gdy wcześniejsze warunki nie są spełnione, ²⁾ dekl – wartość deklarowana, ³⁾ analiza oparta na dwóch wynikach, ⁴⁾ analiza oparta na jednym wyniku.

Zestawione w postaci wykresów wyniki badań dla poszczególnych właściwości wskazują na brak ewidentnych tendencji wzrostowych lub spadkowych w czasie. Można zaobserwować tylko niewielkie fluktuacje w badaniach odporności na rozdrabnianie, ścieranie, polerowanie i ścieranie powierzchniowe oraz dla większości kruszyw mrozoodporności. Wyjątkiem dla tej ostatniej właściwości są kruszywa bazaltowe I i kruszywa piaskowcowe. Takie wahania wyników powodują, że dla tych kruszyw w okresie 5–6 lat wyniki zaliczane były aż do trzech kategorii.

W badaniu odporności na ścieranie wyniki również zaliczone zostały do trzech kategorii M_{DE} . Spowodowane było to, pomimo znacznie mniejszego rozrzutu wyników, przyjętym w normach na wymagania rygorystycznym podziałem na kategorie. Poszczególne kategorie zawierają wąskie przedziały wartości właściwości.

Inaczej wygląda analiza wyników badania odporności na szok termiczny oraz mrozoodporności w soli. Dla tych właściwości dużo częściej można zaobserwować duży rozrzut wyników, zmienność. W badaniu szoku termicznego (spadek odporności na rozdrabnianie – V_{LA}) duży rozrzut wyników wykazały wszystkie analizowane kruszywa. W badaniu mrozoodporności F wykazały kruszywo bazaltowe I i kruszywo piaskowcowe. Jest to prawdopodobnie uzależnione od zmiennej jakości surowca lub reżimu technologicznego. Takі wniosek nasuwa się, ponieważ dla innych typów kruszyw zmienność wyników badań mrozoodporności i mrozoodporności w obecności soli jest niewielka, a na wykresach można zaobserwować przebieg prawie liniowy.

Zaobserwowano niewielkie korelacje, współkształtny przebieg wykresów niektórych właściwości dla poszczególnych kopaliń, np. odporność na rozdrabnianie i ście-

ranie kruszyw żwirowych I i II oraz kruszywa bazaltowego I; mrozoodporności i mrozoodporności w obecności soli kruszywa żwirowego I i wapiennego. Jednak nie jest to regułą.

4. PODSUMOWANIE I WNIOSKI

W artykule przedstawiono analizę wybranych właściwości siedmiu kruszyw, pochodzących z różnych źródeł. Zestawione zostały wyniki badań prowadzonych na przestrzeni 7–8 lat. Stwierdzono, że kruszywa produkowane z jednego złoża zachowują podobne wyniki poszczególnych właściwości na przestrzeni lat. Zdarzają się fluktuacje, niewielkie wahania poszczególnych właściwości, ale ewidentnych tendencji nie zaobserwowano. Poniżej zamieszczono wyniki poszczególnych surowców pod kątem wymaganych w normach PN-EN 12620+A1:2010, PN-EN 13043:2004, PN-EN 13242+A1:2010 kategorii we wszystkich analizowanych właściwości:

- żwir I – od 1 do 2 lub 3 kategorii (w zależności od normy na wymagania),
- żwir II i żwir III – od 1 do 2 kategorii,
- kruszywo bazaltowe I – od 1 do 3 kategorii,
- kruszywo bazaltowe II – od 1 do 2 lub 3 kategorii (w zależności od normy na wymagania),
- kruszywo wapienne – 1 kategoria,
- kruszywo piaskowcowe – od 1 do 3 lub 4 kategorii (w zależności od normy na wymagania).

Najbardziej jednorodne z zestawionych kruszyw jest kruszywo wapienne, a najbardziej niejednorodne jest kruszywo piaskowcowe.

Wpływ na takie obserwowane zmienne wyniki badań mogą mieć: charakterystyka złoża (niejednorodność surowca), charakterystyka metody badawczej i reżim produkcyjny (proces zarządzania/nadzoru nad jakością produkcji).

W przypadku zmiennej jakości surowca zaleca się zwrócić szczególną uwagę na *deklarację właściwości użytkowych* (skrótowo DWU) sprzedawanego kruszywa zgodnie z wymaganiami Rozporządzenia Parlamentu Europejskiego i Rady UE nr 305/11 (Dz.U.UE.305/2011). Za zawartość DWU odpowiada producent. Przy wykonywaniu tego dokumentu dla własnego bezpieczeństwa należy bezwzględnie uwzględniać wyniki badań nie tylko z ostatniego roku, ale również z lat wcześniejszych. Bardzo ważną informacją, możliwą do uzyskania z analizy wyników z wielu lat, jest zmienność wartości poszczególnych właściwości dla produkowanego kruszywa. Jeżeli:

- przez lata wyniki badań mieszczą się w jednej kategorii,
- rozrzut wyników badań jest mały,
- skrajne uzyskane wyniki badania nie znajdują się na granicy deklarowanej kategorii,

to można bezpiecznie deklarować tę kategorię.

W przypadkach, gdy wartości uzyskiwane znajdują się w kilku kategoriach, rozrzut wyników jest duży lub któryś wynik jest na granicy deklarowanej kategorii, dokładna analiza może być niezbędna, aby rzetelnie wykonać DWU. Może to ustrzec firmę od ewentualnych roszczeń przyszłych klientów.

LITERATURA

- PN-EN 1097-1:2011, *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw – część 1: Oznaczanie odporności na ścieranie (mikro-Deval).*
- PN-EN 1097-2:2010, *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw – część 2: Metody oznaczania odporności na rozdrabnianie.*
- PN-EN 1097-8:2009, *Badania mechanicznych i fizycznych właściwości kruszyw – część 8: Oznaczanie polerowalności kamienia.*
- PN-EN 12620+A1:2010, *Kruszywa do betonu.*
- PN-EN 1367-1:2007, *Badania właściwości cieplnych i odporności kruszyw na działanie czynników atmosferycznych – część 1: Oznaczanie mrozoodporności.*
- PN-EN 1367-3:2002, *Badania właściwości cieplnych i odporności kruszyw na działanie czynników atmosferycznych – część 3: Badanie bazaltowej zgorzeli słonecznej metodą gotowania.*
- PN-EN 1367-5:2011, *Badania właściwości cieplnych i odporności kruszyw na działanie czynników atmosferycznych – część 5: Oznaczanie odporności na szok termiczny.*
- PN-EN 1367-6:2008, *Badania właściwości cieplnych i odporności kruszyw na działanie czynników atmosferycznych – część 6: Mrozoodporność w obecności soli.*
- PN-EN 13043:2004+PN-EN 13043:2004/Ap1:2010P+PN-EN 13043:2004/AC:2004P, *Kruszywa do mieszanek bitumicznych i powierzchniowych utrwaleń stosowanych na drogach, lotniskach i innych powierzchniach przeznaczonych do ruchu.*
- PN-EN 13139:2003+PN-EN 13139:2003/AC:2004P, *Kruszywa do zapraw.*
- PN-EN 13242+A1:2010, *Kruszywa do niezwiązanych i związanych hydraulicznie materiałów stosowanych w obiektach budowlanych i budownictwie drogowym.*
- Rozporządzenie Parlamentu Europejskiego i Rady (UE) NR 305/2011 z dnia 9 marca 2011 r. ustanawiające zharmonizowane warunki wprowadzania do obrotu wyrobów budowlanych i uchylające dyrektywę Rady 89/106/EWG, Dz.U.EU.305/2011.
- Sprawozdania i ekspertyzy z badań, 2010–2019, Laboratorium Maszyn Roboczych i Górniczych i Laboratorium Surowców i Wyrobów Budowlanych, Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Warszawa.

THE VARIABILITY OF DEPOSITS ON THE BASIS OF SELECTED PHYSICO-MECHANICAL PROPERTIES NATIONAL AGGREGATES

The article presents test results of selected properties for several types of aggregates. Their variability in time has been shown. The purpose of the comparison was to determine whether the quality of aggregates changes over time and to what extent. The information presented in the article was based on the analysis of aggregate test results from seven mines carried out in the laboratories of the Institute of Mechanized Construction and Rock Mining. All research results presented in the article were made in accordance with the methods covered by the scope of accreditation during tests.

BADANIA MOŻLIWOŚCI ZWIĘKSZENIA SKUTECZNOŚCI OCZYSZCZANIA KRUSZYWA W KLASYFIKATORACH PULSACYJNYCH TYPU KOMAG

WPROWADZENIE

Zanieczyszczenia występujące w złożach kruszyw naturalnych, zarówno typu organicznego jak i mineralnego powinny być usunięte w procesie produkcji z uwagi na ich niekorzystny wpływ na jakość kruszywa (Matusiak & Kowol, 2018). Urządzeniem pozwalającym na spełnienie wysokich wymagań jakościowych kruszywa jest opracowany w ITG KOMAG i wielokrotnie sprawdzony klasyfikator pulsacyjny stosowany do oczyszczania żwiru w klasie ziarnowej 16-2(0) mm (Kowol & Matusiak, 2014; Matusiak & Kowol, 2012; Matusiak & Kowol, 2013).

Analiza dotychczas stosowanych w klasyfikatorach pulsacyjnych rozwiązań konstrukcyjno-technologicznych wykazała jednak, że istnieje możliwość zwiększenia skuteczności gęstościowego rozdziału materiału. Wymagana przez producentów kruszywa wysoka skuteczność procesu oczyszczania żwiru powoduje konieczność eliminacji czynników, mogących obniżyć efektywność działania klasyfikatorów pulsacyjnych oraz uzasadnia prowadzenie prac rozwojowych nad wprowadzaniem cienko-warstwowego rozdziału materiału. Jest to możliwe poprzez zwiększenie szerokości komory roboczej oraz zastosowanie zmian geometrii pokładu sitowego i nowego typu sit, charakteryzujących się samooczyszczeniem, efektywnym odprowadzaniem z łoża materiału drobnoziarnistego, przy jednoczesnym zapewnieniu równomierności ruchu pulsacyjnego wody na powierzchni roboczej (Kowol i in., 2018).

1. BADANIA LABORATORYJNE

1.1. METODYKA BADAŃ

Badania laboratoryjne wpływu parametrów pokładu sitowego na skuteczność oczyszczania kruszywa przeprowadzono w ITG KOMAG, na stanowisku doświadczalnym osadzarki laboratoryjnej (rys. 1), umożliwiającej symulację rzeczywistych warunków pracy osadzarki przemysłowej w zakresie podawania nadawy, pulsacji wzbogacanej mieszaniny materiał/woda oraz odbioru produktów rozdziału (Kowol i in., 2018).



Rys. 1. Stanowisko doświadczalne osadzarki laboratoryjnej

Fig. 1. Experimental stand of laboratory jig

Badaniom poddano trzy rodzaje sit: 4×4 , $2,5 \times 15$ i $1,5 \times 15$ mm oraz prześwicie wynoszącym odpowiednio 22,8, 28,0 i 20,0%. Materiał doświadczalny stanowiło kruszywo w klasie ziarnowej 16-0 mm. Materiał rozdzielono na sitach o wymiarach otworów 8, 4, 2 i 1 mm, a następnie skomponowano dwie nadawy (tab. 1).

Tab. 1. Składy granulometryczne nadaw doświadczalnych

Tab. 1. Size composition of experimental feed

Klasa ziarnowa, [mm]	Nadawa 1	Nadawa 2
	[%]	
16-8	31,7	30,0
8-4	42,2	40,0
4-2	21,1	20,0
2-1	2,5	5,0
1-0	2,5	5,0
suma	100,0	100,0

Ilość piasku (klasa 2-0 mm) w nadawie wynikała z przyjętego wymagania braku zakłóceń równomierności pulsacji wody w osadzarce i była dobrana doświadczalnie.

W celu uzyskania możliwości określenia skuteczności oczyszczania kruszywa o gęstości $2,65 \text{ g/cm}^3$ z substancji organicznej przygotowano znakowane ziarna węglowe o gęstości $< 1,5 \text{ g/cm}^3$ oraz przerostowe o gęstości $1,5\text{--}1,8 \text{ g/cm}^3$ w klasie 16-8 mm.

Materiał wprowadzono do komory roboczej warstwowo. Po wypełnieniu komory roboczej kruszywem do wysokości 5 cm, na powierzchni warstwy materiału rozmieszczono równomiernie znakowane ziarna węglowe i przerostowe, a następnie

wprowadzono pozostałą część materiału nadawy, która wypełniała komorę roboczą do wysokości 15 cm. W tabeli 2 zestawiono parametry procesowe doświadczeń uzyskane na podstawie badań wstępnych.

Tab. 2. Parametry technologiczne działania osadzarki doświadczalnej
Tab. 2. Technological parameters of the experimental jig

Parametr	Jednostka	Wartość
częstotliwość	[min ⁻¹]	60
czas pojedynczego cyklu	[ms]	1000
czas otwarcia zaworu wlotowego	[ms]	200
czas przerwy 1 międzysygnałowej	[ms]	310
czas otwarcia zaworu wylotowego	[ms]	200
czas przerwy 2 międzysygnałowej	[ms]	290
wydajność dmuchawy powietrza roboczego	[%]	85
natężenie dopływu wody dolnej	[m ³ /h]	3

Po przeprowadzeniu doświadczenia, znakowane ziarna frakcji lekkich, znajdujące się na powierzchni materiału stanowiły produkt lekki, natomiast pozostały materiał był produktem ciężkim. Po oddzieleniu ziaren frakcji lekkich pozostały w komorze roboczej materiał był wybierany warstwami o grubości około 5 cm każda i oddzielnie analizowany pod kątem zawartości ziaren frakcji lekkich.

Po opróżnieniu komory roboczej z materiału usuwano z części podsitowej osadzarki pozostałą część wody wraz z produktem przepadu przez otwory sita. Materiał każdej z trzech warstw (górnej, środkowej i dolnej) oraz produkt przepadu po wysuszeniu ważono oraz poddawano analizom składu granulometrycznego w klasach ziarnowych 16-8, 8-4, 4-2, 2-1 i 1-0 mm.

W oparciu o analizy ilościowe zawartości ziaren frakcji lekkich w produktach wzbogacania określono uzysk tych ziaren w produkcie lekkim. Oprócz określenia skuteczności gęstościowego oczyszczania kruszywa wyznaczono liczby rozdziału granulometrycznego (uzysk), otrzymanego podczas klasyfikacji materiału na sicie osadzarki oraz w warstwach łoża.

Podczas realizacji prób technologicznych nad doбором parametrów procesowych prowadzono pomiary ciśnienia powietrza w zbiorniku wyrównawczym i komorze pulsacyjnej oraz pomiar skoku pulsacji wody.

1.2. ANALIZA WYNIKÓW BADAŃ

Analiza porównawcza wyników badań laboratoryjnych, zrealizowanych z zastosowaniem elastycznych sit poliuretanowych różniących się rozmiarami i kształtem otworów oraz prześwitem, wykazała wpływ parametrów pokładu sitowego na sku-

teczność osadzarkowego procesu oczyszczania nadaw żwirowo-piaskowych 16-0 mm, w zależności od zawartości ziaren piaskowych. Porównanie wyników rozdziału materiału oraz parametrów procesowych otrzymanych dla trzech badanych sit przedstawiono w tabeli 3.

Tab. 3. Porównawcze zestawienie wyników rozdziału materiału i parametrów procesowych

Tab. 3. Results of the material separation as well as list of operational parameters

Nadawa	1 (udział 2-0 – 5%)			2 (udział 2-0 – 10%)		
rodzaj sita, mm	□ 4	II 2,5	II 1,5	□ 4	II 2,5	II 1,5
prześwit sita [%]	22,8	28,0	20,0	22,8	28,0	20,0
rozmiar otworu [mm]	4×4	2,5×15	1,5×15	4×4	2,5×15	1,5×15
skok pulsacji wody [mm]	80	83	74	80	83	74
skuteczność $R < 1,5$ [g/cm ³]	100,00	100,00	99,04	100,00	100,00	98,08
skuteczność R 1,5–1,8 [g/cm ³]	94,23	96,15	84,62	94,23	94,23	76,93
wychód przepadu [%]	8,64	4,86	1,91	10,89	7,47	3,42
uzysk 2-0 mm w przepadzie	60,18	63,20	37,84	55,77	58,91	33,97
uzysk 4-2 mm w przepadzie	26,03	7,80	0,09	26,01	7,75	0,10
uzysk 8-4 mm w przepadzie	0,34	0,12	–	0,28	0,09	–
uzysk 2-0 w warstwie górnej	29,78	27,32	43,80	33,28	30,01	46,34
uzysk 2-0 w warstwie środkowej+dolnej	10,04	9,48	18,36	10,95	11,08	19,69
uzysk 4-2 w warstwie górnej	30,72	37,52	38,78	30,84	37,21	38,79
uzysk 4-2 w warstwie środkowej+dolnej	43,25	54,68	61,13	43,15	54,54	61,11
ciśnienie powietrza w komorze pulsacyjnej [mbar]	61,0	62,5	61,6	61,0	62,5	61,6
ciśnienie powietrza w zbiorniku wyrównawczym [mbar]	171,9	173,6	179,1	171,9	173,6	179,1

Rozdział gęstościowy

Analiza wyników gęstościowego rozdziału materiału zrealizowana w oparciu o uzysk frakcji lekkich wykazała zbliżoną, wysoką skuteczność oczyszczania kruszywa przy zastosowaniu sit o otworach kwadratowych 4×4 mm i otworach szczelinowych 2,5×15 mm. Uzysk ziaren o gęstości $< 1,5$ g/cm³ w produkcie lekkim wyniósł 100%, a o gęstości 1,5–1,8 g/cm³ zawierał się w przedziale 94,2 do 96,2%. W porównaniu do powyższych wyników skuteczność oczyszczania kruszywa przy zastosowaniu w osadzarkę sita o otworach 1,5×15 mm była mniejsza. Uzysk ziaren $< 1,5$ g/cm³ w produkcie lekkim wyniósł 98,1% przy udziale piasku w nadawie wynoszącym 10 i 99,0%, gdy udział piasku był równy 5%. Uzysk ziaren 1,5–1,8 g/cm³ w produkcie lekkim wyniósł 76,9% przy udziale piasku w nadawie wynoszącym 10 i 84,6%, gdy udział piasku był równy 5%.

Porównanie parametrów sit, skoku pulsacji wody oraz wyników klasyfikacji materiału drobnoziarnistego na sicie oraz w łozu osadzarki wykazało wpływ powyższych czynników na skuteczność gęstościowego rozdziału nadawy żwirowo-piaskowej.

Parametry pulsacji wody

Porównanie pomiarów skoku pulsacji wody w komorze roboczej osadzarki wykazało, że zawierał się on w przedziale od 83 mm dla sita o otworach $2,5 \times 15$ mm do 74 mm, dla sita o otworach $1,5 \times 15$ mm. Podczas stosowania sita o otworach kwadratowych 4×4 mm uzyskany skok pulsacji wody wyniósł 80 mm.

Skok wody zależny od oporu przepływu strumienia pulsacyjnego wody malał wraz ze zmniejszeniem rozmiaru otworów i prześwitu sita. Jednocześnie następował wzrost ciśnienia powietrza pulsacyjnego w zbiorniku wyrównawczym z wartości 172 mbar dla sita o otworach 4×4 mm do 179 mbar dla sita o otworach $1,5 \times 15$ mm.

Analiza wyników pomiaru średniego ciśnienia w części powietrznej komory pulsacyjnej nie wykazała dużych różnic wartości tego parametru, które zawierały się w przedziale od 61 do 62,5 mbar.

Klasyfikacja materiału na sicie

Analiza porównawcza wychodu produktu przepadu wykazała, że był on największy, równy 10,9% podczas stosowania sita o otworach kwadratowych 4×4 mm i udziale piasku w nadawie wynoszącym 10%. Przy udziale piasku w nadawie równym 5% wychód produktu przepadu wyniósł 8,6%.

Najmniejszy wychód produktu przepadu ze względu na najmniejszy rozmiar otworów oraz prześwit odnotowano dla sita o otworach $1,5 \times 15$ mm i wynosił on 3,4 i 1,9% przy udziałach piasku w nadawie 10 oraz 5%. Wychód produktu przepadu przy zastosowaniu sita o otworach $2,5 \times 15$ mm wynosił 7,5 i 4,9% dla udziałów piasku w nadawie 10 i 5%. Powyższe sito umożliwiło najskuteczniej klasyfikować ziarna piaskowe 2-0 mm. Uzysk piasku dla sita o otworach $2,5 \times 15$ mm w produkcie przepadu był największy – 58,9 i 63,2% przy udziałach piasku w nadawie wynoszącym 10 i 5%.

Analiza uzysku w produkcie przepadu drobnego żwiru w klasie ziarnowej 4-2 mm o udziale w nadawie wynoszącym około 20% wykazała, że był on największy, gdy stosowano sito o otworach 4×4 mm, dla których uzysk ww. ziaren był równy 26,0%.

Rozwarstwienie wymiarowe łoża

Analiza składu granulometrycznego kruszywa w komorze roboczej osadzarki wykazała zwiększony uzysk drobnoziarnistego materiału w warstwie górnej, którego wartość była zależna od skuteczności klasyfikacji tego materiału na sicie i wynikającego z niej odprowadzania części ziaren z dolnych warstw łoża przepadem przez otwory sita. Uzysk ziaren piaskowych 2-0 mm w warstwie górnej o grubości odpowiadającej 1/3 wysokości łoża zawierał się przy udziałach piasku w nadawie wynoszącym 10 i 5% w przedziale od 30,0 i 27,3% dla sita o otworach $2,5 \times 15$ mm do 46,3 i 43,8% dla sita o otworach $1,5 \times 15$ mm. Podczas stosowania sita o otworach 4×4 mm uzysk piasku w warstwie górnej wynosił 33,3 i 29,8% przy udziałach piasku w nadawie 10 i 5%.

Uzysk piasku w pozostałej części łoża dla sit o otworach 4×4 mm i $2,5 \times 15$ mm był znacznie niższy i zawierał się w zakresie od 9,5 do 11,1%, natomiast dla sita o otworach $1,5 \times 15$ mm uzysk piasku był znacząco większy i wynosił od 18,4 do 19,7%.

Powyższe zróżnicowanie rozdziału piasku na wysokości łoża pomiędzy sitami wynikało z różnicy rozmiaru otworów sit.

2. ROZWIĄZANIA KONCEPCYJNE

W celu uzyskania zwiększenia skuteczności procesu wzbogacania materiału proponuje się powiększenie powierzchni sitowej poprzez poszerzenie komory roboczej, przy jednoczesnym zachowaniu jej dotychczasowej długości wynoszącej około 2 m. W wyniku proponowanego zwiększenia szerokości komory roboczej o 0,5 m (z 2 do 2,5 m) w nowym typie klasyfikatora, uzyskana będzie możliwość zastosowania cienkowarstwowego rozdziału trudnowzbogacalnych nadaw w celu zwiększenia skuteczności tego procesu.

Zmniejszenie grubości warstwy wzbogacanego materiału w korycie roboczym zwiększa skuteczność gęstościowego rozwarstwienia materiału poprzez skrócenie czasu wynoszenia w kierunku powierzchni łoża ziaren lekkich. Powyższy efekt wynika ze zmniejszonego dystansu pomiędzy górną warstwą materiału, a powierzchnią sitową koryta oraz większego rozluźnienia materiału ułatwiającego uwalnianie ziaren lekkich, spośród sąsiadujących z nimi ziaren ciężkich.

Uzyskanie większego rozluźnienia materiału na wysokości łoża umożliwia ponadto zwiększenie prędkości transportu ziaren wzdłuż koryta roboczego i zmniejsza prawdopodobieństwo gromadzenia się na powierzchni sita w początkowej części koryta dużych i ciężkich ziaren, podwyższających nadmiernie grubość warstwy materiału. Zastosowanie cienkowarstwowego procesu rozwarstwiania materiału wg gęstości ziaren powinno wpłynąć korzystnie na efektywność klasyfikacji ziaren drobnych na sicie koryta roboczego wzbogacalnika, których odprowadzenie z części roboczej poprzez otwory sit korzystnie wpływa na rozluźnianie materiału, a tym samym skuteczność wzbogacania.

2.1. PARAMETRY POKŁADU SITOWEGO

Wyniki badań procesu wzbogacania nadaw żwirowo-piaskowych wykazały możliwość zwiększenia skuteczności grawitacyjnego rozdziału materiału poprzez intensyfikację odprowadzania z przestrzeni roboczej klasyfikatora pulsacyjnego przepadem, przez otwory sita, materiału drobnoziarnistego w celu przybliżenia zakresu uziarnienia łoża do np. 16-4 mm.

Powyższy zakres uziarnienia, w którym wielkość ziarna najmniejszego do największego wynosi 1:4 mm, uznany jest za najkorzystniejszy dla osadzarkowego procesu wzbogacania materiału. Uzyskanie przedstawionych warunków procesowych wiąże się z koniecznością zastosowania w komorze roboczej klasyfikatora pulsacyjnego sit o otworach powiększanych do 4(6) mm oraz wprowadzenia klasyfikacji na sicie produktu przepadu, w celu oddzielenia ziaren piaskowych 2-0 mm i żwirowych 4(6)-2 mm.

Możliwość uzyskania dokładniejszej klasyfikacji wymiarowej produktu przepadu z klasyfikatora pulsacyjnego przy użyciu sit o otworach kwadratowych o długości boku 4 mm pozwala otrzymywać kruszywo, np. o uziarnieniu 4-0 mm, do produkcji zapraw betonowych bez konieczności stosowania dodatkowego urządzenia klasyfikującego.

Drugim czynnikiem oprócz parametrów otworów sita, mającym wpływ na skuteczność wzbogacania w klasyfikatorze pulsacyjnym, jest geometria pokładu sitowego w komorze roboczej. Zwiększenie powierzchni sitowej, poprzez poszerzenie koryta roboczego, umożliwia zmniejszenie dotychczas stosowanego kąta pochylenia pokładu sitowego. Pozwoli to na zwiększenie efektywnej powierzchni roboczej przy zachowaniu dotychczasowej wydajności klasyfikatora pulsacyjnego.

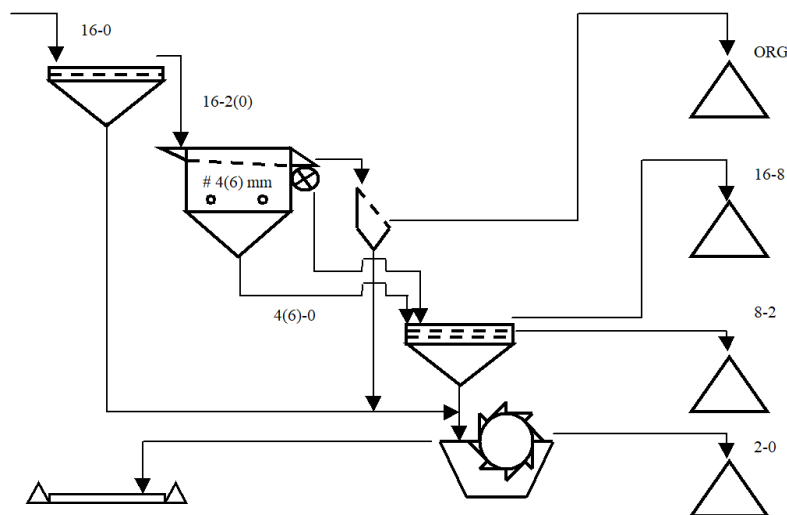
Kolejną korzystną zmianą w geometrii pokładu sitowego jest stopniowe zwiększenie kąta pochylenia pokładu sitowego od połowy jego długości do kolektora wlotowego odbieralnika żwirowego. Różnicując w powyższy sposób pochylenie pokładu sitowego na długości komory roboczej klasyfikatora pulsacyjnego uzyskuje się możliwość maksymalizacji wykorzystania powierzchni do cienkowarstwowego, skutecznego gęstościowego rozdziału materiału przy jednoczesnym zachowaniu przy progu przelewowym warstwy zapasowej o odpowiedniej grubości.

2.2. TECHNOLOGIA WZBOGACANIA

Przedstawiony w rozwiązaniach koncepcyjnych sposób zwiększenia skuteczności gęstościowego rozdziału materiału w klasyfikatorze pulsacyjnym powoduje konieczność wprowadzenia zmian w węźle osadzarkowego wzbogacania. Proponowane zmiany parametrów pokładu sitowego w komorze roboczej klasyfikatora spowodują w większości zastosowań ww. urządzenia potrzebę klasyfikacji wymiarowej produktu odprowadzanego z komory roboczej przepadem przez otwory sita.

Zastosowanie w komorze roboczej klasyfikatora pulsacyjnego poliuretanowych sit o otworach kwadratowych w proponowanym rozmiarze 4(6) mm zwiększy dokładność klasyfikacji wymiarowej produktu przepadu i jednocześnie zwiększy jego wychód.

Na rysunku 2 przedstawiono sposób klasyfikacji produktu przepadu przy wykorzystaniu dwupokładowego przesiewacza wibracyjnego o sitach 8 mm i 2 mm klasyfikującego produkt żwirowy odprowadzany z klasyfikatora pulsacyjnego poprzez odbieralnik celkowy.



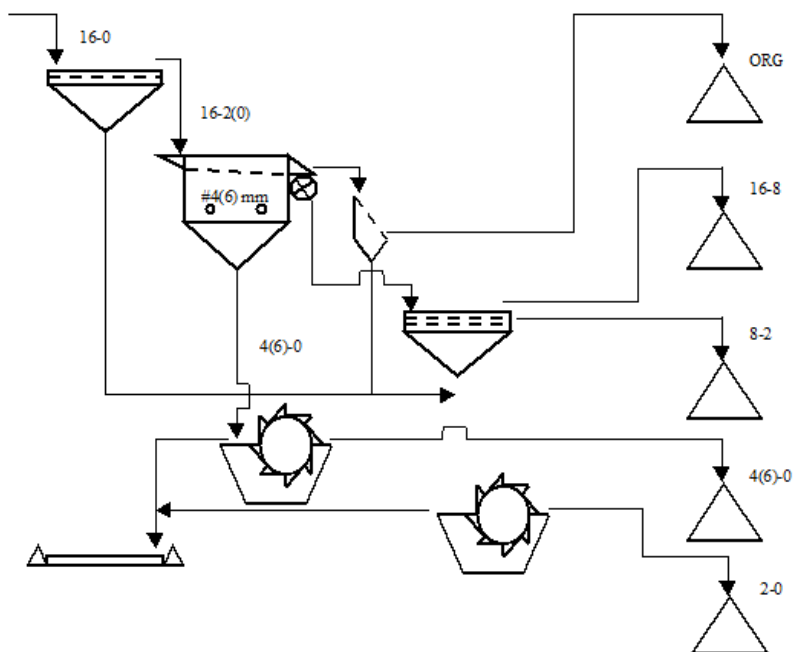
Rys. 2. Koncepcja węzła oczyszczania kruszywa w klasie ziarnowej 16-2(0) mm – wariant 1

Fig. 2. Concept of aggregate washing nod for the feed 16-2(0) mm – Variant 1

Grawitacyjne i hydrauliczne doprowadzenie produktu przepadu do tego przesiewacza wymaga zachowania odpowiedniej różnicy poziomów pomiędzy nim, a dolnymi króćcami wylewowymi klasyfikatora pulsacyjnego. W przypadku braku możliwości grawitacyjnego doprowadzenia produktu przepadu do przesiewacza klasyfikującego oczyszczony żwir alternatywnym rozwiązaniem może być zastosowanie do transportu produktu przepadu układu pompowego lub zabudowa pod klasyfikatorem pulsacyjnym oddzielnego przesiewacza wibracyjnego do produktu przepadu.

Na rysunku 3 przedstawiono rozwiązanie, w którym produkt przepadu o uziarnieniu 4(6)-0 mm z klasyfikatora pulsacyjnego nie podlega klasyfikacji na sicie, ale jest w całości kierowany do oddzielnego odwadniacza kołowego i po odmuleniu oraz odwodnieniu jest wykorzystywany, ze względu na zakres uziarnienia, do produkcji mieszanek betonowych.

W miejsce odwadniacza kołowego możliwe jest wykorzystanie odwadniacza śrubowego. Oprócz produkcji kruszywa do mieszanek maszynowych układ technologiczny urządzeń węzła oczyszczania i klasyfikacji kruszywa umożliwia produkcję żwiru w klasach ziarnowych 16-8 mm, 8-2 mm oraz piasku 2-0 mm.



Rys. 3. Koncepcja węzła oczyszczania kruszywa w klasie ziarnowej 16-2(0) mm – Wariant 2
Fig. 3. Concept of aggregate washing nod for the feed 16-2(0) mm – Variant 2

3. PODSUMOWANIE

Analiza dotychczas stosowanych rozwiązań w klasyfikatorach pulsacyjnych ITG KOMAG wykazała, że uzyskanie wzrostu skuteczności procesu oczyszczania kruszywa w klasie ziarnowej 16(32)-2(0) mm jest możliwe dzięki zwiększeniu zarówno rozmiarów klasyfikatora jak i efektywnej powierzchni czynnej w komorze roboczej.

Opracowane rozwiązania koncepcyjne nowego typu klasyfikatora pulsacyjnego zakładają zwiększenie szerokości komory roboczej oraz zmianę parametrów pokładu sitowego, polegającą na stopniowaniu kąta jego pochylenia i zastąpieniu poliuretanowych sit o szczelinie 2,5 mm sitami o otworach kwadratowych 4(6) mm.

Zwiększenie powierzchni roboczej klasyfikatora umożliwi stosowanie cienkowarstwowego rozdziału trudnowzbogacalnych nadaw w celu uzyskania większej skuteczności gęstościowego ich wzbogacania. Zastosowanie, zweryfikowanych podczas badań laboratoryjnych, sit o powiększonych otworach zmniejszy negatywny wpływ udziału w nadawie materiału drobnziarnistego (np. piasku) na prawidłowość pulsacyjnego przepływu wody i zależnego od niego rozluźniania łóża.

Efektem zastosowania w klasyfikatorze pulsacyjnym pokładu sitowego o zwiększonych z 2,5 do 4(6) mm otworach będzie skuteczniejszy gęstościowy rozdział mate-

riału i dokładniejsza klasyfikacja wymiarowa produktu odprowadzanego z komory roboczej powierzchniowo przez otwory sit. Proponowane zwiększenie otworów pokładu sitowego w komorze roboczej klasyfikatora pulsacyjnego spowoduje w większości zastosowania potrzebę klasyfikacji produktu przepadu na przesiewaczu wibracyjnym w celu oddzielenia drobnego żwiru 4(6)-2 mm od piasku 2-0 mm.

Opracowane koncepcje zmian w węźle oczyszczania kruszywa pozwalają na elastyczne dostosowanie osadzarkowego wzbogacania materiału w klasie 16-2(0) mm do stopnia trudności jego gęstościowego rozdziału.

LITERATURA

- KOWOL D., MATUSIAK P., 2014, *Zastosowania klasyfikatora pulsacyjnego typu KOMAG do oczyszczania trudnowzbogalnych surowców mineralnych*, Mining Science – Mineral Aggregates, Vol. 21, 1, 99–108.
- KOWOL D. i in., 2018, *Zwiększenie skuteczności oczyszczania kruszywa w klasyfikatorach pulsacyjnych typu KOMAG poprzez intensyfikację ruchu pulsacyjnego*, ITG KOMAG Gliwice (niepubl.).
- MATUSIAK P., KOWOL D., 2012, *Klasyfikator pulsacyjny jako sprawdzone urządzenie do oczyszczania surowców mineralnych*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, Studia i Materiały, Górn. i Geol., XVII, nr 134, 41, 191–199.
- MATUSIAK P., KOWOL D., 2013, *Możliwości poprawy jakości kruszywa poprzez zastosowanie klasyfikatora pulsacyjnego typu KOMAG*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, nr 136, Studia i Materiały, nr 43, 109–118.
- MATUSIAK P., KOWOL D., 2018, *Zastosowanie inteligentnych rozwiązań w procesach produkcji kruszyw mineralnych*, *Kruszywa Mineralne*, t. 2, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, 133–142.

TESTING THE POSSIBILITY OF INCREASING THE EFFICIENCY CLASSIFICATION OF AGGREGATES IN THE KOMAG PULSATION CLASSIFIERS

Efficiency of the material beneficiation in pulsating jigs depends both on feed parameters and jig design as well as on the parameters of water pulsating flow and separation effectiveness. Parameters of the screen deck used in pulsating jigs have a significant impact on both pulsating water flowrate and collection of the heavy product. Share of sand particles 2-0 mm in the feed is another important parameter which has a significant impact on efficiency of impurities separation from the washed material. Comparative results from testing impact of design parameters of the screen deck on washing efficiency of the sand-gravel feed 16-0 mm are presented. Suggestions for technical-technological-design improvements in the pulsating classifier nod to increase efficiency of the aggregate washing are given.

WYDOBYCIE I PRODUKCJA DROBNYCH FRAKCJI KRUSZYW ŻWIROWO-PIASKOWYCH

WPROWADZENIE

Stopniowe pogarszanie się jakości bazy surowcowej żwirów, piasków i równocześnie wzrost zapotrzebowania budownictwa na najlepsze jakościowo grube frakcje kruszyw: 5-8 mm, 8-11, itd., ma istotny wpływ na wzrost frakcji trudnozbywalnych i niezbywalnych (odpadowych) produkowanych w kraju kruszyw. Dotyczy to szczególnie kruszyw żwirowo-piaskowych, w zasobach których systematycznie wzrasta udział frakcji drobnych (poniżej 2 mm), z ograniczonym zapotrzebowaniem i często traktowanych jako materiał nieużyteczny (odpadowy). Ponieważ praktycznie nie wiadomo jakie jest wydobycie, produkcja i zużycie tych kruszyw, podjęto próbę oceny w skali kraju i poszczególnych regionach (województwa, strefy regionalne) ilości wydobywanych i produkowanych frakcji piaskowych.

1. TENDENCJE ZMIAN UDZIAŁU FRAKCJI PIASKOWYCH W ZASOBACH

Ocenę ilości drobnych frakcji w zasobach kruszyw żwirowo-piaskowych można w przybliżeniu ustalić na podstawie obliczeń średnich punktów piaskowych (zawartość frakcji poniżej 2 mm) w analizowanych zasobach. Przyjmując podział udokumentowanych zasobów żwirów i piasków na trzy podstawowe grupy (*Bilanse...*, 2008–2018; Kozioł i in., 2018c; Kozioł i in., 2018d) piaski, piaski ze żwirem, żwiry i określając dla każdej z tych grup przeciętne (średnie) punkty piaskowe (dalej skrótowo *pp*), a to: piaski – 85%, piaski ze żwirem – 60%, żwiry – 25%. Obliczono następnie średnie punkty piaskowe w zestawianych w corocznych bilansach kopalin (Kozioł i in., 2018d) zasobach bilansowych, przemysłowych i w kopalinie wydobytej (zasobach). Przykładowe obliczenia dla poszczególnych województw, stref i całego kraju przedstawia tabela 1 i rysunki 1–5. Analizę przeprowadzono dla lat 2007–2016, co umożliwiło określenie tendencji zmian zawartości frakcji drobnych w zasobach i wydobywanej kopalinie w okresie 10 lat.

Tab. 1. Średnie punkty piaskowe w zasobach bilansowych kruszyw żwirowo-piaskowych w latach
(*Bilanse...*, 2008–2018, Kozioł i in., 2018d)

Tab. 1. Average sand points in balance reserves of gravel and sand aggregate in the years
(*Bilanse...*, 2008–2018, Kozioł i in., 2018d)

Wyszczególnienie	Średnie pp w zasobach bilansowych w latach [%]									
	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Polska	64,6	64,7	65,2	65,8	66,1	66,5	66,7	66,9	67,4	67,5
strefa północna	62,3	62,6	63,4	63,9	64,3	65,1	65,2	65,5	66,0	66,4
strefa środkowa	78,4	78,0	78,4	79,0	79,1	79,4	79,5	79,7	79,8	80,0
strefa południowa	58,6	58,8	59,1	59,6	59,9	59,9	60,1	60,2	60,7	60,5
województwo										
dolnośląskie	60,4	60,2	60,5	61,3	61,5	61,6	61,8	62,2	63,9	62,8
kujawsko-pomorskie	74,4	75,3	77,7	78,5	79,5	79,5	79,8	80,3	80,7	81,3
lubelskie	83,9	83,7	83,7	83,7	83,8	83,9	84,0	84,0	84,1	84,1
lubuskie	62,4	62,7	64,0	64,4	65,3	65,5	65,4	65,7	66,0	66,1
łódzkie	72,8	73,7	75,0	77,8	78,1	77,7	77,8	77,9	77,7	77,8
małopolskie	48,3	50,0	50,7	50,8	50,8	50,6	50,6	50,5	50,5	50,5
mazowieckie	75,4	75,3	75,7	76,2	76,1	76,9	77,2	77,4	77,6	78,0
opolskie	58,5	58,5	58,8	58,9	59,1	59,2	59,4	59,3	59,3	59,5
podkarpackie	67,7	67,2	67,2	68,1	68,7	68,9	68,9	68,9	69,0	69,3
podlaskie	60,6	60,7	60,8	61,1	61,2	61,3	61,3	61,2	61,2	61,3
pomorskie	65,1	64,5	65,8	66,5	66,9	67,4	68,3	68,6	69,9	70,7
śląskie	63,5	63,7	64,2	64,2	64,0	63,7	63,9	64,0	64,0	64,1
świętokrzyskie	83,1	82,8	82,8	82,9	82,9	82,9	82,9	82,9	82,9	82,9
warmińsko-mazurskie	60,6	61,7	62,2	62,9	63,4	63,7	63,8	64,1	64,2	64,5
wielkopolskie	75,7	74,0	74,5	75,0	75,4	76,3	76,5	77,0	77,6	77,8
zachodniopomorskie	64,1	64,4	65,3	66,2	66,0	68,7	68,7	69,9	71,0	71,2

Z tabeli 1 i rysunku 1 wynika, że w 2016 r. w zasobach bilansowych średni punkt piaskowy wyniósł 67,5% i w ciągu 10 lat wzrósł o 4,5%. Najniższy pp mają zasoby w strefie południowej (60,5%), w tym w województwie małopolskim (50,5%) i opolskim (59,5%). Natomiast w regionie środkowym średni pp jest najwyższy i wynosi 80%, w tym w woj. lubelskim – 84,1% i świętokrzyskim – 82,9%.

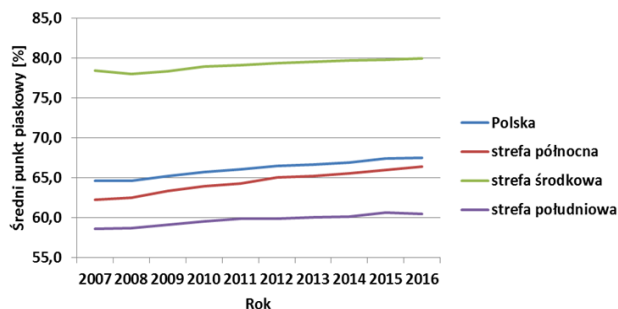
Na rysunku 2 przedstawiono tendencje zmian średnich pp zasobów bilansowych w województwach. Różnice wartości pomiędzy województwami mieszczą się w przedziale 50% (małopolskie) do prawie 85% (lubelskie). W zasobach przemysłowych (rys. 3) w kraju w 2016 r. średni pp był wyższy w porównaniu do zasobów bilansowych – 69,9% i co charakterystyczne w ciągu 10 lat wzrósł aż o 10,4%, czyli średnioroczny jego wzrost w zasobach przemysłowych wynosił ponad 1%. Charakterystyczne i niepokojące jest to, że najwyższy wzrost odnotowano w strefie południowej (o 16,4%), w regionie mającym pod względem jakości (uziarnienia) najlepsze krajowe złoża żwirowo-piaskowe. Tam następuje najszybsze ich pogorszenie. Najniższe

wartości *pp* mają zasoby przemysłowe w woj. opolskim (50,8%), małopolskim (58,4%) i podlaskim (61,4%), zaś najwyższe w woj. świętokrzyskim (85%), lubelskim (83%), wielkopolskim (81,2%) i kujawsko-pomorskim (81,1%). Wyższe wartości *pp* w zasobach przemysłowych w porównaniu do zasobów bilansowych wskazują, że część złóż żwirów i piasków o stosunkowo korzystnym uziarnieniu (niższe wartości *pp*) nie jest obecnie zagospodarowana, prawdopodobnie ze względów środowiskowych.

Szczególnie duże różnice wartości *pp* występują w regionie południowym (w 2016 r. zasoby bilansowe 60,5%, przemysłowe 64%), w tym w województwach: dolnośląskim (62,8/69,3%) i małopolskim (50,5/58,4%). Natomiast w woj. opolskim jest odwrotnie; wydaje się, że prawidłowa z punktu widzenia eksploatacyjnego, w 2016 r. *pp* w zasobach przemysłowych (50,8%) jest znacznie niższy od *pp* w zasobach bilansowych (59,5%). Stosunkowo duże różnice odnotowano również dla województw: lubuskiego (w 2016 r. zasoby bilansowe – 66,1, zasoby przemysłowe – 73,4%), łódzkiego (77,8/80,2%) i wielkopolskiego – 77,8/81,2% (Kozioł i in., 2018d). W roku 2017 (danych za 2018 jeszcze brak) nastąpił dalszy wzrost *pp* w zasobach przemysłowych do średniej wartości 70,6% (*Bilanse...*, 2008–2018).

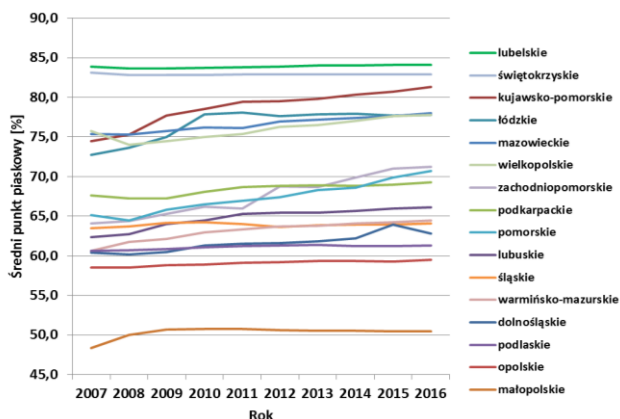
Z punktu widzenia eksploatacyjnego ważne są wartości *pp* w kopalinie. W 2016 r. średni *pp* w zasobach wydobytych (rys. 4, 5) podobnie jak w zasobach przemysłowych, wynosił – 69,9% i w okresie 10 lat zwiększył się o 4,8% (Kozioł i in., 2018d). Najniższy *pp* był w strefie południowej (65,1% – wzrost o 8,7%), a najwyższy w strefie środkowej (79,9%). W skali poszczególnych województw (rys. 5) najniższe *pp* mają wydobywane zasoby w woj. małopolskim (54,6% w 2016 r.), opolskim (59,3% – wzrost w ciągu 10 lat o 12,0%), podlaskim (62,5%) i podkarpackim (65,8%). Z kolei najwyższe *pp* w wydobywanych zasobach odnotowano w woj. świętokrzyskim (85%), lubelskim (83,8%), wielkopolskim (81,2%) i łódzkim (79,4%). Wartości te są zbliżone do wartości *pp* w zasobach przemysłowych. Z porównania średnich wartości *pp* w zasobach wydobytych i przemysłowych wynika, że w skali kraju i trzech stref regionalnych wartości te są takie same (kraj, strefa środkowa) lub bardzo zbliżone (strefa północna i południowa). Natomiast w skali województw w 4 przypadkach wartości są takie same lub bardzo podobne (lubelskie, łódzkie, świętokrzyskie, wielkopolskie), w 6 województwach są wyższe (dolnośląskie, mazowieckie, opolskie, podlaskie, śląskie, warmińsko-mazurskie) i w 6 niższe (kujawsko-pomorskie, lubuskie, małopolskie, podkarpackie, pomorskie, zachodniopomorskie). Z analizy tendencji zmian *pp* w zasobach wydobytych w analizowanych latach, wynika, że zmiany te (wzrost *pp*) są wolniejsze w porównaniu do zmian średniego *pp* w zasobach przemysłowych, a także i zasobach bilansowych. Oznacza to, że w pierwszej kolejności eksploatowane są zasoby lepsze jakościowo o niższych wartościach *pp*, co jest oczywiste z ekonomicznego punktu widzenia. Podsumowując analizę *pp* w udokumentowanych i eksploatowanych zasobach kruszyw należy stwierdzić, że średnie punkty piaskowe w zasobach wynoszą od ok. 50 do 85%. W 2016 roku w zasobach wydobytych średni *pp* wynosił: kraj – 69,9%, strefa północna – 67,2%, środkowa – 79,9%, południowa – 65,1%.

W poszczególnych województwach w zasobach wydobytych średni *pp* kształtował się od 54,6% w woj. małopolskim do 85% w świętokrzyskim.



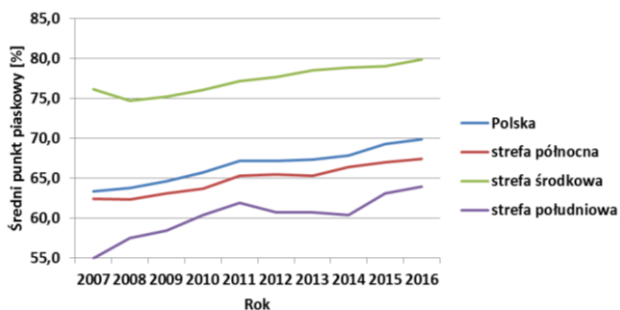
Rys. 1. Tendencje zmian średnich punktów piaskowych zasobów bilansowych

Fig. 1. Trends changes of medium sand point of balance reserves



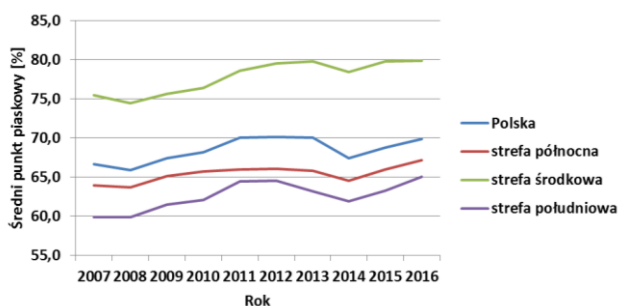
Rys. 2. Tendencje zmian średnich punktów piaskowych zasobów bilansowych w województwach

Fig. 2. Trends changes of medium sands points of balance reserves in voivodeships

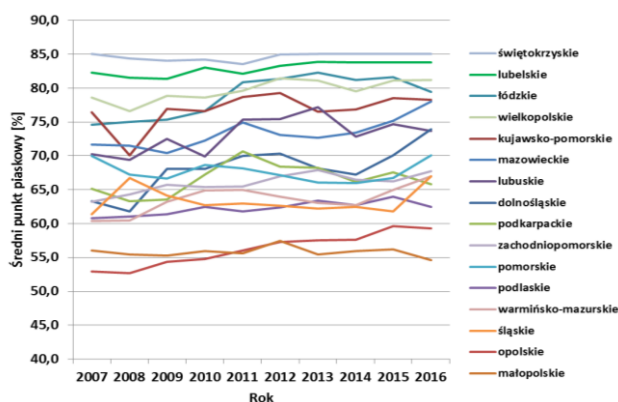


Rys. 3. Tendencje zmian średnich punktów piaskowych zasobów przemysłowych

Fig. 3. Trends changes of medium sands points of developed reserves



Rys. 4. Tendencje zmian średnich pp zasobów wydobytych
Fig. 4. Trends changes of medium SP of resources extracted



Rys. 5. Tendencje zmian średnich pp zasobów wydobytych w województwach
Fig. 5. Trends changes of medium SP of resources extracted in voivodeships

2. ANALIZA ODZYSKU PIASKÓW Z WYDOBYTEJ KOPALINY

2.1. ROZDZIAŁ KOPALINY W PROCESIE WYDOBYWANIA

Mając oszacowaną zawartość piasków (0-2 mm) w wydobytej kopalinie przeprowadzono próbę oceny wielkości odzysku (produkcji) tej frakcji w procesie wydobywczo-przeróbczym. W niektórych stosowanych technologiach część drobnych frakcji jest tracona już w trakcie procesu wydobywania. Dotyczy to szczególnie eksploatacji spod lustra wody, stosowanej w kraju w większości (ponad 75% wydobywania). Poniżej podano przykładowo rozdziały urabianej kopaliny trzema typami koparek, najczęściej stosowanymi w Polsce.

2.1.1. POGŁĘBIAKI WIELOCZERPAKOWE

Rozdział urobionej kopaliny przez wieloczerpakową pogłębiarkę łańcuchową jest na ogół następujący (Witt i in., 2013):

- frakcja nadgabarytowa (powyżej 100 mm) jest zrzucana do wyrobiska poeksploatacyjnego,
- frakcja z sita 2 mm podawana jest przenośnikami taśmowymi, ewentualnie jednostkami pływającymi, do zakładu przeróbczego,
- frakcja poniżej 2 mm odprowadzana jest najczęściej bezpośrednio z koparki do wyrobiska poeksploatacyjnego (frakcja nieużyteczna).

Dalszy rozdział urobku następuje w zakładzie przeróbczym na produkty handlowe i odpad przeróbczy, składający się głównie z pozostałych frakcji pylastych ($< 0,063$) i ilastych, stanowiący zwykle ok. 10% nadawy.

2.1.2. POGŁĘBIAKI JEDNONACZYNIOWE

Z pogłębiarek tych najczęściej stosowane są pogłębiarki chwytakowe. Obecnie mają one zastosowanie głównie do urabiania złóż o stosunkowo niskim punkcie piaskowym. Rozdział urobku na pogłębiarce jest następujący:

- bryły nadgabarytowe (ustalane w zależności od parametrów pracy zakładu przeróbczego oraz rodzaju stosowanego transportu technologicznego) oddzielane są na ruszcie wstępnym i zrzucane bezpośrednio do wyrobiska poeksploatacyjnego,
- frakcja z sita 2 mm przesiewacza umieszczonego na pokładzie kierowana jest na urządzenia transportowe i stąd do lądowego zakładu przeróbczego,
- podziarno z sita przesiewacza zrzucane jest do akwenu jako frakcja nieużyteczna.

W zakładzie przeróbczym ziarna pylaste ($< 0,063$), ilaste oraz część ziaren piasku odprowadzane są jako odpad przeróbczy do wyrobiska poeksploatacyjnego lub osadnika.

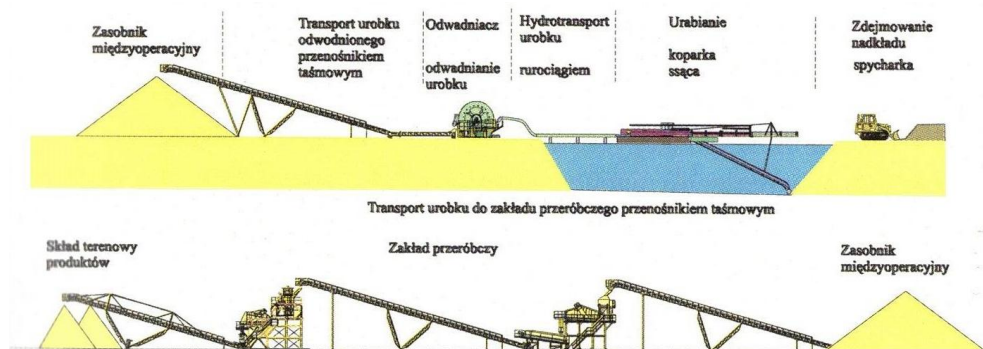
2.1.3. POGŁĘBIARKI SSĄCE

Pogłębiarki ssące (rys. 6) stosowane są obecnie w Polsce najczęściej, przeważnie do eksploatacji złóż kruszyw żwirowo-piaskowych o *pp* powyżej 35%. Rozdział kopaliny podczas urabiania złoża przedstawiono na rysunku 7.

- bryły nadgabarytowe, mogące się znajdować w złożu, nie są urabiane. Przewód ssawny pogłębiarki jest zabezpieczony odpowiednim koszem przed zablokowaniem nadgabarytami,
- urobek zasysany w postaci hydromieszaniny jest odwadniany bezpośrednio na pogłębiarce lub na lądzie. Oddzielenie wody od kopaliny następuje w odwadniaczu lub na przesiewaczu odwadniającym,

- z wodą odprowadzane są również części pylaste, ilaste oraz nieliczne ziarenka piasku.

Pozostały po odwodnieniu urobek podawany jest najczęściej układem przenośników taśmowych do zakładu przerobczego.



Rys. 6. Schemat produkcji kruszyw żwirowo-piaskowych (Witt i in., 2013)

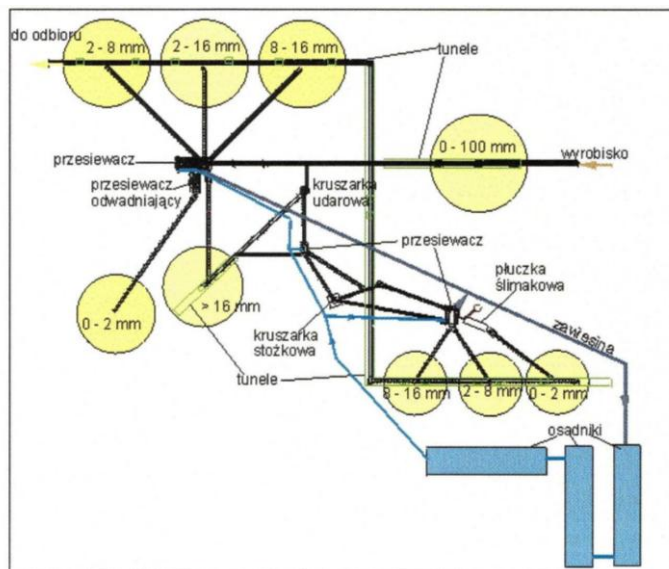
Fig. 6. Scheme production of sand and gravel aggregates (Witt i in., 2013)

2.2. OCENA ILOŚCIOWA PRODUKCJI KRUSZYW ŻWIROWYCH I PIASKOWYCH

Z przedstawionej analizy wynika, że tylko zastosowanie pogłębiarek ssących umożliwia pełny odzysk drobnych frakcji piasku z wydobywanej kopaliny. Przy urabianiu pogłębiarkami jedno- i wieloczerpakowymi frakcja piaskowa często jest tracona, topiona w wyrobisku poeksploatacyjnym.

Dla ustalenia szacunkowych wielkości odzysku (produkcji) tej frakcji, przyjęto założenia:

- podstawą oceny wielkości odzyskiwanej frakcji 0-2 mm jest wielkość pp w wydobywanych zasobach piasków i żwirów (w wydobywanej kopalinie),
- spod wody wydobywa się w kraju ok. 75% żwirów i piasków (tendencja rosnąca), w tym ponad 50% pogłębiarkami ssącymi z odzyskiem frakcji drobnych,
- pogłębiarki ssące stosowane w kopalniach o wydobywaniu powyżej 100 tys. Mg/rok,
- w zakładach z wydobywaniem do 40 tys. Mg (koncesje tzw. starościańskie), przeważających ilościowo (ponad 75% liczby eksploatowanych kopalń), z których uzyskuje się ponad 17% krajowego wydobycia (Kozioł & Baic 2018a, Kozioł i in., 2018d) stosowane są głównie koparki jednonaczyniowe pływające lub lądowe (łyżkowe, chwytakowe, zgarniakowe lub zgarniarki),
- w eksploatacji lądowej (ok. 25% wydobycia) w większych kopalniach wyposażonych w instalacje przerobczo-płuczające również odzyskuje się drobny piasek.



Rys. 7. Schemat układu przerobczego w kopalni kruszyw żwirowo-piaskowych (Witt i in., 2013)

Fig. 7. Scheme of the processing system in the gravel-sand aggregate mine (Witt i in., 2013)

W Polsce w zależności od technologii wydobywania, wielkość zapotrzebowania (które jest zmienne) i regionu, odzysk (produkcja) drobnych frakcji wynosi od 60 do 80% zawartości tej frakcji w pozyskiwanej kopalinie. Dla przykładowego ustalenia wielkości produkcji drobnych asortymentów piaskowych w 2016 roku przyjęto średni odzysk w wielkości 70% (tab. 2). Na podstawie przyjętych założeń wynika, że w 2016 roku, w którym wydobyto w przybliżeniu 173,2 mln Mg żwirów i piasków, praktycznie możliwe było do uzyskania ok. 51,8 mln Mg kruszyw żwirowych i 84,6 mln Mg asortymentów piaskowych (0-2 mm). Stąd szacowana łączna produkcja kruszyw żwirowo-piaskowych prawdopodobnie wyniosła ok. 136,4 mln Mg, to jest ok. 78,7% rocznego wydobycia wg (*Bilanse...*, 2008–2018) żwirów i piasków. Pozostałą część (21,3%) stanowią straty (frakcje nieużyteczne). Wielkość odzysku drobnej frakcji jest zmienna, gdyż część wydobytej kopaliny piaskowo-żwirowej jest używana w postaci pospółek (mieszanki piaskowo-żwirowe) oraz piasków z domieszką żwirów. Udział tych frakcji w produkcji i zużyciu kruszyw jest zróżnicowany w zależności od jakości i wielkości zasobów oraz zmiennego zapotrzebowania budownictwa. Wyższy udział w niektórych latach i województwach zużycia pospółek i piasków wynika głównie z realizacji robót inżynierskich budownictwa drogowego (głównie do podbudowy dróg). Przykładem takiego okresu są lata 2011–2012, kiedy około 50% wydobycia żwirów i piasków używane było przez budownictwo drogowe w postaci piasków surowych (Kozioł & Galos, 2013); również obecnie zauważa się wzrost zapotrzebowania na te kruszywa. W tabeli 2 zestawiono wyniki obliczeń produkcji (odzysku)

drobnych asortymentów piaskowych (0-2 mm) w poszczególnych województwach i strefach regionalnych w 2016 r. Z zestawienia wynika, że ilościowo najwyższy odzysk piasku odnotowano w województwach: mazowieckim (9,1 mln Mg), podlaskim (8,8 mln Mg), dolnośląskim (8,7 mln Mg), pomorskim (8,7 mln Mg) i warmińsko-mazurskim (8,2 mln Mg), zaś najniższy w woj. świętokrzyskim (1,2 mln Mg) i lubelskim (2,5 mln Mg). W strefach regionalnych szacunkowa produkcja piasków frakcji 0-2 mm jest następująca:

- strefa północna – 33,9 mln Mg,
- strefa środkowa – 26,1 mln Mg,
- strefa południowa – 24,6 mln Mg.

Tab. 2. Produkcja (odzysk) piasków i żwirów w 2016 r. (obliczenia szacunkowe)

Tab. 2. Production (recovery) sands and gravels in the year 2016 (calculations of estimate)

Wyszczególnienie	Wydobycie [tys. Mg]	pp w zasobach [%]	Udział frakcji w kopalnie [tys. Mg]		Odzysk frakcji 0-2 mm [mln Mg]
			0-2 mm	> 2 mm	
Polska	173239	69,9	120764	51825	84,6
strefa północna	72039	67,2	48410	23629	33,9
strefa środkowa	46596	79,9	37230	9366	26,1
strefa południowa	53954	65,1	35124	18830	24,6
województwo					
dolnośląskie	16895	73,9	12485	4410	8,7
kujawsko-pomorskie	5124	78,3	4012	1112	2,8
lubelskie	4308	83,8	3610	698	2,5
lubuskie	5954	73,7	4388	1566	3,1
łódzkie	6011	79,4	4773	1238	3,3
małopolskie	12084	54,6	6598	5486	4,6
mazowieckie	16580	78,0	12932	3648	9,1
opolskie	7653	59,6	4561	3092	3,2
podkarpackie	6750	65,8	4442	2309	3,1
podlaskie	20073	62,5	12546	7527	8,8
pomorskie	17791	70,1	12471	5320	8,7
śląskie	10572	67,0	7083	3489	5,0
świętokrzyskie	2052	85,0	1744	308	1,2
warmińsko-mazurskie	17588	67,0	11784	5804	8,2
wielkopolskie	12521	81,2	10167	2354	7,1
zachodniopomorskie	10633	67,7	7199	3434	5,0

3. WNIOSKI KOŃCOWE

- 1) Z analizy bazy złóż żwirów i piasków wynika, że wraz ze wzrostem udokumentowanych zasobów wzrasta udział zasobów, zaliczanych do grupy piasków.

- Szczególnie duży wzrost frakcji piaskowych jest w zasobach przemysłowych w latach 2007–2017 z 25,7 do 45,3%.
- 2) Wymiernym wskaźnikiem pogarszania się jakości zasobów jest tendencja zmian średniego punktu piaskowego (procentowa zawartość frakcji drobnej 0-2 mm) w udokumentowanych zasobach. W 2016 r. w zasobach bilansowych średni punkt piaskowy wyniósł 67,5% i w ciągu analizowanych 10 lat (2007–2016) wzrósł o 4,5%. Najniższy *pp* mają zasoby w regionie (strefie) południowym (60,5%), w tym w woj. małopolskim (50,5%) i opolskim (59,5%). Natomiast w regionie środkowym średni *pp* wynosi 80%, w tym w woj. lubelskim – 84,1%, a w świętokrzyskim – 82,9%.
 - 3) W zasobach przemysłowych w kraju w 2016 r. średni *pp* był wyższy w porównaniu do zasobów bilansowych – 69,9% i co charakterystyczne w ciągu 10 lat wzrósł aż o 10,4%, czyli średnioroczny wzrost *pp* w zasobach przemysłowych wynosi ponad 1%. Najwyższy wzrost odnotowano w regionie południowym (o 16,4%), czyli w regionie mającym pod względem jakości (uziarnienia) najlepsze złoża, następuje najszybsze ich pogorszenie. Najniższe wartości *pp* mają zasoby przemysłowe w woj. opolskim (50,8%) i małopolskim (58,4%), zaś najwyższe w świętokrzyskim (85%), lubelskim (83%), wielkopolskim (81,2%) i kujawsko-pomorskim (81,1%). W roku 2017 (danych za rok 2018 jeszcze brak) nastąpił dalszy wzrost *pp* w zasobach przemysłowych do średniej wartości 70,6%.
 - 4) Średnie wartości *pp* w kopalinie wydobytej są podobne do wartości w zasobach przemysłowych (średnia krajowa 69,9%), nieduże różnice są dla stref regionalnych i województw (Kozioł i in., 2018d).
 - 5) Mając oszacowaną zawartość piasków w wydobywanej kopalinie przeprowadzono próbę oceny wielkości odzysku (produkcji) tej frakcji w procesie wydobywczo-przeróbczym. Na podstawie przyjętych założeń wynika, że w 2016 r., w którym wydobyto w przybliżeniu 173,2 mln Mg żwirów i piasków, praktycznie możliwe było do uzyskania ok. 51,8 mln Mg kruszyw żwirowych i 84,6 mln Mg asortymentów piaskowych (0-2 mm), czyli szacowana łączna produkcja kruszyw żwirowo-piaskowych prawdopodobnie wyniosła ok. 136,4 mln Mg to jest ok. 78,7% rocznego wydobycia (*Bilanse...*, 2008–2018) żwirów i piasków. Pozostałą część (21,3%) stanowią straty (frakcje nieużyteczne).
 - 6) Wielkość odzysku drobnej frakcji jest zmienna, gdyż część wydobytej kopaliny piaskowo-żwirowej jest zużywana w postaci pospółek (mieszanki piaskowo-żwirowej) oraz piasków z domieszką żwirów. Udział tych frakcji w produkcji i zużyciu kruszyw jest zróżnicowany, w zależności od jakości i wielkości zasobów oraz zmiennego zapotrzebowania budownictwa. Wyższy udział w niektórych latach i województwach zużycie pospółek i piasków wynika głównie z realizacji robót inżynierskich budownictwa drogowego (głównie do podbudowy dróg). Przykładem takiego okresu są lata 2011–2012, kiedy około 50%

wydobycia żwirów i piasków zużywane było przez budownictwo drogowe w postaci piasków surowych. Również obecnie nastąpił wzrost zapotrzebowania na piaski w związku z dobrą koniunkturą w budownictwie drogowym i kubaturowym.

- 7) Pogarszanie się jakości bazy surowcowej i równocześnie wzrost zapotrzebowania budownictwa na grube frakcje kruszyw (5-8, 8-11, itd.) przyczynia się do wzrostu wydobycia kruszyw żwirowo-piaskowych z równoczesnym wzrostem produkcji drobnych, trudnozbywalnych asortymentów kruszyw.
- 8) Przedstawione wyniki badań powinny się przyczynić do opracowania dokładniejszych prognoz rynkowych zapotrzebowania i produkcji w Polsce i w poszczególnych regionach kruszyw naturalnych, w tym szczególnie kruszyw żwirowo-piaskowych.

LITERATURA

- Bilanse zasobów kopalin i wód podziemnych w Polsce z lat 2007–2017*, PIG-PIB, Warszawa 2018.
- KOZIOŁ W., BAIC I., 2018a, *Kruszywa naturalne w Polsce – aktualny stan i przyszłość*, Przegląd Górniczy, 11 (1152), Katowice, 1–8.
- KOZIOŁ W., BAIC I., 2018b, *Górnictwo skalne w Polsce szanse i zagrożenia*, Inżynieria Mineralna, 2 (42), 65–72.
- KOZIOŁ W., BAIC I. CIEPLIŃSKI A., 2018c, *Kruszywa żwirowo-piaskowe. Tendencje zmian jakości zasobów*, *Kruszywa Mineralne*, t. 2, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, 69–84.
- KOZIOŁ W., BAIC I., STANKIEWICZ J., 2018d, *Wydobycie i produkcja drobnych frakcji kruszyw naturalnych oraz technologie ich zagospodarowania*, Monografia IMBiGS, Warszawa.
- KOZIOŁ W., GALOS K. (red.), 2013, *Scenariusze zapotrzebowania na kruszywo naturalne w Polsce i w poszczególnych jej regionach*, Wyd. Poltegor-Institut, Kraków-Wrocław.
- WITT A. (red.), SCHMIDT T., POMORSKI A., 2013, *Eksploracja krajowych złóż piasków i żwirów spod lustra wody z uwzględnieniem wprowadzenia nowych rozwiązań technologicznych*, Wyd. Poltegor-Institut, Wrocław.

EXTRACTION AND PRODUCTION OF FINE FRACTIONS GRAVEL-SAND AGGREGATE

Gradual deterioration of the quality of the raw material base of gravels and sands and at the same time the increase in construction demand for the best quality thick aggregates – 5/8mm, 8/11, etc., (*Bilanse...*, 2008–2018, Kozioł et. al., 2018c, Kozioł et. al., 2018d) has a large impact on the growth of hard-tradable and non-tradable fraction (waste) of aggregate produced in Poland. This applies in particular to gravel-sand aggregates resources where the share of fine fractions (less than 2 mm) is systematically increasing. The demand for such fractions in construction sector is limited and they are often treated as unusable (waste) materials. Because it is virtually unknown what is the extraction, production and consumption of these aggregates, an attempt was made to assess the quantity of produced aggregates on a national and regional level (voivodships, regional zones).

STAN PRZYGOTOWANIA DRÓG EKSPRESOWYCH DO OGŁOSZENIA PRZETARGU NA ICH BUDOWĘ

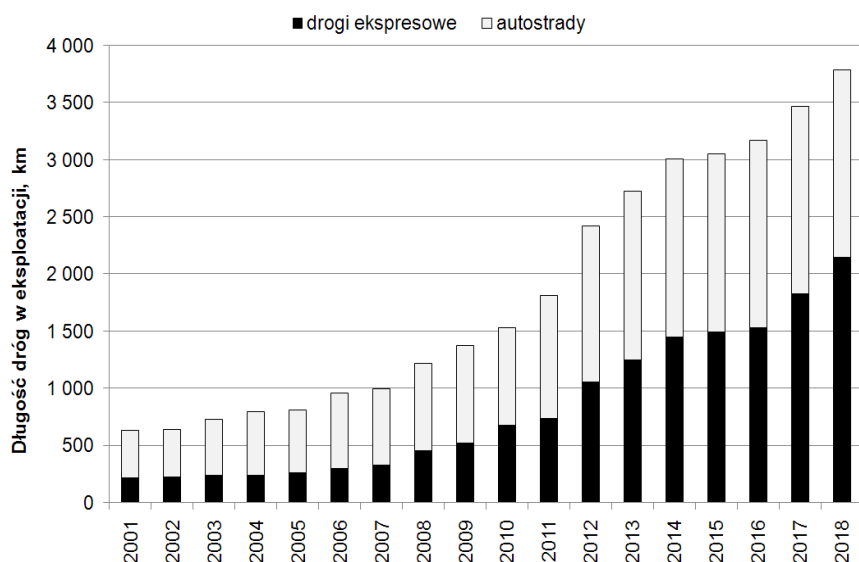
WPROWADZENIE

Docelowy stan infrastruktury sieci dróg ekspresowych i autostrad został określony w Rozporządzeniu Rady Ministrów z dnia 15 maja 2004 r. w *sprawie sieci autostrad i dróg ekspresowych*, a następnie był kilkakrotnie modyfikowany rozporządzeniami zmieniającymi. Ostatnie rozporządzenie z 2018 r. określa sieć autostrad i dróg ekspresowych w Polsce o łącznej długości około 7650 km, w tym około 2000 km autostrad. W zakresie budowy autostrad oraz dróg ekspresowych w najbliższym okresie, cele i priorytety inwestycyjne zawarto w Programie Budowy Dróg Krajowych na lata 2014–2023 (z perspektywą do 2025). Dokument ten stanowi kontynuację wcześniej realizowanych Programów Budowy Dróg Krajowych na lata 2011–2015, 2008–2012 i 2004–2007.

Biorąc pod uwagę stan na koniec 2018 roku, w eksploatacji było 1640 km autostrad i 2146 km dróg ekspresowych, łącznie około 3786 km, tj. 50% planowanej sieci. Stan realizacji autostrad (82%) jest znacznie korzystniejszy od budowy dróg ekspresowych, których postęp realizacji wynosi około 34%. Największa dynamika przyrostu długości dróg szybkiego ruchu nastąpiła w latach 2008–2014. W okresie tym wybudowano około 1750 km odcinków, w tym w 2012 r. przybyło ich ok. 650 km. Do 2014 roku ukończone autostrady miały długość większą od dróg ekspresowych. W 2015 roku długości obu klas dróg uległy wyrównaniu, osiągając wartość po około 1500 km. W ostatnich dwóch latach przyrost dotyczył wyłącznie dróg ekspresowych, odpowiednio w 2017 r. – 297 km, a rok później – 321 km. Przyrost długości dróg szybkiego ruchu w latach 2001–2015 przedstawiono na rysunku 1.

W połowie województw zrealizowano przynajmniej 50% docelowej sieci, przy czym tylko w trzech powyżej 70%. Najmniej korzystna sytuacja występuje w województwach zachodniopomorskim, podlaskim i lubelskim, ze stanem zaawansowania około 20%.

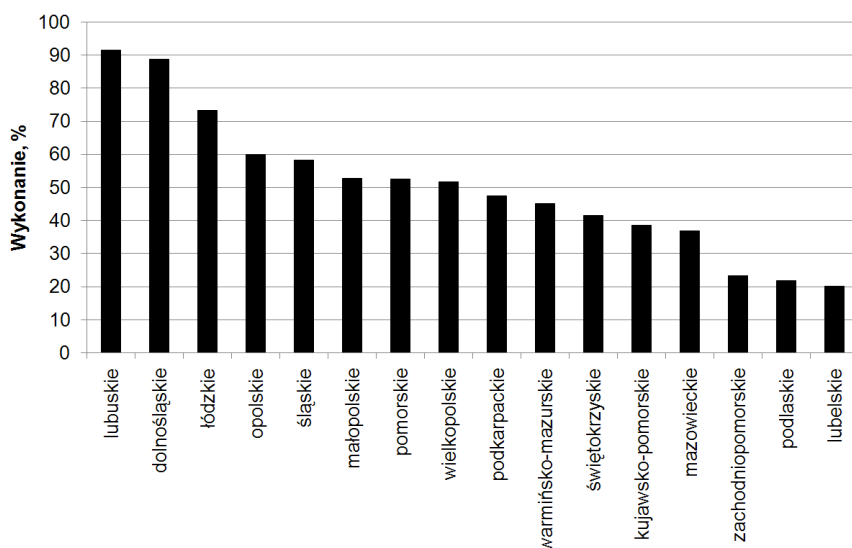
Uwzględniając długości odcinków, będących obecnie w budowie (615 km), na etapie projektowania w systemie *zaprojektuj i zbuduj* (ZiZ) – 602 km lub znajdują się na etapie przetargów (216 km), do wykonania pozostaje jeszcze ok. 157 km autostrad oraz blisko 2590 km dróg ekspresowych (tab. 1). Większość tych ostatnich (ok. 60%) nie posiada decyzji o środowiskowych uwarunkowaniach realizacji (DŚU).



Rys. 1. Przyrost długości autostrad i dróg ekspresowych w latach 2001–2018 (GUS, 2018)

Fig. 1. An increase in the length of motorways and expressways in 2001–2018 (GUS, 2018)

W ujęciu regionalnym stan wykonania planowanej sieci dróg jest dość zróżnicowany (rys. 2).



Rys. 2. Stan realizacji budowy dróg ekspresowych i autostrad w ujęciu regionalnym (GDDKiA, 2019)

Fig. 2. The actual state of the construction of expressways and highways in the regional (GDDKiA, 2019)

Tab. 1. Ogólny stan realizacji sieci dróg ekspresowych i autostrad (GDDKiA, 2019)

Tab. 1. The overall status of implementation of the network of expressways and motorways (GDDKiA, 2019)

Stan realizacji	Autostrady		Drogi ekspresowe	
	[km]	[%]	[km]	[%]
oddane do użytkowania	1678	84	2084	36
w budowie	78	4	537	9
w realizacji – etap projektowania ZiZ	41	2	561	10
w przetargu	37	2	179	3
z DŚU	157	8	879	15
bez DŚU	0	0	1607	27

Tempo realizacji brakujących odcinków uzależnione jest od kilku czynników, m.in. możliwości ich finansowania, jak również formalnego przygotowania do realizacji, co zostało przeanalizowane w artykule.

1. KLUCZOWE ETAPY PRZYGOTOWANIA INWESTYCJI PRZED PRZETARGIEM NA BUDOWĘ

Przed przystąpieniem do ogłoszenia przetargu w formule *zaprojektuj i zbuduj* należy wyróżnić w kolejności trzy kluczowe dokumentacje i decyzje:

- studium techniczno-ekonomiczno-środowiskowe (STeŚ),
- decyzja o środowiskowych uwarunkowaniach realizacji przedsięwzięcia (DŚU), poprzedzona sporządzeniem raportu o oddziaływaniu na środowisko,
- koncepcja programowa (KP).

Studium techniczno-ekonomiczno-środowiskowe (STeŚ) jest opracowaniem projektowym, które zawiera (GDDKiA, 2019):

- wstępną analizę potencjalnych wariantów przebiegu drogi objętej zadaniem inwestycyjnym i jej powiązań z siecią dróg publicznych, ze szczególnym uwzględnieniem przestrzennych relacji z obszarami objętymi ochroną na podstawie przepisów o ochronie przyrody oraz o ochronie zabytków,
- określenie korytarzy terenowych dla przebiegu wariantów trasy – wybór wariantów najmniej kolidujących z obszarami i obiektami, objętymi ochroną na podstawie przepisów o ochronie przyrody i ochronie zabytków,
- wstępne określenie zakresu rzeczowego i finansowego przedsięwzięcia oraz ustalenie jego efektywności ekonomicznej,
- uściślenie przebiegu tras poszczególnych wariantów (na podstawie analizy wariantów i uzyskanych opinii) oraz ostateczne ustalenie typów i podstawowych parametrów technicznych obiektów budowlanych,
- informacje do podjęcia wstępnej decyzji inwestorskiej w sprawie celowości, zakresu i horyzontu czasowego realizacji zadania inwestycyjnego.

Decyzja o środowiskowych uwarunkowaniach realizacji przedsięwzięcia (DŚU) jest decyzją administracyjną, której zadanie polega na takim ukształtowaniu planowanego przedsięwzięcia, aby w możliwie najmniejszym stopniu pogorszyło stan środowiska. Decyzja umożliwia przeprowadzenie procesu inwestycyjnego.

Koncepcja programowa (KP) stanowi dokument wykonywany po uzyskaniu decyzji właściwego organu o środowiskowych uwarunkowaniach dla wybranego wariantu przebiegu drogi. Jest uszczegółowieniem rozwiązań technicznych i stanowi podstawę do ogłoszenia przetargu, stanowiąc ostatni etap prac przygotowawczych przed fazą realizacyjną. W przypadku przetargu w formule *zbuduj* nie jest on wymagany, a jego funkcję przejmuje projekt budowlany (PB).

2. STAN PRZYGOTOWANIA FORMALNEGO

Każdy z etapów formalnych wymaga przeprowadzenia przetargów na wykonanie dokumentacji, co w znaczący sposób wydłuża całą procedurę umożliwiającą rozpoczęcie budowy dróg. Średni czas potrzebny do uruchomienia przetargu w systemie *zaprojektuj i zbuduj* wynosi:

- 1–3 lat w przypadku posiadania DŚU – przetarg i wykonanie KP,
- 4–6 lat w przypadku posiadania STES – przetarg i wykonanie DŚU i KP,
- 7–8 lat od stanu „0” – przetarg i wykonanie STES, DŚU i KP.

W przypadku autostrad wszystkie odcinki pozostałe do zbudowania mają decyzję środowiskową i są na różnym etapie procedury opracowania koncepcji programowej (KP) lub projektu budowlanego (PB) – tabela 2. Natomiast w przypadku dróg ekspresowych ok. 880 km odcinków dróg posiada decyzję środowiskową i są również na różnym etapie procedury opracowania koncepcji programowej (KP) lub projektu budowlanego (PB) – tabela 3, a ok. 1600 km odcinków dróg nie posiada decyzji środowiskowej i są na różnym etapie procedury opracowania studium techniczno-ekonomiczno-środowiskowego (STES) – tabela 4.

Tab. 2. Stan przygotowania formalnego autostrad z wydaną decyzją o środowiskowych uwarunkowaniach realizacji przedsięwzięcia (GDDKiA, 2019; SKY, 2019)

Tab. 2. The state of formally preparation for motorways with a decision on the environmental conditions of the contract (GDDKiA, 2019; SKY, 2019)

Droga	Odcinki z DŚU	Gotowy PB lub KP		W opracowaniu PB lub KP		Przetarg na PB lub KP		Brak prac nad PB lub KP	
	[km]	[km]	[%]	[km]	[%]	[km]	[%]	[km]	[%]
A2	134	0	0	134	100	–	–	–	–
A18	23	23	100	–	–	–	–	–	–
suma	157	23	15	134	85	–	–	–	–

Tab. 3. Stan przygotowania formalnego dla dróg ekspresowych z wydaną decyzją o środowiskowych uwarunkowaniach realizacji przedsięwzięcia (GDDKiA, 2019; SKY, 2019)

Tab. 3. The state of formally preparation for expressways with a decision on the environmental conditions of the contract (GDDKiA, 2019; SKY, 2019)

Droga	Odcinki z DŚU	Gotowy PB lub KP		W opracowaniu PB lub KP		Przetarg na PB lub KP		Brak prac nad PB lub KP	
	[km]	[km]	[%]	[km]	[%]	[km]	[%]	[km]	[%]
S1	47	7	15	40	85	–	–	–	–
S3	35	–	–	–	–	–	–	35	100
S5	6	–	–	6	100	–	–	–	–
S6	80	22	28	50	63	8	10	–	–
S7	62	–	–	49	79	13	21	–	–
S11	78	2	3	76	97	0	0	–	–
S12	79	–	–	17	21	62	79	–	–
S14	2	2	100	–	–	–	–	–	–
S16	23	23	100	–	–	–	–	–	–
S17	106	–	–	4	3	103	97	–	–
S19	210	–	–	210	100	–	–	–	–
S52	61	–	–	61	100	–	–	–	–
S74	92	–	–	92	100	–	–	–	–
suma	879	56	6	603	69	186	21	35	4

Domknięcie sieci autostrad, poza odcinkami w budowie lub przetargu, wymaga dokończenia budowy autostrad A2 i A18. Brakujące odcinki obu autostrad posiadają decyzje środowiskowe (DŚU), przy czym w przypadku drogi A18, istnieje gotowa koncepcja programowa (KP) lub projekt budowlany (PB), a dla A2 są one w trakcie opracowywania.

W odniesieniu do dróg ekspresowych, z blisko 880 km odcinków dróg posiadających decyzję środowiskową (DŚU), 56 km (6%) z nich dysponuje gotową koncepcją programową (KP) lub projektem budowlanym (PB), dla 603 km (69%) dokumenty te są opracowywane, dla 186 km (21%) ogłoszono przetarg na ich wykonanie, a dla 35 km (4%) nie zidentyfikowano żadnych czynności formalnych.

W ujęciu długości największą gotowością do ogłoszenia przetargu na budowę charakteryzują się drogi S16 i S6. Natomiast największa aktywność „proceduralna” dotyczy zdecydowanie drogi S19. Aż dla 210 km odcinków tej drogi opracowywana jest koncepcja programowa (KP) lub projekt budowlany (PB). Jedyne, dla których wydano decyzję środowiskową, a nie toczą się żadne prace nad koncepcją programową to odcinki drogi S3 o długości 35 km.

Z formalnej strony na wszystkie odcinki zestawione w tabeli 2 i 3 w przeciągu do 3 lat można ogłaszać przetargi na budowę. Zdecydowanie dłużej na taki status będą oczekiwać odcinki dróg, dla których toczą się prace związane z etapem uzyskania decyzji środowiskowej (DŚU) – tabela 4.

Tab. 4. Stan przygotowania formalnego dla dróg ekspresowych bez wydanej decyzji o środowiskowych uwarunkowaniach realizacji przedsięwzięcia (GDDKiA, 2019; SKY, 2019)

Tab. 4. The state of formally preparation for expressways without a decision on the environmental conditions of the contract (GDDKiA, 2019; SKY, 2019)

Droga	Odcinki bez DŚU	Wniosek o wydanie DŚU		Gotowy STEŚ		W realizacji STEŚ		Przetarg na STEŚ		Brak STEŚ	
	[km]	[km]	[%]	[km]	[%]	[km]	[%]	[km]	[%]	[km]	[%]
S1	10	–	–	–	–	–	–	10	100	–	–
S5	90	–	–	–	–	–	–	–	–	90	100
S7	30	5	17	–	–	–	–	–	–	25	83
S10	413	47	11	–	–	191	46	–	–	175	42
S11	386	23	6	–	–	364	94	–	–	–	–
S12	164	61	37	–	–	103	63	–	–	–	–
S16	145	–	–	–	–	145	100	–	–	–	–
S17	28	–	–	–	–	–	–	22	79	6	21
S19	204	104	51	50	25	34	17	8	4	8	4
S22	24	–	–	–	–	–	–	–	–	24	100
S52	1	–	–	–	–	–	–	–	–	1	100
S74	112	35	31	6	5	–	–	72	64	–	–
suma	1607	274	17	56	3	837	52	112	7	328	20

Aktualnie ponad 1600 km odcinków, wyłącznie dróg ekspresowych, nie posiada decyzji środowiskowej, w tym dla 274 km (17%) złożono wniosek o jej wydanie, 56 km (3%) odcinków posiada studium techniczno-ekonomiczno-środowiskowe (STEŚ), dla 837 km (52%) toczą się prace nad opracowaniem tego dokumentu, dla 112 km (7%) ogłoszono przetarg na jego wykonanie. Dla 328 km (20%) dróg nie zidentyfikowano żadnych ruchów formalnych.

Odcinki, dla których złożono wnioski o wydanie decyzji środowiskowej, w przypadku sprawnie przeprowadzonej procedury *oceny oddziaływania na środowisko* (brak protestów i/lub zaskarżenia decyzji), po opracowaniu koncepcji programowej mogą zostać objęte przetargami na budowę.

Najmniej zaawansowana jest niewątpliwie droga S10. W fazie realizacji (przetarg na budowę, projektowanie ZiZ lub budowa) znajduje się ok. 15% z jej docelowej długości. Pozostałe 85% odcinków, o długości 413 km, nie ma decyzji środowiskowej, w tym dla 191 km opracowywane są studia techniczno-ekonomiczno-środowiskowe (STEŚ), a dla 175 km nie zidentyfikowano żadnych czynności formalnych.

3. PODSUMOWANIE

Sukcesywny rozwój sieci autostrad i dróg ekspresowych wpłynął w widoczny sposób na jakość podróżowania po kraju, odciążając tym samym drogi krajowe i poprawiając bezpieczeństwo podróżowania. Budowa dróg wpływa również pozytywnie

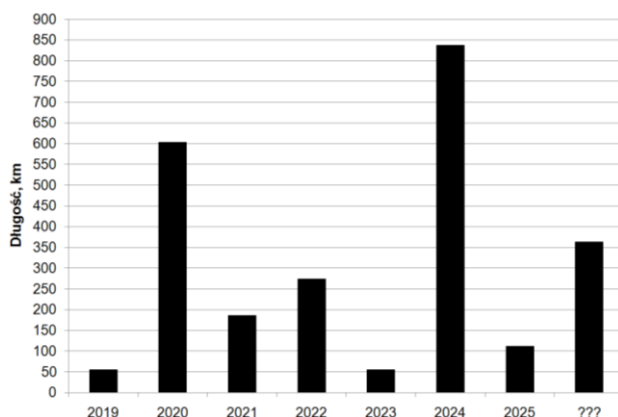
na wiele branż, głównie sektor budowlany oraz dostawców usług i materiałów, w tym m.in. kruszyw.

Zgodnie z podpisanymi kontraktami lub ogłoszonymi przetargami przyrost sieci drogowej w kolejnych latach powinien wynosić: 2019 r. – 570 km, 2020 r. – 150 km, 2021 r. – 430 km, 2022 r. – 100 km, 2023 r. – 50 km. Zapewniona jest ciągłość prac do 2023 roku z możliwością przedłużenia do roku 2024, wskutek zidentyfikowanych już opóźnień i problemów. Dla utrzymania ok. 500 km dróg w budowie, konieczne jest sukcesywne ogłaszanie nowych przetargów na budowę. Wymaga to rozpoczęcia budowy nowych dróg już od roku 2021. Aby to nastąpiło przetargi na budowę powinny zostać ogłoszone 2 lata wcześniej, tj. w 2019 roku. Stan taki powinien zapewnić stabilność w branżach związanych z budową infrastruktury liniowej. Na podstawie zebranych w artykule danych o stanie formalnego przygotowania odcinków dróg, przypisując im średni czas trwania procedury zgodnie z założeniami przyjętymi w tabeli 5, określono możliwe daty ogłoszenia przetargów na ich budowę (rys. 3).

Tab. 5. Średni czas do ogłoszenia przetargu na budowę (GDDKiA, 2019; Machniak, 2017)

Tab. 5. The average time to announce a tender for the construction (GDDKiA, 2019; Machniak, 2017)

Etap formalny	Czas trwania procedury, lata
DŚU, gotowa KP lub PB	0
DŚU, KP lub PB w opracowaniu	1
DŚU, przetarg na KP lub PB	2
DŚU, brak KP lub PB	brak danych
brak DŚU, złożony wniosek	3
brak DŚU, gotowe STEŚ	4
brak DŚU, STEŚ w opracowaniu	5
brak DŚU, przetarg na STEŚ	6
brak DŚU, brak STEŚ	brak danych



Rys. 3. Prognozowany rok ogłoszenia przetargu na budowę dróg

Fig. 3. Forecasted time of announcement of the tender for construction of roads

Stan formalnego przygotowania nie pozwala w 2019 roku istotnie zwiększyć liczbę odcinków objętych przetargami. Koncepcje programowe lub projekty budowlane opracowane są jedynie dla 50 km dróg. Drogi te budowane byłyby w latach 2021–2022. Ważne jest zatem, aby aktualnie opracowywane koncepcje programowe lub projekty budowlane prowadzić w sposób zdyscyplinowany. Pozwoli to na objęcie robotami budowlanymi, w latach 2022–2023, ok. 550–650 km dróg. W przeciwnym razie w 2022 roku w budowie może pozostać tylko 150 km dróg. Nie mniej jednak rok 2022 może okazać się trudny (m.in. dla producentów kruszyw) ze względu na realizację dróg będących w ostatniej fazie oraz tych, których budowa dopiero się rozpocznie. Fazy te nie generują dużego zapotrzebowania na kruszywa. Lata 2024–2025 mogą być nieco mniej korzystne, w realizacji może znajdować się tylko 350–400 km dróg. Kolejnego w historii skokowego wzrostu długości dróg w budowie można spodziewać się dopiero w latach 2026–2027, kiedy wejdą do realizacji drogi aktualnie będące na etapie opracowania STES.

Zakończenie realizacji planowanej sieci dróg może nastąpić około 2030 roku.

Praca wykonana w ramach badań statutowych nr 11.11.100.597

LITERATURA

GDDKiA, 2010–2019, *Archiwum, Generalna Dyrekcja Dróg Krajowych i Autostrad*, dostęp on-line.

GUS, 2019, *Bank Danych Lokalnych*, Główny Urząd Statystyczny.

MACHNIAK Ł., 2017, *Zużycie kruszyw drogowych według aktualnego stanu realizacji dróg ekspresowych i autostrad*, *Kruszywa Mineralne*, t. 1, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, 81–91.

SKY, 2019, www.skyscrapercity.com, *Infrastruktura drogowa*, dostęp on-line.

THE CURRENT STATE OF PREPARATION OF ROADS TO ANNOUNCE THE TENDER FOR CONSTRUCTION

In Poland, the target network of expressways and motorways will be about 7660 km, including about 2000 km of motorways. At the end of 2018, there were almost 3755 km of roads in use, including 1678 km of motorways and 2077 km of expressways. The percentage share of constructed roads is therefore 84% for motorways and 36% for expressways. Taking into account the length of the sections that are currently being built or are at the stage of tendering, there will still be approx. 158 km of motorways and nearly 2500 km of expressways, including over 1 680 km without a decision on environmental conditions of implementation, and at various stages work on technical-economic-environmental study.

The article will present the actual state of formally preparation of roads to the announcement of a tender for their construction, broken down by key stages.

Jerzy MALEWSKI

Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii Politechniki Wrocławskiej

ENERGOCHŁONNOŚĆ PODSTAWOWYCH OPERACJI TECHNOLOGICZNYCH W SYSTEMACH PRZERÓBKI KRUSZYW

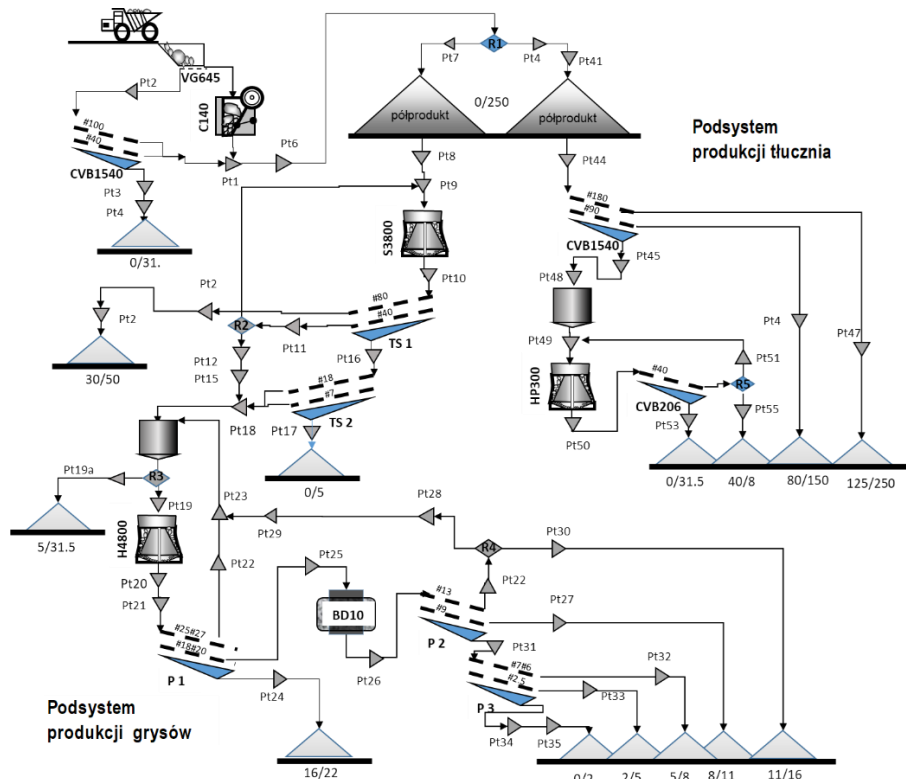
WPROWADZENIE

Przeróbka skał na kruszywa realizowana jest w szeregu operacji rozdrabiania, klasyfikacji/sortowania oraz transportu. Typowe maszyny używane do tych operacji to kruszarki szczękowe i stożkowe, przesiewacze wibracyjne i przenośniki taśmowe. Pozostałe maszyny i urządzenia pomocnicze, zaangażowane w procesie produkcyjnym, mają marginalny wpływ na zużycie energii.

Stopień złożoności systemu może być zróżnicowany, zależnie od zastosowanych zabezpieczeń dla ciągłości lub zmienności potrzeb rynku. Idzie tu o niezawodność działania instalacji produkcyjnej, jak również zdolność systemu do łatwego dostrojenia jego struktury i parametrów do aktualnego zapotrzebowania rynku na określony asortyment produkcji. Dobrym przykładem takiego rozwiązania technologii może być schemat systemu (rys. 1).

Jednakże im bardziej elastyczna i wielofunkcyjna jest struktura układu, tym większy będzie koszt jego działania. Na ten koszt składa się koszt inwestycyjny (amortyzacja) i koszt operacyjny (eksploatacja). Moc napędów maszyn jest częścią obu składników kosztu. Oczywiście, projektując instalację produkcyjną, dobieramy maszyny i moc silników do przewidywanych warunków pracy, ale w systemach przerobczych, zwłaszcza tych wielofunkcyjnych, wykorzystanie zainstalowanej mocy maszyn może być bardzo zmienne i zróżnicowane. Jakie jest ono w rzeczywistości możemy się dowiedzieć po odpowiednich obliczeniach stopnia obciążenia maszyn i proporcjonalnie do tego wykorzystać zainstalowane moce w toku produkcji.

Moce napędów maszyn projektowane są na obciążenie maksymalne równe wydajności technicznej, ale wykorzystanie tej mocy zależy już od jej aktualnego obciążenia w systemie (Malewski 2015, 2018). Jeśli maszyna jest niedociążona, to efektywność energetyczna tej maszyny jest obniżona. Niestety, takich informacji nie można uzyskać przez prosty rejestr energii pobieranej przez system jak całość. Można natomiast na drodze obliczeń symulacyjnych określić przepływ mas w systemie i oszacować na tej podstawie prawdopodobne wykorzystanie zainstalowanych mocy maszyn. Jest to właśnie sposób, który zostanie zastosowany w tej pracy. Do tego celu użyty będzie typowy dla tej branży wielofunkcyjny system przeróbki skał zwięzłych (rys. 1).



Rys. 1. Schemat przykładowego zakładu przerobczego
Fig. 1. Flowsheet of the exemplary processing system

1. KRÓTKA CHARAKTERYSTYKA PRZYKŁADOWEGO UKŁADU

Zakład przerobczy podzielony jest na trzy części: zakład wstępnego kruszenia, zakład grysowy oraz zakład tłuczniowy. Zakład wstępnego kruszenia jest typowym rozwiązaniem technologicznym kruszenia i czyszczenia wstępnego urobku z kopalni, którego produkt kierowany jest na dwa specjalizowane układy technologiczne: produkcji grysów (frakcje do 16 mm) i produkcji tłucznia – zależnie od przeznaczenia – do wielkości 80–250 mm. Układ produkcji grysów jest czterostadialny, a produkcji tłucznia – dwustadialny.

Zakłady tłuczniowe oraz grysowe mogą pracować niezależnie od siebie i są zasilane półproduktem, gromadzonym w dwóch zbiornikach pośrednich dużej objętości. Schemat maszyn pokazany na rysunku 1 wystarczająco dobrze pokazuje funkcjonalność systemu produkcyjnego.

2. SPOSÓB ANALIZY I WYNIKI

Każda operacja technologiczna w systemie realizowana jest przez odpowiednią do zadań maszynę. Moc nominalna napędów maszyn to moc zainstalowanych silników elektrycznych. Pobór mocy zależy między innymi od jej aktualnego obciążenia nadawą. W naszym przypadku przyjęto, że maksymalny pobór mocy występuje przy pełnej wydajności maszyny, którą określamy jako wydajność techniczną. Jednocześnie zakłada się, że moc nominalna silników elektrycznych jest projektowana z 20% nadwyżką na ewentualne przeciążenia, powstające w trakcie rozruchu lub przeładowania nadawą. Jednocześnie zakłada się, że pobór mocy na biegu jałowym maszyn (bez obciążenia) wynosi także 20% mocy nominalnej¹. Przy takich założeniach aktualny pobór mocy będzie funkcją aktualnego obciążenia względnego i wyrazi się wzorem

$$N_{akt} = (N_{nom} - N_{jal}) \cdot Q_{wzgl} + N_{jal}$$

stąd ilość zużywanej energii na przeniesienie lub przetworzenie 1 m³ w ciągu jednej godziny wyniesie

$$E_{jedn} = \frac{N_{jedn} \cdot 1 h}{Q_{obc}}, \quad [\text{kWh/m}^3]$$

()

gdzie:

- N_{nom} – moc nominalna, [kW]
- N_{jal} – moc biegu jałowego, [kW]
- $Q_{wzgl} = Q_{obc}/Q_{techn}$ obciążenie względne
- Q_{obc} – obciążenie bezwzględne, [m³/h]
- Q_{techn} – wydajność techniczna, [m³/h]

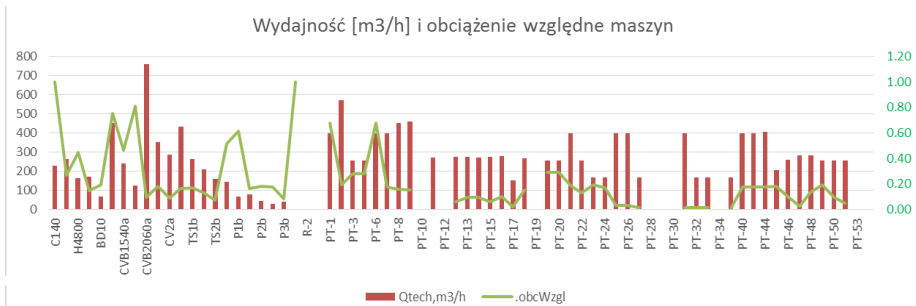
Problemem tej oceny jest oszacowanie względnych obciążeń, co równoznaczne jest z obliczeniem wydajności technicznych maszyn oraz ich aktualnych obciążeń. Zadanie nie jest proste w układach przeróbczych, zwłaszcza z obiegiem zamkniętym nadziarna, gdzie na wydajność maszyn kruszących i sprawność klasyfikacji ma wpływ skład ziarnowy nadawy. W tym celu wykorzystano własne metody i narzędzia obliczeniowe autora (Malewski 2015, 2018).

Obliczenia wykonano w dwóch wariantach:

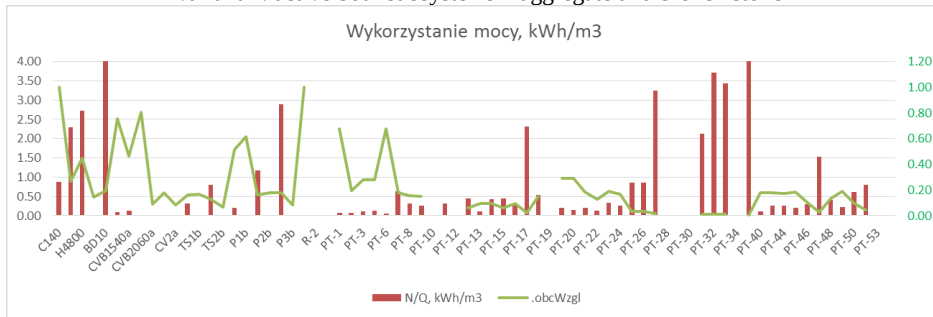
1. system pracuje w całości, czyli produkuje frakcje grysowe i tłuczniowe jednocześnie (lewa i prawa gałąź schematu),
2. system pracuje z pełną wydajnością w części produkującej frakcje grysowe (do 16 mm); w tym przypadku nie są brane pod uwagę moce zainstalowane w podsystemie tłuczniowym.

Wyniki obliczeń przedstawiono na rysunkach 2–5.

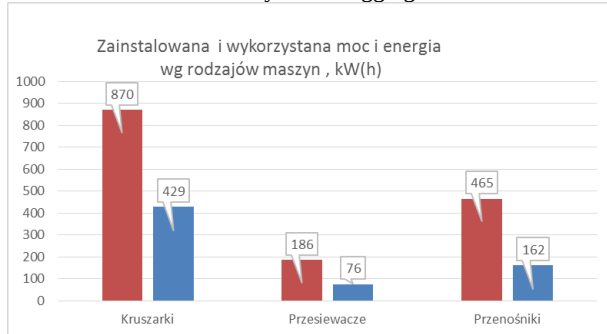
¹ Informacja uzyskana w drodze konsultacji w Zakładzie Systemów Transportowych PWR.



Rys. 2. Wydajność i obciążenia względne maszyn;
 wariant 1: aktywne podsystemy produkcji grysów i tłucznia
 Fig. 2. Capacity and relative load of machines;
 variant 1: active both subsystems – aggregate and broken stone

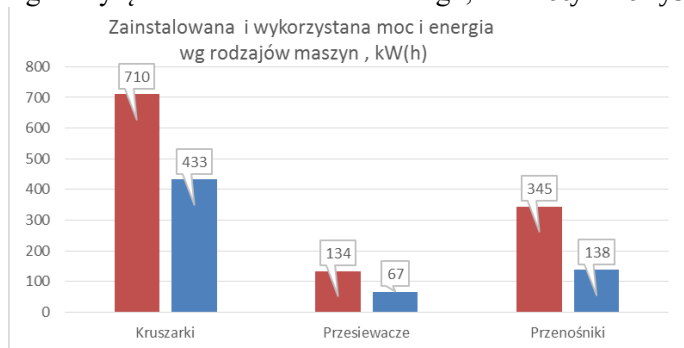


Rys. 3. Wykorzystanie mocy silników maszyn;
 wariant 1: aktywne podsystemy produkcji grysów i tłucznia
 Fig. 3. Relative use of the motors power;
 variant 1: active both subsystems - aggregate and broken stone



Rys. 4. Zainstalowana i wykorzystana moc i energia wg rodzajów maszyn;
 wariant 1: aktywne podsystemy grysów i tłucznia
 Fig. 4. Installed end used motors' power of crushers, screens and conveyors;
 variant 1: active both subsystems - aggregate and broken stone

W podobny sposób obliczono układ w wariancie 2, tj. przy pełnym obciążeniu układu grysowego i wyłączeniu układu tłuczeniowego; rezultaty – na rysunku 5.



Rys. 5. Zainstalowana i wykorzystana moc i energia wg rodzajów maszyn;
wariant 2: aktywny podsystem produkcji grysów

Fig. 5. Installed and used motors' power of crushers, screens and conveyors;
variant 2: active only aggregate subsystem

Tabela 1. Synteza obliczeń mocy napędów i ich wykorzystanie:
aktywne układy grysowy i tłuczeniowy, wariant 1

Table 1. Results of calculations installed and used motors' power
according to the type of machines: variant 1

Moc zainstalowana		Wykorzystanie mocy		Współczynnik zmienności
	razem [kW]	razem [kW]	średnio kWh na maszynę i 1m ³ /h (1t/h) wydajności technicznej	
kruszarki	870	429	1,47 (0,92)	0,78
przesiewacze	186	76	0,37 (0,23)	1,66
przenośniki	465	162	0,72 (0,45)	2,05
cały system	1521	667		
na 1m ³ /h (1t/h)	4,47 (2,79)	1,96 (1,22)	wariant 1 – grysowy i tłuczeniowy	

Tabela 2. Synteza obliczeń mocy napędów i ich wykorzystanie:
aktywny układ grysowy, wariant 2

Table 2. Results of calculations installed and used motors' power
according to the type of machines: variant 2

Moc zainstalowana		Wykorzystanie mocy		Współczynnik zmienności
	razem [kW]	razem [kW]	średnio kWh na maszynę i 1m ³ /h (1t/h) wydajności technicznej	
kruszarki	710	433	0,93 (0,58)	0,78
przesiewacze	134	67	0,23 (0,14)	1,66
przenośniki	345	138	0,37 (0,23)	2,40

cały system	1189	637		
na 1m ³ /h (1t/h)	4,21 (2,63)	2,25 (1,41)	wariant 2 – grysowy	

3. WNIOSKI

Obliczenia pokazują, że wykorzystanie mocy jest znacznie mniejsze od zainstalowanej. Bardziej szczegółowo wykorzystanie to można zaobserwować w tabelach 1 i 2.

Wykorzystanie mocy systemu dwufunkcyjnego (wariant 1) wynosi ok. 50% nominalnej. Energochłonność rzeczywista produkcji wyniesie około 2 kWh na 1 m³/h wydajności układu, czyli ok. 1,2 kWh/t, przy czym w operacjach kruszenia przeciętnie jest to 0,92 kWh/t, przesiewania – 0,23 kWh/t oraz transportu – 0,45 kWh/t

Z kolei dla struktury jednofunkcyjnej, typowej dla większości zakładów przeróbczych (wariant 2), efektywność energetyczna jest zdecydowanie większa: w przypadku kruszarek – 0,58 kWh/t, przesiewaczy – 0,14 kWh/t i przenośników – 0,23 kWh/t.

Przyczyną różnic efektywności w obu wariantach jest obciążenie podsystemów: w wariantcie produkcyjnym 1 podsystem grysów jest niedociążony (w przeciwieństwie do wariantu 2) z powodu za małej wydajności układu wstępnego kruszenia na potrzeby pracy dwu podsystemów jednocześnie.

LITERATURA

MALEWSKI J., 2015, *Wydajność maszyn w układach przeróbki skał*, Powder & Bulk, nr 5.

MALEWSKI J., 2018, *Zaplanuj wydajność. Niezawodność i wydajność systemów przeróbczych*, Surowce i Maszyny Budowlane, nr 5, 36–39.

ENERGY USAGE OF THE MAIN OPERATIONS IN AGGREGATES PROCESSING PLANTS

The basic operations of aggregate production, which have the largest share in energy usage are crushing, sieving and internal transport (conveying). In the paper, an example of a typical processing plant is performed, the machines load were assessed and the relative load of electric motors was estimated. The calculations were carried out for two production modes (variants): system two- or one-functional. It has been stated that the electric power efficiency of two-functional system in basic production operations is approx. 50% of the nominal. The real energy usage by two-functional system of the production is about 2 kWh per 1 m³ of the system capacity or about 1.2 kWh/t.; in crushing operations the average is 0.94 kWh/t, screening – 0.23 kWh/t and conveying – 0.45 kWh/t. For one-functional mode of production it will be as: 0.58 kWh/t (crushers), 0.14 kWh/t (screening) and 0.23 kWh/t (conveying).

Zdzisław NAZIEMIEC

Instytut Ceramiki i Materiałów Budowlanych w Krakowie

Daniel SARAMAK

AGH Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie

STATYSTYCZNA OCENA WYNIKÓW OZNACZEŃ SKŁADU ZIARNOWEGO KRUSZYW

WPROWADZENIE

Oznaczanie składu ziarnowego należy do podstawowych badań właściwości kruszyw. W przypadku kruszyw grubych i drobnych badanie wykonywane jest metodą przesiewania opisaną w normie PN-EN 933-1:1999, a w przypadku kruszyw wypełniających stosowana jest metoda przesiewania w strumieniu powietrza, opisana w normie PN-EN 933-10. Czynnością mającą bardzo duży wpływ na dokładność badania jest pobranie odpowiedniej próbki kruszywa. Z uwagi na to, że jest to pierwsza czynność wykonywana w badaniach empirycznych i analizach kruszyw mineralnych, właściwy sposób jej wykonania ma zdecydowany wpływ na uzyskany wynik badania i jest wstępnym warunkiem uzyskania wiarygodnych wyników (Tumidajski & Saramak, 2009; Naziemiec, 2012).

W wymaganiach technicznych, dotyczących uziarnienia danego kruszywa, podawane są dopuszczalne zawartości nadziarna i podziarna. W normach PN-EN dotyczących kruszyw, zależnie od ilości nadziarna i podziarna przyjmowane są odpowiednie kategorie uziarnienia. W przypadku kamienia do celów przemysłowych, jak np. do wypału na wapno, czy kamienia jako topnik do celów hutniczych, zawartości nadziarna i podziarna ustalane są pomiędzy producentem i odbiorcą. W praktyce często spotkać można bardzo zawyżone wymagania, nie uwzględniające warunków występujących w zakładzie produkującym, jak i u odbierających kamień. Tymczasem produkt w postaci kruszywa czy kamienia do celów przemysłowych po przejściu nawet bardzo dokładnego procesu przesiewania, w końcowym etapie może zawierać znaczną ilość podziarna. Wynika to z faktu wpływu poszczególnych operacji przeróbczych na skład ziarnowy produktu. Produkty mineralne gromadzone są na składach otwartych lub w silosach. Podczas wysypywania kruszywa z przenośnika na składowisko kamienia występuje jego dodatkowe rozdrobnienie. Rozdrobnienie występuje również podczas załadunku na środki transportu. W miejscu składowania kruszywa u odbiorcy mamy powtórzenie tych zjawisk, tj. rozdrabniania kamienia podczas wyładunku, np. z wagonów za pomocą suwnicy i wysypywania na skład. Kamień wapienny, nawet gdy nie

ulegnie całkowitemu rozdrobnieniu w wyniku ocierania, pomniejsza swe wymiary, co również ma wpływ na końcowy wynik analizy uziarnienia. Od momentu odbioru kamienia z przesiewacza do momentu jego składowania na składowisku odbiorcy, zawartość podziarna może wzrosnąć o kilka procent (co zależne jest od jego wytrzymałości). W przypadku grubego kamienia wapiennego o granulacji rzędu 70-100 mm, może to być nawet wzrost o 10%. Warto uwzględnić powyższe okoliczności podczas ustalania dopuszczalnych zawartości nadziarna i podziarna, zwłaszcza dla kamienia przemysłowego.

Podstawową rzeczą przy pobieraniu próbek jest ustalenie jej wielkości (masy) oraz tego, ile i w jaki sposób pobierać i pomniejszać pojedyncze próbki; zostało to określone w odpowiednich normach. Zmienność cech jakościowych kruszywa w próbce, zwłaszcza jego składu granulometrycznego, spowodowana jest niejednorodnością materiału, jak również rozsegregowaniem występującym podczas jego składowania. Można ją jednak ograniczyć poprzez pobranie odpowiedniej liczby próbek pierwotnych z różnych miejsc danej partii materiału, złożyć itp. Inaczej mówiąc należy pobrać właściwą masę próbki ogólnej oraz odpowiednią liczbę próbek pierwotnych stanowiących próbę ogólną.

1. METODYKA BADAŃ

Masę próbki ogólnej M określają normy (PN-EN 932-1:1999, PN-EN 932-2:2001)

$$M = 6 \cdot \rho_b \cdot \sqrt{D} \quad [\text{kg}] \quad (1)$$

gdzie:

D – maksymalny wymiar ziaren [mm],

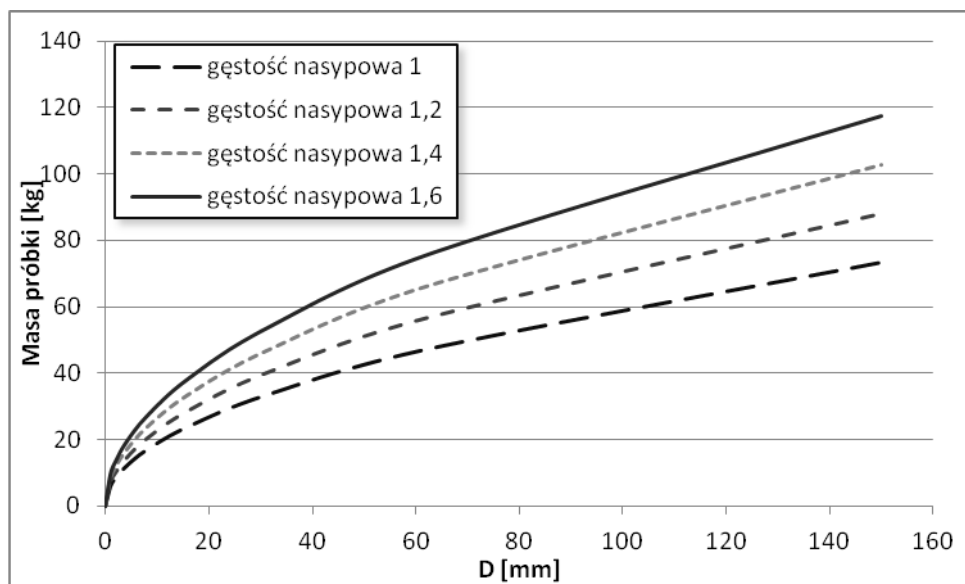
ρ_b – gęstość nasypowa w stanie luźnym [Mg/m^3].

Na rysunku 1 podano minimalne masy próbek ogólnych M , w zależności od wielkości maksymalnego ziarna i gęstości nasypowej badanego materiału, obliczone z podanego w normie PN-EN 932-1:1999 wzoru.

Jak widać z rysunku masy próbek, w przypadku kruszyw o uziarnieniu sięgającym 63 mm, są stosunkowo duże. Wykonanie analizy składu ziarnowego próbki o masie około 50 kg metodą mokrą wymaga dużego nakładu pracy. Stąd w normie PN-EN 933-1:1999 podano sposób wykonania analizy na odpowiednio pomniejszonej próbce.

Problem wykonania analizy składu ziarnowego staje się znaczniejszy w przypadku, gdy wykonywane jest badanie kamienia o maksymalnym wymiarze ziaren około 100 mm lub więcej. Kamień wapienny o takim uziarnieniu kierowany jest np. do celów wypału na wapno. Przy maksymalnym uziarnieniu 100 mm minimalna masa próbki ogólnej wynosi ponad 70 kg. Powstaje pytanie, ile próbek pierwotnych należy pobrać, aby uzyskać reprezentatywny wynik. Ważne znaczenie ma tutaj również ilość zgromadzonego kamienia, stanowiącego przedmiot naszej oceny. Często na składzie kamienia

zgromadzone jest kilka tysięcy ton. W ustaleniu ilości próbek pierwotnych i ich masy można się posłużyć metodami analizy statystycznej.



Rys. 1. Wielkość minimalnej próbki ogólnej w zależności od rozmiaru ziaren i gęstości
Fig. 1. Volume of minimum sample depending on grain size and density

Kolejnym zagadnieniem, jest ustalenie odpowiedniej liczby pobrań próbek pierwotnych. Liczba pobranych próbek jest wprost proporcjonalna do precyzji oszacowania mierzonej wielkości. Inaczej – im większa liczba próbek – tym mniejsza niepewność pomiarowa. W badaniach empirycznych zawsze występuje dylemat, czy przeprowadzać bardzo dużą liczbę pomiarów, ponosząc dodatkowe koszty i znacznie wydłużając czas badań ale w zamian uzyskując bardzo dokładne wyniki, czy też zmniejszyć liczbę pomiarów kosztem obniżenia precyzji uzyskiwanych wyników. W teorii wnioskowania statystycznego ujęte są wzory pozwalające wyznaczyć niezbędną liczbę próbek pierwotnych, przy której na poziomie ufności $(1-\alpha)$ uzyskany błąd pomiarowy nie przekroczy przyjętej wartości d :

$$n = \frac{t_{\alpha}^2 \cdot \sigma^2}{d^2} \quad (2)$$

gdzie:

- d – przyjęty błąd pomiaru,
- t_{α} – statystyka t-Studenta,
- σ – odchylenie standardowe próbki (pierwiastek kwadratowy z wariancji).

Wartość odchylenia standardowego wyznacza się na podstawie losowo pobranej próbki wstępnej (w tym przypadku dla wykonanej wstępnie niewielkiej, mniejszej niż 30, liczbie pomiarów). Analizując wzór (2) można zauważyć, że dla przyjętej wartości d i poziomu ufności $(1-\alpha)$, liczba próbek zależna jest od wartości odchylenia standardowego: im wyższe σ , tym większa musi być liczebność próbki, aby nie został przekroczony poziom d .

Celem artykułu jest ocena statystyczna przeprowadzonych analiz składu ziarnowego na podstawie dwóch serii pobranych próbek ze składu kamienia wapiennego o uziarnieniu w wąskiej klasie ziarnowej 70-90 mm. Program badawczy obejmował pobranie dwóch serii 11 próbek. Analiza statystyczna obejmowała ocenę, czy masa pobranych próbek była wystarczająca, zgodnie ze wzorem (1), a także czy pobrano ich odpowiednią liczbę.

2. ANALIZA WYNIKÓW

W wyniku przeprowadzonego doświadczenia otrzymano dwie próbki ogólne, składające się z 11 pierwotnych próbek każda. Dla każdej z nich wykonano analizę składu ziarnowego. Wyniki przedstawiono w tabelach 1 i 2. Wyniki pierwszej serii pokazują, że w czterech próbkach znalazły się kilkuprocentowe udziały ziaren powyżej 90 mm, natomiast w każdej próbce stwierdzono kilkunastoprocentowe wychody ziaren poniżej 70 mm, co mogło być spowodowane rozkruszeniem materiału podczas składowania lub pobierania próbek.

Tab. 1. Skład ziarnowy poszczególnych próbek pierwotnych w pierwszej próbce ogólnej

Tab. 1. Particle size distribution of individual samples in the first general sample

Frakcja [mm]	Zawartość frakcji w %, dla poszczególnych próbek										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
> 90	0,0	0,0	7,9	0,0	7,0	0,0	0,0	0,0	6,1	0,0	7,6
70-90	84,1	82,9	68,4	87,1	78,2	88,0	87,0	87,0	83,9	87,3	76,7
< 70	15,9	17,1	23,7	12,9	14,8	12,0	13,0	13,0	10,0	12,7	15,7

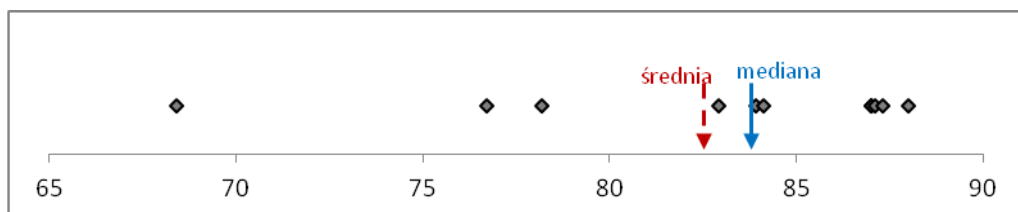
Tab. 2. Skład ziarnowy poszczególnych próbek pierwotnych w drugiej próbce ogólnej

Tab. 2. Particle size distribution of individual samples in the second general sample

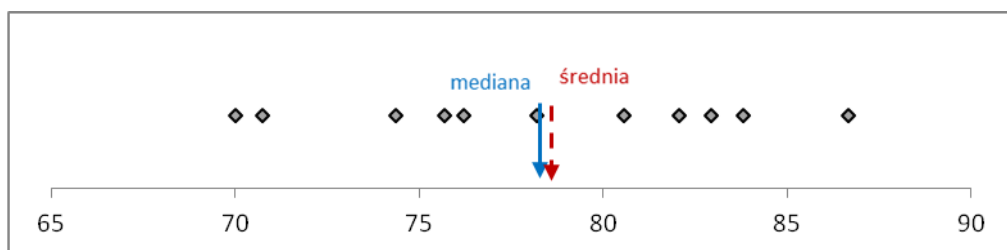
Frakcja [mm]	Zawartość frakcji w %, dla poszczególnych próbek										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
> 90	4,4	0,0	5,0	4,8	12,2	5,4	0,0	0,0	0,0	0,0	3,2
70-90	86,7	82,9	70,0	76,2	70,7	75,7	83,8	82,1	80,6	75,4	78,2
< 70	8,9	17,1	25,0	19,0	17,1	18,9	16,2	17,9	19,4	24,6	18,6

Na potrzeby przeprowadzenia analizy statystycznej obliczono wartości średnie i odchylenia standardowe oraz przedstawiono wartości na osi liczbowej (rys. 2, 3), gdyż próba ma za małą liczebność, aby na tej podstawie zbudować histogram mający miarodajne odzwierciedlenie rzeczywistości. Średni wychód ziaren 70-90 mm w serii pierwszej wynosił: $\bar{x}_1 = 82,78$, mediana $Me_1 = 84,1$, a odchylenie standardowe $\sigma_1 = 6,08$, natomiast w serii drugiej: $\bar{x}_2 = 78,29$, mediana $Me_2 = 78,2$, a odchylenie standardowe $\sigma_2 = 5,40$.

Wstępna analiza wskazuje, że wyniki są zróżnicowane, a ich rozrzut raczej nie jest zgodny z rozkładem normalnym. Jest to tylko szacunkowa ocena, gdyż aby zweryfikować zgodność próby empirycznej z rozkładem normalnym wymagana jest co najmniej kilkudziesięcioelementowa próba reprezentatywna. Dodatkowo najmniejsza wartość mogłaby być potraktowana jako pomiar odstający lub niepewny i należałoby sprawdzić, czy próbka została prawidłowo pobrana, czy nie wystąpił błąd gruby itp. Generalnie gdyby założyć, że trzy najniższe uzyskane wartości są niepewne, to seria pozostałych 8 próbek byłaby bardzo dobrej jakości pod względem statystycznym z niską wartością rozrzutu. Z kolei analiza rysunku 3 wskazuje, że rozrzut wyników w serii drugiej jest mniejszy w porównaniu z serią pierwszą.



Rys. 2. Graficzne przedstawienie wychodów klasy ziarnowej 70-90 w kolejności rosnącej – seria 1
Fig. 2. Graphical presentation of yields in particle size fraction 70-90 in ascending order – series 1



Rys. 3. Graficzne przedstawienie wychodów klasy ziarnowej 70-90 w kolejności rosnącej – seria 2
Fig. 3. Graphical presentation of yields in particle size fraction 70-90 in ascending order – series 2

W kolejnym etapie analizy sprawdzono, czy masa pobranych próbek była odpowiednia. W tym celu wykorzystano wzór (1) i do obliczeń przyjęto dane:

- ziarno maksymalne $D = 90$ mm,
- gęstość nasypowa materiału $\rho_b = 1,2$ Mg/m³,

Obliczona wartość wyniosła

$$M = 6 \cdot 1,2 \cdot \sqrt{90} = 68,3 \text{ [kg]}$$

W analizowanym doświadczeniu łączna masa obu pobranych próbek wynosiła 210 kg, zatem wielkość obu próbek ogólnych jest wystarczająca. Minimalną liczbę próbek wyliczono na podstawie wzoru (2). Do obliczeń przyjęto:

- poziom ufności $1 - \alpha = 95\%$
- błąd pomiaru $d = 5\%$ (przyjęto dla obu serii jako 5% wartości średniej dla każdej serii, co odpowiednio daje 4,14 dla serii 1 i 3,91 dla serii 2),
- liczba stopni swobody $\nu = 10$
- statystyka t-Studenta $t_\alpha (\alpha = 0,05; \nu = 10) = 2,23$.

Niezbędna liczba próbek dla serii nr 1 wynosi

$$n = \frac{2,23^2 \cdot 6,08^2}{4,14} = 10,71 \approx 11$$

a dla serii nr 2

$$n = \frac{2,23^2 \cdot 5,40^2}{3,91^2} = 9,49 \approx 10$$

zatem liczba pobranych próbek dla obu serii jest wystarczająca.

Wymaganą liczbę próbek pierwotnych można również obliczyć na podstawie analizy zmienności obu serii pomiarowych. W tym celu należy dysponować dwoma seriami (próbkami ogólnymi), dla których wyznaczyć należy wariancję powtarzalności oraz pomiędzy grupami, a na ich podstawie należy wyznaczyć odpowiednie odchylenia standardowe, dla których wzory podaje przywoływana norma PN-EN 932-1:1999.

Wyniki obliczeń dla klasy ziarnowej 70-90:

- wartość średnia $\bar{x} = 81,86$
- wariancja powtarzalności $\nu_r = 4,45$
- wariancja pomiędzy próbami $\nu_s = 4,71$
- odchylenie standardowe powtarzalności $\sigma_r = 2,11$
- odchylenie standardowe próby $\sigma_s = 1,58$

Zgodnie z powyższą normą, jeżeli wartość odchylenia standardowego próby jest większa od odchylenia standardowego powtarzalności, to niezbędną liczbę próbek k' wylicza się ze wzoru

$$k' = k \cdot \frac{\sigma_s}{\sigma_r}$$

gdzie k jest liczbą próbek pierwotnych, pobranych w celu utworzenia próbki ogólnej.

W przeciwnym przypadku nie zachodzi konieczność zwiększania liczby próbek pierwotnych. W analizowanym przypadku zachodzi tu zależność $\sigma_s < \sigma_r$, zatem pobrana liczba próbek pierwotnych jest wystarczająca.

Na marginesie warto wspomnieć o innym problemie, występującym przy pobieraniu próbek do wykonania oznaczeń składu chemicznego. Pomniejszanie próbki laboratoryjnej do próbki analitycznej przeznaczonej do wykonania analizy chemicznej należy przeprowadzać tak, stosując kruszenie materiału w etapach pośrednich, aby masa próbki na żadnym etapie nie była mniejsza niż wartość graniczna, przedstawiona za pomocą równania

$$M = A \cdot e^{B \cdot d} \quad (3)$$

gdzie:

- M – masa próbki ogólnej, [kg],
- d – maksymalne ziarno w próbce, [mm],
- A, B – współczynniki.

Taki sposób postępowania służy zapewnieniu reprezentatywności próbki analitycznej w stosunku do próbki laboratoryjnej. Gdy masa podróbki osiągnie wartość graniczną według równania (3), materiał należy rozdrobnić do mniejszych wymiarów, w celu umożliwienia dalszego podziału i pomniejszenia próbki.

3. PODSUMOWANIE

Celem artykułu była statystyczna ocena pobranych do analizy empirycznych próbek kamienia wapiennego. Odpowiednie normy określają procedurę pobierania próbek materiałów uziarnionych oraz ich masę, do badań składu granulometrycznego. Oprócz tego istnieją statystyczne modele pozwalające na wyznaczenie odpowiedniej liczby próbek, określenie wewnętrznej zmienności w pobranej serii próbek pierwotnych oraz wstępną ocenę jakości uzyskanych wyników.

Wyniki przeprowadzonych analiz wskazują, że normowe wymagania w zakresie minimalnej masy próbki ogólnej zostały spełnione, jak również spełnione zostały wymagania dotyczące minimalnej liczby próbek, określone w odpowiednich modelach statystycznych. Uzyskane wyniki potwierdziły się także w obliczeniach przeprowadzonych zgodnie z procedurą przyjętą w normie PN-EN 932-1:1999.

Problemy poruszone w artykule wskazują, że statystyczne oceny wyników badań laboratoryjnych są bardzo istotne dla uzyskania dokładnych charakterystyk ilościowo-jakościowych wybranych cech materiałów uziarnionych. Wielkość i liczba pobranych próbek determinują precyzję oszacowania mierzonej wielkości. Aby podjąć właściwą decyzję dotyczącą wymaganej liczby próbek do pobrania należy skorzystać z dostępnych norm lub wykonać obliczenia z użyciem odpowiednich modeli statystycznych. Zagadnienia te są szczególnie istotne przy analizowaniu składu ziarnowego dużych partii produktów, co ma miejsce w przeróbce kruszyw mineralnych.

LITERATURA

- PN-EN 932-1:1999, *Badania podstawowych właściwości kruszyw. Metody pobierania próbek.*
- PN-EN 932-2:2001, *Badania podstawowych właściwości kruszyw. Metody pomniejszania próbek laboratoryjnych.*
- PN-EN 933-10:2009, *Badania geometrycznych właściwości kruszyw część 10: Ocena zawartości drobnych cząstek. Uziarnienie wypełniaczy (przesiewanie w strumieniu powietrza).*
- TUMIDAJSKI T., SARAMAK D., 2009, *Metody i modele statystyki matematycznej w przeróbce surowców mineralnych*, Wydawnictwa AGH.
- NAZIEMIEC Z., 2012, *Niektóre aspekty badań kruszyw*, Surowce i Maszyny Budowlane, nr 4, 60–64.

STATISTICAL ASSESSMENT OF THE RESULTS OF
PARTICLE SIZE DETERMINATION FOR AGGREGATES

The article concerns the problems related to sampling, minimizing and analysis of graining mineral aggregates. In particular, this applies to the quantity and size of primary and general samples. Samples of seeded material taken from the repository were tested and evaluated for correctness of the sampling and analysis methodology.

Janusz ORLOF, Piotr WOJTACHA

Wyższy Urząd Górniczy, Katowice

KILKA ZDAŃ O WYKONYWANIU DZIAŁALNOŚCI BEZ WYMAGANEJ KONCESJI

WPROWADZENIE

Tworzone w ostatnich latach regulacje prawne, dotyczące wykonywania działalności górniczej, traktowały zagadnienie nielegalnej eksploatacji kopalin w sposób dowolny, bez określenia przejrzystych zasad zwalczania tego procederu. Ustawa z dnia 11 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze* (dalej *pgig*) w swoim pierwotnym brzmieniu (Dz.U.163.981), nie jest pod tym względem wyjątkiem. Problematyka działalności wykonywanej, bez wymaganej koncesji albo bez zatwierdzonego projektu robót geologicznych, znalazła swoje miejsce w dziale VII Opłaty, gdzie w art. 140–143 wyszczególniono:

- sposób naliczania opłaty podwyższonej za tego typu wykroczenia,
- stawki służące wyliczaniu opłat,
- beneficjentów opłaty podwyższonej,
- zasady ustalania stron postępowania.

Organami wskazanymi przez ustawodawcę do przeprowadzania tej procedury został minister właściwy do spraw środowiska oraz starosta. Kontrowersyjne regulacje zostały przedstawione w art. 141; zgodnie z ust. 1 wpływy z tytułu opłaty podwyższonej stanowiły w 60% dochód gminy, na terenie której jest prowadzona działalność, a w 40% dochód Narodowego Funduszu Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej. Przepis ust. 4 wskazywał, że jeżeli opłatę ustalał starosta, to wpływy z tego tytułu stanowią dochód powiatu. Ponadto, w art. 4 ustawy określono tryb wydobywania piasków i żwirów, przeznaczonych dla zaspokojenia potrzeb własnych osoby fizycznej, z nieruchomości stanowiących przedmiot jej prawa własności oraz wskazano sankcje za naruszenie tych reguł.

Obowiązujący obecnie stan prawny, dotyczący tych problemów, ukształtowano dopiero od 1 stycznia 2015 r. po wejściu w życie kolejnej już zmiany ustawy z dnia 11 lipca 2014 r., *o zmianie ustawy Prawo geologiczne i górnicze oraz niektórych innych ustaw* (tzw. nowela węglowodorowa). Aktem tym prawodawca dokonał korekty przywołanych wyżej przepisów, przy czym gruntownie zamienił pogląd, co do organów właściwych w sprawie naliczania opłaty podwyższonej i w miejsce starosty wyznaczył właściwy organ nadzoru górniczego. Jednoznacznie wskazano również gminę jako udziałowca wpływów z tytułu opłaty podwyższonej (z wyjątkiem wykroczeń

dotyczących węglowodorów). Ciekawym rozwiązaniem zaproponowanym przez ustawodawcę stało się dołączenie do dotychczasowych możliwych stron postępowania, także właściciela nieruchomości lub innej osoby posiadającej tytuł prawny do nieruchomości. Kolejną zmianą, wynikającą z przywołanej regulacji, było powierzenie organom nadzoru górniczego kontroli zasad wydobywania piasków i żwirów na potrzeby własne oraz naliczania opłat w przypadku wykroczeń od przepisów prawa w tym zakresie.

1. ORGANY NADZORU GÓRNICZEGO A WYKONYWANIE DZIAŁALNOŚCI BEZ WYMAGANEJ KONCESJI

Po wejściu w życie ustawy *pgig* z dnia 11 czerwca 2011 r. organom nadzoru górniczego przybył szereg nowych kompetencji. Spowodowało to konieczność wykonywania nowych zadań, także w zakresie nielegalnej eksploatacji kopalin. W omawianym obszarze prawodawca wprowadził przepis art. 173, w którym zobowiązał organy nadzoru górniczego do wydawania decyzji nakazującej wstrzymanie działalności w przypadku wykonywania jej bez wymaganej koncesji (rys. 1). Kopię tej decyzji niezwłocznie należało przekazać organom właściwym do naliczania opłaty podwyższonej – starostom.



Rys. 1. Jak wstrzymać działalność w takiej sytuacji?

Fig. 1. How to stop the activity in such a situation?

Warto w tym miejscu zaznaczyć, że do 2012 roku organy nadzoru górniczego, w ramach wykonywanych przez siebie zadań, nie uczestniczyły w postępowaniach toczących się w sprawach nielegalnej eksploatacji kopalin. Nie zmienia to faktu, że dyrektorzy urzędów górniczych informowali właściwych starostów o miejscach prowadzenia działalności bez koncesji na wydobywanie kopalin.

1.1. DECYZJE NAKAZUJĄCE WSTRZYMANIE DZIAŁALNOŚCI

Obowiązki wynikające z art. 173 *pgig* dyrektorzy okręgowych urzędów górniczych realizowali w latach 2012–2014 poprzez wydawanie decyzji. W okresie tym wydano łącznie 281 decyzji o wstrzymaniu wykonywania działalności polegającej na wydobywaniu kopaliny bez wymaganej koncesji. Najwięcej decyzji takich – 105, wydał Dyrektor OUG w Poznaniu, co wydaje się zrozumiałe z uwagi na fakt, że właściwość miejscowa tego urzędu obejmowała pięć województw północno-zachodniej Polski (rys. 2). Zaznaczyć należy, że OUG w Gdańsku został powołany dopiero w 2015 roku, stąd nie mógł on wykazać wyników tych decyzji.

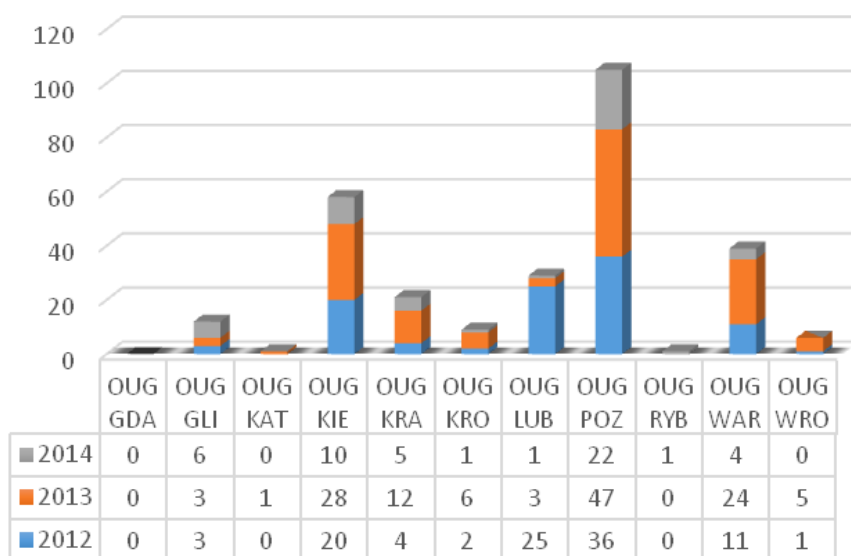
Rys. 2. Decyzje wydane na podstawie art. 173 *pgig* w latach 2012–2014

Fig. 2. Decisions issued on the basis of art. 173 of GMA in 2012-2014

Należy zaznaczyć, że ustawodawca delegując na urzędy górnicze nowe zadania w zakresie wstrzymywania działalności bez wymaganej koncesji nie wyposażył organów nadzoru górniczego w instrumenty prawne, dające możliwości skutecznego zwalczania nielegalnej eksploatacji kopalni, co spowodowało konieczność stosowania przepisów kodeksu postępowania administracyjnego w sprawach związanych z wydaniem decyzji z art. 173 *pgig*. Czy takie rozwiązanie miało na celu skuteczną walkę z procederem rabunkowej eksploatacji złóż kopalni? Jest to zagadnienie, które poddajemy pod dyskusję branży górnictwa odkrywkowego.

1.2. WSPARCIE WYŻSZEGO URZĘDU GÓRNICZEGO DLA OKRĘGOWYCH URZĘDÓW GÓRNICZYCH

Struktura organizacyjna organów nadzoru górniczego oraz konieczność przestrzegania procedur kodeksu prawa administracyjnego w prowadzeniu postępowań urzędów górniczych w sprawach wykonywania działalności bez wymaganej koncesji, skłoniły kierownictwo WUG do odpowiedniego wsparcia okręgowych urzędów górniczych w skutecznym wykonywaniu tych zadań. Za najważniejsze z przedsięwzięć w tym zakresie, uznać należy powołanie zarządzeniem Prezesa WUG w dniu 15 października 2013 r. *Zespołu do opracowania metodyki prowadzenia postępowań w sprawach dotyczących wykonywania działalności z naruszeniem niektórych wymagań pgig*. W skład tego zespołu wchodził przedstawiciel WUG i okręgowych urzędów górniczych, a postawione przed nimi zadania wymagały przeanalizowania problematyki wykonywania działalności bez wymaganej koncesji oraz naruszeń wymagań określonych w art. 4 *pgig*, związanych z wydobywaniem piasków i żwirów na potrzeby własne. Zaakceptowana przez Prezesa WUG w dniu 5 lutego 2014 r. *Metodyka* opisywała w szczegółach procedurę prowadzenia postępowań, określała zasady i sposób gromadzenia materiału dowodowego oraz wskazywała reguły wydawania wyników z art. 173 *pgig* decyzji, została przekazana urzędowi górniczemu. Stosowanie przez urzędy *Metodyki* spowodowało jednakowe traktowanie przez OUG takich samych stanów faktycznych, ujednoliciło tryb postępowania w prowadzonych sprawach, co miało bardzo istotne znaczenie z uwagi na fakt, że wszystkie odwołania od decyzji dyrektorów OUG rozpatrywał Prezes WUG. Przygotowane na podstawie tej metodyki materiały dowodowe ułatwiały także skuteczne występowanie Prezesa WUG przed Wojewódzkim Sądem Administracyjnym w Gliwicach na kolejnych etapach postępowania odwoławczego, gdzie w ostateczności rozstrzygano sprawy między urzędami górniczymi a obwinionymi o naruszenie przepisów ustawy *pgig* w zakresie prowadzenia działalności bez wymaganej koncesji.

Niezależnie od wszechstronnego wsparcia merytorycznego i prawnego dla działań OUG, kierownictwo WUG uznało za konieczne wyposażenie pracowników tych urzędów w odpowiedniej klasy sprzęt ułatwiający prowadzenie postępowań związanych z nielegalną eksploatacją kopalni, a także dający gwarancję rzetelnego przedstawienia materiałów dowodowych oraz właściwego naliczania opłaty podwyższonej. Na dodatkowe wyposażenie urzędów górniczych wykorzystano zarówno środki własne WUG, jak i pochodzące z programów celowych NFOŚiGW. W ostatnich latach wyposażono urzędy górnicze w wysokiej klasy stacje robocze GPS GNSS RTK, dalmierze laserowe, przenośny sprzęt komputerowy wraz ze specjalistycznym oprogramowaniem geodezyjnym oraz cyfrowe aparaty fotograficzne. Takie wyposażenie pracowników inspekcyjno-technicznych w połączeniu z ich uprawnieniami zawodowymi oraz doświadczeniem spowodowało, że gromadzone w trakcie postępowań dokumenty

i opracowania stanowią nie budzący zastrzeżeń materiał dowodowy, pozwalający należycie naliczyć opłatę podwyższoną.

Kolejne nowelizacje *pgig* w zakresie prowadzenia działalności bez wymaganej koncesji, a zwłaszcza radykalne zmiany zadań organów nadzoru górniczego w tym zakresie, spowodowały konieczność modyfikacji dobrze już funkcjonującej *Metodyki* o nowe zagadnienia i procedury. Koniecznym okazało się wypracowanie wzorów dokumentacji dla określenia ilości wydobytej kopaliny, a także ustalenie sposobu określenia gęstości wydobywanej kopaliny w sytuacji, gdy jej wydobywanie nastąpiło przed oględzinami przeprowadzonymi przez pracowników urzędu. Uzupełnienia wymagała również procedura administracyjna, dotycząca udziału stron w postępowaniu, praktyka prowadzenia postępowań, a także wypracowanie zasad solidarnej odpowiedzialności sprawców wykroczeń. Rozszerzona o te elementy *Metodyka* zastała udośćniona okręgowym urzędem górniczym już 9 stycznia 2015 roku.

Inną formą pomocy w realizacji zadania naliczania opłaty podwyższonej za działalność wykonywaną bez wymaganej koncesji, czy też bez zatwierdzonego albo podlegającego zgłoszeniu projektu robót geologicznych, stały się organizowane cyklicznie przez WUG warsztaty dla pracowników okręgowych urzędów górniczych, prowadzących postępowania w tym zakresie. W trakcie spotkań omawiane są w szczególności ciekawe lub skomplikowane przypadki postępowań, wskazywane błędy w prowadzonych sprawach, a w ramach dyskusji wymienia się poglądy i upowszechnia dobre praktyki i doświadczenia.

1.3. DECYZJE NALICZAJĄCE PODWYŻSZONĄ OPŁATĘ

Począwszy od 2015 roku dyrektorzy OUG urzędów górniczych, zamiast starostów, zostali wskazani przez ustawodawcę jako organy, które mają obowiązek naliczania i nakładanie opłaty podwyższonej na podmioty, które prowadziły działalność bez wymaganej koncesji lub zatwierdzonego projektu robót geologicznych. W latach 2015–2018 dyrektorzy OUG wydali łącznie 435 decyzji w tym zakresie. Największą aktywnością w tej działalności wykazał się dyrektor OUG w Poznaniu, który wydał 100 decyzji, w dalszej kolejności dyrektor OUG w Warszawie 65 oraz dyrektor OUG w Gdańsku 56 decyzji (rys. 3).

Skutkiem wydania przez dyrektorów okręgowych urzędów górniczych 435 decyzji była opłata podwyższona, której beneficjentami w 60% stały się gminy, na terenie których doszło do tych wykroczeń oraz w 40% NFOŚiGW. W omawianym okresie łączna wysokość opłaty podwyższonej osiągnęła wartość 99,8 mln zł. Największy wkład do tej kwoty wniosły decyzje dyrektorów OUG: w Rybniku 18,4 mln zł., w Krośnie 16,8 mln zł, w Gdańsku 16,4 mln zł (rys. 4).

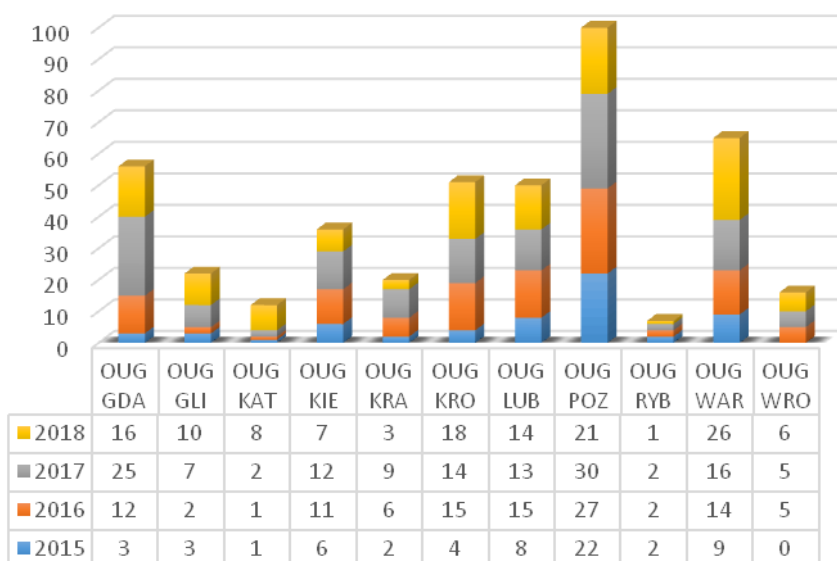
Rys 3. Decyzje dyrektorów OUG na podstawie art. 140 *pgig*

Fig. 3. Decisions of the directors of OUG pursuant to art. 140 of GMA

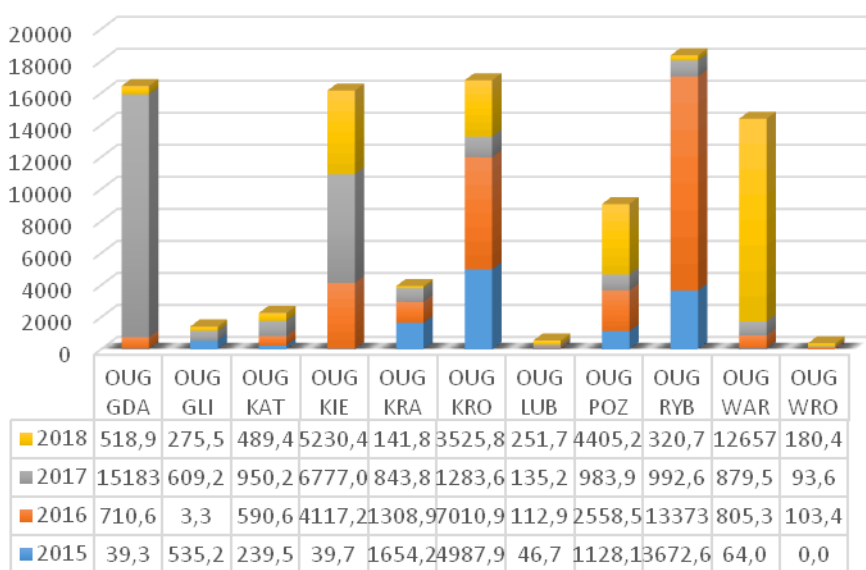
Rys. 4. Naliczone kwoty opłat podwyższonych na podstawie art. 140 *pgig*

Fig. 4. Calculated amounts of fees increased on the basis of art. 140 of GMA

Oczywistym dopełnieniem procedury administracyjnej jest możliwość odwołania się od treści decyzji do organu drugiej instancji, w końcu zaś dochodzenie swoich

praw przed sądami. W sprawach dotyczących postępowań prowadzenia działalności bez wymaganej koncesji właściwym dla rozstrzygania sporów jest Wojewódzki Sąd Administracyjny w Gliwicach. W latach 2015–2018 na wokandę sądową trafiło 48 spraw przeciwko Prezesowi WUG. Tylko w czterech przypadkach sąd uznał argumenty strony odwołującej, kierując sprawy do ponownego rozpatrzenia. Statystyka taka może świadczyć o wysokich standardach procedur wprowadzonych w urzędach górniczych w celu prowadzenia spraw dotyczących nielegalnej eksploatacji kopalin oraz o odpowiednich kompetencjach pracowników urzędów zajmujących się dochodzeniami dotyczącymi działalności bez wymaganej koncesji.

2. NIELEGALNA EKSPLOATACJA KOPALIN A DZIAŁALNOŚĆ WYNIKAJĄCA Z INNYCH USTAW

Z obserwacji organów nadzoru górniczego wynika, że sprawcy wykroczeń polegających na wydobywaniu kopalin bez wymaganej koncesji zorientowali się, że proste tłumaczenie przyczyn swojego postępowania nie znajduje uznania w oczach osób prowadzących sprawy tej działalności. Szczególnie od początku 2015 roku, kiedy organy nadzoru górniczego przejęły zadania naliczania opłaty podwyższonej, zauważa się wzrost różnego rodzaju pomysłów i pretekstów uzasadniających korzystanie z wydobywania kopalin z obejściem wymagań przepisów *pgig*. Na pierwszym miejscu, wśród powodów prowadzenia działalności bez wymaganej koncesji, wymienić należy różnorodne decyzje i zezwolenia wynikające z ustawy *prawo budowlane*. Coraz częściej wydobywanie piasku i żwiru nie jest już tylko elementem budowy stawów rybnych, ale stanowi fragment dużej inwestycji budowlanej, prowadzonej w oparciu o pozwolenie na budowę, w której wydobyta kopalina stanowi rodzaj ekwiwalentu za wykonane roboty budowlane. Do wyjątkowych nie należą również sytuacje, w których przedsiębiorca dokumentuje najpierw złożę kruszywa, przedstawiając staroście do zatwierdzenia dokumentację geologiczną, by następnie w tym samym miejscu, na podstawie pozwolenia na budowę, prowadzić budowę zbiorników retencyjnych itp.

Wątpliwości w takich sytuacjach może budzić fakt, że zgodnie z przepisami prawa starosta jest organem administracji architektoniczno-budowlanej oraz organem administracji geologicznej, do zadań której należy ochrona udokumentowanych złóż kopalin.

Dotychczasowa praktyka postępowań dotyczących nielegalnego wydobywania kopalin w trakcie trwającego procesu budowlanego wskazuje, że samo posiadanie przez inwestora pozwolenia na budowę, nie daje gwarancji bezkarności takiego procederu. Dzięki doświadczeniu i wnikliwości pracowników inspekcyjno-technicznych OUG udaje się przeprowadzić szczegółową analizę warunków wynikających z decyzji o pozwoleniu na budowę i wykazaniu dopuszczalnych przez ustawę *prawo budowlane* granic prowadzenia inwestycji, a także zakresu działań poza prawnymi. W takich

przypadkach przedmiotem wydanej decyzji jest ilość wydobytej kopaliny z naruszeniem obowiązujących przepisów.

Do nieporozumień pomiędzy organami nadzoru górniczego a innymi organami lub instytucjami dochodzi w trakcie toczących się postępowań, gdy rozpatrując różne wątki oraz próbując zgromadzić wiarygodny materiał dowodowy, dyrektorzy OUG występują o informacje lub dokumenty mogące potwierdzić określone stany faktyczne. Często reakcją na takie wnioski są próby wymagania odpłatnego przekazywania materiałów. Jest to sprzeczne z obowiązującymi przepisami oraz wydłuża czas trwających postępowań. Zaznaczyć w tym miejscu należy, że na prowadzenie działalności związanej z naliczaniem opłaty podwyższonej organy nadzoru górniczego nie otrzymują żadnych dodatkowych środków.

3. WNIOSKI

Formalny udział organów nadzoru górniczego w zwalczaniu procederu nielegalnego wydobywania kopalin, zapoczątkowany w 2012 roku, pozwala na podsumowanie praktyki stosowania przepisów prawa w tym zakresie oraz na sformułowanie najważniejszych wniosków:

- W latach 2012–2014 organy nadzoru górniczego wydały 281 decyzji na podstawie art. 173 ustawy *pgig*, wstrzymujących wykonywanie działalności bez wymaganej koncesji na wydobywanie kopalin. Decyzje te niezwłocznie zostały przekazane właściwym starostom. Autorzy nie dysponują informacją w jaki sposób starostowie skorzystali z danych tych decyzji.
- W latach 2015–2018 dyrektorzy OUG wydali 435 decyzji naliczających opłatę podwyższoną na podstawie art. 140 *pgig* za działalność wykonywaną bez wymaganej koncesji albo bez zatwierdzonego albo podlegającego zgłoszeniu projektu robót geologicznych na kwotę 99,8 mln zł.
- Postępowania związane z nielegalnym wydobywaniem kopalin toczą się przez okres od kilku miesięcy, a nawet do dwóch lat, z uwagi na konieczność przestrzegania procedur wynikających z kodeksu postępowania administracyjnego, gdyż tylko takimi instrumentami prawnymi dysponują organy nadzoru górniczego.
- W celu skutecznego eliminowania prowadzenia działalności wydobywczej bez wymaganej koncesji należy: ocenić doświadczenia z funkcjonowania przepisów dotyczących naliczania opłaty podwyższonej, przeanalizować obowiązujące regulacje dotyczące koncesji w zakresie uproszczenia zasad jej uzyskiwania szczególnie dla kopalin związanych z własnością nieruchomości gruntowej oraz zaproponować nowe rozwiązania legislacyjne w tym zakresie. Działania te nie są przedmiotem niniejszego artykułu.

LITERATURA

Ustawa z dnia 11 czerwca 2011 r. *Prawo geologiczne i górnicze*, Dz.U.2017.2126 ze zm.

A FEW REMARKS ON UNLICENSED MINING ACTIVITY

The article presents problematics of the illegal extraction of mineral resources from the historic and present regulations point of view. Particular attention has been paid on mining authorities activity in the area of elaboration of methods and rules for uniform legal action in all the cases. There are also presented statistics of such an extraction as well as some problems for legal action that arise from the regulations of some legal acts which make possible to get round the regulations of Geological and Mining Act.

Mariola STEFANICKA, Michał STOPA

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii

ZMIANY ZASAD OCENY NARAŻENIA NA CZYNNIKI PYŁOWE W GÓRNICTWIE SKALNYM

WPROWADZENIE

Od 21 sierpnia 2018 r. obowiązuje rozporządzenie Ministra Rodziny, Pracy i Polityki Społecznej z 12 czerwca 2018 roku w sprawie *najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy* (dalej skrótowo *rnds*). Aktualizacja krajowych regulacji prawnych wynikała z konieczności wdrożenia, najpóźniej do tej daty, postanowień dyrektywy Komisji (UE) 2017/164, 2017, ustanawiającej czwarty wykaz wskaźników dopuszczalnych wartości narażenia zawodowego zgodnie z dyrektywą Rady 98/24/WE oraz zmieniającej dyrektywy Komisji 91/322/EWG i 2009/161/UE. Rozporządzenie to uwzględnia również trzynaste wniosków Międzyresortowej Komisji do Spraw Największych Dopuszczalnych Stężeń i Natężeń Czynników Szkodliwych dla Zdrowia w Środowisku Pracy, skierowanych do ministra właściwego do spraw pracy w latach 2014–2017.

Nowe *rnds* wprowadza szereg istotnych zmian, a w szczególności:

- w załączniku nr 1 likwiduje podział na część A – *Substancje chemiczne* i część B – *Pyły* i wprowadza połączony *Wykaz wartości najwyższych dopuszczalnych stężeń chemicznych i pyłowych czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy*,
- weryfikuje zapisy dla substancji pyłowych i ich wartości dopuszczalnych,
- wprowadza zmiany wartości dopuszczalnych stężeń dla 32 substancji chemicznych,
- poszerza wykaz o 15 nowych substancji chemicznych wraz z wartościami dopuszczalnych stężeń, w tym ustala niezależny NDS dla krzemionki krystalicznej,
- wprowadza konieczność oznaczania krzemionki krystalicznej w innych substancjach kwalifikowanych w rozporządzeniu z uwzględnieniem notacji (7),
- wprowadza w kolumnie *Uwaga* oznaczenie *skóra* przy substancjach, które mogą być absorbowane przez skórę,
- dla mikroklimatu zimnego aktualizuje zapisy zgodnie z normą PN-EN ISO 11079:2008.

Wprowadzone zmiany pozwolą na pełniejszą analizę warunków pracy i bardziej miarodajną ocenę ryzyka zawodowego związanego z występowaniem czynników szkodliwych dla zdrowia.

1. ZMIANY CZYNNIKÓW PYŁOWYCH. KWESTIA KRystalICZNEJ KRZEMIONKI

Rozporządzenie *nds*in w odniesieniu do czynników pyłowych nie tylko wprowadza nowe substancje i koryguje wielkości dopuszczalnych stężeń, ale również zmienia nazewnictwo. Dotychczas (w odrębnym załączniku 1B – *Pyły*) klasyfikowano 19 substancji pyłowych; aktualnie nazwa *pyły* została zachowana wyłącznie dla czterech czynników:

- pyły niesklasyfikowane ze względu na toksyczność,
- pyły drewna,
- pyły mąki (nowy czynnik),
- pyły organiczne pochodzenia zwierzęcego i roślinnego z wyjątkiem pyłów drewna i mąki.

W pozostałych przypadkach dla czynników pyłowych, oznaczanych metodą grawimetryczną, przyjęto bezpośrednio nazwę substancji, np.: węgiel kamienny i brunatny, węgiel magnezu, wapnia (dolomit), kaolin, talk, krystaliczna krzemionka itp. Zestawienie porównawcze czynników pyłowych, najczęściej występujących w zakładach z wydobywaniem i przeróbką surowców skalnych, przedstawiono w tabeli 1.

Nowe przepisy całkowicie zmieniły podejście do krystalicznej krzemionki. Dotychczas zawartość procentowa wolnej krystalicznej krzemionki (tzw. WKK) była podstawą ustalenia wielkości NDS dla frakcji wdychalnej i respirabilnej pyłów zawierających WKK w dwóch szerokich przedziałach: od 2% do 50% i powyżej 50%. Sama krystaliczna krzemionka nie miała ustalonej wartości NDS, a ocena narażenia zawodowego na schorzenia związane z jej obecnością, była niemiarodajna (Stefanicka, 2012). Nowy NDS dla krystalicznej krzemionki, tj. dla frakcji respirabilnej kwarcu i krystobalitu, został ustalony na poziomie $0,1 \text{ mg/m}^3$, co opowiada zaleceniom unijnym i wielkością normatywnym przyjętym w większości krajów europejskich.

Z uwagi na fakt występowania krzemionki krystalicznej w innych substancjach pyłowych, w nowym rozporządzeniu poprzez wyróżnioną notację (7), określono czynniki, dla których istnieje obowiązek dodatkowego oznaczania zawartości krzemionki krystalicznej we frakcji respirabilnej. Sytuacja ta dotyczy substancji występujących w rozporządzeniu pod nazwą, m.in. węgiel

kamienny i brunatny, węglan magnezu i wapnia (dolomit), apatyt, fosforyt, cement portlandzki, grafit naturalny, kaolin, krzemionka bezpostaciowa i syntetyczna – ziemia okrzemkowa (diatomit) niekalcynowana, a także pyły nieklasyfikowane ze względu na toksyczność.

Ocena narażenia pracowników w tych przypadkach powinna być przeprowadzana jednocześnie w odniesieniu do wartości NDS dla odpowiednich frakcji cząstek pyłowych (substancji pyłowej zidentyfikowanej w środowisku pracy zgodnie z klasyfikacją nowego rozporządzenia NDSiN), a następnie dla frakcji respirabilnej krzemionki krystalicznej (kwarcu i krystobalitu).

Krystaliczną krzemionkę, jako nowy czynnik szkodliwy środowiska pracy, należy oznaczać metodą referencyjną (Maciejewska, 2012) Metody pobierania substancji pyłowych teoretyczne nie uległy zmianie. Jako podstawową uważa się dozymetrię indywidualną zgodnie z normą PN-Z-04008-7:2002, która wskazuje, że liczba badanych pracowników dla danego stanowiska powinna wynosić: wszyscy narażeni przy zatrudnieniu do czterech pracowników, a przy większej liczbie zatrudnionych ilość badanych określa się ze wzoru $2\sqrt{n}$, gdzie n – ilość zatrudnionych pracowników w danych warunkach pracy.

Reguła ta będzie prawdopodobnie rygorystycznie przestrzegana (przez organy kontroli i nadzoru) z uwagi na fakt zmiennej zawartości krzemionki krystalicznej w powietrzu środowiska pracy, nawet nominalnie na tych samych stanowiskach pracy. Natomiast, jak do tej pory, powszechnie stosowano praktykę odstępstwa od normy, polegającą na wykonywaniu badań tylko dla jednego pracownika, bez względu na liczbę zatrudnionych.

W ten sposób uregulowano kwestię krystalicznej krzemionki jako czynnika szkodliwego, którego długotrwałe narażenie na frakcję respirabilną może prowadzić do rozwoju wielu chorób: krzemowej pylicy płuc i jej powikłań infekcjami bakteryjnymi oraz grzybiczymi, raka płuca, przewlekłej obturacyjnej choroby płuc, zaburzeń immunologicznych, chorób autoimmunizacyjnych, przewlekłych chorób nerek oraz krzemicy ogólnoustrojowej. Należy pamiętać, że pylica płuc jest najczęściej identyfikowaną chorobą zawodową w górnictwie. W latach 2013–2017 w branży wydobywczej stwierdzono 1800 przypadków jej powstania, a zdecydowana większość dotyczyła górnictwa węgla kamiennego (WUG, 2018).

2. KONSEKWENCJE ZMIAN NDS CZYNNIKÓW PYŁOWYCH DLA GÓRNICTWA SKALNEGO

Pyłowe czynniki szkodliwe w środowisku pracy związane z obecnością typowych surowców skalnych wg „starej” i „nowej” klasyfikacji przepisów *rndsin* przedstawiono w tabeli 1.

Tab. 1. Porównanie klasyfikacji i NDS-ów czynników szkodliwych środowiska pracy
wybranych pyłów surowców skalnych, w związku ze zmianami przepisów

Tab. 1. Comparison of classifications and highest permissible concentrations and intensities of harmful
factors in the work environment for selected types of rock material dust in
accordance with changes in regulations effective

Czynniki pyłowe i krzemionka krystaliczna w krajowych przepisach ws. NDSiN							
do 21.08.2018 r., Dz.U.2017.1348.				od 21.08.2018 r., Dz.U.2018.1286.			
nr poz.	Nazwa czynnika	NDS [mg/m ³]		nr poz.	Nowa nazwa czynnika	NDS [mg/m ³]	
		FW	FR			FW	FR
1	pyły zawierające wolną (krystaliczną) krzemionkę powyżej 50% [14808-60-7], [14464-46-1], [15468-32-3]	2	0,3	456	pyły nieklasyfikowane ze względu na toksyczność [–] – (7)	10	
2	pyły zawierające wolną (krystaliczną) krzemionkę od 2% do 50% [14808-60-7], [14464-46-1], [15468-32-3]	4	1				–
5	inne nietrujące pyły przemysłowe, w tym zawierające wolną (krystaliczną) krzemionkę poniżej 2% [–]	10	–				KK 0,1
–	–	–	–	315	krzemionka krystaliczna, kwarc [14808-60-7]; krystobalit [14464-46-1]	–	0,1
17	pyły dolomitu zawierające wolną krystaliczną krzemionkę poniżej 2% i nie zawierające azbestu [–]	10	–	539	węglan magnezu wapnia (dolomit) [16389-88-1] – (7)	10	– KK 0,1
18	pył kaolinu zawierający wolną krystaliczną krzemionkę poniżej 2% i nie zawierający azbestu [1332-58-7]	10	–	305	kaolin [1332-58-7] – (7)	10	– KK 0,1
16	pyły gipsu zawierające wolną krystaliczną krzemionkę poniżej 2% i nie zawierające azbestu [7778-18-91]	10		466	siarczan (VI) wapnia (gips) [7778-18-91] – (7)	10	– KK 0,1

Oznaczenia: FW – frakcja wdychalna, FR – frakcja respirabilna, KK – krzemionka krystaliczna, notacja (7) – obowiązuje jednocześnie oznaczenie frakcji respirabilnej krzemionki krystalicznej.

Dla zakładów górnictwa skalnego, przed zmianą przepisów, w zdecydowanej większości miały zastosowanie NDS-y związane z zawartością wolnej krystalicznej krzemionki (WKK) w przedziale 2–50%, które wynosiły: dla frakcji wdychalnej 4 mg/m³ i dla frakcji respirabilnej 1 mg/m³. Do tej grupy należały między innymi pyły surowców skalnych: granitów, bazaltów, melafirów, gabra, amfibolitów, sjenitów, porfirów,

gnejsów i innych. Bardziej rygorystyczne NDS-y obowiązywały przy zawartości WKK powyżej 50%, wówczas stężenie frakcji wdychalnej ograniczał normatyw NDS – 2 mg/m³, a frakcji respirabilnej 0,3 mg/m³. Do tej grupy surowcowej najczęściej kwalifikowano pyły kwarcytów i piaskowców kwarcytowych. Dla substancji nie zawierających WKK w ilościach istotnych (poniżej 2%, np. wapienie) normatyw dotyczył tylko frakcji wdychalnej i wynosił NDS – 10 mg/m³. Taka konstrukcja wielkości dopuszczalnych stężenia pyłów w środowisku pracy nie uwzględniała faktycznej zawartości krzemionki krystalicznej w poszczególnych surowcach i nie sprzyjała właściwej ocenie poziomu ryzyka zawodowego.

Sytuację tę zmieniły dopiero przepisy *rndsin* obowiązującego od 21.08.2018 r. Wielkości NDS w powietrzu środowiska pracy przypisane są indywidualnie dla substancji, w tym również dla krzemionki krystalicznej (nawet w okolicznościach jej współwystępowania, poprzez wprowadzenie notacji (7). Według nowych przepisów najczęściej identyfikowanymi czynnikami pyłowymi w górnictwie skalnym są *pyły niesklasyfikowane ze względu na toksyczność*; notacja (7), pozycja 456 wykazu nr 1. Dla tych substancji NDS wynosi: dla frakcji wdychalnej 10 mg/m³ oraz stężenie frakcji respirabilnej krzemionki krystalicznej 0,1 mg/m³. Te same wielkości normatywne obowiązują dla węglanu magnezu, wapnia (dolomitów) [16389-88-1] – poz. 540, kaolinu [1332-58-7] – poz. 305 i gipsu [7778-18-91] – poz. 466.

W odniesieniu do poprzednio obowiązujących wielkości normatywnych zdecydowanie mniej rygorystycznie będzie oceniane stężenie frakcji wdychalnej pyłów. Wartość NDS-u wzrosła 2,5-krotnie dla grupy surowcowej: granitów, bazaltów, melafirów, gabra, sjenitu itp. oraz 5-krotnie dla kwarcytów i piaskowców. Stężenia frakcji respirabilnej cząstek pyłowych ogółem nie będzie oceniane dla pyłów niesklasyfikowanych ze względu na toksyczność, natomiast istotna będzie faktyczna zawartość respirabilnej krzemionki krystalicznej (kwarcu i krystobalitu, KK). Ustalona wielkość NDS dla respirabilnej KK jest zdecydowanie bardziej rygorystyczna dla pyłów większości surowców skalnych, dla których wcześniej udział WKK teoretycznie przewyższał 10%.

Porównania „starych” i „nowych” NDS-ów nie mogą jednak stanowić podstawy dokonania oceny narażenia na pyłowe czynniki szkodliwe surowców skalnych wg nowego *rndsin*. Składa się na to wiele przyczyn. Najważniejsze z nich to zmiany metody oznaczania krzemionki krystalicznej oraz niespójności procedur pobierania próbek dla oznaczania WKK w odniesieniu do pobierania próbek indywidualnych krzemionki krystalicznej. Na podstawie przeprowadzonych przez Laboratorium Bezpieczeństwa Pracy Politechniki Wrocławskiej w IV kwartale 2018 r., nielicznych badań i pomiarów czynników pyłowych stwierdza się duże rozbieżności wyników z oceną podwyższającą lub obniżającą poziom narażenia w środowisku pracy zakładów górnictwa skalnego.

3. PODSUMOWANIE

Nowe rozporządzenie w sprawie NDSiN obowiązujące od 21 sierpnia 2018 r., powoduje konieczność przeprowadzenia przez pracodawców ponownej analizy i opracowania zaktualizowanych wykazów pyłowych czynników szkodliwych w środowisku pracy. Powinny one uwzględniać weryfikację nazewnictwa i wprowadzenie nowych czynników, również z uwzględnieniem krystalicznej krzemionki.

W większości przypadków grup surowcowych, ocena narażenia na pyły frakcji wdychalnej według nowych przepisów jest mniej rygorystyczna, ponieważ dopuszczalne są istotnie wyższe stężenia 2,5-krotne a nawet 5-krotne, w porównaniu do wcześniej obowiązujących normatywów higienicznych. Natomiast aktualnie brak możliwości jednoznacznego określenia wpływu zmian przepisów na ocenę frakcji respirabilnej pyłów.

Indywidualne oznaczenie krystalicznej krzemionki dla poszczególnych stanowisk pracy może spowodować istotne zmiany poziomu narażenia na pył surowców zawierających kwarc (lub krystobalit).

Wprowadzenie wielkości normatywnej dla respirabilnej krzemionki krystalicznej spowoduje zróżnicowaną ocenę narażenia zawodowego dla pyłów poszczególnych surowców, wcześniej klasyfikowanych w dużych grupach surowcowych o tych samych wielkościach NDS-ów. Konieczne będzie uruchomienie indywidualnych programów działań ograniczających narażenia na pyłowe czynniki szkodliwe w zakładach wydobywania i przeróbki różnych surowców skalnych.

Zmiany przepisów w sprawie ustalania higienicznych wielkości normatywnych w środowisku pracy, mogą istotnie wpłynąć na scenariusze rozwoju tej branży.

LITERATURA

- MACIEJEWSKA A., 2012, *Respirabilna krystaliczna krzemionka: kwarc i krystobalit*, Podstawy i Metody Oceny Środowiska Pracy, nr 4(74), 117–130.
- PN-EN ISO 11079:2008, *Ergonomia środowiska termicznego. Wyznaczanie i interpretacja stresu zimna z uwzględnieniem wymaganej izolacyjności cieplnej odzieży (IREQ) oraz wpływu wychłodzenia miejscowego*.
- PN-Z-04008-7:2002+Az1:2004, *Ochrona czystości powietrza. Pobieranie próbek. Zasady pobierania próbek powietrza w środowisku pracy i interpretacji wyników*.
- Rozporządzenia Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 6 czerwca 2014 r. ws. *najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy*, jt. Dz.U.2017.1348.
- Rozporządzenia Ministra Rodziny, Pracy i Polityki Społecznej z dnia 12 czerwca 2018 r. ws. *najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy*, Dz.U.2018.1286.
- STEFANICKA M., 2012, *Wybrane aspekty oceny narażenia na krystaliczną krzemionkę w górnictwie skalnym według krajowych i europejskich standardów higienicznych*, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa PWr, nr 134, Studia i Materiały nr 41, 253–265.

WUG, 2018, *Stan bhp w górnictwie. Ocena stanu bezpieczeństwa pracy, ratownictwa górniczego oraz bezpieczeństwa powszechnego w związku z działalnością górnictwo-geologiczną w 2017 roku (porównanie od roku 2017)*, www.wug.gov/bhp/stan_bhp_w_gornictwie

CHANGES IN POLISH LAW REGULATIONS ACCORDING TO AN ASSESSMENT OF DUST FACTORS EXPOSURE IN ROCK MINING INDUSTRY

The article presents the changes of law regulations about the highest permissible concentrations of dust and chemical factors that are present in work environments in rock mining industry. It presents the new classification of those factors and possible consequences on risk assessment values. The authors concentrated on crystalline silica as one of the most common factors according to occupational diseases registered in the past few years.

Piotr WODZIŃSKI

Państwowa Wyższa Szkoła Zawodowa w Kaliszu

Remigiusz MODRZEWSKI

Politechnika Łódzka, Wydział Inżynierii Procesowej i Ochrony Środowiska

Katarzyna ŁAWIŃSKA

Instytut Przemysłu Skórzanego, Łódź

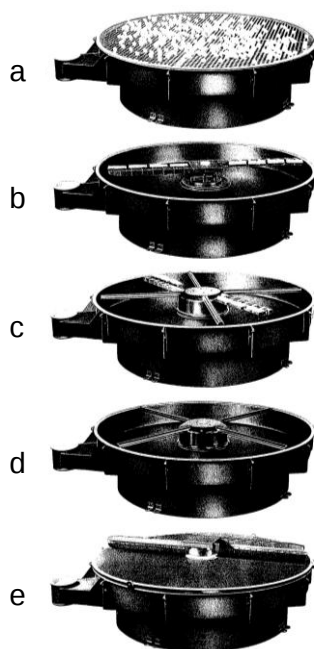
URZĄDZENIA DO OCZYSZCZANIA ZABLOKOWANYCH OTWORÓW SITOWYCH

WPROWADZENIE

Obserwując przesiewanie materiałów ziarnistych w warunkach przemysłowych można zauważyć, że w niektórych przypadkach dochodzi do znacznego, niekiedy powyżej połowy, zablokowania otworów sitowych. Tak istotnie zmniejszenie aktywnej powierzchni sita (Sztaba, 1993) nie może być tolerowane i wymaga ono podjęcia zdecydowanych działań, zmierzających do uwolnienia zablokowanych ziaren z otworów sita. Jedną z metod która może, przynajmniej częściowo, doprowadzić do oczyszczenia sita, jest zastosowanie odpowiednich sit wstępnych (Banaszewski, 1990), oddzielających ziarna grube od średnich i całego wyjściowego strumienia nadawy. Inne natomiast jest zastosowanie odpowiednio dużego kąta nachylenia sita do poziomu co powoduje, że ziarna blokujące łatwiej będą wypadać z otworów, aniżeli miałyby to miejsce w przypadku sit poziomych lub nieznacznie nachylonych.

W chwili obecnej stosowanych jest kilka podstawowych sposobów – urządzeń służących do oczyszczania sit, poglądowo pokazanych na rysunku 1. Za najskuteczniejsze uznaje się kule gumowe umieszczone pod oczyszczanym sitem (rys. 1a). W trakcie pracy maszyny opukują one sito od dołu, doprowadzając tym samym do wypadania zablokowanych ziaren. Szczotki obrotowe umieszczone na specjalnej obrotowej dźwigni pod powierzchnią sita pokazano na rysunku 1b, a podwójne urządzenie oczyszczające, złożone z dysz powietrznych obdmuchujących sito od dołu i szczotek obrotowych na rysunku 1c. Oczyszczanie pneumatyczne, realizowane dzięki dyszom wykonanym w postaci krzyżaka, obracającego się pod sitem pokazano na rysunku 1d. Wreszcie zgrzeblowe urządzenie oczyszczające, które może poruszać się ruchem obrotowym zarówno pod jak i nad sitem przedstawia rysunek 1e.

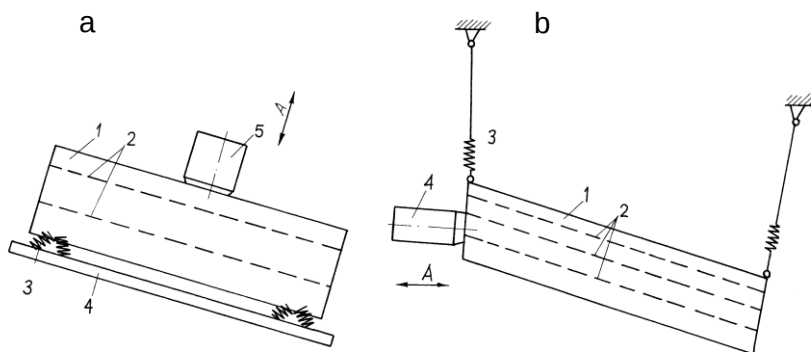
W dalszej treści niniejszego opracowania zostaną omówione zarówno te podstawowe metody oczyszczania sit, jak i inne sposoby i urządzenia, służące do usuwania ziaren, pozostających w otworach sitowych przesiewaczy.



Rys. 1. Metody oczyszczania sit
Fig. 1. Screen cleaning methods

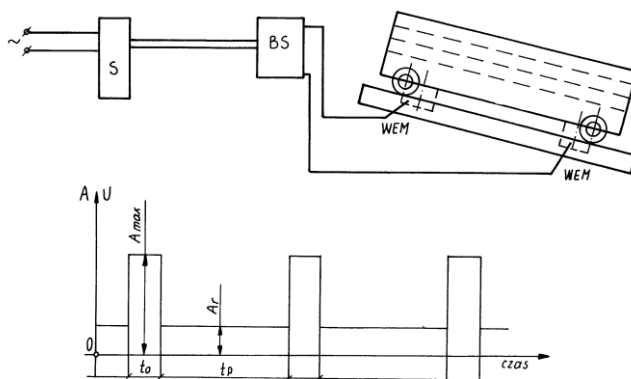
1. PRZESIEWACZE ELEKTROMAGNETYCZNE

Jedną z metod oczyszczania sit jest zastosowanie napędu elektromagnetycznego w maszynach przesiewających. Na rysunku 2 pokazano dwa różne przesiewacze – podparty i podwieszony, napędzane wibratorami elektromagnetycznymi. W każdym z przesiewaczy elektromagnetycznych możemy zastosować urządzenie sterujące chwilowym, krótkotrwałym (rys. 3) wzrostem amplitudy drgań sita, aż do wartości maksymalnej. Praca przesiewacza złożona jest z krótkich impulsów o amplitudzie $A_{\max}$, o czasie trwania A_0 i długich okresów amplitudy roboczej A_r o czasie pracy t_p . Całość sterowana jest automatycznie, przy czym wartość t_p i t_0 są ustalane empirycznie, każdorazowo dla danego przypadku. Impuls o maksymalnej amplitudzie powoduje intensywny wstrząs sita i odblokowanie całej powierzchni sita przesiewacza. Autorzy niniejszego opracowania mają jednak świadomość ograniczonego zastosowania napędu elektromagnetycznego w przesiewaczach. Biorąc pod uwagę, że wibratory elektromagnetyczne mogą napędzać przesiewacze przeznaczone głównie do przesiewania drobno i bardzo drobnouziarnionego, to w takich zakresach dochodzi najczęściej do zatykania się sit.



Rys. 2. Przesiewacze elektromagnetyczne

Fig. 2. Electromagnetic sievers

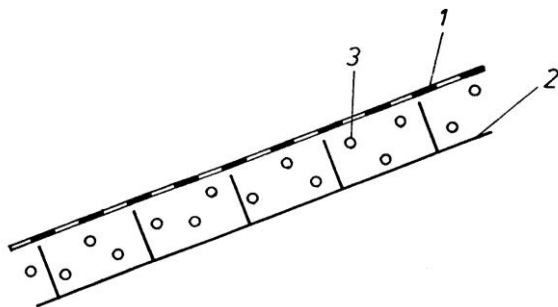


Rys. 3. Schemat oczyszczania sit w przesiewaczu elektromagnetycznym

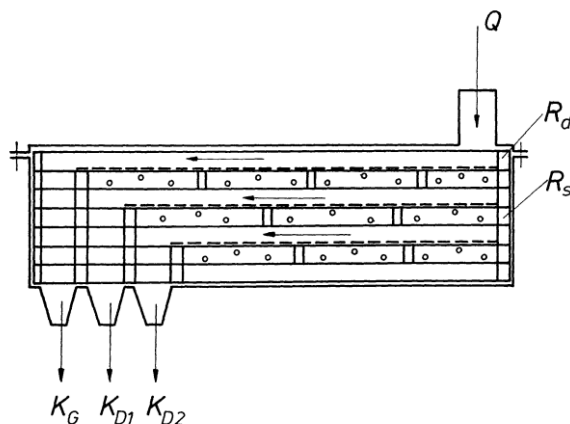
Fig. 3. Scheme of cleaning the sieves in the electromagnetic sieve

2. GUMOWE ELEMENTY OCZYSZCZAJĄCE

Niezwykle popularne są w różnych maszynach przesiewających gumowe elementy oczyszczające (rys. 4), którymi są zazwyczaj elastomerowe kule. Kule takie **3** umieszczone są pod sitem **1**, w specjalnych kasetonach, dnem których jest siatka **2** o dużych wymiarach oczek. Siatka ta nie stanowi oporu dla przepływu produktu podsitowego, ale utrzymuje kule gumowe w kasetonach pod sitem. Rzeszoto takiego przesiewacza pokazano na rysunku 5. Zawiera ono w sobie ramy sitowe R_s i pomiędzy nimi ramy dystansowe R_d . Całość jest zamykana szybkozdejmowalną pokrywą, co pozwala na bardzo szybką wymianę sit.



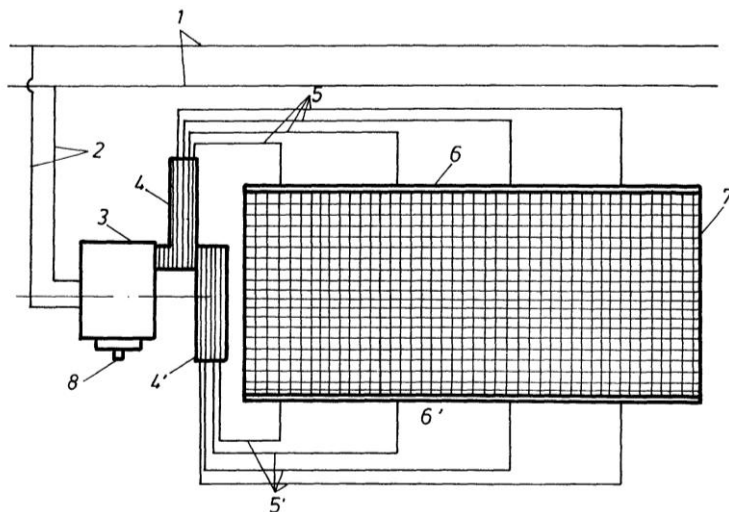
Rys. 4. Gumowe elementy oczyszczające sito
Fig. 4. Rubber sieve cleaning elements



Rys. 5. Rzeszoto z ramami sitowymi
Fig. 5. Framework with sieve frames

3. PODGRZEWANIE SIT PRZESIEWACZY

W przemysłach chemicznym, spożywczym i farmaceutycznym nierzadko przesiewane są materiały ziarniste (np. granulowane nawozy sztuczne), o właściwościach powodujących zalepianie otworów sitowych. Mówimy wtedy o „zarastaniu” sit. Jedną z metod eliminacji tego zjawiska jest oporowe podgrzewanie sit. Dotyczy to sit metalowych (najczęściej siatek), które w odpowiedni sposób zamocowane są w rzeszocie przesiewacza. Schemat elektryczny takiego (rzeszota) przesiewacza pokazano na rysunku 6. Sito rozpięte jest pomiędzy elektrodami 6 i 6', które jednocześnie spełniają rolę mocującą. Rzeszoto przesiewacza jest wprawdzie skomplikowane konstrukcyjnie, ale jest to niekiedy jedyny sposób przeciwdziałania zlepieniu się sit.



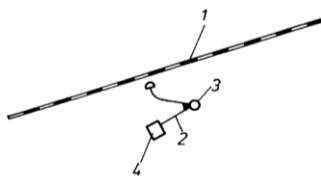
Rys. 6. Oporowe podgrzewanie sit
Fig. 6. Resistance heating sieves

4. URZĄDZENIA BEZWŁADNOŚCIOWE

W różnych gałęziach gospodarki pracują przesiewacze, zaopatrzone w mechaniczne urządzenia bezwładnościowe, przeznaczone do oczyszczania otworów sitowych. Cechą charakterystyczną tych urządzeń jest brak oddzielnego napędu, a one same są wprawiane w ruch drgający na skutek sił bezwładności, pochodzących od ruchu przesiewacza. Jest szereg wersji konstrukcyjnych tych urządzeń.

Na rysunku 7 pokazano proste urządzenie bezwładnościowe. Jego zasada działania opiera się na uderzaniu bijaka w sito **1**. Istotny jest ciężar **4**, zmieniający swe położenie na dźwigni; poprzez to osiąga się regulację momentu bezwładności części ruchomej i reguluje się pracę całego urządzenia. Inne urządzenie bezwładnościowe pokazano na rysunku 8. Oba są dwustronnego działania i mogą „opukiwać” sito od dołu lub od góry. Natomiast na rysunku 9a pokazano urządzenie dwustronnego działania z regulatorem **5**, a na rysunku 9b urządzenie wahliwe, uderzające specjalnym zębem w powierzchnię sita.

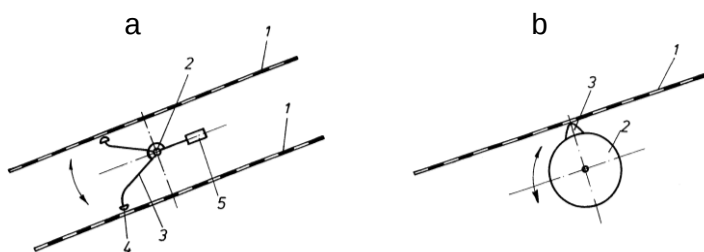
Na rysunku 10 pokazano przesiewacz vibracyjny o podwieszonym rzeszocie wielopokładowym, w którym zastosowano urządzenia bezwładnościowe oczyszczające sita. Jedno z tych urządzeń (wcześniej opisane) **6** pokazano w przesiewaczu. Ponieważ praca bezwładnościowych urządzeń oczyszczających związana jest z hałasem, dlatego cała maszyna znajduje się w szafie **1**, która oprócz tłumienia hałasu spełnia rolę pyłoszczelnego zamknięcia całej maszyny.



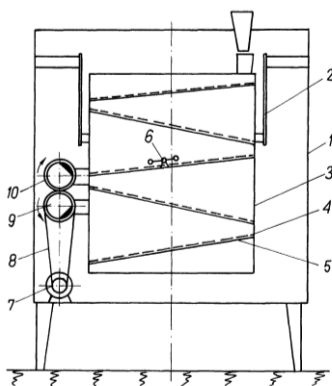
Rys. 7. Regulowane urządzenie oczyszczające sito
Fig. 7. Adjustable sieve cleaning device



Rys. 8. Urządzenia do uderzeniowego oczyszczania sit
Fig. 8. Impact cleaning equipment



Rys. 9. Wahliwe urządzenia do oczyszczania sit
Fig. 9. Pendulum screen cleaning devices



Rys. 10. Wielositowy przesiewacz vibracyjny z napędem bezwładnościowym
Fig. 10. Multi-purpose vibrating screen with inertia drive

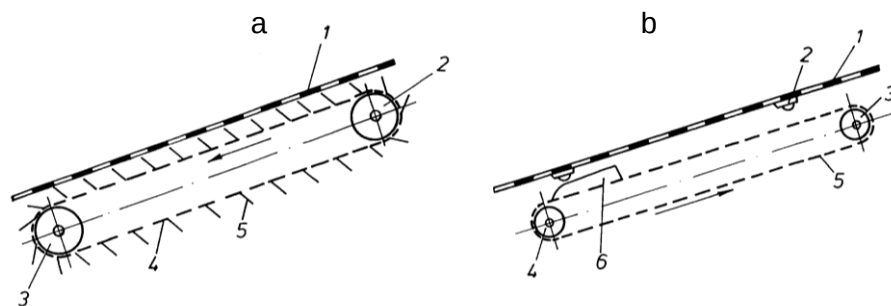
5. URZĄDZENIA Z ODDZIELNYM NAPĘDEM

Kolejną grupą urządzeń do czyszczenia sit przesiewaczy są rozwiązania z niezależnym od ruchu przesiewacza napędem. Są to więc urządzenia zdecydowanie bardziej skomplikowane od wcześniej omówionych. Na rysunku 11 pokazano urządzenia taśmowe, zbudowane w postaci podajnika taśmowego, na którego taśmie zamocowano zgrzebła (rys. 11a) lub bijaki (rys. 11b). Zasada działania zgrzebel polega na wygarnianiu zakleszczonych w otworach sitowych ziaren. Zasada działania bijaków polega na wybijaniu tych ziaren z otworów sitowych.

Ciekawym rozwiązaniem (rys. 12) jest przesiewacz zataczający (Wodziński, 1997) o sicie (rzeszocie) okrągłym, wprawianym w ruch zataczający napędem bezwładnościowym (4 i 5). Nad sitem umieszczona jest obrotowa szczotka, która uzyskuje ruch od silnika 10. Przesiewacz taki stosuje się np. w przemyśle farmaceutycznym do przecierania granulatów leków przez sito, poprzez co uzyskuje się odpowiednie rozdrobnienie leku. Jest to konieczne przed tabletkowaniem specyfiku.

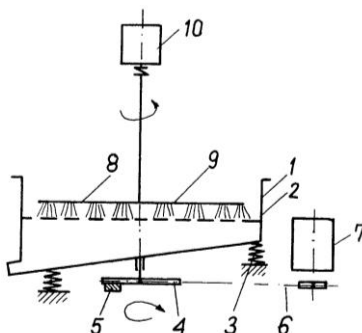
Szerokie zastosowanie w walce z zatykaniem się otworów sitowych uzyskały różnego rodzaju szczotki, wykorzystywane w wielu rozwiązaniach konstrukcyjnych. Dwa z nich przedstawia rysunek 13. W pierwszym przypadku mamy do czynienia z transporterem taśmowym, tym razem zaopatrzonym w szczotki jako elementy oczyszczające sito. W drugim wypadku (rys. 13b) pod sitem umieszczone są wahliwe wały ze szczotkami, które przesuując się od dołu po sicie powodują jego oczyszczanie.

Cechą charakterystyczną wszystkich urządzeń oczyszczających, zaopatrzonych w niezależny napęd jest wysoka skuteczność ich działania (Dietrych, 1962).



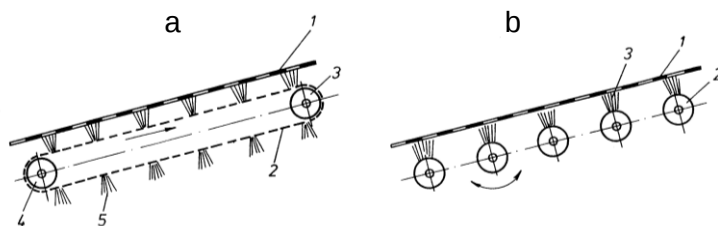
Rys. 11. Urządzenia taśmowe do oczyszczania sit

Fig. 11. Band devices for screen cleaning



Rys. 12. Przesiewacz zataczający

Fig. 12. Sifting screen



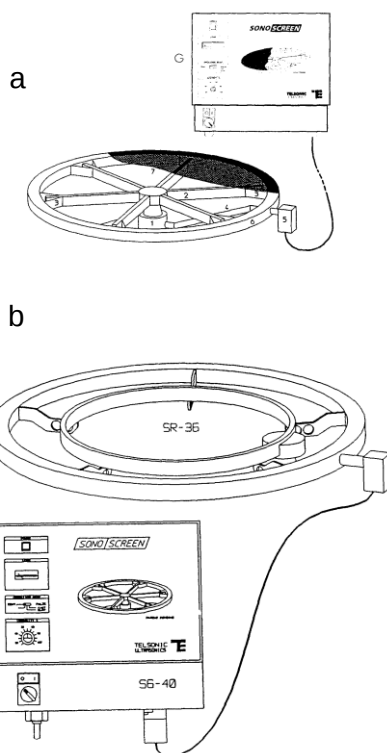
Rys. 13. Szczotkowe urządzenia oczyszczające

Fig. 13. Brush cleaning devices

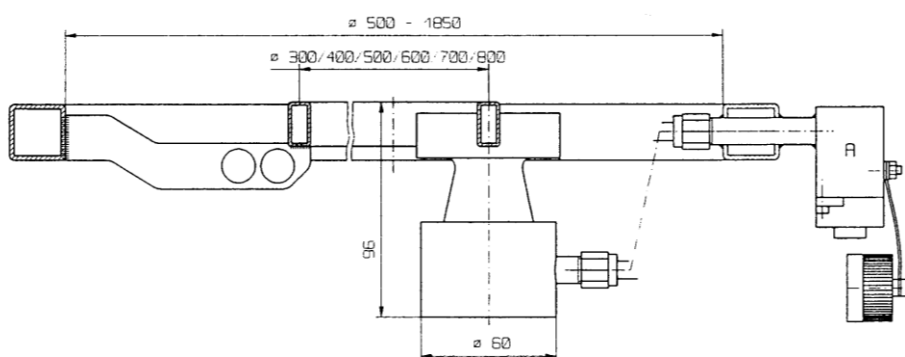
6. METODA TELSONIC

Urządzenia Telsonic stosowane są głównie w przesiewaczach zataczających, zaopatrzonych w okrągłe sita, umieszczone w specjalnych kasetonach jedno nad drugim. Każdy taki kaseton może być zaopatrzony w sondę Telsonic, powodującą ultradźwiękowe wstrząsanie sita (siatki) i tym samym jego oczyszczanie. Na rysunku 14a pokazano ramę kołową **6** z zamocowanym sitem **7** (np. poprzez klejenie). Na belkach promieniowych **2** zamocowana jest centralnie sonda **1**, wprowadzająca w przepływowy ruch drgający siatkę. Do kompletu należy szafa sterownicza zasilająca sondę. Inny rodzaj ramy sitowej pokazano na rysunku 14b, gdzie wymuszane są drgania całego pierścienia, zawieszono sprężysto w kołowej ramie sitowej. Również i tutaj mamy do czynienia z dodatkowym układem zasilającym. Szczegółowe rozwiązania konstrukcyjne ramy sitowej wraz z sondą przedstawiono na rysunku 15. Prezentowane rozwiązanie może być stosowane dla sit o wymiarach $\varnothing 500\text{--}1850$.

Zaznaczyć należy, że sondy ultradźwiękowe mogą być stosowane do siatek elastycznych, a więc siatek o odpowiednio drobnych otworach. Z pewnością są to otwory o wymiarach $> 100\mu\text{m}$.



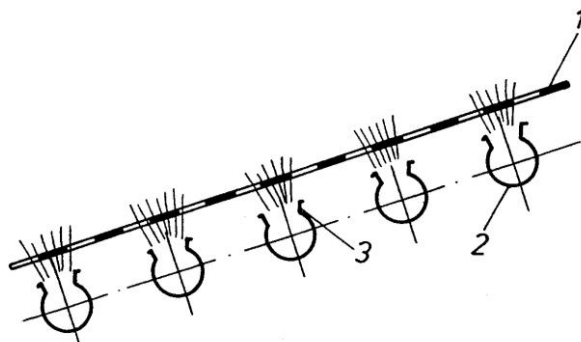
Rys. 14. Sonda ultradźwiękowa
Fig. 14. Ultrasound probe



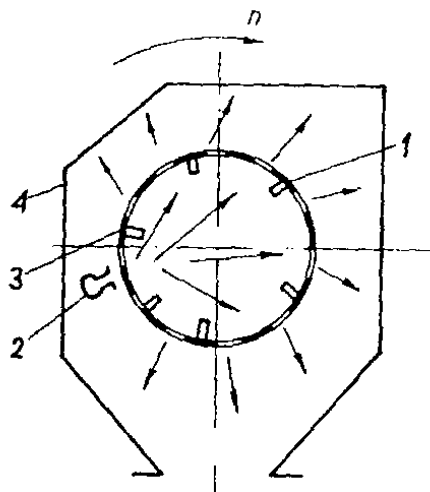
Rys. 15. Budowa ramy sitowej z sondą ultradźwiękową
Fig. 15. Structure of the sieve frame with an ultrasonic probe

7. URZĄDZENIA PNEUMATYCZNE

Stosunkowo niedawno zaczęto stosować pneumatyczne urządzenia oczyszczające. Zasada działania takiego urządzenia jest prosta, polegająca na nadmuchu sprężonego powietrza ($p = 2-6$ barów) na sito, od strony nie obciążonej materiałem przesiewanym (rys. 16). Pod sitem **1** umieszczone są poprzeczne dysze **2**, z których wypływa strumień sprężonego powietrza **3**. Oczyszcza on otwory sitowe z blokujących ziaren. Metoda pneumatycznego oczyszczania sit jest z powodzeniem stosowana w przesiewaczach bębnowych (rys. 17). Do tego celu służy dysza pneumatyczna **2** umieszczona na zewnątrz bębna sitowego **1** wzdłuż tworzącej bębna. Cały przesiewacz umieszczony jest w obudowie **4**, bo urządzenie takie powinno być pyłoszczelne i ponadto hałas powstający podczas pracy dyszy powietrznej powinien być ograniczony.



Rys. 16. Pneumatyczne urządzenie oczyszczające sito
Fig. 16. Pneumatic screen cleaning device



Rys. 17. Przesiewacz bębnowy z pneumatycznym urządzeniem oczyszczającym
Fig. 17. Drum screen with a pneumatic cleansing device

8. PODSUMOWANIE

Zjawisko blokowania otworów sitowych pojawia się tylko w niektórych procesach przesiewania. O jego zaistnieniu decyduje przede wszystkim kształt przesiewanych ziaren oraz relacje wymiarowe: materiał przesiewany (średnice zastępcze ziaren) i wymiar otworu sitowego. W mniejszym stopniu o przebiegu blokowania sit decyduje dynamika maszyny (wskaźnik podrzutu przesiewacza). Jeżeli współczynnik zablokowania sita wynosi 90% i więcej (liczba otworów zablokowanych stanowi poniżej 10% całkowitej liczby otworów sita), nie stanowi to o istotnym obniżeniu się skutecznej wydajności przesiewania. Są jednak przypadki, że ponad połowa otworów sitowych zostaje wyłączona z działania z powodu zablokowania ich przez ziarna. Należy wówczas zastanowić się jakimi metodami doprowadzić do oczyszczenia otworów takiego sita. Jednymi z tych metod jest stosowanie urządzeń oczyszczających sita, opisanych w niniejszym opracowaniu.

Praca wykonana w ramach działalności statutowej 501/10-34-1-7217.

LITERATURA

- BANASZEWSKI T., 1990, *Przesiewacze*, Katowice, Wydawnictwo AGH.
DIETRICH J., 1962, *Teoria i budowa przesiewaczy*, Katowice, Wydawnictwo WGH.
SZTABA K., 1993, *Przesiewanie*, Katowice, Wydawnictwo AGH.
WODZIŃSKI P., 1997, *Przesiewanie i przesiewacze*, Łódź, Wydawnictwo PŁ.

DEVICES FOR CLEARING BLOCKED SCREEN HOLES

The present paper is dedicated to methods and devices used to clean sieves in screening machines. It is well known that during screening of various granular materials, especially fine and very fine particles, mesh can get blocked by the so called difficult particles, with characteristic size similar to the mesh size. Such particles get stuck in the mesh causing its elimination from the active sieve surface. In this way screening surface can be greatly reduced. This would mean a significant decrease of screening efficiency. So, various methods were and are still developed to clean sieves and devices used for this purpose which are installed in screening machines. The paper provides a review of methods and devices used presently to remove particles blocked in the mesh.

This study is prepared as part of chartered assignments 501/10-34-1-7217.

WPLYW OBCIĄŻENIA KRAŹNIKA NA OPORY TOCZENIA TAŚMY PRZENOŚNIKOWEJ

WPROWADZENIE

Przenośniki taśmowe są podstawowym środkiem transportu ciągłego w górnictwie odkrywkowym i podziemnym. Transportują one materiały na duże odległości, pokonują krzywizny przestrzenne, zachowując przy tym wysoką wydajność oraz niezawodność. Pomimo wielu zalet eksploatacja przenośników taśmowych wiąże się z wysokimi kosztami zużycia energii elektrycznej. W przypadku odkrywkowej kopalni węgla brunatnego z transportem taśmowym o łącznej długości około 100 km, zużycie energii przez przenośniki stanowi około 20% całkowitych kosztów działalności kopalni. W dobie ciągłego dążenia do poprawy efektywności ekonomicznej przedsiębiorstw oraz realizacji światowej polityki ograniczania zużycia energii, a co za tym idzie ograniczania emisji CO₂, badania dotyczące obniżenia energochłonności przenośników taśmowych stały się przedmiotem zainteresowań wielu ośrodków naukowych. Jednym ze sposobów obniżenia tej energochłonności jest zmniejszenie oporów ruchu przenośnika.

Pracy przenośnika taśmowego towarzyszy szereg zjawisk, powodujących różne formy przemiany energii. W zależności od miejsca występowania oraz przyczyny tych przemian wyróżnia się trzy grupy oporów ruchu:

- główne, które towarzyszą ruchowi taśmy wzdłuż całej trasy przenośnika,
- skupione występujące na stacji czołowej, napędowej, zwrotnej, napinającej i załadowniczej oraz w miejscu zainstalowania urządzeń czyszczących,
- podnoszenia urobku i taśmy występujące jedynie na nachylonych odcinkach trasy przenośnika (Gładysiewicz, 2003).

Udział oporów skupionych w oporach całkowitych maleje wraz ze wzrostem długości przenośnika. Obecnie buduje się coraz dłuższe przenośniki, w związku z tym wzrasta znaczenie oporów głównych w aspekcie energochłonności transportu taśmowego. Ze względu na sposób rozpraszania energii dzielą się one na opory (Gładysiewicz, 2003):

- przeginania taśmy, powiązane z cyklicznym przeginaniem taśmy na podporach kraźnikowych,

- falowania urobku, wywołane cyklicznymi deformacjami strugi urobku, bezpośrednio związane z przeginaniem taśmy między i na podporach krążnikowych,
- tarcia taśmy o krążniki, spowodowane ruchem względnym taśmy po płaszczu krążnika, stąd nazywane również oporami ślizgania taśmy; każda z tych składowych oporów stanowi nie więcej niż 10% oporów głównych,
- obracania krążników, mogących stanowić do 20% oporów głównych; związane ze zjawiskiem rozpraszania energii w węzłach łożyskowych i uszczelnieniach krążników (Król & Kisielewski, 2014),
- toczenia taśmy po krążnikach (nazywane też oporami wgniatania taśmy w krążniki), związane ze zjawiskiem toczenia sztywnego walca (krążnika) po lepko-sprężystym podłożu (taśmie); z dotychczasowych badań wynika, że opory toczenia taśmy stanowić mogą od 50 do nawet 60% oporów głównych (Hager & Hintz, 1993), stąd w tej składowej upatruje się potencjał do zmniejszenia oporów ruchu przenośnika i co za tym idzie jego energochłonności.

Znanych jest wiele modeli analitycznych i numerycznych, umożliwiających wyznaczenie wartości oporu toczenia taśmy po krążnikach. Wszystkie analizują zmianę naprężeń w strefie kontaktu taśmy z podporą krążnikową, jednak w różnym stopniu interpretują czynniki wpływające na przemianę energii zachodzącą w układzie. Niektóre modele teoretyczne bazują na podobnych założeniach, ale poszczególnym zmiennym przypisują różną wagę. Wszystkie uwzględniają wpływ siły normalnej, średnicy krążnika oraz parametrów taśm, gdzie właściwości lepko-sprężyste taśmy odgrywają decydującą rolę. Różnice pojawiają się w przypadku analizy wpływu prędkości przetaczania taśmy po krążnikach lub kąta przesunięcia fazowego (Gładysiewicz & Konieczna, 2016; Konieczna-Fuławka, 2019; Hunter, 1961; Jonkers, 1980; May i in., 1959). Z kolei modele numeryczne charakteryzują się wysoką dokładnością wyników, ale na wstępie wymagają dokładnej znajomości wielu parametrów układu (Qiu, 2006; Wheeler, 2003; Wheeler & Munzenberger, 2009). Wiarygodność wyników symulacji z zastosowaniem modeli teoretycznych w dużym stopniu zależy od wiarygodności danych wejściowych (np. właściwości lepko-sprężystych gumy), a te często wyznaczane są w nieznormalizowanych badaniach laboratoryjnych, w których wiele czynników metody badania ma wpływ na wynik oznaczenia właściwości gumy.

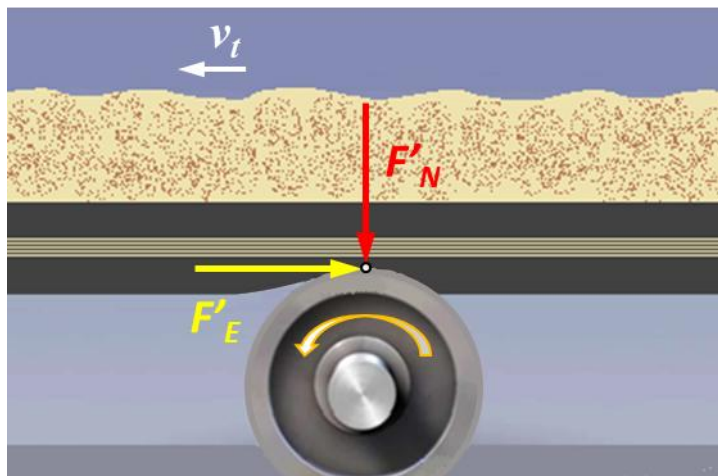
Z literatury znane są różne metody badań laboratoryjnych oporu toczenia taśmy po krążnikach. Większość z nich wymaga rozbudowanych stanowisk badawczych z napędzaną pętlą taśmy rozpiętą między bębnami. Na Uniwersytecie Newcastle w Australii znajduje się stanowisko badawcze z bezpośrednim pomiarem oporu toczenia taśmy po krążnikach. Taśma w pętli o długości około 29 m i szerokości do 600 mm rozpięta jest między bębnami a okładką bieżną po stronie wewnętrznej pętli. Opracowano specjalny układ pomiarowy umożliwiający, oprócz pomiaru oporu toczenia taśmy po krążniku, również pomiar oporu obracania się krążnika pomiarowego (Munzenberger & Wheeler, 2016). Podobne stanowisko badawcze znajduje się na Uniwersytecie w Hanowerze. Taśma w pętli o długości około 10 m i szerokości 400 mm

rozpięta jest między bębnem napędowym i zwrotnym, okładką bieżną do góry. Układ pomiarowy składa się z ramy pomiarowej i krążnika dociskanego do taśmy za pomocą siłowników pneumatycznych. Taśma podparta jest od dołu bębnem prowadzącym, którego powierzchnia jest powierzchnią oporową dla układu obciążania taśmy. Mierzy się opór toczenia generowany podczas ruchu taśmy (DIN 22123: 2012, Wennekamp i in., 2012). Odminną ideę zastosowano na stanowisku badawczym amerykańskiej firmy Conveyor Dynamics, gdzie obciążony krążnik toczy się wewnątrz obrotowego dużego bębna. Powierzchnia wewnętrzna bębna wyłożona jest badanym materiałem na okładkę bieżną taśmy (Nordell, 1996).

Na Politechnice Wrocławskiej opracowano dwie metody badań oporu toczenia taśmy po krążnikach, w których wykorzystano sytuację odwrotną niż w rzeczywistości, tj. zamiast taśma ma przetaczać się po krążnikach, to krążnik toczy się po nieruchomej taśmie; niemniej zjawiska fizyczne towarzyszące temu procesowi są takie same. Pierwsza z nich ze względu na konstrukcję stanowiska do badań nazywana jest metodą równi pochyłej. Na powierzchni równi znajduje się taśma przenośnikowa (okładką bieżną do góry) po której toczy się wózek. Układ jezdny wózka składa się z dwóch standardowych krążników o wcześniej pomierzonych oporach obracania się. Wykorzystując równania opisujące ruch wózka na równi i mierząc parametry tego ruchu (opóźnienie) wyznacza się opór toczenia taśmy po krążnikach. Do badań potrzebny jest odcinek taśmy o długości około 7,5 m i szerokości 500 mm (Bajda, 2009; Hardygóra i in., 2009). Druga z metod, ze względu na małe w porównaniu do poprzednich metod wymiary badanych próbek, nazywana jest metodą badań oporów toczenia taśmy w małej skali. Polega na bezpośrednim pomiarze oporu toczenia podczas cyklicznego przetaczania krążnika po próbce taśmy o wymiarach ok. 400×60 mm. Głównym założeniem tej metody było opracowanie prostego i niedrogiego sposobu badania oporu toczenia taśmy po krążnikach, dającego możliwości analizowania wpływu różnych czynników na opory. Małe wymiary stanowiska pomiarowego pozwalają na umieszczenie go w komorze temperaturowej i prowadzenie badań w różnych temperaturach (dodatnich i ujemnych). Małe wymiary próbek do badań ograniczają koszty badań (nie potrzeba długich odcinków taśmy, wykonywania złącza). Umożliwia to optymalizację doboru materiałów i konstrukcji taśmy pod względem jej energooszczędności (Woźniak, 2017).

Dotychczasowe wyniki badań teoretycznych i eksperymentalnych wykazały, że na opory toczenia taśmy po krążnikach istotny wpływ mają czynniki: właściwości okładki bieżnej, jej grubość, konstrukcja taśmy, średnica krążnika, obciążenie, prędkość i częstość przejazdu krążnika po taśmie (częstość wgniatania) oraz temperatura (Bajda, 2009; Lodewijks, 1996; Hardygóra i in., 2009, 2011; Munzenberger & Wheeler, 2016). Dla celów optymalizacji doboru taśmy oraz projektowania przenośników istotne jest wyznaczenie charakterystyk wpływu tych czynników na opory toczenia. W artykule przedstawiono wyniki badań wpływu obciążenia krążnika F'_N (masą transportowanego nosiwa i taśmy) na opory toczenia F'_E (rys. 1) dla różnych rodza-

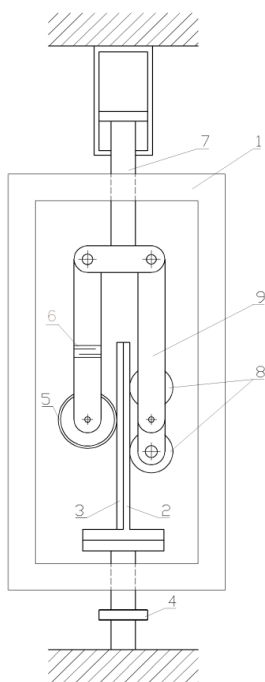
jów taśm. Obciążenie krążnika jest uzależnione od gęstości usypowej transportowanego materiału, stopnia wypełnienia przekroju nominalnego przenośnika, rozstawu zestawów krążnikowych oraz masy taśmy. Badania prowadzono metodą małej skali.



Rys. 1. Zjawisko wgniatania taśmy przenośnikowej w krążnik podczas ruchu przenośnika
Fig. 1. The phenomenon of compressing the conveyor belt into the roller during conveyor movement

1. METODA BADAŃ OPORU TOCZENIA TAŚMY PO KRĄŻNIKACH

Stanowisko pomiarowe (rys. 2, 3), znajduje się wewnątrz komory termicznej **1**. Próbką taśmy **3** zamocowana jest w uchwycie **2**. Próbkę ma zdjętą okładkę nośną i jest wstępnie napięta. Krążnik **5** toczy się po badanej próbce taśmy **3**. Nacisk krążnika na próbkę taśmy realizowany jest układem napinającym z czujnikiem siły. Opór toczenia mierzy się czujnikami siły **6** i **4**. W celu skompensowania sił poprzecznych, przenoszonych na czujnik oraz na tłoczysko siłownika **7** zastosowano dodatkowe rolki **8**, toczące się zawsze po metalowej części uchwytu **2**. Krążnik oraz dodatkowe rolki prowadzone są przegubowo za pomocą ramion **9**. Ruch posuwisto zwrotny krążnika realizowany jest siłownikiem hydraulicznym **7**. Przed pomiarami konieczne jest wyznaczenie oporów własnych stanowiska pomiarowego i w tym celu stanowisko zmontowane jest bez próbki taśmy. Oporo własne wyznacza się dla krążnika toczącego się po metalowym uchwycie przy zadanej temperaturze i sile nacisku krążnika. Następnie wykonuje się pomiary z próbką badanej taśmy przenośnikowej. Różnica między oporami ruchu dla badania z próbką, a oporami ruchu dla badania bez próbki jest oporem toczenia krążnika po taśmie (Woźniak i in., 2015).



Rys. 2. Schemat stanowiska do badań oporów toczenia taśmy po krążnikach (Woźniak i in., 2016)

Fig. 2. Scheme of a test stand for rolling resistance test on rollers (Woźniak et al., 2016)

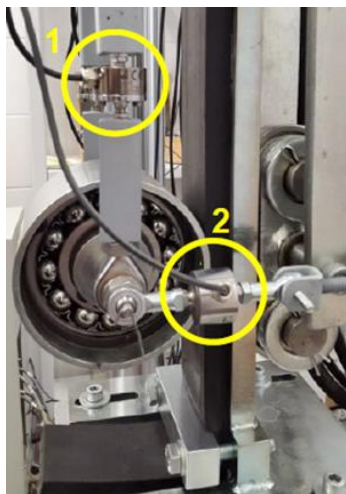


Rys. 3. Widok stanowiska do badań oporów toczenia taśmy po krążnikach – badania w małej skali (Woźniak i in., 2018)

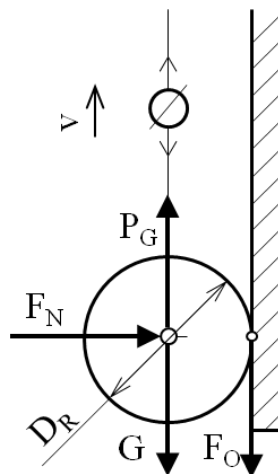
Fig. 3. View of test bench for rolling resistance of rollers - small-scale tests (Woźniak et al., 2018)

Przejazd krążnika po próbce taśmy w górę i dół odbywa się ze stałą prędkością, a w punktach zwrotnych stosuje się krótki postój krążnika. Siła ciągnąca rejestrowana jest za pomocą czujników siły **1** umieszczonych w ramionach krążnika (rys. 4). Siła docisku krążnika do taśmy rejestrowana jest czujnikami siły **2** umieszczonymi w cięgnach dociskowych. Przykładowy przebieg rejestrowanej siły w ramionach krążnika przedstawiono na rysunku 6. W jednym cyklu ruchu krążnika (przejazd w górę i w dół) można wyróżnić kilka etapów tego ruchu, dla których obserwuje się różne wartości siły w ramionach krążnika. Na początku występuje przyspieszenie krążnika do zadanej prędkości przejazdu; wówczas pojawia się pik siły związany z przyspieszaniem masy krążnika oraz wprawianiem masy części ruchomej krążnika w ruch obrotowy. Następnie mamy etap ruchu ustalonego krążnika w górę i ustabilizowany przebieg siły, kolejno etap hamowania i nagłego spadku siły w ramionach oraz krótki postój krążnika w położeniu górnym i stabilizacja siły. Następnie występuje ponowne przyspieszenie krążnika do zadanej prędkości przejazdu, ruch ustalony w dół, hamowanie oraz postój w położeniu dolnym. Do wyznaczenia oporów ruchu

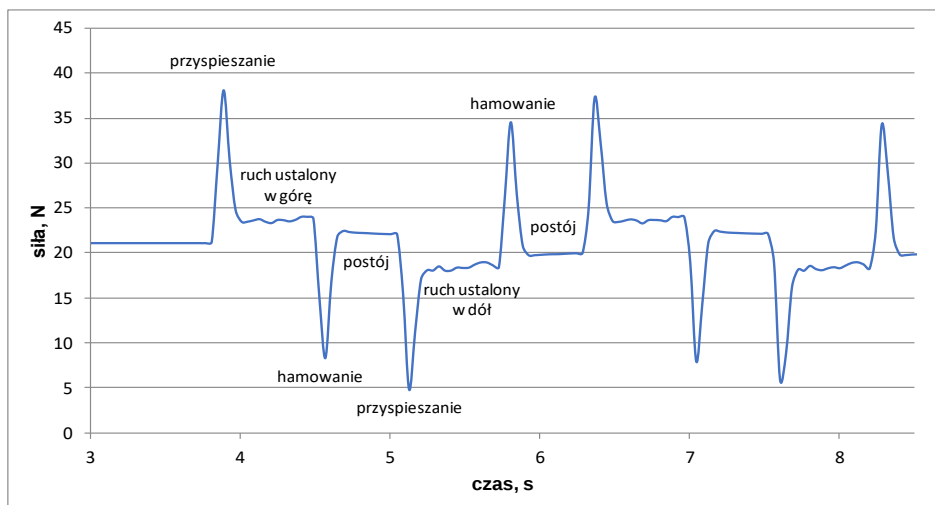
krążnika istotne są przebiegi siły w ramach ruchu ustalonego w górę oraz ruchu ustalonego w dół. Układ sił występujący podczas ruchu w górę przedstawiono na schemacie na rysunku 5.



Rys. 4. Widok układu pomiarowego stanowiska do badań oporów toczenia taśmy po krążnikach
Fig. 4. View of the measuring system of the test stand for rolling resistance on the rollers



Rys. 5. Schemat układu sił podczas ruchu ustalonego krążnika w górę (Woźniak, 2017)
Fig. 5. Scheme of the system of forces during the movement of the fixed uprun (Woźniak, 2017)



Rys. 6. Przykład przebiegu sił w ciągu krążnika w czasie badania oporu toczenia krążnika po taśmie (Woźniak, 2017)

Fig. 6. An example of the course of forces in the roller chain during the test of rolling resistance of the roller on the belt (Woźniak, 2017)

W ruchu ustalonym występuje równowaga układu sił, zatem siła rejestrowana w ciągu krążnika podczas ruchu w górę P_G równoważy siłę ciężkości G oraz opory ruchu F_O . W przypadku ruchu ustalonego krążnika w dół tylko wektor siły dotyczący oporów ruchu zmieni swój zwrot. Można zapisać układ równań (Woźniak, 2017)

$$-P_G + F_O + G = 0 \quad (1)$$

$$-P_D - F_O + G = 0 \quad (2)$$

Stąd otrzymujemy wzór na opory ruchu

$$F_O = \frac{P_G - P_D}{2} \quad (3)$$

gdzie:

P_G – siła w ramionach krążnika podczas ruchu w górę [N],

P_D – siła w ramionach krążnika podczas ruchu w dół [N],

G – siła ciężkości [N],

F_O – opory ruchu [N].

Na opory ruchu podczas przejazdu krążnika po taśmie składają się opory obracania krążnika F_R oraz opory toczenia krążnika po taśmie (wgniatania krążnika w taśmę) F_E . W przypadku badania przejazdu krążnika po samym uchwycie (bez próbki taśmy) wartość oporów toczenia stalowego krążnika po stalowej powierzchni jest pomijalnie mała, wówczas można przyjąć, że opory ruchu są równe oporowi obracania krążnika $F_{OS} = F_R$. Opór toczenia krążnika po taśmie (wgniatania krążnika w taśmę) F_E będzie wynosił

$$F_E = F_O - F_{OS} \quad (4)$$

$$F'_E = \frac{F_E}{b_R} \quad (5)$$

gdzie:

F_E – opór toczenia krążnika po taśmie [N],

F'_E – opór jednostkowy toczenia krążnika po taśmie [N/m],

F_{OS} – opory ruchu w badaniu bez taśmy [N],

b_R – długość linii kontaktu taśmy z płaszczem krążnika (szerokość próbki) [m].

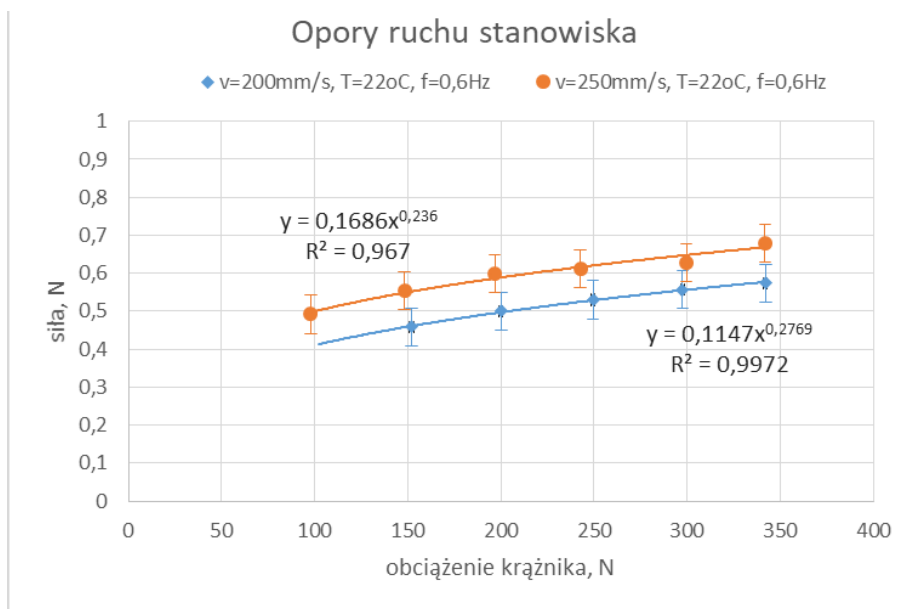
2. WYNIKI BADAŃ OPORU TOCZENIA TAŚMY PO KRĄŻNIKACH

Badania przeprowadzono dla taśm o różnej konstrukcji rdzenia i różnych właściwościach gumy okładkowej. Przebadano cztery taśmy z linkami stalowymi o grubości okładek bieżnych około 7 mm i o oznaczeniach: ST 2500 E o obniżonych oporach ruchu tzw. energooszczędna, ST 2500 S1 i ST 2500 S2 o standardowych oporach ruchu, ST 2000 R – taśma po regeneracji oraz trzy taśmy z rdzeniem tkaninowym

o grubości okładek bieżnych około 3 mm i o oznaczeniach: GTP 2000/4 – taśma trudnopalna, T 2000/5 – taśma zwykła i DX 2000/1 – taśma aramidowa trudnopalna.

Z próbek do badań usunięto okładki nośne. W ten sposób wyeliminowano oddziaływanie okładki nośnej w procesie wgniatania krążnika w taśmę. Obciążenie krążnika na przenośniku (siła normalna F'_N) pochodzi od masy transportowanego nosiwa i masy taśmy, zatem jest ono uzależnione od gęstości usypowej transportowanego materiału, stopnia wypełnienia przekroju nominalnego przenośnika, rozstawu zestawów krążnikowych oraz masy taśmy.

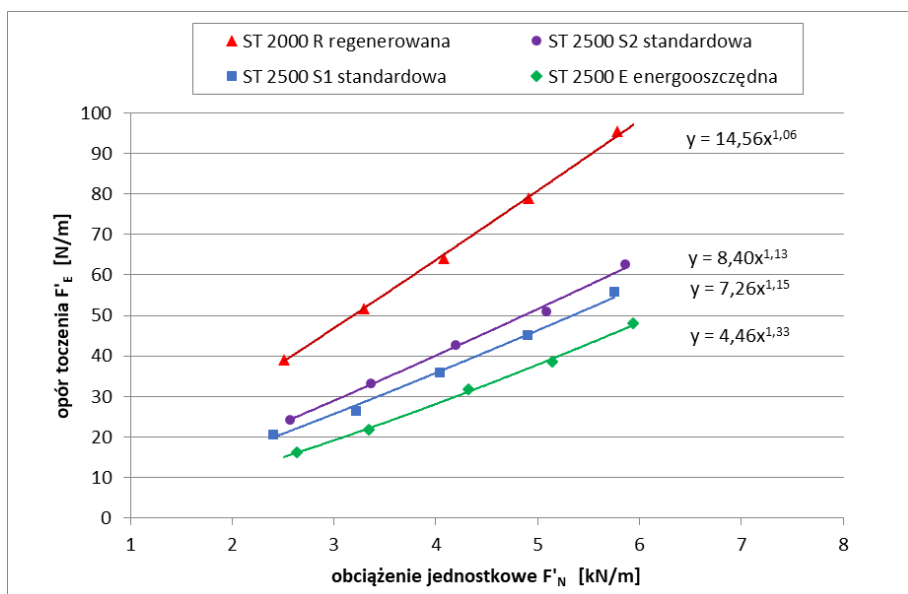
W badaniach zmieniano docisk krążnika do badanej próbki w zakresie 150–350 N, co w przeliczeniu na jednostkę długości strefy kontaktu krążnika z badaną próbką taśmy dawało obciążenie jednostkowe 2,5–5,8 kN/m; jest to zakres rzeczywistych obciążeń krążników występujących w górniczych przenośnikach taśmowych.



Rys. 7. Wyniki pomiarów oporów ruchu krążnika (bez taśmy) w zależności od jego obciążenia
Fig. 7. The results of the rolling resistance measurements of the roller (without the belt) depending on its load

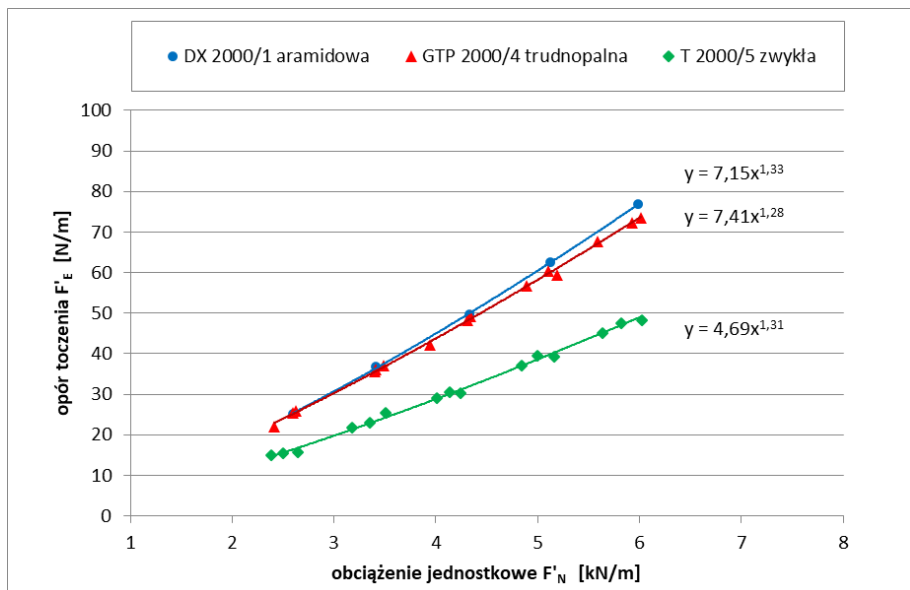
Badania wykonano w temperaturze otoczenia $T = 22 \pm 1^{\circ}\text{C}$. Krążnik przetaczał się po taśmie z prędkością $v = 200\text{ mm/s}$ i częstością $f = 0,6\text{ Hz}$, średnica krążnika $D_R = 108\text{ mm}$. W każdym badaniu wykonano 100 cykli przejazdu krążnika po taśmie (1 cykl to ruch krążnika w górę i w dół). Podczas badania rejestrowano siłę w ramionach krążnika i siłę docisku krążnika do taśmy. Na rysunku 7 przedstawiono wyniki pomiarów oporów ruchu krążnika po stalowym uchwycie (bez próbki taśmy), tzw. oporów stanowiska, które odejmowano od wyników pomiarów z próbkami. Na rysun-

kach 8 i 9 przedstawiono otrzymane wyniki pomiarów oporów toczenia taśmy po krążnikach dla taśm z linkami stalowymi i taśm z rdzeniem tkaninowym w zależności od obciążenia krążnika. Dla każdej serii wyników wyznaczono linię trendu opisując ją funkcją potęgową. Otrzymane wartości wykładnika potęgi dla taśm z linkami stalowymi mieszczą się w zakresie 1,06–1,33 a dla taśm z rdzeniem tkaninowym 1,28–1,33. W modelach analitycznych wyznaczania oporów toczenia taśmy po krążnikach obciążenie krążnika najczęściej występuje w potęgę 4/3. Wyniki te wskazują, że dla większości zbadanych taśm jest to dobre oszacowanie wpływu obciążenia krążnika na opory toczenia. Najmniejszą wartość wykładnika potęgi otrzymano dla regenerowanej taśmy z linkami stalowymi; wystąpiły też zdecydowanie największe opory toczenia. Prawdopodobnie w procesie regeneracji zastosowano gumę okładkową inną niż standardowo w jej produkcji.



Rys. 8. Wpływ obciążenia krążnika na opory toczenia taśmy po krążnikach dla taśm z linkami stalowymi (grubość okładki ok. 7 mm, średnica krążnika 108 mm, prędkość 200 mm/s, częstość przetaczania 0,6 Hz, temperatura 22 °C)

Fig. 8. An influence of the load on the rollers on the rolling resistance for the belts with steel straps (cover thickness approx. 7 mm, diameter of the roller – 108 mm, speed 200 mm / s, roll rate 0.6 Hz, temperature 22 °C)



Rys. 9. Wpływ obciążenia krążnika na opory toczenia po krążnikach taśm z rdzeniem tkaninowym (grubość okładki ok. 3 mm, średnica krążnika 108 mm, prędkość 200 mm/s, częstość przetaczania 0,6 Hz, temperatura 23 °C)

Fig. 9. An influence of the load on the roller on the rolling resistance of the belt with the fabric core (cover thickness of about 3 mm, diameter of the roller – 108 mm, speed 200 mm/s, roll rate 0.6 Hz, temperature 23 °C)

3. PODSUMOWANIE

Stosowane metody teoretyczne wyznaczania oporów toczenia taśmy przenośnikowej po krążnikach wymagają zbadania właściwości lepko-sprężystych gumy okładkowej lub całej taśmy. Guma w badaniach jest materiałem trudnym, gdyż jej właściwości są nieliniowe i zależą od wielu czynników. Nie ma znormalizowanych metod badania tych właściwości i w zależności od ośrodka naukowego stosuje się różne techniki oznaczania. Sytuacja ta wymaga od projektantów rozważ i doświadczenia.

W związku z tym szczególnego znaczenia nabierają badania eksperymentalne, w których wprost mierzy się opory toczenia taśmy po krążnikach. Badania umożliwiają weryfikację metod teoretycznych oraz wyznaczenie charakterystyk wpływu różnych czynników na te opory. Zastosowana w pracy metoda badań umożliwia analizowanie wpływu wartości obciążenia krążnika, częstości i prędkości jego przejazdu, temperatury, grubości okładki. Małe rozmiary próbek do badań sprzyjają poszukiwaniu optymalnych pod względem energooszczędności konstrukcji taśm.

W pracy przeanalizowano wpływ obciążenia krążnika na podstawie badań siedmiu różnych taśm przenośnikowych. Obciążenie krążnika, pochodzące od masy transpor-

townego na przenośniku taśmowym nosiwa i masy taśmy, ma istotny wpływ na opory toczenia taśmy po krążnikach. Na podstawie przedstawionych w pracy wyników badań można stwierdzić, że opory toczenia F_E są wprost proporcjonalne do obciążenia krążnika F_N podniesionego do potęgi o wykładniku w zakresie od 1,13 do 1,33.

LITERATURA

- BAJDA M., 2009, *Wpływ okładki gumowej na opory toczenia taśmy przenośnikowej po krążnikach*, Praca doktorska (niepubl.), Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, Wrocław.
- DIN 22123: 2012-10 *Fördergurte – Gurtbreitenbezogener Eindrückrollwiderstand von Fördergurten – Anforderungen, Prüfung*.
- GLADYSIEWICZ L., 2003, *Przenośniki taśmowe. Teoria i obliczenia*, Oficyna Wyd. PWr, Wrocław.
- GLADYSIEWICZ L., KONIECZNA M., 2016, *Theoretical basis for determining rolling resistance of belt conveyors*, Mining Science, Vol. 23, 105–120.
- HAGER, M., HINTZ, A., 1993, *The Energy Saving – Design of Belts for Long Conveyor Systems*, Bulk Solids Handling, Vol. 13, No. 4, 749–758.
- HARDYGÓRA M., KOMANDER H., BAJDA M., 2011, *Energooszczędne taśmy przenośnikowe dla kopalń węgla brunatnego*, Górnictwo i Geoinżynieria, Wyd. AGH, Kraków, 35, zeszyt 3/1, 113–120.
- HARDYGÓRA M., WOŹNIAK D., KOMANDER H., BAJDA M., SAWICKI W., 2009, *Experimental research of energy-saving conveyor belts*, Transport & Logistics, Belgrade.
- HUNTER S.C., 1961, *The rolling contact of a rigid cylinder with a viscoelastic half space*, Journal of Applied Mechanics, 612–617.
- JONKERS C.O., 1980, *The indentation rolling resistance of belt conveyors*, Förden und Heben, Vol. 30, No. 4.
- KONIECZNA-FUŁAWKA M., 2019, *Metoda wyznaczania oporów toczenia taśmy po krążnikach*, Praca doktorska (niepubl.), Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, Wrocław.
- KRÓL R., KISIELEWSKI W., 2014, *Wpływ krążników na energochłonność przenośnika taśmowego*, Mining Science, vol. 21(2), 61–72.
- LODEWIJKS G., 1996, *Dynamics of Belt Systems*, PhD Thesis, Delft University of Technology.
- MAY W. D., MORRIS E. L., ATTACK D., 1959, *Rolling friction of a hard cylinder over a viscoelastic material*, Journal of Applied Physics, No 30, 1713–1724.
- MUNZENBERGER P., WHEELER C., 2016, *Laboratory measurement of the indentation rolling resistance of conveyor belts*, Measurement, 94, 909–918.
- NORDELL L. K., 1996, *The Power of Rubber – Part 1*, Bulk Solids Handling, Vol. 16.
- O'SHEA J. I., WHEELER C. A., MUNZENBERGER P. J., AUSLING D.G., 2014, *The Influence of Viscoelastic Property Measurements on the Predicted Rolling Resistance of Belt Conveyors*, Journal of Applied Polymer Science, DOI:10.1002/app.40755.
- QIU X., 2006, *Full Two-dimensional Model for Rolling Resistance: Hard Cylinder on Viscoelastic Foundation of Finite Thickness*, Journal of Engineering Mechanics, Vol. 132, No. 11, 1241–1251.
- SPAANS, C., 1991, *The Calculation of the Main Resistance of Belt Conveyors*, Bulk Solids Handling, Vol. 11, No. 4, 809–826.
- WENNEKAMP T., HOTTE S., Von DAACKE S., SCHULZ L., OVERMEYER L., 2012, *The way to DIN 22123 - Indentation rolling resistance of conveyor belts*, Bulk Solids Handling, Vol. 32, Issue. 6.
- WHEELER C., 2003, *Analysis of the main resistance of belt conveyors*, PhD thesis, University of Newcastle, Australia.
- WHEELER C., MUNZENBERGER P., 2009, *Predicting the Influence of Conveyor Belt Carcass Properties on Indentation Rolling Resistance*, Bulk Solids and Powder, Science and Technology, Vol. 4, 67–74.

- WOŹNIAK D., 2017, *Nowa metoda pomiaru oporu toczenia taśmy przenośnikowej po krążnikach*, Kru-szywa Mineralne, t. 1, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii PWr, 201–210.
- WOŹNIAK D., GŁADYSIEWICZ L., HARDYGÓRA M., KASZUBA D., KISIELEWSKI W., 2015, *Koncepcja badań oporu toczenia taśmy po krążnikach – badania w małej skali*, Transport Przemys-łowy i Maszyny Robocze, nr 3, 6–10.
- WOŹNIAK D., GŁADYSIEWICZ L., HARDYGÓRA M., KASZUBA D., KISIELEWSKI W., 2016, *Stanowisko pomiarowe do badania oporu toczenia krążników*, Patent PL223986.
- WOŹNIAK D., GŁADYSIEWICZ L., KONIECZNA M., 2018, *Experimental tests of the impact of selected parameters on the indentation rolling resistances*, [w:] XVIIth Conference of PhD Students and Young Scientists, E3S Web of Conferences, DOI.org/10.1051/e3sconf/20182900002.

EFFECT OF IDLER LOAD ON CONVEYOR BELT ROLLING RESISTANCE

A modern belt conveyor is capable on transporting bulk material over a distance of tens of kilometers, negotiating spatial curves, overcoming the differences of elevation up to 1 kilometre while reaching the capacity of tens of thousand tonnes per hour. The current research activities focus on solutions matching these demands at the decreased energy consumption. One of the possibilities of decreasing the belt conveyor main drive energy consumption is lowering conveyor belt rolling resistance. This issue is investi-gated both theoretically and experimentally by scientific centres and conveyor belts producers. The paper shows the new method of measurements of conveyor belt rolling resistance in a laboratory. The conveyor belt rolling resistance depends on the idler load. The paper presents the results of tests for steel cord conveyor belts and textile conveyor belts as well.

Ireneusz BAIC, i.baic@imbigs.pl

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Oddz. Zamiejscowy w Katowicach
al. W. Korfantego 193A 40-157 Katowice

Marcin BARANOWSKI, marcin_baranowski@kosd-niemodlin.com.pl

Kopalnie Odkrywkowe Surowców Drogowych SA
ul. Bohaterów Powstań Śląskich 30, 49-100 Niemodlin

Wiesław BLASCHKE, wsblaschke@gmail.com

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Oddz. Zamiejscowy w Katowicach
al. W. Korfantego 193A, 40-157 Katowice

Michał FILIPCZYK, m.filipczyk@imbigs.pl

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa

Dariusz FOSZCZ, foszcz@agh.edu.pl

Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Krzysztof GALOS, kgalos@min-pan.krakow.pl

Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk
ul. Wybickiego 7A, 31-261 Kraków

Tomasz GAWENDA, gawenda@agh.edu.pl

Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Wojciech GLAPA, wojciech.glapa@pwr.edu.pl

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

Stefan GÓRALCZYK, s.goralczyk@imbigs.pl

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa

Daniel KOWOL, dkowol@komag.eu

Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

Wiesław KOZIOL, wieslaw.kozioł@agh.edu.pl

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Oddz. Zamiejscowy w Katowicach
al. W. Korfantego 193A 40-157 Katowice

Aldona KRAWCZYKOWSKA, aldona.krawczykowska@agh.edu.pl

Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Michał ŁAGÓDKA, mlagodka@komag.eu

Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

Katarzyna ŁAWIŃSKA, k.lawinska@ips.lodz.pl

Instytut Przemysłu Skórzanego, Zakład Garbarstwa
ul. Zgierska 73, 91-462 Łódź

Łukasz MACHNIAK, machniak@agh.edu.pl

Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

Jerzy MALEWSKI, jerzy.malewski@pwr.edu.pl

Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław

- Piotr MATUSIAK, pmatusiak@komag.eu
Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice
- Remigiusz MODRZEWSKI, remigiusz.modrzewski@p.lodz.pl
Politechnika Łódzka, Wydział Inżynierii Procesowej i Ochrony Środowiska
ul. Wólczańska 175, 90-924 Łódź
- Alona NAD, alonanad@agh.edu.pl
Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Wojciech NAWORYTA, naworyta@agh.edu.pl
Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Zdzisław NAZIEMIEC, z.naziemiec@icimb.pl
Instytut Ceramiki i Materiałów Budowlanych w Krakowie, Oddział Szkła i Materiałów Budowlanych
ul. Cementowa 8, 31-983 Kraków
- Janusz ORLOF, j.orlof@wug.gov.pl
Wyższy Urząd Górniczy w Katowicach
ul. Poniatowskiego 31, 40-055 Katowice
- Anita PABICH, a.pabich@imbigs.pl
Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
ul. Racjonalizacji 6/8, 02-673 Warszawa
- Daniel SARAMAK, dsaramak@agh.edu.pl
Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Mariola STEFANICKA, mariola.stefanicka@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Michał STOPA, michal.stopa@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Agnieszka SUROWIAK, asur@agh.edu.pl
Akademia Górniczo-Hutnicza, Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
- Piotr WODZIŃSKI, piotr.wodzinski@p.lodz.pl
Państwowa Wyższa Szkoła Zawodowa w Kaliszu
ul. Nowy Świat 4, 62-800 Kalisz
- Piotr WOJTACHA, p.wojtacha@wug.gov.pl
Wyższy Urząd Górniczy w Katowicach
ul. Poniatowskiego 31, 40-055 Katowice
- Dariusz WOŹNIAK, dariusz.wozniak@pwr.edu.pl
Politechnika Wrocławska, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii
ul. Na Grobli 15, 50-421 Wrocław
- Michał ZAWADZKI, mzawadzki1981@gmail.com
ATHENE
ul. Łąkowa 3, 46-070 Ochodze
- Tomasz ZAWADZKI, prezes@kosd-niemodlin.com.pl
Kopalnie Odkrywkowe Surowców Drogowych SA
ul. Bohaterów Powstań Śląskich 30, 49-100 Niemodlin

Notatki

Notatki