

JCEEA

Czasopismo
Inżynierii Lądowej,
Środowiska
i Architektury

Journal of Civil
Engineering,
Environment
and Architecture

Kwartalnik
tom XXXI
zeszyt 61 (nr 4/2014)
październik-grudzień

(e-ISSN 2300-8903)

Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury jest kontynuacją
Zeszytów Naukowych Politechniki Rzeszowskiej - Budownictwo i Inżynieria Środowiska.

Wydano za zgodą Rektora

R e d a k t o r n a c z e l n y
Wydawnictw Politechniki Rzeszowskiej
prof. dr hab. inż. Leonard ZIEMIAŃSKI

R a d a N a u k o w a
prof. Mohamed Eid (Francja), prof. David Valis (Czechy)
prof. Nadežda Številová (Słowacja)
prof. Antonio João Carvalho de Albuquerque (Portugalia)
prof. Volodymyr V. Cherniuk (Ukraina)
prof. João Antonio Saraiva Pires da Fonseca (Portugalia)
prof. Dušan Katunsky (Słowacja), prof. Vincent Kvočák (Słowacja)
prof. Zinovy Blicharsky (Ukraina), prof. Tomasz Winnicki (Polska)
prof. Czesława Rosik-Dulewska (Polska), prof. Krzysztof Knapik (Polska)
prof. Janusz A. Tomaszek (Polska), prof. Jerzy Ziółko (Polska)
prof. Ryszard L. Kowalczyk (Polska), prof. Stanisław Kuś (Polska)

K o m i t e t R e d a k c y j n y
(afiliacja: Polska)

redaktor naczelny
dr hab. inż. Piotr KOSZELNIK, prof. PRz
redaktorzy tematyczni (naukowi)
prof. dr hab. inż. Aleksander KOZŁOWSKI, prof. dr hab. inż. Janusz RAK

redaktor statystyczny
dr hab. inż. Szczepan WOLIŃSKI, prof. PRz

sekretarz redakcji
dr inż. Katarzyna PIETRUCHA-URBANIK

członkowie
dr inż. Renata GRUCA-ROKOSZ, dr inż. arch. Anna SIKORA
dr inż. Zdzisław PISAREK, dr hab. inż. Lucjan ŚLĘCZKA, prof. PRz

R e d a k t o r
Marta JAGIEŁOWICZ

P r z y g o t o w a n i e m a t r y c
Mariusz TENDERA

p-ISSN 2300-5130
e-ISSN 2300-8903

Wersja drukowana Kwartalnika jest wersją pierwotną.

Redakcja czasopisma: Politechnika Rzeszowska, Wydział Budownictwa, Inżynierii Środowiska i Architektury, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, www.oficyna.portal.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/ (e-mail: kpiet@prz.edu.pl)

Wydawca: Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów, www.oficyna.portal.prz.edu.pl (e-mail: oficyna1@prz.edu.pl)

Informacje dodatkowe i stopka – str. 305

SPIS TREŚCI

Wojciech BALCERZAK: Uzdatnianie wód kopalnianych zawierających metale ciężkie	5
Mariusz BARSZCZ: Adaptacja modelu <i>Santa Barbara Unit Hydrograph</i> do obliczania hydrogramu przepływów w zurbanizowanej zlewni potoku służewieckiego	21
Lilianna BARTOSZEK, Dorota CZECH: Podatność na degradację zbiornika zaporowego Solina	35
Katarzyna DOŁŻYK, Iwona CHMIELEWSKA: Gęstość roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie	55
Katarzyna DOŁŻYK, Zenon SZYPCIO: Analiza areometryczna w świetle teorii PKN-CEN ISO/TS 17892-4 i PN-88/B-04481	65
Galina KALDA: Analiza stanu energetyki wodnej w Polsce	81
Galina KALDA, Monika MARKOWSKA: Pozyskiwanie i magazynowanie energii ze źródeł odnawialnych	93
Galina KALDA, Małgorzata WILK: Analiza gospodarki odpadami przemysłowymi na terenie Podkarpacia	109
Roman KHMIL, Yaroslav BLIKHARSKYY, Igor VASILIEV: Influence of construction's loading level on strength and deformability of RC columns strengthened by CFRP	125
Mariusz MAŚLAK, Małgorzata SNELA: Alternatywne metody identyfikacji charakterystyk moment – obrót odniesionych do warunków pożaru	135

Krzysztof NOWAK, Danuta PROSZAK-MIĄSIK, Sławomir RABCZAK: Wpływ współspalania biomasy z węglem na sprawność kotłów energetycznych	147
Danuta PROSZAK-MIĄSIK, Monika BORYŁO: Wykorzystanie odnawialnych źródeł energii w małych gospodarstwach rolnych ...	155
Sławomir RABCZAK, Danuta PROSZAK-MIĄSIK, Krzysztof NOWAK: Seasonal cold accumulator with free-cooling in air conditioning systems	167
Adam RUDZIK, Stefan PRADELOK, Grzegorz POPRAWA: Zmiany częstotliwości drgań własnych kratownicowego mostu kolejowego w wyniku postępującego uszkodzenia	179
Andrzej STUDZIŃSKI, Katarzyna PIETRUCHA-URBANIK, Artur MĘDRALA: Analiza strat wody oraz awaryjności w wybranych systemach zaopatrzenia w wodę	193
Marcin STYRNA: Optymalne kształtowanie dźwigarów stalowych	203
Zenon SZYPCIO: Początkowa faza sedimentacji w analizie areometrycznej gruntu	223
Zenon SZYPCIO, Katarzyna DOŁŻYK: Lepkość roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej	239
Tomasz Janusz TELESZEWSKI: Wyznaczanie skalarnych parametrów przepływu laminarnego w przewodach prostoosiowych o przekroju wielokąta foremnego	251
Izabela TYLEK, Krzysztof KUCHTA: Specyfika cech fizykomechanicznych konstrukcyjnych stali nierdzewnych	263
Marek URBANIK, Barbara TCHÓRZEWSKA-CIEŚLAK: Analysis of the gas infrastructure development	283
Marek URBANIK, Barbara TCHÓRZEWSKA-CIEŚLAK: Kogeneracja w wytwarzaniu energii cieplnej	293
Recenzenci współpracujący	303
Informacje dodatkowe	305

Wojciech BALCERZAK¹

UZDATNIANIE WÓD KOPALNIANYCH ZAWIERAJĄCYCH METALE CIĘŻKIE

W pracy omówiono zagadnienie usuwania metali ciężkich z wód kopalnianych stanowiących źródło zaopatrzenia w wodę miasta Olkusz. Układ technologiczny uzdatniania obejmuje następujące procesy: koagulację przy użyciu siarczanu żelazowego i wapna hydratyzowanego w akceleratorach, filtrację na filtrach pośpiesznych oraz dezynfekcję za pomocą promieniowania UV-C. W przypadku wystąpienia zanieczyszczenia wtórnego w sieci awaryjnie stosuje się metodę dezynfekcji wody z zastosowaniem chloru gazowego. Dokonano oceny kategorii jakości ujmowanej wody, uwzględniając wartości odczynu wody oraz stężenia żelaza, manganu, ołowiu, cynku i kadmu. Wykazano, że ujmowana woda jest zaliczana do kategorii trzeciej (A3) wymagającej wysoko sprawnego uzdatniania fizycznego i chemicznego. Istniejący układ technologiczny nie jest przystosowany do uzdatniania tego typu wody. Przeprowadzona ocena efektywności działania stacji uzdatniania w zakresie analizowanych wskaźników (pozostałe spełniały wymagane wartości) wykazała, że w analizowanym okresie (2010 r.) uzyskano zróżnicowaną efektywność usuwania metali ciężkich: dla cynku 92%, dla ołowiu 76%, dla kadmu 51%, dla żelaza 59%, dla manganu 26%. Można stwierdzić, że dla omawianego okresu stosowana technologia uzdatniania była wystarczająca. Rok 2010 charakteryzował się stosunkowo dobrą jakością ujmowanej wody. W przypadku pogorszenia jakości ujmowanej wody (co jest prognozowane w związku z likwidacją pobliskich kopalni) stacja uzdatniania nie będzie efektywnie usuwać metali ciężkich i spełniać wymagań stawianym wodzie do picia. W związku z tym należy rozważyć rozbudowę stacji uzdatniania o procesy technologiczne zapewniające możliwość uzdatniania wody należącej do kategorii trzeciej (A3).

Słowa kluczowe: wody kopalniane, kategorie jakości ujmowanej wody, usuwanie metali ciężkich

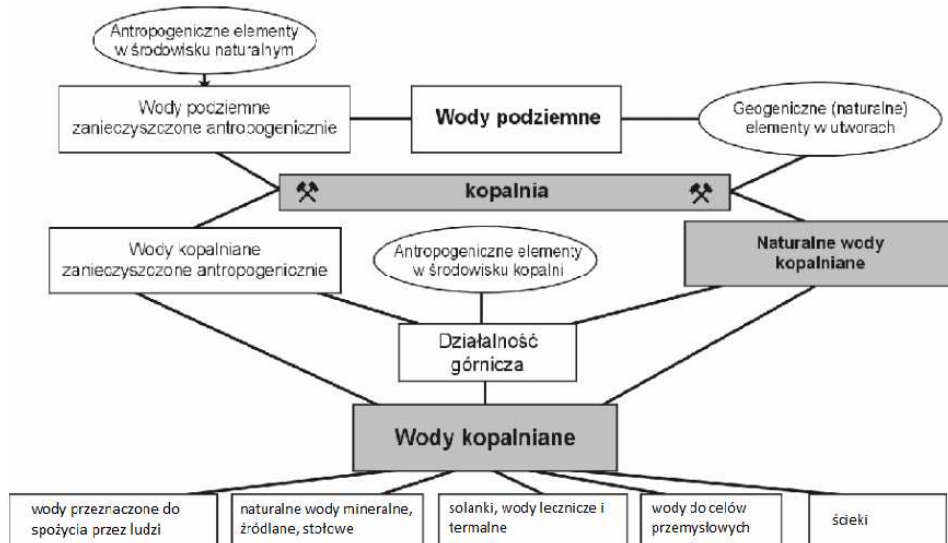
1. Wprowadzenie

Wody podziemne występują w glebie oraz w niżej położonych utworach. Zwykle nasycają wolne przestrzenie znajdujące się w skałach. Wyjątek stanowią wody chemicznie lub krystalicznie związane ze skałami. Wody podziemne cechują się niezmiennym składem fizykochemicznym, który zależy głównie od

¹ Wojciech Balcerzak, Politechnika Krakowska, ul. Warszawska 24, 31-155 Kraków, tel. 12 6282554, wb@vistula.wis.pk.edu.pl

procesów hydrogeochemicznych oraz fizycznych i biologicznych (utlenianie i redukcja, hydratacja i hydroliza, ługowanie (rozpuszczanie) i strącanie, sorpcja, desorpcja, wymiana jonowa oraz procesy membranowe, wietrzenie, procesy biochemiczne, migracja). Ze względu na dużą klarowność, brak bakterii, wysoką zawartość soli rozpuszczonych, niewielką ilość substancji organicznych wody podziemne są najczęściej wykorzystywane jako źródło zaopatrzenia w wodę do picia [1].

Specyficzną grupą wód podziemnych są wody dopływające do wyrobisk górniczych, czyli naturalne wody kopalniane. Ich skład chemiczny jest zależny od procesów hydrogeochemicznych oraz procesów wynikających z działalności górniczej. Prace wydobywcze powodują drenowanie utworów oraz przerywanie warstw wodonośnych, czego skutkiem jest przepływ, wymiana wód oraz migracja składników i ich oddziaływanie ze skałami. Działalność górnicza wpływa nie tylko na skład chemiczny naturalnych wód kopalnianych, lecz stanowi również potencjalne ognisko zanieczyszczeń antropogenicznych. Na skład wód kopalnianych ogromny wpływ mogą mieć także składowiska odpadów (szczególnie poeksploatacyjnych) oraz odpady i wody technologiczne wprowadzane do wyrobisk górniczych. Zróżnicowany skład chemiczny oraz cechy fizyczne wód kopalnianych powodują, że mogą być wykorzystywane do różnych celów, odprowadzane do wód powierzchniowych lub do gleby. Istnieje także możliwość wykorzystania ich jako źródła wód leczniczych i termalnych [8]. Sposób klasyfikacji stanu jednolitych części wód powierzchniowych określa Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 listopada 2011 roku w sprawie sposobu klasyfikacji



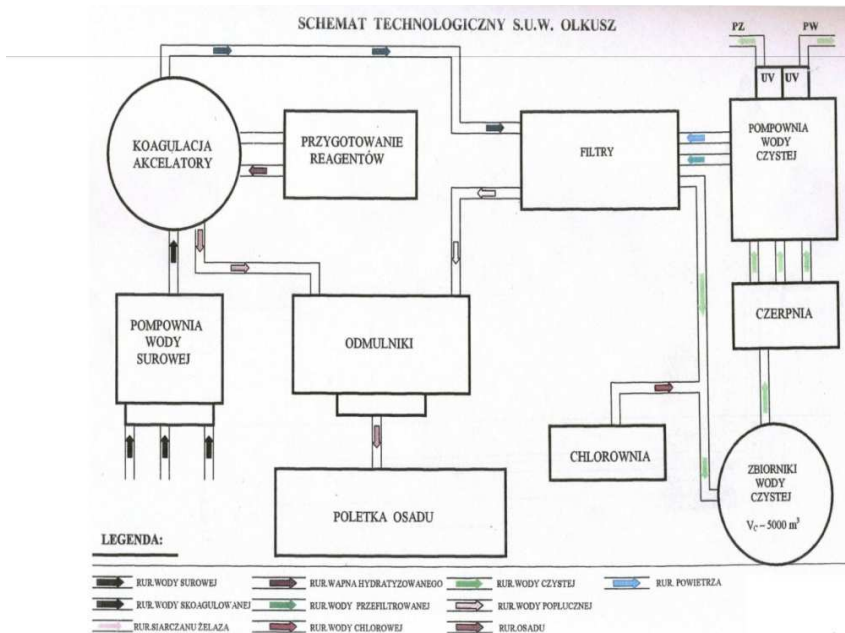
Rys. 1. Charakterystyka wód kopalnianych, na podstawie [8]

Fig. 1. Mine water characteristics, based on [8]

stanu jednolitych części wód powierzchniowych oraz środowiskowych norm jakości dla substancji priorytetowych (Dz.U. Nr 257, poz. 1545) [5]. Schemat powstawania wód kopalnianych oraz sposoby ich wykorzystania przedstawia rys. 1.

2. Stacja Uzdatniania Wody w Olkuszu

Źródłem wody surowej dla Stacji Uzdatniania Wody w Olkuszu są wody kopalniane odprowadzane przez kopalnię „Olkusz-Pomorzany”, należąca do Zakładów Górniczo-Hutniczych „Bolesław” S.A. w Bukowni. Zdecydowana większość (95%) wody zaopatrującej w wodę pitną pobliską ludność jest uzdatniana w Stacji Uzdatniania Wody w Olkuszu, a pozostałe 5% pochodzi z lokalnych ujęć wód podziemnych [3]. Woda na potrzeby SUW jest pobierana z ujęcia typu brzegowego, z grawitacyjnym przepływem wody do zbiorników czerpalnych umieszczonych pod pompownią. Pompownia wyposażona w sześć pomp tłoczy wodę bezpośrednio do urządzeń technologicznych SUW. Pompownia jest zaprojektowana na maksymalną wydajność 42,000 m³/dobę. Układ technologiczny uzdatniania obejmuje następujące procesy: koagulację przy użyciu siarczana żelazawego i wapna hydratyzowanego w akceleratorze (cztery akcelatory), filtrację na filtrach pośpiesznych (dziewięć filtrów) oraz dezynfekcję (niszczenie bakterii i wirusów) [3]. Schemat technologiczny stacji przedstawiono na rys. 2.



Rys. 2. Schemat technologiczny SUW w Olkuszu, na podstawie [3]

Fig. 2. Water Treatment Plant in Olkusz, based on [3]

Podstawowe parametry urządzeń technologicznych [3]

1. Proces koagulacji – parametrami pracy akcelatorów są wydajność eksploatacyjna 540 m³/h, prędkość przepływu ~0,7 mm/s, dawki koagulantów dla przeciętnej jakości wody: siarczan żelazawy 40 mg/dcm³, wapno hydratyzowane 45-50 mg/dcm³.
2. Proces filtracji – parametrami pracy filtrów są prędkość filtracji – max do 5,5 m/h, wydajność jednego złoża – max do 230 m³/h, długość filtrocylu – max do 72 h, opory złoża – 80 cm słupa wody, płukanie powietrzem (16-18 dcm³/s/m² przez 20 min), wodą (8 dcm³/s/m² przez 3-5 min), powtórnie powietrzem z tą samą intensywnością) oraz wodą (8 dcm³/s/m² przez 15 min) do uzyskania klarownej wody.
3. Proces dezynfekcji wody prowadzi się za pomocą promieniowania UV-C, stosując kolumny bakteriobójcze typu SPL 2500 oraz SPL 1000 firmy „Berson” Holandia. W przypadku wystąpienia zanieczyszczenia wtórnego w sieci awaryjnie stosuje się metodę dezynfekcji wody chlorem gazowym [3]. Podczas procesów chlorowania używa się dwóch chloratorów typu C-7 i CL-10, stosując średnią dawkę chloru w przedziale 0,5-0,8 mg/dm³ w zależności od jakości wody. Uzatniona woda za pomocą pompowni wody czystej jest kierowana do sieci wodociągowej. Przebieg procesu uzdatniania wody jest na bieżąco kontrolowany przez laboratorium zakładowe. W wybranych etapach uzdatniania co trzy godziny następuje pobór próbek wody do analizy. Takie postępowanie umożliwia bieżące korygowanie procesu technologicznego [3].

3. Wody kopalniane – kategorie jakości wody

Kategorie jakości wody określa Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 listopada 2002 r. w sprawie wymagań, jakim powinny odpowiadać wody powierzchniowe wykorzystywane do zaopatrzenia ludności w wodę przeznaczoną do spożycia (Dz.U. Nr 204, poz. 1728) [4]. W rozporządzeniu określono trzy kategorie jakości wody, które ze względu na występujące w nich zanieczyszczenia, muszą być poddane standardowym procesom uzdatniania, aby spełniały wymagania stawiane wodzie do spożycia:

- kategoria A1 – woda wymagająca prostego uzdatniania fizycznego, w szczególności filtracji oraz dezynfekcji,
- kategoria A2 – woda wymagająca typowego uzdatniania fizycznego i chemicznego, w szczególności utleniania wstępnego, koagulacji, flokulacji, dekantacji, filtracji, dezynfekcji (chlorowania końcowego),
- kategoria A3 – woda wymagająca wysoko sprawnego uzdatniania fizycznego i chemicznego, w szczególności utleniania, koagulacji, flokulacji, dekantacji, filtracji, adsorpcji na węglu aktywnym, dezynfekcji (ozonowania, chlorowania końcowego) [3].

Ocenę wody dołowej ujmowanej z odwodnienia kopalni „Olkusz-Pomorzan” przeprowadzono na podstawie wartości pH wody oraz stężeń wybranych

metali ciężkich. Wyniki odczynu wody surowej oraz stężeń tych metali porównano z wartościami granicznymi wskaźników jakości wody dla poszczególnych kategorii, ustalonymi w Rozporządzeniu Ministra Środowiska. Analizy fizykochemiczne zostały udostępnione przez laboratorium znajdujące się przy SUW w Olkuszu i dotyczą lat 2002-2011 [2]. Do określenia kategorii jakości ujmowanej wody zostały wykorzystane maksymalne roczne wartości z analizowanego okresu. Wartości graniczne wybranych wskaźników jakości wody zestawiono w tab. 1.

Tabela 1. Wartości graniczne wybranych wskaźników jakości wody dla poszczególnych kategorii wody ujmowanej, na podstawie [2]

Table 1. Limiting values of water quality parameters for different water categories, based on [2]

Wskaźniki jakości wody	Jednostki miary	Wartości graniczne wskaźników jakości wody dla poszczególnych kategorii					
		A1		A2		A3	
		zal.	dop.	zal.	dop.	zal.	dop.
Odczyn	pH	6,5-8,5	6,5-8,5	5,5-9,0	5,5-9,0	5,5-9,0	5,5-9,0
Żelazo	[mg/dm ³]	0,1	0,3	1	2	1	2
Mangan	[mg/dm ³]	0,05	0,05	0,1	0,1	1	1
Cynk	[mg/dm ³]	0,5	3	1	5	1	5
Kadm	[mg/dm ³]	0,001	0,005	0,001	0,005	0,001	0,005
Ołów	[mg/dm ³]		0,05		0,05		0,05

zal. – wartości zalecane, dop. – wartości dopuszczalne.

Kategoria jakości wody surowej w odniesieniu do odczynu wody

W tabeli 2. zestawiono maksymalne wartości roczne odczynu wody ujmowanej i porównano z dopuszczalnymi wartościami odczynu dla poszczególnych kategorii ujmowanej wody.

Tabela 2. Jakość wody surowej w odniesieniu do kategorii jakości wody (2002-2011), na podstawie [2]

Table 2. Raw water quality vs. water quality categories (years 2002-2011), based on [2]

Rok	Odczyn w wodzie surowej [pH]					
	min			max		
2002	7,60	>6,5	A1	8,09	<8,5	A1
2003	7,65	>6,5	A1	8,29	<8,5	A1
2004	7,42	>6,5	A1	8,16	<8,5	A1
2005	7,23	>6,5	A1	7,80	<8,5	A1
2006	6,94	>6,5	A1	7,56	<8,5	A1
2007	7,10	>6,5	A1	7,53	<8,5	A1
2008	7,00	>6,5	A1	7,70	<8,5	A1
2009	7,30	>6,5	A1	7,60	<8,5	A1
2010	7,30	>6,5	A1	7,80	<8,5	A1
2011	7,30	>6,5	A1	7,50	<8,5	A1

Z danych zawartych w tab. 2. jednoznacznie wynika, że przy uwzględnieniu jedynie wartości odczynu w badanej wodzie jest ona zaliczona do pierwszej kategorii jakości wody pitnej (A1). W analizowanym okresie odczyn wody surowej wahał się od pH 6,94 (dla A1 wartość dopuszczalna pH > 6,5) do pH 8,29 (dla A1 wartość dopuszczalna pH < 8,5).

Kategoria jakości wody surowej w odniesieniu do stężeń wybranych metali

Ze względu na pochodzenie ujmowanej wody z kopalni rud cynku i ołowiu przy kwalifikowaniu jej do odpowiedniej kategorii uwzględniono przede wszystkim stężenie cynku, kadmu i ołowiu. Ponieważ woda surowa charakteryzowała się również dużą zawartością żelaza oraz manganu to porównanie jakości wody surowej z kategoriami jakości wody ujmowanej przeprowadzono w odniesieniu do stężeń żelaza, manganu, ołowiu, cynku i kadmu.

Analizując dane zawarte w tab. 3. stwierdzono, że stężenia cynku w całym analizowanym okresie klasyfikują wodę kopalnianą do pierwszej kategorii jakości wody do picia (A1). Wody z odwadniania kopalni wykazywały do 2005 roku bardzo wysokie stężenia żelaza, manganu i ołowiu. Do 2005 roku ujmowana woda była zaliczana do trzeciej kategorii jakości (A3), czyli wymagała wysoko sprawnego uzdatniania fizycznego i chemicznego. Po 2005 roku zaobserwowano znaczną poprawę jakości wody surowej. Stężenia żelaza zwykle były niższe niż $0,3 \text{ mg Fe/dm}^3$, co kwalifikuje wodę do kategorii pierwszej. Wyjątek stanowi 2008 rok, w którym wystąpiło znaczne podwyższenie stężenia żelaza. Zawartość manganu w wodzie kopalnianej po 2005 roku była bardziej zróżnicowana i zazwyczaj spełniała warunki kategorii A1 i A2. Podobnie jak w przypadku żelaza, w 2008 roku stwierdzono większe stężenia manganu w wodzie, co zakwalifikowało ją do kategorii trzeciej. Zawartość ołowiu po 2005 roku obniżyła się poniżej wartości $0,05 \text{ mg Pb/dm}^3$ i stan ten utrzymywał się do końca analizowanego okresu. Ponieważ w Rozporządzeniu Ministra Środowiska dopuszczalne wartości ołowiu są takie same dla każdej z kategorii (tab. 1.), ze względu na zawartość związków ołowiu woda może należeć do każdej z kategorii wody ujmowanej. Zawartość kadmu w wodzie była mniejsza od wartości $0,005 \text{ mg Cd/dm}^3$. Tak jak w przypadku ołowiu, kadm ma tylko jedną wartość graniczną dopuszczalną dla każdej z kategorii (tab. 1.). Ze względu na stężenie kadmu ujmowana woda może należeć do każdej kategorii jakości wody. W celu określenia kategorii jakości wody w poszczególnych latach zestawiono ustalone w tab. 3. kategorie ujmowanej wody w odniesieniu do stężeń metali ciężkich.

Z ustalonych wcześniej kategorii, w odniesieniu do zawartości poszczególnych metali ciężkich (tab. 3.) wybrano najwyższą kategorię w analizowanych latach, co pozwoli na optymalny dobór systemu uzdatniania w zakresie usuwania z wody wymienionych metali. W efekcie otrzymano zestaw kategorii jakości ujmowanej wody w latach 2002-2011, które przedstawiono w tab. 4. Z zamieszczonych w tab. 4. rocznych wartości kategorii jakości wody surowej sporządzono wykres procentowego udziału każdej z nich w badanym okresie (rys. 3.)

Tabela 3. Jakość wody surowej w odniesieniu do kategorii jakości wody (2002-2011) – wybrane metale, na podstawie [2]

Table 3. Raw water quality vs. water quality categories (2002-2011) – heavy metals, based on [2]

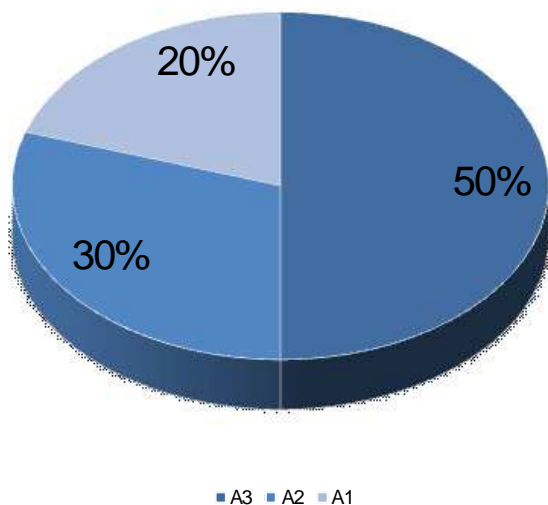
Wskaźnik		Żelazo Fe [mg/dm ³]			Mangan Mn [mg/dm ³]		
Rok/jednostka							
2002	max	0,843	>0,3,<2	A2, A3	0,176	>0,1<1	A3
2003	max	0,340	>0,3,<2	A2, A3	0,147	>0,1<1	A3
2004	max	0,627	>0,3,<2	A2, A3	0,230	>0,1<1	A3
2005	max	0,365	>0,3,<2	A2, A3	0,125	>0,1<1	A3
2006	max	0,192	<0,3	A1	0,055	>0,05,<0,1	A2
2007	max	0,187	<0,3	A1	0,050	0,050	A1
2008	max	0,350	>0,3,<2	A2, A3	0,175	>0,1,<1	A3
2009	max	0,225	<0,3	A1	0,053	>0,05,<0,1	A2
2010	max	0,295	<0,3	A1	0,048	<0,05	A1
2011	max	0,190	<0,3	A1	0,046	<0,05	A1
Wskaźnik		Ołów Pb [mg/dm ³]			Cynk Zn [mg/dm ³]		
Rok/jednostka							
2002	max	0,2150	>0,05	A3	1,2300	<3	A1
2003	max	0,0690	>0,05	A3	0,6310	<3	A1
2004	max	0,1300	>0,05	A3	0,5900	<3	A1
2005	max	0,1220	>0,05	A3	0,6860	<3	A1
2006	max	0,0210	>0,05	A1, A2, A3	0,8430	<3	A1
2007	max	0,0170	>0,05	A1, A2, A3	0,9600	<3	A1
2008	max	0,0325	>0,05	A1, A2, A3	0,7446	<3	A1
2009	max	0,0216	>0,05	A1, A2, A3	0,9406	<3	A1
2010	max	0,0208	>0,05	A1, A2, A3	1,2900	<3	A1
2011	max	0,0193	>0,05	A1, A2, A3	0,8644	<3	A1
Wskaźnik		Kadm Cd [mg/dm ³]					
Rok/jednostka							
2002	max	b.d.	-	-			
2003	max	b.d.	-	-			
2004	max	b.d.	-	-			
2005	max	b.d.	-	-			
2006	max	b.d.	-	-			
2007	max	b.d.	-	-			
2008	max	0,0245	<0,005	A1, A2, A3			
2009	max	0,0198	<0,005	A1, A2, A3			
2010	max	0,0121	<0,005	A1, A2, A3			
2011	max	0,0098	<0,005	A1, A2, A3			

b.d. – brak danych

Tabela 4. Roczne kategorie jakości wody surowej w latach 2002-2011

Table 4. Annual categories of raw water quality – years 2002-2011

Rok	Kategorie jakości wody – zawartość poszczególnych metali					Kategoria jakości wody – zawartość wszystkich metali ciężkich
	Fe	Mn	Pb	Zn	Cd	
2002	A2, A3	A3	A3	A1	-	A3
2003	A2, A3	A3	A3	A1	-	A3
2004	A2, A3	A3	A3	A1	-	A3
2005	A2, A3	A3	A3	A1	-	A3
2006	A1	A2	A1, A2, A3	A1	-	A3
2007	A1	A1	A1, A2, A3	A1	-	A3
2008	A2, A3	A3	A1, A2, A3	A1	A1, A2, A3	A3
2009	A1	A2	A1, A2, A3	A1	A1, A2, A3	A3
2010	A1	A1	A1, A2, A3	A1	A1, A2, A3	A3
2011	A1	A1	A1, A2, A3	A1	A1, A2, A3	A3



Rys. 3. Podział wody kopalnianej na poszczególne kategorie jakości (2002-2011)

Fig. 3. Mine water quality categories (2002-2011)

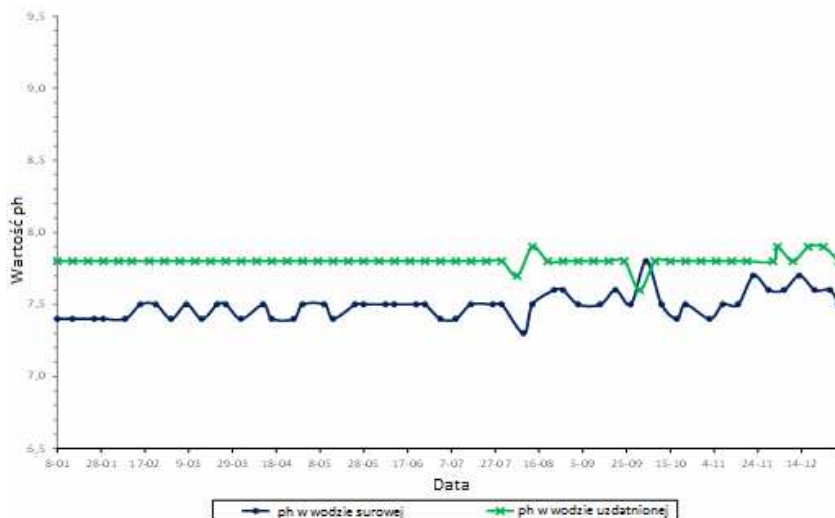
Na podstawie rys. 3. można stwierdzić, że w analizowanym okresie wody kopalniane były w większości zaliczane do wód kategorii trzeciej (A3 – 50%), co było spowodowane podwyższoną zawartością metali ciężkich. Mimo poprawy jakości ujmowanej wody od 2005 roku można stwierdzić okresowe występowanie podwyższonych stężeń tych pierwiastków. Biorąc pod uwagę cały analizowany okres, należy stwierdzić, że wody zasilające Stację Uzdatniania Wody w Olkuszu należą do kategorii A3. Jakość tych wód wymaga wysokoefektywnego uzdatniania zarówno fizycznego, jak i chemicznego (procesy utleniania, koagulacji, flokulacji, dekantacji, filtracji, adsorpcji na węglu aktywnym i dezynfekcji) [4].

4. Ocena efektywności działania stacji

Charakterystykę ujmowanej i uzdatnianej wody oparto na wybranych wskaźnikach jakości wody, tj. na wartości odczynu oraz zawartości wybranych metali ciężkich – żelaza, manganu, cynku, ołowiu i kadmu (dane dotyczą 2010 roku). W zakresie pozostałych wskaźników nie stwierdzono przekroczeń w uzdatnionej wodzie.

Odczyn wody

Na rysunku 4. przedstawiono przebieg zmienności odczynu wody przed i po procesie uzdatniania [2]. Na wykresie (rys. 4.) wartości odczynu w wodzie surowej wahają się w okolicach 7,5. Średnia roczna wartość odczynu wynosi 7,49. W wodzie uzdatnionej występuje nieco wyższe stężenie jonów wodorowych w stosunku do wody surowej. Średnia wartość odczynu wynosi 7,8. Warto zauważyć, że pH w wodzie uzdatnionej wzrasta proporcjonalnie do wartości pH w wodzie surowej. Mimo wzrostu pH w wodzie uzdatnionej odczyn wody dopływającej do sieci w 2010 roku spełnia wymagania określone w normach krajowych i europejskich. Końcowe podwyższenie odczynu wody jest spowodowane zastosowaniem wapna hydratyzowanego jako koagulantu.



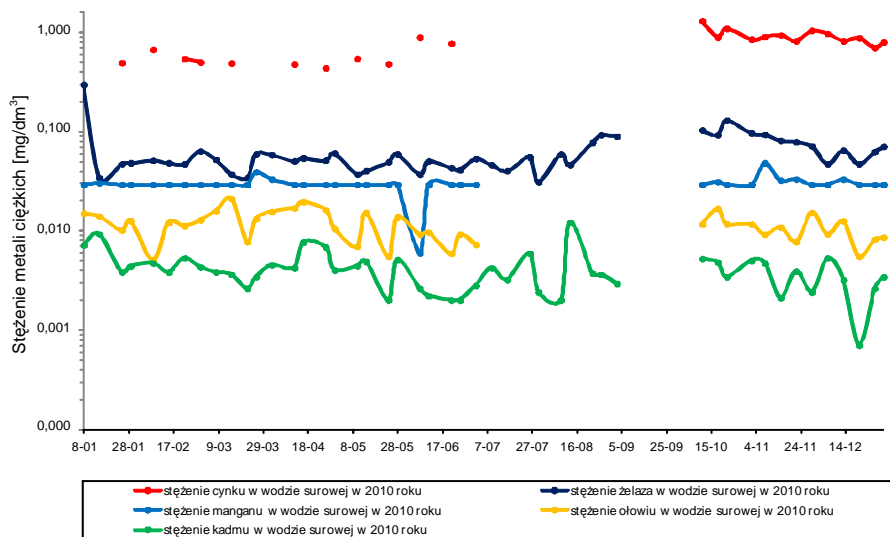
Rys. 4. Ph wody surowej i uzdatnionej w 2010 roku

Fig. 4. PH in a raw water and a drinking water in year 2010

Zawartość metali ciężkich w wodzie surowej

Na rysunku 5. przedstawiono przebieg zmienności metali ciężkich w ujmowanej wodzie [2]. Z wykresu (rys. 5.) można stwierdzić, że ujmowana woda charakteryzuje się dużymi stężeniami cynku. Niezanieczyszczone wody pod-

ziemne zawierają niewielkie ilości cynku, natomiast ujmowane wody dołowe średnio $0,80 \text{ mg Zn/dm}^3$ (wartość średnia z 2010 roku). W 2010 roku w wodzie surowej największe stężenie cynku sięgnęło $1,29 \text{ mg Zn/dm}^3$, a najmniejsze $0,43 \text{ mg Zn/dm}^3$. Zwiększona zawartość cynku w ujmowanej wodzie jest spowodowana jego przenikaniem z pobliskiej kopalni.



Rys. 5. Zawartość metali ciężkich w wodzie surowej w 2010 roku

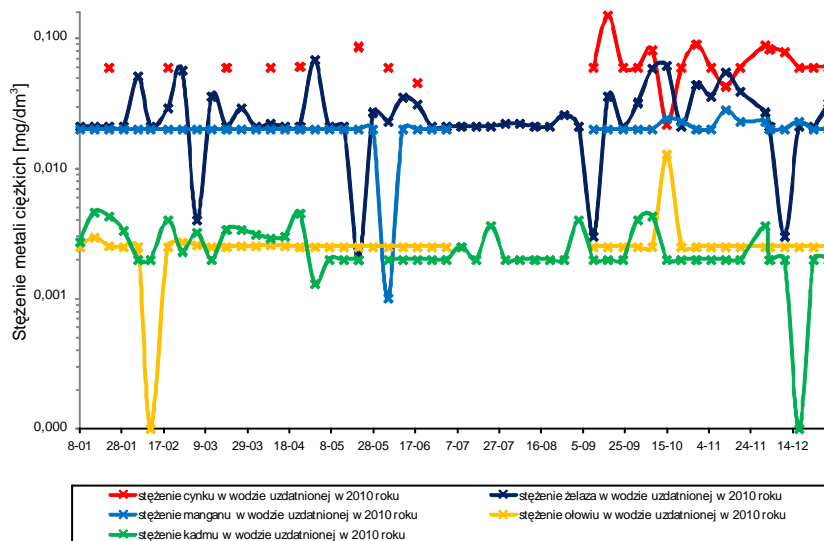
Fig. 5. Heavy metals in a raw water in year 2010

Stężenia związków żelaza w ujmowanej wodzie kopalnianej nie są stabilne. Na początku roku zawartość żelaza osiągnęła wartość maksymalną równą $0,295 \text{ mg Fe/dm}^3$. W późniejszym okresie odnotowano spadek zawartości żelaza, którego stężenie oscyluje wokół $0,05 \text{ mg Fe/dm}^3$, aby następnie wzrosnąć do wartości $0,1 \text{ mg Fe/dm}^3$. Pod koniec roku zawartość żelaza w wodzie surowej ponownie spada. Wartość średnia roczna żelaza w 2010 roku wyniosła $0,061 \text{ mg Fe/dm}^3$, natomiast najniższe stężenie pierwiastka $0,031 \text{ mg Fe/dm}^3$. Mimo że średnia zawartość żelaza w ujmowanej wodzie w 2010 roku jest niewielka, uzyskana wartość maksymalna (wyższa niż ustalone w normie $0,2 \text{ mg Fe/dm}^3$) dyskwalifikuje ją jako zdatną do picia bez uprzedniego odżelazienia. Wykres (rys. 5.) pokazuje, że zawartość manganu z wodzie surowej cechuje się stabilnością. Większość analiz wykazuje stężenie tego metalu równe $0,029 \text{ mg Mn/dm}^3$, co jest średnią zawartością manganu z całego 2010 roku. Widoczne są jednak okresowe niewielkie zmiany stężeń manganu w wodzie. Wartość maksymalna wyniosła $0,048 \text{ mg Mn/dm}^3$, a wartość minimalna $0,006 \text{ mg Mn/dm}^3$. Biorąc pod uwagę przeznaczenie wody do celów spożywczych w analizowanym 2010 roku, nie wymagała ona usunięcia manganu. Na rysunku 5. można zauważyć bardzo

dużą zmienność stężeń ołowiu. Maksymalna zawartość ołowiu w ujmowanej wodzie kopalnianej sięga $0,0208 \text{ mg Pb/dm}^3$. Średnie roczne stężenie ołowiu w 2010 roku wynosiło $0,0039 \text{ mg Pb/dm}^3$, natomiast minimalna zawartość ołowiu $0,0051 \text{ mg Pb/dm}^3$. Biorąc pod uwagę wyłącznie 2010 rok, stężenia ołowiu w wodzie zasilającej stację uzdatniania nie przekraczały norm stawianych wodzie do picia ($0,025 \text{ mg Pb/dm}^3$). Jednak normy zawartości ołowiu zostały zmienione (od początku 2013 roku obowiązuje wartość $0,01 \text{ mg Pb/dm}^3$) [6, 7], jeżeli więc ujmowana woda zawierałaby tyle samo związków ołowiu co w 2010 roku, konieczne byłoby ich usunięcie. Stężenia kadmu w wodzie surowej (podobnie jak ołowiu) były niestabilne w ciągu roku. Wartości stężeń tego metalu waha się od wartości minimalnej równej $0,0007 \text{ mg Cd/dm}^3$ do wartości maksymalnej wynoszącej $0,0121 \text{ mg Cd/dm}^3$. Średnie stężenie kadmu w 2010 roku wynosi $0,0039 \text{ mg Cd/dm}^3$, dopuszczalne zaś stężenie kadmu w wodzie do picia $0,005 \text{ mg Cd/dm}^3$ [6, 7]. Oznacza to, że z ujmowanej wody musi zostać usunięty nadmiar kadmu zanim będzie doprowadzona do sieci wodociągowej. Podsumowując dane przedstawione na rys. 5., można stwierdzić, że woda z odwodnienia kopalni w 2010 roku zawierała niewielkie stężenia metali ciężkich. Woda spełnia wymagania dla wody do spożycia już przed jej uzdatnieniem. Porównując wyniki analiz codziennych z 2010 roku z rocznymi analizami obejmującymi dłuższy czas (2002-2010) [2], można stwierdzić spadek stężenia metali ciężkich w 2010 roku w porównaniu z latami wcześniejszymi. Rozpatrując dłuższy przedział czasu, należy zauważyć, że ujmowana woda kopalniana będzie wymagać usunięcia metali ciężkich przed dostarczeniem do sieci wodociągowej [6, 7].

Zawartość metali ciężkich w wodzie uzdatnionej

Jakość wody opuszczającej stację pod względem zawartości związków metali [2] przedstawia rys. 6. Na wykresie przedstawiono zmienności stężeń analizowanych metali ciężkich w wodzie uzdatnionej. Wartości cynku wahają się w okolicy $0,02 \text{ mg Zn/dm}^3$ (średnia roczna to $0,0666 \text{ mg Zn/dm}^3$). Maksymalna zawartość cynku w wodzie uzdatnionej w 2010 roku wyniosła $0,1513 \text{ mg Zn/dm}^3$, a wartość minimalna $0,0218 \text{ mg Zn/dm}^3$. Porównując zawartość cynku w wodzie uzdatnionej (rys. 6.) oraz w wodzie surowej (rys. 5.), ciąg technologiczny zastosowany w SUW efektywnie usuwał cynk. Zawartość żelaza w wodzie uzdatnionej zwykle przyjmuje wartość $0,026 \text{ mg Fe/dm}^3$ (średnia roczna wartość żelaza w wodzie uzdatnionej w 2010 roku). Widać jednak wyraźne okresowe wahania stężenia żelaza. Stężenia te w wodzie czystej nie przekraczają jednak wartości $0,068 \text{ mg Fe/dm}^3$ (wartość maksymalna żelaza w wodzie uzdatnionej w 2010 roku), co oznacza, że oczyszczona woda spełnia wymagania jakościowe dla wody do spożycia (zawartość żelaza mniejsza niż $0,2 \text{ mg Fe/dm}^3$). Minimalna roczna zawartość związków żelaza w wodzie podawanej do sieci wyniosła $0,002 \text{ mg Fe/dm}^3$. Zastosowany przez stację system uzdatniania wody zapewnia wystarczające odżelazienie ujmowanej wody kopalnianej.



Rys. 6. Zawartości metali ciężkich w wodzie uzdatnionej w 2010 roku

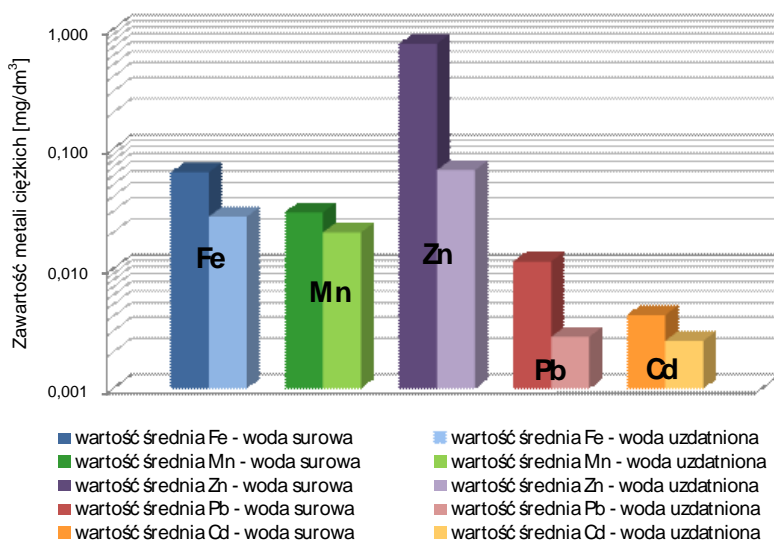
Fig. 6. Heavy metals in a drinking water in year 2010

Zawartość manganu w wodzie uzdatnionej była stabilna. Większość oznaczeń zawartości manganu mieściła się w granicach $0,020 \text{ mg Mn/dm}^3$, co jest średnią wartością roczną w analizowanym 2010 roku. Największe stężenie manganu w wodzie uzdatnionej wynosiło $0,028 \text{ mg Mn/dm}^3$, a najmniejsze $0,001 \text{ mg Mn/dm}^3$. Porównując przebieg zawartości metali ciężkich w wodzie uzdatnionej (rys. 6.) z przebiegiem zawartości metali w wodzie ujmowanej (rys. 5.), można zauważyć niewielki spadek usuwania związków manganu. Proces uzdatniania wody stosowany w stacji uzdatniania pozwalał na częściowe usunięcie manganu. Po uzdatnieniu stężenie ołowiu uległo stabilizacji. Średnie roczne stężenie ołowiu w wodzie uzdatnionej w 2010 roku wynosiło $0,0027 \text{ mg Pb/dm}^3$. Stężenia ołowiu ulegały okresowym zmianom: w lutym stężenie ołowiu w wodzie po uzdatnieniu spadło do 0 mg Pb/dm^3 , a w październiku osiągnęło wartość maksymalną równą $0,0129 \text{ mg Pb/dm}^3$. W porównaniu z wartościami ołowiu w wodzie surowej w 2010 roku (rys. 5.) można zauważyć wyraźny spadek stężenia ołowiu. Dopuszczalna wartość ołowiu w 2010 roku dla wody do picia wynosiła $0,025 \text{ mg Pb/dm}^3$, czyli wymagania dla ołowiu ustalone w rozporządzeniu zostały spełnione. Stężenia kadmu w wodzie uzdatnionej w 2010 roku były zróżnicowane. Zawartość tego związku wynosiła ok. $0,002 \text{ mg Cd/dm}^3$. Maksymalne stężenie kadmu w analizowanym roku osiągnęło $0,0046 \text{ mg Cd/dm}^3$, natomiast minimalne $0,0001 \text{ mg Cd/dm}^3$. Dopuszczalne stężenie kadmu dla wody do picia wynosiło $0,005 \text{ mg Cd/dm}^3$, co oznacza, że woda uzdatniona nie przekraczała wartości granicznej stężenia tego pierwiastka. Warto jednak dodać, że wartość maksymalna uzyskana w 2010 roku znajduje się niewiele niżej od wartości

z normy. Jeżeli więc zawartość kadmu w wodzie ujmowanej w przyszłości wzrośnie, to bez wprowadzenia zmian w technologii nie będzie można usunąć kadmu do wymaganych wartości.

Efektywność usuwania metali ciężkich

Procesy zastosowane w Stacji Uzdatniania Wody w Olkuszu umożliwiają usunięcie metali ciężkich z ujmowanej wody. Uzyskane efekty usuwania są silnie zróżnicowane. Skuteczność usuwania wybranych metali ciężkich przedstawia rys. 7.



Rys. 7. Zawartość metali ciężkich w wodzie przed i po uzdatnieniu w 2010 roku

Fig. 7. Heavy metals in water before and after treatment in 2010 year

Wartości na wykresie są średnimi rocznymi wartościami stężeń metali w wodzie surowej i uzdatnionej. Dane na wykresie pokazują, że procesy koagulacji siarczanem żelazawym i wapnem hydratyzowanym, filtracji na złożu piaskowym i dezynfekcji powodują znaczne obniżenie stężeń cynku, kadmu i ołowiu. Układ technologiczny zapewnia również odzelenienie ujmowanej wody oraz częściowe odmanganianie. Efektywność usuwania poszczególnych metali ciężkich przedstawiono w tab. 5.

Z tabeli 5. wynika, że największa efektywność usuwania metali ciężkich uzyskano dla cynku 92%, trochę niższą zaś dla ołowiu 76%. Obniżenie stężenia żelaza i kadmu w wodzie uzdatnionej odnotowano na tym samym poziomie. Dla kadmu efektywność usuwania wyniosła 51%, dla żelaza 59%, a dla manganu tylko 26%. Należy zauważyć, że stężenie manganu w ujmowanej wodzie kopalnianej w badanym okresie było niskie.

Tabela 5. Efektywność usuwania metali ciężkich

Table 5. Heavy metals removal

Metal	Średnie stężenie w wodzie surowej [mg/dm ³]	Średnie stężenie w wodzie uzdatnionej [mg/dm ³]	Efektywność usuwania [%]
Cynk	0,8058	0,0666	92
Żelazo	0,0640	0,0260	59
Mangan	0,0270	0,0200	26
Ołów	0,0113	0,0027	76
Kadm	0,0039	0,0019	51

Można stwierdzić, że dla analizowanego okresu (2010 rok) stosowana technologia uzdatniania była wystarczająca. Warto jednak zauważyć, że 2010 rok charakteryzował się stosunkowo dobrą jakością ujmowanej wody w stosunku do analizowanego wcześniej okresu (2002-2011). W przypadku nagłego pogorszenia jakości ujmowanej wody omawiana stacja uzdatniania wody może nie usuwać efektywnie metali ciężkich i nie spełniać wymagań stawianym wodzie do picia.

Analiza procesów stosowanych w Stacji Uzdatniania Wody w Olkuszu (koagulacja, filtracja, dezynfekcja) wykazuje, że jej ciąg technologiczny nie jest odpowiedni dla ujmowanej wody zaliczanej do kategorii A3. System uzdatniania wody przyjęty w SUW w Olkuszu może być stosowany do uzdatniania wody kwalifikującej się do drugiej kategorii (A2). Pomimo poprawy stanu wód kopalnianych w przypadku pogorszenia się jakości wody ujmowanej stacja może mieć trudności z usuwaniem nadmiernych stężeń metali ciężkich i nie spełniać wymaganych norm jakości wody uzdatnionej.

5. Wnioski

Wody kopalniane są obecnie często jedynym źródłem zaopatrzenia w wodę do spożycia. W przypadku mieszkańców powiatu olkuskiego stanowią 95% wody dostarczanej odbiorcom. Wody z odwodnienia kopalni są trudne w uzdatnianiu i cechują się niestałym składem chemicznym, przede wszystkim dużą zawartością metali ciężkich, głównie cynku, ołowiu i kadmu. Usunięcie tych zanieczyszczeń z wody powoduje konieczność stosowania wysokoefektywnych procesów uzdatniania.

Zawartość metali ciężkich w ujmowanej wodzie kwalifikuje ją do kategorii jakości A3, czyli zgodnie z rozporządzeniem woda wymaga wysokoefektywnego uzdatniania chemicznego i fizycznego. Analizowana stacja uzdatniania wody pracuje w układzie technologicznym obejmującym: koagulację, filtrację i dezynfekcję, czyli jest przystosowana do uzdatniania wody kategorii A2.

Usuwanie metali ciężkich w stacji uzdatniania wody jest najbardziej efektywne w przypadku cynku i ołowiu. Żelazo i kadm są usuwane w połowie, natomiast efektywność usuwania związków manganu jest najmniejsza.

W 2013 roku nastąpiło zaostrzenie przepisów dotyczących zawartości ołowiu w wodzie do picia. Dopuszczalne stężenie ołowiu obniżono z 0,025 do 0,01 mg Pb/dm³. Z danych przeprowadzonych analiz wynika, że obecnie stacja uzdatniania wody może mieć trudności ze sprostaniem nowym wymaganiom ustalonym w Rozporządzeniu Ministra Zdrowia z 29 marca 2007 roku w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi (Dz.U. Nr 61, poz. 417), z późniejszymi zmianami zawartymi w Rozporządzeniu Ministra Zdrowia z 20 kwietnia 2010 roku, zmieniającym rozporządzenie w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi (Dz.U. Nr 72, poz. 466).

W celu sprostania nowym wymaganiom jest wskazane rozważenie rozbudowy stacji uzdatniania o procesy technologiczne zapewniające możliwość uzdatniania wody należącej do kategorii trzeciej (A3).

Literatura

- [1] Kowal A.L., Świdorska-Bróz M.: *Oczyszczanie wody*. PWN, Warszawa 2007.
- [2] Laboratorium zakładowe przy SUW w Olkusz – wyniki analiz fizykochemicznych wody surowej i uzdatnionej z lat 2002-2010.
- [3] Materiały udostępnione przez MPWiK oraz SUW w Olkusz, Olkusz 2012.
- [4] Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 listopada 2002 w sprawie wymagań, jakim powinny odpowiadać wody powierzchniowe wykorzystywane do zaopatrzenia ludności w wodę przeznaczoną do spożycia (Dz.U. Nr 204, poz. 1728).
- [5] Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 listopada 2011 roku w sprawie sposobu klasyfikacji stanu jednolitych części wód powierzchniowych oraz środowiskowych norm jakości dla substancji priorytetowych (Dz.U. Nr 257, poz. 1545).
- [6] Rozporządzenie Ministra Zdrowia z 29 marca 2007 roku w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi (Dz.U. Nr 61, poz. 417).
- [7] Rozporządzenie Ministra Zdrowia z 20 kwietnia 2010 roku zmieniające rozporządzenie w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi (Dz.U. Nr 72, poz. 466).
- [8] www.gig.eu.pl

TREATMENT OF HEAVY METALS IN MINE WATERS – THE CASE STUDY OF THE OLKUSZ WATER TREATMENT PLANT

Summary

The paper highlights a problem of heavy metals removal from mine waters. The mine water are the source of drinking water for the City of Olkusz. The water treatment line includes the following processes: coagulation with ferrous sulphate and lime in accelerators; rapid filtration and disinfection with UV-C. To protect water from further contamination down the water lines disinfection with gaseous chlorine is used. While evaluating the quality categories the authors

analyzed pH and concentrations of such parameters as: iron, manganese, lead, zinc and cadmium. It was shown that water meets the criteria of the 3rd category (A3), which requires advanced physical and chemical treatment. The existing treatment process is not sufficient for treatment of his type of water. The evaluation of the efficiency of removal of the presented quality parameters (the others complied with the requirements) showed that in 2010 the following removal of heavy metals was observed: zinc – 92%, lead – 76%, cadmium – 51%, iron – 59% and manganese – 26%. It may be concluded that during that period of time the technology used was satisfactory though it should be pointed out that in 2010 quality of water was rather good. In case of an increase of water contamination (and such a scenario is expected due to the shut down of nearby mines) the plant will not be able to effectively remove heavy metals and meet the drinking water standards. Therefore, the existing plant should be expanded with new technological processes, which help the plant to treat water of the 3rd category (A3).

Keywords: mine water, water quality categories, removal of heavy metals

Przesłano do redakcji: 20.06.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.123

Mariusz BARSZCZ¹

ADAPTACJA MODELU *SANTA BARBARA UNIT HYDROGRAPH* DO OBLICZANIA HYDROGRAMU PRZEPIŁYWÓW W ZURBANIZOWANEJ ZLEWNI POTOKU SŁUŻEWIECKIEGO

Celem pracy jest przedstawienie procedury obliczeniowej hydrogramu przepływów za pomocą conceptualnego modelu *Santa Barbara Unit Hydrograph* (SBUH) oraz jej weryfikacja w zlewni cząstkowej Potoku Służewieckiego w Warszawie o powierzchni 14,7 km². Weryfikacja tej procedury i modelu SBUH polegała na ocenie zgodności przepływów maksymalnych, obliczonych za pomocą modelu i pomierzonych w profilu „Rosoła”. Zakres pracy obejmuje wyznaczenie parametrów modelu (t_c , K_c) metodą iteracyjną dla 25 zdarzeń opad-odpływ. Stosując metodę iteracyjną, uzyskano te same wartości dla pomierzonych i symulowanych przepływów maksymalnych. Na podstawie uzyskanych danych opracowano równanie, które umożliwia obliczenie czasu koncentracji (t_c) w relacji do maksymalnej intensywności opadu efektywnego. Korelacja między tymi charakterystykami jest silnym związkiem liniowym ($R = 0,73$). Obliczone za pomocą równania czasu koncentracji wykorzystano do symulacji hydrogramów przepływów modelem SBUH. Wartości najmniejszego i największego błędu względnego (procentowego) ustalone na podstawie pomierzonych i symulowanych przepływów dla analizowanych zdarzeń, wynosiły odpowiednio $-0,4$ i $71,5\%$. Średni błąd obliczony przy uwzględnieniu wartości bezwzględnych błędów symulacji dla poszczególnych zdarzeń (zaniedbano znaki minus dla ustalonych błędów względnych) wynosił $17,2\%$. Do obliczenia opadu efektywnego zastosowano metodę SCS. Wartości parametru CN w tej metodzie wyznaczono dla analizowanych zdarzeń na podstawie danych opad-odpływ. Ustalono wartości wykorzystano do opracowania równania, które umożliwia obliczenie parametru CN na podstawie sumy opadu całkowitego.

Słowa kluczowe: zlewnia zurbanizowana, proces opad-odpływ, model SBUH, opad efektywny, parametr CN, czas koncentracji, przepływy maksymalne

1. Wprowadzenie

Wiele modeli hydrologicznych zostało opracowanych do symulacji hydrogramu przepływów. Charakteryzują się one różnym stopniem złożoności – od prostych wzorów empirycznych lub zależności korelacyjnych do skomplikowa-

¹ Mariusz Barszcz, Szkoła Główna Gospodarstwa Wiejskiego w Warszawie, ul. Nowoursynowska 159, 02-776 Warszawa, tel. 22 5935284, mariusz_barszcz@sggw.pl

nych modeli matematycznych reprezentujących wszystkie procesy obiegu wody w zlewni [3, 5, 12]. W przeważającej części są to modele przeznaczone do obliczeń w zlewniach nieurbanizowanych. Wyznaczenie hydrogramu przepływów potrzebnych do wymiarowania obiektów hydrotechnicznych na obszarze miasta nadal wymaga opracowania modeli hydrologicznych lub udoskonalenia procedur obliczeniowych, które pozwolą precyzyjnie obliczyć przepływy maksymalne i objętość odpływu w reakcji na opad deszczu o określonych charakterystykach. Jednocześnie modele te powinny się charakteryzować małą liczbą parametrów, które można zidentyfikować za pomocą podstawowych danych pomiarowych lub formuł empirycznych. Dysponowanie prostym modelem hydrologicznym o takich charakterystykach jest pożądane głównie przez biura projektowe, które stosują je do obliczeń dla celów praktycznych. Wykorzystanie złożonych matematycznie modeli do analizy procesu opad-odpływ w zlewniach zurbanizowanych, np. takich jak model SWMM – *Storm Water Management Model* [4], wymaga dużego nakładu pracy i doświadczenia w prowadzeniu obliczeń, ale przede wszystkim identyfikacji wielu parametrów modelu. W określeniu wartości liczbowych parametrów należy dysponować odpowiednim zbiorem danych pomiarowych procesu opad-odpływ. Pomimo rozbudowanych algorytmów obliczeniowych uzyskiwane wyniki często nie są wystarczająco dokładne. Potwierdzenie tej tezy można znaleźć w pracach Barszcza [1, 2], opisujących zastosowanie modelu SWMM w zlewni Potoku Służewieckiego.

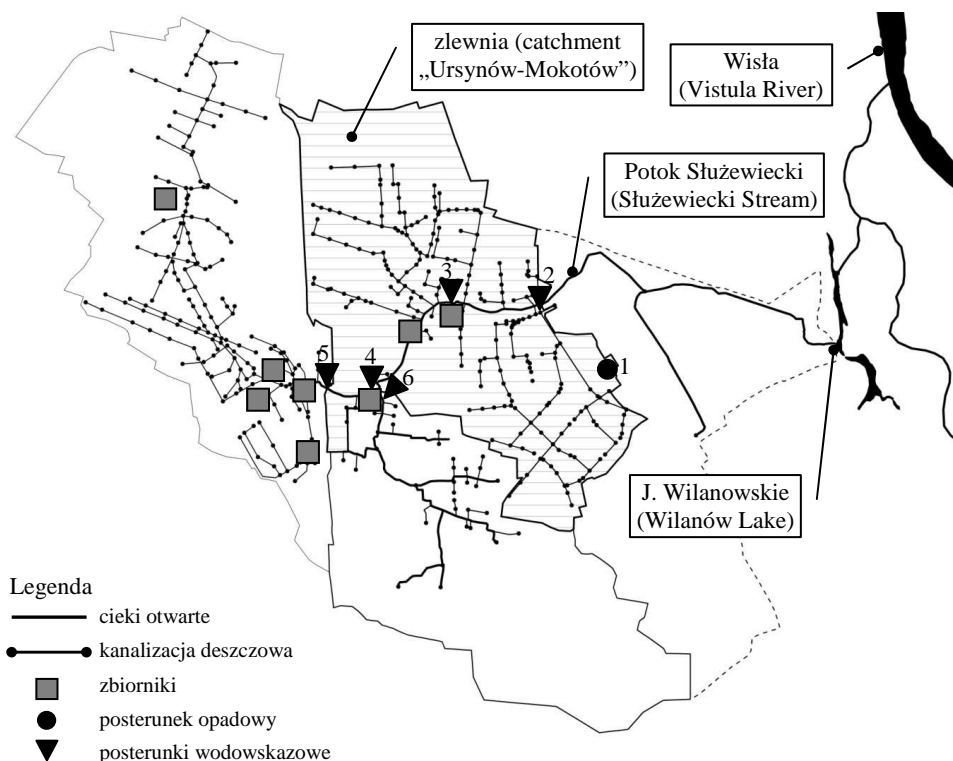
Przedstawione argumenty skłoniły autora do opracowania procedury obliczeniowej hydrogramu przepływów w małych zlewniach zurbanizowanych (miejskich) za pomocą prostego, konceptualnego modelu *Santa Barbara Unit Hydrograph* (SBUH). Weryfikację tej procedury oraz modelu SBUH przeprowadzono w zlewni cząstkowej Potoku Służewieckiego w Warszawie do profilu „Rosofa”. Weryfikacja polegała na ocenie zgodności przepływów maksymalnych, obliczonych za pomocą modelu i pomierzonych w profilu „Rosofa”. Inne prace prowadzone przez Stubchaera [7], Wanielistę [10] oraz Tsihrintzisa i Sidan [8] w zlewniach położonych na obszarze USA potwierdziły przydatność tego modelu do symulowania hydrogramów przepływu.

Zakres pracy obejmował identyfikację parametrów modelu (t_c – czas koncentracji, K_r – współczynnik retencji zbiornika) metodą iteracyjną dla 25 zdarzeń opad-odpływ. Na podstawie uzyskanych danych opracowano równanie, które umożliwia obliczenie czasu koncentracji (t_c) z uwzględnieniem maksymalnej intensywności opadu efektywnego. Obliczone za pomocą równania czasu koncentracji wykorzystano do symulacji hydrogramów przepływów modelem SBUH. Do obliczenia opadu efektywnego zastosowano metodę opracowaną przez SCS – *Soil Conservation Service* (NRCS). Ustalone na podstawie danych opad-odpływ wartości parametru CN (*Curve Number*) w tej metodzie wykorzystano do opracowania równania, które umożliwia obliczenie CN w relacji do sumy opadu całkowitego.

2. Charakterystyka badanej zlewni

Analiza obejmuje zurbanizowaną zlewnię Potoku Służewieckiego do profilu „Rosoła” – profil zlokalizowany na wysokości dawnej ulicy Rosoła (rys. 1.). Zlewnia jest położona w południowej części Warszawy i obejmuje całość lub fragmenty dzielnic: Okęcie, Wola, Mokotów i Ursynów. Na jej obszarze występują liczne przepusty i zbiorniki, które mają duży wpływ na kształtowanie się przepływów w poszczególnych częściach zlewni. Potok Służewiecki jest częściowo kanałem otwartym lub zamkniętym, do którego siecią kanalizacyjną są odprowadzane wody opadowe z obszaru zlewni.

Profil „Rosoła” zamyka zlewnię o powierzchni całkowitej 43,0 km². Po przeanalizowaniu przepływów maksymalnych pomierzonych w czterech profilach Potoku Służewieckiego i jednym profilu „Rowu Grabowskiego” (rys. 1.) zdecydowano, że do przedmiotowej analizy zostanie wybrana zlewnia cząstko-



Rys. 1. Lokalizacja posterunków wodowskazowych i opadowego oraz granice zlewni cząstkowych: 1 – „Ursynów-SGGW”, 2 – „Rosoła”, 3 – „Staw Służewiecki”, 4 – „Staw Berensewicz”, 5 – „Kłobucka”, 6 – „Rów Grabowski”

Fig. 1. Location of water and rainfall gauge stations as well boundary of subcatchments: 1 – „Ursynów-SGGW”, 2 – „Rosoła”, 3 – „Staw Służewiecki”, 4 – „Staw Berensewicz”, 5 – „Kłobucka”, 6 – „Rów Grabowski”

wa „Ursynów-Mokotów” o powierzchni 14,7 km². Ze względu na bardzo małe wartości przepływów maksymalnych w profilu ujściowym „Rowu Grabowskiego” ($Q_{\max} \approx 1,0 \text{ m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$) oraz w profilu „Kłobucka” (według pozwolenia wodno-prawnego maksymalny przepływ poniżej lotniska nie może przekraczać 1,53 m³·s⁻¹) obszary tych zlewni cząstkowych uznano za nieaktywne hydrologicznie w kontekście badania przepływów w profilu „Rosoła”. Obszar zlewni cząstkowej „Ursynów-Mokotów” charakteryzuje się ok. 40-procentowym udziałem powierzchni nieprzepuszczalnych i dużym skanalizowaniem.

Wysokości opadów dla analizowanych zdarzeń opad-odpływ z okresu 2006-2008 r. zarejestrowano za pomocą elektronicznego deszczomierza korytkowego na posterunku opadowym „Ursynów-SGGW”. Stany wody pomierzono w profilu badawczym „Rosoła” za pomocą elektronicznego czujnika typu „Diver”, który umożliwił ich ciągłą rejestrację w przyjętych 10-minutowych przedziałach czasowych. Na podstawie pomierzonych stanów wody i opracowanej krzywej przepływu obliczono przepływy dla analizowanych zdarzeń. Postępki wodowskazowe i opadowy zainstalowano w ramach projektu badawczego COST/210/2006.

3. Procedura obliczania hydrogramu przepływów

Do wyznaczenia hydrogramów przepływów w badanej zlewni zastosowano model SBUH – *Santa Barbara Unit Hydrograph* [7], który został opracowany w Stanach Zjednoczonych do obliczeń w zlewniach zurbanizowanych. Koncepcja modelu opiera się na zbiorniku liniowym, którego parametr K_r określany mianem współczynnika retencji zbiornika oblicza się na podstawie czasu koncentracji t_c [h] (oznaczającego najdłuższy czas przepływu kropli wody do rozpatrywanego profilu w zlewni) i przyjętego kroku czasowego obliczeń Δt [h] według zależności [11]:

$$K_r = \frac{\Delta t}{(2t_c + \Delta t)} \quad (1)$$

Funkcja hydrogramu jednostkowego w modelu SBUH (dostosowana przez autora do układu jednostek miar SI) ma postać:

$$I(t) = 0,275 \frac{R(t)A}{\Delta t} \quad (2)$$

gdzie: $I(t)$ – rzędne hydrogramu jednostkowego [m³·s⁻¹],
 $R(t)$ – wysokość opadu efektywnego w kolejnych przedziałach czasu Δt [mm],
 Δt – krok czasowy obliczeń [h],
 A – powierzchnia zlewni [km²].

Rzędne hydrogramu przepływów ustala się na podstawie zależności:

$$Q(t) = Q(t - \Delta t) + K_r [I(t - \Delta t) + I(t) - 2Q(t - \Delta t)] \quad (3)$$

gdzie: $Q(t)$ – rzędne hydrogramu przepływów [$\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$],
 $I(t)$ – rzędne hydrogramu jednostkowego [$\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$].

W przyjętej przez autora metodyce czas koncentracji t_c i zależny od niego parametr K_r najpierw obliczono metodą iteracyjną na podstawie danych o opadzie i przepływach w profilu „Rosoła” dla 25 zdarzeń (tab. 1.). Stosując metodę iteracyjną, uzyskano te same wartości dla pomierzonych i symulowanych przepływów maksymalnych. Następnie obliczono czasy koncentracji dla poszczególnych zdarzeń za pomocą ustalonego równania w relacji do maksymalnych intensywności opadu efektywnego.

Wysokości opadu efektywnego, parametry modelu SBUH oraz rzędne symulowanych hydrogramów przepływów w reakcji na pomierzone sumy opadów deszczu obliczono w badanej zlewni cząstkowej „Ursynów-Mokotów” ($A = 14,7 \text{ km}^2$) za pomocą autorskiego programu komputerowego. Przyjęty krok czasowy obliczeń wyniósł 10 min. Procedura opracowanego programu (obejmująca tylko opcje zastosowane do analiz w pracy) umożliwiła wyznaczenie hydrogramów w dwóch etapach:

1. Obliczenie opadu efektywnego

- wysokość opadu efektywnego w kolejnych przedziałach czasowych obliczono metodą opracowaną przez *Soil Conservation Service* – SCS [6, 9], której parametrem jest CN,
- wartości parametru CN wyznaczono: 1) dla 25 zdarzeń na podstawie danych pomiarowych opad-odpływ (warstwy odpływu obliczono na podstawie pomierzonych hydrogramów przepływu), 2) dla dwóch przykładowych zdarzeń na podstawie ustalonej w pracy zależności między parametrem CN i sumą opadu całkowitego.

2. Obliczenie parametrów modelu i rzędnych hydrogramu przepływu

- czas koncentracji (t_c) obliczono: 1) dla analizowanych zdarzeń metodą iteracyjną, 2) na podstawie ustalonej w pracy zależności między czasem koncentracji i charakterystyką opadu efektywnego (równanie (4), tj. maksymalną intensywnością opadu efektywnego (opad efektywny obliczono z wykorzystaniem parametrów CN wyznaczonych na podstawie danych pomiarowych), 3) dla dwóch przykładowych zdarzeń na podstawie opisanej zależności, ale do obliczania wysokości opadu efektywnego przyjęto parametry CN wyznaczone za pomocą zależności między tym parametrem i sumą opadu całkowitego (równanie (5)),
- współczynnik retencji zbiornika (K_r) obliczono dla zdarzeń na podstawie wartości czasu koncentracji i przyjętego kroku czasowego obliczeń (równanie (1)),

- rzędne hydrogramu jednostkowego obliczono na podstawie wysokości opadu efektywnego cząstkowego, powierzchni zlewni i przyjętego w obliczeniach kroku czasowego (równanie (2)),
- rzędne hydrogramu przepływów obliczono na podstawie rzędnych hydrogramu jednostkowego oraz wartości parametru K_r (równanie (3)).

4. Analiza parametrów modelu i symulowanych przepływów

Korzystając z autorskiego programu komputerowego, obliczono parametry modelu *Santa Barbara Unit Hydrograph* (t_c , K_r) oraz symulowano przepływy w reakcji na opady deszczu pomierzone dla 25 zdarzeń (tab. 1.). Do analizy wybrano zdarzenia opad-odpływ, dla których dysponowano wysokościami opadu zarejestrowanymi na posterunku opadowym „Ursynów-SGGW” oraz spełniające dwa inne kryteria: 1) warstwy opadu większej od 5,0 mm, 2) przepływów maksymalnych hydrogramów pomierzonych w profilu „Rosofa” większych od $5,0 \text{ m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$.

Wykorzystane w analizie pomierzone opady oraz przepływy maksymalne były znacząco zróżnicowane. Sumy opadu mieściły się w przedziale 5,1–43,6 mm (średnio 14,4 mm). Przepływy maksymalne hydrogramów wynosiły od 5,010 do 22,066 $\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$, przy średniej 9,522 $\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$.

Czas koncentracji i zależny od niego parametr K_r obliczono dla poszczególnych zdarzeń metodą iteracyjną. Obliczone czasy koncentracji (t_c iter.) oraz współczynniki retencji zbiornika (K_r) były zróżnicowane i wynosiły odpowiednio od 0,154 do 1,749 h (średnio 0,783 h) oraz od 0,045 do 0,351 h (średnio 0,119 h).

Na podstawie warstw opadu efektywnego obliczonych w poszczególnych krokach czasowych ustalono maksymalną intensywność opadu efektywnego ($I_{\text{max,ef}}$, obl. 1.) dla analizowanych zdarzeń (tab. 1.). Zawierały się one w przedziale 1,90–21,06 $\text{mm} \cdot \text{h}^{-1}$ (średnio 8,34 $\text{mm} \cdot \text{h}^{-1}$). Wartości parametru CN w metodzie opracowanej przez SCS [9] do obliczania opadu efektywnego, ustalone na podstawie danych pomiarowych opad-odpływ, zawierały się w przedziale 85,3–97,6. Średnia wartość CN dla wszystkich zdarzeń wynosiła 93,0.

Na podstawie uzyskanych danych opracowano zależność między maksymalnymi intensywnościami opadu efektywnego a czasami koncentracji (rys. 2.). W ten sposób otrzymano równanie, które umożliwia wyznaczenie podstawowego parametru modelu SBUH, jakim jest czas koncentracji:

$$t_c = 0,0513I_{\text{max,ef}} + 0,355 \quad (4)$$

gdzie t_c , $I_{\text{max,ef}}$ – zmienne oznaczające odpowiednio wartości czasu koncentracji [h] oraz maksymalnej intensywności opadu efektywnego [$\text{mm} \cdot \text{h}^{-1}$].

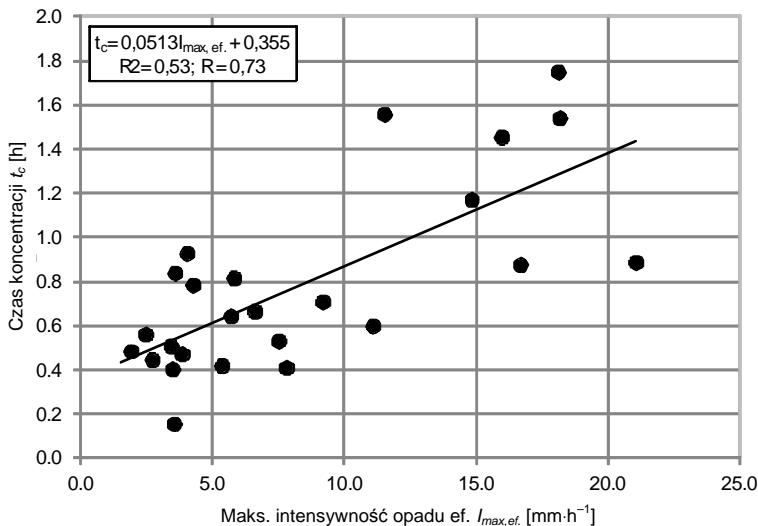
Tabela 1. Wartości parametrów modelu SBUH oraz symulowane i pomierzone przepływy maksymalne

Table 1. The values of the SBUH model parameters and simulated and measured maximum flows

Data wystąpienia zdarzenia	P [mm]	$t_{c,iter.}$ [h]	K_r [h]	CN [-]	$I_{max,ef.}$ obl. 1. [mm·h ⁻¹]	t_c obl. 1. [h]	Q_{max} sym. 1. [m ³ ·s ⁻¹]	Q_{max} pom. [m ³ ·s ⁻¹]	Błąd względny [%]
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
12.07.2006	20,8	0,471	0,150	85,3	3,84	0,552	8,345	8,861	-5,8
20.09.2006	16,2	0,707	0,105	89,6	9,18	0,826	9,937	10,909	-8,9
15.05.2007	13,9	0,409	0,169	94,9	7,80	0,755	15,107	12,914	17,0
09.06.2007	8,1	1,557	0,051	97,4	11,52	0,946	10,642	6,207	71,5
10.06.2007	7,1	0,815	0,093	96,5	5,81	0,653	7,825	6,644	17,8
19.06.2007	5,8	0,154	0,351	97,1	3,54	0,537	5,182	6,017	-13,9
21.06.2007	12,3	0,559	0,130	94,3	2,46	0,481	5,993	5,265	13,8
02.07.2007	11,0	0,507	0,141	92,8	3,42	0,530	6,579	6,311	4,2
04.07.2007	5,6	0,418	0,166	97,6	5,34	0,629	6,702	8,273	-19,0
22.07.2007	14,5	0,876	0,087	93,2	16,68	1,211	10,918	13,802	-20,9
27.07.2007	5,7	0,664	0,112	97,4	6,60	0,694	6,214	6,119	1,6
11.07.2008	8,1	0,643	0,115	93,8	5,70	0,647	4,988	5,010	-0,4
02.08.2008	6,2	0,445	0,158	96,7	2,70	0,494	6,328	5,916	7,0
15.08.2008	43,6	1,539	0,051	86,5	18,18	1,288	22,606	22,035	2,6
16.08.2008	15,2	0,887	0,086	93,4	21,06	1,435	10,036	15,378	-34,7
30.05.2009	13,5	0,926	0,083	91,5	4,02	0,561	9,284	6,722	38,1
06.06.2009	9,3	0,483	0,147	95,3	1,90	0,452	5,816	5,647	3,0
09.06.2009	19,8	0,784	0,096	87,3	4,25	0,573	8,948	7,995	11,9
16.06.2009	11,6	0,838	0,090	93,7	3,58	0,539	7,958	6,326	25,8
23.06.2009	5,1	0,401	0,172	96,9	3,47	0,533	4,779	5,774	-17,2
25.06.2009	29,6	1,169	0,067	89,8	14,83	1,116	18,036	17,548	2,8
30.06.2009	11,9	1,453	0,054	94,5	15,97	1,174	8,83	7,309	20,8
05.07.2009	12,0	0,530	0,136	91,2	7,51	0,740	6,039	7,824	-22,8
05.07.2009	17,9	0,597	0,122	90,7	11,08	0,923	8,485	11,180	-24,1
17.07.2009	34,0	1,749	0,045	88,4	18,11	1,284	27,447	22,066	24,4
Minimum	5,1	0,154	0,045	85,3	1,90	0,452	4,779	5,010	-0,4
Maksimum	43,6	1,749	0,351	97,6	21,06	1,435	27,447	22,066	71,5
Średnia	14,4	0,783	0,119	93,0	8,34	0,783	9,721	9,522	17,2
Odczylenie standardowe	9,4	0,415	0,062	3,7	5,87	0,301	5,573	5,047	15,3

$t_{c,iter.}$, t_c obl. 1. – czas koncentracji obliczony metodą iteracyjną i za pomocą równania (4) (time of concentration calculated using the iterative method and the equation (4)), K_r – parametr modelu obliczony metodą iteracyjną (model's parameter calc. using the iterative method), CN – parametr obliczony na podstawie danych opad-odpływ (parameter calculated based on rainfall-runoff data), $I_{max,ef.}$ obl. 1. – maksymalna intensywność opadu efektywnego (maximum intensity of effective rainfall), Q_{max} pom., Q_{max} sym. 1. – pomierzone i symulowane przepływy maksymalne (measured and simulated maximum flows)

Wizualna ocena położenia punktów na rys. 2. wskazuje, że większe różnice w wartościach czasu koncentracji występują w relacji do maksymalnych intensywności opadu efektywnego większych niż $10 \text{ mm}\cdot\text{h}^{-1}$. Dla zdarzeń pomierzonych w dniach 09.06.2007 i 05.07.2009, charakteryzujących się prawie równymi wartościami maksymalnej intensywności opadu efektywnego ($11,52$ i $11,08 \text{ mm}\cdot\text{h}^{-1}$), ustalone metodą iteracyjną czasy koncentracji są znacząco różne i wynoszą odpowiednio $1,557$ i $0,597 \text{ h}$.



Rys. 2. Zależność między czasem koncentracji i maksymalną intensywnością opadu efektywnego

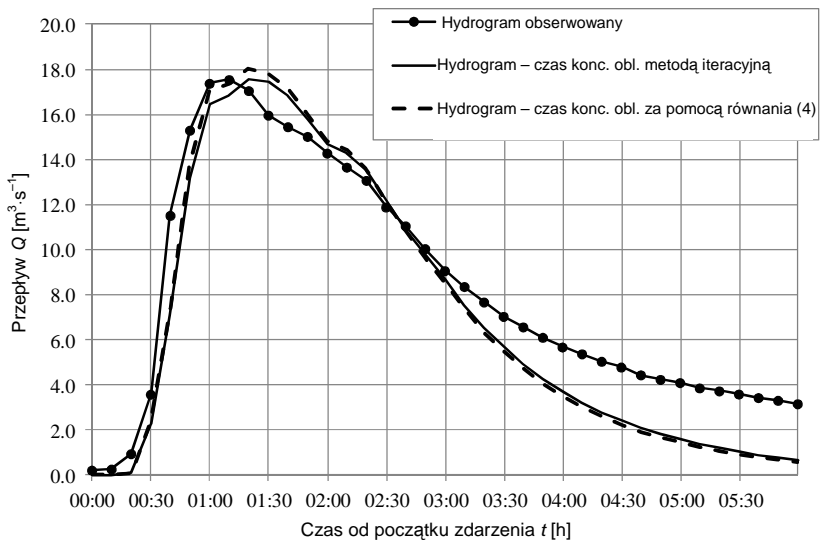
Fig. 2. The relationship between the time of concentration and the maximum intensity of effective rainfall

Analiza statystyczna wykazała, że opisana zależność charakteryzuje się współczynnikami determinacji i korelacji wynoszącymi odpowiednio $0,53$ i $0,73$. Między badanymi charakterystykami istnieje korelacja, która jest silnym związkiem liniowym. Ustalona wartość współczynnika korelacji ($R = 0,73$) jest większa od wartości krytycznej ($R = 0,40$) dla przyjętego poziomu istotności $0,05$. Oznacza to, że korelacja między czasem koncentracji i maksymalną intensywnością opadu efektywnego jest istotna statystycznie.

Następnie za pomocą ustalonego równania (4) obliczono wartości czasu koncentracji (t_c obl. 1.) dla analizowanych zdarzeń na podstawie wartości maksymalnej intensywności opadu efektywnego. Obliczone czasy koncentracji wykorzystane w modelu SBUH do symulacji przepływów (Q_{max} sym. 1.), wynosiły od $0,452$ do $1,435 \text{ h}$ przy wartości średniej $0,783 \text{ h}$ (tab. 1.). Średnie wartości czasu koncentracji obliczone metodą iteracyjną i za pomocą równania były takie same. Symulowane wartości przepływów wynosiły od $4,779$ do $27,447 \text{ m}^3\cdot\text{s}^{-1}$,

średnio $9,721 \text{ m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$. Wartości najmniejszego i największego błędu względnego (procentowego) ustalone na podstawie pomierzonych i symulowanych przepływów dla analizowanych zdarzeń wynosiły odpowiednio $-0,4$ i $71,5\%$. Średni błąd obliczony przy uwzględnieniu wartości bezwzględnych błędów symulacji dla poszczególnych zdarzeń (zaniedbano znaki minus dla ustalonych błędów względnych) wynosił $17,2\%$. Ustalone błędy symulacji przepływów były mniejsze od 15% dla 12 zdarzeń, a mniejsze od 25% dla 21 zdarzeń.

W celu wizualnej oceny zgodności hydrogramów przepływów, pomierzonych dla przykładowego zdarzenia w dniu 25.06.2009 r. oraz symulowanych modelem SBUH dla czasów koncentracji obliczonych metodą iteracyjną i za pomocą równania (4), na wspólnym wykresie (rys. 3.) przedstawiono wymienione hydrogramy. Hydrogram przepływów dla tego zdarzenia był wywołany opadem o wysokości $29,6 \text{ mm}$, który był jednym z największych opadów w badanym okresie.



Rys. 3. Hydrogramy obserwowane i obliczone za pomocą dwóch metod dla zdarzenia z dnia 25.06.2009 r.

Fig. 3. The Hydrographs observed and calculated using the two methods for the event on 25.06.2009

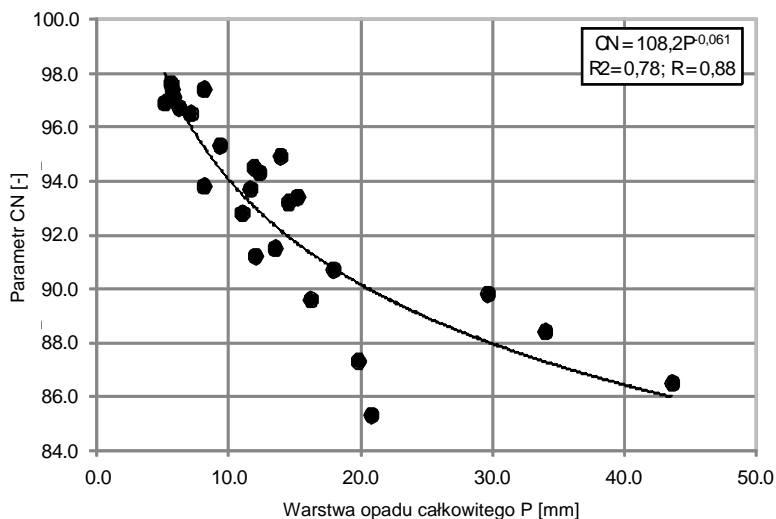
Zastosowanie równania (4) do wyznaczenia podstawowego parametru modelu SBUH, jakim jest czas koncentracji, wymaga ustalenia wartości maksymalnej intensywności opadu efektywnego dla określonego zdarzenia opadowego. W opracowanej metodyce obliczania hydrogramu przepływu ustalenie wartości tej charakterystyki opadu efektywnego w badanej zlewni lub w innej zlewni zurbanizowanej, w której nie prowadzi się pomiarów opadu i przepływu, jest uza-

leżnione od wyznaczenia dla określonego zdarzenia parametru CN w metodzie SCS obliczania opadu efektywnego.

Na podstawie uzyskanych danych opracowano zależność między sumami opadu całkowitego pomierzonymi dla analizowanych zdarzeń a obliczonymi wartościami parametru CN (rys. 4.). W ten sposób otrzymano równanie (5), które umożliwia wyznaczenie parametru CN na podstawie sumy opadu pomierzonej lub obliczonej dla deszczy o określonych charakterystykach. Opracowane równanie może mieć potencjalne zastosowanie w zurbanizowanych zlewniach niekontrolowanych, które charakteryzują się podobnymi warunkami hydrologicznymi do badanej zlewni Potoku Służewieckiego w Warszawie. Analiza statystyczna wykazała, że zależność między parametrem CN i sumą opadu charakteryzuje się współczynnikami determinacji i korelacji wynoszącymi odpowiednio 0,78 i 0,88. Korelacja jest silna i istotna statystycznie.

$$CN = 108,2 P^{-0,061} \quad (5)$$

gdzie CN, P – zmienne oznaczające odpowiednio wartości parametru CN [-] oraz sumy opadu całkowitego [mm].



Rys. 4. Zależność między parametrem CN a sumą opadu całkowitego

Fig. 4. The relationship between the CN parameter and the sum of the total rainfall

Na podstawie pomierzonych sum opadu całkowitego dla dwóch wybranych zdarzeń (tab. 2.) obliczono parametry CN za pomocą ustalonego równania (5). Obliczone parametry (CN obl. 1.) wykorzystano do wyznaczenia wysokości opadu efektywnego w kolejnych przedziałach czasowych trwania opadu, a następnie maksymalnych intensywności opadu efektywnego ($I_{\max,ef}$ obl. 2.). Na ich

podstawie za pomocą równania (4) obliczono czasy koncentracji (t_c obl. 2.), które zastosowano do symulacji przepływów w modelu SBUH (Q_{\max} sym. 2.). Symulowane wartości przepływów wynosiły 15,750 i 25,876 m³·s⁻¹.

Przeprowadzenie obliczeń według przedstawionej procedury, w której do wyznaczenia parametru CN i czasu koncentracji wykorzystano równania (4) i (5), pozwoliło uzyskać stosunkowo dobrą zgodność symulowanych i pomierzonych przepływów maksymalnych. Wartości błędu względnego symulacji przepływów dla dwóch przyjętych do tej analizy zdarzeń wynosiły -10,2 i 17,3%. Błędy względne, które uzyskano w poprzednich obliczeniach przy zastosowaniu parametru CN ustalonego na podstawie danych opad-odpływ, były do nich zbliżone i wynosiły odpowiednio 2,8 i 24,4% (tab. 1.).

Tabela 2. Błędy symulacji przepływów dla parametru CN i czasu koncentracji obliczonych za pomocą równań

Tab. 2. The errors of flows simulation for the CN and the time of concentration calculated using equations

Data wystąpienia zdarzenia	P [mm]	CN obl. 1. [-]	$I_{\max,ef.}$ obl. 2. [mm·h ⁻¹]	t_c obl. 2. [h]	Q_{\max} sym. 2. [m ³ ·s ⁻¹]	Q_{\max} pom. [m ³ ·s ⁻¹]	Błąd względny [%]
	1	2	3	4	5	6	7
25.06.2009	29,6	88,0	12,65	1,004	15,750	17,548	-10,2
17.07.2009	34,0	87,2	16,58	1,206	25,876	22,066	17,3

CN obl. 1. – parametr obliczony za pomocą równania (5) (parameter calculated using the equation (5)), $I_{\max,ef.}$ obl. 2. – maksymalna intensywność opadu efektywnego (maximum intensity of effective rainfall), t_c obl. 2. – czas koncentracji obliczony za pomocą równania (4) (time of concentration calculate using the eq. (4)), Q_{\max} pom., Q_{\max} sym. 2. – pomierzone i symulowane przepływy maksymalne (measured and simulated maximum flows)

5. Podsumowanie i wnioski

W pracy przedstawiono procedurę obliczeniową hydrogramu przepływów w zlewni zurbanizowanej za pomocą modelu *Santa Barbara Unit Hydrograph* (SBUH). Weryfikację opracowanej procedury oraz modelu SBUH przeprowadzono w zlewni cząstkowej Potoku Służewieckiego w Warszawie o powierzchni 14,7 km². Parametry modelu (czas koncentracji t_c i zależny od niego współczynnik retencji zbiornika K_r) wyznaczono metodą iteracyjną dla 25 pomierzonych w zlewni zdarzeń opad-odpływ. Na podstawie uzyskanych danych opracowano równanie, które wykorzystano do obliczenia czasu koncentracji dla analizowanych zdarzeń w relacji do maksymalnych intensywności opadu efektywnego. Obliczone za pomocą równania czasy koncentracji zastosowano do symulacji hydrogramów przepływów modelem SBUH w reakcji na pomierzone opady. Dane opad-odpływ wykorzystano do wyznaczenia wartości parametru CN w metodzie SCS obliczania opadu efektywnego. Ustalone wartości posłużyły

również do opracowania równania, które umożliwi obliczenie parametru CN na podstawie sumy opadu całkowitego. Za pomocą tego równania obliczono wartości parametru CN dla dwóch wybranych zdarzeń, które wykorzystano do symulacji hydrogramów przepływów.

Przedstawione analizy umożliwiają sformułowanie następujących wniosków:

1. Obliczone metodą iteracyjną wartości czasu koncentracji t_c i współczynnika retencji zbiornika K_r wynosiły odpowiednio od 0,154 do 1,749 h (średnio 0,783 h) oraz od 0,045 do 0,351 h (średnio 0,119 h). Obliczone za pomocą ustalonego równania (4) wartości czasu koncentracji wynosiły od 0,452 do 1,435 h przy wartości średniej 0,783 h. Średnie wartości czasu koncentracji obliczone metodą iteracyjną i za pomocą równania były takie same.
2. Wyznaczone na podstawie danych pomiarowych opad-odpływ wartości parametru CN w metodzie SCS obliczania opadu efektywnego zawierały się w przedziale od 85,3 do 97,6. Średnia wartość CN dla 25 analizowanych zdarzeń była wysoka i wynosiła 93,0.
3. Przepływy maksymalne, które uzyskano w wyniku symulacji modelem SBUH przy wykorzystaniu czasów koncentracji obliczonych za pomocą równania (4) i parametrów CN wyznaczonych na podstawie danych pomiarowych, wynosiły od 4,779 do 27,447 $\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$. Średnia wartość przepływu maksymalnego dla zdarzeń wynosiła 9,721 $\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$ i była zbliżona do średniej pomierzonych przepływów (9,522 $\text{m}^3 \cdot \text{s}^{-1}$).
4. Najmniejsza i największa wartość błędu względnego ustalona na podstawie pomierzonych i symulowanych przepływów maksymalnych wynosiła odpowiednio -0,4 i 71,5%. Średni błąd obliczony przy uwzględnieniu wartości bezwzględnych błędów symulacji dla poszczególnych zdarzeń wynosił 17,2%. Ustalone błędy symulacji przepływów były mniejsze od 15 i 25% odpowiednio dla 12 i 21 zdarzeń.
5. Wartości błędu względnego symulacji przepływów maksymalnych dla dwóch wybranych zdarzeń, w której parametry CN i czasy koncentracji wyznaczono za pomocą ustalonych równań (4) i (5), wynosiły -10,2 i 17,3%. Błędy symulacji przepływów, które uzyskano dla tych zdarzeń przy wykorzystaniu parametru CN wyznaczonego na podstawie danych pomiarowych, były zbliżone do wartości błędów w tej symulacji i wynosiły odpowiednio 2,8 i 24,4%.
6. Weryfikacja opracowanej procedury obliczeniowej i modelu SBUH w zurbanizowanej zlewni Potoku Służewieckiego wykazała dobrą zgodność między pomierzonymi i symulowanymi przepływami maksymalnymi w reakcji na analizowane opady. Opracowane równania do wyznaczania parametru CN i czasu koncentracji wymagają weryfikacji w innych zlewniach, aby potwierdzić ich przydatność do obliczania hydrogramu przepływów w niekontrolowanych zlewniach zurbanizowanych za pomocą modelu *Santa Barbara Unit Hydrograph*.

Literatura

- [1] Barszcz M.: Ocena zagrożenia powodziowego i możliwości jego ograniczenia w zurbanizowanej zlewni Potoku Służewieckiego. Monografie Komitetu Inżynierii Środowiska PAN, 68, 2010, s. 219-230.
- [2] Barszcz M.: Prognoza maksymalnych przepływów prawdopodobnych wywołanych ulewami w zurbanizowanej zlewni Potoku Służewieckiego. Przegląd Naukowy Inżynieria i Kształtowanie Środowiska, XVIII, nr 4 (46), 2009, s. 3-21.
- [3] Beven K.: Rainfall-runoff modeling. The Primer. John Wiley & Sons, England 2001.
- [4] Rossman L.A.: Storm water management model – User`s manual version 5.0. United States Environmental Protection Agency (EPA), Cincinnati, OH 2004.
- [5] Singh V.P.: Computer models of watersheds hydrology. Water Resources Publication, Colorado, USA 1995.
- [6] Soil Conservation Service Urban Hydrology for Small Watersheds. Technical Release, no 55, 1986, pp. 2.5-2.8.
- [7] Stubchaer J.M.: The Santa Barbara Urban Hydrograph Method. Proc. of National Sympos. on Urban Hydrology and Sediment Control. Univeristy of Kentucky, Lexington, July 28-31, 1975, pp. 131-141.
- [8] Tsihrintzis V.A., Sidan C.B.: Modeling urban stormwater runoff processes using the Santa Barbara Method. Water Resources Management, no 12, 1998, pp. 139-166.
- [9] USDA-SCS, (U.S. Department of Agriculture, Soil Conservation Service). National Engineering Handbook. Section 4, Washington, DC 1975.
- [10] Wanielista M.P.: Hydrology and water quantity control. John Wiley & Sons, New York 1990.
- [11] Wanielista M.P, Kersten R., Eaglin R.: Hydrology: Water quantity and quality control, 2nd ed. John Wiley & Sons, USA 1997.
- [12] WMO: Guide to hydrological practices. WMO, no 168, 5th. Geneva, Switzerland 1994.

ADAPTATION OF THE SANTA BARBARA UNIT HYDROGRAPH MODEL FOR THE CALCULATION OF A FLOW HYDROGRAPH IN URBANIZED CATCHMENT OF THE SŁUŻEWIECKI STREAM

Summary

The aim of the study was to present the calculation procedure of a flow hydrograph using the conceptual *Santa Barbara Unit Hydrograph* (SBUH) model and its verification in the Służewiecki Stream sub catchment ($A = 14.7 \text{ km}^2$) in Warsaw. The verification of this procedure and the SBUH model was based on an assessment of the compatibility of maximum flows, calculated using the model and measured in the "Rosofa" profile. The scope of the work included determining the parameters of the model (t_c , K_r) using the iterative method for 25 rainfall-runoff events. When determining the parameters of the model, there were no differences between the measured and simulated maximal flows. The obtained data were used to devise a formula which enabled the time of concentration (t_c) to be calculated in relation to the maximum intensity of effective rainfall. The

correlation between these characteristics is a strong linear relationship ($R = 0.73$). The times of concentration calculated using the formula were applied when simulating flow hydrographs by means of the SBUH model. The values of the smallest and the largest relative error (percentage), determined on the basis of measured and simulated flows for the analyzed events, amounted to 0.4 and 71.5%, respectively. The average error, calculated taking into account the absolute values of simulation errors for individual events (neglected minus signs for determined relative errors), amounted to 17.2%. When calculating the effective rainfall there was used the CN-SCS method. The CN parameters values of this method were established for analyzed events based on the rainfall-runoff data. The determined values were used to devise a formula which enabled the CN parameter to be calculated based on the sum of the total rainfall.

Keywords: urbanized catchment, rainfall-runoff process, SBUH model, effective rainfall, runoff curve number (CN), time of concentration, maximum flows

Przesłano do redakcji: 27.05.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.124

Lilianna BARTOSZEK¹
Dorota CZECH²

PODATNOŚĆ NA DEGRADACJĘ ZBIORNIKA ZAPOROWEGO SOLINA

W pracy dokonano oceny podatności na degradację zbiornika zaporowego Solina utworzonego na rzece San. W wyniku przeprowadzonej oceny parametrów morfometrycznych i hydrologicznych zbiornik Solina zakwalifikowano do I kategorii odporności na degradację. Przynależność do tej kategorii świadczy o wysokiej odporności zbiornika Solina na oddziaływanie jego zlewni. Decydujący wpływ na jego wysoką odporność na degradację mają takie parametry obiektu, jak: głębokość średnia, procent stratyfikacji wód, stosunek powierzchni dna czynnego do objętości epilimnionu oraz współczynnik Schindlera. W rezultacie przeprowadzonej analizy cech środowiskowych zlewni zbiornika Solina zaszeregowano do trzeciej grupy podatności na dostawę materii. Stosunkowo dużym możliwościom uruchomienia ładunku obszarowego w zlewni sprzyjają: przepływowy typ bilansowy jeziora, wysoki średni spadek terenu zlewni, niski procent obszarów bezodpływowych oraz wysoki współczynnik Ohlego. W latach 2005-2006 odnotowano kilkakrotnie wyższy ładunek rzeczywisty fosforu w stosunku do ładunku niebezpiecznego docierający ze zlewni do zbiornika. Na tej podstawie stwierdzono, że obiekt jest w bardzo dużym stopniu narażony na postępujący proces degradacji, jeśli nie nastąpi aktywizacja działań ochronnych w jego zlewni. Po zestawieniu I kategorii odporności zbiornika Solina i trzeciej grupy podatności jego zlewni na uruchomienie ładunku zanieczyszczeń uzyskano II typ układu środowiskowego zlewnia-zbiornik charakteryzujący się umiarkowanym postępowaniem procesu eutrofizacji wód, przy czym niekorzystnym warunkom panującym w zlewni przeciwstawia się wysoka naturalna odporność zbiornika zaporowego Solina na proces degradacji.

Słowa kluczowe: odporność na degradację, oddziaływanie zlewni, kategoria zagrożenia, typ układu środowiskowego

1. Wprowadzenie

W śródlądowych ekosystemach wodnych eutrofizacja jest bardzo częstym zjawiskiem. Występuje w wodach powierzchniowych, jednak w głównej mierze odnosi się do wód stojących oraz zbiorników zaporowych, które mają właściwo-

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Lilianna Bartoszek, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651278, bartom@prz.edu.pl

² Dorota Czech, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów

ści kumulowania materii [11]. Można wyróżnić dwa rodzaje eutrofizacji: naturalną oraz antropogeniczną. Eutrofizacja naturalna zależy od warunków geologicznych i naturalnych cech zlewni zbiornika. Proces ten, przebiegając w sposób naturalny, powoduje powolne przekształcenie jezior ubogich w składniki odżywcze, zwanych oligotroficznymi, w jeziora zasobne w te substancje – jeziora eutroficzne. Eutrofizacja antropogeniczna jest związana z działalnością człowieka. Wskutek znaczącego zwiększenia ilości doprowadzanych substancji biogenych do środowisk wodnych nastąpiło istotne przyspieszenie postępu tego procesu [5, 23].

Głównymi pierwiastkami biogennymi przyczyniającymi się do zwiększenia żyzności zbiorników wodnych i szybkiego postępu eutrofizacji są azot i fosfor. Oba te pierwiastki są bardzo istotne w życiu roślin i zwierząt, ale nie mogą występować w wodzie w nadmiernych ilościach, gdyż powodują przyspieszony, obfity rozwój glonów oraz wyższej roślinności wodnej. Substancje biogenne przedostają się do wód powierzchniowych głównie ze źródeł punktowych oraz obszarowych. Największą rolę ze źródeł punktowych odgrywają zrzuty ścieków komunalnych oraz przemysłowych niosące ogromne ładunki pierwiastków biogennych. Bardziej rozprzestrzenione, nieregularne i trudniejsze do kontrolowania są źródła obszarowe, z których najważniejsze to spływy powierzchniowe z nawożonych pól uprawnych oraz opady atmosferyczne [1, 5].

Kryterium oceny obciążenia zbiornika biogenami stanowi wielkość ładunku rzeczywistego trafiającego do zbiornika ze źródeł zewnętrznych w porównaniu z wielkością ładunku dopuszczalnego i niebezpiecznego określonego dla tego obiektu. Ładunek dopuszczalny to taka ilość dostającego się do wody azotu lub fosforu, która nie powoduje zakwitów glonów. Ładunek azotu lub fosforu, który będzie powodował przyspieszony wzrost trofii wód, określa się jako ładunek niebezpieczny [1, 11]. Intensywność wzrostu poziomu trofii wód zbiornika zależy zarówno od charakteru zlewni jako dostawcy materii, jak i od odporności na degradację samego zbiornika, na którą wpływ wywiera wiele czynników związanych z jego morfometrią i hydrologią [7, 15]. Jednak bez względu na wynik oceny odporności samego zbiornika na degradację działania w zakresie ochrony i racjonalnego wykorzystania jego zasobów wodnych nie mogą zostać zaprzestane. Ograniczenie spływów substancji organicznych i biogennych ze zlewni, zarówno ze źródeł punktowych, jak i obszarowych jest niezbędne także w przypadku, gdy zbiornik charakteryzuje się wysoką odpornością na wpływy z zewnątrz. Zabiegi rekultywacyjne przeprowadzane w obrębie zbiorników wodnych są procesem ostatecznym, złożonym technicznie oraz niezwykle kosztownym.

Celem pracy była ocena roli, jaką zlewnia zbiornika zaporowego Solina odgrywa w przyspieszeniu lub hamowaniu jego eutrofizacji oraz ocena naturalnej odporności tego zbiornika na degradację troficzną z wykorzystaniem systemu stosowanego do oceny podatności na degradację jezior.

2. Teren badań i metodyka

Teren badań

Zbiornik Solina jest największym pod względem pojemności oraz najgłębszym zbiornikiem zaporowym w Polsce (tab. 1.). Zapora zbiornika Solina jest najwyższą polską zaporą (81,8 m), co pociąga za sobą znaczną głębokość tego akwenu (maksymalna 60 m, średnia 22 m).

Tabela 1. Parametry techniczne i morfometryczne zbiornika Solina, na podstawie [12]

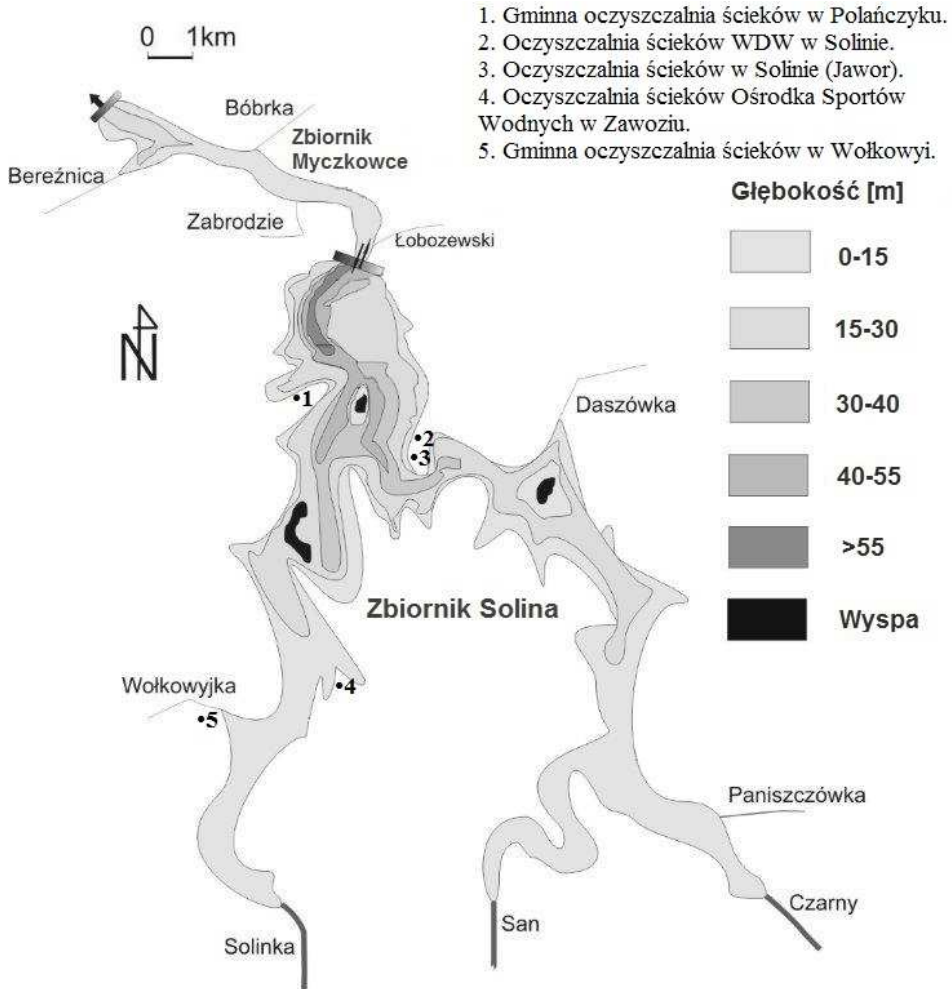
Table 1. Technical and morphometric parameters of the Solina Reservoir, based on [12]

Parametr	Jednostka	Zbiornik Solina
Długość zapory	[m]	648
Wysokość zapory	[m]	81,8
Powierzchnia zbiornika	[ha]	2200
Powierzchnia zlewni całkowitej	[km ²]	1174,5
Powierzchnia zlewni bezpośredniej	[km ²]	83,9
Objętość maksymalna	[mln m ³]	502
Głębokość średnia	[m]	22
Średni czas zatrzymania wody (czas retencji)	[d]	275
Długość linii brzegowej	[km]	150

Zbiornik Solina wraz ze zlokalizowanym poniżej zbiornikiem wyrównawczym w Myczkowcach (rys. 1.) tworzy zespół zbiorników gromadzący ok. 18% ogółu retencjonowanych wód Polski [13, 16]. Do podstawowych zadań zbiornika Solina należy retencjonowanie wody do celów energetycznych, przeciwpowodziowych, a także wyrównanie przepływu na rzece San poniżej zbiornika. Stanowi on również źródło zaopatrzenia w wodę pitną pobliskich miejscowości. Gospodarka wodami zbiornika zachodzi w warunkach przepływów normalnych oraz powodziowych. Obejmuje przedział pomiędzy rzędnymi [13]:

- minimalną – 401,50 m n.p.m., objętość 196,340 mln m³,
- normalną – 420,00 m n.p.m., objętość 472,040 mln m³,
- napiętna – 421,50 m n.p.m., objętość 503,970 mln m³.

Zbiornik Solina jest bezpośrednim odbiornikiem ścieków z kilku mechaniczno-biologicznych oczyszczalni ścieków (rys. 1.). Najwięcej ścieków przyjmuje z oczyszczalni gminnej zlokalizowanej w Polańczyku o przepustowości 900 m³/dobę (RLM 2650) oraz oczyszczalni Wojskowych Domów Wypoczynkowych (WDW) w Solinie (RLM 3363). Ilość ścieków znacząco wzrasta w sezonie turystycznym [16, 21].



Rys. 1. Zespół zbiorników zaporowych Solina-Myczkowce – rozmieszczenie głównych punktowych źródeł zanieczyszczeń

Fig. 1. The complex of the Solina-Myczkowce reservoirs – distribution of major point sources of pollution

Całkowita zlewnia zbiornika Solina zajmuje powierzchnię 1174,5 km², z czego 129 km² jest położone na terenach Ukrainy. Zlewnia bezpośrednia przylegająca do linii brzegowej zbiornika zajmuje powierzchnię 83,9 km². Zlewnia zbiornika Solina obejmuje zasadniczo zlewnie głównych jego dopływów, czyli górnego Sanu oraz Solinki, a także potoków bezpośrednio dopływających do zbiornika, tj. Czarnego, Wołkowyjki, Paniszczówki, Daszówki i Bukowieckiego [12].

Zlewnia zbiornika Solina ma charakter górski i jest jednym z najbardziej zalesionych obszarów Polski. Ponad 75% powierzchni terenu zajmują lasy (głównie górskie z przeważającym występowaniem buka i jodły). Intensywna rzeźba terenu ogranicza możliwości jego rolniczego wykorzystania, dlatego grunty orne stanowią jedynie około 4% powierzchni, a łąki i pastwiska 14%. Występujące gleby to głównie gliniaste z domieszką żwiru, piasku i kamieni, typowo górskie, wietrzeniowe [16, 22]. Teren zlewni jest słabo zaludniony. Zabudowania osadnicze znajdują się głównie w przyujściowych rejonach dopływów i w zlewni bezpośredniej wokół zbiornika. Brak jest zakładów przemysłowych. Aktywność gospodarcza na tych terenach jest skupiona głównie na działalności turystyczno-rekreacyjnej. Ośrodki wypoczynkowe, pensjonaty i gospodarstwa agroturystyczne w sezonie turystycznym (także liczne pola namiotowe) są zlokalizowane na obrzeżach zbiornika [21]. Ruch turystyczny koncentruje się głównie w najbliższym sąsiedztwie zbiornika Solina oraz na obszarze Bieszczadzkiego Parku Narodowego. Zlewnia górnego Sanu jako jeden z najcenniejszych obszarów przyrodniczych kraju w całości została objęta różnymi formami ochrony. Znajdujące się na tym terenie Bieszczadzki Park Narodowy i parki krajobrazowe wchodzi w skład Międzynarodowego Rezerwatu Biosfery „Karpaty Wschodnie”. Teren przylegający bezpośrednio do zbiornika leży w obrębie Wschodniobeskidzkiego Obszaru Chronionego Krajobrazu [21].

Metodyka

Ocenę naturalnej odporności na degradację zbiornika zaporowego Solina przeprowadzono w 2014 roku według zmodyfikowanego Systemu Oceny Jakości Jezior opracowanego przez Państwową Inspekcję Ochrony Środowiska [1, 15]. Zmodyfikowany system uwzględnia 6 wskaźników, którym po ich obliczeniu przyznaje się punkty od 0 (odporność wysoka) do 3 (brak odporności na wpływ zlewni) (tab. 2.). Średnia arytmetyczna tych punktów pozwala zaliczyć obiekt do odpowiedniej kategorii odporności spośród wymienionych w tab. 3.

Tabela 2. Ocena odporności zbiornika wodnego na degradację, na podstawie [1]

Table 2. Resilience assessment to degradation of the water reservoir, based on [1]

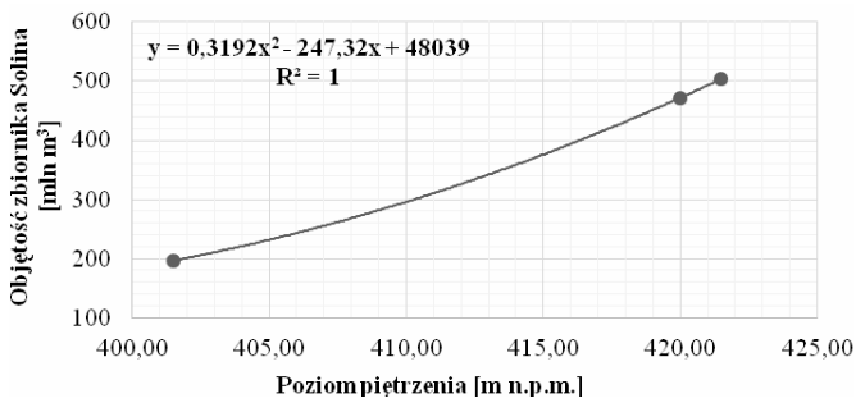
Parametry	Punktacja			
	0	1	2	3
Głębokość średnia [m]	> 10	5-10	3-5	< 3
Pojemność zbiornika [tys. m ³] do długości linii brzegowej [m]	> 5	3-5	1-3	< 1
Stratyfikacja wód [%]	> 35	20-35	10-20	< 10
Powierzchnia dna czynnego [m ²] do pojemności epilimnionu [m ³]	< 0,10	0,10-0,15	0,15-0,30	> 0,30
Intensywność wymiany wód	> 10	5-10	1-5	< 1
Współczynnik Schindlera [m ⁻¹]	< 10	10-30	30-100	> 100

Tabela 3. Kategorie odporności zbiornika wodnego na degradację, na podstawie [1]

Table 3. Resilience categories to degradation of the water reservoir, based on [1]

Średnia arytmetyczna	Kategoria	Opis
$\leq 0,8$	I	w dużym stopniu odporny na wpływ zlewni
od 0,9 do 1,6	II	średnio odporny na wpływ zlewni
od 1,7 do 2,4	III	mało odporny na wpływ zlewni
$> 2,4$	IV	praktycznie nieodporny na wpływ zlewni

Do określenia parametru „stratyfikacja wód”, czyli procentowego udziału objętości meta i hypolimnionu, w całej objętości wód zbiornika wykorzystano badania stratyfikacji termiczno-tlenowej przeprowadzone w zbiorniku Solina w 2000 roku [8]. Wyniki tych badań wykazały, że warstwa epilimnionu sięgała średnio do 6,5 m głębokości. Aby określić objętość meta i hypolimnionu oraz epilimnionu sporządzono wykres zależności pojemności zbiornika od poziomu piętrzenia (rys. 2.). Opierając się na uzyskanej zależności wyznaczono przybliżoną objętość wody w zbiorniku, w przypadku gdyby lustro wody znajdowało się na głębokości 6,5 m poniżej normalnego poziomu piętrzenia. Uzyskano tym samym przybliżoną objętość warstw meta i hypolimnionu. Założono, że maksymalny poziom piętrzenia występuje tylko w okresach śródzimowych roztopów i wiosną.



Rys. 2. Zależność pojemności zbiornika od poziomu piętrzenia, na podstawie [13]

Fig. 2. The relationship of the reservoir capacity to the level of damming, based on [13]

Bardziej złożone okazało się określenie powierzchni dna czynnego, czyli objętego zasięgiem epilimnionu ze względu na brak dostępu do dokładnej mapy batymetrycznej zbiornika Solina. Na podstawie dostępnej mapy batymetrycznej [14, 17] oszacowano, że strefy o głębokości zbiornika nieprzekraczającej 6,5 m nie będą stanowiły więcej niż 15% powierzchni całkowitej akwenu.

Rolę, jaką zlewnia zbiornika Solina odgrywa w przyspieszaniu lub hamowaniu jego degradacji, określono za pomocą systemu zaproponowanego przez Bajkiewicz-Grabowską [1]. Zgodnie z tym systemem do oceny stopnia oddziaływania zlewni jako dostawcy materii biogennej do zbiornika uwzględnia się 7 parametrów, którym przyznaje się odpowiednią ilość punktów w skali od 0 do 3 (tab. 4.). Średnia arytmetyczna z przyznanych punktów dla poszczególnych parametrów umożliwia zakwalifikowanie zlewni do jednej z czterech grup podatności (tab. 5.).

Tabela 4. Ocena podatności zlewni na dostawę materii do zbiornika wodnego, na podstawie [1]

Table 4. Susceptibility assessment of catchment for the supply of matter into the water reservoir, based on [1]

Parametry	Punktacja			
	0	1	2	3
Współczynnik jeziora (Ohlego)	< 10	10-40	40-150	> 150
Typ bilansowy jeziora	-	odpływowe	bezodpływowe	przepływowe
Gęstość sieci rzecznej [km·km ⁻²]	< 0,5	0,5-1,0	1,0-1,5	> 1,5
Średni spadek zlewni [%]	< 5	5-10	10-20	> 20
Obszary bezodpływowe [%]	> 60	45-60	20-45	< 20
Budowa geologiczna zlewni	gliniasta, torfiasta	piaszczysto-gliniasta	gliniasto-piaszczysta	piaszczysta
Użytkowanie ziemi	leśna, bagienna, rolniczo-leśna, pastwiskowo-rolniczo-leśna, pastwiskowa, pastwiskowo-leśna	leśno-rolnicza, pastwiskowo-rolnicza	rolnicza, pastwiskowo-leśno-rolnicza z zabudową, leśna z zabudową	leśno-rolnicza z zabudową, pastwiskowo-rolnicza z zabudową, rolnicza z zabudową

Tabela 5. Grupy podatności zlewni na dostawę materii do zbiornika wodnego, na podstawie [1]

Table 5. Susceptibility groups of catchment for the supply of matter into the water reservoir, based on [1]

Średnia arytmetyczna	Grupa	Opis
≤ 1,0	1.	praktycznie brak możliwości dotarcia materii do zbiornika
od 1,1 do 1,4	2.	mała możliwość dostawy materii do zbiornika
od 1,5 do 1,9	3.	umiarkowana możliwość dotarcia materii do zbiornika
≥ 2,0	4.	duża możliwość dostawy materii do zbiornika

Gęstość sieci rzecznej w zlewni obliczono ze wzoru:

$$D = \frac{\sum l}{A_{zlewni}} \left[\frac{\text{km}}{\text{km}^2} \right] \quad (1)$$

gdzie: $\sum l$ – długość wszystkich cieków w zlewni zbiornika [km],
 A_{zlewni} – powierzchnia zlewni [km²].

Długości głównych dopływów zbiornika Solina, czyli rzek San i Solinka, oraz potoków Czarny, Wołkowyjka, Paniszczówka, Daszówka i Bukowiecki zaczerpnięto z literatury [3, 12]. Długości cieków będących dopływami górnego Sanu i Solinki odczytano z mapy podziału hydrograficznego Polski [18].

Średni spadek terenu zlewni obliczono, korzystając ze wzoru (2):

$$J = \frac{\Delta H}{\sqrt{A_{zlewni}}} [\text{‰}] \quad (2)$$

gdzie: ΔH – różnica wysokości zlewni [m n.p.m.],
 A_{zlewni} – powierzchnia zlewni [km²].

Średni spadek terenu obliczono nie dla zlewni bezpośredniej, lecz dla zlewni całkowitej. Zlewnia bezpośrednia stanowi zaledwie ok. 7% powierzchni zlewni całkowitej zbiornika Solina. Cały obszar zlewni zbiornika Solina ma charakter górski. Różnicę wysokości zlewni obliczono, przyjmując za wartość maksymalną wysokość Tarnicy (1346 m n.p.m.) – najwyższego szczytu polskich Bieszczadów, a za minimalną poziom lustra wody w zbiorniku przy normalnym poziomie piętrzenia (420 m n.p.m.).

Mając dane dotyczące wielkości ładunku rzeczywistego (L_{rz}) fosforu dostarczanego ze zlewni do zbiornika Solina w latach 2005-2006 [4] oraz wielkości ładunku fosforu dopuszczalnego ($L_{dop.}$) i niebezpiecznego ($L_{nieb.}$) dla tego obiektu obliczone według modelu hydraulicznego Vollenweidera [1], określono kategorię zagrożenia zbiornika (tab. 6.).

Tabela 6. Kategorie zagrożenia zbiornika wodnego, na podstawie [1]

Table 6. Threat categories of water reservoir, based on [1]

Wielkość ładunku	Kategoria zagrożenia zbiornika
$L_{rz} < L_{dop.}$	I
$L_{dop.} \leq L_{rz} < L_{nieb.}$	II
$L_{rz} \geq L_{nieb.}$	III

W wyniku zestawienia kategorii odporności zbiorników i grup podatności zlewni można wyodrębnić cztery typy układów środowiskowych zlewnia-zbiornik o różnym postępie naturalnej eutrofizacji (tab. 7.).

Tabela 7. Typy układów środowiskowych zlewnia-zbiornik wodny o różnym postępie naturalnej eutrofizacji, na podstawie [1]

Table 7. Types of the environmental systems 'catchment-water reservoir' with different progress of natural eutrophication, based on [1]

Kategoria odporności zbiornika	Grupa podatności zlewni	Typ układu	Charakterystyka układu zlewnia-zbiornik	Postęp naturalnej eutrofizacji
I lub II	1. lub 2.	I	zbiornik jest odporny na wpływ zlewni, a zlewnia jest mało aktywna w dostarczaniu materii	istnieje szansa utrzymania niskiego poziomu trofii wód
I lub II	3. lub 4.	II	duże możliwości uruchamiania ładunku obszarowego w zlewni są zrównoważone wysoką naturalną odpornością zbiornika	postęp eutrofizacji powinien być umiarkowany
III lub IV	1. lub 2.	III	małym możliwościom uruchamiania ładunku obszarowego w zlewni towarzyszy mała odporność zbiornika	wzrost aktywności w zlewni może spowodować szybki postęp eutrofizacji
III lub IV	3. lub 4.	IV	warunki naturalne zlewni i zbiornika są niekorzystne	szybki postęp eutrofizacji

3. Wyniki i dyskusja

Oporność na degradację zbiornika zaporowego Solina

W wyniku przeprowadzonej oceny parametrów morfometrycznych i hydrologicznych zbiornika Solina uzyskano średnią punktów 0,5, co kwalifikuje analizowany obiekt do I kategorii odporności na degradację (tab. 8.). Przynależność do tej kategorii świadczy o wysokiej odporności zbiornika Solina na oddziaływanie zlewni. Najbardziej korzystnie z punktu widzenia odporności na degradację prezentują się takie parametry obiektu, jak: głębokość średnia, procent stratyfikacji wód, stosunek powierzchni dna czynnego do objętości epilimnionu oraz współczynnik Schindlera.

Główną rolę odgrywa tu głębokość zbiornika, pozostałe parametry są z nią pośrednio związane. Znaczącą głębokość ma strefa o charakterze jeziornym rozpościerająca się od miejsca wymieszania wód dopływających z obydwu odnóg zbiornika, aż do zapory (głębokość od 40 do 60 m). Głębokość w górnej części zbiornika (w pobliżu ujść rzek San i Solinka oraz potoków Czarny i Wołkowyjka) w zależności od poziomu piętrzenia sięga do 15 m. Stratyfikacja na ogół nie występuje (stosunkowo duża prędkość przepływu wody powoduje prawdopodobnie jej zaburzenie).

Tabela 8. Ocena naturalnej odporności na degradację zbiornika zaporowego Solina

Table 8. Assessment of natural resilience to degradation of the Solina Reservoir

Parametr	Jednostka	Wartość wyznaczona dla zbiornika Solina	Liczba punktów
Głębokość średnia	[m]	22	0
Pojemność zbiornika /długość linii brzegowej	[tys. m ³ · m ⁻¹]	3,35	1
Procent stratyfikacji wód	[%]	74,1	0
Powierzchnia dna czynnego/objętość epilimnionu	[-]	0,035	0
Intensywność wymiany wody w roku	[-]	1,3	2
Współczynnik Schindlera	[m ⁻¹]	2,38	0
Średnia liczba punktów		0,5	
Kategoria odporności zbiornika		I	

Występowanie stratyfikacji termicznej, czyli termicznego uwarstwienia wód wypełniających zbiorniki wodne, jest cechą charakterystyczną dostatecznie głębokich obiektów. Termika zbiorników zaporowych jest uzależniona od ich parametrów morfometrycznych, hydrologicznych oraz sposobu użytkowania. Stratyfikacja termiczna w okresie lata kształtuje się w najgłębszych miejscach słabo przepływowych zbiorników zaporowych [6]. W zbiorniku Solina stratyfikacja występuje w centralnej i w pobliżu centralnej części zbiornika [8]. Ze względu na zróżnicowanie przestrzenne głębokości i prędkości przepływu wody, a co za tym idzie prawdopodobnie stopnia stratyfikacji, oraz dane dotyczące tylko punktowych badań stratyfikacji w zbiorniku Solina procent stratyfikacji wód na poziomie 74,1 mógł być przypuszczalnie zawyżony. Jednak według zastosowanego systemu oceny 0 pkt przyznaje się, gdy procent stratyfikacji jest wyższy niż 35. Im wyższy jest procent stratyfikacji wód, tym w mniejszym stopniu zachodzi krążenie substancji w zbiorniku. W związku z tym, nawet jeśli procent stratyfikacji wód w zbiorniku Solina został przeszacowany, to ze względu na tak dużą różnicę względem wartości granicznej nie powinno mieć to istotnego wpływu na końcową ocenę odporności obiektu.

Kolejny korzystnie wypadający parametr związany zarówno z głębokością, jak i stratyfikacją wód to stosunek powierzchni dna czynnego do objętości epilimnionu. Dno czynne to obszar dna leżący w zasięgu epilimnionu. Wartość tego stosunku jest więc miarą krążenia substancji biogennych pomiędzy osadami dennymi a wodą powierzchniową, w której zachodzi produkcja. Dla wód zbiorników korzystna jest jak najniższa wartość tego stosunku, czyli jest ograniczony kontakt osadów dennych z wodami epilimnionu, a co za tym idzie mniejsza możliwość wzbogacania wewnętrznego tych wód w fosforany. Woda w obrębie epilimnionu ulega mieszanemu przez wiatr nawet podczas stagnacji letniej, przez

co fosforany są łatwo rozprowadzane w strefie trofogenicznej, w której są wykorzystywane przez fitoplankton. Współczynnik Schindlera, czyli iloraz łącznej powierzchni zbiornika i zlewni całkowitej do pojemności zbiornika również powinien być jak najniższy. Według Kajaka [10] jedną z głównych cech różniących zbiorniki zaporowe od jezior jest znacznie większa powierzchnia zlewni, co skutkuje sporym obciążeniem w związku biogenne. Zlewnia całkowita zbiornika Solina zajmuje rozległą powierzchnię 1174,5 km². Dla porównania powierzchnia zlewni zbiornika Goczałkowice wynosi 522 km², zbiornika Dobczyce 770 km² [25]. Stosunkowo dużą powierzchnię zlewni równoważy wyjątkowo duża objętość zbiornika Solina, stąd niska wartość współczynnika Schindlera. Duża objętość wody w zbiorniku wpływa na rozcieńczenie zanieczyszczeń spływających bezpośrednio i za pośrednictwem dopływów z terenu zlewni.

Najbardziej niekorzystnie z punktu widzenia odporności na degradację wypadł parametr intensywności wymiany wody w roku (2 pkt). Mała intensywność wymiany wody w ciągu roku (1,3 razy) kwalifikuje obiekt do zbiorników zaporowych o charakterze limnicznym. Zbiorniki limniczne, w których woda wymienia się rzadziej niż 10 razy w ciągu roku (czas retencji wody jest dłuższy niż 36 dni), są zaliczane do zbiorników o przewadze cech jeziornych [6]. W zbiornikach zaporowych rozwój planktonu zależy nie tylko od zawartości w wodzie substancji biogennych, ale również w znacznym stopniu od czasu retencji wody. Warunki do rozwoju planktonu w szybko płynącej (zwłaszcza górskiej) rzece są niesprzyjające. Wraz ze spowolnieniem prędkości przepływu w zbiorniku zaporowym (zwłaszcza w jego strefie jeziornej) powierzchniowa warstwa wody szybciej ulega ogrzaniu, co razem z jej dostateczną żywnością oraz dużym nasłonecznieniem może stwarzać sprzyjające warunki do rozwoju planktonu. Kilka dni wystarczy, aby rozwinął się fitoplankton zbiornikowy. Niektóre organizmy zooplanktonowe potrzebują jednak nieco dłuższego czasu ok. 2 tygodni [24]. W zbiorniku Solina czas retencji wody średnio wynosi ok. 275 dni, co może niestety niekorzystnie wpływać na jego możliwości obronne przed postępem eutrofizacji.

Niekorzystnie wypadł także stosunek pojemności zbiornika do długości jego linii brzegowej (1 pkt). Im wyższa jest wartość tego ilorazu, tym odporność zbiornika wzrasta. Związane jest to z większą możliwością rozcieńczania spływających ze zlewni zanieczyszczeń poprzez bezpośrednią strefę kontaktu wody z łądem. Im głębsze i mniejsze zbiorniki pod względem powierzchni (zwłaszcza z mniej rozwiniętą linią brzegową), tym bardziej odporne na procesy przeżyźnienia.

Podatność zlewni na dostawę materii do zbiornika Solina

W rezultacie przeprowadzonej analizy cech środowiskowych charakteryzujących zlewnię zbiornika Solina uzyskano średnią wartość z przyznanych punktów wynoszącą 1,86 (tab. 9.). Wartość ta mieści się w zakresie odpowiadającym trzeciej grupie podatności. W trzeciej grupie podatności zawarto zlewnie charak-

teryzujące się umiarkowaną możliwością dostawy materii do zbiornika. Najbardziej niekorzystnie wypadły parametry: typ bilansowy jeziora, średni spadek terenu zlewni, procent obszarów bezodpływowych oraz współczynnik Ohlego.

Tabela 9. Ocena zlewni zbiornika Solina jako dostawcy materii biogennej

Table 9. Assessment of the Solina Reservoir catchment as a supplier of biogenic matter

Parametr	Jednostka	Wartość wyznaczona dla zbiornika Solina	Liczba punktów
Współczynnik zbiornika (współczynnik Ohlego)	[-]	53,39	2
Typ bilansowy jeziora	[-]	przepływowe	3
Średni spadek terenu zlewni	[‰]	27,02	3
Budowa geologiczna zlewni	[-]	piaszczysto-gliniasta	1
Sposób użytkowania terenu	[-]	pastwiskowo-leśna	0
Gęstość sieci rzecznej	[km · km ⁻²]	0,61	1
Procent obszarów bezodpływowych	[%]	< 20	3
Średnia liczba punktów		1,86	
Grupa podatności zlewni		3	

Zbiorniki zaporowe są budowane na ciekach, dlatego też zawsze będą należeć do typu przepływowego. Przepływowość charakter jeziora umożliwia zarówno przyspieszony transport zanieczyszczeń z terenu zlewni za pośrednictwem dopływających cieków, jak i ich częściowy eksport z odpływem. Z punktu widzenia odporności zbiornika na degradację korzystne jest, gdy część ładunku substancji biogennej jest odprowadzana wraz z odpływem ze zbiornika i nie jest asymilowana przez fitoplankton. Miał to na względzie Vollenweider (1968), który zalecał stosować model hydrauliczny do obliczeń ładunku dopuszczalnego i niebezpiecznego fosforu w przypadku jezior przepływowych i zbiorników zaporowych, uwzględniający częstość całkowitej wymiany wody w zbiorniku [1]. Wielkości ładunków dopuszczalnych i niebezpiecznych liczone dla danego zbiornika za pomocą modelu statycznego i hydraulicznego [1] znacznie się różnią. Przykładowo, wielkość ładunku niebezpiecznego fosforu dla zbiornika Solina liczona według modelu statycznego (czyli uwzględniającego tylko głębokość średnią obiektu) wynosi 0,87 mgP · m⁻²d⁻¹, podczas gdy według modelu hydraulicznego 2,94 mgP · m⁻²d⁻¹, czyli może być kilkakrotnie wyższa dla akwenów, w których występuje eksport ładunku poza ekosystem wraz z odpływem. W przypadku zastosowania systemu do oceny zlewni zbiorników zaporowych należałoby się zastanowić nad zmodyfikowaniem tego parametru lub jego wyeliminowaniem. Typ bilansowy jeziora można zastąpić przez czas retencji wody w zbiorniku zaporowym. Można w tym celu wykorzystać podział zbiorników zaporowych na limniczne (czas retencji wody > 36 dni), reolimniczne (czas retencji < 36 dni, ale > 10 dni), superreolimniczne (czas retencji < 10 dni) [6]. Po-

nieważ najbardziej wrażliwe na wpływ zlewni są zbiorniki o długim czasie retencji wody, zbiornikom limnicznym proponuje się przyznać 3 pkt, reolimnicznym – 2 pkt, superreolimnicznym – 1 pkt.

Kolejną cechą niekorzystną w przypadku dorzecza zbiornika Solina są duże spadki terenu. W zlewni bezpośredniej występują typowe dla Bieszczad długie pasma górskie o wysokości dochodzącej do 500-750 m n.p.m., przy czym badania prowadzone od wielu lat wykazały, że zasadniczy ładunek biogenów był dostarczany do zbiornika przez główne dopływy z terenu zlewni całkowitej, a więc również z terenów wyższych partii Bieszczad [3, 12]. W znacznej części skalne, słabo przepuszczalne podłoże na obszarze zlewni charakteryzuje się ograniczoną zdolnością do zatrzymywania opadów [20]. Sprzyja to wypłukiwaniu materii skalnej i glebowej oraz ich przemieszczaniu się wraz ze spływem powierzchniowym do cieków i zbiornika.

Obszar bezodpływowy to teren w obrębie zlewni, z którego spływ powierzchniowy nie dociera do analizowanego zbiornika lub ciek zasilającego ten obiekt, lecz do małego bezodpływowego śródleśnego lub śródpolnego zbiornika, mokradła, bagna. Woda na obszary bezodpływowe jest dostarczana przez opady atmosferyczne, a odprowadzana przez parowanie. Im większa jest powierzchnia obszarów bezodpływowych w obrębie zlewni, tym mniejszy powinien być ładunek zanieczyszczeń obszarowych spływających do analizowanego obiektu. Udział obszarów bezodpływowych w zlewni zbiornika Solina oszacowano poniżej 20%.

Stosunkowo niekorzystnie wypadł również współczynnik Ohlego odzwierciedlający wielkość obszaru, z którego może być uruchomiony ładunek zanieczyszczeń obszarowych w stosunku do powierzchni samego akwenu. Cechą charakterystyczną zbiorników zaporowych jest większy (nawet kilkadziesiąt razy) stosunek powierzchni zlewni do powierzchni zbiornika w porównaniu z jeziorami, a w wyniku tego większe obciążenie związkami biogennymi [10]. O ile dużą powierzchnię zlewni w przypadku współczynnika Schindlera równoważy spora pojemność zbiornika Solina, o tyle powierzchnia obiektu nie jest znacząco duża w aspekcie jego rozległej zlewni.

W miarę korzystnie wypadły takie cechy środowiskowe zlewni, jak: gęstość sieci rzecznej, budowa geologiczna zlewni oraz sposób użytkowania terenu. Gęstość sieci rzecznej odzwierciedla możliwość przyspieszonego i bezpośredniego przemieszczania substancji organicznych i biogennych ze zlewni do zbiornika za pośrednictwem większych i mniejszych cieków. W dorzeczu górnego Sanu i Solinki większość cieków to średnie i małe potoki. Ze względu na górski charakter zlewni wszystkie te ciek cechują nagłe wezbrania po opadach deszczu, podczas których dochodzi do wymywania materii mineralnej i organicznej z podłoża [20]. Według Płużańskiego [20] na terenie zlewni dominują gleby gliniaste z domieszką żwiru, piasku i kamieni, które według kryterium oceny (tab. 4.) powinny w umiarkowany sposób sprzyjać wymywaniu substancji. Ze względu na przeważający (>75%) udział lasów w pokryciu terenu oraz ok. 14%

łąk i pastwisk zlewnię zbiornika Solina określono jako pastwiskowo-leśną. Duże obszary leśne na terenie zlewni sprzyjają ograniczeniu transportu substancji biogennych wraz ze spływem powierzchniowym. Wielkość eksportowanych ładunków biogenów podawana w literaturze dla obszarów leśnych wynosi średnio do $0,20$ i $10,0 \text{ kg} \cdot \text{ha}^{-1} \text{ rok}^{-1}$ (odpowiednio fosforu i azotu), podczas gdy dla obszarów użytkowanych rolniczo do $2,90$ i $26,7 \text{ kg} \cdot \text{ha}^{-1} \text{ rok}^{-1}$ (odpowiednio fosforu i azotu) [9]. Mimo że najbardziej zalesione są zlewnie Sanu i Solinki, to te duże dopływy o większej czystości mają decydujący wpływ na poziom zanieczyszczenia wód w zbiorniku (odpowiednio 67% i 21% udziału w ładunku rzeczywistym fosforu) [3].

Zagrożenie degradacją zbiornika zaporowego Solina

Porównanie wielkości obliczonego dla lat 2005-2006 ładunku rzeczywistego (L_{rz}) fosforu [4] dostarczanego ze źródeł zewnętrznych do zbiornika Solina z wielkościami ładunku dopuszczalnego ($L_{dop.}$) i niebezpiecznego ($L_{nieb.}$) wskazało na III najwyższą kategorię zagrożenia tego obiektu (tab. 10.).

W latach 2005-2006 odnotowano kilkakrotnie wyższy ładunek rzeczywisty fosforu w stosunku do ładunku niebezpiecznego docierający ze zlewni do zbiornika. Na tej podstawie stwierdzono, że obiekt jest w bardzo dużym stopniu narażony na postępujący proces degradacji, jeśli nie nastąpi aktywizacja działań ochronnych w jego zlewni. Istotnym zagrożeniem dla stanu trofii wód tego akwenu jest z pewnością nieuporządkowana gospodarka wodno-ściekowa na terenie zlewni. Podczas kontroli przeprowadzonej przez Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Rzeszowie w 2013 roku stwierdzono liczne nieprawidłowości, w tym wiele przypadków naruszenia warunków pozwoleń wodnoprawnych na wprowadzanie ścieków do wód na terenie zlewni zbiornika Solina, a także odprowadzania ścieków do wód powierzchniowych bez uregulowanego stanu formalnoprawnego [21]. Dopływ substancji biogennych wraz ze spływem powierzchniowym z gruntów rolnych stanowiących zaledwie kilka procent powierzchni zlewni nie powinien stanowić istotnego zagrożenia dla wód zbiornika, jednak przy niekorzystnym ukształtowaniu terenu powinien być również brany pod uwagę, podobnie jak z obszarów, na których jest prowadzony wypas zwierząt hodowlanych i eliminowany poprzez działania ochronne (tj. właściwe gospodarowanie nawozami i odpowiednią gospodarkę hodowlaną). Nie bez wpływu na jakość wód pozostają wody opadowe spływające z dróg komunikacyjnych i innych terenów utwardzonych, które zanieczyszczają ciek dopływające do zbiornika. Dlatego ważne jest zachowanie istniejących i tworzenie nowych pasów zadrzewień i zakrzewień wzdłuż dopływających do zbiornika rzek i potoków.

Tabela 10. Wielkości ładunku rzeczywistego, ładunku dopuszczalnego i niebezpiecznego fosforu (według modelu hydraulicznego Vollenweidera) oraz kategoria zagrożenia zbiornika Solina

Table 10. Amounts of real, acceptable and dangerous phosphorus loads (according to the hydraulic model by Vollenweider) and threat category of the Solina Reservoir

Rok	Ładunek rzeczywisty (\bar{L}_{rz}) $P_{całk}$ [mgP · m ² d ⁻¹]	Ładunek rzeczywisty (\bar{L}_{rz}) średnia z 2005-2006 [mgP · m ² d ⁻¹]	$\bar{L}_{dop.}$ [mgP · m ² d ⁻¹]	$\bar{L}_{nieb.}$ [mgP · m ² d ⁻¹]	Kategoria zagrożenia zbiornika
2005	9,13	9,89	1,47	2,94	III
2006	10,65				

Po zestawieniu I kategorii odporności zbiornika Solina i trzeciej grupy podatności jego zlewni na uruchamianie ładunku zanieczyszczeń uzyskano II typ układu środowiskowego zlewnia-zbiornik charakteryzujący się umiarkowanym postępowaniem procesu eutrofizacji wód (tab. 11.), przy czym niekorzystnym warunkiem panującym w zlewni przeciwstawia się wysoka naturalna odporność zbiornika zaporowego Solina na proces przeżyźnienia.

Tabela 11. Zestawienie przeprowadzonej oceny podatności na degradację zbiornika zaporowego Solina

Table 11. Summary of susceptibility assessment to degradation of the Solina Reservoir

Typ miktyczny zbiornika	Kategoria odporności na degradację	Grupa podatności zlewni	Typ układu środowiskowego zlewnia-zbiornik (postęp naturalnej eutrofizacji)	Kategoria zagrożenia zbiornika
Dymiktyczny	I	3	II (umiarkowany postęp eutrofizacji, niekorzystne warunki zlewniowe)	III $\bar{L}_{rz.} > \bar{L}_{nieb.}$

Kompleksowe badania przeprowadzone w latach 2005-2006 wykazały, że osady dennego zbiornika Solina mają głównie charakter mineralny, są zasobne w żelazo, glin i mangan, a stosunkowo ubogie w fosfor, wapń oraz substancję organiczną. Wysoka zawartość (w porównaniu z innymi zbiornikami wodnymi) żelaza, glinu i manganu w osadach dennych może mieć znaczący wpływ na retencję fosforu w depozytach ocenianego obiektu [2]. Zbiornik Solina wydaje się być bardziej odporny na procesy degradacji, nie tylko ze względu na korzystne parametry morfometryczne, ale również ze względu na skład osadów dennych.

Wysoką odporność badanego akwenu, a co za tym idzie niewielki postęp procesu eutrofizacji potwierdza przeprowadzona na podstawie wyników badań jakości wody w latach 2005-2006 ocena stanu troficznego wód zbiornika zapo-

rowego Solina. Na podstawie kryteriów stężeniowych (mineralnych i ogólnych form azotu i fosforu oraz chlorofilu „a”) oraz wartości dwóch integralnych wskaźników stanu troficznego ITS (*Index of Trophical State*) wody akwenu Solina zakwalifikowano do mezotroficzných z tendencją przejścia na początkowe stadium eutrofii [19].

Specyficzną cechą zbiorników zaporowych występującą także w przypadku zbiornika Solina są częste i duże zmiany poziomu wody, a co za tym idzie odsłanianie i zalewanie znacznych obszarów dna prowadzące do braku lub słabego rozwoju strefy litoralnej, która w jeziorach pełni rolę ochronną przed zanieczyszczeniami spływającymi ze zlewni bezpośredniej.

4. Podsumowanie i wnioski

Zbiornik Solina jest największym pod względem objętości, a także najgłębszym zbiornikiem zaporowym w Polsce położonym w urokliwym zakątku pośród niewysokich całkowicie zalesionych wzgórz. Z tego też powodu jest bardzo atrakcyjny dla turystów i wczasowiczów. Zlewnia zbiornika, rozpatrując jej naturalne cechy środowiskowe, charakteryzuje się umiarkowaną możliwością dostawy materii do akwenu. Stosunkowo dużym możliwościom uruchamiania ładu obszaru w zlewni sprzyjają: przepływowy typ bilansowy jeziora, wysoki średni spadek terenu zlewni, niski procent obszarów bezodpływowych, wysoki współczynnik Ohlego. Pokrycie rozległych terenów lasami (>75%) i w kilkunastu procentach użytkami zielonymi spowodowało zaszeregowanie jej do obszarów pastwiskowo-leśnych. Taki rodzaj pokrycia terenu charakteryzuje się hamującym działaniem na dostawę materii ze źródeł obszarowych (stanowi barierę biogeochemiczną). Pomimo niewielkiego zaludnienia tego obszaru największą presję na czystość i stan trofii wód zbiornika wydają się wywierać tereny zabudowane i zamieszkałe, a także infrastruktura rekreacyjno-turystyczna znajdujące się zwłaszcza w zlewni bezpośredniej wokół zbiornika. Z przeprowadzonej oceny parametrów morfometrycznych i hydrologicznych wynika, że zbiornik Solina cechuje się wysoką odpornością na oddziaływanie zlewni. Do parametrów w decydujący sposób wpływających na jego niezwykłą odporność na degradację należy duża głębokość, a co za tym idzie ogromna objętość wody. Przyporządkowanie do II typu układu środowiskowego zlewnia-zbiornik sugeruje, że niewielki wzrost aktywności gospodarczej w zlewni nie powinien spowodować szybkiego postępu eutrofizacji wód zbiornika Solina przy jego wysokiej naturalnej odporności. Trudno jednak przewidzieć, jak długo naturalna odporność zdoła ochronić go przed degradacją w perspektywie długoterminowej, przy założeniu znacznego rozwoju gospodarczego w jego otoczeniu i zaniechaniu działań ochronnych.

1. Zlewnia zbiornika Solina jest umiarkowanie podatna na dostawę materii organicznej i biogennej do wód akwenu. Spośród cech środowiskowych dużym

- możliwościom uruchamiania ładunku zanieczyszczeń w zlewni sprzyjają przede wszystkim jej znaczna powierzchnia i ukształtowanie terenu.
2. Zbiornik zaporowy Solina charakteryzuje się wysoką naturalną odpornością na oddziaływanie zlewni. Za parametry mające decydujący wpływ na jego możliwości obronne przed degradacją należy uznać dużą głębokość obiektu i związaną z nią znaczną objętość retencjonowanej wody.
 3. Zastosowany system po nieznacznej modyfikacji może być stosowany do oceny podatności na degradację zbiorników zaporowych. Uzyskany II typ układu środowiskowego zlewnia-zbiornik charakteryzujący się umiarkowanym postępowaniem procesu eutrofizacji wód znajduje potwierdzenie w wynikach prowadzonej w ostatnich latach oceny stanu troficznego wód zbiornika zaporowego Solina.

Literatura

- [1] Bajkiewicz-Grabowska E.: Obieg materii w systemach rzeczno-jeziornych. Uniwersytet Warszawski, Warszawa 2002.
- [2] Bartoszek L., Tomaszek J.A.: Relationships between phosphorus distribution and major components in the bottom sediments of the Solina-Myczkowce Reservoirs. *Archives of Environmental Protection*, vol. 34, no 3, 2008, pp. 151-161.
- [3] Bartoszek L., Koszelnik P., Tomaszek J.: Dynamika zmian fosforu w dopływach zbiornika solińskiego. I Kongres Inżynierii Środowiska, Monografie Komitetu Inżynierii Środowiska PAN, nr 11, 2002, s. 233-249.
- [4] Bartoszek L., Koszelnik P., Tomaszek J.A.: Obciążenie zewnętrzne i retencja fosforu w zbiornikach zaporowych Solina–Myczkowce. *Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Budownictwo i Inżynieria Środowiska*, nr 56, 2009, s. 5-15.
- [5] Gałczyński Ł.: Eutrofizacja wód – problem cywilizacji. *Gaz, Woda i Technika Sanitarna*, nr 12, 2008, s. 34-37.
- [6] Giziński A.: Środowiskowe skutki regulacji rzek. *Gospodarka Wodna*, nr 11, 2003, s. 470-478.
- [7] Grochowska J., Teodorowicz M.: Ocena możliwości oddziaływania zlewni na jeziora górnej Pasłęki oraz podatności tych jezior na degradację. *Acta Sci. Pol., Formatio Circumiectus*, vol. 5, nr 1, 2006, s. 99-111.
- [8] Gruca-Rokosz R., Tomaszek J.A.: Temperature and oxygen profiles in the Solina reservoir. *Environment Protection Engineering*, vol. 28, no 1, 2002, pp. 81-89.
- [9] Izydorczyk K., Frączak W., Drobnińska A., Badowska M., Zalewski M.: Zastosowanie stref ekotonowych w ograniczaniu zanieczyszczeń obszarowych, [w:] *Ochrona i rekultywacja jezior*, R. Wiśniewski (red.). *Polskie Zrzeszenie Inżynierów i Techników Sanitarnych Oddział Toruń*, 2010, s. 63-71.
- [10] Kajak Z.: Eutrofizacja nizinnych zbiorników zaporowych. *Procesy biologiczne w ochronie i rekultywacji nizinnych zbiorników zaporowych. Biblioteka Monitoringu Środowiska*, Łódź 1995, s. 33-41.
- [11] Kasza H.: *Zbiorniki zaporowe. Znaczenie – eutrofizacja – ochrona*. Wydawnictwo Akademii Techniczno-Humanistycznej, Bielsko-Biała 2009.

- [12] Koszelnik P.: Źródła i dystrybucja pierwiastków biogenych na przykładzie Zespołu Zbiorników Zaporowych Solina-Myczkowce. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Rzeszów 2009.
- [13] Kozicki Z.: Zespół Elektrowni Wodnych Solina-Myczkowce. Wydawca Agencja Paweł Janik, Zielonczyn 2011.
- [14] Krukar W.: Solina. Jezioro solińskie i jego okolica. Mapa dla każdego turysty, żeglارza i wędkarza, skala 1:25000. Wydawnictwo Ruthenus, <http://www.bieszczady.net.pl/mapasolina.php> (7 kwietnia 2014 r.).
- [15] Kudelska D., Cydzik D., Soszka H.: Wytyczne monitoringu podstawowego jezior. Biblioteka Monitoringu Środowiska, Warszawa 1994.
- [16] Łuczyszyn J., Tomaszek J.A.: Analiza pracy oczyszczalni ścieków w Polańczyku w aspekcie ochrony zbiornika solińskiego. Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Budownictwo i Inżynieria Środowiska, nr 58, 2011, s. 157-170.
- [17] Mapa batymetryczna zbiornika zaporowego Solina, <http://www.city.net.pl/ptycho/grafika/sol200.jpg> (7 kwietnia 2014 r.).
- [18] Mapa podziału hydrograficznego Polski. Krajowy Zarząd Gospodarki Wodnej – Geoportal KZGW, <http://geoportal.kzgw.gov.pl/imap/> (7 kwietnia 2014 r.).
- [19] Neverova-Dziopak E., Kowalczyk E., Bartoszek L., Koszelnik P.: Ocena stanu troficznego zbiornika zaporowego Solina. Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Budownictwo i Inżynieria Środowiska, vol. 58, nr 2, 2011, s. 197-208.
- [20] Płuzański A.: Nutrient loads in small mountain watersheds of the Solina reservoir. *Ekol. Pol.*, no 38, 1990, pp. 337-354.
- [21] Raport z realizacji wojewódzkiego cyklu kontrolnego pt. „Ochrona wód Zbiornika Solina przed zanieczyszczeniami”. Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Rzeszowie, Rzeszów 2013.
- [22] Skiba W.: San. Ocena stanu i jakości wód płynących oraz zbiornika zaporowego Solina, www.biblioteka.sanok.pl/www/pdf/sanocena.pdf (7 kwietnia 2014 r.).
- [23] Starmach K., Wróbel S., Pasternak K.: *Hydrobiologia. Limnologia*. PWN, Warszawa 1976.
- [24] Traczewska T.M.: Problemy ekologiczne zbiorników retencyjnych w aspekcie ich wielofunkcyjności. *European Symposium Anti-Flood Defences – Today's Problems*, Paris – Orleans 2012.
- [25] Zimoch I.: Symulacja wpływu oczyszczalni ścieków w Myślenicach na eutrofizację wód zbiornika Dobczyce. *Ochrona Środowiska*, vol. 81, nr 2, 2001, s. 21-24.

THE SUSCEPTIBILITY OF THE SOLINA DAM RESERVOIR TO DEGRADATION

Summary

The paper aims to assess the susceptibility of the Solina dam reservoir to degradation. Following the assessment of morphometric and hydrological parameters, the Solina reservoir situated on the River San was qualified as the first category level as for its resistance to degradation. The very fact of falling into this category proves the Solina reservoir immune to the impact of its catchment area. The parameters of the object such as the average depth, the

percentage of water stratification, the ratio of the active bottom surface to the epilimnion volume and the Schindler coefficient have a decisive influence on its resistance to degradation. Following the results of the environmental analysis the Solina reservoir catchment was verified as the third group of susceptibility. Flow balance type of the lake, the high average catchment slope, low percentage of landlocked areas as well as the high Ohle coefficient encourage relatively high activation of the area load in the catchment. The actual phosphorus load, which was several times greater than the dangerous load, reached the reservoir in 2005-2006. On these grounds it was found that the object is highly exposed to the progressive degradation process unless protective actions are taken in its catchment area. When the first category of the Solina reservoir resilience was correlated with the third group of its catchment susceptibility to mobilisation of the pollutant load, the second type of the environmental system 'catchment-reservoir' was obtained. Its key feature is a moderate progress of the water eutrophication process. Unfavourable conditions of the catchment are balanced by high natural resistance of the Solina dam reservoir to the degradation process.

Keywords: resilience to degradation, impact of catchment, threat category, type of the environmental system

Przesłano do redakcji: 31.07.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.125

Katarzyna DOŁŻYK¹
Iwona CHMIELEWSKA²

GĘSTOŚĆ ROZTWORÓW PIROFOSFORANU SODU I HEKSAMETAFOFORANU SODU W WODZIE

Roztwory pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej są stosowane jako dyspergenty podczas analizy granulometrycznej gruntów, w których zachodzi koagulacja. W metodzie areometrycznej do określenia procentowej zawartości drobnych cząstek konieczna jest znajomość gęstości roztworu stosowanego do przygotowania zawiesiny gruntowej. Gęstość roztworów i zawiesin gruntowych jest mierzona areometrem. Do badania gęstości użyto trzech różnych areometrów wykalibrowanych przy pomiarze znanej gęstości wody destylowanej w różnych temperaturach. Zgodnie z zaleceniami norm geotechnicznych przygotowano roztwory pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu. Badano roztwory pirofosforanu sodu o stężeniu 1, 2 i 3 g/l, heksametafosforanu sodu o stężeniu 2 i 4 g/l w temperaturze od 15,5 do 30°C.

Zależność gęstości roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej jest podobna do zależności znanych z literatury gęstości roztworów chlorku sodu i wody destylowanej. Ponieważ zależność gęstości badanych roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu od temperatury nie jest liniowa, współczynnik rozszerzalności objętościowej, podobnie jak wody destylowanej, nie jest stały. Wyniki badań mogą być pomocne do wprowadzania poprawki temperaturowej podczas analizy areometrycznej zawiesin gruntowych.

Słowa kluczowe: roztwory, analiza areometryczna, gęstości roztworów

1. Wprowadzenie

Skład granulometryczny gruntu jest podstawową cechą fizyczną. Niektóre grunty koagulują, zatem konieczne jest użycie dyspergentu. Norma [3] zaleca stosowanie dyspergentu w postaci roztworu pirofosforanu sodu lub heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej. Stosowanie dyspergentu jest szczególnie istotne w analizie granulometrycznej gruntów zawierających więcej niż 10%

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Katarzyna Dołżyk, Politechnika Białostocka, ul. Wiejska 45E, 15-351 Białystok, tel. 797995980, k.dolzyk@pb.edu.pl

² Iwona Chmielewska, Politechnika Białostocka, ul. Wiejska 45E, 15-351 Białystok, tel. 797995978, i.chmielewska@pb.edu.pl

cząstek drobnych, gdy wykorzystuje się kombinację metody sitowej i sedymentacyjnej [3, 4]. Podczas stosowania metody areometrycznej do oznaczenia zawartości cząstek drobnych konieczna jest znajomość gęstości roztworu przeznaczanej do przygotowania zawiesiny gruntowej [3, 4]. Gęstość zawiesiny określano wykalibrowanymi areometrami stosowanymi w laboratoriach geotechnicznych, umożliwiającymi pomiar gęstości w zakresie od $0,995 \text{ g/cm}^3$ do $1,030 \text{ g/cm}^3$.

Ciecze w wyniku wahań wartości temperatury zmieniają zarówno swoją objętość, jak i gęstość [1, 2]. Współczynnik rozszerzalności objętościowej wody destylowanej nie jest stały i zależy od temperatury [2]. Należy się zatem spodziewać, że roztwory pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej również nie będą miały stałego współczynnika rozszerzalności objętościowej.

Badania składu granulometrycznego są zwykle wykonywane w pomieszczeniach laboratoryjnych o różnej temperaturze. Badania wykonywano przy wartościach temperatury od 15°C do 30°C .

Do analizy areometrycznej norma [3] zaleca stosowanie roztworu pirofosforanu sodu o stężeniu ok. 2 g, heksametafosforanu sodu zaś ok. 4 g w litrze wody destylowanej. Są to małe stężenia, dlatego należy spodziewać się podobieństwa zależności zmian gęstości roztworów i wody destylowanej od temperatury.

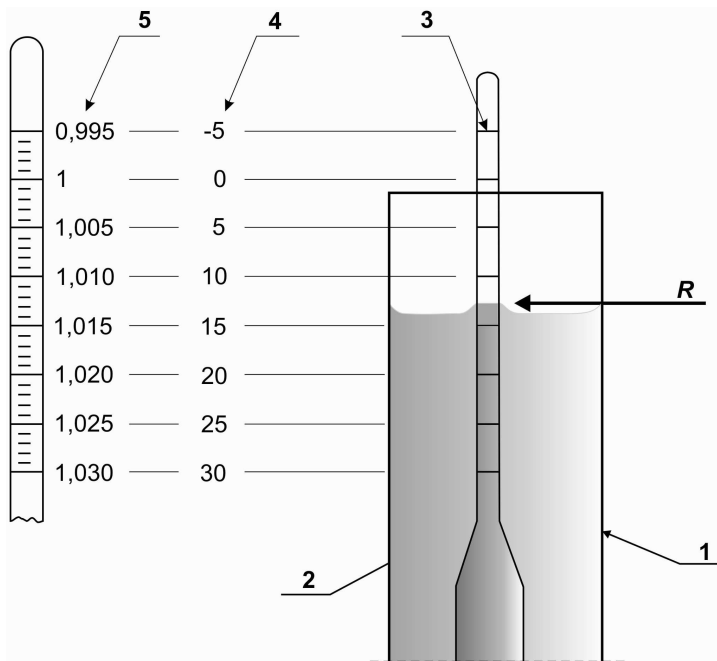
Podczas analizy areometrycznej gruntów, ośrodków rozdrobnionych, o małej gęstości właściwej konieczna jest duża dokładność określenia gęstości roztworu stosowanego do przygotowania zawiesiny gruntowej. W badaniach szczególną uwagę zwrócono na dokładność pomiarów gęstości roztworów.

2. Procedura badań

Kalibracja areometrów

Do badań użyto trzech laboratoryjnych areometrów oznaczonych dalej jako A_i ($i = 1, 2, 3$; A1, A2, A3) o różnym kształcie i tym samym zakresie pomiarów gęstości od $0,995$ do $1,030 \text{ g/cm}^3$, standardowo stosowanych do badań areometrycznych gruntów. Na skali areometrów jest oznaczony równoważny odczyt R_h gęstości badanej cieczy (rys. 1.). Ciecz, stykając się ze ściankami cylindra pomiarowego i rurką areometru, tworzy meniski (rys. 1.). Odczyt jest dokonywany z poziomu menisku (rys. 1.). Rzeczywiste zanurzenie areometru jest mniejsze o wartość menisku.

Wodę destylowaną zawartą w cylindrze pomiarowym oziębiano do temperatury ok. 15°C lub podgrzewano do ok. 30°C w wannie z oziębioną lub podgrzaną wodą. Cylinder z wodą destylowaną wyjmowano z wanny i co pewien czas, po wymieszaniu wody mieszadłem, dokonywano pomiarów gęstości trzema areometrami i temperatury termometrem laboratoryjnym. Wyniki pomiarów zestawiono w tab. 1. i pokazano na rys. 2.



Rys. 1. Oznaczenia w badaniach areometrycznych: 1 – cylinder, 2 – rozwór, 3 – areometr, 4 – równoważne R_h , 5 – podziałka gęstościatywnej

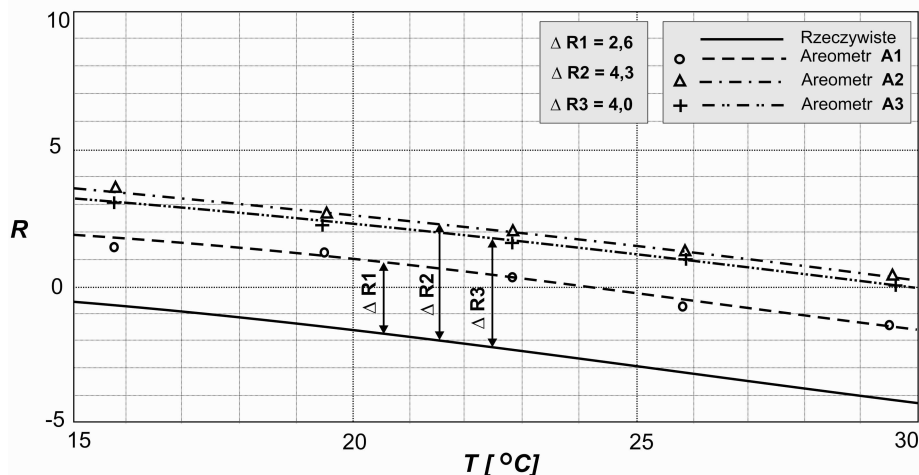
Fig. 1. Hydrometer analysis term: 1 – cylinder, 2 – solution, 3 – hydrometer, 4 – equivalent R_h , 5 – relative density scale

Tabela 1. Wyniki pomiarów gęstości wody destylowanej

Table 1. Test results of distilled water density

Areometr	Równoważne wartości odczytu R w różnej temperaturze				
	15,8°C	19,5°C	22,9°C	25,8°C	29,6°C
A1	1,4	1,4	0,3	-0,8	-1,6
A2	3,6	2,7	2,0	1,2	0,3
A3	3,1	2,3	1,6	0,9	0,0

Na rysunku 2. pokazano również wartości rzeczywiste (R_{rz}) dla wody destylowanej otrzymane z podanych w pracach [1, 2] gęstości wody destylowanej w różnych temperaturach. Przez punkty otrzymane z badań gęstości używanymi areometrami poprowadzono krzywe aproksymujące. Krzywe obrazujące równoważne wartości (R_i) dla poszczególnych areometrów są równoległe do krzywej obrazującej rzeczywiste wartości równoważne dla wody destylowanej (R_{rz}).



Rys. 2. Równoważne wartości R dla wody destylowanej

Fig. 2. Equivalent R values for distilled water

Odległość krzywej doświadczalnej dla danego areometru od krzywej rzeczywistej oznaczona jako ΔR_i ($i = 1, 2, 3$) jest poprawką kalibracyjną obliczoną z równania:

$$\Delta R_i = R_i - R_{rz}$$

Wartości ΔR_i odczytane z rys. 2. wynoszą: $\Delta R_1 = 2,6$, $\Delta R_2 = 4,3$ i $\Delta R_3 = 4,0$. Zatem kalibrację areometrów wykonano, używając wody destylowanej o różnych temperaturach w założonym wcześniej zakresie. Przyjęto, że określone z kalibracji wartości ΔR_i są prawidłowe również dla cieczy o nieco większych gęstościach niż woda destylowana.

Przygotowanie roztworów

Chemicznie czysty pirofosforan sodu i heksametafosforan sodu podgrzewano do temperatury 300°C i schładzano do temperatury pokojowej w przykrytych tygielkach umieszczonych w eksykatorze. Do około 100 ml wody destylowanej dodawano po 10 g tak przygotowanego pirofosforanu i heksametafosforanu sodu. W razie konieczności roztwór uzupełniano wodą destylowaną, aby otrzymać 100 ml roztworu o dużym stężeniu. Porcje w ilości: 10, 20 i 30 ml tak przygotowanego stężonego pirofosforanu sodu i 20 lub 40 ml stężonego heksametafosforanu sodu dolewano do wody destylowanej w temperaturze pokojowej, otrzymując jeden litr roztworu o mniejszym stężeniu. Stężenie roztworu określano odpowiednio jako 1, 2 i 3 g/l dla pirofosforanu sodu oraz 2 i 4 g/l dla heksametafosforanu sodu [3]. Precyzyjnie stężenie roztworu jest określone jako stosunek masy substancji rozpuszczonej do masy całego roztworu. Masa substancji i roz-

tworu nie jest zależna od temperatury, natomiast objętość roztworu jest związana z temperaturą. W badaniach areometrycznych gruntów dopuszcza się mniej precyzyjne określenie stężenia jako stosunek masy substancji rozpuszczonej do objętości roztworu w temperaturze pokojowej [3].

Badania gęstości

Podobnie jak przy kalibracji areometrów, cylinder z przygotowanym roztworem pirofosforanu sodu lub heksametafosforanu sodu oziębiany do temperatury ok. 15°C lub podgrzewany do ok. 30°C w wannie wodnej. Oziębiony lub

Tabela 2. Gęstości roztworów pirofosforanu sodu w wodzie destylowanej przy różnych wartościach temperatury

Table 2. Density of sodium pyrophosphate solutions in distilled water at various temperatures

Gęstość roztworu pirofosforanu sodu o stężeniu 1 g/l w różnych temperaturach [g/cm ³]																			
15,6°C				18,4°C				21,0°C				24,1°C				29,5°C			
Areometr				areometr				areometr				areometr				areometr			
A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia
1,0005	1,0004	1,0009	1,0006	1,0007	1,0003	1,0005	1,0005	0,9999	0,9994	0,9998	0,9997	0,9992	0,9991	0,9987	0,9990	0,9976	0,9974	0,9971	0,9973
Gęstość roztworu pirofosforanu sodu o stężeniu 2 g/l w różnych temperaturach [g/cm ³]																			
15,8°C				19,0°C				21,8°C				25,5°C				30,0°C			
Areometr				areometr				areometr				areometr				areometr			
A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia
1,0027	1,0026	1,0022	1,0025	1,0018	1,0017	1,0022	1,0019	1,0014	1,0011	1,0011	1,0012	1,0004	1,0005	1,0000	1,0003	0,9991	0,9986	0,9990	0,9989
Gęstość roztworu pirofosforanu sodu o stężeniu 3 g/l w różnych temperaturach [g/cm ³]																			
15,5°C				18,2°C				20,8°C				24,6°C				29,7°C			
Areometr				areometr				areometr				areometr				areometr			
A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia
1,0043	1,0045	1,0005	1,0044	1,0040	1,0036	1,0039	1,0038	1,0033	1,0036	1,0037	1,0035	1,0022	1,0025	1,0026	1,0024	1,0011	1,0009	1,0005	1,0008

podgrzany cylinder z roztworem ustawiano na stole i co pewien czas, mieszając roztwór mieszadłem, mierzono gęstość trzema wcześniej wykalibrowanymi areometrami oraz temperaturę roztworu termometrem laboratoryjnym. W tabeli 2. przedstawiono wyniki badań gęstości roztworów pirofosforanu sodu w wodzie destylowanej odpowiednio o stężeniu 1, 2 i 3 g/l. Podane gęstości otrzymano z pomiarów z uwzględnieniem poprawki (ΔR_i). W tabeli 3. zestawiono pomierzone gęstości roztworów heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej odpowiednio o stężeniu 2 i 4 g/l.

Tabela 3. Gęstości roztworów heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej przy różnych wartościach temperatury

Table 3. Density of sodium hexametaphosphate solutions in distilled water at various temperatures

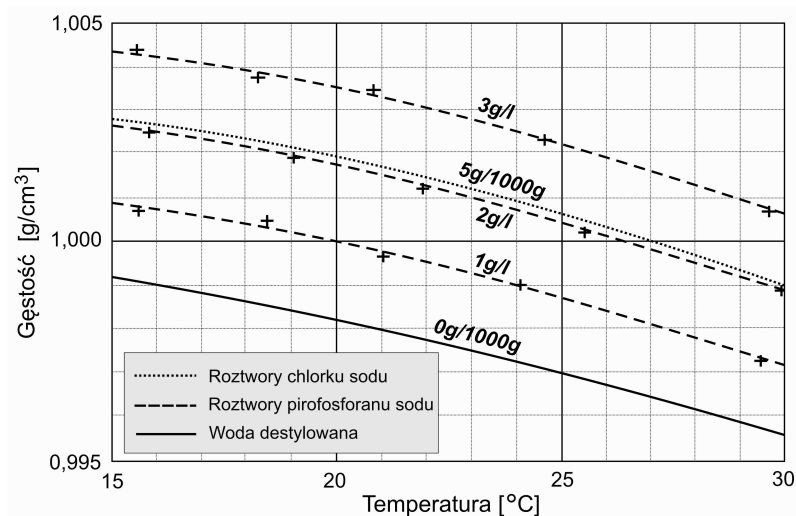
Gęstość roztworu heksametafosforanu sodu o stężeniu 2 g/l w różnych temperaturach [g/cm³]																			
15,8°C				19,5°C				22,0°C				24,8°C				29,7°C			
Areometr				areometr				areometr				areometr				areometr			
A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia
1,0011	1,0013	1,0015	1,0013	1,0012	1,0011	1,0008	1,0010	1,0006	1,0003	1,0002	1,0004	1,0010	0,9997	0,9999	0,9998	0,9985	0,9984	0,9980	0,9983
Gęstość roztworu heksametafosforanu sodu o stężeniu 4 g/l w różnych temperaturach [g/cm³]																			
16,3°C				20,4°C				24,3°C				26,5°C				28,6°C			
Areometr				areometr				areometr				areometr				areometr			
A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia	A1	A2	A3	średnia
1,0041	1,0036	1,0037	1,0038	1,0031	1,0028	1,0030	1,0030	1,0025	1,0023	1,0019	1,0022	1,0018	1,0019	1,0015	1,0017	1,0016	1,0011	1,0014	1,0013

3. Gęstość roztworów

Gęstość roztworów pirofosforanu sodu w wodzie destylowanej

Na rysunku 3. przedstawiono średnie z pomiarów trzema areometrami wartości gęstości roztworów pirofosforanu sodu o stężeniu 1, 2 i 3 g/l. Przedstawiono również monotoniczne linie aproksymujące wyniki badań. Dla porównania na rys. 3. pokazano linię obrazującą zależność gęstości wody destylowanej [4] i linię obrazującą zależność od temperatury gęstości roztworu chlorku sodu

w wodzie destylowanej o stężeniu 5 g/1000 g roztworu. Wszystkie linie obrazujące zmiany gęstości roztworów są prawie równoległe do linii zmian gęstości wody destylowanej.



Rys. 3. Gęstość roztworów pirofosforanu sodu w wodzie destylowanej

Fig. 3. Density of sodium pyrophosphate solutions in distilled water

Tabela 4. Gęstości roztworów pirofosforanu sodu w wodzie destylowanej

Table 4. Density of sodium pyrophosphate solutions in distilled water

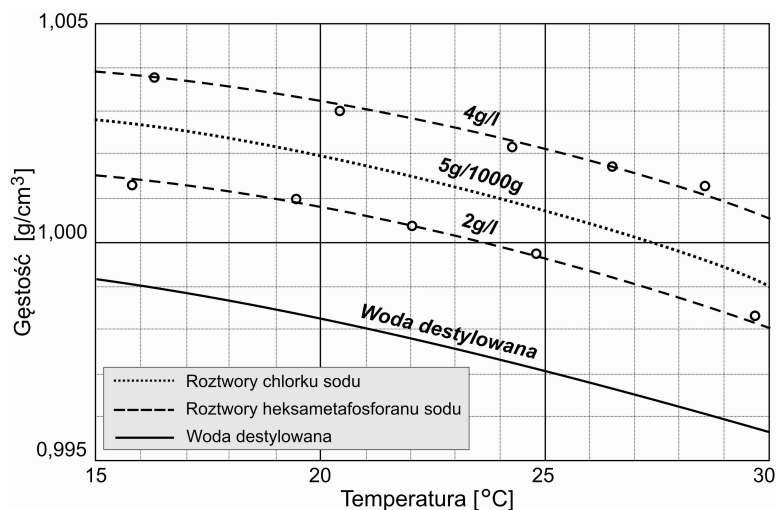
Stężenie roztworu [g/l]	Gęstość roztworów w temperaturze [g/cm ³]						
	15°C	17,5°C	20°C	22,5°C	25°C	27,5°C	30°C
1	1,00092	1,00047	1,00003	0,99945	0,99886	0,99817	0,99747
2	1,00272	1,00227	1,00183	1,00125	1,00066	0,99997	0,99927
3	1,00437	1,00392	1,00348	1,00290	1,00231	1,00162	1,00092

W tabeli 4. zestawiono gęstości roztworów pirofosforanu sodu w wodzie destylowanej odczytane z wykresów na rys. 3. dla wartości temperatury: 15, 17,5, 20, 22,5, 25, 27,5, 30°C.

Gęstość roztworów heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej

Na rysunku 4. za pomocą punktów zilustrowano średnie pomiarów trzema areometrami wartości gęstości roztworów heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej o stężeniu 2 i 4 g/l. Naniesiono również monotoniczne linie aprok-

symulujące wyniki badań. Na rysunku 4. pokazano zależność gęstości wody destylowanej [4] i linię obrazującą zależność od temperatury gęstości roztworu chloru sodu w wodzie destylowanej o stężeniu 5 g/1000 g roztworu. W przybliżeniu można przyjąć, że wszystkie linie obrazujące gęstości roztworów są równoległe do linii zmian gęstości wody destylowanej.



Rys. 4. Gęstość roztworów heksametfosforanu sodu w wodzie destylowanej

Fig. 4. Density of sodium hexametaphosphate solutions in distilled water

Tabela 5. Gęstości roztworów heksametfosforanu sodu w wodzie destylowanej

Table 5. Density of sodium hexametaphosphate solutions in distilled water

Stężenie roztworu [g/l]	Gęstość roztworów w różnej temperaturze [g/cm ³]						
	15°C	17,5°C	20°C	22,5°C	25°C	27,5°C	30°C
2	1,00169	1,00124	1,00080	1,00022	0,99963	0,99894	0,99824
4	1,00414	1,00369	1,00325	1,00267	1,00208	1,00139	1,00069

W tabeli 5. zestawiono gęstości roztworów heksametfosforanu sodu w wodzie destylowanej odczytane z wykresów pokazanych na rys. 4. dla wartości temperatury: 15, 17,5, 20, 22,5, 25, 27,5, 30°C.

4. Wnioski

Wykalibrowane areometry stosowane do analizy areometrycznej mogą być użyte do wyznaczania gęstości roztworów pirofosforanu sodu i heksametfosforanu sodu w wodzie destylowanej o małym stężeniu. Zależność gęstości bada-

nych roztworów od temperatury można uważać za identyczną z zależnością gęstości wody destylowanej od temperatury. Zależność gęstości roztworów od temperatury nie jest liniowa, zatem współczynnik rozszerzalności objętościowej nie jest stały.

Literatura

- [1] Kubrak J.: Hydraulika techniczna. Wydawnictwa SGGW, Warszawa 1998.
- [2] Mizerski W., Nowaczek W.: Tablice fizyczno-astronomiczne. Wydawnictwo Adamantan, Warszawa 1995.
- [3] PKN-CEN ISO/TS 17892-4: Badania geotechniczne. Badania laboratoryjne gruntów. Część 4: Oznaczenia składu granulometrycznego. PKN, Warszawa 2009.
- [4] PN-88/B-04481: Grunty budowlane. Badania próbek gruntu. PKN, Warszawa 1988.

DENSITY OF SODIUM PYROPHOSPHATE AND SODIUM HEXAMETAPHOSPHATE SOLUTIONS IN WATER

Summary

Solutions of sodium pyrophosphate and sodium hexametaphosphate in distilled water are used as dispersing agents in grain-size analysis of soils, in which coagulation occurs. In hydrometer analysis in order to define the percentage of fine particle distribution it is necessary to know the solution density used to prepare soil suspension. The density of soil solutions and suspensions is measured by a hydrometer. Three different density hydrometers calibrated by measuring the well-known density of distilled water at different temperatures were used to measure the density.

In accordance with the geotechnical standards, solutions of sodium pyrophosphate and sodium hexametaphosphate were prepared. Solutions of sodium pyrophosphate were tested at 1, 2, and 3 g/l concentration and sodium hexametaphosphate – at 2, 4 g/l concentration at temperatures from 15.5 to 30°C.

The dependence of the density of sodium pyrophosphate and sodium hexametaphosphate solutions in distilled water is similar to the dependence of density of sodium chloride solution in distilled water, well-known from the literature. The dependence of the density of sodium pyrophosphate and sodium hexametaphosphate solutions on the temperature is not linear, therefore, the volume expansion coefficient, similarly to distilled water, is not constant. The test results can be helpful in temperature correction of the hydrometer analysis of groundwater suspensions.

Keywords: solutions, hydrometer analysis, solution density

Przyjęto do redakcji: 10.10.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.126

Katarzyna DOŁŻYK¹
Zenon SZYPCIO²

ANALIZA AREOMETRYCZNA W ŚWIETLE TEORII PKN-CEN ISO/TS 17892-4 I PN-88/B-04481

W pracy analizowano zagadnienie określania składu granulometrycznego gruntu metodą analizy areometrycznej. W analizie areometrycznej jako średnicę zastępczą drobnej cząstki gruntu uważa się średnicę kulki opadającej z tą samą prędkością co rzeczywista cząstka. Prędkość opadania cząstek, gęstości zawiesiny gruntowej mierzonej areometrem jest określona wzorem Stokesa. W normach podano procedury umożliwiające analizę granulometryczną gruntów o znacznej zawartości cząstek drobnych. Korzystając z zaleceń różnych norm, otrzymuje się jednak nieco różne krzywe uziarnienia. Jest to szczególnie istotne przy stosowaniu dyspergentów w przygotowaniu zawiesiny gruntowej. Dyspergenty wpływają na gęstość i lepkość zawiesiny, a zatem wpływają na prędkość opadania cząstek w roztworze. Pokazano, że wzór na określenie średnic cząstek podany w normie PKN-CEN ISO/TS 17892-4 jest błędny i wymaga korekty. Wskazano, że ze względu na dużą dynamikę procesu w początkowej fazie sedymentacji pierwszy pomiar gęstości zawiesiny gruntowej powinien być wykonany po 3-4 min od rozpoczęcia sedymentacji. W początkowej fazie sedymentacji ($t < 300$ s) powinien być stosowany współczynnik korekcyjny zależny od kształtu areometru i składu granulometrycznego gruntu, z którego wykonano zawiesinę.

Słowa kluczowe: grunty, skład granulometryczny, analiza areometryczna

1. Wprowadzenie

Skład granulometryczny jest podstawową cechą fizyczną gruntu. Jeżeli więcej niż 10% ziaren jest mniejszych niż 0,063 (0,075) mm, skład granulometryczny jest oznaczany metodą sitową i sedymentacyjną [1, 3, 5-8]. W Polsce jako metoda sedymentacyjna jest preferowane stosowanie metody areometrycznej. Na dokładność badań areometrycznych mają wpływ zarówno przyrządy: areometr, termometr, cylinder sedymentacyjny, materiały stosowane do przygo-

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Katarzyna Dołżyk, Politechnika Białostocka, ul. Wiejska 45E, 15-351 Białystok, tel. 797995980, k.dolzyk@pb.edu.pl

² Zenon Szypcio, Politechnika Białostocka, ul. Wiejska 45E, 15-351 Białystok, tel. 797995977, z.szypcio@pb.edu.pl

towania zawiesiny gruntowej, jak i doświadczenie laboranta wykonującego badanie [3, 4, 11]. W badaniach istotne znaczenie mają lepkość i gęstość roztworu zastosowanego do przygotowania zawiesiny gruntu [2, 10]. Czynniki te znacząco wpływają na prędkość opadania cząstek [9]. Roztworem może być woda destylowana dla gruntów niekoagulujących i woda destylowana z dodatkiem czynnika rozpraszającego dla gruntów koagulujących. W badaniach areometrycznych czynnikiem rozpraszającym może być dodatek 2 g/1000 ml pirofosforanu sodu lub 4 g/1000 ml heksametafosforanu sodu [6]. Ponadto lepkość i gęstość zależą od temperatury [2, 10]. Jako temperaturę referencyjną przyjmuje się 20°C, przy której są skalowane areometry, termometry oraz cylindry i przy której wprowadza się odpowiednią poprawkę temperaturową, gdy badania są wykonywane w innej temperaturze. Należy zauważyć, że w badaniach areometrycznych są stosowane nieco różne procedury badawcze i wzory do obliczania średnicy zastępczej [5-7].

W pracy będzie analizowany wpływ właściwości roztworu i zastosowanej procedury badawczej na wyniki badań. Przy obliczaniu średnicy zastępczej będzie zastosowana czysta teoria Stokesa, wzór podany w PKN-CEN ISO/TS 17892-4 i normie PN-88/B-04481. W pracy wykazano, że wzór podany w normie PKN-CEN ISO/TS 17892-4 nie jest prawidłowy.

2. Przyrządy i materiały

Areometr musi precyzyjnie mierzyć gęstość zawiesiny gruntowej w granicach $0,995 \leq \rho \leq 1,030 \text{ g/cm}^3$ [1, 3, 5-7]. W badaniach areometrycznych istotny jest nie tylko pomiar gęstości z dużą dokładnością, ale również kształt areometru [9]. Kalibracji areometrów dokonuje się w roztworach o jednorodnej gęstości, a zawiesina gruntu podczas sedymentacji nie jest jednorodna. W początkowej fazie sedymentacji ma to wpływ na wyniki pomiarów [9].

Termometry stosowane w laboratoriach geotechnicznych mają zwykle odpowiedni kształt i dokładność 0,1°C wystarczającą do pomiarów temperatury zawiesiny. W literaturze zwraca się uwagę na to, aby grunt użyty do wykonania zawiesiny miał temperaturę bliską temperaturze roztworu [1, 3].

Cylinder sedymentacyjny wyskalowany w temperaturze 20°C powinien umożliwiać wykonanie badania i mieć średnicę wewnętrzną nie mniejszą niż dwukrotna średnica nurnika areometru [6]. Zbyt mała średnica cylindra sedymentacyjnego wywołuje znaczne zakłócenie sedymentacji w początkowej fazie procesu [9].

Niektóre grunty koagulują i konieczne jest stosowanie roztworów z dodatkiem czynnika rozpraszającego. W normie [6] dopuszcza się stosowanie dodatku 2 g pirofosforanu sodu w 1000 ml wody lub 4 g heksametafosforanu sodu w 1000 ml wody. Jednak nawet tak małe dodatki czynnika rozpraszającego (dyspergentu) zmieniają gęstość i lepkość roztworu [2, 10].

Grunt musi być przygotowany do analizy areometrycznej celem eliminacji części organicznych i węgla wapnia [6, 7]. Ważne jest, aby w badaniach wykorzystywano odpowiednią masę gruntu [1, 6].

3. Procedury badawcze

Zgodnie z normą PN-81/B-04481 [7] stosowaną w Polsce przez ponad 20 lat należało wykonać kalibrację areometru według opisanej procedury. W normie [7] opisano procedurę stabilności zawiesiny. W razie konieczności należy stosować dodatek stabilizatorów nieorganicznych (np. węgiel sodu, kwaśny fosforan sodu). Mieszaninę mieszało się ręcznie, przewracając cylinder z zawiesiną 30-krotnie w ciągu jednej minuty. Zanurzanie i wyjmowanie areometru powinno się odbywać powolnym ruchem i trwać nie krócej niż 10 s, a rozpoczynać 20 s przed wykonaniem odczytu. Należy zauważyć, że w początkowej fazie sedymentacji proces jest bardzo dynamiczny i taka procedura może znacząco zakłócić wyniki badań [9]. W normie [7] zalecano odczyty po 30 s, 1, 2, 5, 15, 30 min i 1, 2, 4, 24 h. Analizę areometryczną wykonuje się dla cząstek przechodzących przez sito 0,075 mm.

Zgodnie z normą PKN-CEN ISO/TS 17892-4 areometr powinien być szklany w kształcie torpedy, symetryczny względem głównej osi. Nie określono bardziej szczegółowo kształtu areometru. Na rynku są dostępne areometry o różnych kształtach spełniających wymagania normy [2]. W początkowej fazie sedymentacji ($t < 900$ s) może to mieć wpływ na wyniki pomiarów [9].

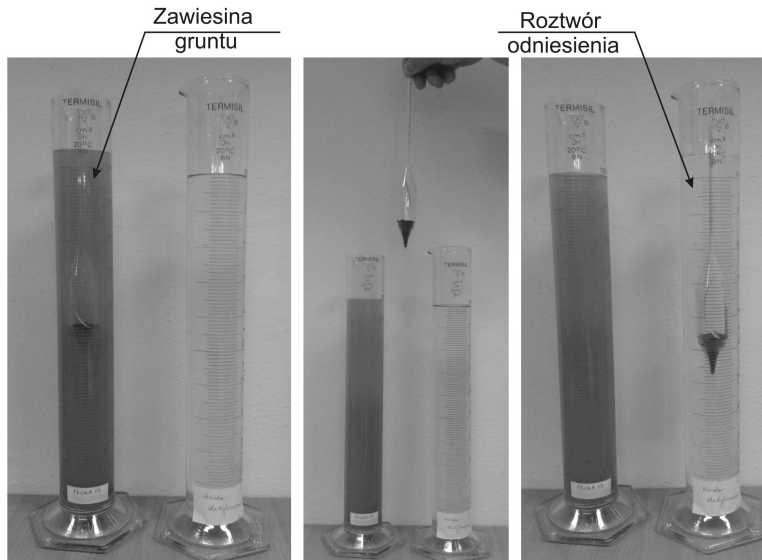
Zgodnie z normą czynnikiem rozpraszającym może być pirofosforan sodu lub heksametafosforan sodu [6]. Nie podano w normie wzorów chemicznych tych odczynników, traktując, że stosowanie tych dyspergentów o nieco różnym składzie chemicznym i kwasowości nie ma istotnego wpływu na wyniki badań [3]. Roztwory z tymi odczynnikami mają jednak różne gęstości i lepkości [2, 10]. Nadtlenek wodoru należy stosować do usuwania materii organicznej, a kwas solny do usuwania węglików.

W normie nie wskazano procedury mieszania zawiesiny, zalecając jedynie używanie mechanicznych wstrząsarek, które nie będą powodować degradacji cząstek gruntu. Przygotowana zawiesina powinna pozostawać w stanie nienaruszonym przynajmniej przez 12 h. Celem ułatwienia badań należy przygotować cylinder zawierający roztwór odniesienia składający się z 100 ml odczynnika rozpraszającego i 900 ml wody destylowanej [6] (rys. 1.).

Po wykonaniu odczytu w zawiesinie gruntu areometr przekłada się do cylindra z roztworem odniesienia i wykonuje odczyt (rys. 1.). Różnica odczytów świadczy o różnej gęstości i znacznie ułatwia obliczanie zawartości cząstek o średnicy mniejszej niż średnica (d_i) określona dla danego zanurzenia areometru w zawiesinie gruntu.

Zgodnie z normą [6] najważniejszym przedziałem będą odczyty w 4, 8, 30, 60, 120, 480 min i po 24 h, licząc od początku okresu sedymentacji. Wykonanie

pierwszego odczytu po 4 min jest wskazane ze względu na dużą dynamikę procesu sedymentacji w początkowym okresie i związanymi z tym błędami interpretacji wyników [9]. Zgodnie z normą [6] wykonuje się analizę areometryczną dla cząstek przechodzących przez sito o wymiarze oczka 0,063 mm.



Rys. 1. Wykonywanie odczytów w zawieszynie gruntu i roztworze odniesienia

Fig. 1. Carrying out readings in suspension and reference solution

4. Opracowanie wyników badań

Rysunek 2. przedstawia fotografię typowego areometru stosowanego w geotechnice i charakterystyczne wielkości zgodne z normą [6]. Dla danego okresu sedymentacji (t) wykonuje się równoważny odczyt areometru (R_h'). Rzeczywisty odczyt areometru:

$$R_h = R_h' + c_m \quad (1)$$

gdzie c_m jest poprawką na menisku.

Rzeczywistą efektywną odległość (H_r) określającą położenie środka wyporu nurnika areometru w zawieszynie gruntu oblicza się ze wzoru [6, 7]:

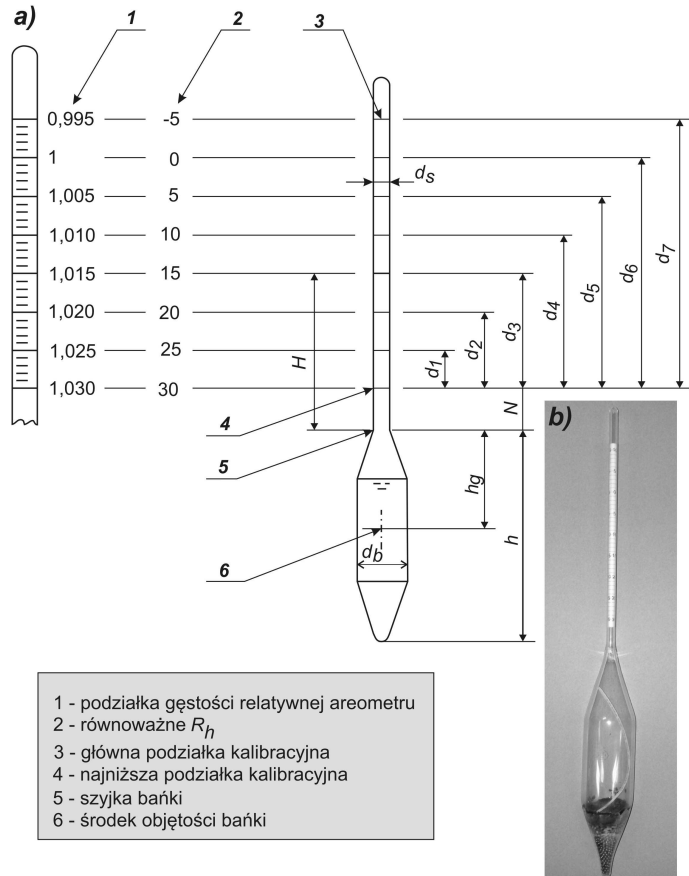
$$H_R = H + 0,5 \left(h - \frac{V_H}{900} L \right) \text{ [mm]} \quad (2)$$

gdzie: H – wysokość od szyjki bańki (nurnika) do podziałki R_h [mm],
 h – długość bańki (nurnika) [mm],

V_H – objętość bańki (nurnika) [ml],

L – odległość pomiędzy podziałką 100 a 1000 ml na cylindrze sedymentacyjnym [mm].

Zależność H_r lub H od R_h powinna być wyznaczona dla używanego w badaniach areometru.



Rys. 2. Wielkości charakterystyczne areometru: a) wielkości geometrii, b) fotografia areometru

Fig. 2. Characteristic hydrometer values: a) values of geometry, b) hydrometer photo

Zgodnie z teorią Stokesa średnica zastępcza ziarna pojawiającego się po czasie t na głębokości położenia środka wporu nurnika areometru określonego wartością H_r wynosi:

$$d_i = 0,04284 \sqrt{\frac{\eta_r}{\rho_s - \rho_r} \frac{H_r}{t}} \quad (3)$$

gdzie: η_r – dynamiczna lepkość roztworu [mPas],
 ρ_s – gęstość właściwa szkieletu gruntowego [g/cm^3 , t/m^3],
 ρ_r – gęstość roztworu w temperaturze badania [g/cm^3 , t/m^3],
 H_r – rzeczywista efektywna odległość zgodnie ze wzorem (2) [mm],
 t – czas mierzony od początku sedimentacji [s].

W literaturze można spotkać inną postać wzoru (3) wynikającą ze stosowania różnych jednostek wyrażających η [g/cms], H_r [cm] i t [min].

Jeżeli przyjmiemy, że referencyjną temperaturą badań jest 20°C , to dla wody destylowanej jako roztworu lepkość dynamiczna $\eta_r = \eta_w = 1,002$ mPas, a gęstość $\rho_r = \rho_w = 0,9982$ g/cm^3 [6]. Jeżeli roztworem jest woda destylowana z dodatkiem pirofosforanu sodu (2 g/1000 ml), to $\eta_r = \eta_P = 0,597$ mPas [9], natomiast $\rho_r = \rho_P = 1,00348$ g/cm^3 [2]. Jeżeli roztworem jest woda destylowana z dodatkiem heksametafosforanu sodu, to $\eta_r = \eta_H = 0,430$ mPas [9], a $\rho_r = \rho_H = 1,00325$ g/cm^3 [2]. Ponieważ w normie [6] nie ma podanych charakterystyk roztworów z dodatkiem pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu możliwe jest stosowanie wzorów równoważnych do wzoru (3) zawierających pod pierwiastkiem lepkość i gęstość wody destylowanej. Można zatem napisać:

$$d_i = A_P \sqrt{\frac{\alpha_P \eta_w}{\rho_s - \beta_P \rho_w} \frac{H_r}{t}} \quad (4)$$

dla roztworu z pirofosforanem sodu oraz

$$d_i = A_H \sqrt{\frac{\alpha_H \eta_w}{\rho_s - \beta_H \rho_w} \frac{H_r}{t}} \quad (5)$$

dla roztworu z heksametafosforanem sodu, przy czym:

$$\alpha_P = \frac{\eta_P}{\eta_w}, \quad \beta_P = \frac{\rho_P}{\rho_w} \quad (6a)$$

$$\alpha_H = \frac{\eta_H}{\eta_w}, \quad \beta_H = \frac{\rho_H}{\rho_w} \quad (6b)$$

A_P i A_H są to odpowiednie współczynniki korygujące wprowadzone po to, aby wartości d_i obliczone z równania (3) dla wody, wody z pirofosforanem sodu (4) i wody z heksametafosforanem sodu były sobie równe. Dla temperatury 20°C : $\alpha_P = 0,5958$, $\beta_P = 1,0053$, $\alpha_H = 0,429$, $\beta_H = 1,0051$.

Przyjmując $\rho_w \approx \rho_P \approx \rho_H = 1,0$ g/cm^3 odpowiednie wzory wynikające z teorii Stokesa na średnicę zastępczą (d_i) dla różnych roztworów w temperaturze 20°C mają postać:

1) dla wody destylowanej

$$d_i = 0,04284 \sqrt{\frac{\eta_w}{\rho_s - 1} \frac{H_r}{t}} \text{ [mm]} \quad (7)$$

2) dla roztworu pirofosforanu sodu

$$d_i = 0,05556 \sqrt{\frac{\eta_w}{\rho_s - 1} \frac{H_r}{t}} \text{ [mm]} \quad (8)$$

3) dla roztworu heksametafosforanu sodu

$$d_i = 0,06547 \sqrt{\frac{\eta_w}{\rho_s - 1} \frac{H_r}{t}} \text{ [mm]} \quad (9)$$

Dla roztworów wody destylowanej, wody destylowanej z dodatkiem pirofosforanu sodu i wody destylowanej z dodatkiem heksametafosforanu sodu można zapisać wzorem:

$$d_i = 0,05462 \sqrt{\frac{\eta_w}{\rho_s - 1} \frac{H_r}{t}} \quad (10)$$

Zgodnie z normą PN-88/B-04481 [7] średnice można określić ze wzoru lub ze średnic zastępczych (d_{wz}) określonych dla wody i $H_r = 16$ cm. Dla innych wartości H_r należy stosować współczynnik przeliczeniowy k i określać d_i , korzystając ze wzoru [7]:

$$d_i = k d_{wz} \quad (11)$$

gdzie $k = 0,25 \sqrt{H_r}$ (H_r [cm]).

Niezależnie jest obliczana d_i procentowa zawartość cząstek mniejszych od obliczonych wcześniej.

Zgodnie z normą [6] procentową zawartość cząstek o średnicy mniejszej oblicza się ze wzoru:

$$K = \frac{100 \rho_s}{m(\rho_s - 1)} R_d \quad (12)$$

gdzie zmodyfikowany odczyt areometru

$$R_d = R_h' - R_0' \quad (13)$$

przy czym R_0' jest obserwowanym odczytem w roztworze odniesienia, m zaś masą szkieletu gruntowego do badań areometrycznych [g]. Jeżeli gęstość roztworu odniesienia nie jest mierzona, to należy zastosować poprawkę temperaturową i we wzorze (13) wstawić poprawioną wartość:

$$R_0' (\text{poprawione}) = R_0' + CT \quad (14)$$

gdzie CT podano w tabeli normy [6].

W normie [6] stwierdzono, że poprawka na czynnik rozpraszający jest ujęta w obliczeniach. Wartości d_i wyznaczone z równania nie są wartościami zgodnymi z teorią Stokesa, a uwzględnione już zmiany gęstości i lepkości roztworu użytego do analizy areometrycznej powstałe w wyniku stosowania dyspergentu wprowadzono jako skorygowany współczynnik we wzorze na d_i .

W normie PN-88/B-04481 [7] dla oznaczeń przyjętych w pracy można zapisać wzór:

$$K = \frac{100\rho_s}{m(\rho_s - \rho_w)} (R_h + c + \Delta R + a) \quad (15)$$

gdzie: R_h – skrócony odczyt dla czasu trwania sedymentacji,

c – poprawka dotycząca menisku,

ΔR – poprawka skali areometru,

a – poprawka temperatury.

Procedura obliczania zawartości procentowej cząstek mniejszych od d według normy [6] jest prostsza do tej zaproponowanej w normie [7].

Procentowa zawartość cząstek o średnicy d mniejszej niż d_i w gruncie jest równa:

$$K^* = K \frac{m^*}{m_s} \quad (16)$$

gdzie m^* jest masą szkieletu gruntowego, która przechodzi przez sito 0,063 (0,075) mm, m_s zaś masą szkieletu gruntowego wykorzystaną do badań analizy granulometrycznej.

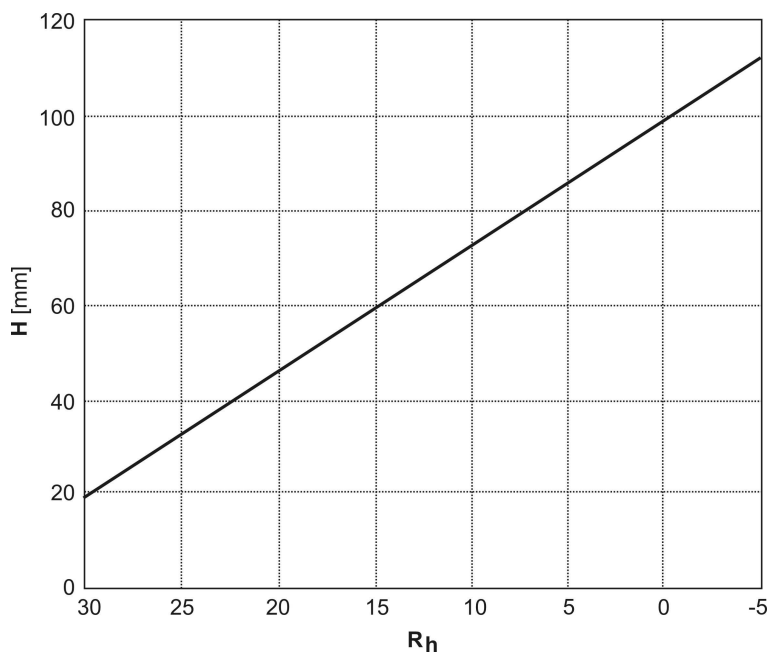
5. Przykład

Wykonano analizę granulometryczną gliny piaszczystej (saCl). Najmniejsze użyte sito miało oczko o wymiarach 0,075 mm. Dla cząstek mniejszych od 0,075 mm wykonano analizę areometryczną za pomocą areometru pokazanego na rys. 2. o wymiarach zestawionych w tab. 1. Zależność H od R_h dla zastosowanego areometru pokazano na rys. 3.

Tabela 1. Charakterystyczne wymiary areometru

Table 1. Characteristic dimensions of hydrometer

d_b [mm]	d_s [mm]	h [mm]	h_g [mm]	N [mm]	d_1 [mm]	d_2 [mm]	d_3 [mm]	d_4 [mm]	d_5 [mm]	d_6 [mm]	d_7 [mm]
30	5	140	70	20	13,5	27,0	40,5	54,0	67,5	81,0	93,5

Rys. 3. Zależność $H - R_h$ Fig. 3. $H - R_h$ dependence

Wykonano trzy niezależne analizy areometryczne, stosując jako roztwór kolejno: wodę destylowaną, wodę destylowaną z dodatkiem 2 g/1000 ml pirofosforanu sodu i wodę destylowaną z dodatkiem 4 g/1000 ml heksametafosforanu sodu. Pomiar w roztworze wody destylowanej wykonano w 22,5°C, w roztworze pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu zaś w temperaturze 23°C. Średnice zastępcze i procentową zawartość ziaren mniejszych od d_i określono zgodnie z procedurą zalecaną w normie PKN-CEN ISO/TS 17892-4, stosując wzór wynikający z teorii Stokesa (3).

Wartości lepkości roztworów η_w , η_p , η_H zaczerpnięto z pracy [9], a gęstości ρ_w , ρ_p , ρ_H z [2]. Wartości średnic zastępczych otrzymanych w tych analizach oznaczono odpowiednio jako d_w , d_p , d_H . Wyniki pomiarów zestawiono w tab. 2-4. Wyniki analizy sitowej i areometrycznej pokazano na rys. 4.

Tabela 2. Wyniki pomiarów w roztworze wody destylowanej

Table 2. Measurement results in distilled water solution

Wielkość	Czas sedimentacji [s]									
	30	60	120	300	900	1800	3600	7 00	14400	86400
R_h [-]	10,30	10,10	10,00	9,20	7,50	6,30	6,00	5,30	4,00	2,50
H [mm]	68,50	69,50	70,00	71,50	76,00	79,50	80,50	82,50	85,50	89,50
H_r [mm]	140,5	141,5	142,0	143,5	148,0	151,5	152,5	154,5	157,5	161,5
d_w [mm]	0,0669	0,0482	0,0344	0,0220	0,0129	0,0093	0,0066	0,0047	0,0033	0,0014
R_{h0} [-]	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
R_d [-]	9,80	9,60	9,50	8,70	7,00	5,80	5,50	4,80	3,50	2,00
m [g]	16,88	16,88	16,88	16,88	16,88	16,88	16,88	16,88	16,88	16,88
K [%]	92,078	90,199	89,259	81,743	65,770	54,495	51,676	45,099	32,885	18,791
K^* [%]	46,776	45,821	45,344	41,525	33,411	27,684	26,252	22,911	16,706	9,546

Tabela 3. Wyniki pomiarów w roztworze wody destylowanej i 2 g/1000 ml pirofosforanu sodu

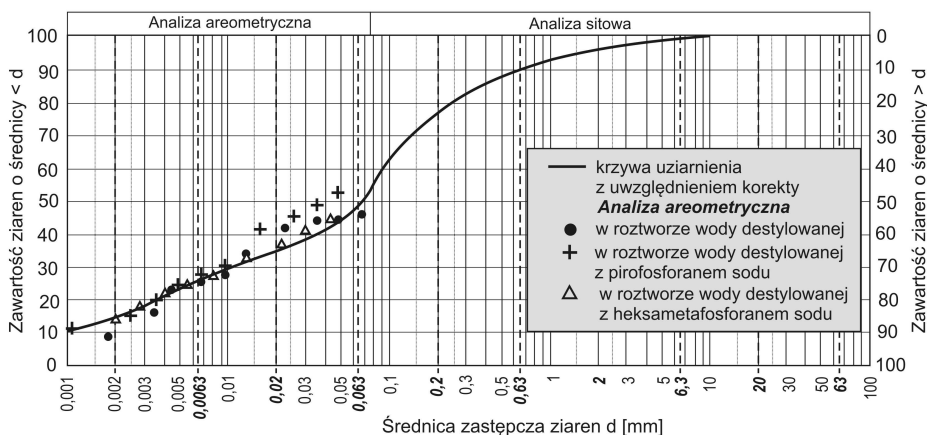
Table 3. Measurement results in distilled water and 2 g/1000 ml of sodium pyrophosphate solution

Wielkość	Czas sedimentacji [s]									
	30	60	120	300	900	1800	3600	7200	14400	86400
R_h [-]	12,90	12,30	11,50	10,60	8,30	7,80	7,00	6,00	5,30	4,20
H [mm]	60,50	64,00	66,00	68,50	74,50	75,50	77,50	80,50	82,00	85,00
H_r [mm]	132,50	136,00	138,00	140,50	146,50	147,50	149,50	152,50	154,00	157,00
d_p [mm]	0,0490	0,0357	0,0256	0,0164	0,0097	0,0069	0,0049	0,0035	0,0025	0,0010
R_{h0} [-]	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70
R_d [-]	11,20	10,60	9,80	8,90	6,60	6,10	5,30	4,30	3,60	2,50
m [g]	17,63	17,63	17,63	17,63	17,63	17,63	17,63	17,63	17,63	17,63
K [%]	100,957	95,549	88,337	80,225	59,492	54,985	47,774	38,760	32,450	22,535
K^* [%]	51,690	48,921	45,229	41,075	30,460	28,153	24,460	19,845	16,615	11,538

Tabela 4. Wyniki pomiarów w roztworze wody destylowanej i 4 g/1000 ml heksametafosforanu sodu

Table 4. Measurement results in distilled water and 4 g/1000 ml of sodium hexametaphosphate solution

Wielkość	Czas sedimentacji [s]									
	30	60	120	300	900	1800	3600	7200	14400	86400
R_h [-]	12,80	12,00	11,20	10,30	9,50	9,00	8,20	7,40	6,90	6,00
H [mm]	61,50	64,10	66,50	68,00	70,00	72,00	74,00	76,50	77,50	79,50
H_r [mm]	133,50	136,10	138,50	140,00	142,00	144,00	146,00	148,50	149,50	151,50
d_H [mm]	0,0412	0,0299	0,0215	0,0137	0,0080	0,0057	0,0041	0,0029	0,0021	0,0008
R_{h0} [-]	3,50	3,50	3,50	3,50	3,50	3,50	3,50	3,50	3,50	3,50
R_d [-]	9,30	8,50	7,70	6,80	6,00	5,50	4,70	3,90	3,40	2,50
m [g]	17,04	17,04	17,04	17,04	17,04	17,04	17,04	17,04	17,04	17,04
K [%]	86,815	79,347	71,879	63,477	56,009	51,342	43,874	36,406	31,739	23,337
K^* [%]	44,710	40,864	37,018	32,691	28,845	26,441	22,595	18,749	16,345	12,019



Rys. 4. Wyniki pomiarów i krzywe uziarnienia z uwzględnieniem korekty

Fig. 4. Measurement results and grain-size distribution curves considering the corrected value

Dla $0,01 \text{ mm} < d < 0,075 \text{ mm}$ odnotowano znaczne różnice wynikające z dynamiki początkowej fazy sedimentacji. Dla $0,0025 \text{ mm} < d < 0,01 \text{ mm}$ wyniki trzech analiz można uważać za identyczne. W przedziale $0,001 \text{ mm} < d < 0,0025 \text{ mm}$ wyniki otrzymane w roztworach z dyspergentem mogą być uważane za jednakowe, natomiast wyniki otrzymane z analizy w roztworze wody destylowanej jako zaniżone.

W przypadku $d < 0,0025 \text{ mm}$ wyniki otrzymane z analizy areometrycznej w roztworze wody destylowanej są zaniżone, co może dowodzić, że drobne cząstki gruntu koagulowały i konieczny był dodatek dyspergentu. Fakt ten był pewną niespodzianką dla autorów pracy, gdyż nie było widocznych oznak koagulacji po przygotowaniu zawiesiny gruntowej.

Najbardziej płynny rozkład uziarnienia otrzymano, wykonując analizę w roztworze wody destylowanej z dodatkiem $4 \text{ g}/1000 \text{ ml}$ heksametafosforanu sodu. Korzystając z otrzymanych wyników, wyznaczono współczynnik korekcyjny zgodnie z procedurą podaną w pracy [9]. Wartości tego współczynnika α wynoszą odpowiednio: 0,9; 0,86; 0,93; 0,97 i 1,0 dla czasów odczytów 15, 30, 60, 120 i $t > 300 \text{ s}$. Krzywą uziarnienia z uwzględnieniem korekty otrzymaną dla tej analizy przedstawia również rys. 4.

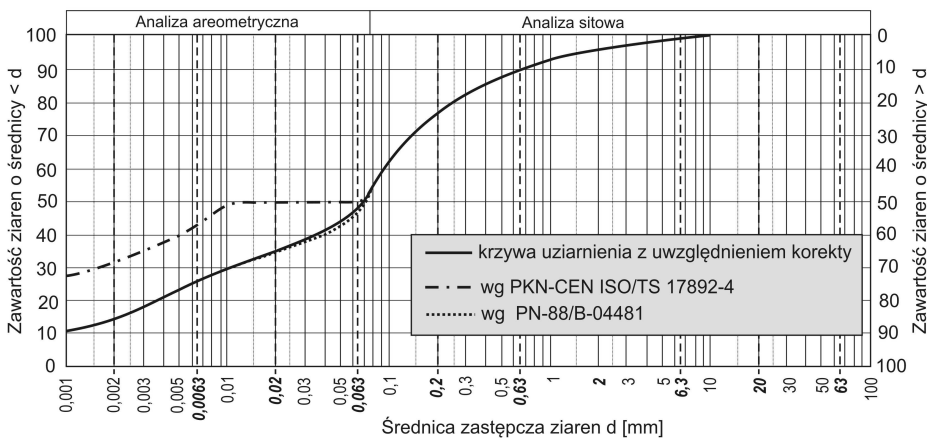
Tabela 5. Średnice zastępcze zgodne z teorią, PKN-CEN ISO/TS 17892-4 i PN-88/B-04481

Table 5. Equivalent diameter according to the theory, PKN-CEN ISO/TS 17892-4 and PN-88/B-04481

Wielkość	Czas sedimentacji [s]									
	30	60	120	300	900	1800	3600	7200	14400	86400
H_r [mm]	140,5	141,5	142,0	143,5	148,0	151,5	152,5	154,5	157,5	161,5
d_w [mm]	0,0669	0,0482	0,0344	0,0220	0,0129	0,0093	0,0066	0,0047	0,0033	0,0014
d_w^* [mm]	0,00864	0,00623	0,00445	0,00284	0,00167	0,00120	0,00085	0,00060	0,00043	0,00018
d_{wz} [mm]	0,0735	0,052	0,0365	0,023	0,013	0,00945	0,0067	0,00475	0,0033	0,0014
k [-]	0,945	0,949	0,950	0,955	0,970	0,981	0,984	0,991	1,000	1,012
d_T [mm]	0,0695	0,0493	0,0347	0,0220	0,0126	0,00927	0,0066	0,0047	0,0033	0,0014
$\frac{d_T}{d_w}$ [-]	1,040	1,023	1,009	1,000	0,997	0,997	1,000	1,000	1,000	1,000
$\frac{d_w}{d_w^*}$ [-]	7,743	7,737	7,730	7,746	7,725	7,750	7,765	7,833	7,674	7,778

Obliczono także średnice zgodnie z normą PKN-CEN ISO/TS 17892-4 [6], oznaczając je jako d_w^* , oraz zgodnie z normą PN-88/B-04481 [7], oznaczając je jako d_T . Wartości średnicy zastępczej dla roztworu wody destylowanej oznaczono jako d_w . Wartości d_w , d_w^* i d_T zestawiono w tab. 5.

Należy zauważyć, że $d_T/d_w \approx 1,0$ to wartości średnicy zastępczej otrzymane z teorii Stokesa bardzo bliskie wartościom otrzymanym z normy PN-88/B-04481. Ponieważ $d_w/d_w^* \approx 7,4$, wartości otrzymane zgodnie z normą [6] są ponad siedmiokrotnie zaniżone w stosunku do otrzymanych z teorii Stokesa. Wartości d_w są określone dla wody destylowanej, a nie dla wody destylowanej z dyspergentem. Dla roztworu wody z dyspergentem wartości średnic należy obliczyć ze wzoru (10), a nie (3). Zatem dla wartości d_w obliczonych ze wzoru (10) stosunek $d_w/d_w^* \approx 10$. Świadczy to o tym, że w normie [6] wzór na obliczanie średnic zastępczych jest błędny i wymaga korekty. Traktując krzywą uziarnienia gruntu pokazaną na rys. 4. jako krzywą referencyjną, uzyskano krzywe granulometryczne gruntu otrzymane z norm [6] i [7], które zilustrowano na rys. 5.



Rys. 5. Krzywe uziarnienia według teorii, PKN-CEN ISO/TS 17892-4 i PN-88/B-04481

Fig. 5. Grain-size distribution curves according to the theory, PKN-CEN ISO/TS 17892-4 and PN-88/B-04481

Krzywe otrzymane z teorii Stokesa i normy [7] są sobie bardzo bliskie, krzywe zaś otrzymane na podstawie normy [6] bardzo się różnią od obu krzywych.

6. Wnioski

Do obliczania wyników analizy areometrycznej w początkowej fazie sedymentacji ($t < 300$ s) powinien być stosowany współczynnik korekcyjny. Dla gruntów (nawet wzrokowo) niekoagulujących wskazane jest stosowanie dyspergentów. Pierwszy odczyt powinien być wykonywany po 4 min sedymentacji (240 s), kiedy przebiega już stabilnie zgodnie z zaleceniami normy PKN-CEN ISO/TS 17892-4.

Zbliżone wyniki analizy areometrycznej uzyskane dla roztworów wody destylowanej, wody destylowanej z pirofosforanem sodu i wody destylowanej z heksametafosforanem sodu świadczą o prawidłowej gęstości i lepkości roztworów.

Wzór na obliczanie średnic zastępczych w normie PKN-CEN ISO/TS 17892-4 jest błędny i wymaga korekty.

Literatura

- [1] Bardet J.P.: Experimental soil mechanics. Prentice Hall, New Jersey 1997.
- [2] Dołżyk K., Chmielewska I.: Gęstości roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie. Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury, JCEEA, nr 4/2014, s. 55-63.
- [3] Geotechnical Engineering Bureau: Test method and discussion for the particle size analysis of soils by hydrometer method. New York State Department of Transportation, April 2007.
- [4] Gołębowska A., Hyb W.: Ocena niepewności wyników pomiarów w analizie areometrycznej gruntu. Geoinżynieria. Drogi Mosty Tunele, nr (4) 2008, s. 30-35.
- [5] Kalinski M.E.: Soil mechanics. Lab manual. John Wiley&Sons, USA 2011.
- [6] PKN-CEN ISO/TS 17892-4: Badania geotechniczne. Badania laboratoryjne gruntów. Część 4: Oznaczanie składu granulometrycznego. PKN, Warszawa 2009.
- [7] PN-88/B-04481: Grunty budowlane. Badania próbek gruntu.
- [8] Smolczyk W. (ed.): Geotechnical Engineering Handbook. Volume 1. Fundamentals. Ernst&Sohn, A Wiley Company, 2002.
- [9] Szypcio Z.: Początkowa faza sedymentacji w analizie areometrycznej gruntu. Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury, JCEEA, nr 4/2014, s. 223-237.
- [10] Szypcio Z., Dołżyk K.: Lepkość roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej. Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury, JCEEA, nr 4/2014, s. 239-249.
- [11] Verwaal W.: Soil mechanics. Laboratory manual. Geotechnical Laboratory of DGM, Thimphu Bhutan, February 2004.

HYDROMETER ANALYSIS IN RESPONSE TO THE THEORY, PKN-CEN ISO/TS 17892-4 AND PN-88/B-04481

S u m m a r y

The paper has analysed the issue of grain-size distribution of soil by hydrometer analysis. In hydrometer analysis the equivalent diameter of fine particle is considered to be the diameter of the descending soil particle at the same rate as the actual particle's rate. The speed of the descending particles, the density of the soil suspension measured by a hydrometer is given by Stokes' formula. For simplicity, various standards provide specified procedures to enable the granulometric soil analysis with a high content of fine particles. However, using the recommendations of the various standards, different grain size distribution curves are obtained. This is particularly important when using dispersants to create a soil suspension. Dispersants affect the density and viscosity of the suspension, and thus affect the rate of descent of the particles in the solution. It has been shown that the formula for determination of particle diameters specified in the standard PKN-CEN ISO/TS 17892-4 is wrong and needs to be corrected. It has been indicated that due to the high dynamics in the initial stage of the process of sedimentation of the first density measurement of the suspension density should be made 3-4 minutes after the start of sedimentation. In the initial phase of sedimentation ($t < 300$ s) there should be applied the correction factor depending on the shape of the hydrometer and granulometric composition of soil from which the suspension was made.

Keywords: soils, grain-size distribution, hydrometer analysis

Przestano do redakcji: 10.10.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.127

Galina KALDA¹

ANALIZA STANU ENERGETYKI WODNEJ W POLSCE

Przedmiotem analizy jest stan energetyki wodnej w Polsce, perspektywy wykorzystania jej w przyszłości oraz zalety i wady oddziaływania na środowisko. Zbiorniki retencyjne nie tylko sprzyjają rozwojowi energetyki, lecz również zabezpieczają przed powodzią czy też zapewniają dostawy wody pitnej. W pracy scharakteryzowano stan energetyki wodnej w kraju w latach 2007-2012. Pozyskanie energii wody w ostatnich latach jest zróżnicowane. Przyczyną takiego stanu są prawdopodobnie problemy z budową nowych elektrowni wodnych, a w szczególności związane z tym liczne formalności zniechęcające inwestorów. Innym powodem może być zmienność opadów w latach 2007-2012, przez co produkcja energii elektrycznej mogła być mniejsza. W pracy przedstawiono zasoby wodne Podkarpacia. Zmienność w odpływie powierzchniowym jest szczególnie odczuwalna przez gospodarkę i społeczeństwo w okresach wysokich lub bardzo niskich odpływów. Aby przeciwdziałać powodziom i równocześnie zatrzymać jak najwięcej wód, które mogłyby być spożytkowane w celach konsumpcyjnych, przemysłowych oraz rolniczych, w czasie niskiego stanu wody w rzekach są budowane zbiorniki zaporowe. Opisano oddziaływanie elektrowni wodnych na środowisko. Energia wodna jest najbardziej konwencjonalnym źródłem energii ze wszystkich odnawialnych źródeł energii. Energia ta pełni istotną rolę zarówno w środowisku przyrodniczym, jak i w gospodarce oraz kulturze. Elektrownie wodne nie tylko produkują energię elektryczną, ale też spełniają wiele innych funkcji, w tym ogólnospołeczne.

Słowa kluczowe: energetyka wodna, środowisko, elektrownie, zbiorniki

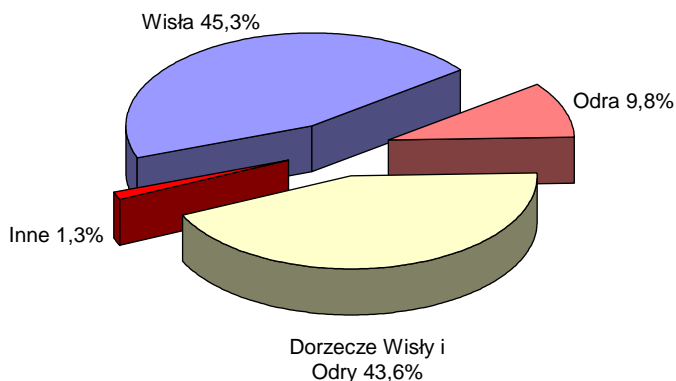
1. Wprowadzenie

Ponieważ Polska jest krajem nizinnym o stosunkowo niewielkich opadach, udział energii wodnej w produkcji energii elektrycznej nie jest znaczący. Udział energii wodnej w ogólnej produkcji energii elektrycznej wynosi 1,5%. Zasoby wodne w Polsce w ilości 13,7 GWh rocznie są wykorzystywane tylko w 12%. W Europie pod tym względem Polska zajmuje jedno z ostatnich miejsc.

W polskich warunkach klimatycznych retencja wody powinna być priorytetowym zadaniem polityki ekologicznej państwa. Budowanie zbiorników reten-

¹ Galina Kalda, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651068, kaldagal@prz.edu.pl

cyjnych nie tylko sprzyja rozwojowi energetyki, lecz również daje bezpieczeństwo przeciwpowodziowe oraz zapewnia dostawy wody pitnej. Rysunek 1. przedstawia rozkład wodnych zasobów energetycznych największych rzek Polski Odry i Wisły oraz ich dorzeczy.



Rys. 1. Rozkład wodnych zasobów energetycznych dużych rzek Polski

Fig. 1. Great rivers in Poland – arrangement of the energy water supplies

Jak wynika z rys. 1., największe zasoby energetyczne ma rzeka Wisła (45,3%). Równie duże zasoby mają dorzecza Wisły i Odry (43,6%). Mimo że Odra jest również dużą rzeką, to jej zasoby energetyczne wynoszą jedynie 9,8%.

Moc dużych elektrowni w Polsce wynosi ok. 2042 MW, większość z nich to elektrownie szczytowo-pompowe (ok. 67%). Łączna moc małych elektrowni wodnych wynosi 116,5 MW.

Największe w Polsce zapory wodne to:

- Żarnowiec – jest to elektrownia szczytowo-pompowa wybudowana w latach 1979-1983, moc turbiny 680 MW, a pompy 720 MW,
- Porąbka-Żar – elektrownia szczytowo-pompowa wybudowana w latach 1975-1979, moc turbiny wynosi 500 MW, a pompy 540 MW,
- Solina – elektrownia szczytowo-pompowa wybudowana w latach 1962-1968 (zmodernizowana w latach 2000-2003), moc turbiny 200 MW, moc pompy 220 MW.

Największa elektrownia wodna zawodowa o mocy 162 MW mieści się we Włocławku na Wiśle.

2. Ogólna charakterystyka stanu energetyki wodnej w Polsce

Pozyskanie energii elektrycznej z energii wody w Polsce w latach 2007-2012 przedstawiono w tab. 1.

Tabela 1. Pozyskanie energii wody w latach 2007-2012 (TJ)

Table 1. Gaining of water energy in the years 2007-2012 (TJ)

Lata	2007	2008	2009	2010	2011	2012
Woda	7924	7352	8468	7748	8550	10512

Pozyskanie energii wody w ostatnich latach jest zróżnicowane (tab. 1.) Przyczynę takiego stanu stanowi prawdopodobnie zbyt wiele formalności związanych z budową nowych elektrowni wodnych, które mogą zniechęcić inwestorów [1]. Innym powodem może być zmienność opadów w latach 2007-2012, przez co produkcja energii elektrycznej mogła być mniejsza. Produkcję energii elektrycznej z elektrowni wodnych o różnych mocach przedstawia tab. 2.

Tabela 2. Produkcja energii elektrycznej z elektrowni wodnych w latach 2007-2012 [GWh]

Table 2. Production of hydropower in the years 2007-2012 [GWh]

Lata	2007	2008	2009	2010	2011	2012
Ilość wody	2201,1	2042,3	2352,1	2152,2	2375,1	2919,9
Elektrownie o mocy osiągananej <1 MW	358,2	247,9	306,3	290,2	292,2	516,0
Elektrownie o mocy osiągananej od 1 do 10 MW	504,2	566,6	658,1	605,4	627,9	667,2
Elektrownie o mocy osiągananej >10 MW	1338,7	1227,8	1387,7	1256,6	1455,0	1736,7

Z tabeli 2. wynika, że najwięcej energii elektrycznej produkują elektrownie o mocy powyżej 10 MW [1]. W tabeli 3. zestawiono moce osiągananej przez elektrownie, które wykorzystują energię wody.

Tabela 3. Moce osiągananej przez elektrownie wodne w latach 2007-2012 [MW]

Table 3. Forces which was generated by hydroelectric power stations in the years 2007-2012 [MW]

Lata	2007	2008	2009	2010	2011	2012
Ilość wody	915	925	922	929	932	936
Elektrownie o mocy osiągananej <1 MW	72	72	72	74	77	78
Elektrownie o mocy osiągananej od 1 do 10 MW	174	181	178	183	184	185
Elektrownie o mocy osiągananej >10 MW	669	672	672	672	672	673

Analizując dane zestawione w tab. 3., można zauważyć, że moce poszczególnych rodzajów elektrowni utrzymują się na stałym poziomie [1]. Oznacza to częstsze inwestycje w energetykę wodną niż w inne odnawialne źródła energii.

W ostatnim dziesięcioleciu w Europie energetyka wodna dominowała wśród odnawialnych źródeł energii. Mimo to udział energii wodnej w produkcji energii elektrycznej spadał, co wynikało m.in. z potencjału hydroenergetycznego oraz nakładów pieniężnych. Według statystyk wykorzystanie potencjału hydroenergetycznego elektrowni w Europie wynosi 47%, w Polsce zaś 17%. Dotyczy to głównie elektrowni o mocy do 10 MW. Bariera, która skutecznie hamuje rozwój energetyki wodnej w Europie i Polsce, jest powszechne przekonanie o szkodliwym wpływie stopni wodnych na środowisko. Prawdopodobnie uzyskanie aprobaty społeczeństwa dla rozwoju energetyki wodnej jest możliwe, wymaga jednak edukacji na temat wynikających z tego korzyści. Nowe budowle powinny też pozytywnie wpływać na środowisko przyrodnicze. Unia Europejska zobowiązała państwa należące do wspólnoty do wzrostu udziału odnawialnych źródeł energii w ogólnym bilansie energetycznym oraz redukcji emisji gazów cieplarnianych.

Budownictwo wodne wymaga wielu inwestycji, ponieważ zaniedbania w tym zakresie mogą skutkować powodzią. W Polsce regularne obniżanie się poziomu wód gruntowych wzmacnia poparcie społeczne dla budowy nowych stopni wodnych i zbiorników służących także energetyce wodnej.

3. Zasoby wodne Podkarpacia

Wody powierzchniowe

Na obszarze województwa podkarpackiego wody powierzchniowe zajmują powierzchnię 215,8 km², co stanowi 1,2% obszaru województwa. Większość wód (ponad 98%) należy do dorzecza górnej Wisły. Dorzecze to od południa i południowego-wschodu jest ograniczone europejskim działem wodnym, który rozdziela zlewiska Morza Bałtyckiego i Morza Czarnego. Część działu wodnego należącego do Morza Czarnego biegnie wzdłuż południowego końca województwa, stanowi również granicę ze Słowacją i Ukrainą. Dorzecze Dniestru stanowi 1,3% w południowo-wschodniej fragmencie województwa, który jest odwadniany ciekami Strwiąż, Lechnawa i Mszaniec.

Naturalne jeziora nie występują na terenie województwa podkarpackiego. Oprócz naturalnych wód płynących i sztucznych zbiorników istnieją także stawy rybne, wyrobiska poźwirowe, glinianki oraz liczne sieci rowów melioracyjnych, kanałów znajdujące się w północnej części województwa.

Województwo podkarpackie leży w regionie wodnym górnej Wisły, z wyjątkiem obszarów w leżących w gminie Horyniec, której fragment należy do zlewni Bugu (region wodny środkowej Wisły).

Wody powierzchniowe płynące

Podstawową strukturę rzeczną w województwie podkarpackim tworzy Wisła i jej dwa duże dopływy: Wisłoka i San. Północno-wschodnia część woje-

wództwa o powierzchni 90 km² stanowi zlewnia Raty i Sołokii, które są dopływami rzeki Bug. Sieć rzeczna w województwie jest dość gęsta, szczególnie na obszarach górskich i podgórszych. Obejmuje ona:

- 4 rzeki o zlewni większej od 1000 km²,
- 11 rzek o zlewni większej od 500 km²,
- 46 rzek o zlewni większej od 100 km².

Do największych zlewni w dorzeczu Wisły na terenie województwa podkarpackiego należą:

- San – 68% terenu województwa,
- Wisłok będący dopływem rzeki San – 19,8% obszaru województwa,
- Wisłoka – 17% obszaru województwa.

San największy karpacki dopływ Wisły odwadnia ponad połowę obszaru województwa. San (z wyjątkiem źródeł) leży na obszarze województwa podkarpackiego. Rzeka płynie przez województwo na odcinku 443,4 km z południowego-wschodu w kierunku północnym. Obszar zlewni ma 16861,3 km², z tego 14,7% leży na terenie Ukrainy. Na Podkarpaciu znajduje się ok. 80% zlewni Sanu, pozostała część zaś w województwie lubelskim.

Zlewnia Wisłoki to obszar biegnący z południa ku północy wzdłuż zachodniej granicy województwa. Powierzchnia zlewni to 4110,2 km², z czego ok. 70% znajduje się na obszarze województwa podkarpackiego. Lewostronna część zlewni to głównie cieki płynące z obszaru województwa małopolskiego.

Lewostronne dopływy rzeki Wisłoki to: Ropa, Stary Breń, Grabinianka, prawostronne zaś Jasiołka, Tuszynka i Wielopolka. Największym lewym dopływem Wisłoki na terenie województwa jest rzeka Stary Breń o powierzchni zlewni 160 km². Największym prawym dopływem Wisłoki jest Jasiołka o powierzchni zlewni wynoszącej 513,2 km².

Fragment należący do zlewiska Morza Czarnego na terenie województwa podkarpackiego zajmuje obszar 233,2 km² i stanowią je zlewnie rzek Strwiąża, Mszańca i Lechnawy, będące dopływami Dniestru. Około 80% powierzchni tego terenu zajmuje zlewnia rzeki Strwiąż, która płynie przez terytorium Polski na odcinku 17,3 km. Rzeki województwa podkarpackiego cechują się dużą zmiennością ze względu na zróżnicowanie środowiska geograficznego.

Górne odcinki rzek położone na południu w obrębie Karpat cechujące się znacznymi zasobami wodnymi są nierównomiernie rozłożone. Duże spadki rzek stwarzają dobre warunki do szybkiego odpływu wód podczas dużych opadów atmosferycznych. Ze względu na podłoże o małej przepuszczalności oraz niskome zdolności retencyjne rzek karpackich spływ zazwyczaj odbywa się powierzchniowo. W okresach suszy obserwuje się zatem niewielkie przepływy w rzekach, a w okresach dużego deszczu gwałtowne wezbrania. Rzeki charakteryzują się znacznym potencjałem powodziowym, wezbrania przeważają podczas lata.

Zmiany przepływu wpływają na procesy erozyjne koryt brzegów oraz dna rzeki. Podstawowym wskaźnikiem zasobów wód powierzchniowych jest średni

roczny przepływ i spływ jednostkowy, który obrazuje ilość wody spływającej średnio z 1 km². Zasoby wodne rzek na obszarze województwa są spore. Najbardziej zasobną rzeką jest górny odcinek Sanu. Rzeki Wisłoka i Wisłok mają znacznie niższe przepływy.

Średnie roczne odpływy z rzek Podkarpacia są zazwyczaj wyższe od przeciętnego spływu z terytorium Polski, który wynosi 5,6 dm³/s·km². W zlewniach na Podkarpaciu spływy jednostkowe wynoszą ponad 8,5 dm³/s·km² (przeciętny spływ jednostkowy w dorzeczu górnej Wisły). Do najbardziej ubogich w wodę zaliczamy zlewnie rzek Mleczki (dopływ Wisłoka) i Lubaczówki.

Przepływ Sanu na obszarze Bieszczad ma 9,5 m³/s, a przed dołączeniem rzeki Wiar już ok. 50 m³/s. Po ujściu Wiaru, Szkła, Wiszni, Lubaczówki oraz rzeki Wisłok średni przepływ wody wynosi 105 m³/s. Przepływ Sanu w ujściowym odcinku osiąga 126 m³/s. Spływ w zlewni San wynosi ponad 20 dm³/s·km². Właściwości energetyczne Sanu są wykorzystane do produkcji energii elektrycznej w Zespole Elektrowni Wodnej Solina-Myczkowce.

Średni przepływ Wisłoki na obszarze Beskidu Niskiego wynosi ok. 3 m³/s. Po przyjęciu rzek Ropy i Jasiołki prędkość przepływu wzrasta do ok. 23 m³/s. W dalszym biegu rzeki przepływ nie wzrasta już tak gwałtownie. W Mielcu wynosi on 34,5 m³/s. Wartości spływu w zlewni Wisłoki nie są tak zróżnicowane jak w przypadku zlewni Sanu i wynoszą od 18,4 (dla odcinka Wisłoka-Krempna) do 6,7 dm³/s·km² (dla odcinka Wielopolka-Brzeźnica).

Odnotowuje się dużą zmienność odpływu w rzekach zależnie od roku. W latach o dużych opadach atmosferycznych roczny przepływ może być wyższy od średniego przepływu z wielolecia, natomiast w latach o niskich opadach atmosferycznych – niższy od średniego wieloletniego. Jest to związane z intensywnością i zmiennością opadów atmosferycznych, które są głównym czynnikiem kształtującym odpływy rzeczne, z charakterem zlewni, jej wielkością oraz zdolnością retencyjną.

4. Zbiorniki wodne

Zmienność w odpływie powierzchniowym jest szczególnie odczuwalna przez gospodarkę oraz społeczeństwo w okresach bardzo wysokich lub bardzo niskich odpływów. Aby przeciwdziałać powodziom i równocześnie zatrzymać jak najwięcej wód, które mogłyby być spożytkowane w celach konsumpcyjnych, przemysłowych oraz rolniczych, w okresach niskich stanów wody w rzekach są budowane zbiorniki zaporowe. Są to najczęściej budowle wielozadaniowe o następujących podstawowych funkcjach:

- wyrównawcza – magazynowanie wody w celach konsumpcyjnych, przemysłowych lub rolniczych, podwyższanie poziomu wody w okresie przepływów niżowych,
- energetyczna – wyrównanie dopływu i odpływu wody, równoczesne tworzenie wymaganego spadku przez piętrzenie wody,

- przeciwpowodziowa – redukcja fali powodziowych i ochrona terenów leżących poniżej zbiornika,
- rekreacyjna.

Zbiorniki zaporowe wyróżniają cechy pośrednie pomiędzy rzekami i jeziorami. W przeciwieństwie do naturalnych wód zbiorniki zaporowe mają większy stosunek powierzchni zlewni do powierzchni zbiornika, a także krótszy czas retencji wody i częste zmiany poziomu wody. Zbiorniki zaporowe w województwie podkarpackim są głównie źródłem zaopatrzenia w wodę do celów bytowo-gospodarczych. Całkowita wydajność ujęć komunalnych i małych ujęć zakładowych wynosi ok. 7 mln m³/rok.

Na rzece Wisłok powstały dwa sztuczne zbiorniki wodne: zbiornik w Rzeszowie i zbiornik Besko. Zbiornik Besko jest eksploatowany od 1978 roku. Został stworzony w wyniku spiętrzenia w miejscowości Sieniawa wód rzeki Wisłok w 172,8 km zaporą betonową. Obszar zbiornika to ok. 124,6 ha. Podczas maksymalnego piętrzenia może zgromadzić 15,38 mln m³ wody, a średnia jego głębokość to 29 m. Woda w zbiorniku jest wymieniana ponad sześciokrotnie w ciągu roku. Zbiornik dostarcza wodę pitną dla Rymanowa, Iwonicza i Krosna. Pełni również funkcje ochrony przeciwpowodziowej oraz wyrównania odpływu poniżej zbiornika w elektrowniach wodnych poniżej zapory.

Zbiornik w Rzeszowie funkcjonuje od 1974 roku. Powstał przez utworzenie zapory ziemnej w 63,7 km biegu rzeki. Zbiornik w Rzeszowie jest zbiornikiem płytkim. Początkowo jego pojemność wynosiła ok. 1,8 mln m³, powierzchnia zaś 68 ha. Ponieważ po 14 latach pracy zbiornik został zamulony prawie w 60%, w drugiej połowie lat 90. została przeprowadzona modernizacja zbiornika, która polegała głównie na pogłębieniu dna w dolnym odcinku zbiornika oraz umocnieniu brzegów. Po zakończeniu modernizacji pojemność zbiornika wynosi ok. 1,0 mln m³ i zajmuje obszar 41,6 ha. Zbiornik służy głównie do zaopatrzenia w wodę do celów przemysłowych, a także pełni funkcje przeciwpowodziową oraz rekreacyjną.

Na północy województwa na rzece Łęg w 1988 roku został utworzony zbiornik Wilcza Wola. Jest to niewielki zbiornik, który gromadzi 4,2 mln m³ wody i ma powierzchnię 1,6 km². Zbiornik pełni funkcję wyrównującą przepływy w rzece, a także funkcję rekreacyjną.

5. Rozwiązania stosowane w elektrowniach wodnych

Elementy elektrowni wodnych

Przedsięwzięcia wodno-energetyczne, których głównym aspektem jest wykorzystanie zasobów naturalnych, są wykonywane zazwyczaj w ramach wielozadaniowych budowli gospodarki wodą, co oznacza, że są to inwestycje zarówno gospodarki wodnej, jak i energetycznej. Inwestycje te poza zadaniami energetycznymi chronią przed powodzią, magazynują wody dla przemysłu i miast,

tworzą stopnie żeglugowe. Cele te mogą się jednak wykluczać. Przykładowo, spiętrzenie wody w rzekach hamuje wędrówkę ryb w górę rzeki. Budowa stopni żeglugowych o niskim piętrzeniu jest tańsza inwestycyjnie dla żeglugi, ale utrudnia wykorzystanie rzeki do celów elektroenergetycznych. Budowle hydrotechniczne w zależności od ich przeznaczenia można podzielić na:

- budowle piętrzące (zapory i jazy),
- budowle doprowadzające i odprowadzające wodę (kanały, rurociągi i sztolnie razem z budowlami towarzyszącymi),
- ujęcia wody,
- inne budowle: przepławki dla ryb, śluzy żeglugowe i pochylnie dla tratw.

W budownictwie wodnym można wyróżnić: zapory betonowe, zapory ziemne oraz kanały. W Polsce najbardziej są znane zapory betonowe. Zapory ziemne są zazwyczaj budowane na obszarach nizinnych. Aby ująć wodę filtrującą przez zaporę, należy zastosować system drenażowy. Zapory bardzo często służą również jako drogi komunikacji publicznej.

Elektrownia wodna jest złożona z urządzeń współpracujących ze sobą, od których jakości zależy efektywność jej pracy oraz niezawodność. Najczęściej spotykane rozwiązania hali maszyn można podzielić na: halę klasyczną wyposażoną w suwnicę do montażu lub remontu turbozespołu, halę o obniżonej konstrukcji, w której najczęściej można zainstalować dźwig portalowy oraz zastosować rozwiązanie bezhalowe, w którym dźwig posuwa się po masywie bloku [2].

Elektrownie przepływowe i zbiornikowe

W polskich warunkach w grupie elektrowni przepływowych ważną rolę pełnią przede wszystkim elektrownie o niskim spadzie zaporami ziemnymi. Podstawowym wyposażeniem tych elektrowni są: turbiny rurowe, turbiny Kaplana, turbiny rurowe z generatorem zewnętrznym (przy niskich mocach). Wzorem takiej elektrowni przy zaporze betonowej może być elektrownia zbiornikowa wraz z członem pompowym w Solinie. W elektrowni tej napór wody nie przenosi się na budynek elektrowni, ale jest całkowicie przejęty przez zaporę. Woda do elektrowni jest prowadzona przez otwory w zaporze za pomocą rurociągów, które łączą zaporę z budynkiem elektrowni. W miejscu wejścia rurociągu do korpusu zapory zostały umieszczone urządzenia kompensacyjne, dzięki którym są możliwe swobodne ruchy wzdłużne oraz przemieszczanie się pionowe bloku elektrowni względem zapory.

Elektrownie pompowe

Można wyróżnić dwa główne rodzaje pracy urządzeń w elektrowni pompowej: pracę turbinową (zgromadzona w zbiorniku powyżej zapory woda napę-

dza turbiny) oraz pracę pompową (pompa tłoczy wodę ze zbiornika poniżej zapory do zbiornika górnego w celu przechowywania energii potencjalnej wody).

Elektrownia pompowa ze względu na swoje właściwości ruchowe może być używana do pokrycia obciążenia w systemie elektroenergetycznym – jest to praca regulacyjna. Zadania regulacyjne obejmują także stany awaryjne systemu elektroenergetycznego potrzebujące nagłego zwiększenia mocy w systemie. Elektrownia pompowa w takim przypadku stanowi rezerwę interwencyjną – w czasie nagłego braku mocy zostaje uruchomiona do pracy turbinowej, natomiast podczas nadmiaru mocy przechodzi w pracę pompową [2].

6. Oddziaływanie na środowisko

Energetyczne wykorzystanie rzek wymaga wykonania budowli piętrzących, które znacząco wpływają na środowisko. Zbiorniki wodne oraz budowle piętrzące wodę powodują:

- zmiany warunków hydrologicznych rzek,
- zmiany w ukształtowaniu koryt,
- zmiany warunków hydrogeologicznych terenów przyległych do zbiorników,
- zmiany właściwości fizykochemicznych wody,
- zakłócenia w życiu hydrobiologicznym,
- zmiany krajobrazu i użytkowania terenów oraz zagrożenie dla przyrody i kultury.

Wielkość wpływu oraz ich charakter zależy głównie od naturalnych warunków danej rzeki oraz zastosowanych rozwiązań hydrotechnicznych.

Wpływ elektrowni wodnych na środowisko naturalne zależy przede wszystkim od lokalizacji i użytej technologii. Wybudowanie elektrowni wodnej o wysokim spadzie znacznie zmienia bieg rzeki, a lokalizacja takiej elektrowni w strefie wrażliwej ma znacznie bardziej szkodliwy wpływ na środowisko niż elektrownia z niskim spadem. Modernizacja istniejących elektrowni wodnych oraz ich rozbudowa powoduje całkiem odmienny wpływ na środowisko niż budowa elektrowni.

Oddziaływanie podczas budowy elektrowni

Budowle energetyki wodnej w zależności od ich rozplanowania podczas budowy wpływają na środowisko zarówno w sposób jakościowy, jak i ilościowy. Budowla wykorzystująca istniejącą zaporę wielozadaniową ma ograniczony wpływ na środowisko, ponieważ obiekt, który wstrzymuje bieg wody, już został wybudowany i zostały użyte odpowiednie środki łagodzące jego oddziaływanie.

Wprowadzenie turbin na wylocie istniejącego kanału lub rurociągu derywacyjnego nie spowoduje nowego oddziaływania na środowisko, w stosunku do oddziaływania już spowodowanego przez te budowle. Jednak realizacja elek-

trowni wymagających wykonanie budowli zmieniających bieg cieku wymaga bardzo szczegółowej analizy [3].

Oddziaływania podczas eksploatacji elektrowni

Dopuszczalny poziom hałasu jest zależny głównie od osiedli zlokalizowanych w okolicy elektrowni. Hałas powstaje przede wszystkim w trakcie funkcjonowania elektrowni. Wyposażenie elektromechaniczne, w tym turbiny, są głównym czynnikiem hałasu. W obecnych warunkach natężenie hałasu w maszynowni można zredukować nawet do 70 dB, dzięki czemu jest on praktycznie nieodczuwalny poza budynkiem elektrowni. Aby zredukować natężenie hałasu, należy:

- zastosować izolację ścian maszynowni, ponieważ jest to miejsce najbardziej hałaśliwe,
- zamontować drzwi dźwiękoszczelne,
- wykonać wylewki z waty szklanej, które tłumią hałas,
- wykonać wygłuszony sufit,
- właściwie dobrać i zamontować turbiny oraz jej elementy, tak aby zapobiec zjawisku wibracji i rezonansu.

Oddziaływanie biologiczne

Małe elektrownie wodne najczęściej nie posiadają zbiorników wodnych. Natomiast elektrownie, które gromadzą dostateczną ilość wody, aby uruchomić turbinę tylko w godzinach wzrostu zapotrzebowania na energię, nazywamy szczytowymi lub podszczytowymi. W elektrowniach o małym spadzie działanie szczytowe może niekorzystnie wpłynąć na ryby bytujące w dolnym odcinku rzeki.

Znaczną większość małych elektrowni wodnych stanowią elektrownie przepływowe (bezzbiornikowe). W przypadku elektrowni szczytowej istotne zmiany przepływu wody mogą znacznie zagrozić środowisku wodnemu – w korycie występują strefy, które są okresowo osuszane. Zmienność w przepływie wody można ograniczyć poprzez budowę kaskad.

7. Podsumowanie

W czasach, kiedy konwencjonalne źródła energii są na wyczerpaniu, ludzkość zaczyna szukać innych sposobów wytwarzania energii. Większość państw szuka takich dróg rozwoju, aby były one najwłaściwsze i nie niszczyły w sposób trwały środowiska naturalnego.

Siłownie wodne były jednymi z pierwszych źródeł energii, które towarzyszyły człowiekowi praktycznie w całym okresie rozwoju cywilizacji. Można powiedzieć, że energia wodna jest najbardziej „konwencjonalnym” źródłem energii ze wszystkich odnawialnych źródeł energii. Energia ta pełni istotną rolę

zarówno w środowisku przyrodniczym, jak i w gospodarce oraz kulturze. Elektrownie wodne nie tylko produkują energię elektryczną, ale również spełniają wiele innych funkcji, w tym ogólnospołeczne. Należą do nich m.in.:

- retencja wody istotna ze względu na ubogie zasoby wód podziemnych w Polsce,
- urozmaicenie ekosystemów występujące w obrębie zapory i na otaczającym obszarze,
- bieżący monitoring jakości wody,
- dbałość o rzeki w obrębie cofki, jazów oraz dolnej wody elektrowni,
- czyszczenie krat, dzięki czemu rzeki są oczyszczane z nieczystości do niej wrzucanych,
- pielęgnowanie punktów czerpalnych wody oraz związanych z tym dróg dojazdowych,
- hodowla ryb, budowa przepławek udział w zarybianiu sztucznych zbiorników,
- rekultywacja zbiorników,
- ochrona zabytków przez odbudowę i konserwację budowli hydrotechnicznych, budynków związanych z siłowniami wodnymi, eksploatacja i ochrona urządzeń technicznych MEW, tworzenie muzeów i skansenów z wykorzystaniem siłowni wodnych,
- działania edukacyjne prowadzone według działających lub projektowanych MEW dla mieszkańców okolicznych miejscowości,
- tworzenie miejsc wypoczynku i rekreacji,
- niższe straty związane z przesyłem energii elektrycznej,
- redukcja emisji gazów cieplarnianych, produkcja czystej energii elektrycznej.

Można zatem powiedzieć, że eksploatacja małych elektrowni jest bardzo ważna nie tylko ze względów środowiskowych. niezwykle ważne jest też globalne myślenie i działanie w tym zakresie. Przepisy prawa nie powinny blokować rozwoju elektrowni wodnych. Ważna jest pomoc Państwa i Unii Europejskich dla inwestorów podejmujących się takiego wyzwania.

Budowa MEW jest związana z bardzo wysokimi nakładami pieniężnymi – niekiedy są one tak wysokie, że inwestor przez długi czas nie ma żadnych zysków z inwestycji. Wpływ na to mają nie tylko opłaty administracyjne, ale również potrzeba wykupienia technologii oraz podatków. Brak doświadczenia w realizacji takich przedsięwzięć oraz niewystarczająca znajomość rynku nowych technologii, a także brak odpowiedniej polityki w zakresie finansowania sektora energii odnawialnej i producentów krajowych spowodował zahamowanie rozwoju energetyki wodnej.

Literatura

- [1] Główny Urząd Statystyczny. Energia ze źródeł odnawialnych w 2012 r. Zakład Wydawnictw Statystycznych, Warszawa 2013.

- [2] Laudyn D., Pawlik M., Strzelczyk F.: Elektrownie. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa 1995.
- [3] www.wios.rzeszow.pl/cms/raporty/2informacjeowojewodztwie.pdf

ANALYSIS OF THE HYDROPOWER INDUSTRY IN POLAND

Summary

The main point of this thesis is hydropower condition in Poland, the prospects of using in the future, advantages and disadvantages of environmental impact. Building of storage reservoirs conduces not only electricity development, but provides flood safety of water supply safety to consumers.

It this thesis were represented characteristics of hydropower condition in the country in the years 2007-2012. Obtaining water energy is different in the last few years. The reasons of this estate are probably problems with building new hydroelectric power stations which creates a lot of formalities and discourages investors. Another reason can be variability of rainfall in the years 2007-2012. It causes that the production of electricity could be lower. In this article was represented catchments in the Podcarpacie region. Economy and society is especially touched by variability in surface flow in high or low run-off. Storage reservoirs are built to counteract flood and to save water as much as possible which could be used in consumption, industry and agriculture when water state is low. Influence of hydroelectric power stations on environment was written. Hydropower is the most conventional source of energy at all. This kind of energy plays essential role in the natural environment and economy or culture. Hydroelectric power stations – not only production of electricity, they play many other roles, including the whole society too.

Keywords: hydropower, environment, hydropower stations, water tanks

Przestano do redakcji: 18.06.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.128

Galina KALDA¹

Monika MARKOWSKA²

POZYSKIWANIE I MAGAZYNOWANIE ENERGII ZE ŹRÓDEŁ ODNAWIALNYCH

W pracy zaprezentowano dane statystyczne pozyskiwania i magazynowania energii ze źródeł odnawialnych w Polsce i w krajach Unii Europejskiej. Podstawowymi celami polityki energetycznej w zakresie rozwoju wykorzystania odnawialnych źródeł energii są: wzrost udziału odnawialnych źródeł energii w finalnym zużyciu energii, osiągnięcie w 2020 roku 10% udziału biopaliw w rynku paliw transportowych, ochrona lasów przed nadmiernym eksploatowaniem w celu pozyskania biomasy, zrównoważone wykorzystanie obszarów rolniczych na potrzeby OZE, zastosowanie do produkcji energii elektrycznej istniejących urządzeń piętrzących stanowiących własność Skarbu Państwa, zwiększenie stopnia dywersyfikacji źródeł dostaw, stworzenie optymalnych warunków do rozwoju energetyki rozproszonej opartej na lokalnie dostępnych surowcach. Przedstawiono wyniki analizy pozyskiwania energii z odnawialnych źródeł w województwie podkarpackim oraz perspektywy wykorzystania tych źródeł w przyszłości. W pracy omówiono zagadnienie magazynowania energii ze źródeł odnawialnych. Stosowanie technologii pozyskiwania energii ze źródeł odnawialnych zależy w dużej mierze od jej opłacalności. Stopniowo rosnące ceny tradycyjnych paliw kopalnych oraz wydajniejsze i tańsze urządzenia do pozyskiwania energii odnawialnej są coraz częściej dostępne dla większej liczby potencjalnych odbiorców. Możliwe do uzyskania w wielu przypadkach preferencyjne kredyty oraz bezzwrotne dotacje do podjętych inwestycji (zarówno te krajowe, jak i unijne) umożliwiają szybszy rozwój energetyki odnawialnej. Metody wykorzystywania energii ze źródeł odnawialnych są uzależnione od warunków panujących na danym terenie, tj.: od prędkości wiatru, natężenia promieniowania słonecznego, zasobów geotermalnych, dostępności do wód.

Słowa kluczowe: pozyskiwanie, magazynowanie, odnawialne źródła, energia

1. Wprowadzenie

Odnawialne źródła energii stanowią alternatywę dla tradycyjnych pierwotnych nieodnawialnych nośników energii. Zwiększone w ostatnich latach zainteresowanie

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Galina Kalda, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651068, kaldagal@prz.edu.pl.

² Monika Markowska, Politechnika Rzeszowska.

resowanie energią odnawialną jest spowodowane rosnącym zapotrzebowaniem na energię przy wyczerpujących się tradycyjnych zasobach, głównie paliw kopalnych. Ponieważ ich wydobyciu i zużyciu towarzyszy wzrost zanieczyszczenia środowiska naturalnego, w coraz większym stopniu dąży się do pozyskiwania i wykorzystywania energii ze źródeł odnawialnych.

Wykorzystanie niekonwencjonalnych źródeł energii w znacznym stopniu przyczynia się do częściowego uniezależnienia się od dostaw energii z importu. Mechanizm ten pozwala na zwiększenie stopnia urozmaicenia źródeł dostaw, stwarza warunki rozwoju energetyki rozproszonej opartej na lokalnie dostępnych surowcach, co niesie ze sobą możliwość eskalacji obszarów słabo rozwiniętych, a bogatych w zasoby energii odnawialnej. Znaczącą cechą zasobów odnawialnej energii jest jej niewyczerpalność, tzn. będzie występować tak długo, jak długo będzie trwał Układ Słoneczny wraz z Ziemią. Jedną z wielu zalet tej energii jest niewielka lub nawet zerowa emisja zanieczyszczeń zapewniająca pozytywne efekty ekologiczne.

Istotnym utrudnieniem w rozwoju odnawialnych źródeł energii są ograniczone możliwości jej magazynowania. Wzrost zainteresowania tym zagadnieniem oraz przeprowadzane przez naukowców badania i obserwacje pozwalają na opracowanie coraz bardziej skutecznych technologii akumulacji.

2. Polityka energetyczna Polski do 2030 roku

Rozwój energetyki odnawialnej to znaczący element realizacji podstawowych celów polityki energetycznej. „Polityka energetyczna Polski do 2030 roku” jest dokumentem przyjętym przez Radę Ministrów w dniu 10 listopada 2009 roku i opracowanym zgodnie z artykułem 13-15 ustawy Prawo Energetyczne. Ukazuje on strategię rozwoju państwa w zakresie polskiej energetyki, zarówno w perspektywie krótko-, jak i długoterminowej do 2030 roku.

Podstawowymi celami polityki energetycznej w zakresie rozwoju wykorzystania odnawialnych źródeł energii są:

- wzrost udziału odnawialnych źródeł energii w finalnym zużyciu energii co najmniej do 15% w 2020 roku oraz dalszy wzrost tego wskaźnika w latach następnych,
- osiągnięcie w 2020 roku 10% udziału biopaliw w rynku paliw transportowych oraz zwiększenie wykorzystania biopaliw II generacji,
- ochrona lasów przed nadmiernym eksploataowaniem w celu pozyskania biomasy oraz zrównoważone wykorzystanie obszarów rolniczych na cele OZE, w tym biopaliw, tak aby nie doprowadzić do konkurencji pomiędzy energetyką odnawialną a rolnictwem oraz zachować różnorodność biologiczną,
- wykorzystanie do produkcji energii elektrycznej istniejących urządzeń piętrzących stanowiących własność Skarbu Państwa,

- zwiększenie stopnia dywersyfikacji źródeł dostaw oraz stworzenie optymalnych warunków do rozwoju energetyki rozproszonej opartej na lokalnie dostępnych surowcach.

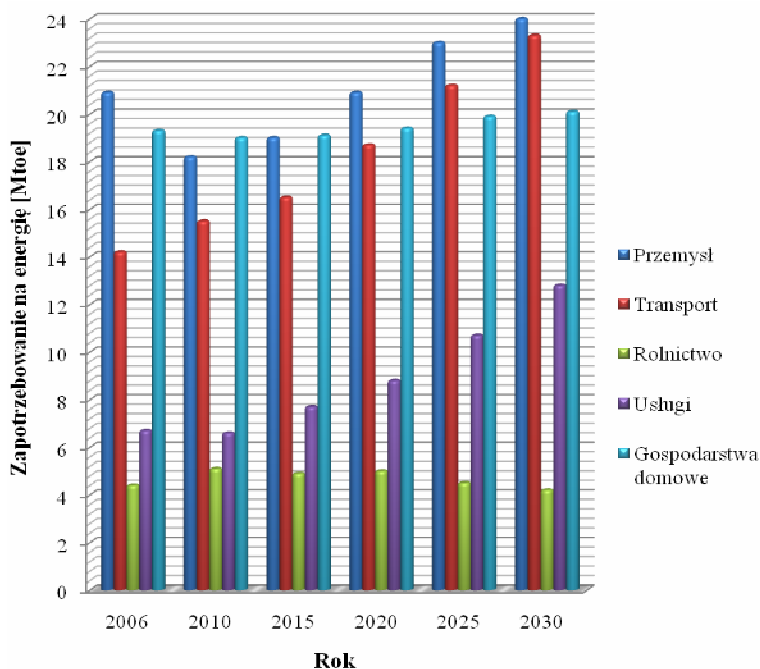
Działania na rzecz rozwoju wykorzystania odnawialnych źródeł energii obejmują [3]:

- wypracowanie ścieżki dochodzenia do osiągnięcia 15% udziału OZE w zużyciu energii finalnej w sposób zrównoważony w podziale na: energię elektryczną, ciepło i chłód oraz energię odnawialną w transporcie,
- utrzymanie mechanizmów wsparcia dla producentów energii elektrycznej ze źródeł odnawialnych, np. poprzez system świadectw pochodzenia,
- utrzymanie obowiązku stopniowego zwiększania udziału biokomponentów w paliwach transportowych, tak aby osiągnąć zamierzone cele,
- wprowadzenie dodatkowych instrumentów wsparcia zachęcających do częstszego wytwarzania ciepła i chłodu z odnawialnych źródeł energii,
- wdrożenie kierunków budowy biogazowni rolniczych przy założeniu powstania do 2020 roku średnio jednej biogazowni w każdej gminie,
- stworzenie warunków ułatwiających podejmowanie decyzji inwestycyjnych dotyczących budowy farm wiatrowych na morzu,
- utrzymanie zasady zwolnienia z akcyzy energii pochodzącej z OZE,
- bezpośrednie wsparcie budowy nowych jednostek OZE i sieci elektroenergetycznych umożliwiających ich przyłączenie z wykorzystaniem funduszy europejskich oraz środków funduszy ochrony środowiska, w tym pochodzących z opłaty zastępczej i kar,
- stymulowanie rozwoju potencjału polskiego przemysłu produkującego urządzenia dla energii odnawialnej, w tym dzięki funduszom europejskim,
- wsparcie rozwoju technologii oraz budowy instalacji do pozyskiwania energii odnawialnej z odpadów zawierających materiały ulegające biodegradacji (np. odpadów komunalnych zawierających frakcje ulegające biodegradacji),
- ocenę możliwości energetycznego wykorzystania istniejących urządzeń piętrzących stanowiących własność Skarbu Państwa poprzez ich inwentaryzację, ramowe określenie wpływu na środowisko oraz wypracowanie zasad ich udostępniania.

Według Dyrektywy Parlamentu Europejskiego i Rady 2009/28/WE z dnia 23 kwietnia 2009 roku w sprawie promowania stosowania energii ze źródeł odnawialnych energię finalną definiuje się jako finalne zużycie nośników energii na potrzeby energetyczne + straty energii elektrycznej i ciepła w przesyłce i dystrybucji + własne zużycie energii elektrycznej do produkcji energii elektrycznej + własne zużycie ciepła do produkcji ciepła.

Rysunek 1. przedstawia prognozowany wzrost zapotrzebowania na energię finalną w latach 2006-2030. W przeliczeniu największy wzrost przypadnie sektorowi transportu – 31,7%, pozostałe sektory osiągną zaś następujące wartości:

rolnictwo – 0,5%, usługi – 13,6%, gospodarstwa domowe – 0,5%. W przemyśle nastąpi ogółem blisko zerowy wzrost zapotrzebowania na energię.

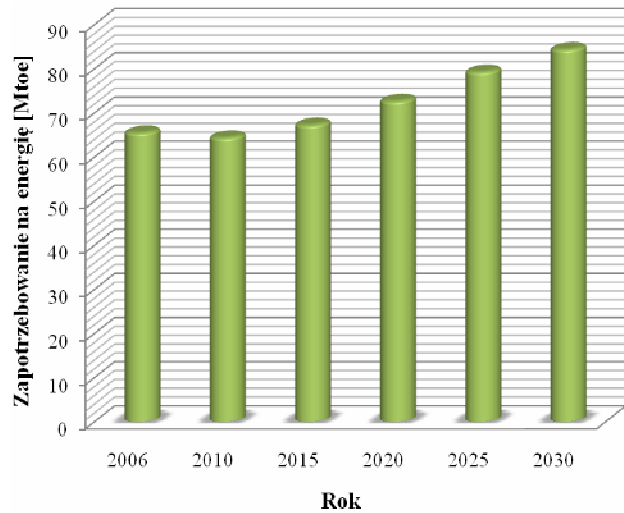


Rys. 1. Prognozowane zapotrzebowanie na energię finalną w podziale na sektory gospodarki

Fig. 1. Projected final energy demand by sector of the economy

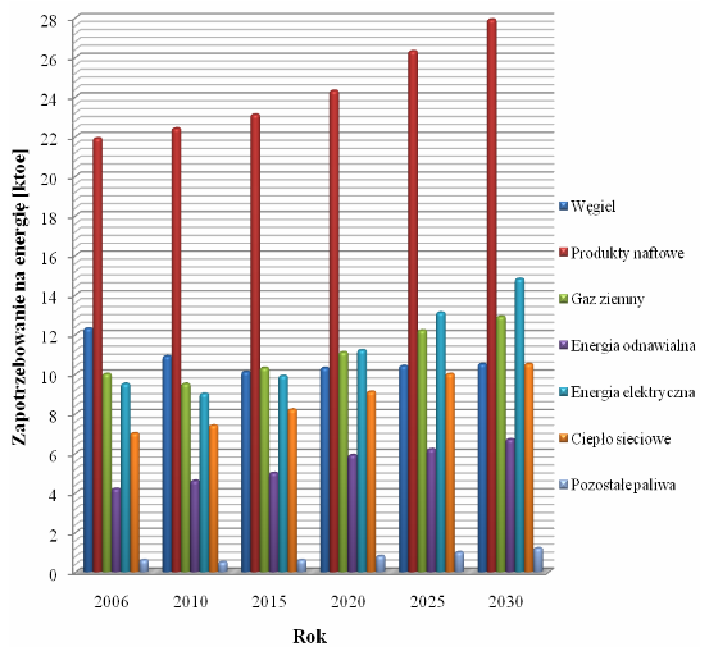
Rysunek 2. ukazuje prognozowane ogólne zapotrzebowanie na energię w latach 2006-2030. W początkowym okresie zapotrzebowanie to minimalnie spadnie, lecz w następnych będzie stopniowo się zwiększać. W przeliczeniu ogólny wzrost zapotrzebowania na energię wyniesie ok. 11%. Rysunek 3. obrazuje prognozowane zapotrzebowanie na energię finalną z uwzględnieniem poszczególnych nośników energii. Z przedstawionych danych wynika, że w perspektywie lat 2006-2020 nastąpi zmniejszenie zużycia węgla, zapotrzebowanie zaś na pozostałe nośniki ulegnie zwiększeniu: produktów naftowych o 11%, gazu ziemnego o 11%, energii odnawialnej o 40,5%, energii elektrycznej o 17,9%, ciepła sieciowego o 30%, pozostałych paliw o 33%.

Na podstawie prognozowanych danych można stwierdzić, że największą dynamikę wzrostu w latach 2006-2020 osiągnie energetyka wiatrowa (50-krotny wzrost) oraz energetyka słoneczna (35-krotny wzrost). Najwolniej będzie się rozwijał dział fotowoltaiki. Według prognoz w 2030 roku energia uzyskana z fotowoltaiki będzie stanowić ok. 16% ogólnego zapotrzebowania na energię elektryczną.



Rys. 2. Prognozowane ogólne zapotrzebowanie na energię finalną

Fig. 2. The projected overall final energy requirement



Rys. 3. Prognozowane zapotrzebowanie na energię finalną w podziale na nośniki

Fig. 3. Estimated energy requirement final by media

3. Pozyskiwanie energii ze źródeł odnawialnych – statystyki

Energia ze źródeł odnawialnych w wybranych krajach Unii Europejskiej

Według statystycznych danych można stwierdzić, że od 2006 roku w większości krajów zmniejszyła się ilość pozyskiwanej energii pierwotnej przy jednoczesnym wzroście udziału energii ze źródeł odnawialnych. Dane te świadczą o zwiększającym się zainteresowaniu odnawialnymi zasobami energii. Największy wzrost udziału energii ze źródeł odnawialnych nastąpił kolejno w Szwecji, Niemczech oraz na Słowacji i w przeciągu lat 2010-2012 wyniósł odpowiednio 8,4%, 7,1% oraz 7,0%. Największy udział wzrostu ilości energii pozyskiwanej ze źródeł odnawialnych w ostatnich latach (100%) odnotowano na Litwie. Jest to wartość utrzymująca się na stałym poziomie na przełomie zestawionych lat. Najmniejszy udział, lecz z tendencją wzrostową odnotowano w Polsce i Czechach. Według przytoczonych danych we wszystkich krajach w największej skali była pozyskiwana energia wody, w najmniejszej zaś energia pochodząca ze źródeł geotermalnych.

Energia ze źródeł odnawialnych w Polsce

Na rysunku 4. i w tab. 1-3. zestawiono krajowe bilanse odnawialnych nośników energii dla lat 2010-2012. Zaprezentowane dane pochodzą z opracowania Głównego Urzędu Statystycznego. Tabela 1. przedstawia ilości pozyskiwanej energii ze źródeł odnawialnych w latach 2010-2012. Według danych statystycznych w omawianym okresie następował ciągły wzrost ilości energii pozyskiwanej ze źródeł odnawialnych przy jednoczesnym spadku pozyskania energii pierwotnej. Wzrost udziału energii z OZE w ciągu 3 lat wyniósł ok. 60%.

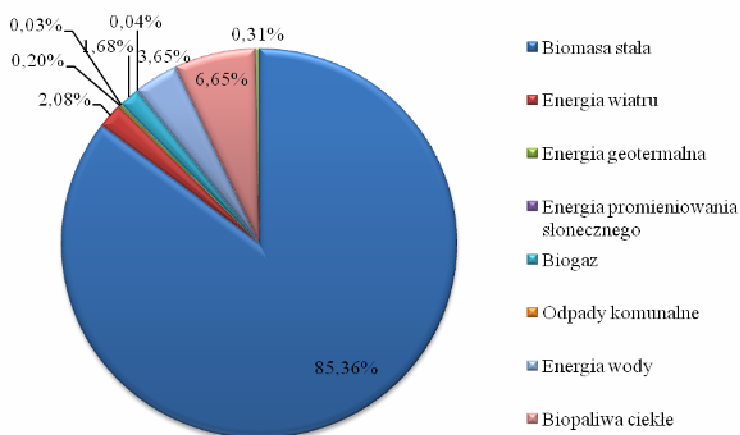
Tabela 1. Zestawienie ilości pozyskiwanej energii ze źródeł odnawialnych w latach 2010-2012

Table 1. Evaluation on the quantity of extracted energy from renewable sources in the years 2010-2012

Rok	Pozyskana energia ze źródeł odnawialnych [TJ]	Pozyskana energia pierwotna ogółem [TJ]	Udział energii ze źródeł odnawialnych w energii pierwotnej ogółem [%]
2010	226 788	2 985 356	7,6
2011	253 152	2 816 889	9,0
2012	287 640	2 814 840	10,2

Rysunek 4. przedstawia procentowy udział nośników energii odnawialnej w łącznym pozyskaniu energii ze źródeł odnawialnych w 2012 roku. Największy udział odnotowano w przypadku biomasy stałej (około 85%), najniższy zaś dla odpadów komunalnych (0,04%) oraz energii promieniowania słonecznego

(0,04%). W tabelach 2. i 3. przedstawiono dane dotyczące końcowego zużycia energii brutto ze źródeł odnawialnych oraz udział energii z OZE w poszczególnych sektorach w latach 2011 i 2012. Jak wynika z zestawienia największe zużycie energii miało miejsce w dziale ciepłownictwa i chłodnictwa, gdyż stanowiło ok. 75% całkowitego zużycia energii ze źródeł odnawialnych w 2011 roku oraz ok. 72% w 2012.



Rys. 4. Udział nośników energii odnawialnej w pozyskaniu energii ze źródeł odnawialnych w 2012 roku

Fig. 4. Share of renewable energy in obtaining energy from renewable sources in the 2012

Tabela 2. Końcowe zużycie energii brutto ze źródeł odnawialnych w latach 2011 i 2012

Table 2. The final gross energy consumption from renewable energy sources in the year 2011 and 2012

Wyszczególnienie	2011 [TJ]	2012 [TJ]
Końcowe zużycie energii brutto ze źródeł odnawialnych w ciepłownictwie i chłodnictwie	175 797	194 123
Końcowe zużycie energii elektrycznej brutto ze źródeł odnawialnych	31 475	37 419
Końcowe zużycie energii ze źródeł odnawialnych w transporcie	27 732	37 122
Końcowe zużycie energii brutto ze źródeł odnawialnych	235 004	268 665

Tabela 3. Całkowity udział energii ze źródeł odnawialnych w końcowym zużyciu energii brutto z wyszczególnieniem na poszczególne sektory w latach 2011 i 2012

Table 3. The total share of renewable energy in final energy consumption for each detailing gross sectors in 2011 and 2012

Wyszczególnienie	2011 [%]	2012 [%]
Udział energii z OZE w ciepłownictwie i chłodnictwie	11,9	12,0
Udział energii z OZE w elektroenergetyce	5,9	6,7
Udział energii OZE w transporcie	4,8	5,9
Udział energii ze źródeł odnawialnych w końcowym zużyciu energii brutto	8,9	9,5

4. Magazynowanie energii ze źródeł odnawialnych

Do sposobów magazynowania energii pochodzącej z instalacji solarnych można zaliczyć:

- magazynowanie energii w zbiornikach gorącej wody – metoda ta polega na zastosowaniu typowych zasobników ciepłej wody; medium magazynującym jest woda,
- magazynowanie energii w zbiornikach wodno-żwirowych – technologia ta opiera się na wykonaniu wykopu w gruncie odizolowanego cieplnie od otoczenia; zbiornik jest przykryty, wypełniony wodą; ciepła woda jest pobierana ze zbiornika poprzez węzownicę rozłożoną w zbiorniku [1],
- magazynowanie energii w zbiornikach z sondami ziemnymi – metoda ta polega na zastosowaniu podwójnych przewodów rurowych typu U sięgających do warstw gruntu nasyconych wodą; medium magazynującym jest gleba albo skały; ładowanie i rozładowanie zbiornika odbywa się za pomocą współosiowych rurowych wymienników ciepła, czyli tzw. sond rurowych typu U zlokalizowanych w otworach wiertniczych o głębokości 20-100 m; energia jest transportowana przewodzeniem ciepła [2],
- magazynowanie energii w warstwach wodonośnych – metoda ta opiera się na wykonaniu studni z zestawem filtrów sięgających do warstw wodonośnych; technologia ta wykorzystuje szczeliny skalne przy doszczelnionych warstwach wodonośnych, zarówno od dołu, jak i od góry; ciepło jest dostarczane i pobierane za pomocą studni głębinowych [3].

5. Analiza pozyskiwania energii ze źródeł odnawialnych w województwie podkarpackim

Regionalne warunki wykorzystania odnawialnych źródeł energii

Warunki wiatrowe

Województwo podkarpackie charakteryzuje się zróżnicowanym ukształtowaniem terenu, w którym można wyróżnić:

- obszar południowy – tereny o stosunkowo dużej zmienności wysokości n.p.m.,
- obszar południowo-centralny – tereny pagórkowate o wzniesieniach ok. 400-500 m n.p.m., są to najczęściej niezabudowane tereny rolnicze,
- obszar północny – przede wszystkim tereny płaskie i równinne.

W rejonie województwa znajduje się wiele terenów otwartych ze wszystkich kierunków, a w szczególności południowego, południowo-zachodniego i zachodniego, w których to (według badań róży wiatru) wiatr wieje z największą prędkością i o największej liczbie godzin w ciągu roku. Warunki te sprzyjają lokalizacji elektrowni wiatrowych.

Szorstkowość terenu jest zależna od lesistości oraz zabudowy terenu. Obszar województwa jest zalesiony w ok. 36% i miejscem dominującym pod tym względem jest część południowo-wschodnia oraz północna województwa. Wysokie zalesienie jest czynnikiem ograniczającym rozwój energetyki wiatrowej.

Zabudowa terenu ma w większości charakter rozproszony poza większymi i mniejszymi miejscowościami, z zabudową zwartą i przemysłową. Utrudnia to lokalizację dużych farm wiatrowych z powodu ich hałasu, który wymaga zachowania odpowiednich odległości elektrowni od budynków mieszkalnych. Najkorzystniejszymi terenami pod względem wykorzystania energii wiatru są obszary w południowo-centralnej części województwa:

- południowe części powiatów leskiego i jasielskiego,
- południowe i północne części powiatów krośnieńskiego (ze szczególnym uwzględnieniem gmin Rymanów i Dukla), bieszczadzkiego i sanockiego,
- obszary centralnej części województwa, tj. obszar powiatu brzozowskiego, przemyskiego i strzyżowskiego,
- południowe części powiatów rzeszowskiego, dębickiego i ropczyckiego.

Warunki solarne

Niemal cały obszar województwa podkarpackiego posiada dobre warunki solarne, co kwalifikuje go do stosowania różnych technologii pozyskiwania energii promieniowania słonecznego. Roczne sumy promieniowania całkowitego słonecznego przekraczają wartość ok. 1000 kWh/m².

Warunki geotermalne

Na terenie województwa podkarpackiego zostały wytypowane 32 perspektywiczne strefy występowania wód geotermalnych z uwzględnieniem odpo-

wiedniej kategorii. Poszczególne kategorie wraz z charakterystyką i rejonem występowania przedstawia tab. 4.

Tabela 4. Rejony i charakterystyki Podkarpacia

Table 4. Divisions and characteristics of the Podkarpacie

Kategoria	Charakterystyka kategorii	Powiat
A	strefy o minimalnej mocy technicznej powyżej 5 MW	dębicki, strzyżowski
B	strefy o mocy technicznej od 1 do 5 MW	jarosławski, łańcucki, mielecki, przemyski, przeworski, ropczycko-sędziszowski, rzeszowski
C	strefy o mocy technicznej poniżej 1 MW	kolbuszowski, krośnieński, leski, leżajski, lubaczowski, łańcucki, przeworski, niżański, rzeszowski, sanocki
D	strefa o zasobach niestabilnych (brak danych hydrogeotermalnych)	bieszczadzki, dębicki, jarosławski, jasielski, krośnieński, leski, przemyski, ropczycko-sędziszowski, rzeszowski, sanocki, strzyżowski

Warunki wodne

Do głównych rzek przepływających przez województwo podkarpackie zalicza się San, Wisłok, Wisłoka, Ropa. Podstawowe o nich informacje przedstawiono w tab. 5.

Tabela 5. Główne rzeki województwa podkarpackiego

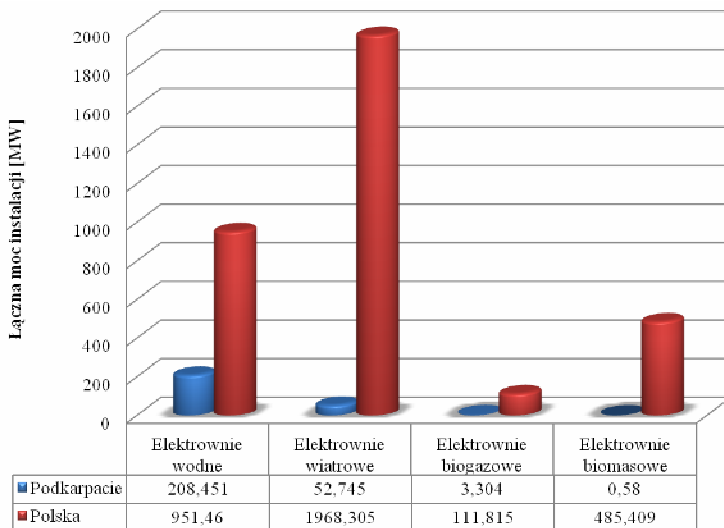
Table 5. The main rivers of the Podkarpacie

Rzeka	Długość [km]	Powierzchnia dorzecza [km ²]	Powiat
San	443,4	16,9 tys.	stalowowolski, niżański, leżajski, przeworski, jarosławski, przemyski, rzeszowski, brzozowski, sanocki, leski
Wisłok	228,5	3 516	leżajski, przeworski, łańcucki, rzeszowski, strzyżowski, krośnieński, brzozowski, sanocki
Wisłoka	163,6	490,2	mielecki, dębicki, jasielski
Ropa	78,7	974,0	jasielski

Regionalne instalacje energii odnawialnej

W województwie podkarpackim (dane aktualne z dnia 31 marca 2012 roku) jest zainstalowanych 13 elektrowni wodnych, 19 elektrowni wiatrowych, 9 elektrowni biogazowych, elektrownia biomasowa oraz 2 elektrownie realizujące technologię współspalania. Na rysunku 5. przedstawiono wykres porównawczy łącznej mocy instalacji wytwarzającej energię z wody, wiatru, biogazu i biomasy na terenie całego kraju oraz w województwie podkarpackim. Analizując dane, można stwierdzić, że z przedstawionych elektrowni największy udział w krajowej łącznej sumie mocy instalacji stanowią elektrownie wodne (ok. 22%).

Udział pozostałych instalacji przedstawia się następująco: elektrownie wiatrowe – ok. 2,7%, elektrownie biogazowe – ok. 3,0%, elektrownie biomasowe – ok. 0,12%.



Rys. 5. Moc instalacji na Podkarpaciu na tle całego kraju

Fig. 5. Power installation on the background all over the country

Tabela 6. Zestawienie instalacji energii odnawialnej w województwie podkarpackim

Table 6. Overview of renewable energy installation in the Podkarpacie

Typ instalacji	Liczba instalacji	Łączna moc instalacji [MW]
Elektrownia wodna przepływowa do 0,3 MW	10	0,726
Elektrownia wodna przepływowa do 10 MW	1	8,300
Elektrownia wiatrowa na lądzie	19	52,745
Elektrownia wodna przepływowa do 1 MW	1	0,825
Elektrownia wodna szczytowo-pompowa lub przepływowa z członem pompowym	1	198,600
Elektrownia wytwarzająca energię z biogazu z oczyszczalni ścieków	6	2,275
Elektrownia wytwarzająca energię z biomasy z odpadów leśnych, rolniczych, ogrodowych	1	0,580
Elektrownia wytwarzająca energię z biogazu składowiskowego	3	1,029
Technologia współspalania (paliwa kopalne i biomasa)	2	nie można określić
Razem	44	265,08

W tabeli 6. zestawiono typy instalacji stosowanych w omawianym województwie wraz z ich liczbą oraz łączną mocą. Największą moc posiada elektrownia szczytowo-pompowa lub przepływowa z członem pompowym.

Analizując wyniki badań, można stwierdzić, że w powiecie jarosławskim, jasielskim, krośnieńskim, leskim oraz stalowowolskim w największym stopniu jest wykorzystywana energia ze źródeł odnawialnych. Zastosowanie różnych instalacji świadczy o szczególnym zainteresowaniu odnawialnymi zasobami energii.

6. Charakterystyka źródeł odnawialnych zastosowanych na Podkarpaciu

Elektrownie wiatru

W województwie podkarpackim jest zainstalowanych 19 elektrowni wiatrowych o łącznej mocy 52745 MW. Są one zlokalizowane w powiatach: jarosławskim (2), jasielskim (2), krośnieńskim (4), mieleckim (4), przemyskim (4), rzeszowskim (1), sanockim (1), stalowowolskim (1).

Podkarpacie na tle całego kraju zalicza się do III korzystnej strefy energetycznej wiatru. Obszary, na których są ulokowane elektrownie wiatrowe, to w większości jedne z korzystniejszych terenów pod względem wykorzystania energii wiatru.

Do rejonów, w których w przyszłości mogłaby się rozwinąć energetyka wiatrowa, można zaliczyć obszar równinny pomiędzy Rzeszowem a Przemyślem. Jest to teren charakteryzujący się warunkami wietrznymi, pokryty polami ornymi, o monotonnej rzeźbie. Opłacalność budowy elektrowni wiatrowej wiąże się z ukształtowaniem terenu i usytuowaniem budowy na danym obszarze. Miejsca bezwietrzne kategorycznie dyskwalifikują rozpoczęcie takiej budowy.

Energia słoneczna

Według danych na Podkarpaciu nie odnotowano elektrowni wytwarzających energię z promieniowania słonecznego. Pozyskiwanie energii słonecznej następuje poprzez zastosowanie kolektorów słonecznych oraz ogniów fotowoltaicznych, ale jedynie w indywidualnych inwestycjach.

W Polsce ogółem jest zamontowanych sześć instalacji wykorzystujących promieniowanie słoneczne. Ich łączna moc wynosi 1124 MW, co świadczy o powolnym rozwoju tego działu energetyki odnawialnej w zakresie dużych inwestycji solarnych. Jest to spowodowane w dużej mierze zmienną koncentracją i niskim natężeniem promieniowania słonecznego, która wymaga budowania systemów nadążających za „ruchem” Słońca. Rozproszenie promieniowania wymaga stosowania lusterek soczewek skupiających. Jednak te wszystkie czynniki wspomagające podnoszą już tak wysokie koszty związane z ich budową.

Do najkorzystniejszych terenów na Podkarpaciu pod względem wykorzystania warunków słonecznych zalicza się przede wszystkim obszary południo-

wo-zachodnie, północne i środkowo-wschodnie, a także Roztocze w północno-wschodniej części województwa.

Energia wodna

Na Podkarpaciu funkcjonuje 13 elektrowni wodnych. Jest to niewielka liczba w porównaniu z łączną liczbą instalacji wodnych w Polsce równą 750. Są to przede wszystkim elektrownie wodne przepływowe do 0,3 MW o łącznej mocy wynoszącej 0,726 MW. Są one zlokalizowane w powiatach: brzozowskim, jarosławskim, kolbuszowskim, krośnieńskim, leskim oraz przeworskim. W powiecie leskim funkcjonuje elektrownia szczytowo-pompowa na rzece San. Jest to zespół elektrowni wodnych Solina-Myczkowce, który zaspokaja potrzeby lokalne. Moc instalacji wynosi 198,6 MW, co stanowi w przeliczeniu 20% łącznej mocy elektrowni wodnych w Polsce. Jest więc to ogromna inwestycja na skalę całego kraju.

Energia geotermalna

Na Podkarpaciu nie odnotowano elektrowni wytwarzających energię z zasobów geotermalnych. Przeprowadzone badania i odwierty wytypowały 32 perspektywiczne strefy występowania wód geotermalnych w omawianym województwie, przy czym najkorzystniejsze pod względem zasobów geotermalnych są powiaty dębicki oraz strzyżowski. Wymienione obszary należą do strefy o minimalnej mocy technicznej złoża geotermalnego, wynoszącej powyżej 5 MW. Powiaty jarosławski, łańcucki, mielecki, przemyski, przeworski, ropczycko-sędziszowski oraz rzeszowski należą do strefy o mocy technicznej złoża 1,0-5,0 MW.

Regiony o optymalnych warunkach geotermalnych w dużym stopniu pokrywają się z aglomeracjami o dość dużych aglomeracjach wiejskich oraz miejskich, a także uprzemysłowionych, co umożliwia pozyskiwanie energii geotermalnej w pobliżu miejsca użytkowania. Instalacje te odznaczają się stosunkowo niskimi kosztami eksploatacyjnymi, lecz nakłady inwestycyjne poniesione na budowę instalacji są dość duże.

Elektrownie biogazowe oraz biomasowe

Na terenie województwa podkarpackiego jest zainstalowanych dziewięć technologii pozyskiwania energii z biogazu. Ich łączna moc wynosi 3,305 MW. Instalacje wytwarzające energię z biogazu z oczyszczalni ścieków są zlokalizowane w powiatach: jarosławskim, jasielskim, krośnieńskim, mieleckim, przemyskim oraz rzeszowskim. Instalacje wytwarzające energię z biogazu skądowiskowego znajdują się w powiecie krośnieńskim oraz ropczycko-sędziszowskim. W powiecie kolbuszowskim znajduje się instalacja o mocy 0,58 MW, wytwarzająca energię z biomasy z odpadów leśnych, rolniczych oraz ogrodowych.

Stosowanie technologii pozyskiwania energii ze źródeł odnawialnych oraz jej wykorzystanie zależy w dużej mierze od jej opłacalności. Stopniowo rosnące ceny tradycyjnych paliw kopalnych oraz coraz to wydajniejsze i tańsze urządzenia do pozyskiwania energii odnawialnej sprawiają, że są one coraz częściej dostępne dla większej liczby potencjalnych odbiorców. Możliwe do uzyskania w wielu przypadkach preferencyjne kredyty oraz nawet bezzwrotne dotacje do podjętych inwestycji (zarówno te krajowe, jak i unijne) umożliwiają szybszy rozwój energetyki odnawialnej.

7. Podsumowanie

Pozyskiwanie i magazynowanie energii w zależności od poszczególnych jej metod niesie ze sobą zarówno wady, jak i zalety. „Czysta energia” powinna być produkowana taką technologią, która przyczyni się do poprawy bilansu i bezpieczeństwa energetycznego, uzyskania taniej lokalnej energii oraz rozwoju lokalnego rynku. Powinna ona przede wszystkim ograniczać zanieczyszczenia i redukować ilości dwutlenku węgla emitowanego do atmosfery.

Metody wykorzystywania energii ze źródeł odnawialnych są uzależnione od warunków panujących na danym terenie, tj. od prędkości wiatru, natężenia promieniowania słonecznego, zasobów geotermalnych, dostępności do wód. Zarówno w Polsce, jak i na świecie następuje ciągły rozwój energetyki odnawialnej, co jest spowodowane narastającym wzrostem świadomości społeczeństwa co do wyczerpywania się tradycyjnych konwencjonalnych źródeł energii i możliwością uzyskania tego samego z pierwotnych zasobów, jakie oferuje nam środowisko. Niestety bardzo często nakłady finansowe nałożone na budowę inwestycji i produkcję energii są zbyt wysokie, przez co inwestycje te stają się nieopłacalne. W związku z tym w XXI wieku należy spodziewać się coraz nowszych rozwiązań i technologii, które pod względem finansowym będą możliwe do zrealizowania.

Literatura

- [1] Chodura J.: Magazynowanie energii w dużych instalacjach solarnych. Rynek Instalacyjny, styczeń/luty 2011, s. 37-40.
- [2] Dzierżanowski Ł.: Elektrownie CAES. Energia Elektryczna, nr 2-3/2011.
- [3] Ministerstwo Gospodarki „Polityka energetyczna Polski do 2030 roku”. Załącznik do uchwały nr 202/2009 Rady Ministrów z dnia 10 listopada 2009 roku, Warszawa 2009.

THE GAIN AND STORAGE OF ENERGY FROM RENEWABLE SOURCES

S u m m a r y

The paper represents statistical data on the gain and storage of energy from renewable sources in countries of European Union and in Poland. It represents analysis results on the gain of energy from renewable sources in Podcarpathia region and the prospects for its usage in the future. Basic objective of energetic policy is to increase usage of renewable energy sources (RES), attain 10% share of biofuels in transport fuels market, forest conservation, sustainable usage of agricultural areas as RES and increase usage of dams on rivers to produce electric energy. Increase diversification of supply sources and create optimal conditions for the development of distributed energy based on local raw materials. Publication presents the results of the analysis of energy production from RES in Podcarpathia, perspectives of the sources in the future and different ways to store energy from renewable sources. Extraction of energy from RES mainly depends on its profitability. Becoming cheaper and more efficient devices for renewable energy maybe within range greater number of potential buyers. Loans and non-repayable grants to investments enable faster development of renewable energy. Methods of obtaining energy from RES are dependent on conditions prevailing in the area: wind speed, solar radiation, geothermal resources and availability of water.

Keywords: gain, storage, renewable sources, energy

Przesłano do redakcji: 18.06.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.129

Galina KALDA¹
Małgorzata WILK²

ANALIZA GOSPODARKI ODPADAMI PRZEMYSŁOWYMI NA TERENIE PODKARPACIA

W pracy scharakteryzowano rodzaje odpadów występujących na terenie Podkarpacia. Omówiono oddziaływanie odpadów na środowisko, metody zapobiegania powstawaniu odpadów oraz analizę ilości odpadów i metody zmniejszenia odpadów niebezpiecznych w środowisku Podkarpacia. Dokonano ogólnej charakterystyki odpadów przemysłowych występujących w Polsce. Największe masy odpadów przemysłowych są gromadzone na terenach województw katowickiego, krakowskiego, legnickiego i wałbrzyskiego. Dominującymi odpadami przemysłowymi w Polsce są odpady górnicze oraz odpady pochodzące z przemysłu energetycznego. W pracy zaakcentowano także wpływ odpadów przemysłowych na środowisko. Odpady te wprowadzają do środowiska niebezpieczne substancje, które są trudno rozkładalne w przyrodzie. W glebach znajdują się coraz większe stężenia metali ciężkich i pestycydów, natomiast w wodach gruntowych i powierzchniowych nieprzerwanie zwiększa się zawartość substancji organicznych. W gospodarowaniu odpadami istotna jest przede wszystkim redukcja ilości odpadów, tj. redukcja odpadów u źródła oraz selektywna zbiórka odpadów. Redukcję u źródła, czyli zmniejszenie ilości wytwarzanych odpadów, można osiągnąć poprzez zmiany w surowcach wyjściowych, zmiany w produkcjach, zmiany w technologii oraz właściwe wykorzystywanie. Selektywna zbiórka odpadów ma na celu ponowne wykorzystanie odpadów lub poddanie ich procesowi unieszkodliwienia. W pracy omówiono metody zagospodarowania odpadami niebezpiecznymi i monitoring odpadów. Procesami unieszkodliwiania odpadów są przede wszystkim takie procesy, jak składowanie na składowiskach, obróbka w glebie, retencja powierzchniowa (np. umieszczanie odpadów na lagunach czy poletkach osadowych), termiczne przekształcanie odpadów. W pracy dokonano także identyfikacji problemów w gospodarowaniu odpadami.

Słowa kluczowe: odpady, środowisko, gospodarowanie odpadami, rodzaje odpadów

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Galina Kalda, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651068, kaldagal@prz.edu.pl

² Małgorzata Wilk, Politechnika Rzeszowska

1. Wprowadzenie

Odpady od początku powstania cywilizacji są nieodłącznym elementem działalności bytowej i gospodarczej człowieka. Wraz z rozwojem cywilizacji i postępu technologicznego wzrasta różnorodność odpadów, a właściwości biologiczne, chemiczne i fizyczne odpadów różnią się jeszcze bardziej od surowca pochodzenia naturalnego. Liczba wytwarzanych odpadów powiększa się proporcjonalnie do wzrostu liczby ludności oraz skali konsumpcji.

Odpady stanowią kluczowy problem zarówno dla środowiska naturalnego, jak również życia i zdrowia ludzi ze względu na coraz to większą masę ich wytwarzania. Zagrożenie dla środowiska powstaje tam, gdzie są nagromadzone większe ilości odpadów w postaci stałej lub płynnej. Odpady te wprowadzają do środowiska niebezpieczne substancje, które coraz trudniej ulegają rozkładowi. W glebach występują coraz większe stężenia metali ciężkich oraz pestycydów, a w wodach gruntowych i powierzchniowych zawartość substancji organicznych. Aby uniknąć bądź ograniczyć negatywny wpływ odpadów na środowisko, należy racjonalnie nimi gospodarować.

Gospodarowanie odpadami polega na zbieraniu, transportowaniu, odzysku lub unieszkodliwianiu odpadów. Każdy wytworzony odpad powinien być skierowany do ponownego zastosowania. Odpady można wykorzystywać do celów przemysłowych bądź nieprzemysłowych. Nieprzemysłowe wykorzystanie odpadów może mieć zastosowanie w rolnictwie do nawożenia ziemi lub rekultywacji gleb. W przemyśle odpady mogą być stosowane jako surowce wtórne lub półfabrykat czy materiał. Ważnym odniesieniem dla uporządkowania i rozsądnego gospodarowania odpadami jest przyjęta ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. o odpadach. Według tej ustawy należy gospodarować odpadami tak, aby zapobiegać i ograniczać ilość powstających odpadów, ograniczać negatywny wpływ odpadów na środowisko, zapewniać zgodny z zasadami ochrony środowiska odzysk i unieszkodliwianie odpadów.

2. Ogólna charakterystyka odpadów przemysłowych

Definicja odpadów

Odpady są nieodłącznym elementem bytowej i gospodarczej działalności człowieka. Wraz z rozwojem technologii zwiększa się ich ilość, różnorodność oraz skład. Odpady stanowią zagrożenie dla środowiska i wszystkich istot żywych, dlatego też bardzo ważne jest ich odpowiednie zagospodarowanie.

Odpady przemysłowe to powstające w procesach produkcyjnych stałe i ciekłe substancje oraz przedmioty beużyteczne bez dodatkowych zabiegów technologicznych. Ponieważ odpady niebezpieczne stanowią szczególne zagrożenie dla zdrowia ludzi i środowiska, gospodarka nimi wymaga prawidłowego prowadzenia i szczególnej kontroli. Odpady niebezpieczne powstają zarówno w sektorze gospodarczym, jak i w gospodarstwach domowych.

W gospodarce odpadami i ochronie środowiska niezbędne jest odpowiednie przyporządkowanie danych odpadów do określonej grupy. W zależności od rodzaju i ilości odpadów są one w różnym stopniu uciążliwe dla środowiska i ludzi. Odpady wymagają także odpowiedniego, dostosowanego do ich cech traktowania w czasie transportu, składowania czy unieszkodliwiania. W prawie polskim wyróżniono kilka rodzajów klasyfikacji odpadów. Nie pokrywają się one jednak ze sobą, co często skutkuje wieloma trudnościami zarówno dla służb ochrony środowiska, jak i dla osób zajmujących się ich wytwarzaniem czy utylizacją [4].

Istotą każdej klasyfikacji są odpowiednio dobrane kryteria o charakterze biologicznym, technologicznym, fizykochemicznym, ekonomicznym, np. źródło pochodzenia, kryterium surowcowe, stan skupienia, stan chemiczny, toksyczność, stopień zagrożenia dla środowiska, przydatność do ponownego zastosowania. Zgodnie z ustawą o odpadach (Dz.U. 01.62.628) odpady można klasyfikować według źródła powstawania, stopnia uciążliwości lub stopnia zagrożenia dla życia bądź zdrowia ludzi oraz dla środowiska. W tematyce odnoszącej się do ochrony środowiska rozpatruje się i klasyfikuje odpady jako substancje pochodzące z produkcji bądź konsumpcji, które zanieczyszczają środowisko.

Klasyfikując odpady na podstawie toksyczności i zagrożenia dla środowiska, przyjmuje się, że o szkodliwości odpadów decydują [3]:

- składnik najbardziej niebezpieczny, który decyduje o przynależności odpadów do odpowiedniej kategorii szkodliwości i określa technologię jego utylizacji bądź sposobu przechowywania,
- toksyczność i szkodliwość odpadu dla organizmów żywych,
- właściwości rakotwórcze substancji odpadów,
- zagrożenie dla wód powierzchniowych i gleby na podstawie wielkości dopuszczalnych zanieczyszczeń,
- zanieczyszczenie atmosfery przez odpady wydzielające pyły, gazy lub nieprzyjemny zapach,
- łatwopalność odpadów.

Klasyfikacja odpadów ze względu na udział w odpadach frakcji organicznej przedstawiają się następująco: mineralne – zawierające 0-1% substancji organicznej, organiczno-mineralne – zawierające 5-50% substancji organicznej, organiczne – zawierają powyżej 50% substancji organicznej.

Biorąc pod uwagę warunki powstania, przeważające składniki, właściwości fizyczne, chemiczne i biologiczne, odpady podzielono na [3]:

- grupy – odpady o wspólnym pochodzeniu i właściwościach,
- typy – odpady bardzo podobne pod względem głównych składników i właściwości,
- gatunki – odpady o określonych fizycznych, chemicznych i biologicznych właściwościach,
- rodzaje – odpady o określonych nietypowych właściwościach w ramach gatunku.

Odpady przemysłowe

Odpady przemysłowe są pozostałościami z procesów przemysłowych. Odpady te stanowią ponad 90% całkowitej ilości odpadów wytwarzanych w Polsce. Odpady przemysłowe to uboczne produkty działalności człowieka powstające w procesach wydobywania i przetwórstwa przemysłowego, niepożądane w miejscu ich powstania. Są szkodliwe i uciążliwe dla środowiska. Ilość i skład odpadów przemysłowych wiąże się bezpośrednio z określoną branżą przemysłową lub z rodzajem produkcji.

Według Polskiej Klasyfikacji Dziesiętnej (PKD) do odpadów przemysłowych należą odpady z:

- sekcji C – górnictwo,
- sekcji D – przetwórstwo przemysłowe,
- sekcji E – wytwarzanie i zaopatrzenie w energię elektryczną, gaz, parę wodną i gorącą wodę,
- sekcji O – działalność usługowa, komunalna, społeczna i indywidualna,
- pozostałych sekcji.

Odpady przemysłowe można podzielić na [5]:

- mineralne surowce odpadowe – odpady górnictwa węgla kamiennego, odpady górnictwa rud metali nieżelaznych i surowców chemicznych, odpady z górnictwa surowców skalnych,
- odpady energetyczne,
- odpady niebezpieczne.

Mineralne surowce odpadowe to odpady stałe, które powstają w procesach wydobywania, wzbogacania i przetwarzania kopalin. Wiodącymi źródłami mineralnych surowców wtórnych w Polsce są górnictwo i energetyka.

Skład petrograficzny i chemiczny **odpadów węgla kamiennego** jest zróżnicowany i zależy od warunków geologicznych eksploatowanego złoża. Odpady pochodzą z partii spągowych, stropowych i przerostów pokładów węgla.

Do **odpadów górnictwa rud metali nieżelaznych i surowców chemicznych** należą odpady z rud miedzi, cynku, ołowiu oraz surowców chemicznych, takich jak siarka, sól kamienna czy baryt.

Odpady z górnictwa surowców skalnych pochodzą głównie z eksploatacji masowej, która przyczynia się do zwiększenia ilości odpadów. Materiał o frakcji poniżej 2 mm jest zazwyczaj uważany za odpad, po przepłukaniu staje się jednak surowcem pełnowartościowym.

Odpady energetyczne są ubocznymi produktami spalania. Odpad w postaci popiołu ma bardzo różnorodny skład w zależności od rodzaju spalanego węgla czy technologii spalania [1].

Odpady niebezpieczne – pochodzą nie tylko z przemysłu, ale też z rolnictwa, służby zdrowia czy transportu. Kwalifikuje się do nich część odpadów komunalnych. Cechami odpadów niebezpiecznych są: palność, korozyjność, reaktywność, ekotoksyczność i inne właściwości (np. żrące, zakaźne, rakotwórcze) [5].

Dominujące rodzaje odpadów przemysłowych występujących w Polsce

W państwach wysoko rozwiniętych gospodarczo w całości wytwarzanych odpadów dominują odpady przemysłowe. Zgodnie z danymi Głównego Urzędu Statystycznego w 2012 roku w Polsce wytworzono ogółem 123,5 mln ton (w latach wcześniejszych powstawały większe ilości odpadów). Z całej masy wytwarzanych odpadów 74,3% poddano odzyskowi, 22,9% unieszkodliwiono (w tym 18,2% odpadów składowanych), pozostała ilość 2,8% tymczasowo zmagazynowano.

Największe masy odpadów przemysłowych są gromadzone na terenach województw katowickiego, krakowskiego, legnickiego i wałbrzyskiego. Dominującymi odpadami przemysłowymi w Polsce są odpady górnicze (stanowią one 51,1% wszystkich odpadów) oraz odpady pochodzące z przemysłu energetycznego [5].

3. Wpływ odpadów przemysłowych na środowisko, gospodarowanie odpadami

Podstawy prawne ochrony środowiska przed opadami

W ostatnich latach ochrona przed odpadami stanowi jedno z głównych kierunków ochrony środowiska, zwłaszcza w państwach wysoko rozwiniętych. W Polsce pierwszym aktem prawnym mówiącym o odpadach i ich gospodarowaniu była ustawa z dnia 31 stycznia 1980 roku o ochronie i kształtowaniu środowiska [4]. Obecnie obowiązuje ustawa o odpadach z dnia 27 kwietnia 2001 roku (Dz.U. z 2001 r. Nr 62, poz. 628 z późn. zm.).

Ustawa o odpadach jest zgodna z prawem Unii Europejskiej. Podstawę zgodności stanowią wspólne cele w regulacji gospodarki odpadami oraz tożsamość kluczowych pojęć. Ustawa ta określa zasady postępowania z odpadami w sposób zapewniający ochronę życia i zdrowia ludzi oraz ochronę środowiska zgodnie z zasadą zrównoważonego rozwoju. Podstawowe znaczenie ma zapobieganie powstawaniu odpadów, ograniczanie ilości odpadów i ich negatywnego oddziaływania na środowisko oraz odzysk lub unieszkodliwianie odpadów. Ustawa o odpadach ma na celu wprowadzenie nowoczesnego systemu postępowania z wszystkimi odpadami. Postępowanie to powinno przebiegać w kilku uszeregowanych etapach, przy czym przejście do kolejnego powinno mieć miejsce tylko wtedy, gdy problemu nie udało się rozwiązać w etapie poprzednim. Ten schemat postępowania obejmuje [8]:

- zapobieganie powstawaniu odpadów lub minimalizację ich ilości,
- bezpieczne dla środowiska wykorzystanie odpadów,
- unieszkodliwianie odpadów zgodne z zasadami środowiska.

Specyficzne kwestie gospodarki odpadami regulują ustawy:

1. Ustawa z dnia 20 stycznia 2005 r. o recyklingu pojazdów wycofanych z eksploatacji.

2. Ustawa z dnia 24 kwietnia 2009 r. o bateriach i akumulatorach.
3. Ustawa z dnia 29 lipca 2005 r. o zużytych sprzęcie elektrycznym i elektronicznym.
4. Ustawa z dnia 29 czerwca 2007 r. o międzynarodowym przemieszczaniu odpadów.
5. Ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych.
6. Ustawa z dnia 29 listopada 2000 r. Prawo atomowe i inne.

Aby osiągnąć i zrealizować cele założone w aktualnej polityce ekologicznej państwa, opracowuje się plany gospodarki odpadami w skali kraju, województwa, powiatu i gminy. Plany te określają aktualny stan gospodarki odpadami na danym obszarze, prognozowane zmiany w zakresie gospodarki odpadami, działania zmierzające do poprawy sytuacji w gospodarowaniu odpadami, instrumenty finansowe służące realizacji zamierzonych celów, system monitoringu i oceny realizacji zamierzonych celów.

Oddziaływanie odpadów przemysłowych na środowisko

Odpady przemysłowe stanowią jedno z głównych i najbardziej uciążliwych źródeł zanieczyszczenia środowiska. Odpady te wprowadzają do środowiska niebezpieczne substancje, które są trudniej rozkładalne. W glebach znajdują się coraz większe stężenia metali ciężkich i pestycydów, natomiast w wodach gruntowych i powierzchniowych coraz większa zawartość substancji organicznych [9].

Zagrożenie środowiska przez odpady przemysłowe pojawia się tam, gdzie są nagromadzone ich większe ilości w postaci stałej lub płynnej. Miejscami gromadzenia odpadów przemysłowych są [4]:

- unieszkodliwianie odpadów
- wysypiska oraz zwały odpadów stałych,
- wgłębienia terenu wypełnione odpadami,
- stawy ściekowe,
- magazynowanie surowców oraz gotowych produktów na nieodpowiednich terenach.

Problem dotyczący odpadów przemysłowych jest jednak nieco inny niż odpadów komunalnych. W odpadach komunalnych przeważają odpady bytowo-gospodarcze o składzie bardzo podobnym w przeciwieństwie do odpadów przemysłowych, których skład i właściwości bardzo się różnią. Konsekwencje zanieczyszczenia środowiska przedstawiono na rys. 1.

Efektami zanieczyszczenia środowiska wpływającymi bezpośrednio na ludność jest złe samopoczucie, zapalenia dróg oddechowych, różnego rodzaju epidemie i choroby, spadek aktywności, agresja, skrócenie długości życia. Skutkami zanieczyszczenia na środowisko i zwierzęta są: przypadki mutacji niektórych gatunków, wyginiecie gatunków, spadek reprodukcyjności, ograniczenie potencjału rozwojowego niektórych gatunków, ograniczenie dostępu do zasobów natury, zniszczenie elementów środowiska [9].



Rys. 1. Najważniejsze elementy wpływu zanieczyszczenia środowiska na życie człowieka

Fig. 1. The most vital elements of environment contamination's influence on human life

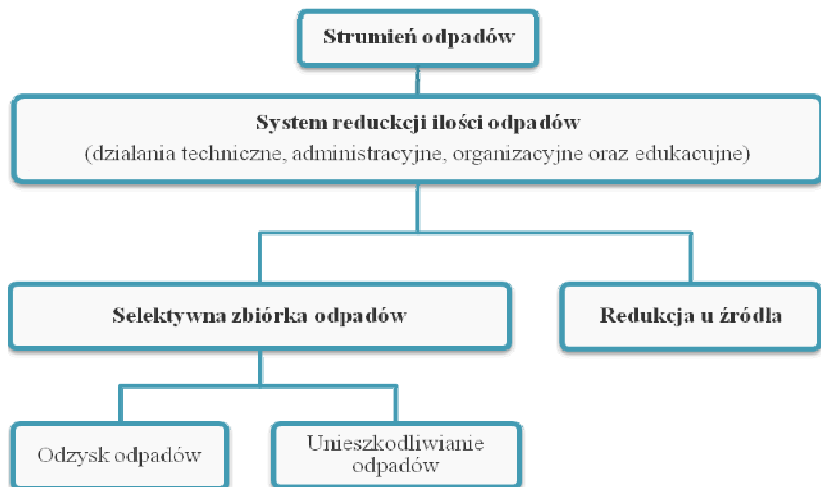
Gospodarowanie odpadami przemysłowymi

Przez gospodarowanie odpadami rozumie się zbieranie, transport, odzysk i unieszkodliwianie odpadów, w tym również nadzór nad takimi działaniami oraz miejscami unieszkodliwiania odpadów. Według ustawy o odpadach, kto podejmuje działania powodujące lub mogące powodować powstawanie odpadów, powinien takie działania planować, projektować i prowadzić, tak aby [6]:

- zapobiegać powstawaniu odpadów lub ograniczać ilość odpadów i ich negatywne oddziaływanie na środowisko przy wytwarzaniu produktów, podczas i po zakończeniu ich użytkowania,
- zapewniać zgodny z zasadami ochrony środowiska odzysk, jeżeli nie udało się zapobiec powstawaniu odpadów,
- zapewniać zgodne z zasadami ochrony środowiska unieszkodliwianie odpadów, których powstaniu nie udało się zapobiec lub których nie udało się poddać odzyskowi.

Podstawową zasadą w gospodarowaniu odpadami jest przede wszystkim redukcja ilości odpadów. Zalicza się do niej redukcję odpadów u źródła oraz selektywną zbiórkę odpadów. Redukcję u źródła, czyli zmniejszenie ilości wytwarzanych odpadów, można osiągnąć poprzez zmiany w surowcach wyjściowych, zmiany w produkcjach, zmiany w technologii oraz właściwe wykorzystywanie. Selektywna zbiórka odpadów ma na celu ponowne wykorzystanie odpadów lub poddanie ich procesowi unieszkodliwienia. Schemat przepływu odpadów przedstawiono na rys. 2.

Redukcja odpadów u źródła jest najbardziej efektywnym działaniem w gospodarce odpadami. Zmniejszenie masy wytwarzanych odpadów przynosi korzyści ekonomiczne, podnosi skuteczność procesów technologicznych, rozwój techniki oraz organizacji w zakładach przemysłowych. Mniejsze ilości powstających odpadów to także niższe koszty związane z ich transportem, unieszkodliwianiem czy składowaniem [3].



Rys. 2. Ogólny schemat postępowania z odpadami

Fig. 2. General scheme of waste bearing

Zapobieganie powstawaniu odpadów

Zapobieganie powstawaniu odpadów jest bardzo ogólnym celem, zależy od wielu czynników oraz zainteresowanych stron, tj. od władz krajowych czy lokalnych. Istotne są także zmiany nastawienia i zachowania w gospodarstwach domowych oraz przedsiębiorstwach przemysłowych.

Zapobieganie wytwarzaniu odpadów może przyczyniać się do:

- ograniczenia negatywnego wpływu gospodarki odpadami na środowisko naturalne, np. ograniczenia emisji gazów cieplarnianych, zwłaszcza metanu ulatniającego się ze składowisk oraz dwutlenku węgla ze spalarni i zakładów recyklingu,
- efektywniejszego korzystania z zasobów, osiąganego przez oszczędność energii i zmniejszenie zużycia materiałów,
- ograniczenia produkcji odpadów niebezpiecznych.

Zapobieganie powstawaniu odpadów obejmuje także działania, które można podjąć gdy produkt skończy swój cykl życia, np. zamiast pozbywać się zużytego produktu eksplorator powinien wziąć pod uwagę powtórne wykorzystanie, naprawę bądź odnowienie. Formą zmniejszania ilości powstałych odpadów jest więc wydłużanie długości życia produktu lub przynajmniej rozważenie takiego wyboru.

Wykorzystanie surowców odpadowych

Surowce odpadowe w gospodarce powstają podczas produkcji i eksploatacji wyrobów. Surowce odpadowe znajdują się także w produktach zużytych lub uszkodzonych. Możliwość powtórne wykorzystania tych surowców wynika

z tego, że są one materiałami odnawialnymi, dzięki czemu można wznowić ich pierwotne właściwości, odzyskać poszczególne składniki lub usunąć z nich związki szkodliwe [7].

Przetworzenie surowców odpadowych w substancje użyteczne gospodarczo powoduje, że stają się one produktami. Korzyściami wynikającymi z tego procesu jest przede wszystkim:

- wydłużenie okresu eksploatacji składowisk odpadów przemysłowych,
- zmniejszenie kosztów transportu surowców poprzez ich mniejsze ilości,
- zmniejszenie zużycia surowców pierwotnych.

Pozyskiwanie i wykorzystywanie surowców pochodzących z odpadów użytkowych jest o wiele bardziej złożone i pracochłonne niż z odpadów produkcyjnych. Surowce pobierane z odpadów użytkowych są zazwyczaj zanieczyszczone oraz stanowią mieszaninę różnego rodzaju składników. Odpady z wyeksploatowanych produktów użytkowych można wykorzystać poprzez [3]:

- powtórne wielokrotne wykorzystanie produktu do spełnienia funkcji jak w cyklu początkowym, po dodatkowym procesie uzdatniającym, np. naprawa części,
- ponowne wykorzystanie surowca bez zmiany jego stanu i składu do wytworzenia nowego produktu, np. przetop złomu metali do wykonania odlewu,
- zmianę ich stanu i składu, np. spalanie odpadów w celu wykorzystania energii.

Wykorzystanie odpadów odbywa się w trzech etapach:

- 1) pozyskiwanie odpadów,
- 2) uzdatnianie odpadów,
- 3) użytkowanie odpadów.

Pozyskiwanie surowców wtórnych z odpadów odbywa się poprzez skup czy selektywną zbiórkę odpadów. Uzdatnianie obejmuje różne czynniki, takie jak segregację, czyszczenie, rozdrabnianie, granulowanie czy przetapianie. Założeniem wykorzystania surowców odpadowych jest znalezienie odpowiedniego kierunku zastosowania odpadu oraz dobranie właściwego procesu technologicznego. Dzisiejszy postęp nauki i osiągnięcia techniki pozwalają na przerób i wykorzystanie wszelkich odpadów [3].

Gospodarowanie odpadami niebezpiecznymi

Pierwszym krokiem w gospodarowaniu odpadami niebezpiecznymi jest ich gromadzenie, a następnie wydzielenie w osobne miejsce. Jedną z podstawowych metod unieszkodliwiania jest deponowanie na składowiskach odpadów niebezpiecznych. Składowiska te powinny spełniać szczególne wymagania. Innymi miejscami do składowania lub czasowego przechowywania odpadów niebezpiecznych są zbiorniki zamknięte, zbiorniki otwarte, baseny, składowiska nadziemne lub podziemne, podziemne w mogiłnikach. Unieszkodliwianie odpadów

niebezpiecznych ma na celu eliminację toksycznych i szkodliwych związków w nich zawartych. Bezpieczną metodą unieszkodliwiania odpadów jest spalanie. Spalanie zapewnia wysoki stopień rozkładu i kontrolę odpadów niebezpiecznych. Innymi technologiami zagospodarowania odpadów niebezpiecznych są: odzysk i powtórne wykorzystanie, unieszkodliwianie metodami fizykochemicznymi i metodami biologicznymi, zestalanie oraz izolowanie [2].

Unieszkodliwianie odpadów polega na poddaniu odpadów różnym procesom. Procesami unieszkodliwiania odpadów są metody przekształceń biologicznych, chemicznych lub fizycznych. Celem tych procesów jest doprowadzenie odpadów do stanu, w którym nie będą stwarzać zagrożenia dla życia, zdrowia ludzi lub środowiska. Procesami unieszkodliwiania odpadów są przede wszystkim takie procesy, jak składowanie na składowiskach, obróbka w glebie, retencja powierzchniowa (np. umieszczanie odpadów na lagunach czy poletkach osadowych), termiczne przekształcanie odpadów. Termicznym przekształcaniem odpadów są procesy spalania odpadów poprzez ich utlenienie, zagazowanie, rozkład pizolityczny, proces plazmowy. Procesy te są prowadzone w odpowiednio przygotowanych instalacjach lub urządzeniach [6].

Monitoring odpadów

Zadaniem Państwowego Monitoringu Środowiska jest gromadzenie informacji o źródłach i ładunkach substancji, które są wprowadzane do środowiska. W ramach programu Państwowego Monitoringu Środowiska Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska prowadzi monitoring gospodarki odpadami. Monitoring odpadów powinien być jednym z głównych priorytetów państwa w ramach polityki ekologicznej.

Układ monitoringu gospodarki odpadami składa się z następujących poziomów:

- krajowy – gromadzi informacje z baz regionalnych dla głównego szczebla (Główny Inspektorat Ochrony Środowiska w Warszawie),
- regionalny – pomocny dla urzędów wojewódzkich i organizacji samorządowych (Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska),
- lokalny – sporządzany na potrzeby określonego obiektu, np. składowiska odpadów.

Głównymi zadaniami monitoringu gospodarki odpadami są:

- ocena ilościowa i jakościowa odpadów (od wytworzenia aż do zagospodarowania),
- ocena wpływu odpadów na środowisko naturalne,
- informowanie o zagrożeniach wywołanych przez odpady na środowisko,
- kontrola zagospodarowania odpadami.

Monitoring gospodarki odpadami opiera się na innych zasadach niż monitoring stanu środowiska. Różnicę stanowi to, że odpady mogą być wykorzystane, dlatego w ramach monitoringu odpadami należy nadzorować ilość powstających i przemieszczających się odpadów. Jednocześnie należy kontrolować negatywne

oddziaływanie na środowisko wywoływane przez składowiska odpadów. Monitoring odpadami jest także odnośnikiem do podejmowania ważnych decyzji, takich jak racjonalne wykorzystanie odpadów, unieszkodliwianie odpadów czy bezpieczne dla środowiska składowanie odpadów [5].

4. Rodzaj, ilość i źródła powstawania odpadów

Według Wojewódzkiego Systemu Odpadowego w 2011 roku wytworzono 41,3 tys. Mg odpadów niebezpiecznych, co stanowiło 2,51% ogółu powstałych odpadów. W roku 2012 masa odpadów niebezpiecznych wyniosła 49,3 tys. Mg, co odpowiadało 3,09% wytworzonych odpadów w tym roku. Porównując lata 2011-2012, liczba wytworzonych odpadów niebezpiecznych w 2012 roku nieco wzrosła. Przedsiębiorstwa działające na terenie województwa podkarpackiego wytworzyły w 2011 roku 1646561,596 Mg odpadów, w 2012 zaś 1595885,490 Mg. Z danych tych wynika, że ilość wytwarzanych odpadów ma tendencję spadkową. W 2011 roku najwięcej wytworzono odpadów z instalacji i urządzeń służących zagospodarowaniu odpadów, z oczyszczalni ścieków oraz z uzdatniania wody pitnej i wody do celów przemysłowych, które stanowiły 20,14% wszystkich odpadów. W 2012 roku odnotowano największą ilość odpadów z budowy, remontów i demontażu obiektów budowlanych oraz infrastruktury drogowej (włączając glebę i ziemię z terenów zanieczyszczonych), tj. 23,58%.

Do pozostałych grup wytwarzanych w dużych ilościach w 2011 roku należą:

- odpady z procesów termicznych – 17,19%,
- odpady z budowy, remontów i demontażu obiektów budowlanych oraz infrastruktury drogowej (włączając glebę i ziemię z terenów zanieczyszczonych) – 12,33%.

Do pozostałych grup wytwarzanych w dużych ilościach w 2012 roku należą:

- odpady z instalacji i urządzeń służących zagospodarowaniu odpadów, z oczyszczalni ścieków oraz z uzdatniania wody pitnej i wody do celów przemysłowych – 18,59%,
- odpady nieujęte w innych grupach – 12,93%.

Na terenie województwa podkarpackiego najmniej wytworzono:

- odpadów z przemysłu skórzanego, futrzarskiego i tekstylnego,
- odpadów z produkcji, przygotowania, obrotu i stosowania produktów przemysłu chemii nieorganicznej,
- odpadów z przemysłu fotograficznego i usług fotograficznych,
- odpadów z rozpuszczalników organicznych, chłodziw i propelentów.

Każda z tych grup w latach 2011 i 2012 stanowiła 0,01% wszystkich odpadów.

Najwięksi wytwórcy odpadów przemysłowych w województwie podkarpackim

Województwo podkarpackie należy do grupy województw o najniższym wskaźniku wytwarzania odpadów przemysłowych, zajmując 12. miejsce w kraju. W latach 2011-2012 w województwie podkarpackim wytworzono ok. 1,6 mln Mg odpadów, natomiast w całej Polsce ok. 112,5 mln Mg (w latach 2011-2012). Odpady przemysłowe powstające na obszarze województwa podkarpackiego stanowią około 1,4% odpadów wytworzonych w skali kraju.

Największe ilości odpadów przemysłowych w województwie podkarpackim zostały wytworzone w powiecie mielecki, stalowowolskim oraz w mieście Rzeszowie. Łączna masa odpadów z tych trzech regionów stanowi 56,8% ilości wytwarzanych odpadów z całego województwa. Najmniejszą ilość odpadów przemysłowych wytworzono w powiatach: strzyżowskim, przemyskim i kolbuszowski.

Rodzaj i ilość odpadów poddawanych procesom odzysku

Biorąc pod uwagę dane zgromadzone przez Wojewódzki System Odpadowy (WSO) na obszarze województwa podkarpackiego ogółem odzyskowi poddano następującą masę odpadów przemysłowych:

- w 2011 roku – 1 632 906,074 Mg,
- w 2012 roku – 977 293,911 Mg.

W 2011 roku procesom odzysku na terenie województwa podkarpackiego były poddawane przede wszystkim odpady z przetwórstwa drewna oraz z produkcji płyt i mebli, masy celulozowej, papieru i tektury. Grupa ta stanowiła 45,37% ogółu odzyskiwanych odpadów, w 2012 roku odzysk z tej grupy znacząco się zmniejszył, spadając aż do 3,48%.

Do grup poddawanych procesom odzysku w latach 2011-2012 na poziomie 8-16% należą:

- odpady z procesów termicznych,
- odpady z budowy, remontów i demontażu obiektów budowlanych oraz infrastruktury drogowej (włączając glebę i ziemię z terenów zanieczyszczonych),
- odpady z instalacji i urządzeń służących zagospodarowaniu odpadów, z oczyszczalni ścieków oraz z uzdatniania wody pitnej i wody do celów przemysłowych.

Rodzaj i ilość odpadów poddawanych procesom unieszkodliwiania

Według bazy danych zebranych przez WSO na terenie województwa podkarpackiego unieszkodliwieniu poddano następującą masę odpadów:

- w 2011 roku – 149 481,100 Mg,
- w 2012 roku – 162 290,124 Mg.

Procesom unieszkodliwiania na terenie województwa podkarpackiego były poddawane przede wszystkim odpady z instalacji i urządzeń służących zagospodarowaniu odpadów, z oczyszczalni ścieków oraz z uzdatniania wody pitnej i wody do celów przemysłowych. W 2011 roku grupa ta stanowiła 54,06% ogółu unieszkodliwianych odpadów, natomiast w 2012 wzrosła do 62,78%.

Do innych odpadów często podawanych procesom unieszkodliwiania (na poziomie 5-13%) należą:

- odpady powstające podczas poszukiwania, wydobywania, fizycznej i chemicznej przeróbki rud oraz innych kopalin,
- odpady z rolnictwa, sadownictwa, upraw hydroponicznych, rybołówstwa, leśnictwa, łowiectwa oraz przetwórstwa żywności,
- odpady nieujęte w innych grupach.

5. Identyfikacja problemów w gospodarowaniu odpadami

Baza danych w Wojewódzkim Systemie Odpadowym (WSO) w pełni nie odzwierciedla stanu gospodarki odpadami na terenie województwa podkarpackiego, szczególnie jeśli chodzi o gospodarowanie odpadami w małych firmach usługowych. Małe firmy często nieregularnie lub w ogóle nie przekazują informacji na temat gospodarowania odpadami, co wiąże się z małą znajomością przepisów prawa w zakresie gospodarowania odpadami lub trudną sytuacją finansową niektórych firm.

Problemem tkwi w niewystarczającej świadomości mieszkańców dotyczący szkodliwości dla środowiska, zdrowia i życia ludzi odpadów przemysłowych, w tym odpadów niebezpiecznych. Prowadzi to do powstawania tzw. „dzikich wysypisk”. Władze województwa podkarpackiego powinny bardziej motywować społeczeństwo do zachowań proekologicznych.

W województwie podkarpackim zidentyfikowano niniejsze problemy w zakresie gospodarowania odpadami:

- brak powszechnego systemu zbierania odpadów niebezpiecznych w niektórych grupach,
- niepełna ewidencja w odzyskiwaniu i unieszkodliwianiu odpadów pochodzących z przemysłu,
- część odpadów zagospodarowywana bez jej zgłaszania,
- duże rozproszenie wytwórców, co utrudnia odbieranie od nich odpadów,
- niewykorzystanie w pełni istniejących instalacji do odzysku lub unieszkodliwiania odpadów,
- brak modernizacji niektórych instalacji,
- brak zagospodarowania niektórych odpadów, np. w postaci pylistej czy uwodnionej, co utrudnia ich transport i zagospodarowanie,
- brak systemu zbierania przeterminowanych leków z gospodarstw domowych,

- brak prowadzenia ewidencji ilości wytwarzanych odpadów weterynaryjnych w wielu placówkach lecznicy zwierząt,
- małe wykorzystanie nowoczesnych technologii małodopadowych z powodu dużych kosztów.

6. Podsumowanie

Ponieważ odpady przemysłowe mają negatywny wpływ na środowisko, należy nimi racjonalnie gospodarować. Ważną zasadą w gospodarowaniu odpadami jest redukcja odpadów u źródła ich powstawania oraz selektywna zbiórka. Pozyskane odpady w pierwszej kolejności powinny być poddane procesowi odzysku, a dopiero później procesowi unieszkodliwiania. Odzysk odpadów ma na celu wykorzystanie odpadów w całości lub w jego części. Unieszkodliwieniu poddaje się odpady, których nie dało się odzyskać. Odpady można unieszkodliwiać metodami biologicznymi, chemicznymi oraz fizycznymi. Każda z tych metod ma na celu doprowadzenie odpadów do stanu, w którym nie będą stwarzać zagrożenia dla otoczenia. Właściwe gospodarowanie odpadami kontroluje monitoring odpadów. Monitoring odpadów gromadzi także informacje na temat ilości i jakości wytwarzanych odpadów oraz ocenia ich wpływ na środowisko. Należy podejmować także działania w zakresie edukacji społeczeństwa w związku z gospodarowaniem odpadów oraz kontrolować zakłady przemysłowe wytwarzające odpady.

Do instalacji odzyskujących i unieszkodliwiających odpady znajdujące się w województwie podkarpackim należą: składowiska odpadów, sortownie, spalarnie, pólspalanie, instalacje do zagospodarowania odpadów ulegających biodegradacji, stacje demontażu pojazdów, zakłady przetwarzania zużytego sprzętu elektrycznego i elektronicznego, instalacje do zagospodarowania komunalnych osadów ściekowych.

Baza danych w Wojewódzkim Systemie Odpadowym w pełni nie odzwierciedla stanu gospodarki odpadami na terenie województwa podkarpackiego. Problemem w gospodarowaniu odpadami jest niewystarczająca świadomość mieszkańców dotycząca szkodliwości odpadów dla środowiska, zdrowia i życia ludzi. Podsumowując, aby usprawnić gospodarowanie odpadami, należy rozwijać istniejące systemy zbiórki odpadów przemysłowych oraz odpadów niebezpiecznych ze źródeł rozproszonych. Trzeba dążyć do większego wykorzystania instalacji do odzysku i unieszkodliwiania odpadów przemysłowych, ponownego stosowania odpadów oraz zwiększenia udziału odpadów unieszkodliwianych w sposób inny niż składowanie.

Literatura

- [1] Baran S., Łabętowicz J.: Przyrodnicze wykorzystanie odpadów. Podstawy teoretyczne i praktyczne. Powszechne Wydawnictwo Rolnicze i Leśne, Warszawa 2011.

- [2] Bendkowski J., Wengierek M.: Logistyka odpadów. Tom I: Procesy logistyczne w gospodarce odpadami. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002.
- [3] Borowski G., Kuczmaszewski J.: Utylizacja drobnoziarnistych odpadów metalowych. Wydawnictwo Uczelniane, Lublin 2005.
- [4] Drzał E., Kozak: Fizykochemiczne i mikrobiologiczne zagrożenia środowiska przez odpady. Państwowa Inspekcja Ochrony Środowiska, Warszawa 1995.
- [5] Rosik-Dulewska C.: Podstawy gospodarki odpadami. Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 2007.
- [6] Ustawa o odpadach z dnia 27 kwietnia 2001r. (Dz.U. Nr 62, poz. 628 z późn. zm.).
- [7] Wiatr I., Marczak H., Sawa J.: Podstawy działań naprawczych w środowisku. Wydawnictwo Naukowe Gabriel Borowski, Lublin 2003.
- [8] Władacz M.: Gospodarka odpadami. Poradnik przedsiębiorcy. Polska Agencja Rozwoju Przedsiębiorczości, Warszawa 2003.
- [9] Wyciślik A., Miroń M.I.: Nowoczesne metody w analityce odpadów przemysłowych. Instytut Gospodarki Odpadami, Katowice 1995.

ANALYSIS OF INDUSTRIAL WASTE MANagements IN PODCARPACIE

Summary

The paper represents types of wastes taking place in Podcarpacie, their environmental effect, waste preventing methods, waste quantity analysis and methods for reducing hazardous wastes in Podcarpathia environment. In the thesis kinds of waste occurring in Podcarpacie Voivodeship are presented as well as their influence on the environment, the methods of preventing the creation of waste, analysis of waste quantity and methods of decreasing dangerous waste in the environment of Podkarpackie Voivodeship. General characteristics of industrial waste occurring in Poland are given. The largest masses of industrial waste are gathered in the following Voivodeships: Katowice, Krakov, Legnica and Valbrych. The dominant industrial waste in Poland are the mining ones as well as these coming from electric industry. In the article the influence of industrial waste on natural environment was emphasised. Such waste introduce dangerous substances into the environment, in addition their slowly dissolving composition continuously grows. In soils there is mounting concentration of heavy metals and pesticides, simultaneously, in groundwater and surface water there is constant increase in content of organics. The rule in waste management is, first of all, the reduction of waste, including the reduction of waste in source as well as selective waste collection. The reduction in source of waste creation, meaning the decrease of created waste, can be achieved by changes in feedstock, production, technology and appropriate usage. Selective waste collection aims in repeat usage or disposal of waste. In the article the methods of dangerous waste management as well as waste monitoring are presented. The disposal processes of waste include keeping them in stockyards, processing in the soil, surface retention (for instance, placing of waste in lagoons or sludge drying beds), waste incineration. In addition, the identification of problems in waste management was presented.

Keywords: environment, waste management, types of wastes

Przestano do redakcji: 18.06.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.130

Roman KHMIL¹
Yaroslav BLIKHARSKYY²
Igor VASILIEV³

INFLUENCE OF CONSTRUCTION'S LOADING LEVEL ON STRENGTH AND DEFORMABILITY OF RC COLUMNS STRENGTHENED BY CFRP

This paper presents results of research of reinforced concrete columns strengthened by CFRP laminate under different load levels. During the building exploitation it is often difficult to completely unload the structure, and in some cases impossible. To simulate this factor before strengthening experimental samples were adjusted to the level of 1/3 and 1/2 of experimentally determined destructive efforts of the unstrengthened column. For more experimental research dates two columns were strengthened without loading. All samples were strengthened by CFRP laminate Sika Carbodur S512 with 25 mm width. The loading was applied with eccentricity $e = 150$ mm. Comparative analysis was carried out and strengthened effectiveness was determined. The effectiveness of strengthening increases with decreasing loading level on construction but this difference was small during testing.

Keywords: reinforced columns, strengthening, CFRP laminate

1. Introduction

One of the most popular in today's world materials for construction of buildings is reinforced material which combines steel and concrete. Concrete protects the steel from corrosion and with steel perceives compression and stretch forces. Under the influence of time, the negative impact of the environment, not quality materials its performance properties deteriorate and, consequently, the carrying capacity is reduced. Therefore the need appears to restore or strengthen these structures. One of modern methods of strengthening is the use of carbon-fiber-reinforced polymers (CFRP) [8, 10, 12, 13, 17, 18, 20,

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Roman Khmil, Lviv Polytechnic National University, blv. St. Bandery 12, 79013 Lviv, Ukraine, roman_hl@ukr.net

² Yaroslav Blikharskyy, Lviv Polytechnic National University, yzb@ukr.net

³ Igor Vasiliev, Lviv Polytechnic National University, bsavko@ukr.net

22]. The advantage is their great corrosion resistance to environmental factors, high stiffness and strength and weight in comparison with other materials.

Disadvantage of relatively high cost is offset by cost reduction and labor when performing work on strengthening, by decrease of performance time, by lack of needs to use the expensive equipment, installed and used without unloading the structures.

2. Reference analysis

Currently, for FRP strengthening systems there are designed code and guidelines in many countries, such as in the U.S.A [1, 2], Canada [18], EU [6, 13], Italy [7], Germany [5], UK [21, 22], Switzerland [16], France [14], Japan [9, 11, 12], China [19]. There are many research works in the world [4, 8, 10, 15, 20, 23] and also in Ukraine this question is studied by researchers [3, 9].

3. Goal and objectives

The goal of this work is to determine the parameters of strength of reinforced concrete columns strengthened by CFRP laminate at different levels of initial load, comparing them with unstrengthened columns, setting efficiency of strengthened ones.

4. Methods of experimental research

To achieve the goal the experimental samples of columns with dimensions 2200 x 180 x 140 mm were made. At the edges of columns cantilever was constructed to apply the eccentrically load. In the research the accepted eccentricity equals to 150 mm. The construction of experimental samples is shown in fig. 1.

During the production process special fasteners were attached to reinforcing bars. They serve for attaching mechanical devices to determine the deformation of steel reinforcement. To simulate the real exploitation conditions of rc columns the specimens before strengthening were loaded to the level of $0.3N_u^{\text{exp}}$, $0.5N_u^{\text{exp}}$ (1/3 and 1/2 of experimentally determined destructive forces of unstrengthened samples). For comparison two columns also were strengthened without loading. Then samples were strengthened by CFRP laminate Sika Carbodur S512 (fig. 2). Laminate width was 25 mm.

CFRP laminate was attached to the stretched edge of the column. For reliable laminate anchoring two layers of fabric SikaWrap were applied on the cantilever. Work was performed by the manufacturer technique [17].

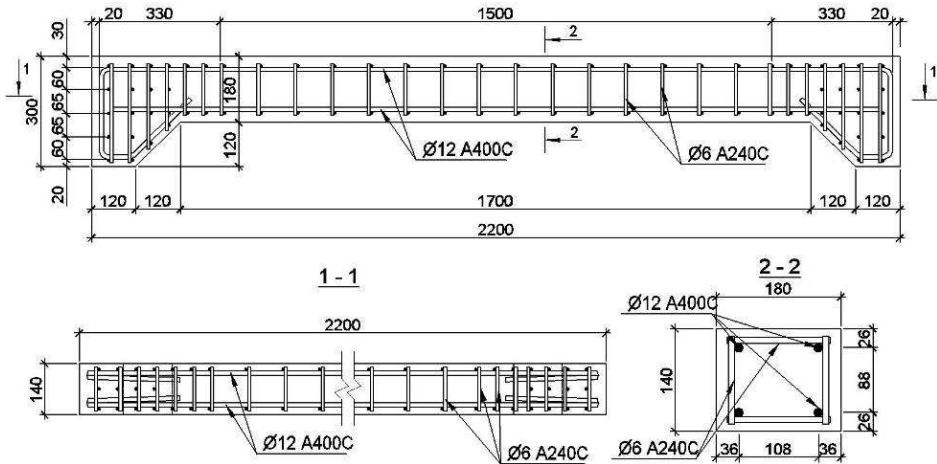


Fig. 1. Design and reinforcement of unstrengthened samples

Rys. 1. Projekt i zbrojenie próbek niewzmocnionych

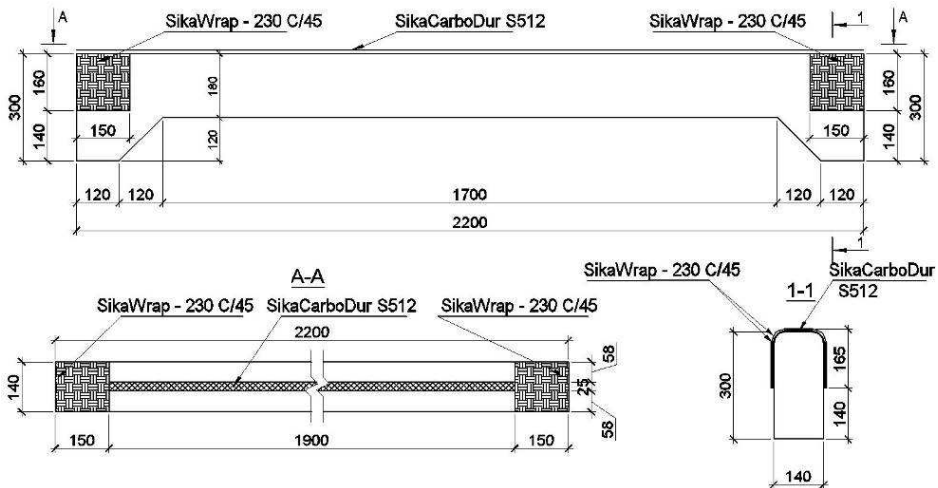


Fig. 2. Reinforcement of samples strengthened by CFRP laminate

Rys. 2. Zbrojenie próbek wzmocnionych taśmami CFRP

The following labeling for experimental samples was chosen: CU – column unstrengthened, CSL – column strengthened by CFRP laminate. The first number in column label indicates the batch number, the second one – number of column in the series and the number that stands after the dash indicates – the loading level during strengthening. During the experimental studies 8 samples were tested, namely two unstrengthened columns (CU-0.1 and CU-0.2), two columns (CSL-1.3 and CSL-1.4) were strengthened without loading, two

samples (CSL-1.5-0,3 and CSL-1.6-0,3) were strengthened under loading equal to 0.3 from strength capacity of samples CU-0.1 and CU-0.2 and two samples (CSL-1.7-0.5 and CSL-1.8-0.5) were strengthened under 0.5 from strength of unstrengthened columns.

Strengthened samples were tested to failure. Loading was applied in steps 10 kN each with 15 min between steps. The load was applied by the hydraulic jack. Experimental samples were tested in the horizontal position. To determine the deformation characteristics of columns generally 28 strain gauges were used during not strengthened columns test and 35 strain gauges during strengthened columns test. There by the gauges the strain of reinforcement and concrete was measured. To measure the curvature of the columns 5 deflectometers were placed along its length (fig. 3).



Fig. 3. Sample CSL-1.8-0.5 during test

Rys. 3. Próbką CSL-1.8-0.5 podczas badań

5. Results and discussion

In all experimental samples three cross-sections were considered. In each cross-section two gauges were placed on stretched reinforced bars and one gauge on concrete of compressed edge of the column. On the additional reinforcement gauges were placed along the length of the laminate.

According to recommendation of FIB [6] there are 2 limit states. The first is „serviceability limit state (SLS)”, and the second – „ultimate limit state (ULS)”. SLS corresponds to the moment when the strain in the stretched steel bars and CFRP laminate reaches the limit values. However, if the deformation of steel reinforcement reached the yield stress and strain of CFRP laminate have not reached the limit values, and vice versa, is considered that the SLS has not been reached. ULS corresponds to the moment when compressed concrete of cross-section is crushed.

Using obtained experimental results we plotted the averaged graphics of deformations of compressed concrete, stretched steel bars and CFRP laminate in

depending from loading for all columns (fig. 4). Yielding of steel reinforcement begins at $\varepsilon_{Sa} = 280 \cdot 10^{-5}$ (Young's modulus $E = 205$ GPa). Limit state for CFRP laminate was determined at $\varepsilon_{SL} = 500 \cdot 10^{-5}$ (Young's modulus 165 GPa) according to FIB [6].

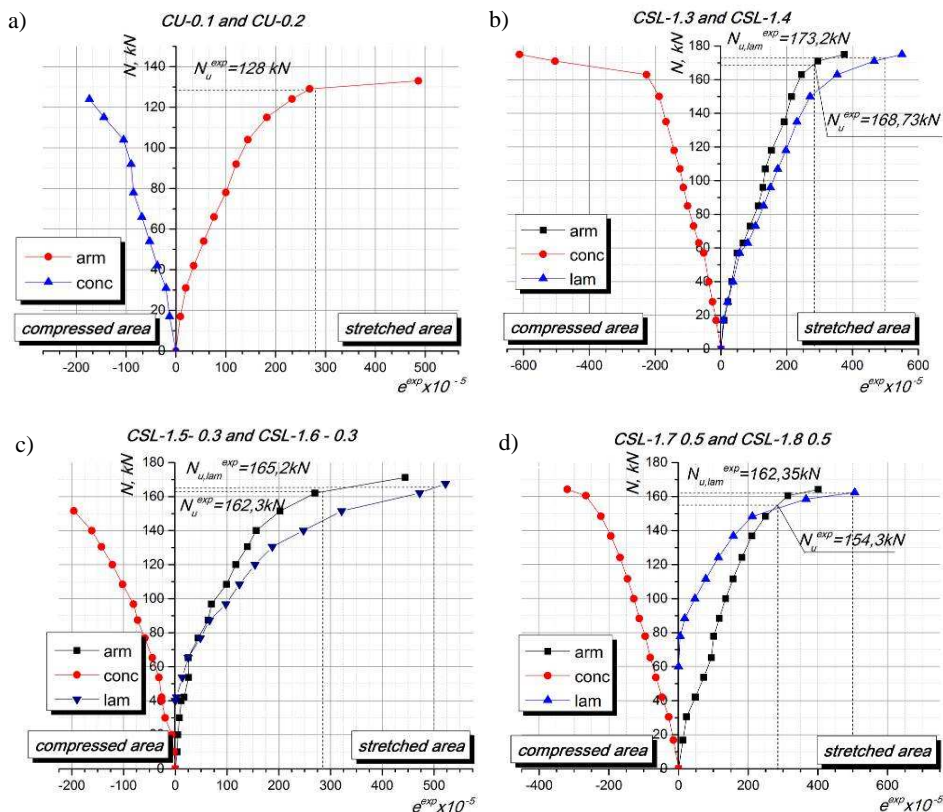


Fig. 4. Strain in stretched reinforcement (arm) and laminate (lam), compressed concrete (bet) of columns: a) CU-0.1 and CU-0.2, b) CSL-1.3 and CSL-1.4, c) CSL-1.5-0.3 and CSL-1.6-0.3, d) CSL-1.7-0.5 and CSL-1.8-0.5; average of twins

Rys. 4. Odształcenia w zbrojeniu rozciągany (arm) i taśmie z włókien węglowych (lam) oraz betonie ściskanym (bet) słupów: a) CU-0.1 i CU-0.2, b) CSL-1.3 i CSL-1.4, c) CSL-1.5-0.3 i CSL-1.6-0.3, d) CSL-1.7-0.5 i CSL-1.8-0.5; wartość średnia z dwóch

After analyzing we compare the value of the compressive force at which the limit state of each components of samples (steel reinforcement, CFRP laminate, concrete) occurs (tab. 1-3).

Strengthening effect for samples CSL-1.3 and CSL-1.4 was 31.8%, for samples CSL-1.5-0.3 and CSL-1.6-0.3 – 26.8% and for samples CSL-1.7-0.5 and CSL-1.8-0.5 – 20.5%.

Table 1. Compressive force at reinforcement yield state

Tabela 1. Siła ściskająca w chwili uplastycznienia zbrojenia

Sample	Cross-section dimensions, $b \times h$ [mm]	Compressive force at reinforcement yield [kN]		Strengthening effect [%]	
		sample	average	sample	average
CU-0.1	140 x 180	127.4	128	-	-
CU-0.2		128.6			
CSL-1.3		168.4	168.73	31.6	31.8
CSL-1.4		169.05		32.1	
CSL-1.5-0.3		163.2	162.3	27.5	26.8
CSL-1.6-0.3		161.4		26.1	
CSL-1.7-0.5		153.5	154.3	19.9	20.5
CSL-1.8-0.5		155.1		21.2	

Table 2. Compressive force at CFRP laminate limit state

Tabela 2. Siła ściskająca w chwili osiągnięcia nośności przez taśmę CFRP

Sample	Cross-section dimensions $b \times h$ [mm]	Compressive force at SLS of CFRP laminate [kN]		Strengthening effect [%]	
		sample	average	sample	average
CU-0.1	140 x 180	127.4	128	-	-
CU-0.2		128.6			
CSL-1.3		175	173.2	36.7	35.3
CSL-1.4		171.4		33.9	
CSL-1.5-0.3		165.7	165.2	29.5	29.1
CSL-1.6-0.3		164.7		28.7	
CSL-1.7-0.5		161.2	162.35	25.9	26.8
CSL-1.8-0.5		163.5		27.7	

Table 3. Compressive force at concrete failure

Tabela 3. Siła ściskająca w chwili zniszczenia betonu

Sample	Cross-section dimensions $b \times h$ [mm]	Compressive force at concrete failure (ULS) [kN]		Strengthening effect [%]	
		sample	average	sample	average
CU-0.1	140 x 180	133.5	133.25	-	-
CU-0.2		133			
CSL-1.3		183.6	182.5	37.8	37.0
CSL-1.4		181.4		36.1	
CSL-1.5-0.3		170.5	171.05	28.0	28.4
CSL-1.6-0.3		171.6		28.8	
CSL-1.7-0.5		169.2	169.35	27.0	27.1
CSL-1.8-0.5		169.5		27.2	

After strengthening of columns by CFRP laminates, the main steel reinforcement and the additional one work and redistribute the applied deformations among each other. When stress in steel reinforcement reach the yielding all additional tensile stress transfers to the laminate. Failure of the sample occurs after concrete crushing in the compressed edge of the column. In table 2 we compare the value of compressive loading when the strain in CFRP laminate corresponds to SLS.

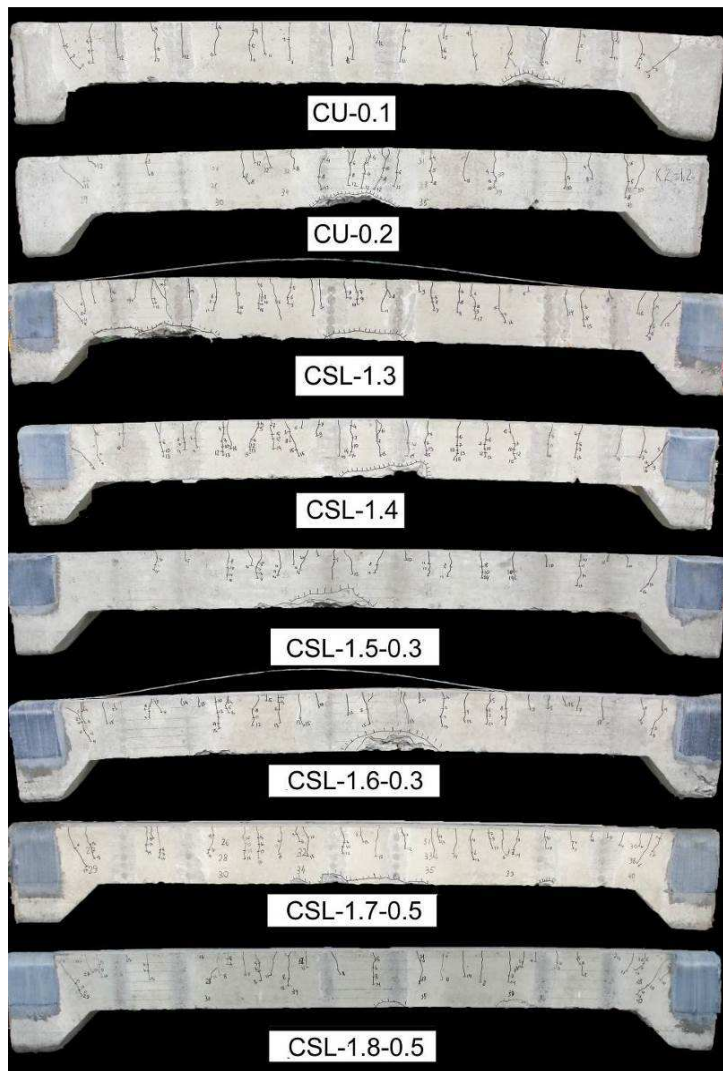


Fig. 5. Experimental columns after testing

Rys. 5. Widok próbek po badaniu

According to tab. 2 the strengthening effect for samples CSL-1.3 and CSL-1.4 was 35.3%, for samples CSL-1.5-0.3 and CSL-1.6-0.3 – 29.1% and for sample CSL-1.8-0.5 – 26.8%. According to the norms FIB [6] the limit state corresponds to the load at which the strain in the steel or the CFRP laminate reaches the limit value. The limit deformation in the tape at all strengthened samples occurs at higher loading and therefore it corresponds to the limit state (SLS). Therefore, the effect of strengthening by SLS was from 26.8 to 35.3% depending on the loading level at the strengthening moment.

In table 3 the comparison of samples strength at moments of compressive concrete failure is presented. According to the norms FIB [6] it characterizes ultimate limit state (ULS). According to tab. 3 the strengthening effect for samples CSL-1.3 and CSL-1.4 was 37%, for samples CSL-1.5-0.3 and CSL-1.6-0.3 – 28.4% and for the sample CSL-1.8-0.5 – 27.1%. Therefore the effect of strengthening by ULS was from 27,1 to 37,0% depending on the loading level at the strengthening moment. The scheme of the destruction of samples columns is shown in fig. 5.

It should be noted that in the sample of CSL-1.3 and CSL-1.5-0.3 there was debonding of the laminate at the site of anchoring (shown in fig. 5). However, it happened after the destruction of the compressed area and the result of the sharp deformation growth. In other samples debonding was not observed. So we can conclude that the premature destruction of anchoring did not occur.

6. Conclusion

1. After experimental studies of reinforced concrete columns strengthened by CFRP laminate Sika CarboDur S512 there was determined that the laminate starts working with the main reinforcement immediately after application.

2. For evaluation of the strengthening effect of samples two types limit states were used. The first is „serviceability limit state (SLS)”, and the second – „ultimate limit state (ULS)”. SLS corresponds to the moment when the strain in the stretched steel bars and CFRP laminate reaches the limit values. ULS corresponds to the moment when compressed concrete of cross-section is crushed.

3. The effect of strengthening by ULS was from 27,1 to 37,0% and by SLS was from 26.8 to 35.3% depending on the loading level at the strengthening moment. The effectiveness of strengthening increases with decreasing loading level on construction but this difference was small during testing.

References

- [1] ACI 440.2R-08: Guide for the Design and Construction of Externally Bonded FRP Systems for Strengthening Concrete Structures. Published by American Concrete Institute, Farmington Hills, MI 2008.

- [2] ACI 440.3R: Guide Test Methods for Fiber-Reinforced Polymers (FRPs) for Reinforcing or Strengthening Concrete Structures. Published by the American Concrete Institute, Farmington Hills, 2004.
- [3] Borisyuk O.P., Konopchuk O.: Calculation of bearing capacity of normal cross sections flexural reinforced concrete elements reinforced with external composite reinforcement for the actions of little cyclic loads. Recommendations – Rivne, NUVGP, 2012.
- [4] Csuka B., Kollár L.P.: Analysis of FRP confined columns under eccentric loading. *Composyte Structure*, no 94 (3), pp. 1106-1116.
- [5] DAfStb-Richtlinie Vorstand no 414: Verstärken von Betonbauteilen mit geklebter Bewehrung, Deutscher Ausschuss für Stahlbeton. Tiergarten, Berlin, Deutschland, November 2009.
- [6] Design and use of externally bonded fibre reinforced polymer reinforcement for reinforced (FRP EBR) concrete structures, by 'EBR' working party of FIB TG 9.3, FIB Bulletin no 14, July 2001.
- [7] Guide for the Design and Construction of Externally Bonded FRP Systems for Strengthening Existing Structures – Materials, RC and PC structures, masonry structures. CNR-DT 200/2004, Italian National Research Council, Rome, Italy 2004.
- [8] Hadi M.N.S., Pham T.M., Lei X.: New method of strengthening reinforced concrete square columns by circularizing and wrapping with fiber-reinforced polymer or steel straps. *Journal of Composites for Construction*, no 17 (2), 2013, pp. 229-238.
- [9] Kvasha V.G., Melnik I.V., Klimpush M.D.: Experimental research of reinforced concrete bridge beams for TP, vol. 56 reinforced composite tape of carbon fibers CFRP. *Collection highways and road construction*, Kiev 2001, pp. 267-271.
- [10] Quiertant M., Clement J.-L.: Behavior of RC columns strengthened with different CFRP systems under eccentric loading. *Construction and Building Materials*, no 25 (2), 2011, pp. 452-460.
- [11] Recommendation for Design and Construction of Concrete Structures Using Continuous Fibre Reinforcing Materials. Japan Society of Civil Engineers (JSCE). CLI31-1, Tokyo 1997.
- [12] Recommendations for Upgrading of Concrete Structures with Use of Continuous Fibers Sheets. Japan Society of Civil Engineers (JSCE). Tokyo 2001.
- [13] Retrofitting of concrete structures by externally bonded FRPs, with emphasis on seismic applications. FIB Bulletin no 35, 2006.
- [14] Réparation et Renforcement des Structures en Béton Au Moyen des Matériaux Composites – Recommandations Provisoires. Bulletin Scientifique et Technique de l'AFGC. Association Française de Génie Civil, 2007.
- [15] Rusinowski P., Täljsten B., Sand B.: Peeling failure at the cut-off end of CFRP strengthened rc beam's. FRPRCS-9 Sydney, Australia 2009.
- [16] SIA Norm 166, 2 Gesamtentwurf vom November 2001. Klebewehrungen Schweizerischer Ingenieur- und Architektenverein, Postfach, CH-8039 Zürich 2001.
- [17] Strengthened technology by composite materials, <http://ukr.sika.com>.
- [18] Strengthening Reinforced Concrete Structures with Externally Bonded Fibre Reinforced Polymers. ISIS Design Manual no 4, Winnipeg, Canada 2001.

- [19] Technical Specification For Strengthening Concrete Structures with Carbon Fiber Reinforced Polymer Laminate, China Association for Engineering Construction Standardization (CECS 146). Beijing Planning Press, Beijing 2007.
- [20] Trapko W., Trapko T.: Load-bearing capacity of compressed concrete elements subjected to repeated load strengthened with CFRP materials. Journal of Civil Engineering and Management, no 18 (4), 2012, pp. 590-599.
- [21] TR55. Design Guidance for Strengthening Concrete Structures Using Fibre Composite Materials. The Concrete Society, UK 2004.
- [22] TR57. Strengthening Concrete Structures With Fibre Composite Materials: Acceptance. Inspection And Monitoring, The Concrete Society, UK 2003.
- [23] Yazici V., Hadi M.N.S.: Axial load-bending moment diagrams of carbon FRP wrapped hollow core reinforced concrete columns. J. Compos. Constr., no 13 (4), 2009, pp. 262-268.

WPLYW POZIOMU OBCIĄŻENIA KONSTRUKCJI NA NOŚNOŚĆ I ODKSZTAŁCALNOŚĆ ŻELBETOWYCH SŁUPÓW WZMOCNIONYCH TAŚMAMI CFRP

Streszczenie

W pracy przedstawiono wyniki badań zbrojonych słupów żelbetowych wzmocnianych za pomocą taśm z włókien węglowych CFRP. Badania były prowadzone dla różnych poziomów obciążenia. Podczas użytkowania budynku bardzo trudno jest całkowicie odciążyć jego konstrukcję na czas remontu, a w niektórych przypadkach nawet niemożliwe. W symulacjach przyjęto współczynnik poziomu naprężeń przed wykonaniem wzmocnienia próbek badawczych dostosowanych do poziomu z 1/3 i 1/2 obciążenia niszczonego, ustalonego na podstawie badań słupów niepoddanych wzmocnieniu. W celu dokładniejszego porównania wyników badań dwa słupy zostały wzmocnione bez wstępnego obciążenia. Wszystkie próbki zostały wzmocnione przez taśmy z tworzywa o strukturze płytkowej CFRP Sika Carbodur S512 o szerokości taśmy 25 mm. Obciążenie przyłożono mimośrodowo. Wartość mimośrodowość dla wszystkich próbek $e = 150$ mm. Przeprowadzona analiza porównawcza potwierdziła skuteczność stosowania wzmocnień elementów za pomocą taśm z włókien węglowych CFRP. Efektywność stosowania wzmocnień w postaci taśm z włókien węglowych wzrasta wraz ze zmniejszaniem się współczynnika poziomu naprężeń przed wykonaniem wzmocnienia konstrukcji. Jednak różnice te okazały się stosunkowo niewielkie.

Słowa kluczowe: słupy żelbetonowe, wzmocnienie, taśmy CFRP

Przesłano do redakcji: 20.01.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.131

Mariusz MAŚLAK¹
Małgorzata SNELA²

ALTERNATYWNE METODY IDENTYFIKACJI CHARAKTERYSTYK MOMENT – OBRÓT ODNIESIONYCH DO WARUNKÓW POŻARU

W pracy porównano dwie alternatywne techniki obliczeniowe pozwalające na wiarygodną specyfikację miarodajnych do warunków pożaru rozwiniętego charakterystyk moment – obrót. Charakterystyki tego typu są obiektywną miarą zmieniającej się wraz z rozwojem pożaru podatności stalowego węzła konstrukcji nośnej. Analizę przeprowadzono na przykładzie typowego węzła rygiel – słup. W pierwszym przypadku relacje skojarzone z zadaną temperaturą elementów budowano zgodnie ze znaną *a priori* charakterystyką odpowiadającą temperaturze pokojowej, w drugim zaś poprzez uogólnienie klasycznej metody składnikowej, aby ewentualne wpływy termiczne zostały uwzględnione w każdym potencjalnym modelu zniszczenia składników węzła. Wykazano, że porównywane metody nie są równoważne. Pierwsza z nich nie uwzględnia bowiem niezależnej redukcji wytrzymałości śrub w temperaturze pożarowej, co staje się szczególnie istotne, gdy temperatura węzła osiąga wartość większą od $\Theta = 400^{\circ}\text{C}$.

Słowa kluczowe: rama stalowa, podatność węzła, pożar rozwinięty, metoda składnikowa, charakterystyka moment – obrót

1. Wprowadzenie

Podatność węzłów stalowej konstrukcji nośnej narasta w warunkach pożaru wraz ze wzrostem temperatury składających się na nią elementów. Oznacza to, że węzły projektowane jako nominalnie sztywne po poddaniu ich ekspozycji ogniowej stają się w efekcie węzłami podatnymi. Ponadto stopień tej podatności zmienia się w czasie. Fakt ten, jakkolwiek intuicyjnie oczywisty, nie był dotychczas uwzględniany w praktyce inżynierskiej. Jest to tym dziwniejsze, że wpływ malejącej sztywności węzłów istotnie zmienia wynikowe oszacowanie nośności ustroju odniesione do założonej chwili pożaru. Ilościowe wyniki określające

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Mariusz Maślak, Politechnika Krakowska, 31-155 Kraków, ul. Warszawska 24, mmaslak@pk.edu.pl

² Małgorzata Snela, Politechnika Lubelska, m.snela@pollub.pl

wagę pominięcia tego typu efektu w globalnej analizie bezpieczeństwa konstrukcji prowadzonej w celach porównawczych metodami pierwszego i drugiego rzędu można znaleźć np. w pracy [2].

Miarodajna ocena odporności ogniowej konstrukcji nośnej nie będzie wiarygodna nawet z zastosowaniem odpowiednio złożonych modeli numerycznych, jeśli w rozważaniach zapomni się o zmianie charakteru pracy węzłów krępujących generowane termicznie odkształcenia. Z tego względu należy rozwijać odpowiednie algorytmy postępowania, pozwalające na efektywną analizę potencjalnego zachowania się ustroju nośnego w pożarze. W części dotyczącej opisu zmian sztywności węzłów z reguły opierają się one na uogólnieniu klasycznej metody składnikowej. Mogą się jednak różnić w szczegółach, co w rezultacie prowadzi do znacząco różnych wyników.

Celem niniejszej pracy jest porównanie dwóch podejść zalecanych do stosowania w praktyce. Pierwsze z nich opiera się na wykorzystaniu znanej *a priori* charakterystyki moment – obrót, wyznaczonej w odniesieniu do rozpatrywanego węzła przy założeniu podstawowej sytuacji projektowej. W tym przypadku poszukiwane relacje skojarzone z sytuacją pożaru przy założonych wartościach temperatury węzła są wyznaczane przez odpowiednią korektę takiej wyjściowej charakterystyki. Algorytm tego typu postępowania został szczegółowo opisany przez autorów w pracach [3] i [4], na podstawie sugestii zawartych w publikacji [7]. Drugie podejście (alternatywne względem pierwszego) opiera się na uwzględnieniu wpływu temperatury już na etapie analizy potencjalnych mechanizmów zniszczenia, skojarzonych z poszczególnymi elementami węzła, a następnie na składaniu tych mechanizmów zgodnie z kanonem klasycznej metody składnikowej. Do dalszych rozważań wybrano typowy węzeł rygiel – słup z wystającą blachą czołową.

2. Charakterystyka moment – obrót opisująca zachowanie się węzła w podstawowej sytuacji projektowej

Do utworzenia charakterystyki moment – obrót kwantyfikującej podatność węzła w podstawowej sytuacji projektowej wybrano podejście zalecane przez normę PN-EN 1993-1-8 [6]. Jeśli przyłożony w węźle obliczeniowy moment zginający M_{Ed} nie przekracza wartości $(2/3)M_{Rd}$, gdzie M_{Rd} jest obliczeniową nośnością tego węzła identyfikowaną ze względu na czyste zginanie, to przyjmuje się, że sztywność rozpatrywanego węzła jest stała i równa jego sztywności początkowej S_{ini} . Jeżeli jednak zachodzi nierówność $(2/3)M_{Rd} < M_{Ed} \leq M_{Rd}$, to sztywność węzła zmienia się nieliniowo zgodnie z regułą $S = S_{ini}/\mu$, gdzie

$$\mu = \left(\frac{1,5M_{Ed}}{M_{Rd}} \right)^{2,7}. \text{ Oznaczając przez } k_i \text{ sztywności kolejnych sprężyn modelujących}$$

oddziaływanie składników węzła i stosując klasyczne podejście metody składnikowej, uzyskuje się oszacowanie:

$$S_{ini} = \frac{Ez^2}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{k_i}} \quad (1)$$

gdzie E jest modułem sprężystości podłużnej stali, z której wykonano elementy węzła, natomiast z ramieniem działania sił momentu M_{Ed} zginającego węzeł.

3. Charakterystyka moment – obrót odniesiona do warunków pożaru budowana na podstawie znanej *a priori* charakterystyki kojarzonej z podstawową sytuacją projektową

Założmy, że rozpatrywany węzeł został poddany ekspozycji ogniowej. Poszukuje się zatem pęku relacji moment – obrót, z których każda będzie odniesiona do określonej temperatury węzła Θ . Jeżeli stopień redukcji w temperaturze pożarowej charakterystycznej granicy plastyczności stali, z której są wykonane elementy konstrukcyjne, wyraża współczynnik $k_{y,\Theta} = f_{y,\Theta}/f_y$, natomiast stopień redukcji modułu sprężystości podłużnej tej stali współczynnik $k_{E,\Theta} = E_{\Theta}/E$ (szczegółowe wartości obu tych współczynników skojarzone z wartościami temperatury stali Θ podano w normie PN-EN 1993-1-2 [5]), to zachodzi zależność [4]:

$$S_{ini,\Theta} = \frac{k_{E,\Theta} E z^2}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{k_i}} = k_{E,\Theta} S_{ini} \quad (2)$$

oraz [7]

$$M_{Rd,\Theta} = k_{y,\Theta} M_{Rd} \quad (3)$$

co jest bezpośrednią konsekwencją akceptacji upraszczającego założenia o identyczności stopnia redukcji siły w poszczególnych sprężynach w danej temperaturze, czyli:

$$F_{i,Rd,\Theta} = k_{y,\Theta} F_{i,Rd} \quad (4)$$

Założenie takie w praktyce nie jest spełnione ze względu na różne zachowanie się w pożarze wyspecyfikowanych w modelu elementów struktury węzła oraz śrub łączących te elementy, co postaramy się wykazać w dalszej części pracy. Formuły (2) i (3) pozwalają na wyznaczenie obrotu węzła. W szczególności przy liniowej relacji moment – obrót otrzymuje się:

$$\phi_{\theta} = \phi_{ini,\theta} = \frac{M_{Rd,\theta}}{S_{ini,\theta}} = \phi_{ini} \frac{k_{y,\theta}}{k_{E,\theta}} \quad (5)$$

natomiast w zakresie nieliniowym

$$\mu_{\theta} = \left(\frac{1,5M_{Ed}}{M_{Rd,\theta}} \right)^{2,7} = \frac{\mu}{(k_{y,\theta})^{2,7}} \quad (6)$$

co daje

$$S_{\theta} = \frac{S_{ini,\theta}}{\mu_{\theta}} = k_{E,\theta} (k_{y,\theta})^{2,7} \frac{S_{ini}}{\mu} \quad (7)$$

oraz

$$\phi_{\theta} = \frac{M_{Rd,\theta}}{S_{\theta}} = \phi_{ini} \frac{\mu}{k_{E,\theta} (k_{y,\theta})^{1,7}} \quad (8)$$

4. Charakterystyka moment – obrót odniesiona do warunków pożaru – podejście oparte na uogólnieniu metody składnikowej

Rozpatrzenie możliwych schematów zniszczenia odniesionych do poszczególnych składników węzła i ich uogólnienie na przypadek pożaru prowadzi do zanegowania założenia danego formułą (4). Zachodzi wprawdzie zależność:

$$M_{Rd,\theta} = \sum_i h_i F_{i,Rd,\theta} \quad (9)$$

gdzie h_i jest ramieniem działania sprężyny modelującej i -ty składnik węzła, niemniej jednak nie zawsze wartość siły $F_{i,Rd,\theta}$ maleje wraz z temperaturą proporcjonalnie do czynnika $k_{y,\theta}$. W szczególności analiza zachowania się króćca teowego odpowiadającego pracy blachy czołowej pokazuje, że znaczący wpływ na reakcję tego składnika w pożarze ma również stopień redukcji wytrzymałości śrub opisany współczynnikiem $k_{b,\theta} = (f_{ub,\theta}/f_{ub}) \neq k_{y,\theta}$ [5]. Zwróćmy uwagę, że obliczeniową nośność śruby na rozciąganie odniesioną do warunków pożaru wyznacza się z zależności:

$$F_{i,Rd,\theta} = k_{b,\theta} \frac{\gamma_{M2}}{\gamma_{M,fi}} F_{i,Rd} \quad (10)$$

przy czym $\gamma_{M2}=1,25$, natomiast $\gamma_{M,fi}=1,0$. Jeśli zatem wyznacza się nośność badanego króćca ze względu na zerwanie śrub, to przy n śrubach zachodzi:

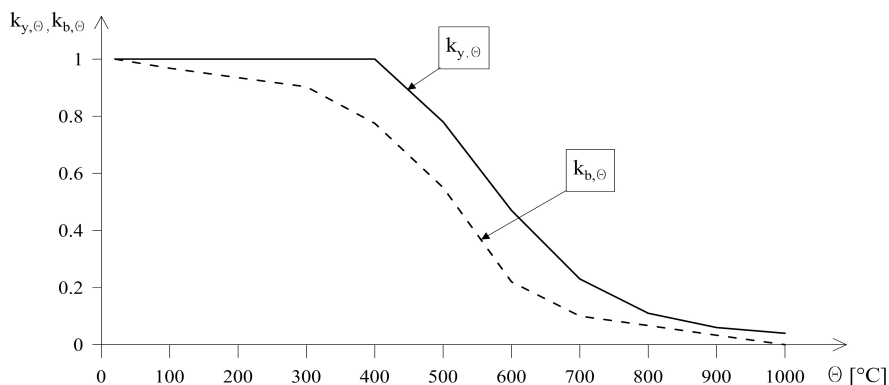
$$F_{T3,Rd,\theta} = \sum_{i=1}^n F_{t,Rd,\theta,i} = \frac{\gamma_{M2}}{\gamma_{M,fi}} \sum_{i=1}^n k_{b,\theta,i} F_{t,Rd,i} \quad (11)$$

Łączny wpływ redukcji granicy plastyczności stali i wytrzymałości śrub skojarzonych z wpływem temperatury pożarowej uwidacznia się przy szacowaniu nośności tego samego króćca z uwzględnieniem możliwości zerwania łączników z równoczesnym uplastycznieniem pasów. Wówczas otrzymuje się:

$$F_{T,2,Rd,\theta} = \frac{2M_{pl,2,Rd,\theta} + n \cdot \sum F_{t,Rd,\theta}}{m+n} = \frac{2k_{y,\theta} M_{pl,2,Rd} + n \frac{\gamma_{M2}}{\gamma_{M,fi}} \sum_{i=1}^n k_{b,\theta,i} F_{t,Rd,i}}{m+n} \quad (12)$$

Interpretację wielkości geometrycznych m i n podano w pracy [6].

Różnice ilościowe pomiędzy współczynnikami redukcyjnymi $k_{y,\theta}$ i $k_{b,\theta}$ odniesionymi do tych samych wartości temperatury stali pokazano na rys. 1. (na podstawie danych szczegółowych zestawionych w normie [5]). Jak widać, osłabienie śrub z narastającą w pożarze temperaturą materiału przebiega znacznie szybciej niż odpowiadające mu osłabienie elementów konstrukcyjnych tworzących węzeł.

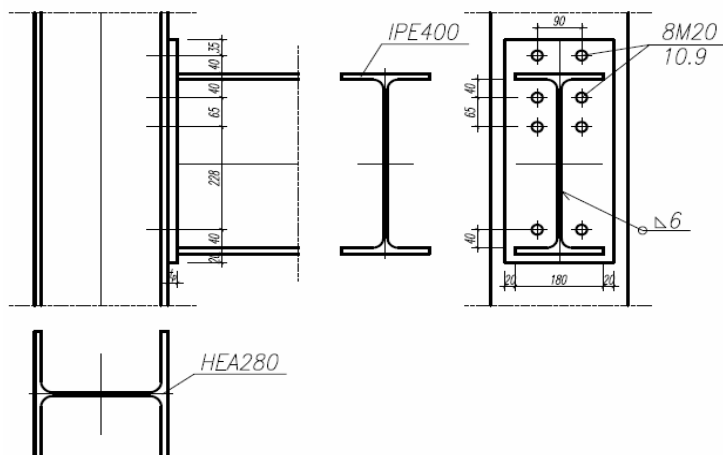


Rys. 1. Relacja pomiędzy redukcją w pożarze granicy plastyczności stali i redukcją wytrzymałości śrub na rozciąganie, na podstawie danych zestawionych w normie [5]

Fig. 1. Relation between the reduction ratio in yield limit of structural steel exposed to fire and the analogous reduction ratio in tension resistance of the heated bolts, based on data compiled by the standard [5]

5. Przykład numeryczny

Szczegółowej analizie odniesionej do sytuacji pożaru poddano węzeł pokazany na rys. 2. [1]. Jest to klasyczny podatny doczołowy węzeł typu rygiel – słup z blachą wystającą (*end-plate connection*). Przyjęto, że elementy węzła wykonano ze stali S235, dla której $f_y = 235$ MPa. Ponadto założono, że w temperaturze pokojowej $E = 210$ GPa. W rozpatrywanym węźle zastosowano śruby M20 klasy 10.9, co w podstawowej sytuacji projektowej przekłada się na wytrzymałość na zerwanie trzpienia łącznika równą $f_{ub} = 1000$ MPa oraz na granicę plastyczności materiału śruby określaną na poziomie $f_{yb} = 900$ MPa.



Rys. 2. Schemat węzła rozpatrywanego w pracy

Fig. 2. Scheme of the joint considered in the example

Rozważono trzy warianty węzła zróżnicowane ze względu na grubość blachy czołowej t_p i grubość pasa słupa t_{fc} . Zestawienie podstawowych wymiarów charakteryzujących rozpatrywane warianty zamieszczono w tab. 1.

Tabela 1. Warianty węzła rozpatrywane w pracy

Table 1. Options of the joint considered in the example

Wariant	t_p [mm]	t_{fc} [mm]	M_{Rd} [kNm]
Węzeł A	20	13	154
Węzeł B	20	13+7	154
Węzeł C	12	13	137

Jak łatwo zauważyć, węzeł A jest nietypowy z punktu widzenia praktyki inżynierskiej, pas słupa jest bowiem w tym przypadku wyraźnie cieńszy niż połączona z nim blacha czołowa. Różnicę tę skompensowano w wariantcie B do-

datkową blachą o grubości 7 mm, wzmacniającą pas słupa i wyrównującą jego grubość z grubością blachy czołowej. W wariancie C stosunkowo małej grubości pasa słupa towarzyszy równie cienka blacha czołowa. Pocienienie blachy czołowej w porównaniu z tą rozpatrywaną w wariancie A skutkuje oczywiście obniżeniem obliczeniowej nośności węzła. Poza tym nośność węzła w wariancie B jest identyczna z otrzymaną w wariancie A, ponieważ o jej wartości w obu przypadkach decydują te same składniki (składnikiem miarodajnym do jej oszacowania w żadnym z tych wariantów nie jest pas słupa). Warianty A i B różni jednak wartość sztywności początkowej przypisanych do nich węzłów.

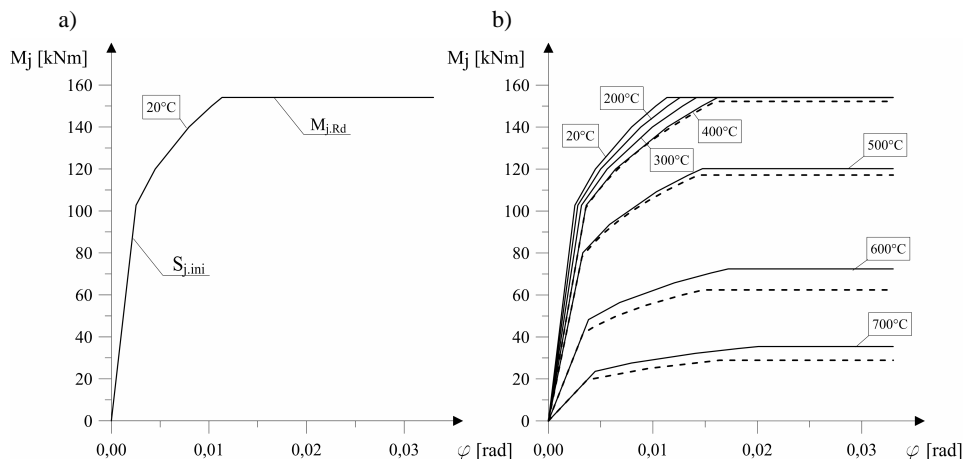
Wyniki obrazujące charakterystyki moment – obrót uzyskane dla rozpatrywanych węzłów i odniesione do sytuacji pożaru rozwiniętego zestawiono na rys. 3. i 4. Linia ciągłą zaznaczono te, które wynikają z zastosowania algorytmu prezentowanego w rozdziale 3. niniejszej pracy, natomiast linią przerywaną te, które są rezultatem uogólnienia metody składnikowej (rozdział 4.).

6. Interpretacja uzyskanych wyników

Porównanie charakterystyk moment – obrót otrzymanych po analizie węzła wyspecyfikowanego w wariancie A wskazuje na znaczne różnice ilościowe pomiędzy prognozowanymi wartościami podatności. Jak widać, oszacowane wyniki zależą od sposobu jej kwantyfikacji (rys. 3.). W tym przypadku przy stosunkowo sztywnej blasze czołowej czynnikiem decydującym o nośności węzła w pożarze staje się początkowo środek słupa, ale jedynie do momentu osiągnięcia przez stal w węźle temperatury $\Theta = 400^{\circ}\text{C}$. Zwróćmy uwagę, że jest to graniczny poziom temperatury, od którego formalnie rozpoczyna się redukcja granicy plastyczności stali f_y (rys. 1.). Dopiero od tej chwili szybko postępujące z dalszym wzrostem temperatury osłabienie materiału, z którego wykonano elementy węzła, sprawia, że decydujące w ocenie nośności połączenia jest zachowanie coraz bardziej podatnej ze względu na ekspozycję ogniową blachy czołowej. Jest ona jednak – zwłaszcza w początkowej fazie pożaru – jeszcze na tyle sztywna, że jej zniszczenie w zasadniczym stopniu jest determinowane zerwaniem śrub stanowiących element myślowo wyizolowanego z węzła króćca teowego, nie zaś potencjalnym uplastycznieniem blachy czołowej. Ponieważ (jak pokazano w rozdziale 4. niniejszego opracowania) o stopniu redukcji nośności śruby w temperaturze pożarowej przy tym modelu zniszczenia decyduje współczynnik $k_{b,\Theta}$, ilościowo różny od współczynnika $k_{y,\Theta}$ przypisanego do materiału węzła (patrz zależność (11)), a następnie wraz z dalszym wzrostem temperatury stali wzajemna interakcja obu tych współczynników (zgodnie ze wzorem (12)), różne muszą być wynikowe oszacowania prognozowanej podatności.

Analogiczne wyniki uzyskano w analizie węzła rozpatrywanego w wariancie B. Różnice ilościowe pomiędzy relacjami otrzymanymi przy zastosowaniu każdej z opisanych wcześniej metod identyfikacji podatności były nie mniej znaczące. Wynika to z tego, że zarówno grubość blachy czołowej, jak i zrówna-

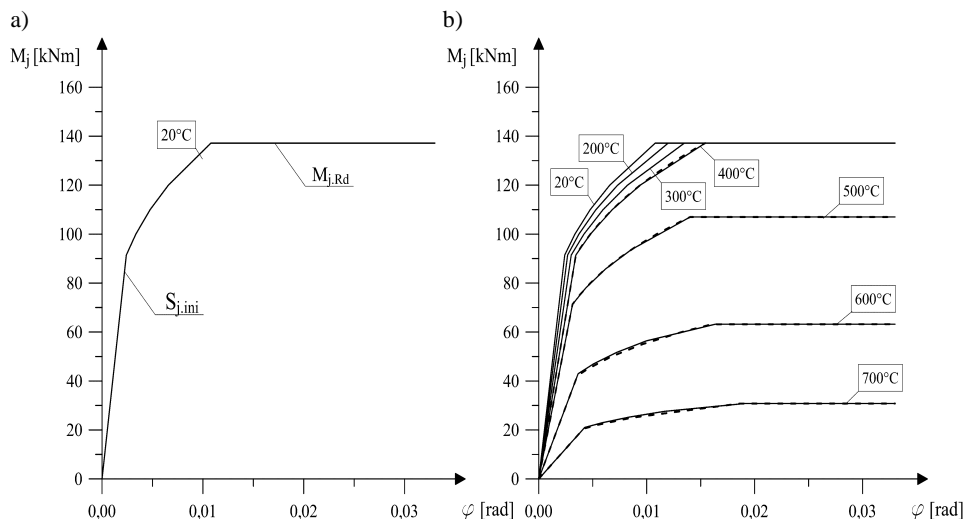
na z nią efektywna grubość pasa słupa były na tyle duże, że niejako wymuszały realizację w warunkach pożaru modelu zniszczenia króćca teowego determinowanego zerwaniem śrub. Oczywiście w porównaniu z węzłem z wariantu A inne było wynikowe nachylenie wykresu do osi poziomej, inna była bowiem wynikająca z założonej geometrii węzła jego początkowa sztywność $S_{j,ini,\theta}$.



Rys. 3. Charakterystyki moment – obrót uzyskane w odniesieniu do węzła rozpatrywanego w wariantcie A: a) charakterystyka wyjściowa opracowana przy założeniu podstawowej sytuacji projektowej, b) charakterystyki skojarzone z sytuacją pożaru; linia ciągła – charakterystyki otrzymane poprzez transformację charakterystyki opisującej zachowanie rozpatrywanego węzła w podstawowej sytuacji projektowej, linia przerywana – analogiczne charakterystyki zbudowane według uogólnionej metody składowej

Fig. 3. Moment – rotation characteristics obtained with respect to the joint analysed in option A: a) the initial characteristic specified assuming the occurrence of the persistent design situation, b) characteristics associated with a fire situation; the solid lines – characteristics obtained by the transformation of the characteristics describing the behaviour of the considered joint in persistent design situation, the broken lines – the analogous characteristics constructed by the generalized component method

Analiza prognozowanej podatności w warunkach pożaru odniesiona do węzła rozważanego w wariantcie C nie prowadzi jednak do zauważalnych różnic ilościowych. Otrzymane wyniki są identyczne, niezależnie od tego, którą z wymienionych na początku niniejszej pracy metod identyfikacji charakterystyk moment – obrót wykorzystano w praktyce (rys. 4.). Interpretacja tego typu stwierdzenia nie nastęrcza trudności. W tym przypadku zarówno grubość blachy czołowej, jak i odpowiadająca jej grubość pasa słupa były na tyle małe, że o ich zniszczeniu, niekoniecznie w warunkach pożaru, decydowało uplastycznienie pasa króćca teowego, nie zaś zerwanie nawet znacznie osłabionych przez ekspozycję ogniową trzypieni śrub.



Rys. 4. Charakterystyki moment – obrót uzyskane w odniesieniu do węzła rozpatrywanego w wariancie C: a) charakterystyka w podstawowej sytuacji projektowej, b) charakterystyki skojarzone z pożarem rozwiniętym (oznaczenia jak na rys. 3.)

Fig. 4. Moment – rotation characteristics obtained with respect to the joint analysed in option C: a) the initial characteristics relating to the persistent design situation, b) characteristics associated with a fully developed fire (the line markings are analogous to those presented in fig. 3)

7. Uwagi końcowe

Zaprezentowana analiza pozwala stwierdzić, że algorytmy obliczeniowe porównywane w niniejszej pracy nie są równoważne. Wprawdzie wpływ redukcji wytrzymałości śrub pomijany w podejściu uproszczonym, opartym na tworzeniu charakterystyk moment – obrót na podstawie znanej *a priori* analogicznej charakterystyki odniesionej do podstawowej sytuacji projektowej, dotyczy jedynie niektórych składników węzła, to jednak brak uwzględnienia tego faktu w ogólnym bilansie oddziaływań w pożarze prowadzi do istotnego niedoszacowania (zaniżenia) podatności całego węzła, co z kolei przekłada się na zbyt optymistyczną ocenę jego nośności. Różnice ilościowe zaczynają być szczególnie znaczące, gdy temperatura węzła osiąga wartość $\Theta = 400^\circ\text{C}$. Wówczas osłabienie wytrzymałości śrub staje się już wyraźne, natomiast wpływ redukcji granicy plastyczności stali węzła jest jeszcze zanedbywalnie mały (rys. 1.). Różnice te narastają z postępującym wzrostem temperatury węzła. Zdaniem autorów uzasadniona wydaje się sugestia, aby zakres stosowalności uproszczonej metody szacowania podatności węzła w pożarze, opartej na wykorzystaniu łatwiejszej w identyfikacji analogicznej relacji odniesionej do podstawowej sytuacji projektowej, ograniczyć jedynie do węzłów o takich proporcjach i geometrii, dla których można założyć, że zniszczenie króćca teowego w wysokiej temperaturze nastąpi zawsze poprzez uplastycznienie jego pasa, tj. bez udziału ewentualnej

interakcji oddziaływań warunkowanej nośnością osłabionych łączników na ich zerwanie.

Literatura

- [1] Maślak M., Snela M.: Alternatywne podejścia do budowy odniesionych do warunków pożaru charakterystyk moment – obrót na przykładzie stalowego węzła rygiel – słup. Materiały Konferencji Naukowej „Konstrukcje Metalowe – ZK 2014”, Kielce-Suchedniów, 2-4 lipca 2014 r.
- [2] Maślak M., Snela M.: Influence of increasing joint flexibility on critical temperature of steel frame in fire. Zbirknik Naukowych Prac Ukrainського Instytutu Stalowych Konstrukcij imieni W.M. Szimanowskiego. Wipusk, nr 9/2012, s. 204-217.
- [3] Maślak M., Snela M.: Relacja moment – obrót w warunkach pożaru dla stalowego węzła rygiel – słup o znanej podatności. Budownictwo i Architektura, nr 12 (2), 2013, s. 237-244.
- [4] Maślak M., Pazdanowski M., Snela M.: Moment – rotation characteristics for flexible beam-to-column joint exposed to fire. Proc. of the 13th International Scientific Conference „VSU’ 2013”, Sofia, Bulgaria, June 6-7, 2013. „L. Karavelov” Civil Engineering Higher School, V. Stoyanov, M. Hamova, D. Partov (eds.). Sofia, Bulgaria, vol. 1, s. I-26÷I-31.
- [5] PN-EN 1993-1-2 Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-2: Reguły ogólne. Obliczanie konstrukcji na wypadek pożaru.
- [6] PN-EN 1993-1-8 Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-8: Projektowanie węzłów.
- [7] Simões da Silva L., Santiago A., Vila Real P.: A component model for the behavior of steel joints at elevated temperatures. Journal of Constructional Steel Research, nr 57, 2001, pp. 1169-1195.

Małgorzata Snela jest uczestnikiem projektu „Kwalifikacje dla rynku pracy – Politechnika Lubelska przyjazna dla pracodawcy” współfinansowanego przez Unię Europejską w ramach Europejskiego Funduszu Społecznego.

ALTERNATIVE METHODS OF IDENTIFYING THE MOMENT – ROTATION CHARACTERISTICS RELATED TO THE FIRE CONDITIONS

S u m m a r y

Two alternative calculation techniques are compared in detail in the presented article. Both of them deal with the specification of moment – rotation characteristics, related to the fully developed fire conditions. Characteristics of this type are accepted as the objective measure of steel structural joint flexibility, increasing with the fire development. The analysis made on an example is related to the typical beam-to-column joint. The first approach allows to construct the relations being suitable for the assumed joint temperature if only the appropriate characteristic is known in advance, specified for the room temperature conditions; whereas the second one, based on the generalization of the classical component methodology, is connected to the consideration of potential temperature influence on each conclusive failure mode being identified for particular

joint members specified previously. As a conclusion it is shown that the compared techniques are not equivalent because the reduction of bolts resistance under fire conditions is neglected if only the first of these algorithms is used in practice. The quantitative difference between obtained results becomes particularly significant when the joint temperature exceeds the value $\Theta = 400^{\circ}\text{C}$.

Keywords: steel frame, joint flexibility, fully developed fire, component method, moment – rotation characteristics

Przestano do redakcji: 03.06.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12. 2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.132

Krzysztof NOWAK¹
Danuta PROSZAK-MIĄSIK²
Sławomir RABCZAK³

WPLYW WSPÓLSPALANIA BIOMASY Z WĘGLEM NA SPRAWNOŚĆ KOTŁÓW ENERGETYCZNYCH

Wzrost efektywności zastosowania paliw i energii oraz racjonalne wykorzystanie odnawialnych zasobów energii skutkuje pogorszeniem się stanu środowiska naturalnego oraz zmianami klimatycznymi. Duże możliwości ograniczania zużycia paliw kopalnych mają systemy ciepłownicze, poczynając od wytwarzania, przesyłania i dystrybucji, a kończąc na odbiorcach racjonalizujących swoje zużycie ciepła. Zobowiązania przyjęte przez Polskę (pakiet energetyczno-klimatyczny „3 x 20”) dotyczą również zwiększenia udziału paliw odnawialnych w bilansie energetycznym. Wdrażanie tych paliw umożliwia m.in. technologia współspalania węgla i biomasy w kotłach energetycznych. Proces ten nie wymaga znaczących nakładów finansowych, a dodatkowo charakteryzuje się pozytywnym efektem ekologicznym, energetycznym i ekonomicznym.

Celem niniejszej publikacji jest przedstawienie korzyści i wad wynikających ze współspalania biomasy i węgla kamiennego. Zaprezentowano szczególnie ważny element, jakim jest wpływ współspalania na sprawność kotła energetycznego. Wykonano pomiary podstawowych parametrów węgla kamiennego oraz biomasy. Zbadano podstawowe parametry pracy kotła podczas współspalania mieszanki węgla kamiennego oraz biomasy w ilości 25, 50 i 70%. Na podstawie badań metodą bezpośrednią obliczono sprawność energetyczną kotła, a także określono wpływ biomasy w mieszance paliwa na sprawność kotła. Niniejsza publikacja może poszerzyć wiedzę na temat procesów cieplnych w przypadku współspalania biomasy i węgla kamiennego, a także określić wpływ składu paliwa na parametry pracy kotła oraz na emisję zanieczyszczeń gazowych w trakcie procesu spalania.

Słowa kluczowe: biomasa, węgiel kamienny, odnawialne źródła energii, współspalanie, sprawność kotła

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Krzysztof Nowak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651263, krzynow@prz.edu.pl

² Danuta Proszak-Miąsik, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651699, dproszak@prz.edu.pl

³ Sławomir Rabczak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651699, rabczak@prz.edu.pl

1. Wprowadzenie

Wzrost efektywności zastosowania paliw i energii oraz racjonalne wykorzystanie odnawialnych zasobów skutkuje pogorszeniem się stanu środowiska naturalnego oraz zmianami klimatycznymi. Wstąpienie Polski do UE narzuciło liczne zobowiązania dotyczące standardów w ochronie środowiska [10]. Zgodnie z Dyrektywą UE 2009/28/WE [3] udział energii odnawialnej w całkowitym zużyciu energii do 2020 roku powinien się kształtować na poziomie 20%. Osiągnięcie takich wskaźników będzie możliwe dzięki wykorzystaniu odnawialnych źródeł energii (m.in. poprzez współspalanie) w procesach produkcji energii. Biopaliwa (w szerszym ujęciu definiowane jako biomasa) stanowią jeden z najważniejszych rodzajów odnawialnych źródeł energii, a ich rola jest bardzo ważna, gdyż dzięki nim w tak krótkim czasie można zrealizować wymienione zobowiązania europejskie [9].

2. Współspalanie węgla kamiennego i biomasy

Wykorzystanie biomasy jako paliwa w kotłach energetycznych bez wątpienia przynosi pozytywne efekty środowiskowe i ekonomiczne. Zwiększenie udziału tego typu energii odnawialnej w strukturze paliwowej charakteryzuje się:

- obniżeniem emisji gazów cieplarnianych,
- obniżeniem emisji ditlenku siarki i tlenków azotu,
- niskimi kosztami inwestycyjnymi przystosowania istniejących kotłów.

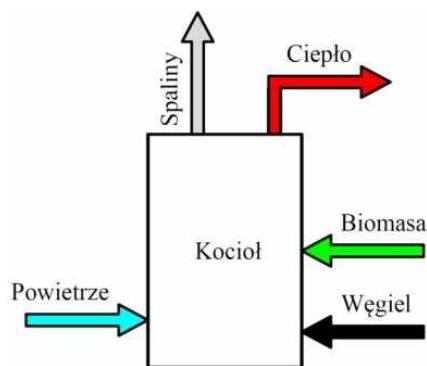
Ma ono duże znaczenie dla zwiększenia bezpieczeństwa dostaw energii i wspierania rozwoju technologicznego, a także wpływa na wzrost zatrudnienia i rozwój regionalny. W przypadku instalacji spalającej wyłącznie biomasę występuje wiele utrudnień związanych m.in. z jakością paliwa, stabilnością jego dostaw, magazynowaniem paliwa, stabilizacją procesu spalania oraz utrzymaniem sprawności na optymalnym poziomie.

Współspalanie biomasy z węglem w ciepłowniach jest rozwiązaniem korzystniejszym pod względem ekonomicznym, a utrzymanie stałych parametrów pracy kotła łatwiejsze. Węgiel jako paliwo zasadnicze stabilizuje proces spalania, kompensując okresowe zmiany jakości i ilości biomasy [12]. Koszty operacyjne oraz inwestycyjne współspalania są niższe niż w systemach opartych wyłącznie na biomase [2, 6, 12]. Mimo to nadal wiele czynników utrudnia ten proces, np. trudności logistyczne (kosztowny transport i magazynowanie biomasy) i techniczne (obróbka biomasy przed spaleniem (mielenie, suszenie, mieszanie z węglem), tworzenie się osadów na powierzchniach wymienników ciepła i elementach kotła (żużlowanie, osady sypkie, spiekanie, korozja) [1, 2, 4, 7, 8].

Większość tych utrudnień jest związana z gorszymi właściwościami biomasy w porównaniu z podstawowym paliwem, jakim jest węgiel. Biomasa ma wyższą wilgotność, która wpływa na obniżenie wartości opałowej, niższą gęstość

nasypową, posiada właściwości hydrofilowe, a jej popioły mają niską temperaturę topnienia [2]. Mimo tych wad współspalanie wydaje się najszybszą drogą prowadzącą do wykorzystania biomasy w jednostkach wytwórczych o dużych mocach, przy jednoczesnym zapewnieniu wysokiej sprawności konwersji energii chemicznej zawartej w spalonym paliwie [13].

Pod pojęciem współspalania paliw stałych i biomasy rozumie się zespół procesów polegających na spalaniu węgla z różnego rodzaju odpowiednio dobranymi biopaliwami stałymi lub produktami pochodzącymi z ich przetwórstwa. Technologia współspalania łączy ze sobą wykorzystanie odnawialnych źródeł energii z użytkowaniem energii z paliw kopalnych [11].



Rys. 1. Przykładowa technologia współspalania biomasy i węgla w układzie bezpośrednim

Fig. 1. Co-combustion technology biomass and coal on direct system

Ze względu na stosunkowo niskie nakłady inwestycyjne oraz możliwość przystosowania istniejących kotłów jedną z najczęściej stosowanych metod współspalania biomasy i węgla jest współspalanie w układzie bezpośrednim (rys. 1.) [5].

3. Badania procesów współspalania biomasy i węgla w istniejących kotłach energetycznych

Proces współspalania węgla i biomasy powinien uwzględniać wszelkie efekty techniczne (m.in. przepalenia kotłów, zatopienia rusztów, korozję wyścienników), ekologiczne (emisję zanieczyszczeń, pozostałości po spaleniu) i ekonomiczne. W związku z tym badanie procesów współspalania jest elementem niezwykle istotnym.

W niniejszej pracy zostały przeprowadzone wstępne pomiary sprawności kotła podczas współspalania mieszanek biomasy i węgla kamiennego w układzie bezpośrednim w kotle wodnym rusztowym WR-10. Pomiary wykonano dla trzech mieszanek:

- 25% biomasy i 75% węgla kamiennego,
- 50% biomasy i 50% węgla kamiennego,
- 70% biomasy i 30% węgla kamiennego.

Spalaną biomasą były zrębki drzewne pochodzące z zakładów meblowych. Kocioł pracował ze stałym obciążeniem cieplnym wynoszącym 2,15 MW. Badania parametrów węgla kamiennego i biomasy (rys. 2.) wykonano za pomocą kalorymetru Parr 6300.



Rys. 2. Przykład badanej próbki węgla kamiennego i biomasy

Fig. 2. Sample of coal and biomass

Celem badań było określenie wpływu spalanej mieszanki paliw w kotle węglowym na sprawność energetyczną kotła. Przebadano następujące parametry:

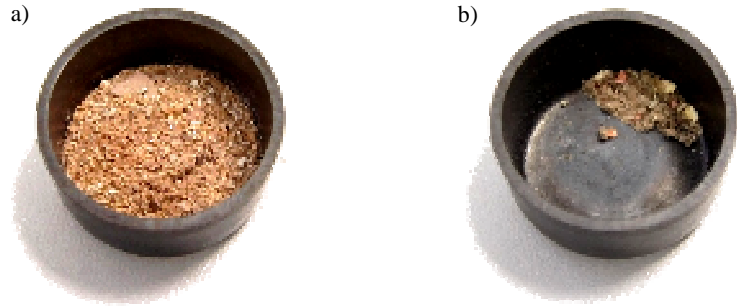
- sprawność energetyczną kotła,
- ciepło spalania paliw,
- wartość opałową paliw,
- zawartość wilgoci, wodoru i popiołów w paliwie.

Tabela 1. Podstawowe parametry węgla kamiennego i biomasy

Table 1. Basic parameters of coal and biomass

Dane	Węgiel kamienny	Biomasa
Ciepło spalania	24 537 kJ/kg	18 264 kJ/kg
Wartość opałowa	20 899 kJ/kg	14 023 kJ/kg
Zawartość wilgoci	13,91%	19,61%
Zawartość wodoru	4,45%	5,09%
Zawartość popiołu	13,21%	5,09%

Na podstawie danych zawartych w tab. 1. można zauważyć, że ciepło spalania biomasy jest niższe o ok. 25% w porównaniu z węglem kamiennym i wynosi odpowiednio 18,3 oraz 24,5 MJ/kg. Wartość opałowa biomasy wynosi 14 MJ/kg, węgla kamiennego zaś ok. 20,9 MJ/kg. Na wielkości te w znacznej mierze wpływa zawartość wilgoci w poszczególnych paliwach (im jest ona wyższa, tym niższe są właściwości energetyczne). Zawartości wodoru w obu paliwach są zbliżone i wynoszą 4,45 oraz 5,09% odpowiednio dla węgla i biomasy. Węgiel charakteryzuje się dużo wyższą zawartością popiołu (13,21%), tj. 2,5-krotnie wyższą niż w przypadku biomasy (5,09%), co można zauważyć na rys. 3.



Rys. 3. Zawartość popiołów w węglu kamiennym (a) i biomase (b)

Fig. 3. The quantity of ash in coal (a) and biomass (b)

Sprawność kotła wyznaczono metodą bezpośrednią według wzoru [5]:

$$\eta = \frac{\dot{m} \cdot c_w \cdot (T_z - T_p)}{B \cdot Q_j} \cdot 100 [\%] \quad (1)$$

gdzie: \dot{m} – strumień wody przepływającej przez kocioł [kg/s],
 T_z – temperatura wody za kotłem [K],
 T_p – temperatura wody zasilającej kocioł [K],
 c_w – średnie ciepło właściwe wody [kJ/(kg·K)],
 Q_j – wartość opałowa paliwa w stanie roboczym [kJ/kg],
 B – strumień spalnego paliwa [kg/s].

Pierwsze trzy wielkości zostały odczytane z szafy sterowniczej kotła energetycznego. Wartość opałowa poszczególnych paliw i ich mieszanek wyznaczono na podstawie własnych pomiarów. Strumień spalnego paliwa obliczono ze wzoru (2) z uwzględnieniem prędkości poruszającego się rusztu, a tym samym długości po pewnym czasie, szerokości paliwa na ruszcie, grubości warstwy i gęstości spalnego paliwa:

$$B = \frac{l \cdot b \cdot h}{t} \cdot \rho \quad [\text{kg/s}] \quad (2)$$

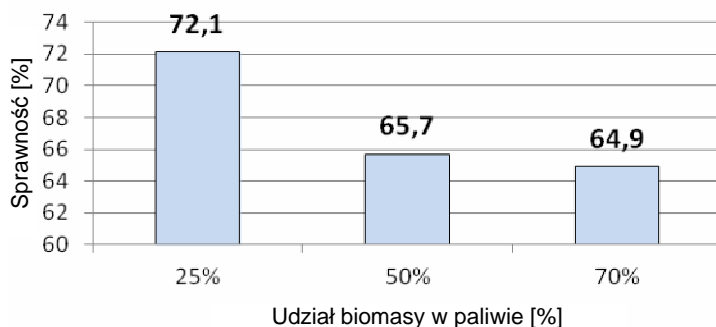
gdzie: l – długość warstwy spalnego paliwa [m],
 b – szerokość warstwy spalnego paliwa [m],
 h – wysokość warstwy spalnego paliwa [m],
 t – czas pomiaru strumienia spalnego paliwa [s],
 ρ – gęstość spalnego paliwa [kg/m³].

Tabela 2. Dane wejściowe dla spalanej mieszanki 25, 50, 70% biomasy i węgla kamiennego

Table 2. Data input for a mixture of 25, 50, 70% biomass and coal

Dane wejściowe	Symbol	Wartość dla mieszanki [%]		
		25	50	70
Strumień wody przepływającej przez kocioł [kg/s]	\dot{m}	21,4	20,47	26,67
Średnie ciepło właściwe wody [kJ/(kg·K)]	c_w	4,19	4,19	4,19
Temperatura wody za kotłem [°C]	T_z	90,5	92,4	84,1
Temperatura wody zasilającej kocioł [°C]	T_p	66,5	67,3	64,9
Wartość opałowa mieszanki biomasy (25%) i węgla (75%) [kJ/kg]	Q_j	19180	17461	16085
Długość warstwy paliwa [m]	l	2,28	2,28	2,28
Szerokość warstwy paliwa [m]	b	2,25	2,25	2,25
Wysokość warstwy paliwa [m]	h	0,15	0,15	0,15
Czas pomiaru strumienia paliwa [h]	t	1	1	1
Gęstość spalanego paliwa [kg/m ³]	ρ	725	675	615
Strumień spalanego paliwa [kg/s]	B	0,77	0,77	0,77

Na podstawie wzorów (1) i (2) oraz danych wejściowych podanych w tab. 2. obliczono sprawność energetyczną kotła dla mieszanek 25, 50, i 70% biomasy, dopełnionego węglem kamiennym. Otrzymane wyniki sprawności kotła podczas pracy na każdej z mieszanek przedstawiono na rys. 4.



Rys. 4. Sprawność kotła WR-10 podczas spalania 25, 50 i 70% mieszanki biomasy i węgla kamiennego

Fig. 4. Efficiency of the WR-10 boiler, during combustion of 25, 50 and 70% of a mixture of coal and biomass

Wraz ze wzrostem udziału biomasy w mieszance spalanego paliwa można zaobserwować niepożądany efekt technologiczny, tj. spadek parametrów pracy kotła, co wpływa na jego sprawność (rys. 4.). W przypadku 25% biomasy w spalanej mieszance sprawność energetyczna kotła wynosi ok. 72%. Efektem

zwiększenia udziału biomasy w mieszance do 50% jest spadek sprawności kotła do 65,7%. Udział 70% biomasy w spalanej mieszance skutkuje dalszym spadkiem sprawności do 64,9%. W związku z tym efektem wzrostu udziału biomasy w spalanej paliwie jest spadek sprawności energetycznej kotła.

4. Wnioski

W odniesieniu do ustaw oraz zobowiązań przyjętych przez Polskę celowe jest podjęcie badań związanych z oceną wpływu stosowania biomasy jako dodatku do paliw kopalnych. Na podstawie informacji zawartych w literaturze oraz własnych badań i analiz podczas wyboru mieszanki należy rozważyć aspekt technologiczny, a mianowicie wpływ mieszanki na parametry pracy kotła oraz jego sprawność. Opierając się na otrzymanych wynikach badań, można założyć że wraz ze wzrostem biomasy w mieszance zmniejsza się sprawność energetyczna kotła.

W celu dokładniejszego zbadania wpływu spalanej mieszanki na sprawność kotła należałoby przeprowadzić szereg badań obejmujących pracę kotła w procesie spalania mieszanek biomasy oraz węgla kamiennego przy różnych obciążeniach cieplnych kotła. Podjęte badania i analizy mogą być pomocne w określeniu optymalnej zawartości biomasy w paliwie, przy której sprawność wytwarzania będzie najwyższa.

Literatura

- [1] Baxter L.: Biomass-coal co-combustion: Opportunity for affordable renewable energy. *Fuel*, no 84, 2005.
- [2] Cocker-Maciejewska A.: Obróbka wstępna biomasy na potrzeby systemów energetycznych. *Ochrona Środowiska i Zasobów Naturalnych*, z. 30, 2007.
- [3] Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2009/28/WE z dnia 23 kwietnia 2009 r. w sprawie promowania stosowania energii ze źródeł odnawialnych zmieniająca i w następstwie uchylająca dyrektywy 2001/77/WE oraz 2003/30/WE.
- [4] EUBION (European Bioenergy Networks). ALTENER. Biomass co-firing – an efficient way to reduce greenhouse gas emissions, 2001.
- [5] Fodemski T.R.: Pomiary cieplne. Część II: Badania cieplne maszyn i urządzeń. WNT, Warszawa 2001.
- [6] International Energy Agency: Clean Coal Centre. Fuels for biomass cofiring, 2005.
- [7] Jarvinen T., Alakangas E. (VTT Energy): Cofiring of biomass – evaluation of fuel procurement and handling in selected existing plants and exchange of information (COFIRING). Altener Programme, 2001.
- [8] Karki J.: The performance and operation economics of co-fired biomass boilers. *Bioenergy in Wood Industry*, 2005.
- [9] Lewandowski W.M., Ryms M.: Biopaliwa – proekologiczne źródła odnawialne. WNT, Warszawa 2013.

- [10] Miąsik M., Czarnota J., Tomaszek J.A.: Emisja gazów cieplarnianych z obiektów oczyszczalni ścieków. *Journal of Civil Engineering, Environment and Architecture*, JCEEA, t. XXX, z. 60, Rzeszów 2013.
- [11] Nowak K.: Współspalanie biomasy z węglem w kotłach energetycznych. *Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury*, t. XXXI, z. 61 (3/II/2014), s. 379-390.
- [12] Ricketts B.: Technology status review of waste/biomass co-gasification with coal. *Ichem 5th European Gasification Conference*, 2002.
- [13] Ściążko M., Zuwała J., Pronobis M.: Zalety i wady współspalania biomasy w kotłach energetycznych na tle doświadczeń eksploatacyjnych pierwszego roku współspalania biomasy na skalę przemysłową. *Oficyna Wydawnicza Energia*, 2006.

CO-COMBUSTION BIOMASS AND CARBON AND BOILER EFFICIENCY

Summary

The result of the deteriorating condition of the environment and climate change is to increase the efficient use of fuel and energy and the rational use of renewable energy resources. Great potential for reducing consumption of fossil fuels stuck in heating systems ranging from generation, transmission and distribution and ending with the recipients rationalize their consumption of heat. Obligations assumed by Poland also apply to increase the share of renewable fuels in the energy balance. One of the technological solutions implementation of these fossil fuels is co-combustion coal and biomass in power boilers. This process does not require significant financial investment and further characterized by the positive effect of ecological, energy and economic.

The purpose of this publication is to present the advantages and disadvantages arising from their co-combustion. In paper shows a particularly important element of the impact of co-firing on boiler efficiency. basic parameters of coal and biomass and performance of the boiler during co-firing mixtures of coal and biomass in an amount of 25%, 50% and 70% have been examined. Basis on the result was calculated in direct method energy efficiency of the boiler. Pre-determined effect of the amount of biomass in the fuel mix on the efficiency of the boiler. This publication may expand the knowledge of thermal processes in the case of co-combustion biomass and coal and determine the impact of fuel composition on the emission of gaseous pollutants during the combustion process.

Keywords: biomass, coal, renewable energy, co-combustion, boiler efficiency

Przestano do redakcji: 04.10.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.133

Danuta PROSZAK-MIĄSIK¹
Monika BORYŁO²

WYKORZYSTANIE ODNAWIALNYCH ŹRÓDEŁ ENERGII W MAŁYCH GOSPODARSTWACH ROLNYCH

Gospodarstwa rolne mają ogromne możliwości zastąpienia paliw konwencjonalnych poprzez zastosowanie odnawialnych źródeł energii bądź energii odpadowej. O ile biomasa jest już często stosowana, warto zapoznać się z innymi technologiami dostępnymi na polskim rynku. W pracy zaproponowano dwa rozwiązania zmniejszające zużycie paliw tradycyjnych do podgrzewu wody w gospodarstwach rolnych, tj. poprzez wykorzystanie energii słonecznej oraz słomy będącej odpadem rolnym. Zastosowanie trzech kolektorów słonecznych zmniejsza zużycie energii elektrycznej do podgrzewu wody, co daje oszczędność ponad 2500 zł rocznie, a przewidywany czas zwrotu inwestycji wynosi 2 lata. Zaproponowano również modernizację instalacji ciepłej wody, zastępując kocioł węglowy kotłem opalonym słomą. Przyjmuje się, że w każdym regionie z corocznej nadwyżki słomy można wykorzystać ok. 3-5 mln ton słomy. Wymiana kotła wiąże się ze zmniejszeniem zużycia węgla, które nie należy do paliw ekologicznych. Podczas jego spalania do atmosfery jest wydzielana bardzo duża ilość szkodliwych substancji, takich jak ditlenek węgla, ditlenek siarki, tlenki azotu, tlenek węgla, sadza, węglowodory aromatyczne, pary metali ciężkich, pyły. Zaletą słomy jako surowca energetycznego w porównaniu z węglem jest znaczne ograniczenie emisji CO₂ do atmosfery, przy czym wydzielanie CO₂ podczas prawidłowego spalania słomy nie przekracza ilości pobranej przez zboże podczas jego wzrostu. Spalaniu słomy towarzyszy znaczne ograniczenie emisji związków siarki, a wykorzystanie jej na cele energetyczne przyczynia się do zmniejszenia degradacji środowiska w trakcie wypalania słomy na polach.

Słowa kluczowe: odnawialne źródła energii, rolnictwo, bioenergia, energia słoneczna, energia wiatru

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Danuta Proszak-Miąsik, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651699, dproszak@prz.edu.pl

² Monika Boryło, Politechnika Rzeszowska

1. Wprowadzenie

Działalność każdego gospodarstwa rolnego jest uzależniona od energii, zwłaszcza energii elektrycznej. Ponieważ ceny paliw czy energii mają tendencję wzrostową, rolnicy muszą szukać nowych rozwiązań, jakimi z pewnością są odnawialne źródła energii.

Całkowita produkcja energii z OZE w gospodarstwach rolnych w Unii Europejskiej w 2008 roku wyniosła ok. 12 mln ton ekwiwalentu ropy naftowej [Mtoe], w tym 8 Mtoe energii elektrycznej i niemalże 4 Mtoe ciepła [8]. Większość wyprodukowanej energii stanowi energia elektryczna sprzedawana do sieci energetycznej, której największy udział ma ta pochodząca z energii wiatru. Ciepło wytwarzane z OZE jest wykorzystywane głównie na potrzeby własne gospodarstw rolnych. Przewidywana produkcja energii z OZE w rolnictwie na 2020 rok dla UE wyniesie od ok. 62 Mtoe, a produkcja ciepła ponad 6 Mtoe [8].

Z badań przeprowadzonych w 2011 roku w ośmiu regionach UE wśród 358 rolników inwestujących w OZE wynika, że dotychczas zainwestowali oni w OZE ok. 125 mln euro, średnio prawie 350 tys. euro na jednego rolnika. Większość tych inwestycji (37%) dotyczyła wykorzystania biomasy do produkcji ciepła i energii elektrycznej. Inne ważne dla rolników rodzaje OZE obejmują fotowoltaikę – PV (26%), energię słoneczną termiczną – kolektory słoneczne (11%), biogaz (8%) oraz (znaną z wcześniej zrealizowanych inwestycji) energię wiatrową (8-12%). Dane te nie obejmowały inwestycji OZE przeprowadzanych przez strony trzecie (np. gdy rolnicy dzierżawili ziemię lub powierzchnię dachu pod inwestycje). Rolnicy inwestują w OZE głównie z powodów ekonomicznych [8].

W Polsce użytki rolne zajmują ok 60% powierzchni kraju i dysponują ogromnym potencjałem alternatywnych źródeł energii. Ważny jest więc aspekt pokazania możliwości wykorzystania zielonej energii.

W Polsce najwięcej niezależnych inwestorów korzysta z kolektorów słonecznych do przygotowania ciepłej wody użytkowej na potrzeby własne, rzadziej do produkcji rolnej czy przemysłowej. Według badań IEO w kraju (w 2011 roku Polska była czwartym pod względem wielkości rynkiem w UE) zainstalowano już ponad 1 mln m² kolektorów słonecznych (ponad 700 MW mocy cieplnej) [7]. Można szacować, że systemy słonecznego ogrzewania ciepłej wody użytkowej zainstalowało w Polsce w ponad 100 tys. gospodarstw domowych, z czego znaczna część to gospodarstwa domowe rolników. Tak duże zainteresowanie tego typu instalacją wiąże się z możliwością skorzystania z dofinansowania ze środków UE. Nieco mniejszym zainteresowaniem cieszą się kotły na drewno i słomę. Rocznie według szacunków IEO sprzedaje się w Polsce ok 20 tys. takich kotłów. Najczęściej są wybierane kotły automatyczne na pelety i brykiety [4]. Natomiast wzrost udziału wykorzystania energii fotowoltaicznej, energii wiatru czy wody w gospodarstwach rolnych jest bardzo powolny ze

względu na dość wysokie ceny instalacji i brak dofinansowania ze strony państwa.

2. Wykorzystanie energii w rolnictwie

Kolektory słoneczne

Energia słoneczna jest dostępna dla każdego człowieka żyjącego na Ziemi i co najważniejsze jest bezpłatna, wystarczy jedynie odpowiednio ją wykorzystać. Jak wiadomo, każde gospodarstwo rolne czy też agroturystyczne nie może funkcjonować bez ciepłej wody. Dużym udogodnieniem jest jej pozyskiwanie bez konieczności rozpalania ognia w piecu węglowym. Można to uzyskać właśnie za pomocą kolektorów słonecznych, które są w stanie zamienić energię słoneczną na energię ciepłą dostępną prawie przez cały rok.

Roczna gęstość promieniowania słonecznego w Polsce na płaszczyznę poziomą waha się w granicach 950-1250 kWh/m². Warunki meteorologiczne charakteryzują się bardzo nierównym rozkładem promieniowania słonecznego w cyklu rocznym. Około 80% całkowitej rocznej sumy nasłonecznienia przypada na sześć miesięcy sezonu wiosenno-letniego (od początku kwietnia do końca września), przy czym czas operacji słonecznej w lecie wydłuża się do 16 godzin dziennie, natomiast w zimie skraca do 8 godzin dziennie [6].

Ze względu na największe nasłonecznienie oraz dużą ilość padającego na dach promieniowania słonecznego zaleca się, aby kolektory słoneczne były umieszczone od strony południowej pod kątem 30-45°C. Liczba kolektorów jest uzależniona od liczby osób mieszkających w gospodarstwie.

Na rynku są dostępne dwa rodzaje kolektorów – płaskie oraz próżniowe. Biorąc pod uwagę ilość dostarczanej energii oraz względy ekonomiczne, znacznie korzystniejsze są kolektory płaskie. Obecnie są one częściej wybierane przez rolników. W przypadku podgrzewania wody oraz ogrzewania pomieszczeń korzystniejszym rozwiązaniem są kolektory próżniowe ze względu na lepszą sprawność w sezonie jesienno-zimowym. Niestety wadą tych kolektorów jest wysoka cena.

Niekiedy zdarza się, że powierzchnia dachu jest zbyt mała na umieszczenie kolektorów. Nie jest to jednak sytuacja bez wyjścia. Istnieje możliwość instalacji kolektorów bezpośrednio na gruncie. Należy pamiętać o określeniu wszelkich przeszkód terenowych, które obecnie występują na danym obszarze i które mogą się pojawić w przyszłości. Przykładowo, jeśli kolektory będzie można umieścić jedynie od strony sąsiada, należy liczyć się z tym, że może on w przyszłości zasadzić drzewa, które znacznie zmniejszą ilość promieni słonecznych docierających do kolektorów słonecznych.

Na terenach wiejskich rzadko są wykorzystywane ogniwa słoneczne produkujące energię elektryczną. Ich wysoka cena i brak dotacji na tego typu instalacje skutkuje ciągle niewielkim zainteresowaniem wśród inwestorów [1].

Małe elektrownie wiatrowe

Energia elektryczna, którą można pozyskać z energii wiatru, jest zaliczana do energii zielonej, gdyż jej powstawanie nie jest związane ze spalaniem jakiegokolwiek paliwa. Na terenach rolniczych często znajdują się duże farmy wiatrowe. Ich moc waha się w granicach od kilku do kilkuset MW. Należą one zazwyczaj do rolników, którzy głównie zajmują się dzierżawą terenu pod turbiny wiatrowe. Nie sprawia to im większych trudności, gdyż nadal mogą prowadzić zarówno produkcję roślinną, jak i zwierzęcą.

W gospodarstwach rolnych najczęściej są stosowane małe turbiny o mocy nieprzekraczającej 100 kW, nazywane powszechnie małymi elektrowniami wiatrowymi (MEW). Wykorzystywane są przede wszystkim turbiny o mocy od 5 do 20 kW. Turbiny te powinny być często stosowane w kraju ze względu na korzystne warunki wietrzne (4-5,5 m/s). Pod tym względem najlepszym obszarem jest centralna i południowa Polska [3]. Można wymienić wiele zalet tych elektrowni, m.in. możliwość prawidłowego funkcjonowania w trudnych warunkach (odporność na silne wiatry), znikome negatywne oddziaływanie na środowisko, brak emisji infradźwięków, nieskomplikowana instalacja oraz niskie koszty związane z inwestycją. Instalacja turbin nie wymaga też pozwolenia na budowę (w przypadku gdy turbiny nie są połączone z ziemią) [6].

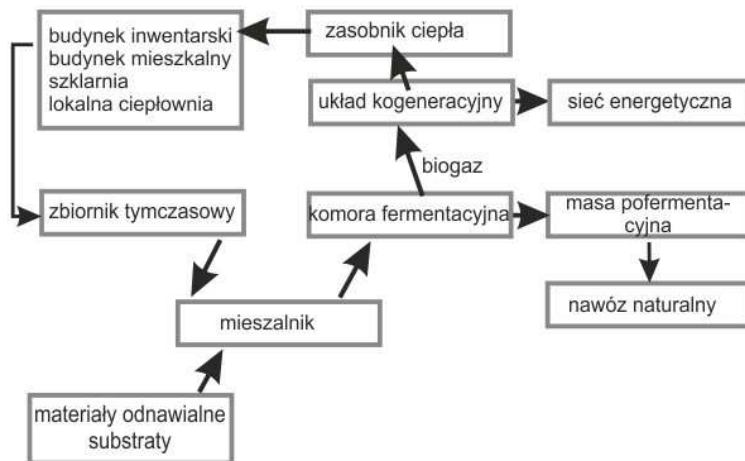
Biogaz rolniczy

Statystyki dotyczące wykorzystywania biogazu rolniczego wskazują, że w najbliższym czasie będzie obserwowany znaczny wzrost zainteresowania tym tematem. W Polsce funkcjonuje jedynie 30 biogazowni rolniczych, mimo że wiele terenów cechuje duży potencjał wykorzystania alternatywnych źródeł energii. Biogaz rolniczy powinien być wykorzystywany m.in. ze względu na wymagania Unii Europejskiej dotyczące zmniejszania ilości zanieczyszczeń, zużycia energii oraz wzrostu całkowitego udziału OZE w końcowej produkcji energii. Biogazownie rolnicze są niezwykle efektywne – przy użyciu urządzeń o tej samej mocy wytwarzają cztery razy więcej energii niż elektrownie wiatrowe.

Jeżeli biogaz nie będzie wykorzystywany w gospodarstwach rolnych, może być szkodliwy dla środowiska. Otrzymywany obornik podlega fermentacji, natomiast biogaz jest uwalniany do atmosfery, w wyniku czego może powodować efekt cieplarniany. To jest kolejny argument przemawiający za wykorzystywaniem biogazu rolniczego.

Najważniejszą zaletą wykorzystania biogazu jest zmniejszenie ilości dwutlenku węgla i metanu uwalnianego do atmosfery. Nie można również zapominać, że biogazownie rolnicze zapewniają właściwe wykorzystanie odpadów rolnych i innych. To źródło energii odnawialnej może np. zapewnić na terenie gminy wszystkim mieszkańcom prąd i ciepło przez bardzo długie lata. Budowa biogazowni jest w pewnym sensie kluczem do zwiększenia aktywności rolników

we własnych gospodarstwach rolnych oraz korzystnie wpływa na unowocześnianie rolnictwa w kraju [2]. Schemat funkcjonowania biogazowni pokazano na rys. 1.



Rys. 1. Schemat funkcjonowania biogazowni na terenach rolniczych

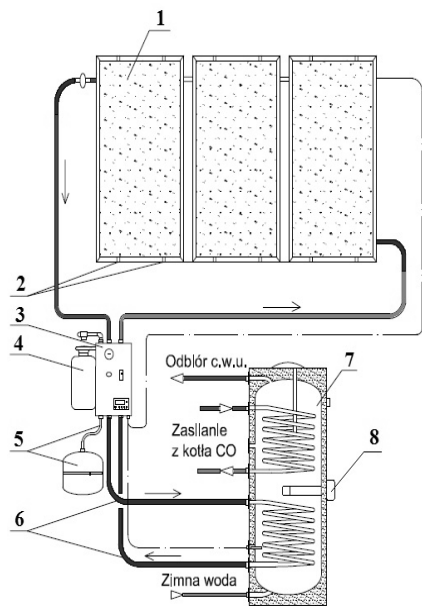
Fig. 1. Schematic operation of biogas plants in agricultural areas

3. Modernizacja najczęściej stosowanych instalacji źródeł energii odnawialnej w małym gospodarstwie rolnym

Przedstawiono dwa rozwiązania wykorzystujące odnawialne źródła energii umożliwiające zaoszczędzenie energii i pieniędzy w gospodarstwie rolnym. W wariantcie pierwszym zaproponowano współpracę instalacji elektrycznej podgrzewu ciepłej wody z kolektorami słonecznymi, w drugim zaś wymianę kotła węglowego na kocioł opalany słomą.

Zastosowanie instalacji z kolektorami słonecznymi do podgrzewania wody użytkowej

W celu zaoszczędzenia energii w gospodarstwie rolnym zaproponowano zainstalowanie trzech kolektorów słonecznych do podgrzewania ciepłej wody na użytek budynku mieszkalnego. Wielkość instalacji przyjęto na podstawie zapotrzebowania na ciepłą wodę dla czterech osób. Parametry techniczne i pracy kolektorów zamieszczono w tab. 1. Przyjęto, że kolektory będą zaopatrywać w ciepłą wodę budynek mieszkalny na terenie gospodarstwa, w którym mieszka 4-osobowa rodzina. Koszty inwestycji i eksploatacji zestawiono w tab. 2. i 3. Schemat instalacji przedstawia rys. 2.



Rys. 2. Schemat instalacji solarnej ciepłej wody użytkowej: 1 – kolektor słoneczny, 2 – uchwyty dachowe, 3 – zespół pompowy, 4 – pompa do napełniania instalacji, 5 – naczynie wzbiorcze, 6 – zestaw przyłączeniowy podgrzewacza, 7 – podgrzewacz, 8 – grzałka elektryczna

Fig. 2. Schematic of the solar installation of hot water: 1 – solar collector, 2 – handles roof, 3 – pump unit, 4 – pump for filling the system, 5 – expansion tank, 6 – connection set for heater, 7 – heater, 8 – electric heater

Tabela 1. Zestawienie danych dotyczących kolektorów

Table 1. Summary of data about collectors

Powierzchnia czynna adsorbera kolektora F_{kol}	2 m ²
Sprawność kolektorów η_{kol}	78%
Napromieniowanie roczne na powierzchnię płaską I_{rok}	1000 kWh/m ² /rok
Moc pompy i regulatora solarnego P_{pr}	50 W
Czas pracy pompy i regulatora solarnego t_{pr}	1600 h
Koszt 1 kWh energii elektrycznej K_{kWh}	0,50 zł/kWh

Tabela 2. Zestawienie kosztów instalacji tradycyjnej i solarnej, czerwiec 2014

Table 2. Summary of traditional and solar installation costs, June 2014

Cena trzech kolektorów słonecznych	10000 zł
Koszt montażu	2000 zł
Łączny koszt instalacji	12000 zł
Koszt instalacji po skorzystaniu z dofinansowania	8400 zł
Koszt instalacji tradycyjnej	3000 zł

Tabela 3. Kalkulacja kosztów

Table 3. Calculation of costs

Roczne zużycie energii elektrycznej E_{rok}	Roczny koszt eksploatacji
14 kWh · 365 dni	5110 · 0,5 zł/kW/rok
5110 kWh	2555 zł

Wykonano obliczenia mające określić roczną oszczędność energii elektrycznej i korzyści finansowe po zainstalowaniu kolektorów słonecznych. Roczny koszt zużycia energii elektrycznej przez instalację solarną (oznaczenia we wzorze przyjęto zgodnie z danymi zawartymi w tab. 1.):

$$K_{is\ rok} = P_{pr} \cdot t_{pr} \cdot K_{kWh} \quad (1)$$

$$K_{is\ rok} = 0,05 \text{ kWh} \cdot 1600 \text{ h} \cdot 0,50 \text{ zł/kWh} = 40 \text{ zł}.$$

Ilość ciepła wytwarzana przez kolektory w ciągu roku (oznaczenia we wzorze zgodnie z danymi zawartymi w tab. 1.):

$$c_r = I_{rok} \cdot F_{kol} \cdot \eta_{kol} \quad (2)$$

$$c_r = 1000 \text{ kWh/m}^2/\text{rok} \cdot (3 \cdot 2 \text{ m}^2) \cdot 78\% = 4680 \text{ kWh}.$$

Średni roczny koszt uzyskania 1 kWh ciepła za pomocą kolektorów słonecznych:

$$K_{kWh\ kol} = K_{is\ rok} / c_r \quad (3)$$

$$K_{kWh\ kol} = 40 \text{ zł} / 4680 \text{ kWh} = 0,008 \text{ zł} / \text{kWh}.$$

Roczny koszt eksploatacji instalacji solarnej:

$$K_e = E_{rok} \cdot K_{kWh\ kol} \quad (4)$$

$$K_e = 5110 \text{ kWh} \cdot 0,008 \text{ zł/kWh} = 40,88 \text{ zł}.$$

Roczna oszczędność wynikająca z zastosowania kolektorów słonecznych:

$$O_{rok} = (E_{rok} \cdot K_{kWh}) - K_{is\ rok} \quad (5)$$

$$O_{rok} = (5110 \text{ kWh} \cdot 0,50 \text{ zł/kWh}) - 40 \text{ zł} = 2515 \text{ zł}.$$

Okres zwrotu kosztów instalacji solarnej:

$$T_{is} = \frac{K_{is} - K_{it}}{O_{rok}} \quad (6)$$

$$T_{is} = \frac{8400 \text{ zł} - 3000 \text{ zł}}{2515 \text{ zł/rok}} = 2 \text{ lata.}$$

Maksymalna moc cieplna pojedynczego kolektora słonecznego:

$$P_{kol} = F_{kol} \cdot I_{rok} \cdot \eta_{kol} \quad (7)$$

$$P_{kol} = 2 \cdot 1000 \text{ kWh/m}^2/\text{rok} \cdot 78\% = 1560 \text{ W.}$$

Wydajność kolektora w ciągu 8 h pracy w porze letniej:

$$Q_{kol} = P_{kol} \cdot 8 \text{ h} \quad (8)$$

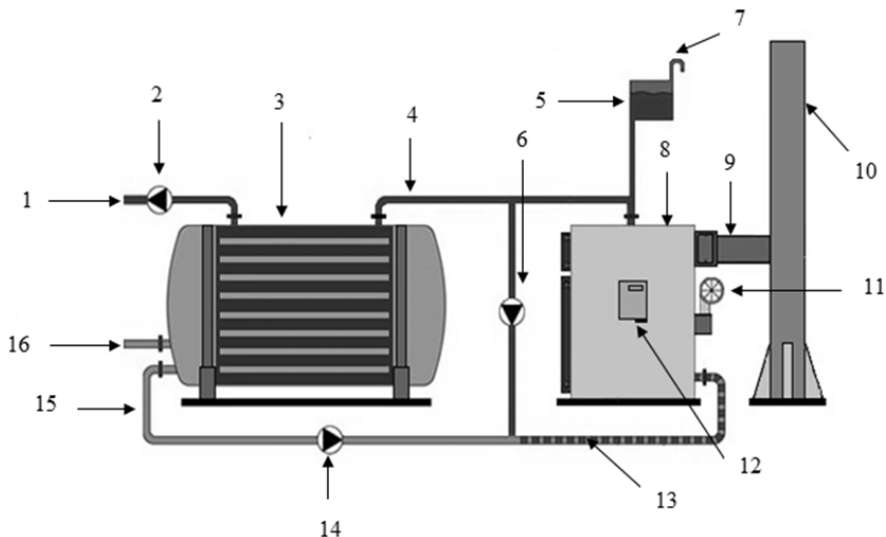
$$Q_{kol} = 1560 \text{ W} \cdot 8 \text{ h} = 12480 \text{ W} = 12,5 \text{ kW.}$$

Podsumowując koszt instalacji solarnej, otrzymano kwotę o 5400 zł wyższą od kosztu instalacji tradycyjnej. Mimo to inwestycja w kolektory słoneczne jest opłacalna, gdyż zwraca się już po dwóch latach. Zastosowanie kolektorów słonecznych jest bardzo korzystne dla rolników, gdyż pozwalają one na duże oszczędności energii elektrycznej. Połączenie instalacji elektrycznej oraz solarnej pozwala również na niezależnienie się od dostaw energii elektrycznej, a jak wiadomo nie zawsze dostawcy energii na terenach wiejskich mogą zapewnić ciągłość dostawy.

Wymiana kotła węglowego na kocioł opalany słomą

Kolejny wariant zakłada wymianę kotła węglowego na kocioł opalany słomą z własnego gospodarstwa rolnego. Schemat instalacji z kotłem na słomę pokazano na rys. 3. Atutem tego surowca jako paliwa jest z pewnością zmniejszenie emisji ditlenku węgla w porównaniu z węglem [5]. Oprócz tego zostaje także ograniczone uwalnianie związków siarki [7]. W tabeli 4. porównano emisje zanieczyszczeń w trakcie spalania słomy oraz węgla kamiennego.

Obliczono miesięczne zużycie węgla kamiennego w sezonie grzewczym równe ok. 2 tony za sezon. Cena waha się w granicach od 500 do 600 zł. Do obliczeń przyjęto 500 zł za tonę z transportem. W przypadku słomy zużycie jest dwukrotnie większe niż węgla. Ze względu na możliwość wykorzystania własnego sprzętu niezbędnego do zbiorów cena 1 tony słomy (+ transport) to koszt ok. 100 zł. Koszty zakupu i zużycia paliw podano w tab. 5.



Rys. 3. Układ instalacji kotła na słomę: 1 – zasilanie c.o., 2 – pompa, 3 – zbiornik buforowy, 4 – zasilanie zbiornika buforowego, 5 – naczynie przelewowe, 6 – pompa mieszająca, 7 – przelew, 8 – kocioł na słomę, 9 – czopuch, 10 – komin, 11 – dmuchawa, 12 – sterownik kotła, 13 – powrót – woda podmieszana, 14 – pompa kocioł – zbiornik buforowy, 15 – powrót zbiornika buforowego, 16 – powrót c.o.

Fig. 3. The system of boiler installation on the straw: 1 – power, 2 – pump, 3 – buffer tank, 4 – supply reservoir buffer, 5 – overflow vessel, 6 – mixing pump, 7 – transfer, 8 – boiler straw, 9 – flue, 10 – chimney, 11 – blower, 12 – the driver of the boiler, 13 – return, 14 – boiler pump – a buffer tank, 15 – buffer tank back, 16 – back

Tabela 4. Emisje zanieczyszczeń w trakcie spalania słomy oraz węgla kamiennego, na podstawie [7]

Table 4. Emissions during the combustion of straw and coal, based on [7]

Rodzaj emitowanej substancji	Kocioł na biomasę [g/s]	Kocioł węglowy [g/s]
SO ₂	0,0141	0,0476
CO	0,2270	0,1340
Pyły	0,0290	0,0892

Koszt kotłowni z piecem na słomę o mocy 25 kW wynosi 13000 zł, koszt kotła węglowego o mocy 25 kW zaś 4000 zł. Koszty wykorzystania słomy są znacznie mniejsze w porównaniu z węglem kamiennym (tab. 5.). W obliczeniach nie wzięto pod uwagę kosztów związanych z eksploatacją kotła, kosztów naprawy czy też różnicy między kosztem budowy kotłowni opalanej węglem kamiennym a kotłowni opalanej słomą. Można oszacować, że koszty zastosowania kotła na słomę zwrócą się po ok. 5 latach.

Tabela 5. Zestawienie wyników dotyczących zużycia i kosztów surowców

Table 5. Summary of results for the consumption and cost of raw materials

	Zużycie surowca [t/sezon]	Koszt surowca [zł/sezon]
Węgiel kamienny	12	6000
Słoma	24	2400

4. Podsumowanie

Gospodarstwa rolne mają ogromny potencjał do produkcji i wykorzystywania odnawialnych źródeł energii. Każdy rolnik może na wiele sposobów wytwarzać energię ze źródeł odnawialnych, np. poprzez przetwarzanie energii słonecznej w ciepło (kolektory słoneczne) lub energię elektryczną (ogniwa słoneczne), poprzez wykorzystanie energii ziemi (pompy ciepła), energii wiatru (wiatraki), oraz odpadów rolniczych (biomasy) lub poprzez produkcję biogazu. Nie wszyscy jednak posiadają wiedzę o ich możliwościach, dlatego też ważne jest uświadamianie ludzi mieszkających na terenach wiejskich. Znaczne zmniejszenie kosztów produkcyjnych można osiągnąć już poprzez zastosowanie chociaż jednego źródła OZE. Dodatkowym aspektem jest ochrona środowiska poprzez redukcję emisji ditlenku węgla oraz innych gazów cieplarnianych.

Literatura

- [1] Frąckowiak E.: Odnawialne źródła energii w gospodarstwie wiejskim i agroturystycznym. *Czysta Energia*, nr 4, 2012, s. 22-23.
- [2] Głuszczka A.: *Biogazownie rolnicze*. Oficyna Wydawnicza Multico, Warszawa 2009.
- [3] Kalda G.: Perspektywy rozwoju energetyki wiatrowej w Polsce do 2020 roku. *JCEEA*, z. 60 (nr 4/2013).
- [4] O niezrównoważonym wykorzystaniu odnawialnych zasobów energii w Polsce i patologii w systemie wsparcia OZE. Instytut Energetyki Odnawialnej, Warszawa 2012, <http://www.ieo.pl/pl/aktualnosci/525-wspozalanie-patologiarozpoznana-ale-w-polsce-bagatelizowana-i-nie-leczona-raport-ieo.html> (15 czerwca 2014 r.).
- [5] Sękowski K.: Wykorzystanie słomy w ciepłownictwie, <http://www.cire.pl/pliki/2/studiumprzypadku.pdf> (29 stycznia 2014 r.).
- [6] Tytko R.: *Odnawialne źródła energii*. OWG, Warszawa 2009.
- [7] Więcka A. (red.): *Rynek kolektorów słonecznych w Polsce wraz z bazą dostępnych kolektorów słonecznych*. Instytut Energetyki Odnawialnej, Warszawa 2012, http://www.ieo.pl/pl/raporty/doc_details/624-rynek-kolektorowsonecznych-w-polsce-wraz-z-baz-dostpnych-kolektorow-sonecznych.html (29 czerwca 2014 r.).
- [8] Wpływ energetyki odnawialnej na europejskich rolników. Raport dla Komisji Europejskiej, Generalnej Dyrekcji ds. Rolnictwa i Rozwoju Obszarów Wiejskich. Instytut Energetyki Odnawialnej, Bruksela 2011, <http://www.ieo.pl/pl/aktualnosci/585->

-komisja-europejska-dyrekcja-generalna-ds-rolnictwa-dg-agri-opublikowaa-raport-wspoaautorstwa-instytutu-energetyki-odnawialnej-nt-korzyci-jakie-mog-odnie-rolnicy-w-efekcie-rozwoju-odnawialnych-rodeenergii-wue-w-tym-w-polsce.html (15 czerwca 2014 r.).

USE OF RENEWABLE SOURCES IN SMALL FARMS

Summary

Farms have great potential in application of renewable energy sources or waste energy due to replace conventional fuels. Biomass utilization is already widespread, take a look at other technologies available on the Polish market is still worth of attention. This paper proposes two solutions to reduce the consumption of traditional fuels for heating of water at farms: first one – through the use of solar energy, second one – by using agricultural waste straw. Use of 3 solar collectors reduces electricity consumption for water heating, allow to save more than 2500 PLN per year. A projected payback time is less than 2 years. Proposed modernization of the existing hot water system by replacing the coal-fired boiler to boiler for fuel as straw have been considered. It is assumed that in each region with an annual surplus of straw can be used approx. 3-5 million tons of straw. Replacing the boiler is directly associated with reduction of black coal consumption. Although black coal is cheap and efficient, its use has many disadvantages. First of all, it does not belong to the organic fuel, while the combustion air reach very large amount and produce a lot of harmful substances such as carbon dioxide, sulfur dioxide, nitrogen oxides, carbon monoxide, aromatic hydrocarbons, heavy metal, vapour and dusts. The advantage of straw as a fuel in comparison with black coal is a significant reduction of CO₂ emissions, however CO₂ during the normal combustion of straw does not exceed the amount collected by the grain during its growth. Straw burning is accompanied by a significant reduction in emissions of sulfur compounds. The very use of straw for energy production reduce environmental degradation by elimination of straw firing in the fields by farmers.

Keywords: renewable energy sources, agriculture, bioenergy, solar energy, wind energy

Przesłano do redakcji: 04.10.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.134

Sławomir RABCZAK¹
Danuta PROSZAK-MIĄSIK²
Krzysztof NOWAK³

SEASONAL COLD ACCUMULATOR WITH FREE-COOLING IN AIR CONDITIONING SYSTEMS

One of the ways to reduce the consumption of traditional energy sources is the use of seasonal cold accumulator that takes advantage of the geographical location in the country and allows, during the winter season, from November to March, accumulate cold because of lower ambient temperature in these months. This leads to saving a significant amount of electricity and reduce operating refrigerant, which is dangerous for the environment. This paper presents a method for determining the size of cold storage with charging devices as chiller and dry-cooler. The approximate costs of device operation including the time of framework of these components have been obtained. Design seasonal cold accumulator allows to conclude that this solution has a number of economic and ecological advantages. Due to the seasonal tank design the saves on chiller, which under normal circumstances would have been selected for the highest hourly energy demand, which means that the device should be several times larger than the device that was used in the project. By selecting a small chiller the environment from hazardous refrigerants is protected, which are chlorofluorocarbons, specifically in the case of refrigerant called R- 410A.

Keywords: free-cooling, cold accumulator, air-conditioning, seasonal storage

Indices

θ_e – average soil temperature on 3 m under the ground [°C],

t_m – number of hours in month [h],

θ_{zp} – temperature in tank on the beginning of month [°C],

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Sławomir Rabczak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651699, rabczak@prz.edu.pl

² Danuta Proszak-Miąsik, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651699, dproszak@prz.edu.pl

³ Krzysztof Nowak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651699, krzynow@prz.edu.pl

- $Q_{C,nd}$ – cooling demand [kWh/year],
 Q_{tr} – monthly heat losses of tank accumulator [kWh/m],
 t_C – discharge time [h],
 Q_x – additional cooling energy for service and maintain (October) [kWh/m],
 Q_k – cooling demand including dry-cooler [kWh/m],
 Q_{kx} – overall monthly cooling demand [kWh/m],
 θ_{zk} – temperature on the end of month in tank [°C],
 θ_{sr} – average temperature in accumulation tank [°C],
 θ_p – dry-cooler temperature operation [°C],
 t_{mp} – number of hours in month that satisfy the condition, $\theta_e < \theta_p$ [h],
 Q_{dc} – cooling energy produced by dry-cooler [kWh/m],
 E_{dc} – cost of cooling energy from dry-cooler [zł/m],
 Q_{agr} – cooling energy produced by chiller [kWh/m],
 t_{agr} – operation time for chiller [h/m],
 $t_{d agr}$ – operation time for chiller [d/m],
 E_{agr} – cost of cooling energy from chiller [zł/m],
 η_{agr} – EER for chiller, 3,5.

1. Introduction

The issue of cold accumulation, relating to air conditioning systems, comprises both, preparation and storage as well. The installation of cold accumulation makes easy way to reduce the cost of cold production energy by using dual-rate electricity charges. In addition, the cold accumulation systems allow to use devices with lower power demand and improve the reliability of the cooling system. Cooling energy can be stored in the form of sensible and latent. In the case of a sensible energy storage (SES) we deal with an increase of material temperature used as a accumulator of heat or cold, but in the case of latent heat storage (LHS) phase change material are used (usually between the solid and liquid). The air-conditioning system uses two main types of cold storage systems. These include: tank with ice water and cooling energy storage in materials PCM (phase change material) [3].

2. Use cold water as a refrigerant

Water is well suited for storage both heat and cold, due to high specific heat (4.19 kJ/kgK). In practice, its mixture are common as a substances that reduce the freezing point. It is mostly ethylene glycol and propylene glycol as well. Cooling capacity of ice water tanks depend on the amount of stored water and the temperature difference (Δt) between supply and return water. The temperature difference has a strong influence on the size of the accumulation reservoir. The values of the temperature difference of supply and return water flow through the accumulator are placed on level 7-9 K. In the case of an increase of this diffe-

rence to the value of 11-13 K the volume of the reservoir will be reduced as close as to 50%. The minimum value of Δt at which the storage system is a cost-effective is assumed as 5 K. Chilled water accumulators can be made ground, partially buried or underground. They can also be integrated into the structure of the building. Ground storage tanks are often made of steel, underground as concrete bunkers [2]. Because of the simplicity of operation, reliability, efficiency and low investing cost the cold accumulation system are more and more common. Water has a melting heat of 335 kJ/kg, the high specific heat of 4.2 kJ/kgK, high density 1000 kg/m³, the material is safe and has a melting point at a level suitable for use in conventional air conditioning systems.

The melting point is very stable and is 0°C at sea level. Under certain conditions, a slight supercooling of water close to 1 to 3 K is observed. After reaching the maximum supercooling point of water and freezing, it returns rapidly to 0°C [1].

The density of water is slightly reduced at temperatures below 4°C while the volume increased by 9% during freezing. This feature is used as an indicator of the formation of ice crystals in cold production systems in the form of frozen ice crystals. If frozen ice floats on the surface of the water volume remains constant until all of the water freeze or melt.

Below the freezing point of water ice slightly increases its density, but it does not matter accumulation cooling system because the majority of systems work close to of the phase changes of water. Scheme of capsules ice formation during charging and discharging process is shown in fig. 1.

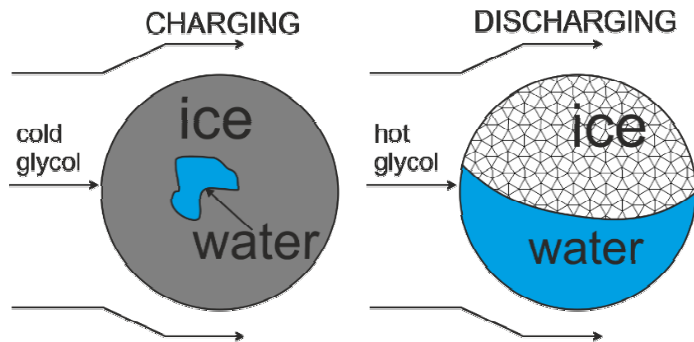


Fig. 1. Creation schema of ice during charging and discharging process

Rys. 1. Schemat powstawania lodu podczas procesu ładowania i rozładowywania

For ice capsules charging temperature decreases during freezing of water due to growth of the ice layer through which heat is conducted.

Water has become a dominant factor in the energy storage in air conditioning systems. However, some processes require medium temperature in the range that exceeds the capabilities of water systems. Therefore directed

towards other substances that despite of freezing temperature above 0°C can produce refrigerant at satisfy temperature during the discharge process.

3. Daily and seasonal cold accumulation

The main task of the daily accumulation of cold is heat storage using a chiller, which charges the accumulator during night hours when the price of electricity is lower, which translates into lower operating costs (fig. 2).

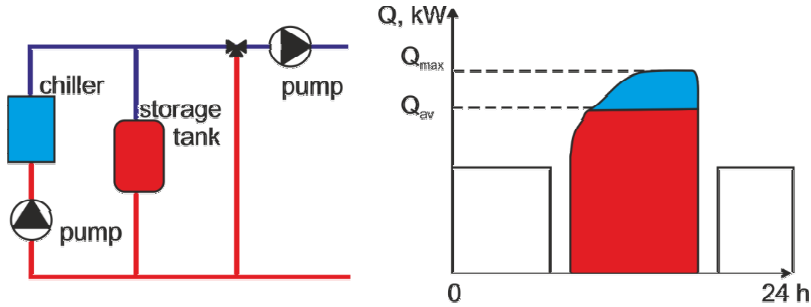


Fig. 2. Schema of daily cold accumulation

Rys. 2. Schemat systemu akumulacji dziennej

This process helps to save money not only on energy consumption but also on the costs related to purchasing a chiller that is selected on the maximum power of cold demand for unfavorable hour in whole year. The result – that most of the time during the summer season device unit seems to be oversized. But when the chiller is selected for average hour and cooling demand it will act as a complement to the maximum rise of possibility to choose a smaller and cheaper one. Seasonal cold accumulation is accumulation of cold in the container field or another. The cold production using the chiller or device for cooling water via the natural cooling capacity of air as dry-cooler. The tank must have a low U coefficient to minimize losses of cold to the ambient air (fig. 3).

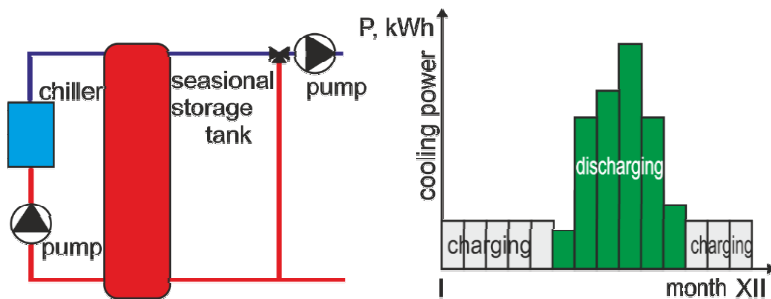


Fig. 3. Schema of seasonal cold accumulation

Rys. 3. Schemat układu akumulacji sezonowej

This process is extremely beneficial because of the medium is lead to desired temperature at ambient one at low electricity demand and, in addition, this process takes place at night, when energy is cheaper. Dry-cooler can provide, depending on the weather about 60% of the total cooling demand in a year. The rest 40% is provided by the chiller.

4. Calculation of cold storage volume

The Inn type building was taken to calculation of monthly demand for cold presented in tab. 1.

Table 1. Cold demand for analyzed building

Tabela 1. Zapotrzebowanie na chłód dla analizowanego budynku

Month	Cold demand Q_{cnd} [kWh/m-th]	Hours in month t_M [h]	Time of building cooling t_C [h]
1	0,00	744	0
2	0,00	696	0
3	0,00	744	0
4	25,89	720	3
5	355,94	744	30
6	1191,35	720	97
7	973,37	744	85
8	1321,64	744	111
9	333,90	720	30
10	0,00	744	0
11	0,00	720	0
12	0,00	744	0
Σ	4202,10	8784	356

The energy demand for cooling was calculated based on the method of preparation of energy performance certificates [5]. Seasonal accumulation of cooling will take place in the field reinforced concrete tank. The accumulation tank is filled with water. Refrigeration system operating time is set to 11 h/day from 8 to 19 in the summer period. The total cooling demand in time for the summer cooling was obtain as $EK = 0.8 \text{ kWh}/(\text{m}^2\text{year})$. Discharging of cold accumulator takes place in the months of April, May, June, July, August, September, between the hours of 8 to 19 (highest cooling demand).

Storage tank charging will occur during the months of October, November, December, January, February, March, 8 hours a day (from 23 to 7). Overall cold demand of building in cooling season is placed on level $Q_{c,nd} = 4\,202,10 \text{ kWh/a}$. To serve the seasonal demand for cooling, ground cooling tank is loaded over 183 days, eight hours per day, which gives 1464 hours of charging during the year what give: $Q_{C,nd} = 4202.10 \text{ kWh}/1464 = 2,87 \text{ kW}$ – power, which should be

provided within hours of charging. The water was selected as accumulation material (phase change temperature = 293 K). As the coolant (secondary refrigerant) a glycol-water mixture was selected.

Table 2. Characteristic parameters for cold accumulator – part 1

Tabela 2. Parametry charakterystyczne dla akumulatora chłodu – część 1.

Month	θ_{zp} [°C]	θ_e [°C]	$Q_{cn,d}$ [kWh/m]	Q_{tr} [kWh/m]	t_c [h]	Q_x [kWh/m]	Q_k [kWh/m]	ΣQ_k [kWh/m]
1	9,8	7,4	0,00	81,05	0	156,56	-1101,05	-1257,61
2	7,7	6,9	0,00	31,68	0	156,56	-501,68	-658,24
3	6,7	7,2	0,00	-36,42	0	156,56	-258,58	-415,14
4	6,0	8,2	25,89	-122,79	3	156,56	93,68	-62,88
5	5,9	9,5	355,94	-186,88	30	0,00	542,82	542,82
6	6,8	10,9	1191,35	-176,13	97	0,00	1367,48	1367,48
7	9,0	12,2	973,37	-148,74	85	0,00	1122,11	1122,11
8	10,8	13,0	1321,64	-88,17	111	0,00	1409,81	1409,81
9	13,1	13,2	333,90	-26,60	30	0,00	360,50	360,50
10	13,6	12,4	0,00	25,04	0	0,00	-25,04	-25,04
11	13,6	10,5	0,00	81,10	0	156,56	-911,10	-1067,66
12	11,9	7,1	0,00	179,60	0	156,56	-1159,60	-1316,16
Σ			4202,09	-387,26	356			

Table 3. Characteristic parameters for cold accumulator – part 2

Tabela 3. Parametry charakterystyczne dla akumulatora chłodu – część 2.

θ_{ck} [°C]	θ_{sr} [°C]	θ_p [°C]	$\theta_p - \theta_e$ [°C]	t_{mp} [h/m]	Q_{dc} [kWh/m]	E_{dc} [kWh/m]	Q_{agr} [kWh/m]	t_{agr} [h/m]	E_{agr} [zł/m]
7,7	8,7	0,7	-6,7	204	1020,0	64,3	192,12	42,88	24,70
6,7	7,2	-0,3	-7,2	94	470,0	29,6	192,12	42,88	24,70
6,0	6,3	-1,0	-8,2	59	295,0	18,6	192,12	42,88	24,70
5,9	5,9	-1,1	-9,3	11	55,0	3,5	192,12	42,88	24,70
6,8	6,3	-	-	-	-	-	-	-	-
9,0	7,9	-	-	-	-	-	-	-	-
10,8	9,9	-	-	-	-	-	-	-	-
13,1	11,9	-	-	-	-	-	-	-	-
13,6	13,4	-	-	-	-	-	-	-	-
13,6	13,6	-	-	-	-	-	-	-	-
11,9	12,7	4,9	-5,6	166	830,0	52,3	192,12	42,88	24,70
9,8	10,8	2,8	-4,3	196	980,0	61,7	192,12	42,88	24,70
		730,0	3650,0	230,0	1152,72	257,30	32,16	148,21	

The calculations The cold losses from the tank to the environment Q_{tr} has been taken into the account determined on the PN-EN ISO 13790 [4]. The calculations are summarized in tab. 2 and 3. The tables show that the cool

accumulator releases the most energy in the summer months, ie. June, July, August. In May and September temperatures are much lower because the accumulator in these months is not used.

Table 4. Operating time for dry-cooler

Tabela 4. Czas pracy systemu dry-coolera

Month	Operating temp. of dry-cooler θ_p [°C]	Time of dry-cooler operation t_{mp} [h/month]
1	0,7	204
2	-0,3	94
3	-1,0	59
4	-1,1	11
11	4,9	166
12	2,8	196
	Σ	362

To determine the number of hours in cooling season during which the outdoor temperature is lower than the return glycol temperature into the tank the data from meteorological stations in Rzeszów Jasionka was used.

The energy provided by a dry-cooler in the each months (tab. 4), when the outdoor temperature is lower than the temperature in the cooled room (simplified) $\theta_e < \theta_p$ and energy provided by the chiller was counted according to the following scheme.

1. Dry-cooler

$$Q_{dc} = t_{mp} \cdot N_u \text{ [kWh]} \quad (1)$$

Assumed power output of the device is $N_u = 5$ kW. To sum up months of work of dry-cooler the total power of the device in the season is obtained.

$$\Sigma Q_{dc} = Q_{dc,I} + Q_{dc,II} + Q_{dc,III} + Q_{dc,IV} + Q_{dc,XI} + Q_{dc,XII} \text{ [kWh]} \quad (2)$$

Then, cold produced by dry-cooler only: $\Sigma Q_{dc} = 1020,0 + 470,0 + 295,0 + 55,0 + 830,0 + 980,0 = 3650,0$ kWh.

2. Chiller

$$Q_{agr} = \Sigma Q_{kx,u} - \Sigma Q_{dc} = 4802,72 - 3650,0 = 1152,72 \text{ kWh} \quad (3)$$

Working time of the chiller T_{agr} is:

$$T_{agr} = \frac{Q_{agr}}{N_{u,agr} \cdot n} \quad (4)$$

The number of month taken in accumulation process $n = 6$ and power of chiller

$$N_{u,agr} = 4,5 \text{ kW}. \text{ Then, } T_{agr} = \frac{1152,72}{4,5 \cdot 6} = 42,88 \text{ h.}$$

Comparison between cold production by chiller and dry-cooler was shown in fig. 4. The below chart shows the power that is provided by dry-cooler and chiller. Most productive months for dry-cooler operation are November, December and January. While the chiller is running 5 or 4 days in each month to complete the charging of cooling accumulator, which could provide a dry-cooler because of too high ambient temperatures and monthly downtime for service and maintenance.

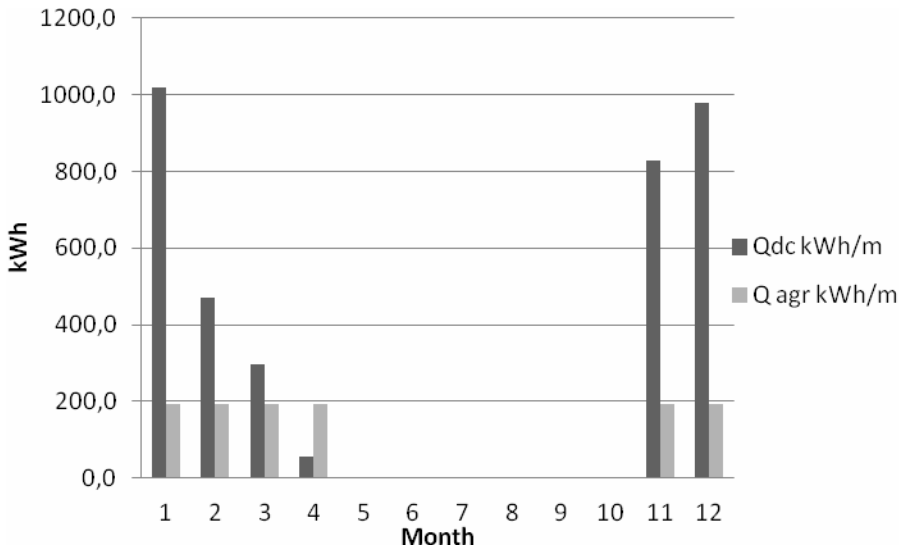


Fig. 4. Cold production provided by chiller and dry-cooler

Rys. 4. Przewidywana produkcja chłodu przez chiller i dry-cooler

Figure 5 presents the chiller operating costs and dry-cooler along with circulation pumps and compressor for the analyzed system. The total cost of exploitation of these devices is placed on level $E = E_{dc} + E_{agr} = 230,0 + 148,21 = 378,2 \text{ zł}$.

The cost of energy for the chiller only:

$$E_c = \frac{Q_{kx}}{\eta_{agr}} \cdot N_{u,agr} = \frac{4802,72}{3,5} \cdot 0,45 = 617,5 \text{ zł} \quad (5)$$

Saving energy between the chiller system without cooling accumulator, but with dry-cooler is 239,3 zł per year which allows for savings of 39%.

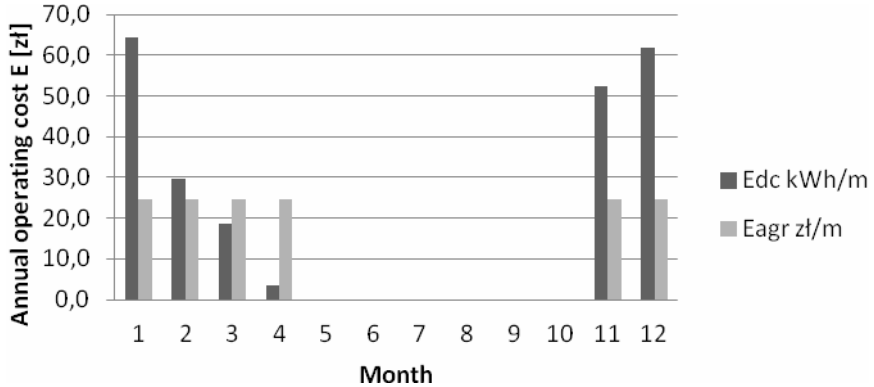


Fig. 5. Annual operating cost for dry-cooler and chiller including pumps and compressor
 Rys. 5. Roczne koszty pracy dla układu chillera i dry-coolera łącznie z pompami i sprężarką

Sizing seasonal cold accumulator after taking into account the heat loss through the tank permeation barriers:

$$V = \frac{3600 \cdot \Sigma Q_{kx,u}}{c_m \cdot \rho_m \cdot \Delta T} \text{ m}^3 \quad (6)$$

Assuming:

$$\Delta T = 7^\circ\text{C},$$

$$\rho_m = 0,67 \cdot 999,7 + 0,33 \cdot 1018 = 1005,74 \text{ kg/m}^3 \text{ (mixture water and glycol),}$$

$$\Sigma Q_{kx,u} = 4802,72 \text{ kWh,}$$

$$C_m = 3,84 \frac{\text{kJ}}{\text{kgK}}.$$

$$\text{The volume is } V = \frac{3600 \cdot 4802,72}{3,84 \cdot 1005,74 \cdot 7} = 639,55 \text{ m}^3.$$

5. Conclusions

Design seasonal cold accumulator allows to conclude that this solution has a number of economic and ecological advantages. Due to the seasonal tank design the saves on chiller, which under normal circumstances would have been selected for the highest hourly energy demand, which means that the device should be several times larger than the device that was used in the project. By

selecting a small chiller the environment from hazardous refrigerants is protected, which are chlorofluorocarbons, specifically in the case of refrigerant called R - 410A. Another huge advantage of the project is to provide the majority of the demand for cooling by dry-cooler, thanks to its simple design makes use of Polish temperate climate where winter occurs. It allows to charge cold accumulator without additional costs for electricity. With its rechargeable accumulator with a dry-cooler and chiller a lot of savings during operation period of the system is achieved at the level of 40%. It is without a doubt a very good result.

The disadvantage is that the size of the cold accumulator, and thus the cost of excavation and tank with a low coefficient of heat transfer. All of above make this investment expensive with the 15 years of operation of the system return. This fact force to seek other cold storage solutions or substance which are able to give higher specific heat ratio. This can be done for example by the use of phase change materials, PCM, with a heat capacity is in the range 18,0 kJ/kgK, which in comparison with the glycol-water mixture used in the project, 3,84 kJ/kgK makes possible to reduce accumulation container more than 4.5 times. That container can be moved inside the building which result in lower costs for excavation works and the cost of the tank itself.

Literature

- [1] Hasnain S.M.: Review on sustainable thermal energy storage technologies. Part I: Heat storage materials and techniques. Energy Research Institute, King Abdulaziz City for Science and Technology. P.O. Box 6086, Riyadh 11442, Saudi Arabia.
- [2] Lewandowski W.M.: Proekologiczne źródła energii odnawialnej. WNT, Warszawa 2001.
- [3] Mehling H., Cabeza L.F.: Heat and cold storage with PCM. Springer 2008.
- [4] PN-EN ISO 13790 November 2008: Energetyczne właściwości użytkowe budynków Obliczanie zużycia energii na potrzeby ogrzewania i chłodzenia.
- [5] Rozporządzenie Ministra Infrastruktury z dnia 6 listopada 2008 r. w sprawie metodologii obliczania charakterystyki energetycznej budynku i lokalu mieszkalnego lub części budynku stanowiącej samodzielną całość techniczno-użytkową oraz sposobu sporządzania i wzorów świadectw ich charakterystyki energetycznej.

SEZONOWY AKUMULATOR CHŁODU Z FREE-COOLINGIEM DLA SYSTEMU KLIMATYZACJI

Streszczenie

Jednym ze sposobów zmniejszenia zużycia tradycyjnych źródeł energii jest użycie sezonowej akumulacji chłodu, która wykorzystuje położenie geograficzne oraz pozwala w sezonie zimowym (od listopada do marca) zgromadzić energię chłodniczą dzięki niskim wartościom temperatury. Umożliwia to pozyskanie oszczędności znacznych ilości energii do chłodzenia w sezonie letnim i zmniejszenia oddziaływania urządzenia chłodniczego na środowisko, które to w więk-

szości przypadków jest szkodliwe. W pracy przedstawiono metodę określania wielkości energii przeznaczonej do chłodzenia przez cały rok, pochodzącą z agregatu chłodniczego i produkcji chłodu w urządzeniu w postaci dry-coolera w systemie akumulacji jawnej. Przedstawiono przybliżone koszty eksploatacji urządzeń, w tym czas pracy poszczególnych systemów, tj. chillera i dry-coolera. Zaproponowano konstrukcję sezonowego akumulatora chłodu, której zastosowanie ma wiele zalet ekonomicznych i ekologicznych. Ze względu na akumulację chłodu w sezonie możliwe jest uzyskanie sporych oszczędności na pracy agregatu chłodniczego, który w normalnych warunkach zostałby wybrany dla największego godzinowego zapotrzebowania na energię chłodniczą. Oznacza to, że urządzenie musiałoby mieć kilka razy większą wydajność w porównaniu z urządzeniem przyjętym w projekcie. Przez wybór chillera małej mocy projekt z założenia ma na celu ochronę środowiska naturalnego przed niebezpiecznymi czynnikami chłodniczymi w postaci tzw. „freonów”, w większości stosowanych na skalę przemysłową w tego typu urządzeniach.

Słowa kluczowe: free-cooling, akumulator chłodu, klimatyzacja, magazynowanie sezonowe

Przestano do redakcji: 21.10.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.135

Adam RUDZIK¹
Stefan PRADELOK²
Grzegorz POPRAWA³

ZMIANY CZĘSTOTLIWOŚCI DRGAŃ WŁASNYCH KRATOWNICOWEGO MOSTU KOLEJOWEGO W WYNIKU POSTĘPUJĄCEGO USZKODZENIA

W pracy przedstawiono analizę teoretyczną zmian częstotliwości drgań własnych kratownicowego mostu kolejowego w wyniku postępującego uszkodzenia. Do analizy wybrano istniejący obiekt, w którym wystąpiło uszkodzenie analogiczne do analizowanego teoretycznie – pęknięcie górnej półki pasa dolnego dźwigara kratownicowego. Zakres analizy teoretycznej zwiększono, modelując uszkodzenie postępujące aż do pełnego pęknięcia pasa dolnego, abstrahując od faktu, że takie uszkodzenie wyczerpuje nośność konstrukcji. Na podejście takie zdecydowano się dla lepszego zobrazowania wpływu uszkodzenia na zmianę częstotliwości drgań własnych. W pracy dokonano krótkiej charakterystyki rzeczywistego obiektu przęsła kratownicowego z jazdą dołem o rozpiętości teoretycznej 93,0 m oraz pewnych jego osobliwości. Omówiono i zilustrowano budowę modelu obliczeniowego umożliwiającego generowanie w nim uszkodzenia, jakim jest postępujące pęknięcie pasa dolnego kratownicy. Opisano sposób modelowania uszkodzenia oraz zilustrowano jego wybrane etapy. W dalszej części pracy przedstawiono wyniki analizy modalnej. Skupiono się na zmianach częstotliwości drgań własnych konstrukcji w kolejnych etapach uszkodzenia. Wyniki przedstawiono w sposób tabelaryczny oraz zilustrowano na wykresie. Zaprezentowano również widoki wybranych postaci drgań w kolejnych krokach uszkodzenia. Szczególną uwagę zwrócono na lokalne postaci drgań w bezpośrednim otoczeniu pęknięcia. W zakończeniu przedstawiono wnioski ogólne traktujące o wpływie analizowanego uszkodzenia na zmianę częstotliwości drgań własnych. Zasygnalizowano również pewne lokalne efekty ujawniające się w miarę zwiększania się uszkodzenia (ujawnianie i zanikanie lokalnych postaci drgań) oraz kierunki dalszych analiz.

Słowa kluczowe: mosty, parametry dynamiczne, modelowanie inżynierskie, uszkodzenie konstrukcji, wpływy lokalne

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Adam Rudzik, Politechnika Śląska, ul. Akademicka 5, 44-100 Gliwice, tel. 32 2372189, adam.rudzik@polsl.pl

² Stefan Pradelok, Politechnika Śląska, ul. Akademicka 5, 44-100 Gliwice, tel. 32 2372189, stefan.pradelok@polsl.pl

³ Grzegorz Poprawa, Politechnika Śląska, ul. Akademicka 5, 44-100 Gliwice, tel. 32 2372189, grzegorz.poprawa@polsl.pl

1. Wprowadzenie

Rozwój infrastruktury komunikacyjnej, wprowadzanie nowych, często prototypowych rozwiązań oraz dostosowywanie istniejącej infrastruktury do zmieniających się warunków eksploatacyjnych musi się odbywać przy zachowaniu wysokich poziomów i standardów bezpieczeństwa. W konsekwencji są opracowywane i wdrażane systemy monitorowania stanu konstrukcji. Zagadnienia wykrywania uszkodzeń w konstrukcjach (w tym także w mostach) były wprawdzie omawiane w literaturze już w latach 70. [1], ale temat ten jest wciąż analizowany [5, 16]. Należy jednak zachować pewien dystans do rozpowszechniających się opinii dotyczących automatycznego generowania wiedzy na temat stanu konstrukcji [2, 3].

Korzystając z rzeczywistego zaistniałego przykładu, w pracy opisano przeprowadzoną analizę zakresu zmian częstotliwości drgań przy daleko idących uszkodzeniach lokalnych [10, 12, 14]. Przez lokalność uszkodzenia jest rozumiany mały jego wymiar w stosunku do całości konstrukcji, ale prowadzący do daleko idących skutków.

Opis wspomnianej rzeczywistej awarii, analizę oraz wyjaśnienie jej przyczyn można znaleźć m.in. w pracach [8, 11, 15]. Powstanie awarii oraz związane z tym opracowania naukowe sięgają 1992 roku, jednak za celowością przyjęcia obiektu do analizy przemawiają:

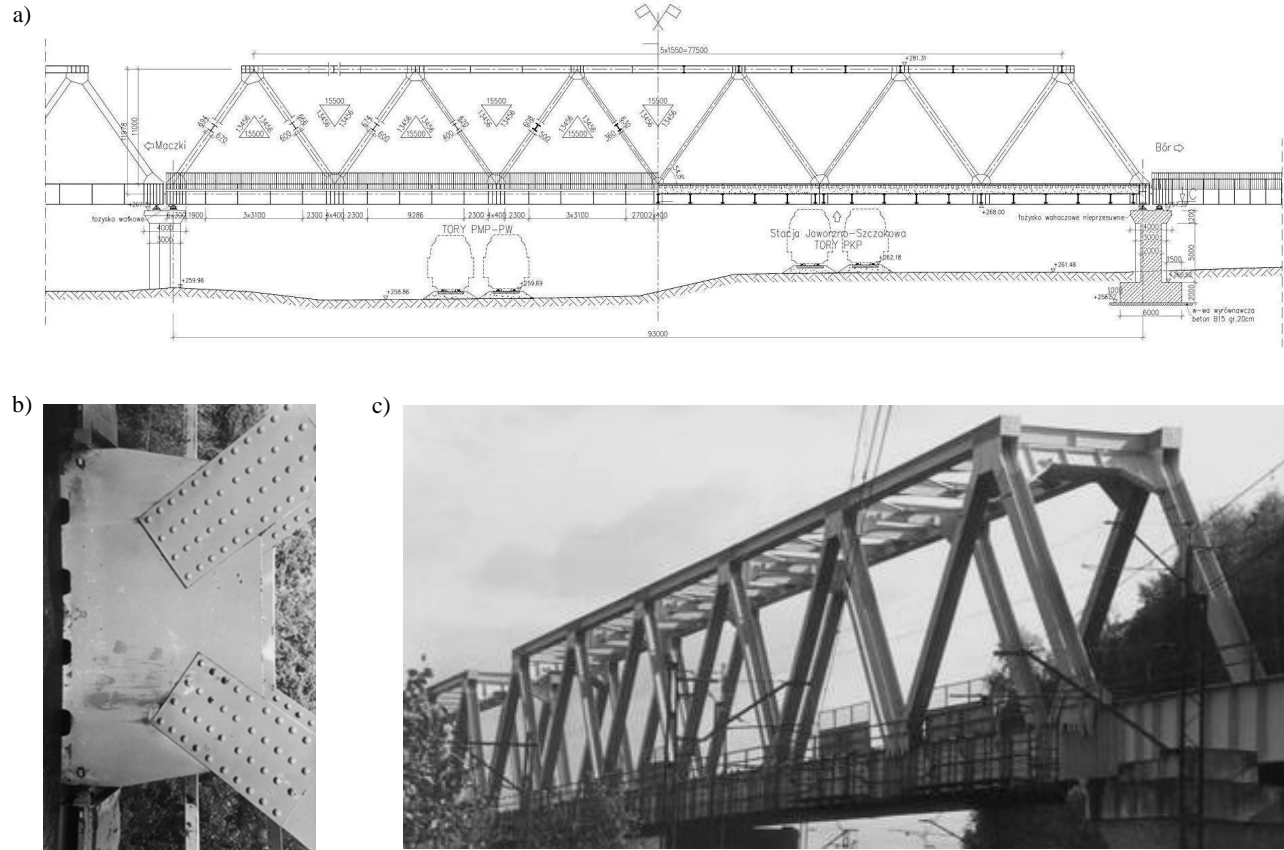
- powstałe opracowania techniczno-naukowe szczegółowo wyjaśniające przyczyny i przebieg powstania uszkodzenia, stanowiące tym samym doskonałą podstawę do analiz teoretycznych,
- reprezentatywność obiektu – w Polsce powstało wiele podobnych obiektów na liniach kolejowych, wybudowanych na podstawie różnych adaptacji typowej dokumentacji jednotorowego mostu kolejowego o rozpiętości 93,0 m.

Zaobserwowane uszkodzenie to pęknięcie górnej półki pasa dolnego kratownicy. W rozważaniach teoretycznych przeanalizowano sytuację, w której pęknięcie postępuje aż do pełnego przecięcia całego pasa dolnego, abstrahując od faktu, że znacznie wcześniej nastąpiłoby wyczerpanie jego nośności.

2. Konstrukcja obiektu

Obiektem analizy jest sześcioprzęsłowy jednotorowy most kolejowy. Przęsła skrajne to swobodnie podparte blachownice z jazdą dołem o rozpiętościach teoretycznych 27 i 33 m. Dwa przęsła środkowe to swobodnie podparte kratownice z jazdą dołem o rozpiętości teoretycznej 93,0 m. Dźwigary główne to bezsłupkowe kraty o pasach równoległych ze skratowaniem typu „W”.

Dźwigar główny nie jest klasyczną kratownicą. Jego pasy dolne są zginane, co wynika z układu poprzecznic, które połączone z pasami zarówno w węzłach, jak i w miejscach pośrednich. Ponadto osie krzyżulców nie przecinają się w osi



Rys. 1. Geometria przęsła kratownicowego: a) widok z boku, b) widok węzła, c) widok ogólny
 Fig. 1. The geometry of the lattice span: a) side view, b) view of the node, c) general view of the span

pasa dolnego, lecz na wysokości jego górnej półki. Można zatem powiedzieć, że dźwigar jest raczej belką wzmocnioną ustrojem kratownicowym.

Wysokość całkowita każdego dźwigara wynosi 13,29 m, a odległość pomiędzy węzłami 15,5 m. Rozstaw dźwigarów głównych wynosi 6,0 m. Widok z boku oraz widok ogólny przęsła kratownicowego pokazano na rys. 1a, b. Pewną osobliwością jest konstrukcja węzła kratownicy (rys. 1c). Blachy węzłowe nie są – jak w rozwiązaniach klasycznych – przedłużeniem pasa, lecz obejmują tylko górną półkę i wypustkami są łączone z pionowymi żeberkami węzła.

Dźwigary główne są w każdym przęśle kratownicowym stężone poprzecznie w płaszczyźnie pasów górnych stężeniem kratownicowym typu „K”, a w płaszczyźnie pasów dolnych zarówno montażowymi tężnikami kratownicowymi, jak i żelbetową płytą jezdni. Koryto jezdni wykonano jako żelbetowe, oparte na poprzecznicach. Rozstaw poprzecznic wynosi 3,1 m. Płytę pomostu zespolono z poprzecznicami, a ponadto zdylatowano dwukrotnie na długości przęsła. W miejscach dylatacji rozstaw poprzecznic wynosi 0,8 m.

3. Model obliczeniowy

Geometria modelu

Model obliczeniowy zbudowano w programie Robot Structural Analysis Professional 2012. Model ogólny konstrukcji zbudowano jako prętowy. Prętom nadano parametry geometryczne zgodnie z ich przekrojami. Uwzględniono również odsunięcie konstrukcji pomostu względem punktu przecięcia się krzyżulców.

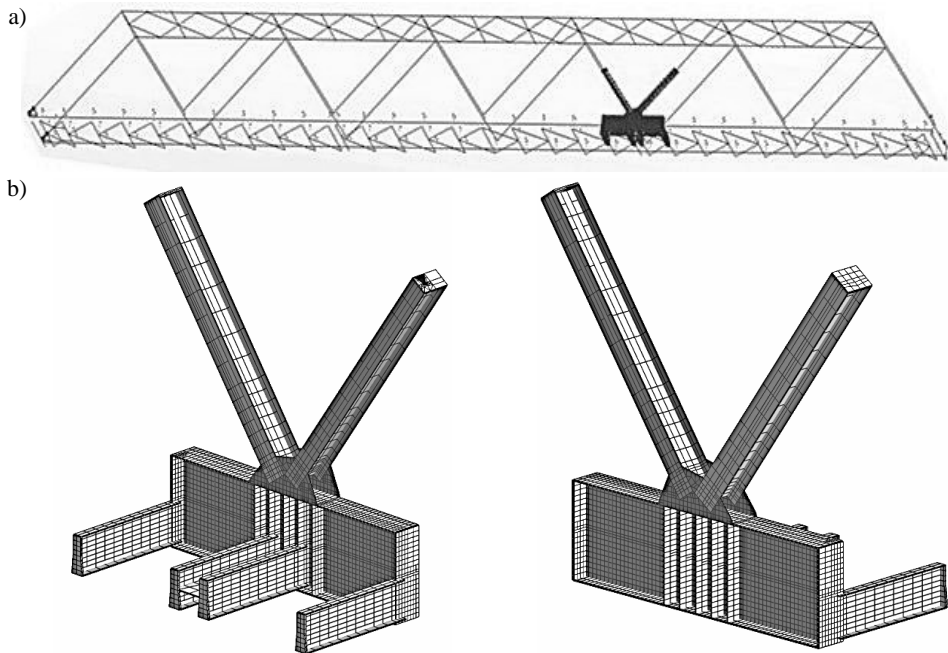
Na model prętowy nałożono szczegółowy model węzła składający się z ponad 3100 elementów powłokowych, którym nadano odpowiednie grubości (półki, środnik, blachy węzłowe, żebra). Model szczegółowy obejmuje swym zakresem fragment pasa dolnego dźwigara kratownicowego o długości 6,2 m oraz połowy długości czterech poprzecznic i dwóch krzyżulców. Widok modelu z węzłem szczegółowym oraz widok samego węzła szczegółowego pokazano na rys. 2.

Model szczegółowy węzła połączono z modelem prętowym za pośrednictwem stalowych prostopadłych do prętów przepon o grubości 5 cm. Aby nie wprowadzać lokalnie dodatkowych mas, przeponom tym nadano zerową gęstość. Więcej szczegółów na temat inżynierskiego podejścia w modelowaniu szczegółu konstrukcyjnego opisano w pracy [13].

W modelu obliczeniowym celowo nie wprowadzono powłokowych elementów zespolonych z poprzecznicami (koryto żelbetowe). Zgodnie z pracą [8] zespolenie poprzecznic przydylatacyjnych (obszar przy węźle szczegółowym) wydaje się być wątpliwe.

W kolejnym kroku przyjęto obciążenie ciężarem własnym konstrukcji i wyposażenia. Ciężar konstrukcji stalowej został uwzględniony przez nadanie elementom (pręty i panele) odpowiedniej gęstości. Przyjęto zwiększoną gęstość

stali 9000 kg/m^3 wynikającą z całkowitego rzeczywistego ciężaru konstrukcji stalowej istniejącego obiektu (uwzględnienie w ciężarze wszystkich elementów dodatkowych, takich jak blachy węzłowe, zebra itp.). W modelu uwzględniono ciężar wyposażenia (koryto żelbetowe, podsypka) w postaci mas dodanych w węzłach.



Rys. 2. Wizualizacja modelu obliczeniowego: a) widok ogólny całego modelu, b) węzeł szczegółowy

Fig. 2. Visualization of computational model: a) general view of the whole model, b) detailed node

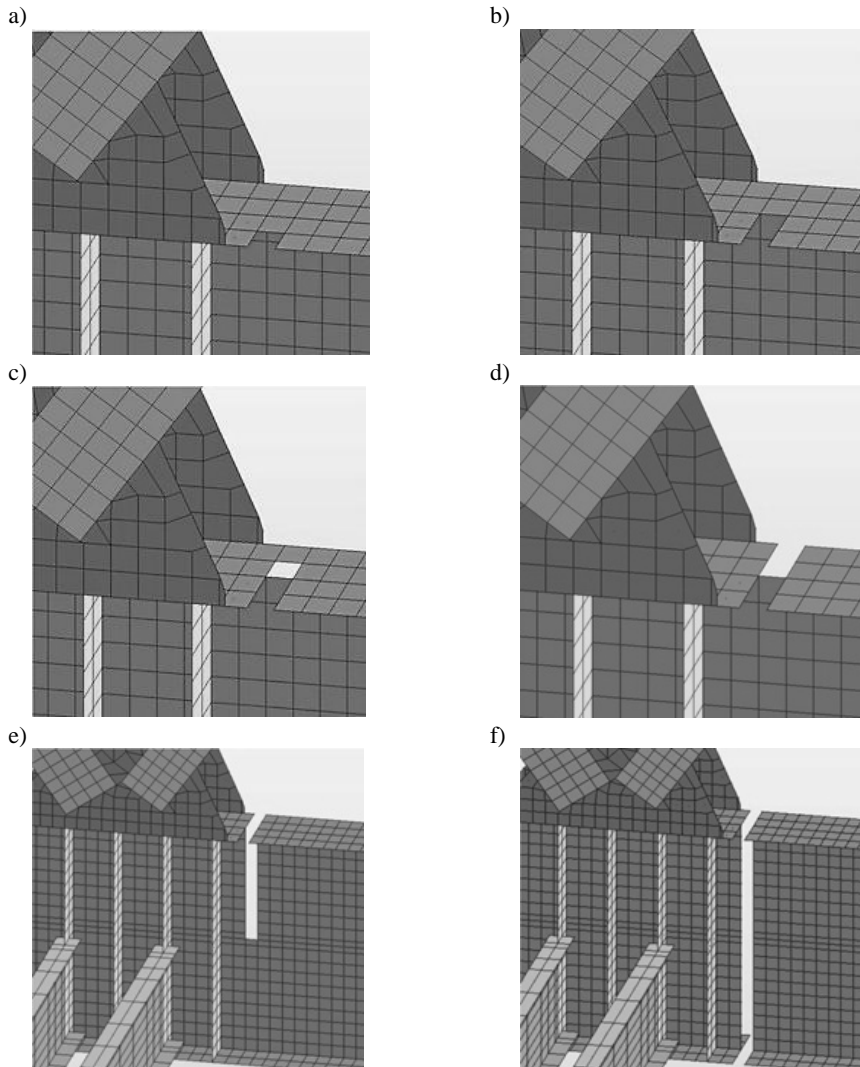
Poprawność modelu pod kątem przeprowadzenia analizy modalnej zweryfikowano, porównując częstotliwości i postacie drgań własnych modelu prętowego oraz modelu z węzłem szczegółowym. Porównano również wartości teoretyczne z wynikami badań terenowych [7, 9]. Wartość częstotliwości pierwszej pionowej postaci drgań własnych uzyskana z modelu wyniosła $2,104 \text{ Hz}$, a pomierzona na rzeczywistym obiekcie zawierała się w przedziale $1,55\text{-}2,37 \text{ Hz}$. Otrzymane wyniki potwierdziły poprawność modelu obliczeniowego.

Postępujące uszkodzenie węzła

Uszkodzenie węzła było modelowane poprzez usuwanie z węzła szczegółowego kolejno paneli stanowiących półkę górną, środnik i półkę dolną pasa dolnego kratownicy. Usuwane panele miały kształt prostokątów o wymiarach $10 \times 16 \text{ cm}$ w półkach oraz $10 \times 10 \text{ cm}$ w środniku. Wyjątkowo przy osi środnika

ka, w celu zachowania symetrii i poprawnego połączenia węzła szczegółowego z modelem prętowym zastosowano dwa pasy z paneli 5 x 10 cm.

Cały proces modelowania uszkodzenia to 28 kroków – kolejno usuwanych fragmentów węzła, przy czym ostatni krok jest równoznaczny z pełnym przecięciem pasa dolnego kratownicy (co łącznie z modelem bez uszkodzenia daje 29 modeli obliczeniowych). Widoki wybranych etapów uszkodzenia pokazano na rys. 3.



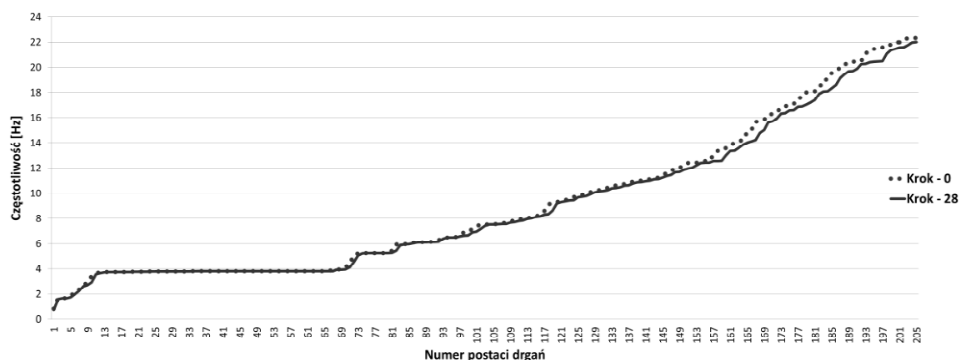
Rys. 3. Wybrane etapy (kroki) uszkodzenia węzła szczegółowego: a) krok 1., b) krok 2., c) krok 3., d) krok 4., e) krok 14., f) krok 28.

Fig. 3. Selected steps of damage to detailed node: a) step 1, b) step 2, c) step 3, d) step 4, e) step 14, f) step 28

4. Analiza modalna

Dla każdego z 29 modeli obliczeniowych przeprowadzono analizę modalną, a następnie dokonano rejestracji wyników – dwustu początkowych częstotliwości i postaci drgań własnych. Wyniki przedstawiono na rys. 4., na którym zestawiono wartości częstotliwości drgań własnych modelu bez uszkodzenia i modelu z całkowitym przecięciem pasa dolnego. Wyniki z modeli pośrednich zawierają się między wykresami kroku 0. i 28.

Należy zwrócić uwagę na fakt, że przedstawione na rys. 4. częstotliwości drgań i różnice pomiędzy krokiem 0. i 28. (odsunięcie wykresów) dotyczą zestawienia wartości wprost z programu zgodnie z ich kolejnymi numerami w programie Robot. Brak w nim weryfikacji samych postaci drga. Zabieg taki został przeprowadzony celowo, aby wskazać na wspomniane wcześniej odsunięcie wykresów wynikające z pojawiania się nowych (zwykle lokalnych) postaci w kolejnych krokach uszkodzenia.



Rys. 4. Zestawienie częstotliwości drgań własnych modelu bez uszkodzenia i modelu z pełnym przecięciem pasa

Fig. 4. Selection of vibrations frequency of the model without damage and with a full crack of the lower girder

Dalsza weryfikacja pozwoliła stwierdzić, że w kolejnych krokach uszkodzenia te same numery nie w każdym przypadku dotyczą tych samych postaci. Ze względu na dużą liczbę wyników skupiono się na czterech wybranych krokach uszkodzenia:

- krok 0. – model bez uszkodzenia,
- krok 4. – pełne przecięcie półki górnej pasa dolnego,
- krok 14. – przecięcie połowy pasa dolnego (oś środkowa),
- krok 28. – pełne przecięcie pasa dolnego kratownicy.

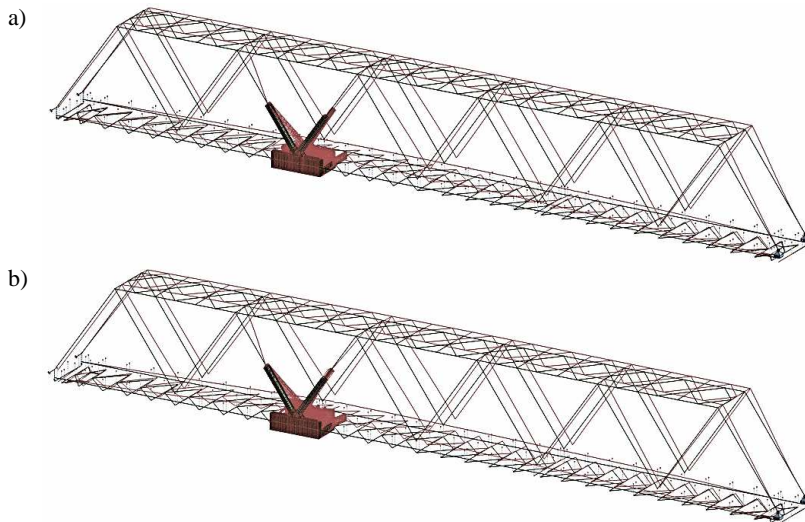
W tabeli 1. przedstawiono częstotliwości drgań wybranych czterech postaci po weryfikacji postaci (odpowiadających w kolejnych krokach uszkodzenia).

Tabela 1. Zestawienie częstotliwości drgań własnych wybranych postaci modelu z zerowym krokiem uszkodzenia i postaci odpowiadających w kolejnych krokach uszkodzenia

Table 1. Statement of natural vibration frequencies of selected forms in model with zero step of damage and corresponding forms in the successive steps of damage

Nr postaci modelu bez uszkodzenia i postaci odpowiadające w kolejnych krokach uszkodzenia	Częstotliwości drgań własnych modeli z kolejnymi krokami uszkodzenia [Hz]				Różnica częstotliwości drgań własnych pomiędzy krokami uszkodzenia [Hz]			
	krok 0.	krok 4.	krok 14.	krok 28.	0-4.	0-14.	0-28.	0-28. [%]
Postać 1.	0,877	0,857	0,821	0,772	0,02	0,056	0,105	11,97
Postać 125.	9,787	9,786	9,786	9,788	0,001	0,001	0,001	0,01
Postać 162.	13,984	13,982	13,981	14,008	0,002	0,003	0,024	0,17
Postać 186.	19,72	19,715	19,711	19,7	0,005	0,009	0,02	0,1

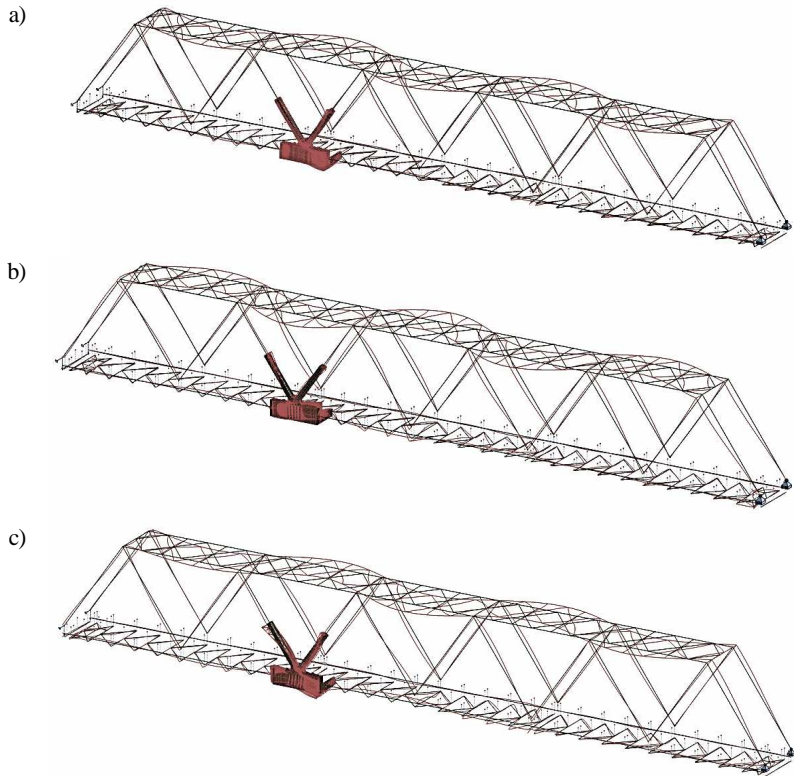
Największa zaobserwowana różnica częstotliwości pomiędzy zerowym i 28. krokiem uszkodzenia wystąpiła przy pierwszej postaci drgań i wyniosła 0,105 Hz. Należy podkreślić, że 28. krok uszkodzenia jest równoznaczny z pełnym pęknięciem pasa dolnego kratownicy, a wyczerpanie jego nośności nastąpiłoby znacznie wcześniej. Należałoby więc przeprowadzić równocześnie analizę statyczno-wytrzymałościową, aby stwierdzić, w którym kroku uszkodzenia nastąpi wyczerpanie nośności pasa. Postać tą z modelu bez uszkodzenia i modelu z pełnym uszkodzeniem pokazano na rys. 5.



Rys. 5. Pierwsza postać drgań: a) 0. krok uszkodzenia, b) 28. krok uszkodzenia

Fig. 5. First form of vibrations: a) 0 step of damage, b) 28 step of damage

Nawiązując do wspomnianej konieczności weryfikacji odpowiadających postaci drgań w kolejnych krokach uszkodzenia, na rys. 6. przedstawiono wybrane przykładowe postacie drgań. Skupiono się na poziomej giętnej postaci ($f = 19,720$ Hz), której postać z modelu bez uszkodzenia pokazano na rys. 6a. Na rysunku 6b pokazano tę samą postać (jako postać odpowiadającą) w 14. kroku uszkodzenia ($f = 19,711$ Hz), a na rys. 6c w 28. kroku uszkodzenia ($f = 19,700$ Hz).



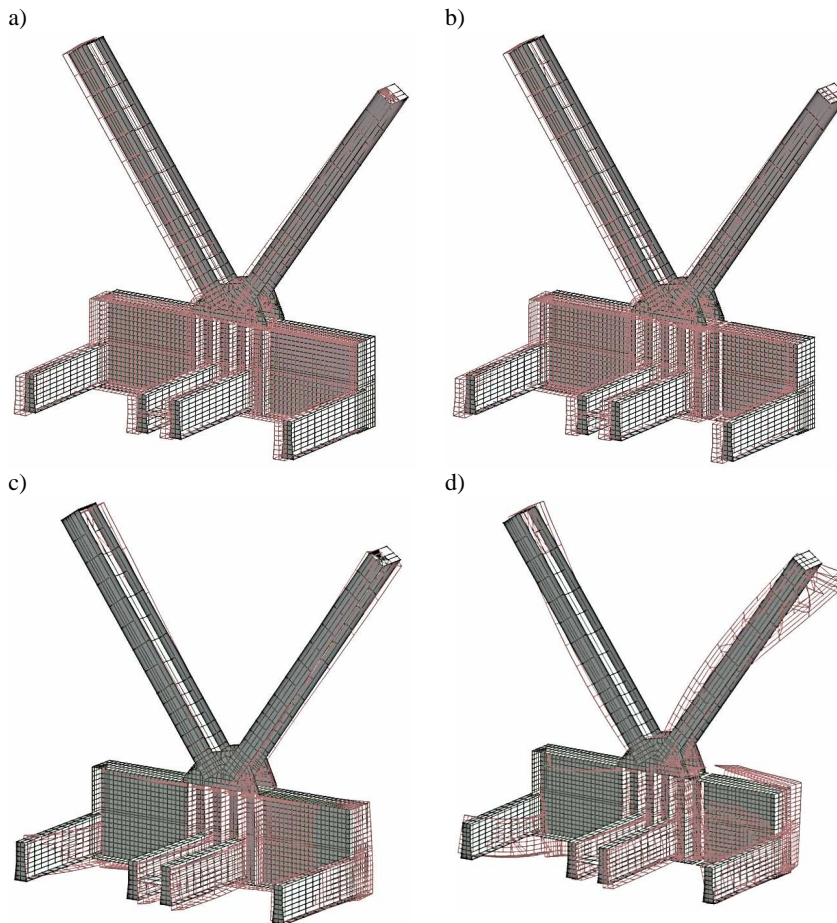
Rys. 6. Przykładowe postacie drgań własnych w kolejnych krokach uszkodzenia (opis w tekście)

Fig. 6. Sample forms of vibrations in next damage steps (describe in the text)

Analizowano również zachowanie się węzła szczegółowego, co pozwoliło zauważyć wyraźne lokalne zaburzenia niektórych postaci w kolejnych krokach uszkodzenia. Widoki wybranych postaci drgań w węzle szczegółowym pokazano na rys. 7.:

- a) pierwsza pozioma postać giętna – 0. krok uszkodzenia (0,877 Hz),
- b) pierwsza pozioma postać giętna – 28. krok uszkodzenia (0,772 Hz),
- c) dalsza pozioma postać giętna – 0. krok uszkodzenia (19,720 Hz),
- d) dalsza pozioma postać giętna – 28. krok uszkodzenia (19,700 Hz).

W przypadku pierwszej poziomej postaci drgań brak jest widocznych zaburzeń i lokalnych zmian postaci między krokami 0. i 28. Natomiast w przypadku prezentowanej dalszej poziomej postaci giętej zmiany takie są bardzo wyraźne. Należy jednak podkreślić, że zaburzenia wystąpiły tylko w przypadku niektórych postaci. Więcej szczegółów na temat analizy dynamicznej lokalnych wpływów w węzle szczegółowym można znaleźć w pracach [6, 7, 9]. W kwestii możliwości rejestracji opisanych zmian częstotliwości drgań własnych autor odsyła m.in. do publikacji [4].



Rys. 7. Lokalne zmiany postaci drgań w węzle szczegółowym (opis w tekście)

Fig. 7. The local changes of the vibration form in detailed node (describe in the text)

5. Podsumowanie i wnioski

Przeprowadzono analizę modalną 29 modeli obliczeniowych konstrukcji kratownicowego przęsła mostu kolejowego. W każdym modelu definiowano kolejny krok uszkodzenia węzła szczegółowego. W przeprowadzonej analizie modalnej dokonano porównania częstotliwości drgań własnych modeli z kolejnymi krokami uszkodzenia. Pierwsze automatyczne porównanie częstotliwości wykazało maksymalne różnice pomiędzy modelem nieuszkodzonym i modelem z pełnym uszkodzeniem rzędu 1,4 Hz. Jednakże wnikliwa analiza postaci drgań pozwoliła stwierdzić, że wykazane automatycznie różnice nie dotyczą tych samych postaci. Wynika to z faktu, że wraz ze zwiększaniem się uszkodzenia ujawniały się nowe (zwykle lokalne) postacie oraz zanikały postacie wcześniejsze. Powstały więc pewne przesunięcia numerów porządkowych odpowiadających postaciom modeli z kolejnymi krokami uszkodzenia.

W celu oceny zmian częstotliwości drgań własnych w wyniku postępującego uszkodzenia porównano postacie z modelu bez uszkodzenia z odpowiadającymi postaciami w modelach z kolejnymi krokami uszkodzenia. W porównaniu tym ograniczono się do wybranych postaci drgań całego modelu (pominięto te dotyczące drgań lokalnych pojedynczych elementów). Największa zaobserwowana różnica częstotliwości drgań pomiędzy modelem bez uszkodzenia a modelem z pełnym pęknięciem pasa dolnego kratownicy wyniosła 0,105 Hz. Należy w tym miejscu zwrócić uwagę, że takie uszkodzenie wyczerpuje nośność z konstrukcji. Jednakże dla lepszego zobrazowania wpływu uszkodzenia konstrukcji na zmianę częstotliwości drgań własnych analizowano model aż do momentu pełnego pęknięcia pasa dolnego. Uszkodzenie, które wystąpiło w istniejącym obiekcie – pęknięcie górnej półki pasa dolnego, odpowiada czwartemu krokowi uszkodzenia w analizie teoretycznej. Różnica częstotliwości drgań pomiędzy modelem nieuszkodzonym a modelem z 4. krokiem uszkodzenia dla pierwszej postaci wyniosła 0,02 Hz.

Jako wniosek końcowy można stwierdzić, że uszkodzenie węzła w analizowanym modelu konstrukcji przęsła kratownicowego o dużej sztywności ma niewielki wpływ na zmianę analizowanych tutaj częstotliwości drgań własnych. Nawet w sytuacji pełnego pęknięcia pasa dolnego, która nie wystąpiłaby w rzeczywistości ze względu na wcześniejszą utratę nośności osłabionego przekroju, zaobserwowana maksymalna różnica częstotliwości drgań wyniosła zaledwie 0,105 Hz. Odrębnego potraktowania wymaga jednak zmiana lokalnych postaci drgań w samym węźle.

Literatura

- [1] Cawley P., Adams R.D.: The location of defects in structures from measurements natural frequencies. *Journal of Strain Analysis for Engineering Design*, no 14, 1979, pp. 49-57.

- [2] Kowalewski J.: Krytycznie o monitoringu bezpieczeństwa konstrukcji budowlanych. Problemy przygotowania i realizacji inwestycji budowlanych, Puławy 18-19 października 2010.
- [3] Kowalewski J., Sulik P.: Wiarygodność i skuteczność monitoringu bezpieczeństwa konstrukcji budowlanych. XI Konferencja Naukowo-Techniczna „Problemy rzeczoznawstwa budowlanego”, Warszawa–Miedzeszyn, 14-16 kwietnia 2010.
- [4] Kuras P., Owerko T., Ortyl Ł., Kocierz R., Sukta O., Pradelok S.: Advantages of radar interferometry for assessment of dynamic deformation of bridge. Bridge maintenance, safety, management, resilience and sustainability. 6th International IABMAS Conference, Stresa, Italy, 8-12 July 2012.
- [5] Nakagawa K., Murakami T., Morikawa H., Ichimura T.: A study to find cracks on steel structure using time-frequency analysis. Materials Forum, vol. 33-2009, Institute of Materials Engineering Australasia, Australia 2009.
- [6] Pradelok S.: Analiza dynamiczna lokalnych wpływów w szczególności konstrukcyjnym. VI Ogólnopolska Konferencja Mostowców, Wisła 24-25 maja 2012.
- [7] Pradelok S.: Dynamic tests of certain lattice girder railway bridge type nodes. International Conference on Experimental Vibration Analysis for Civil Engineering Structures EVACES'09, Wrocław, 14-16 October 2009, pp. 221-222.
- [8] Pradelok S.: Przyczyny pęknięcia węzłów kratowego ustroju pewnego typu mostu kolejowego. Politechnika Śląska, Gliwice 2004 (rozprawa doktorska).
- [9] Pradelok S.: Tests of local vibration in the node of a truss bridge. Journal Architecture Civil Engineering Environment, 2012 vol. 5 no 4, pp. 55-62.
- [10] Pradelok S.: The influence of higher modes vibrations on local cracks in node of lattice girders bridges. Archives of Civil Engineering, LVIII, no 2, 2012, pp. 209-221.
- [11] Pradelok S., Weseli J.: Wpływ wyższych postaci drgań na zaistnienie lokalnych spękań w węźle mostu kratowego. Konferencja Naukowo-Techniczna „Awarie Budowlane”, Szczecin-Międzyzdroje 2003.
- [12] Pradelok S., Rudzik A., Poprawa G.: Analiza teoretyczna wpływu postępującego pęknięcia na zmianę częstotliwości drgań własnych kratowego mostu kolejowego. XXVI Konferencja Naukowo-Techniczna „Awarie Budowlane”, Szczecin-Międzyzdroje, 21-24 maj 2013.
- [13] Pradelok S., Bętkowski P., Rudzik A., Łaziński P.: Modelowanie inżynierskie szczegółów konstrukcyjnych mostu. Budownictwo i Architektura, nr 12(2) 2013, s. 55-62.
- [14] Rudzik A.: Wpływ uszkodzeń na zmianę charakterystyki dynamicznej mostu. Politechnika Śląska, Gliwice 2012 (praca niepublikowana).
- [15] Weseli J., Pradelok S.: Analiza przyczyn uszkodzeń kratowego mostu kolejowego. Konferencja Naukowo-Techniczna „Awarie Budowlane”, Szczecin-Międzyzdroje 1996.
- [16] Wrana B.: Identyfikacja uszkodzenia mostu przy pomocy analizy wrażliwości. Konferencja Naukowa „Zespolone konstrukcje mostowe”, Kraków 2009.

CHANGES NATURAL FREQUENCY OF THE TRUSS RAILWAY BRIDGE DUE TO THE PROGRESSIVE DAMAGE

Summary

This paper presents a theoretical analysis of changes in the natural frequency of the truss railway bridge as a result of progressive damage. The analysis includes an existing object, in which appeared damage that is analogous to the theoretically – crack of the lower girder truss. The range of the theoretical analysis has been extend until full crack of the lower girder, quite apart from the fact that such damage exhaust bearing capacity of the structure. This approach was intended to better illustrate the impeach of the damage for changes in the natural frequency. The paper presents a brief characterization of the real object – truss bottom-road bridge with a span of 93 m and some of its peculiarities. Then discusses and illustrates the construction of computational model and generating its damage. In the following part of the paper the results of modal analysis. It focus on the changes in the natural frequency of the structure in the next stages of damage. In the ending, beyond to a summary of each chapter, a general conclusions enunciated. In conclusion, in addition to presenting general conclusions also indicate some local effects that occurred with increasing damage (disclosure and disappearance of local form of vibrations), and directions for further analysis.

Keywords: bridges, dynamic parameters, engineering modeling, structural damage, local influences

Przesłano do redakcji: 04.10.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.136

Andrzej STUDZIŃSKI¹
Katarzyna PIETRUCHA-URBANIK²
Artur MĘDRAŁA³

ANALIZA STRAT WODY ORAZ AWARYJNOŚCI W WYBRANYCH SYSTEMACH ZAOPATRZENIA W WODĘ

W pracy omówiono zagadnienia związane z eksploatacją wybranych systemów zaopatrzenia w wodę, m.in. z analizą awaryjności sieci wodociągowej. Określono intensywność uszkodzeń dla przewodów magistralnych, rozdzielczych oraz przyłączy wodociągowych. Otrzymane wartości intensywności uszkodzeń przewodów magistralnych, rozdzielczych oraz przyłączy wodociągowych w przeważającej większości spełniają kryteria wymagań europejskich. Zakres pracy obejmuje również analizę strat wody w wybranych systemach zaopatrzenia w wodę. Przedstawiono podstawowe wielkości zużycia wody, a także ustalono podstawowe wskaźniki strat wody, które odniesiono do wartości wskaźników zalecanych przez International Water Association (IWA). We wszystkich porównywanych systemach zaopatrzenia w wodę zaobserwowano przyrost przewodów magistralnych, przewodów rozdzielczych oraz przyłączy wodociągowych. Zużycie wody na potrzeby własne wodociągu w rozpatrywanym przedziale czasu utrzymuje się na tym samym poziomie. Obliczenie jednostkowych wskaźników strat wody pozwoliło na uzyskanie szczegółowego obrazu sytuacji eksploatacyjnej wodociągu. Korzystny jest iloraz rzeczywistych strat rocznych oraz nieuniknionych strat rzeczywistych. Infrastrukturalny indeks wycieków w dwóch rozpatrywanych systemach zaopatrzenia w wodę wyniósł od 2,05 do 3,74, na co wpłynęła rozległa sieć wodociągowa w stosunku do liczby mieszkańców, rozproszona zabudowa oraz niekorzystna konfiguracja terenu. Jednostkowe wskaźniki objętościowe dotyczące strat wody wykazują tendencję malejącą w badanym okresie. Wskaźnik intensywności obciążenia sieci zbliżony do odnotowanego w innych miastach Polski waha się w przedziale od 12,9 do 46,9 m³/km-d.

Słowa kluczowe: sieć wodociągowa, awaryjność sieci, wskaźniki strat wody

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Andrzej Studziński, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651703, astud@prz.edu.pl

² Katarzyna Pietrucha-Urbaniak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651703, kpriet@prz.edu.pl

³ Artur Mędrała, Politechnika Rzeszowska

1. Wprowadzenie

Systemy zaopatrzenia w wodę (SZW) należą do infrastruktury krytycznej funkcjonowania aglomeracji miejsko-przemysłowych. SZW charakteryzuje się znaczącą przestrzenią terytorialną i wymaganiem ciągłego spełniania funkcji w czasie. Ponieważ ciągłość funkcjonowania jest podstawowym atrybutem niezawodności i bezpieczeństwa SZW, badania awaryjności oraz strat wody są przedmiotem wielu publikacji [1-3, 5, 7-9].

W pracy przedstawiono analizę awaryjności oraz strat wody w systemach zaopatrzenia w wodę w latach 2008-2010 na podstawie danych uzyskanych z przedsiębiorstw wodociągowych, a także Głównego Urzędu Statystycznego.

2. Analiza awaryjności, wskaźników zużycia oraz strat wody w wybranych wodociągach

W tabeli 1. zestawiono długości przewodów wodociągowych zależne od struktury funkcjonalnej dla poszczególnych wodociągów w latach 2008-2010.

Tabela 1. Długości przewodów poszczególnych wodociągów w latach 2008-2010

Table 1. Lengths of individual water supply in 2008-2010

Rok	Długość przewodów wodociągowych	Magistrale <i>M</i> [km]	Przewody rozdzielcze <i>R</i> [km]	Przyłącza wodociągowe <i>PW</i> [km]	<i>L</i> całkowite [km]
Miejscowość A					
2008		32,5	89,4	120,3	242,2
2009		32,5	90,4	123,1	246
2010		32,5	92,2	124,9	249,6
Miejscowość B					
2008		11,2	97,1	84,4	192,7
2009		11,2	97,5	84,4	193,1
2010		11,2	120,2	84,4	215,8
Miejscowość C					
2008		51,3	169,9	160,1	381,3
2009		51,3	170,7	163,1	385,1
2010		51,3	172,2	166,9	390,4
Miejscowość D					
2008		49,5	447,7	322,8	820
2009		49,5	460	323,2	832,7
2010		49,8	490,5	323,8	864,1

Łączna długość wodociągu w miejscowości A jest większa od długości tych sieci w wodociągu miejscowości B, mimo że wodociąg A zaopatruje w wodę o ponad połowę mniejszą liczbę ludności. Różnica ta jest spowodowana tym, że

sieć wodociągowa A jest znacznie bardziej rozproszona, ponieważ zaopatruje w wodę odbiorców na większym obszarze. W poszczególnych latach długość przewodów rozdzielczych oraz przyłączy systematycznie wzrastała w wodociągach A, C i D, natomiast w wodociągu B zwiększyła się jedynie długość przewodów rozdzielczych. W tabeli 2. zestawiono bilans wody dla porównanych wodociągów w latach 2008-2010.

Tabela 2. Bilans wody porównanych wodociągów w latach 2008-2010

Table 2. Water balance in compared waterworks in 2008-2010

Wskaźnik Rok	V_{wt} [m ³ /rok]	V_{SP} [m ³ /rok]	V_{Wt} [m ³ /rok]	V_{STR} [m ³ /rok]
Miejscowość A				
2008	1223400	780100	99500	343800
2009	1155900	789000	88300	278600
2010	1179600	799600	93400	286600
Miejscowość B				
2008	3186517	1639388	318652	1228477
2009	3303173	1554807	330317	1418049
2010	3166798	1528228	316680	1321890
Miejscowość C				
2008	5674066	3563497	248276	2110569
2009	5666727	3492163	259806	2174564
2010	5886826	3598195	264621	2288631
Miejscowość D				
2008	12967002	9478922	1525964	1962116
2009	12539547	9520591	1329615	1800558
2010	13041107	9413191	1651988	1975928

Przy ponaddwupółkrotnej objętości wody włączanej do wodociągu B w poszczególnych latach i przy stosunkowo nieznacznej objętości wody na potrzeby własne tegoż wodociągu (choć ponadtrzykrotnie większej niż potrzeby własne wodociągu A) różnica w objętości wody sprzedanej, czyli dostarczonej do odbiorców, jest już tylko dwukrotna. Objętość strat wody w tych latach pomiędzy wodociągami B i A jest średnio prawie czterypółkrotnie większa. Z tak dużą objętością strat wodociągu B wiąże się duża liczba awarii przypadających na jeden kilometr sieci wodociągowej w ciągu roku. W tabeli 3. przedstawiono intensywność obciążenia sieci q_{os} [m³/d·km] obliczoną na podstawie wzoru (1), współczynnik efektywnego wykorzystania W [%] obliczony według wzoru (2) oraz wskaźnik jednostkowych strat q_{sj} obliczony według wzoru (3).

$$q_{os} = Q_d/L \text{ [m}^3\text{/d}\cdot\text{km]} \quad (1)$$

gdzie: q_{os} – intensywność obciążenia sieci [m³/d·km],

Q_d – średnie dobowe zapotrzebowanie na wodę [m^3/d],
 L – długość sieci wodociągowej [km].

$$W = V_{SP}/V_{wt} \cdot 100 [\%] \quad (2)$$

gdzie: W – współczynnik efektywnego wykorzystania zdolności produkcyjnej wodociągu,

V_{SP} – objętość wody sprzedanej w roku [tys. m^3],

V_{wt} – objętość wody wtłoczonej do sieci w ciągu roku [tys. m^3].

$$q_{sj} = Q_s/L [\text{m}^3/\text{h}\cdot\text{km}] \quad (3)$$

gdzie: q_{sj} – wskaźnik jednostkowych strat [$\text{m}^3/\text{h}\cdot\text{km}$],

Q_s – straty wody [m^3/h],

L – długość sieci wodociągowej [km].

Tabela 3. Wartości współczynnika obciążenia sieci oraz współczynnika efektywnego wykorzystania zdolności produkcyjnej w latach 2008-2010

Table 3. The values of the network load and the coefficient of effective use of production capacity in 2008-2010

Rok	Wskaźnik	q_{os} [$\text{m}^3/\text{km}\cdot\text{d}$]	W [%]	q_{sj} [$\text{m}^3/\text{h}\cdot\text{km}$]
Miejscowość A				
2008		13,8	63,8	0,162
2009		12,9	68,3	0,129
2010		12,9	67,8	0,131
Miejscowość B				
2008		45,3	51,4	0,728
2009		46,9	47,1	0,838
2010		40,2	48,3	0,699
Miejscowość C				
2008		40,8	62,8	0,632
2009		40,3	61,6	0,645
2010		41,3	61,1	0,669
Miejscowość D				
2008		43,3	73,1	0,273
2009		41,3	75,9	0,247
2010		41,3	72,2	0,261

Przykładowo, w porównaniu z dopuszczalnym wskaźnikiem jednostkowym strat wody w Niemczech, który wynosi $0,2 \text{ m}^3/\text{h}\cdot\text{km}$, tylko wskaźnik w miejscowości A jest mniejszy od dopuszczalnej wartości. W miejscowościach B i C wskaźnik ten ponadtrzykrotnie przewyższa tę wartość, miejscowości te wyróżniają się bowiem stosunkowo wysoką jednostkową stratą wody.

W tabeli 4. zestawiono intensywności uszkodzeń poszczególnych rodzajów sieci wodociągowej dla porównanych wodociągów w latach 2008-2010 wyznaczone na podstawie wzoru [6]:

$$\lambda = k/(L \cdot \Delta t) \text{ [uszk./km-rok]} \quad (4)$$

gdzie: k – całkowita liczba uszkodzeń na sieci danego rodzaju [-],
 L – długość danego rodzaju sieci [km],
 Δt – jednostka czasu równa rok.

Tabela 4. Intensywność uszkodzeń dla porównanych wodociągów w latach 2008-2010

Table 4. Failure intensity for compared water supply in 2008-2010

Rok	λ_M [uszk./km-rok]	λ_R [uszk./km-rok]	λ_{PW} [uszk./km-rok]
Miejscowość A			
2008	0	0,3	0,47
2009	0,06	0,52	0,47
2010	0,06	0,66	0,54
Miejscowość B			
2008	1,61	0,49	1,01
2009	1,61	0,56	0,7
2010	1,88	0,35	0,85
Miejscowość C			
2008	0,87	0,14	0,54
2009	0,76	0,18	0,5
2010	0,64	0,21	0,48
Miejscowość D			
2008	0,59	0,24	0,26
2009	0,76	0,24	0,2
2010	0,78	0,23	0,32

Liczba awarii na kilometr magistrali wodociągu B znacznie przewyższa liczbę awarii na kilometr magistrali w wodociągu A pomimo ponadtrzykrotnie dłuższej magistrali w tej miejscowości. W porównaniu z zestawionymi systemami zaopatrzenia w wodę magistrala wodociągu A charakteryzuje się najmniejszą awaryjnością, choć jej długość nie odbiega od długości wodociągów zaopatrujących w wodę znacznie większą liczbę odbiorców. Zupełnie odwrotnie przedstawia się sytuacja awaryjności przewodów rozdzielczych w tym systemie zaopatrzenia w wodę. W przypadku wodociągu B można zaobserwować, że w 2009 roku awaryjność przewodów rozdzielczych była niewiele wyższa niż sieci A. Natomiast w 2010 roku liczba uszkodzeń na kilometr przewodów rozdzielczych w miejscowości A przewyższała prawie dwukrotnie wartość awaryjności dla tejże sieci wodociągu B. Wodociągi C oraz D pomimo dłuższych

przewodów rozdzielczych i zaopatrywania w wodę znacznie większej liczby mieszkańców wykazują mniejszą awaryjność przewodów rozdzielczych niż wodociąg A. W przypadku wodociągu C awaryjność przewodów rozdzielczych jest ponadtrzykrotnie niższa od awaryjności przewodów tego typu w miejscowości A. Awaryjność przyłączy wodociągowych wodociągu C jest mniejsza od awaryjności przyłączy wodociągowych B (szczególnie dużą różnicę odnotowano w 2008 roku). Najmniej awarii na przyłączach wodociągowych można zaobserwować w wodociągu D pomimo największej długości przewodów w porównaniu z pozostałymi wodociągami.

W tabeli 5. przedstawiono wartości wskaźników wyliczonych dla porównywanych wodociągów:

1. Wskaźnik jednostkowy strat rzeczywistych (RLB_2) w przypadku liczby przyłączy wodociągowych przypadających na kilometr sieci wodociągowej równej co najmniej 20 oblicza się z zależności:

$$RLB_2 = (V_{STR} \cdot 1000) / (L_{pw} \cdot 365) \text{ [dm}^3/\text{d} \cdot \text{przyłącze wodociągowe]} \quad (5)$$

gdzie: V_{STR} – roczna objętość wody niesprzedanej [m^3/rok],

L_{pw} – liczba przyłączy wodociągowych.

2. Infrastrukturalny indeks wycieków ILI (ang. *Infrastructure Leakage Index*) to iloraz rocznej objętości strat do wskaźnika UARL obliczany z zależności:

$$ILI = V_{STR} / \text{UARL} [-] \quad (6)$$

gdzie: V_{STR} – roczna objętość wody niesprzedanej [m^3/rok],

UARL – straty nieuniknione [m^3/rok].

3. Straty nieuniknione UARL (ang. *Unavoidable Annual Real Losses*) to roczna objętość strat, które uważa się za nieuniknione i ekonomicznie opłacalne. Wskaźnik UARL jest wyznaczany z zależności:

$$\text{UARL} = [18 \cdot (M + R) + 25 \cdot PW + 0,8 \cdot L_{pw}] \cdot 0,365 \cdot p \text{ [m}^3/\text{rok]} \quad (7)$$

gdzie: M – długość sieci magistralnej [km],

R – długość sieci rozdzielczej [km],

PW – długość przyłączy wodociągowych [km],

L_{pw} – liczba przyłączy wodociągowych [-],

p – średnia wysokość ciśnienia w rozpatrywanej strefie pomiarowej [mH_2O].

4. Wskaźnik objętości wody niedochodowej (NRWB) oblicza się ze wzoru:

$$\text{NRWB} = (V_{wtl} - V_{SP}) / V_{wtl} \cdot 100 [\%] \quad (8)$$

gdzie: V_{SP} – woda sprzedana [$\text{m}^3/\text{M} \cdot \text{d}$],

V_{wtl} – woda wtłoczona do sieci [$\text{m}^3/\text{M} \cdot \text{d}$].

Tabela 5. Zestawienie wskaźników strat wody dla porównanych wodociągów w latach 2008-2010

Table 5. The list of indicators of water losses in compared waterworks in 2008-2010

Wskaźnik Rok	RLB₂ [dm³/pod.]	ILI [-]	NRWB [%]
Miejscowość A			
2008	243,39	2,58	27,50
2009	193,97	2,05	25,80
2010	196,74	2,08	25,90
Miejscowość B			
2008	594,02	9,79	39,00
2009	670,53	11,16	43,00
2010	615,92	9,86	42,00
Miejscowość C			
2008	961,00	7,10	37,20
2009	832,00	6,20	38,40
2010	560,00	5,70	38,90
Miejscowość D			
2008	317,00	3,74	26,90
2009	291,00	3,40	24,10
2010	319,00	3,67	27,80

Wartość wskaźnika NRWB dla wodociągu A utrzymuje się średnio na wysokości ok. 26% i jest porównywalna ze średnią wartością tego wskaźnika dla wodociągu D, natomiast niższa jest od wartości dla wodociągu B. Wskaźnik ILI w wodociągu B określa jego stan jako niedopuszczalny według kategorii IWA (>3,5) oraz WBI (>8,0), natomiast wskaźnik ILI dla wodociągu A według IWA określa jego stan jako średni (2; 2,5), a według WBI jako dobry dla krajów rozwiniętych (2,0; 4,0).

Wskaźnik jednostkowych strat rzeczywistych dla wodociągu A jest najniższy, a jego wartość w latach 2008-2010 utrzymuje się średnio na poziomie 200 dm³/podłączenie wodociągowe. Dla wodociągu D wartość wskaźnika jednostkowego strat rzeczywistych wynosi średnio ok. 300 dm³/podłączenie. Na przedostatnim miejscu jest sklasyfikowany wodociąg B, dla którego RLB kształtuje się średnio na poziomie ponad 600 dm³/podłączenie. Zdecydowanie najgorzej w tym zestawieniu wypada wodociąg C, dla którego wartość wskaźnika RLB zbliża się średnio do 800 dm³/podłączenie, a w 2010 roku wynosiła aż 961 dm³/podłączenie wodociągowe.

3. Wnioski

Przedstawiona analiza wskazuje na lepszy stan wodociągu A w porównaniu z pozostałymi wodociągami, dla których wykonywano analizy. Z analizy przy-

rostu długości poszczególnych przewodów wodociągowych wynika, że wodociągi są stale rozbudowywane. Systematyczny wzrost długości przewodów rozdzielczych oraz przyłączy wodociągowych jest wynikiem rozwoju miast oraz wzrostu liczby odbiorców wody. Zarówno poziom strat, sprzedaży, jak i objętości wody zużytej na potrzeby własne w wodociągach utrzymują się na stałym poziomie. Wskaźnik objętości wody niedochodowej dla wodociągu A zawiera się w przedziale 25,80-27,50% i jest porównywalny ze średnią wartością tego wskaźnika dla wodociągu D. Dla pozostałych systemów wskaźnik ten jest wyższy i dla wodociągu B wynosi średnio ok. 40%, a dla wodociągu C 48%.

Infrastrukturalny wskaźnik wycieków dla wodociągu A utrzymywał się na stałym poziomie niewiele powyżej 2, co klasyfikuje stan wodociągu jako średni (na granicy dobrego) według kategorii International Water Association, natomiast według rankingu World Bank Institute Banding System dla krajów rozwiniętych stan wodociągu jest sklasyfikowany jako dobry [4, 10]. Wskaźnik ILI dla wodociągu B, C oraz D określa ich stan jako niedopuszczalny według kategorii IWA. Według WBI stan sieci wodociągowej dla wodociągu B jest określany jako niedopuszczalny, wodociągu C jako słaby, a wodociągu D jako dobry.

W porównaniu z innymi systemami zaopatrzenia w wodę w przypadku wodociągu A odnotowano najmniejszą liczbę awarii na magistrali i najlepszy wskaźnik ILI, co dobrze świadczy o tym systemie zaopatrzenia w wodę.

Literatura

- [1] Dohnalik P.: Straty wody w miejskich sieciach wodociągowych. Wydawnictwo Polskiej Fundacji Ochrony Zasobów Wodnych, Bydgoszcz 2000.
- [2] Hirner W., Lambert A.: Losses from Water Supply Systems: Standard terminology and recommended performance measures. IWA, London 2000.
- [3] Koral W.: Metodyka obniżania poziomu przecieków w sieciach wodociągowych. *Wodociągi – Kanalizacja*, nr 6, 28, 2006, s. 26-29.
- [4] Mayer P. et al.: AWWA Leak Detection & Water Accountability Committee Report. Residential End Uses of Water. AWWA Research Foundation, 1999.
- [5] Pietrucha-Urbanik K., Studziński A.: Analiza strat wody wodociągu krośnieńskiego. *Gaz, Woda i Technika Sanitarna*, nr 10, 2012, s. 452-454.
- [6] Rak J.: Awaryjność sieci wodociągowych w miastach polskich. *Wodociągi Polskie*, z. 3, 27, 2003, s. 11-14.
- [7] Rak J.R., Tunia A.: Analiza i ocena strat wody w wodociągu Rzeszowa. *Instal, Teoria i Praktyka w Instalacjach*, nr 5, 2012, s. 42-45.
- [8] Studziński A., Pietrucha-Urbanik K.: Awaryjność sieci wodociągowej Tarnowa. *Gaz, Woda i Technika Sanitarna*, nr 10, 2012, s. 464-466.
- [9] Studziński A., Pietrucha-Urbanik K.: Water main failure risk assessment. *Journal of KONBiN*, no 4 (24), 2012, pp. 115-124.
- [10] World Bank Institute Performance. NRW Training Module 6, Performance Indicators, 2005.

FAILURE AND WATER LOSS ANALYSIS IN SELECTED WATER SUPPLY SYSTEMS

Summary

In the paper issues related to the operation of selected water supply systems, eg. failure analysis of the water supply system were presented. The failure intensity of mains, distributions and water supply connections were determined. The failure values of mains, distributions and water supply connections in the vast majority meet the criteria of European requirements. The scope of work also includes an analysis of water losses in selected water supply systems. Presents The basic indicators of water use were presented and the basic indicators of water losses were established and were referred to the values of the indicators recommended by the International Water Association (IWA). In all compared systems of water supply has been observed length increase of mains, distributions and water connections. Water consumption for own uses of water supply system in the considered period of time is maintained at the same level. Calculation of water loss unit rates allowed to obtain a detailed picture of the operational situation of water network. The ratio of actual losses and unavoidable annual real losses infrastructure leakage index in the two water supply systems id preferred and ranged from 2.05 to 3.74 on which influenced extensive water supply network in relation to population, scattered buildings and unfavorable terrain configuration. Separate volume indicators relating to water losses show a downward trend in the considered period. Network load intensity ratio is similar to the other cities in Poland and ranges from 12.9 to 46.9 m³/km·d.

Keywords: water network, network failure, the water losses indicators water supply network

Przesłano do redakcji: 28.07.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.137

Marcin STYRNA¹

OPTYMALNE KSZTAŁTOWANIE DŹWIGARÓW STALOWYCH

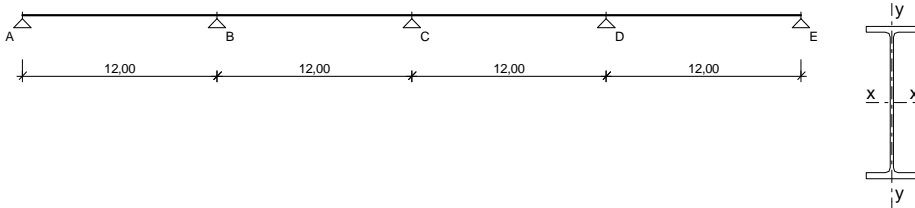
Celem pracy jest analiza wyników otrzymanych podczas projektowania optymalnego kształtowania przekroju. W pracy sformułowano proces zadania optymalizacyjnego, w którym zmiennymi decyzyjnymi są: szerokość pasa, grubość pasa i szerokość środka. Warunki ograniczające dla wszystkich zadań dotyczyły maksymalnych naprężeń oraz maksymalnego przemieszczenia. Jako funkcję celu wybrano objętość dźwigara. Przyjęto ograniczenia w postaci sumy maksymalnych ugięć od poszczególnych kombinacji obciążeń oraz sumy maksymalnych naprężeń od poszczególnych kombinacji obciążeń. Problem optymalizacji rozwiązano numerycznie w programie DIRCOL 2.1. Rozpatrywano dźwigar stalowy projektowany jako blachownica o dwuteowym przekroju poprzecznym. Dźwigar jest elementem stropu hali magazynowej o konstrukcji rusztu, na którym spoczywa płyta żelbetowa, czteroprzęsłowa o rozstawach przęseł odpowiednio po 12 m. Na dźwigar działają obciążenia stałe (ciężar własny dźwigara, ciężar własny żeber i płyty w postaci sił skupionych) i zmienne (przenoszone na dźwigar w postaci sił skupionych od obciążenia powierzchniowego płyty). Podczas obliczeń uwzględniono pięć najbardziej niekorzystnych przypadków obciążeń oraz szósty jako ciężar własny. Rozpatrywany dźwigar poddano procesowi optymalizacji, gdzie zmiennymi sterującymi były: szerokość pasa (U_1), grubość pasa (U_2), grubość środka (U_3). W procesie funkcję celu stanowi objętość dźwigara. Każdy stan obciążenia dźwigara można zapisać w postaci układu równań różniczkowych pierwszego rzędu. Równania przedstawiono w sytuacjach obliczeniowych od kombinacji nr 1 do 5, które razem tworzą układ równań różniczkowych o 25 niewiadomych. Równania sformułowano w odniesieniu do dźwigara obciążonego ciężarem własnym oraz dźwigara poddanego obciążeniom skupionym. Stosując formalizm zasady maksimum, zestawiono warunki konieczne do optymalizacji. Warunki te pozwalają zbudować tzw. wielopunktowy problem brzegowy dla układu równań różniczkowych (WPPB). Rozwiązanie WPPB jest możliwe na drodze numerycznej z wykorzystaniem programu DIRCOL 2.1. Uzyskane rezultaty zamieszczono na rysunkach dla przypadku U_1 – zmienna, $U_2 = U_{20}$, $U_3 = U_{30}$. Zastosowana metoda okazała się skuteczna.

Słowa kluczowe: dźwigar stalowy, optymalne kształtowanie, objętość dźwigara

¹ Marcin Styrna, Politechnika Krakowska im. Tadeusza Kościuszki, ul. Warszawska 24, 31-155 Kraków, marcin.styrna@doktoranci.pk.edu.pl

1. Opis techniczny dźwigara

Rozpatrywany jest dźwigar stalowy projektowany jako blachownica o dwuteowym przekroju poprzecznym. Dźwigar jest elementem stropu hali magazynowej o konstrukcji rusztu, na którym spoczywa płyta żelbetowa. Dźwigar jest czteroprzęsłowy o rozstawach pręseł odpowiednio po 12 m. Łączna długość rozpatrywanego dźwigara wynosi 48 m o schemacie statycznym przedstawionym na rys. 1. Przyjęto dwuteownik HEB 900.



Rys. 1. Schemat statyczny dźwigara

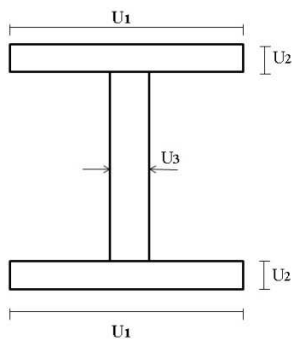
Fig. 1. Static scheme of girder

2. Optymalne kształtowanie

Optymalizacji poddano dźwigar stalowy zaprojektowany jako blachownica o przekroju dwuteowym. Jest to część/element hali magazynowej o konstrukcji rusztu, na którym spoczywa płyta żelbetowa. Elementami struktury formalnej zadania optymalizacji są równania stanu, ograniczenia oraz funkcja celu. Przyjęto trzy zmienne decyzyjne:

- szerokość pasa ($U_1 =$ zmienna),
- grubość pasa ($U_2 = U_{20}$),
- grubość środnika ($U_3 = U_{30}$).

Oznaczenia zmiennych decyzyjnych przedstawia rys. 2.



Rys. 2. Oznaczenia zmiennych decyzyjnych

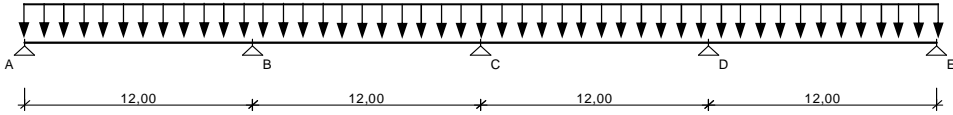
Fig. 2. Designation of decision variables

Schematy obciążeń

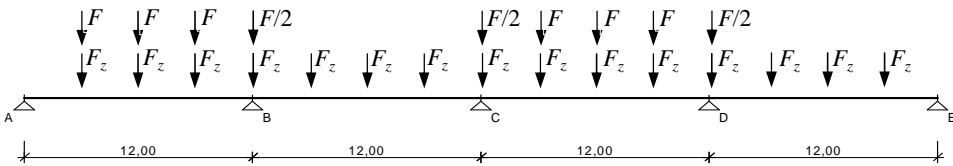
Na dźwigar działają obciążenia stałe i zmienne. Obciążenia stałe stanowią ciężar własny dźwigara oraz ciężar własny żeber i płyty jako postaci sił skupio-

nych. Obciążenia zmienne są przenoszone na dźwigar w postaci sił skupionych od obciążenia powierzchniowego płyty. Podczas obliczeń uwzględniono pięć najbardziej niekorzystnych przypadków obciążeń (rys. 3., dodatkowym schema-

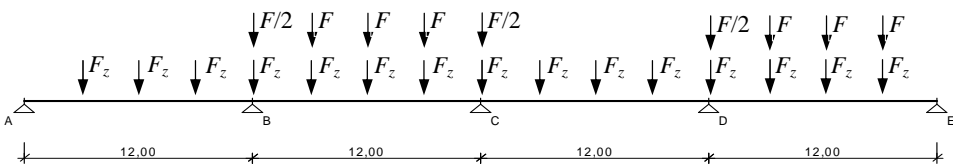
a) ciężar własny



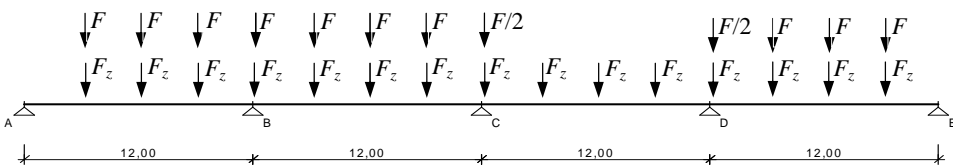
b) kombinacja nr 1 (F_z – obciążenie stałe, F – obciążenie użytkowe)



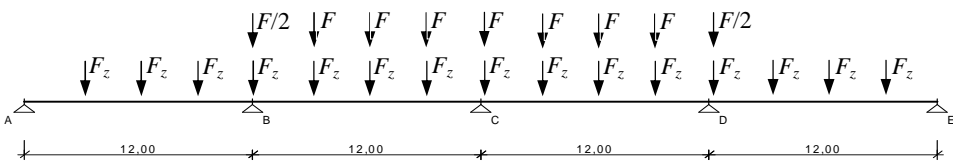
c) kombinacja nr 2 (F_z – obciążenie stałe, F – obciążenie użytkowe)



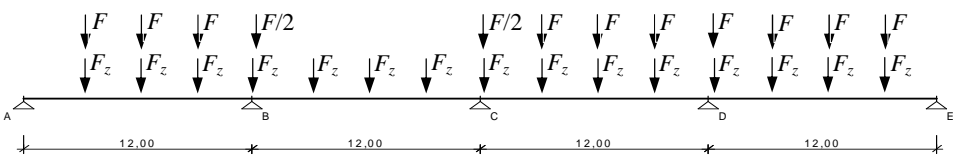
d) kombinacja nr 3 (F_z – obciążenie stałe, F – obciążenie użytkowe)



e) kombinacja nr 4 (F_z – obciążenie stałe, F – obciążenie użytkowe)



f) kombinacja nr 5 (F_z – obciążenie stałe, F – obciążenie użytkowe)



Rys. 3. Schematy obciążeń

Fig. 3. Load scheme

tem jest szósty ciężar własny). Rozważono sześć różnych schematów obciążeń: ciężar własny oraz pięć kombinacji obciążeń (rys. 3.). Kombinację obciążeń zestawiono w tab. 1.

Tabela 1. Kombinacje obciążeń

Table 1. Load combinations

Stany obciążenia	Kombinacje obciążeń				
	1	2	3	4	5
Ciężar własny	+	+	+	+	+
I przeszło	+		+		
II przeszło		+	+	+	
III przeszło	+			+	+
IV przeszło		+	+		+

Struktura zadania optymalizacyjnego

Rozpatrywany dźwigar poddano procesowi optymalizacji [1], w którym zmiennymi sterującymi są: szerokość pasa (U_1), grubość pasa (U_2), grubość środnika (U_3). W procesie funkcję celu stanowi objętość dźwigara. Ograniczeniami są odpowiednio suma maksymalnych ugięć od poszczególnych kombinacji obciążeń oraz suma maksymalnych naprężeń od poszczególnych kombinacji obciążeń.

Równania stanu

Każdy stan obciążenia dźwigara można zapisać w postaci układu równań różniczkowych pierwszego rzędu [5, 6]:

$$\begin{cases} w' = \varphi \\ \varphi' = \frac{M}{EI} \\ M' = Q \\ Q' = -q \end{cases} \quad (1)$$

gdzie: w – ugięcie belki,
 φ – kąt ugięcia,
 M – moment zginający,
 E – moduł Younga,
 I – moduł bezwładności przekroju,
 Q – siła poprzeczna,
 q – obciążenie ciągłe.

Tabela 2. Zmienne stanu odpowiadające rozpatrywanym kombinacjom

Table 2. State variables of combination

Wariant obciążenia	w przeszyczenie prostoadpde do osi	ϕ kąt obroutu	M' moment zginający	Q' siła poprzeczna
Ciężar własny	y_1	y_2	y_3	y_4
Kombinacja nr 1	y_5	y_6	y_7	y_8
Kombinacja nr 2	y_9	y_{10}	y_{11}	y_{12}
Kombinacja nr 3	y_{13}	y_{14}	y_{15}	y_{16}
Kombinacja nr 4	y_{17}	y_{18}	y_{19}	y_{20}
Kombinacja nr 5	y_{21}	y_{22}	y_{23}	y_{24}
Objętość	y_{25}			

Równania układu (1) przedstawiono w sytuacjach obliczeniowych od kombinacji nr 1 do kombinacji nr 5, które razem tworzą układ równań różniczkowych o 25 niewiadomych. Równania sformułowano w odniesieniu do dźwigara obciążonego ciężarem własnym oraz dźwigara poddanego obciążeniom skupionym (tab. 2.)

Warunki ograniczające

Warunki na minimum maksymalnych naprężeń dla poszczególnych stanów obciążeń:

$$\sigma_{y1} = \frac{|y_3 + y_7| \cdot \left(\frac{h_w}{2} + U_{(2)}\right)}{I} \tag{2}$$

$$\sigma_{y2} = \frac{|y_3 + y_{11}| \cdot \left(\frac{h_w}{2} + U_{(2)}\right)}{I} \tag{3}$$

$$\sigma_{y3} = \frac{|y_3 + y_{15}| \cdot \left(\frac{h_w}{2} + U_{(2)}\right)}{I} \tag{4}$$

$$\sigma_{y4} = \frac{|y_3 + y_{19}| \cdot \left(\frac{h_w}{2} + U_{(2)}\right)}{I} \tag{5}$$

$$\sigma_{y5} = \frac{|y_3 + y_{23}| \cdot \left(\frac{h_w}{2} + U_{(2)}\right)}{I} \tag{6}$$

$$\sigma = \max(\sigma_{y1}, \sigma_{y2}, \sigma_{y3}, \sigma_{y4}, \sigma_{y5}) \tag{7}$$

$$g_1 = \sigma_{dop} - \sigma \geq 0 \quad (8)$$

Warunki na maksymalne przemieszczenia dla poszczególnych kombinacji obciążeń:

$$Y_1 = y_1 + y_5 \quad (9)$$

$$Y_2 = y_1 + y_9 \quad (10)$$

$$Y_3 = y_1 + y_{12} \quad (11)$$

$$Y_4 = y_1 + y_{17} \quad (12)$$

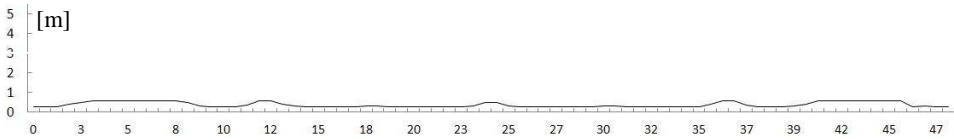
$$Y_5 = y_1 + y_{21} \quad (13)$$

$$Y = \max(Y_1, Y_2, Y_3, Y_4, Y_5) \quad (14)$$

$$g_2 = Y_{dop} - Y \geq 0 \quad (15)$$

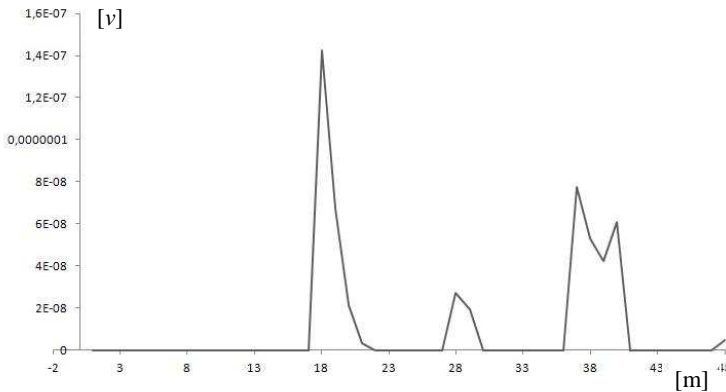
Funkcja Hamiltona w przypadku ograniczeń g_1 i g_2 ma postać [2]:

$$H = \sum_1^{25} \lambda_i f_i + v_1 g_1 + v_2 g_2 \quad (16)$$



Rys. 4. Wykres zmiennej decyzyjnej U_1

Fig. 4. Decision variable graph U_1



Rys. 5. Przebieg zmienności współczynnika v_1

Fig. 5. The variation of coefficient v_1

Jeśli ograniczenie g_1 jest aktywne, tzn. $g_1 = 0$, wtedy $v_1 \neq 0$. Analogicznie, jeżeli $g_2 = 0$, to $v_2 \neq 0$. Na rysunku 4. przedstawiono rzeczywisty rozkład zmiennej decyzyjnej (U_1), a na rys. 5. przebieg zmienności współczynnika v_1 .

Tabela 3. Tablica aktywności ograniczeń i zmian sterowania U_x

Table 3. Activity of limitations and control change U_x

Odległość	Stan graniczny nośności	Stan graniczny użytkowania	$U(x)$
0.0000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
0.7500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
1.5000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
2.2500000	0.0000000	0.0000000	0.40501824
2.6250000	0.0000000	0.0000000	0.50892533
3.0000000	0.0000000	0.0000000	0.58330190
3.0000000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
4.5000000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
5.2500000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
5.6250000	0.0000000	1721.2869	0.6000000
6.0000000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
6.0000000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
7.5000000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
8.2500000	0.0000000	0.0000000	0.50542889
9.0000000	0.0000000	0.0000000	0.33066936
9.0000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
9.7500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
10.5000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
11.2500000	0.14249648E-06	0.0000000	0.38434192
12. 0000000	0.67021065E-07	0.0000000	0.56900721
12.0000000	0.21362107E-07	0.0000000	0.56900721
12.7500000	0.30512665E-08	0.0000000	0.39949036
13.5000000	0.0000000	0.0000000	0.30530161
15.0000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
15.0000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
15.7500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
16.5000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
17.2500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
18.0000000	0.27158708E-07	0.0000000	0.32487584
18.0000000	0.19358764E-07	0.0000000	0.32487584
18.7500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
19.2500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
20.2500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
21.0000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
21.0000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
21.7500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
22.5000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000

Tabela 3. (cd.)

Table 3. (contd.)

Odległość	Stan graniczny nośności	Stan graniczny użytkowania	$U(x)$
23.250000	0.77588551E-07	0.0000000	0.32727935
24.000000	0.53136202E-07	0.0000000	0.48391824
24.000000	0.42307845E-07	0.0000000	0.48391824
24.7500000	0.60917372E-07	0.0000000	0.32722199
25.500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
26.250000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
27.000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
27.000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
27.750000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
28.500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
29.250000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
30.000000	0.48496261E-08	0.0000000	0.32515270
30.000000	0.34771283E-08	0.0000000	0.32515270
30.750000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
31.500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
32.250000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
33.000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
33.000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
33.750000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
34.500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
35.250000	0.10961423E-07	0.0000000	0.39996301
36.000000	0.75345418E-08	0.0000000	0.56945891
36.000000	0.47855655E-08	0.0000000	0.56945891
36.750000	0.68786277E-08	0.0000000	0.38479760
37.500000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
38.250000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
39.000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
39.000000	0.0000000	0.0000000	0.31689934
39.750000	0.0000000	0.0000000	0.40464880
40.500000	0.0000000	0.0000000	0.56736559
42.000000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
42.000000	0.0000000	1.2565501	0.6000000
42.375000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
42.750000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
43.500000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
45.000000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
45.000000	0.0000000	0.0000000	0.6000000
45.750000	0.0000000	0.0000000	0.0000000
46.500000	0.0000000	0.0000000	0.33666999
47.250000	0.0000000	0.0000000	0.3000000
48.000000	0.0000000	0.0000000	0.3000000

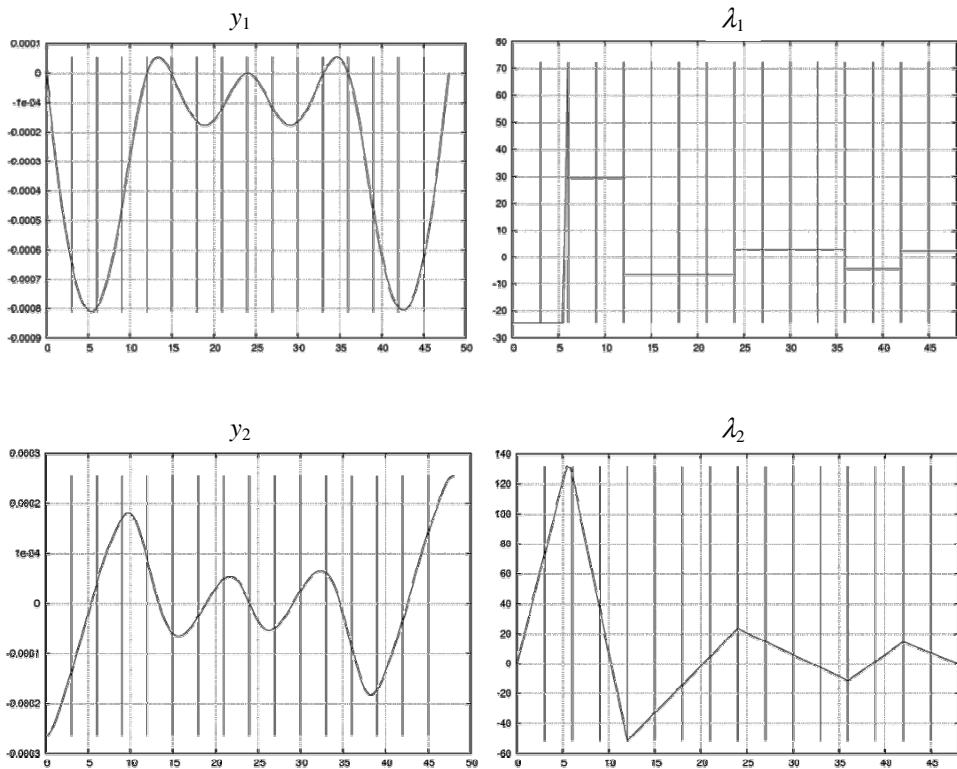
Warto zauważyć, że ograniczenie g_2 nie zależy jawnie od sterowania (U_1, U_2, U_3) i jest aktywne tylko punktowo (tab. 3.) [3]. Na podstawie teorii sterowania optymalnego zmienna decyzyjna U_1 ma następującą strukturę:

$$U_1 = \begin{cases} U_{10} - \text{ograniczenie geometryczne,} \\ U - \text{sterowanie wynikające z warunku } \frac{\partial H}{\partial U} = 0, \\ U^\sigma - \text{sterowanie wynikające z warunku } g_2 = 0. \end{cases}$$

Szczegółowe określenie tej struktury jest możliwe na drodze numerycznej. W tym celu zastosowano program Dircol-2.1.

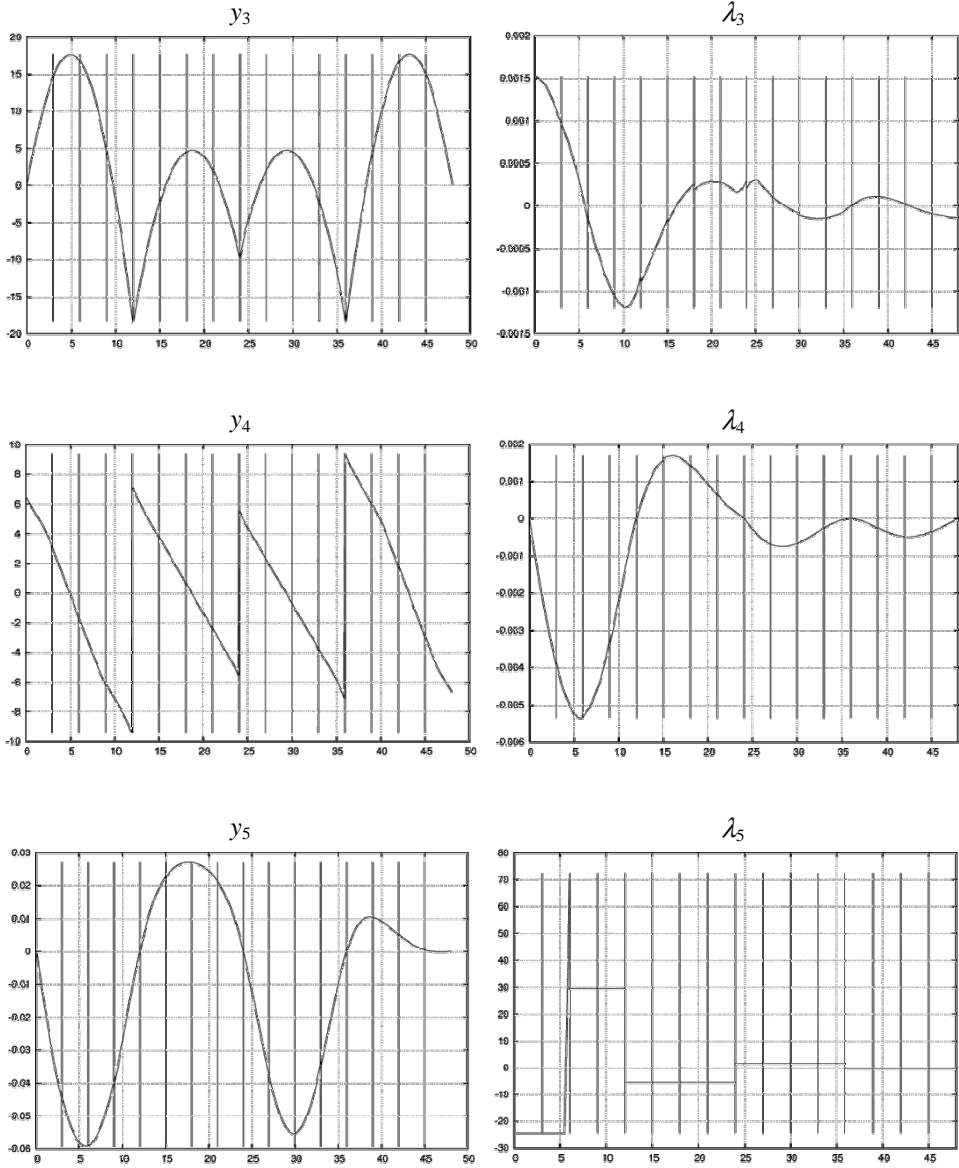
3. Wyniki numeryczne rozwiązania optymalnego

Dla przyjętych danych uzyskano rozwiązanie optymalne (y_i, λ_i) , które zestawiono na rys. 6. Funkcję Hamiltona przedstawia rys. 7.



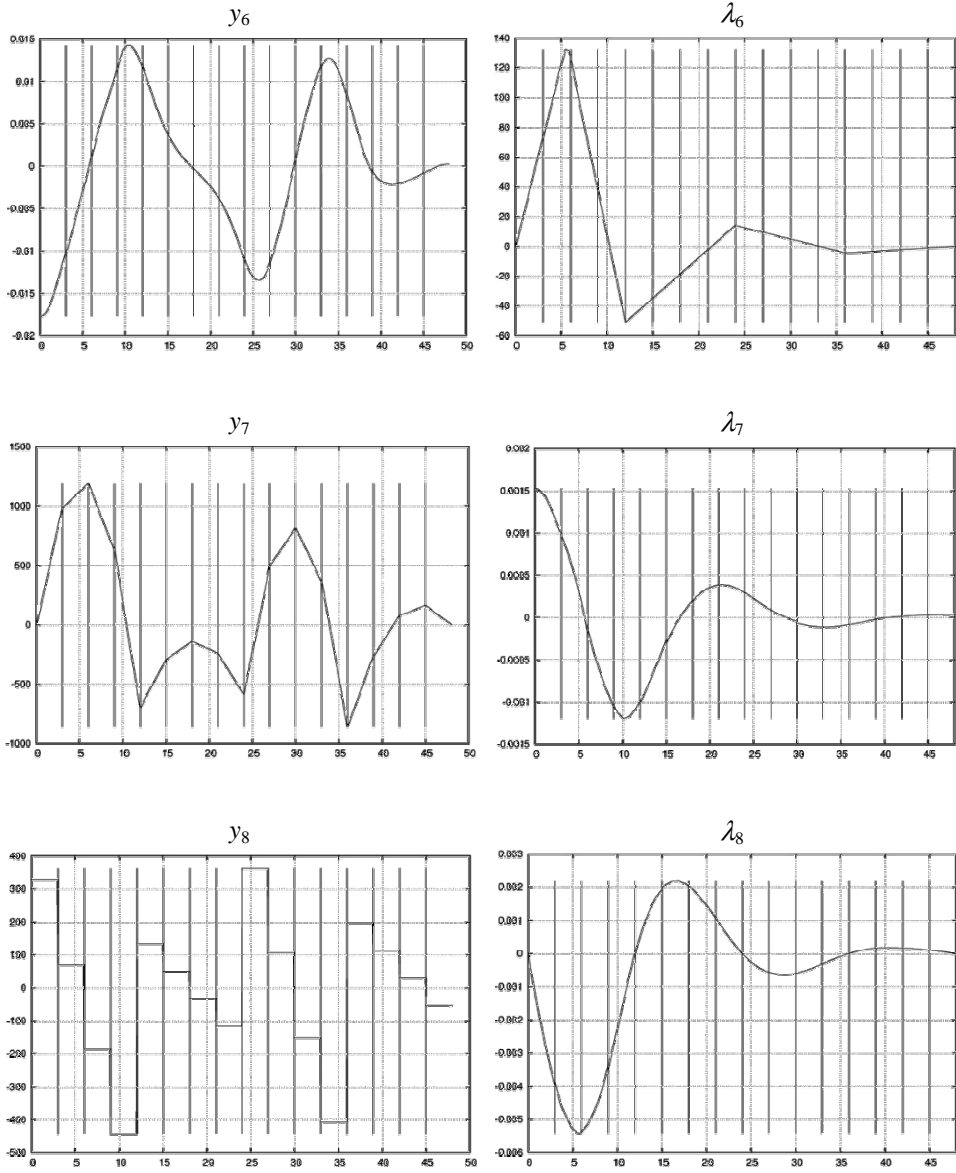
Rys. 6. Rozwiązanie optymalne (y_i, λ_i)

Fig. 6. Optimal solution (y_i, λ_i)



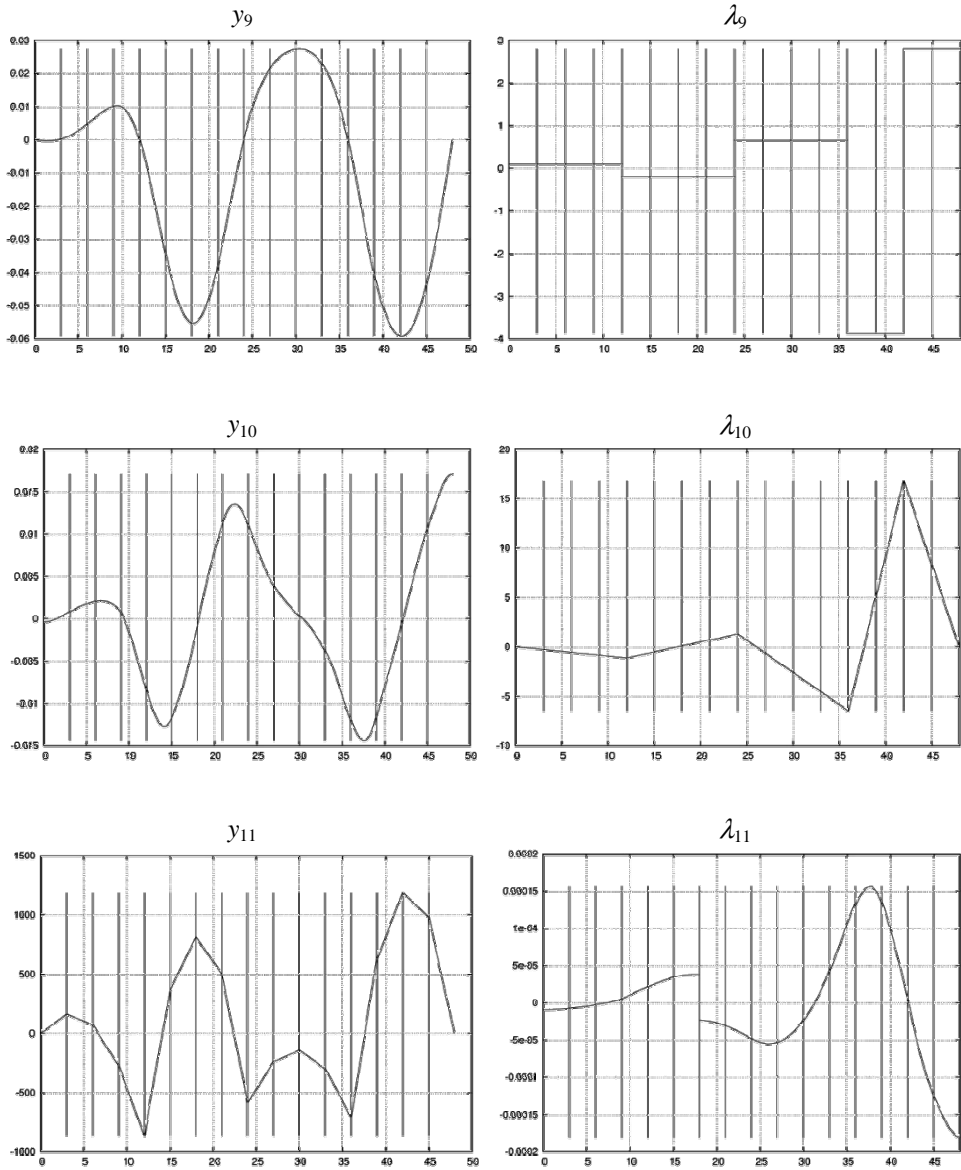
Rys. 6. (cd.)

Fig. 6. (contd.)



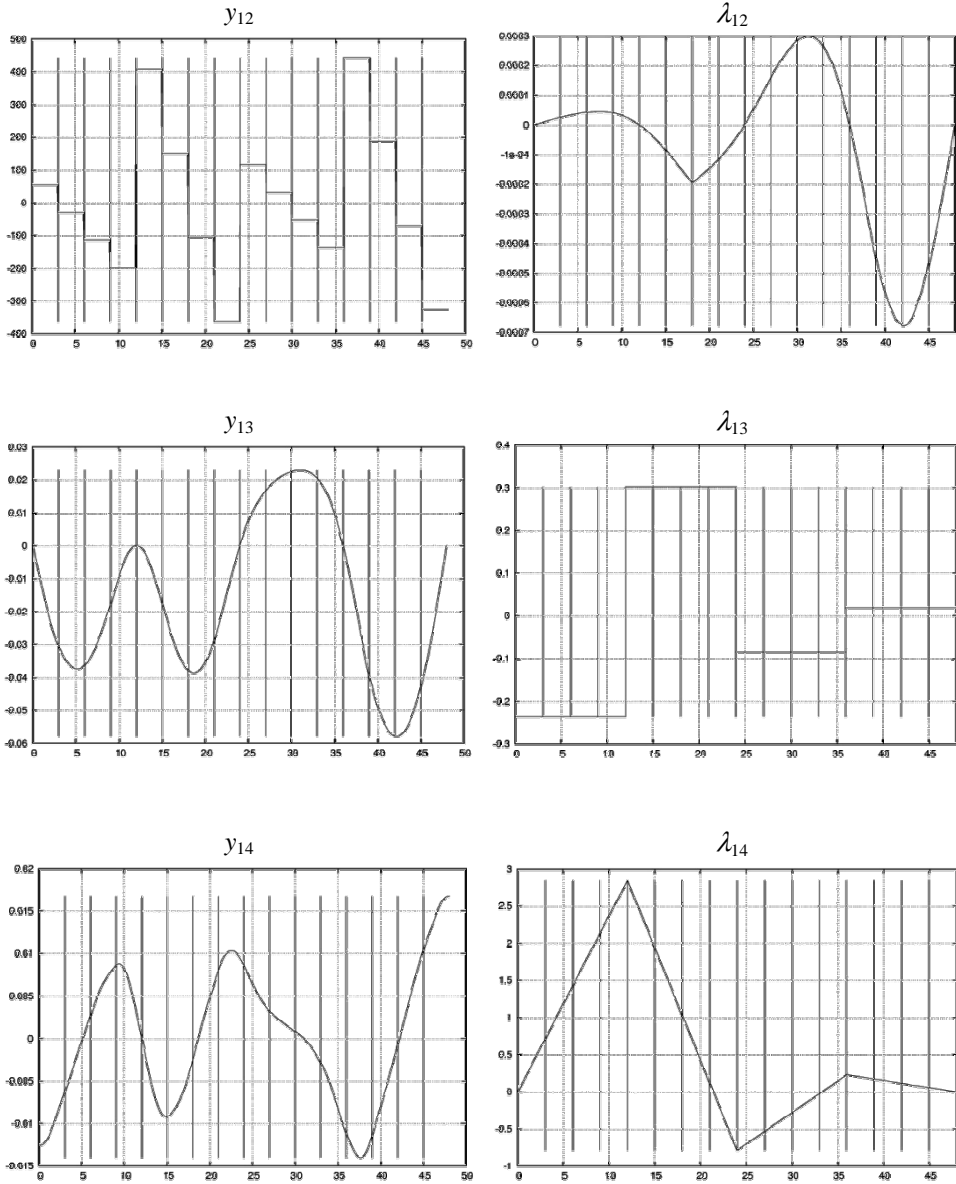
Rys. 6. (cd.)

Fig. 6. (contd.)



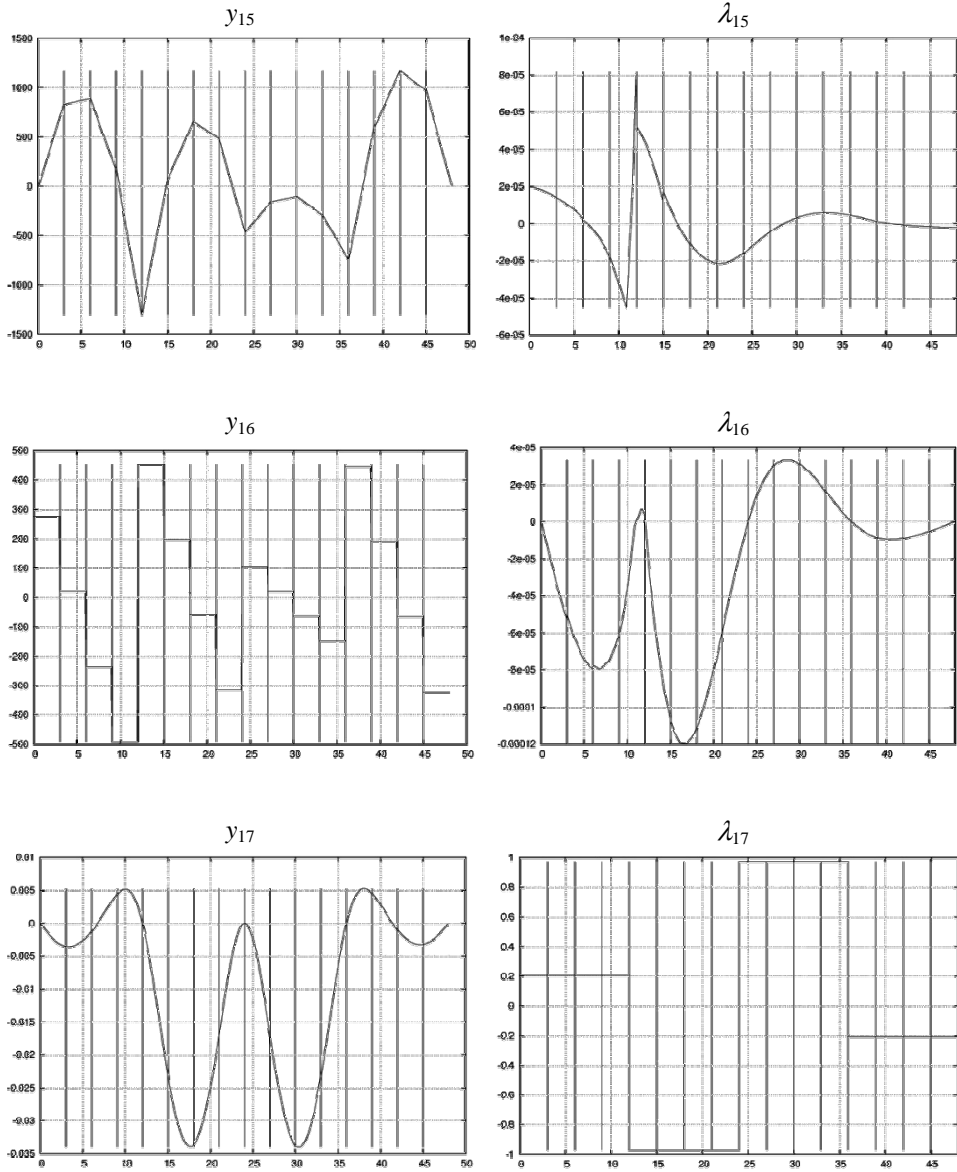
Rys. 6. (cd.)

Fig. 6. (contd.)



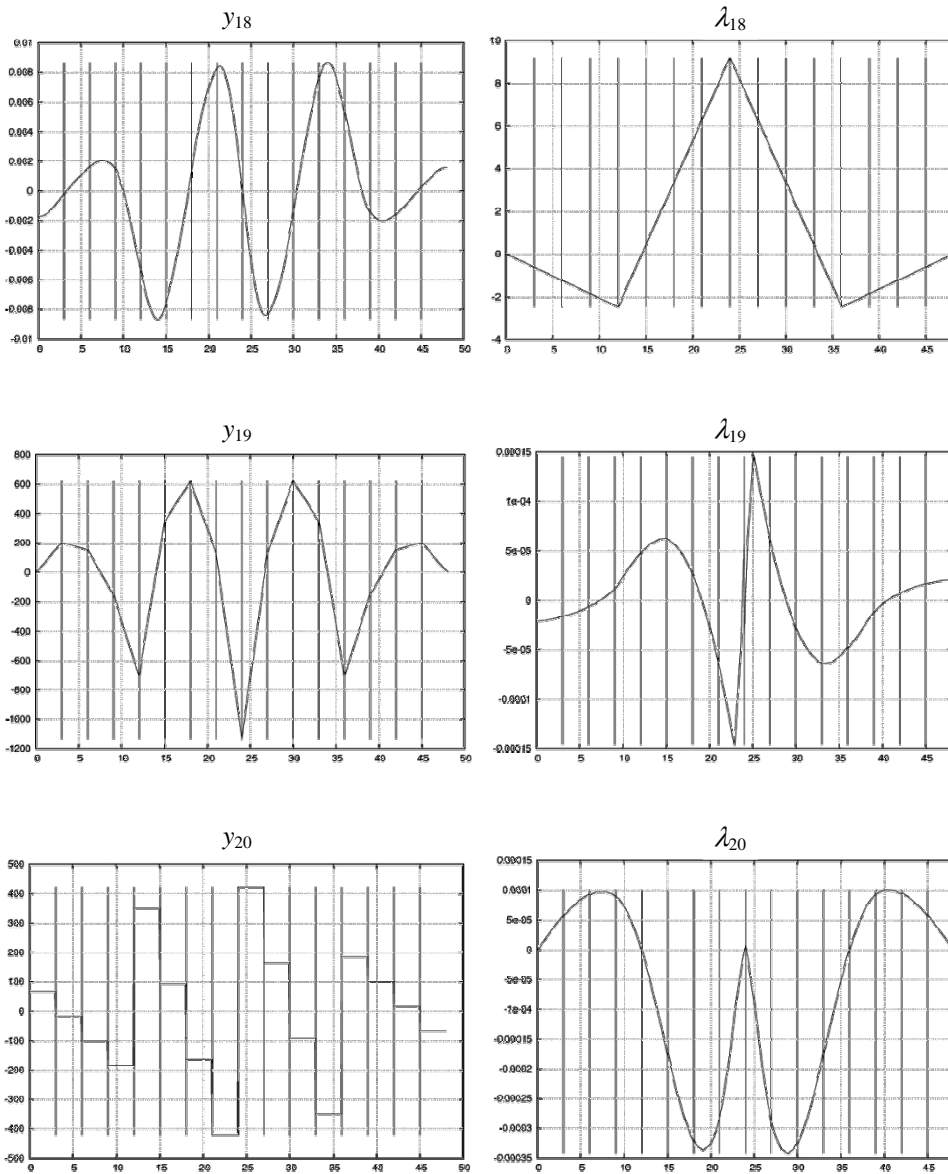
Rys. 6. (cd.)

Fig. 6. (contd.)



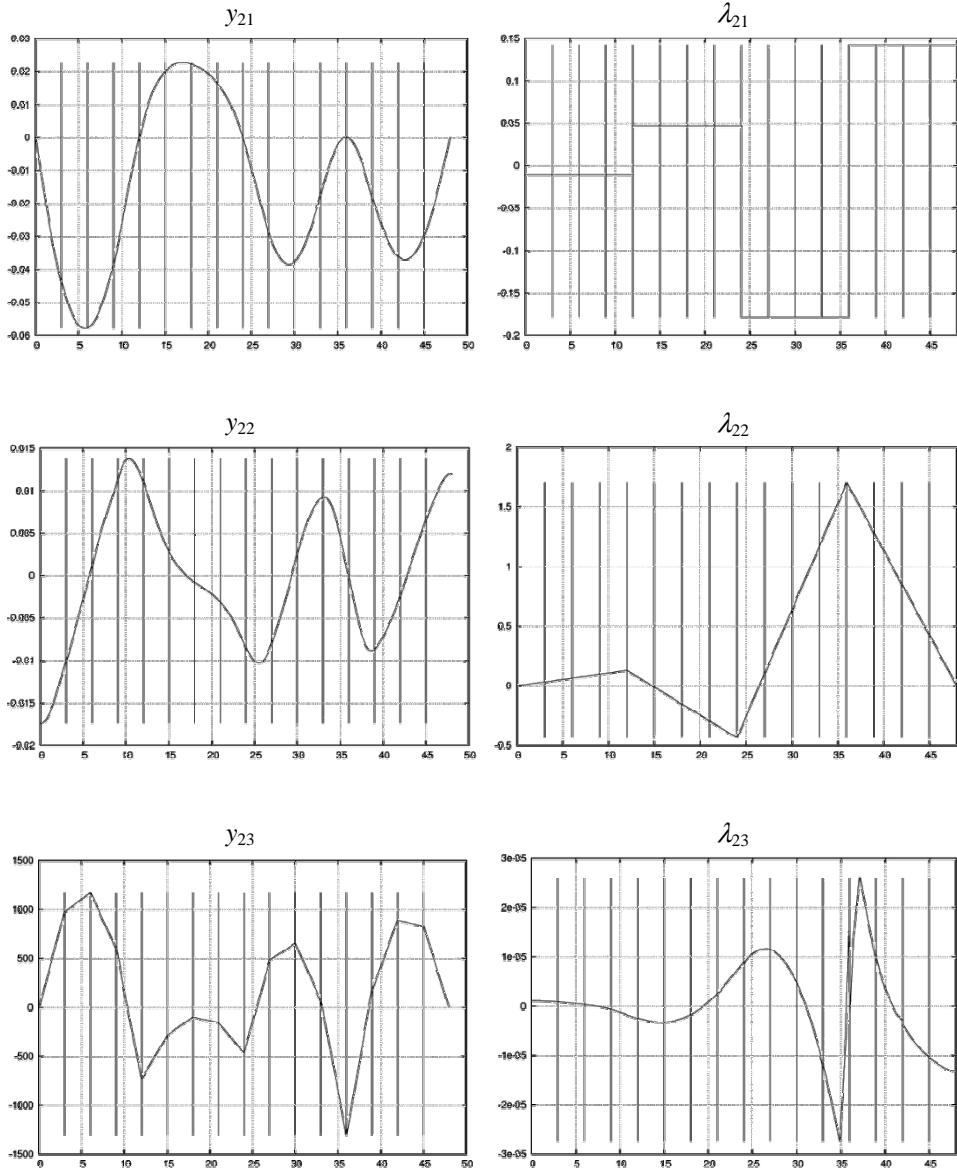
Rys. 6. (cd.)

Fig. 6. (contd.)



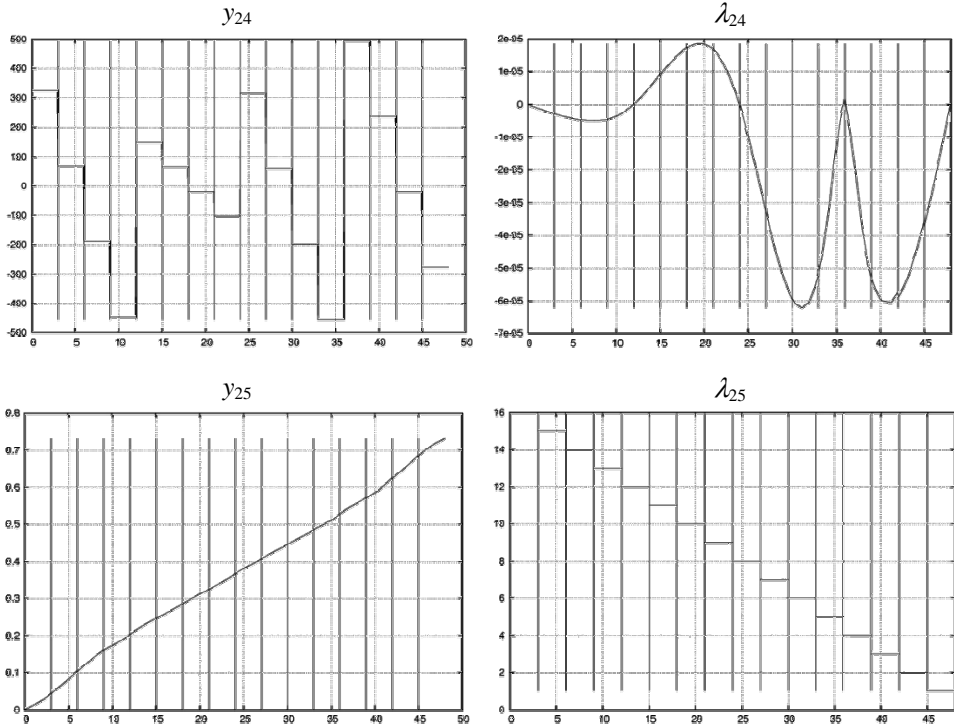
Rys. 6. (cd.)

Fig. 6. (contd.)



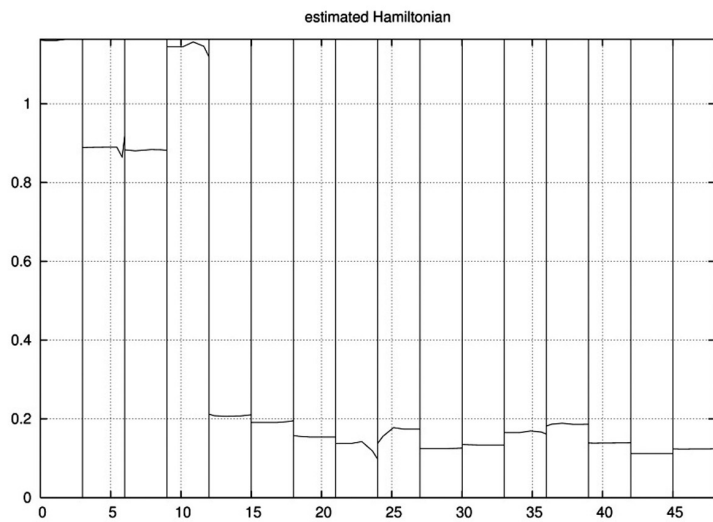
Rys. 6. (cd.)

Fig. 6. (contd.)



Rys. 6. (cd.)

Fig. 6. (contd.)



Rys. 7. Funkcja Hamiltona

Fig. 7. Hamiltonian function

Uzyskane rezultaty numeryczne spełniają dodatkowe warunki [4]:

$$\begin{cases} y_i(x_i) = 0 & \rightarrow \lambda_i(x_i^+) = \lambda_i(x_i^-) + C_i, \\ y_i(x_i^+) = y_i(x_i^-) + D_i & \rightarrow \lambda_i(x_i), \end{cases}$$

co potwierdza spełnienie warunków koniecznych do optymalizacji.

4. Wnioski

Stosując formalizm zasady maksimum, zestawiono warunki konieczne do optymalizacji. Warunki te pozwalają zbudować tzw. wielopunktowy problem brzegowy dla układu równań różniczkowych (WPPB). Rozwiązanie WPPB jest możliwe na drodze numerycznej z wykorzystaniem programu Dircol 2.1. Otrzymane rezultaty zamieszczono na rysunkach dla przypadku U_1 – zmienna, $U_2 = U_{20}$, $U_3 = U_{30}$. Zastosowana metoda okazała się skuteczna. Uzyskano rozwiązanie optymalne, pokazując także aktywność ograniczeń.

Literatura

- [1] Bodnar A.: Wytrzymałość materiałów. Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2003.
- [2] Kowalski J.: Modelowanie obiektów konstrukcyjnych w projektowaniu optymalnym. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, 1983.
- [3] Mikulski L.: Optymalne kształtowanie sprężystych układów prętowych. Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 1999.
- [4] Mikulski L.: Teoria sterowania w problemach optymalizacji konstrukcji i systemów. Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2007.
- [5] Piechnik S.: Wytrzymałość materiałów. Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 1999.
- [6] Rumatowski K., Królikowski A., Kasiński A.: Optymalizacja układów sterowania. Zadania. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, 1984.

OPTIMIZATION OF STEEL GIRDER

Summary

The existing publication considering the optimal design of a steel girder in view of control theory. The formal structure components for the optimization problems in which the necessary optimization conditions are determined by maximum principle include: state equations, constraints and optimization objective function. In this process of optimization the objective function is weight of the steel nave. Constraints are: maximum stress in load combinations from 1 to 5 and acceptable deflection. Problem solved by program DIRCOL 2.1. In the work main model is design as a I-beam plate girder. Girder is a part of a steel hall ceiling. Girder has 4 spans with 12 m

spacing each. The girder is subjected to permanent and variable loads. The static loads: the self-weight of the girder and the self-weight of the ribs and slab (concentrated loads). The variable load: applied to the slab, which is transmitted to the girder in the form of concentrated forces. The girder was considered to the optimization process with control variables: the width of the belt ($U1$), the thickness of the belt ($U2$), the thickness of the web ($U3$). The objective function is the volume of the girder. In total, combinations of 1 to 5 form 25 differential equations. These conditions allows a build issue can be solved that by using a numerical program DIRCOL 2.1. Result of the work are presented in the drawings for: $U1$ – variable, $U2 = U20$, $U3 = U30$. The applied method proved successful.

Keywords: optimization, steel girder, volume of the girder

Przesłano do redakcji: 26.09.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.138

Zenon SZYPCIO¹

POCZĄTKOWA FAZA SEDYMENTACJI W ANALIZIE AREOMETRYCZNEJ GRUNTU

W pracy analizowano trudności interpretacji wyników badań analizy areometrycznej w początkowej fazie sedymentacji. W początkowej fazie sedymentacji dynamika procesu ma istotny wpływ na wyniki badań. Gęstość zawiesiny gruntowej jest zmienna w czasie sedymentacji. Dynamika zmian gęstości zależy od składu granulometrycznego gruntu. Areometry są kalibrowane w roztworach o stałej gęstości, zatem gęstość zawiesiny zależy od kształtu areometru, w szczególności od położenia środka ciężkości, kształtu bańki areometru i średnicy szyjki. Po włożeniu areometru do zawiesiny opadające cząstki gruntu znajdują się pomiędzy bańką areometru a ścianką cylindra. Gęstość zawiesiny gruntowej zmienia się nie tylko na głębokości, ale również w przekroju poprzecznym. Wraz z upływem czasu sedymentacji dynamika procesu znacząco maleje, zmiany te nie mają jednak istotnego wpływu na pomiar gęstości zawiesiny gruntowej. W pracy, rozważając teoretyczne zależności zmiany gęstości zawiesiny w czasie w przekroju pionowym i poziomym, znaleziono wartości współczynnika korekcyjnego dla dwóch przykładowych gruntów. Wartość współczynnika korekcyjnego znacząco zależy od składu granulometrycznego gruntu. Minimalne wartości współczynnika korekcyjnego otrzymano dla 15 s czasu sedymentacji. Po upływie 900 s wartość współczynnika korekcyjnego jest bliska jedności. Z wystarczającą dla praktyki inżynierskiej dokładnością skład granulometryczny może być określany z pominięciem 4-5 min początkowej fazy sedymentacji, przyjmując wartość współczynnika korekcyjnego równą jedności.

Słowa kluczowe: grunty, skład granulometryczny, analiza areometryczna

1. Wprowadzenie

Właściwości (szczególnie te fizyczne) gruntu znacząco zależą od jego składu granulometrycznego [6, 7]. Dla gruntów zawierających więcej niż 10% cząstek drobnych $d_i < 0,063$ mm (0,075 mm) skład granulometryczny jest określany na podstawie analizy sitowej i areometrycznej [6, 7]. Na prędkość opadania cząstek gruntu ma wpływ lepkość roztworu zależna od temperatury [9]. Roztworem może być woda destylowana dla gruntów niekoagulujących lub woda destylowana z dodatkiem dyspergentu (pirofosforanu sodu lub heksametafosforanu so-

¹ Zenon Szypcio, Politechnika Białostocka, ul. Wiejska 45E, 15-351 Białystok, tel. 797995977, z.szypcio@pb.edu.pl

du) dla zawiesin podlegających koagulacji [6]. Największy wpływ na prędkość opadania ma jednak średnica cząstki gruntu [5, 9, 10]. W początkowej fazie sedymentacji proces charakteryzuje się dużą dynamiką. Przy powierzchni zawiesiny gruntowej w cylindrze sedymentacyjnym w bardzo krótkim czasie liczba cząstek gruntu jest bardzo mała, a zawiesina ma gęstość zbliżoną do gęstości roztworu. W niższych poziomach na miejsce cząstek, które opadły, pojawiają się cząstki, które opadły z górnej części zawiesiny. Liczba cząstek gruntu na tych poziomach maleje więc znacznie wolniej niż w wyższych partiach cylindra sedymentacyjnego. Najwolniej proces zmniejszania się ilości cząstek gruntu w jednostce objętości zachodzi w dolnych partiach cylindra sedymentacyjnego. Zatem podczas sedymentacji gęstość zawiesiny gruntowej w cylindrze sedymentacyjnym nie jest stała i wzrasta nieliniowo wraz z głębokością.

Areometr jest cechowany w roztworach o stałej gęstości [2, 6, 7, 10]. Pomierzona gęstość zawiesiny gruntowej jest przypisywana gęstości zawiesiny na poziomie środka wyporu areometru [1, 3, 6, 7, 8, 10]. W fazie sedymentacji, gdy niejednorodność gęstości zawiesiny gruntowej jest duża, niejednorodność ta ma wpływ na wyniki badań. Wpływ ten jest analizowany w dalszej części pracy dla prostego teoretycznego kształtu areometru i dwóch krzywych uziarnienia gruntu. Inne zagadnienia mające wpływ na niepewności pomiarów w analizie areometrycznej [4, 10] nie będą analizowane.

2. Rozkład gęstości zawiesiny gruntowej w cylindrze sedymentacyjnym

Prędkość opadania cząstki w roztworze zależy od jej średnicy zastępczej (d_i), lepkości roztworu (η), gęstości właściwej cząstki (ρ_s) oraz gęstości roztworu (ρ_r) i może być określona zgodnie z prawem Stokesa wzorem:

$$v = \frac{\rho_s - \rho_r}{\eta} \left(\frac{d_i}{c} \right)^2 \quad (1)$$

gdzie: v – prędkość opadania cząstki [mm/s],
 ρ_s – gęstość właściwa cząstki gruntu [g/cm^3],
 ρ_r – gęstość roztworu [g/cm^3],
 η – lepkość dynamiczna roztworu [mPas],
 d_i – średnica zastępcza cząstki [mm],
 c – współczynnik przeliczeniowy [-].

Dla wody destylowanej $c = 0,04284$ [1, 5]. Wykres zależności prędkości opadania od średnicy zastępczej w skali log-log jest linią prostą (rys. 1.).

Uważa się, że cząstki o średnicy mniejszej niż 0,001 mm opadają zbyt wolno i metoda sedymentacyjna nie powinna być stosowana do analizy granulometrycznej [8]. Maksymalna średnica zastępcza cząstki gruntu zgodnie z normą [6] wynosi 0,063 mm. Dla tej średnicy (d_i) prędkość opadania jest równa 25 mm/s,

zatem środek wyporu typowego areometru ($H_r = 16$ cm) cząstka będąca przy powierzchni zawiesiny osiąga zaledwie w ciągu 6,4 s. W związku z tym proces sedymentacji w początkowej fazie jest bardzo dynamiczny.

Mając krzywą uziarnienia gruntu, gęstość właściwą szkieletu gruntowego (ρ_s), lepkość roztworu (η) oraz masę gruntu (m) użytego do przygotowania zawiesiny gruntowej, można łatwo policzyć masę cząstek (m_s), które znajdują się poniżej głębokości (z), i gęstość zawiesiny gruntowej (ρ_m) na głębokości (z):

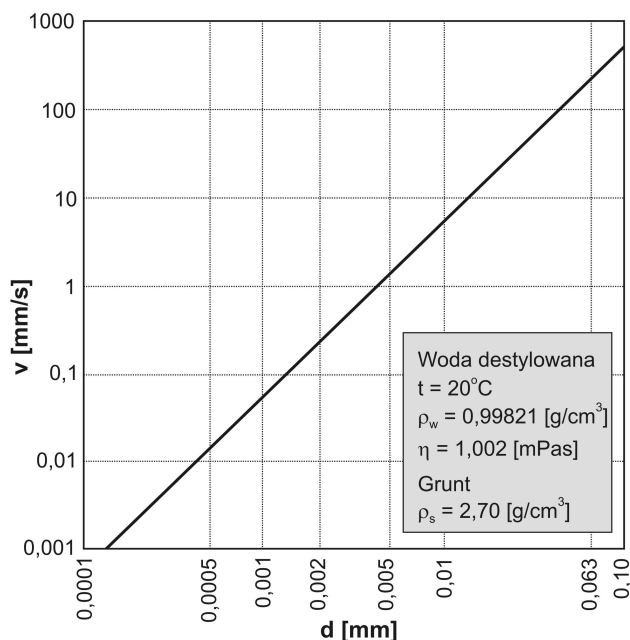
$$\rho_m = \rho_r + m_s \left(1 - \frac{\rho_r}{\rho_s} \right) 0,001 \quad (2)$$

gdzie: ρ_m – gęstość zawiesiny gruntowej [g/cm^3],

m_s – masa cząstek gruntu znajdujących się na głębokości większej od z [g],

ρ_s, ρ_r – gęstość właściwa gruntu i roztworu [g/cm^3].

Przykładowy rozkład gęstości zawiesiny gruntowej dla różnych czasów sedymentacji pokazano na rys. 2.

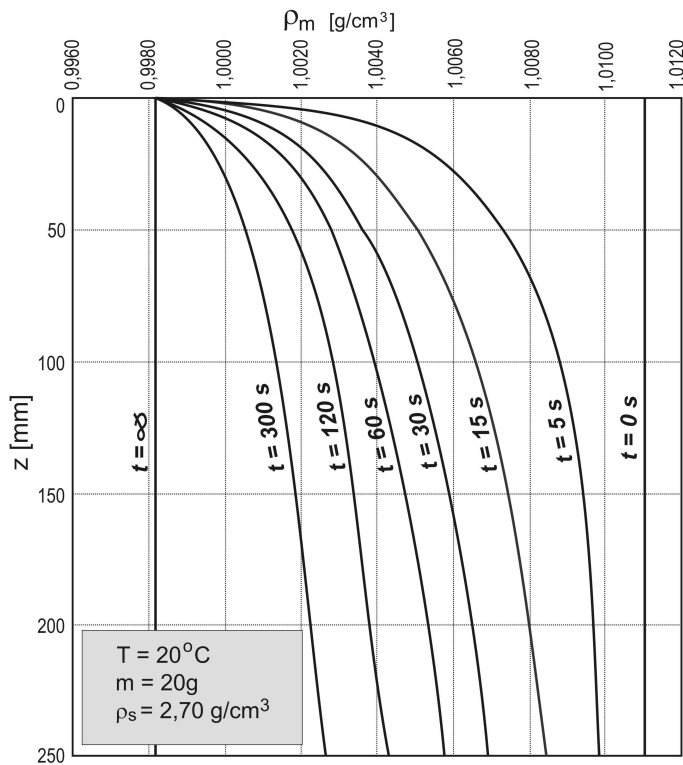


Rys. 1. Zależność prędkości opadania cząstki od jej średnicy zastępczej

Fig. 1. Particle velocity dependence of equivalent diameter

Na początku procesu sedymentacji ($t = 0$ s) gęstość zawiesiny jest jednorodna i może być policzona ze wzoru (2), przyjmując, że $m = m_s$. Niezwykle

ważne jest prawidłowe wymieszanie gruntu, gdyż ma to istotny wpływ na ρ_m . Jeżeli zawiesina jest źle przygotowana, to część większych cząstek gruntu nie będzie się znajdować w zawieszynie, w rezultacie czego początkowa jej gęstość może być znacznie mniejsza niż ta uwzględniona w analizie areometrycznej. Na ten fakt zwraca się dużą uwagę w normach i literaturze [1, 3, 4, 6, 7, 8, 10]. Po bardzo krótkim czasie, teoretycznie nawet ułamku sekundy, bezpośrednio przy powierzchni ($z = 0$) nie znajdują się cząstki gruntu, $\rho_m = \rho_r$. Nie jest to w pełni prawdą, gdyż w każdym gruncie znajdują się cząstki koloidalne o małej średnicy tworzące zawiesinę. Zdaniem autora z praktycznego punktu widzenia można przyjmować, że cząstki te to cząstki o średnicy zastępczej mniejszej od 0,001 mm.



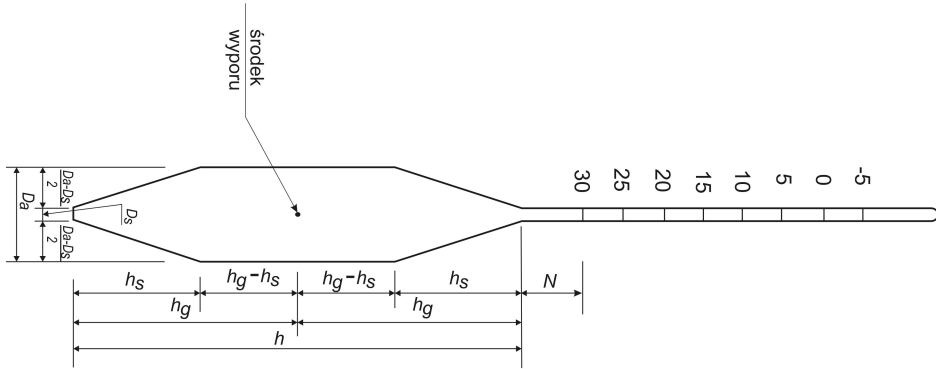
Rys. 2. Rozkład gęstości w cylindrze sedymentacyjnym

Fig. 2. Density distribution in a sedimentation cylinder

Dla długiego czasu sedymentacji, teoretycznie $t = \infty$ wszystkie cząstki opadną na dno cylindra, a gęstość zawiesiny będzie równa gęstości roztworu. Dla czasów sedymentacji $t = 5, 15, 30, 60, 120, 300$ s rozkład gęstości jest niejednorodny. Niejednorodność na głębokości środka wyporu nurnika areometru dla z w granicach 8-20 cm jest największa dla $t \approx 15, 30$ s.

3. Rozkład parć na areometr

Celem pracy jest uwzględnienie niejednorodności rozkładu gęstości zawiesiny gruntowej na wyniki analizy areometrycznej. Dla ułatwienia obliczeń przyjęto, że areometr ma kształt prosty (rys. 3.).



Rys. 3. Areometr przyjęty do analizy

Fig. 3. Hydrometer accepted for the analysis

Areometr ma symetryczną bańkę i jest zbliżony kształtem do areometrów stosowanych w laboratoriach geotechnicznych w Polsce. Charakterystyczne wymiary areometru podano w tab. 1. Zależność gęstości kalibrowanej areometru ρ_{mk} od głębokości położenia środka wyporu bańki areometru H , pokazano na rys. 4.

Tabela 1. Charakterystyczne wymiary areometru

Table 1. Characteristic hydrometer measurements

D_a [mm]	D_s [mm]	h [mm]	h_g [mm]	h_s [mm]	N [mm]	W_a [kN]
30	5	140	70	40	20	$6,5179 \cdot 10^{-9}$

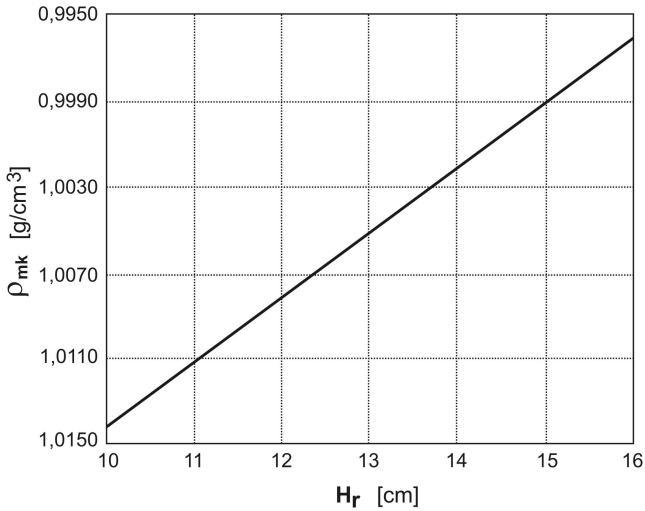
Wartości ρ_{mk} otrzymano przy założeniu, że roztwór (zawiesina gruntowa) jest jednorodny. Zgodnie z prawem Archimidesa:

$$\rho_{mk} = \frac{W_a}{gV_a} 100 \text{ [g/cm}^3\text{]} \quad (3)$$

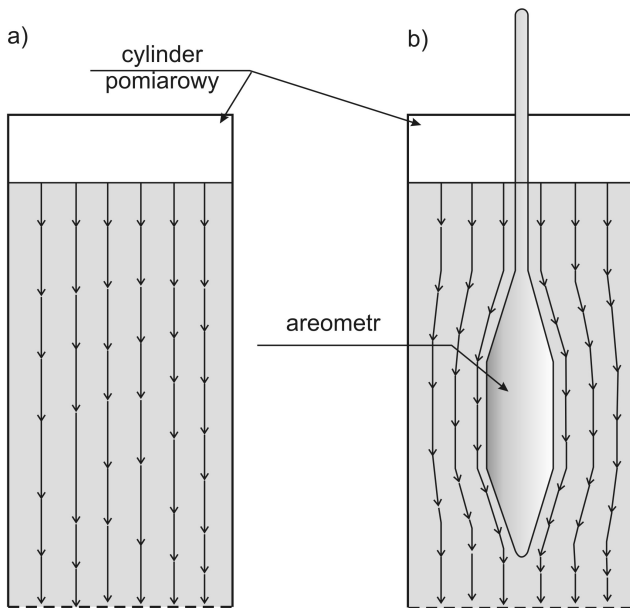
gdzie: $W_a = 6,5179 \cdot 10^{-9}$ kN – ciężar areometru,

V_a – objętość części areometru zanurzonej w roztworze (jednorodnej zawiesziny gruntu) [cm³],

$g = 9,81 \text{ m/s}^2$ – przyspieszenie ziemskie.

Rys. 4. Zależność ρ_{mk} od H_r Fig. 4. $\rho_{mk} - H_r$ dependence

Gdy w cylindrze sedimentacyjnym nie ma areometru, to cząstki opadają po linii prostej (rys. 5.), po włożeniu zaś do zawiesiny areometru cząstki gruntu opadające muszą się zmieścić pomiędzy ścianką wewnętrzną cylindra a ścianką areometru (rys. 5.).



Rys. 5. Tory opadających cząstek

Fig. 5. Sinking particle streamlines

Przyjmując zatem jednorodność rozkładu cząstek w płaszczyźnie poziomej na głębokości z , gęstość zawiesiny jest większa niż odpowiednia gęstość zawiesiny w tym samym czasie na tej samej głębokości w cylindrze sedymentacyjnym bez areometru. Oznaczając jako ρ_m^* gęstość zawiesiny na głębokości z , można zapisać:

$$\rho_m^* = \rho_r + m_s \left(1 - \frac{\rho_r}{\rho_s} \right) \left(\frac{1}{\frac{A_c - A_a}{A_c}} \right) \quad (4)$$

lub

$$\rho_m^* = \rho_r + m_s \left(1 - \frac{\rho_r}{\rho_s} \right) \left(\frac{1}{1 - \left(\frac{D}{D_c} \right)^2} \right) \quad (5)$$

gdzie: A_a – pole przekroju areometru na głębokości z [cm²],

A_c – pole przekroju powierzchni wewnętrznej cylindra na głębokości z [cm²],

D – średnica areometru na głębokości z [mm],

D_c – średnica wewnętrzna cylindra [mm].

W cylindrze bez areometru na głębokości z ciśnienie jest równe:

$$p(z) = \int_0^z \gamma_m(z) dz \quad (6)$$

Gdy areometr jest na stałe włożony do zawiesiny gruntowej, to w zawiesinie na głębokości z ciśnienie jest równe:

$$p^*(z) = \sum_0^z \gamma_m^*(z) dz \quad (7)$$

gdzie

$$\gamma_m^*(z) = \rho_m^*(z) g \quad (8)$$

Dla areometrów o dużej średnicy (D_a) i małej średnicy wewnętrznej cylindra pomiarowego $\gamma_m^*(z)$ może być ono znacznie większe od $\gamma_m(z)$. Stąd w normach i praktyce do badań dobiera się cylinder, tak aby $D_c/D_a \geq 2$ [6, 7, 10].

W badaniach po włożeniu areometru do zawiesiny i po ustabilizowaniu jego pozycji jest wykonywany odczyt. Czas stabilizacji zależy od kształtu areometru i doświadczenia laboranta. Powinien to być jak najkrótszy czas, tak aby areometr nie zmienił znacząco gęstości zawiesiny.

Po włożeniu areometru poziom zawiesiny w cylindrze wzrasta. Przyjmuje się, że głębokość zanurzenia środka wyporu bańki areometru (H_r) jest mierzona od poziomu przed włożeniem areometru [1, 3, 5, 6, 7, 10].

Na głębokości z ciśnienie jest równe:

$$p(z) = \int_0^z \gamma_m(z) dz \quad (9)$$

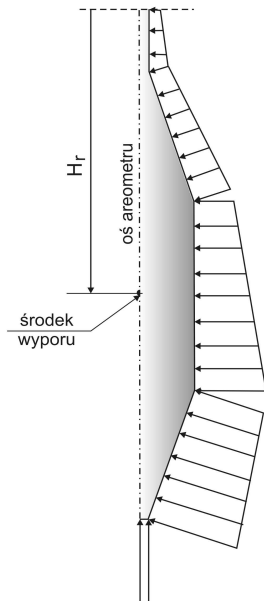
gdy cząstki gruntu opadają swobodnie.

W przypadku włożenia areometru do zawiesiny:

$$p^*(z) = \int_0^z \gamma_m^*(z) dz \quad (10)$$

W początkowej fazie sedymentacji proces jest tak dynamiczny, że pomiary powinny być wykonywane z ciągle włożonym areometrem, co ma wpływ na wyniki pomiarów. W dalszej części pracy przyjmuje się rozkład ciśnień w zawieszynie gruntowej obliczony z równania (9), tzn. że czas włożenia areometru i czas stabilizacji jest krótki i nie wpływa znacząco na wyniki pomiarów.

Zawiesina gruntowa wywołuje parcie na ściany zanurzonego w niej areometru. Przykładowy rozkład parć dla przyjętego areometru pokazano na rys. 6.



Rys. 6. Przykładowy rozkład parć na ścianę areometru

Fig. 6. An example diagram of a hydrometer wall pressure

4. Współczynnik korekcyjny

Składowa pionowa parć na ściany areometru jest skierowana do dołu na powierzchniach ściany areometru powyżej środka wyporu i do góry na powierzchniach ściany areometru poniżej środka wyporu. Na powierzchniach pionowych składowa pionowa parć jest równa zeru.

Wypór areometru może być obliczony z równania:

$$W = \int_0^{H_r+h_g} p(z) r(z) \tan(\alpha) dz + p_0 \frac{\pi D_s^2}{4} \quad (11)$$

gdy $p(z)$ jest wyznaczone z równania (9)

$$W^* = \int_0^{H_r} p^*(z) r(z) \tan(\alpha) dz + p_0^* \frac{\pi D_s^2}{4} \quad (12)$$

gdy $p^*(z)$ jest obliczone z równania (10), p_0 i p_0^* są zaś wartościami ciśnienia na ścianie dolnej areometru dla $z = H_r + h_g$.

Dla przyjętego do analizy areometru (rys. 3.)

$$a = 0 \text{ dla } z < H_r - h_g \text{ i } H_r - h_g + h_s \leq z \leq H_r + h_g - h_s,$$

$$\alpha = -\arctan\left(\frac{D_a - D_s}{2h_s}\right) \text{ dla } H_r - h_g \leq z < H_r - h_g + h_s \quad (13)$$

$$\alpha = \arctan\left(\frac{D_a - D_s}{2h_s}\right) \text{ dla } H_r + h_g - h_s \leq z \leq H_r + h_g,$$

natomiast

$$r(z) = \frac{D_s}{2} \text{ dla } z \leq H_r - h_g,$$

$$r(z) = \frac{D_s}{2} + 0,5(z - H_r - h_g)(D_a - D_s) \text{ dla } H_r - h_g \leq z \leq H_r - h_g + h_s,$$

$$r(z) = 0,5D_a \text{ dla } H_r - h_g + h_s \leq z \leq H_r + h_g - h_s \quad (14)$$

$$r(z) = 0,5D_a - 0,5(z - H_r - h_g + h_s)(D_a - D_s),$$

$$r(z) = 0,5D_s \text{ dla } z = H_r + h_g - h_s.$$

Jeżeli jest znana krzywa uziarnienia gruntu, to dla każdego czasu sedymentacji można znaleźć teoretycznie rozkład gęstości (ρ_m) i (ρ_m^*), p i p^* oraz W i W^* . Wypór musi być równy ciężarowi areometru W_a . Zatem dla każdej krzywej uziarnienia i czasu sedymentacji można znaleźć głębokość zanurzenia środka wyporu bańki areometru i gęstość na poziomie środka wyporu bańki areometru, oznaczając je odpowiednio przez H_r i H_r^* . Wartość H_r odpowiada głębokości zanurzenia, gdy gęstości są liczone bez areometru włożonego do zawiesziny i gdy jest spełniony warunek:

$$W = W_a \quad (15)$$

H_r^* odpowiada głębokości zanurzenia, gdy w rozkładzie gęstości jest uwzględnione zakłócenie wywołane ciągłym pobycem areometru w zawieszynie i gdy jest spełniony warunek:

$$W^* = W_a \quad (16)$$

Ponieważ $H_r^* \leq H_r$, to $\gamma_m^* \geq \gamma_m$ i $W^* \geq W$. Dalej jest analizowana tylko sytuacja, gdy areometr jest bardzo szybko wkładany do zawiesziny i gdy jest wykonywany odczyt. Można wówczas przyjąć, że rzeczywisty wypór zawiesziny jest równy W . Dla tak określonej wartości H_r otrzymano gęstość zawiesziny (ρ_m) na poziomie środka wyporu areometru i gęstość teoretyczną zawiesziny o jednorodnym rozkładzie gęstości (ρ_{mk}) odczytaną z wykresu na rys. 4. lub obliczoną z równania (3).

Dla każdego areometru i gęstości zawiesziny można znaleźć równoważny odczyt areometru [6]:

$$R_h = (\rho - 1)1000 \quad (17)$$

Zatem

$$R_{hmk} = (\rho_{mk} - 1)1000 \quad (18)$$

$$R_{hm} = (\rho_m - 1)1000 \quad (19)$$

W roztworze odniesienia

$$R_0 = (\rho_0 - 1)1000 \quad (20)$$

W analizie jako roztwór odniesienia przyjęto wodę destylowaną. Dla obliczonych wartości R_{hmk} i R_{hm} można znaleźć zmodyfikowane odczyty areometru oznaczone odpowiednio jako:

$$R_{dmk} = R_{hmk} - R_0 \quad (21)$$

$$R_{dm} = R_{hm} - R_0 \quad (22)$$

Frację mniejszą niż średnica zastępcza należy obliczyć ze wzoru [6]:

$$K = \frac{100\rho_s}{m(\rho_s - 1)} R_d \quad (23)$$

Zatem dla danego zagłębienia środka wyporu areometru można obliczyć odpowiednie wartości K z równania (23) przy założeniu, że zawiesina jest jednorodna (ρ_{mk}) i zawiesina ma zmienną gęstość (ρ_m). Można więc napisać wzory:

$$K_{mk} = \frac{100\rho_s}{m(\rho_s - 1)} R_{dmk} \quad (24)$$

$$K_m = \frac{100\rho_s}{m(\rho_s - 1)} R_{dm} \quad (25)$$

W pracy współczynnik korekcyjny zdefiniowano jako:

$$\alpha = \frac{K_m}{K_{mk}} \quad (26)$$

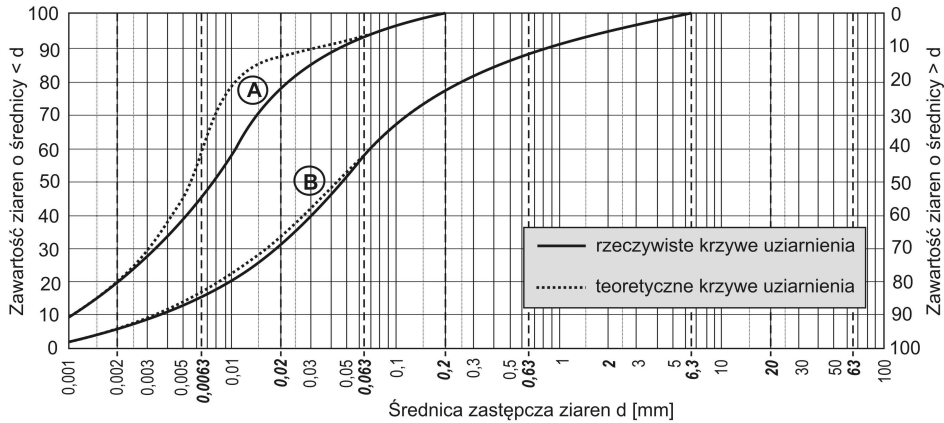
Ponieważ $\rho_m \leq \rho_{mk}$, to $R_{dm} \leq R_{dmk}$ i $K_m \leq K_{mk}$, zatem $\alpha \leq 1$.

Teoretycznie wartość współczynnika $\alpha = 1$ dla jednorodnej zawiesiny w chwili początku sedymentacji ($t = 0$) i w chwili zakończenia sedymentacji ($t = \infty$). Z wykresów zmian gęstości w czasie sedymentacji (rys. 2.) wynika, że minimalne wartości współczynnika korekcyjnego α występuje dla czasu sedymentacji $t \approx 15$ s.

5. Przykład

W celu zobrazowania przedstawionej analizy obliczono teoretyczne wartości współczynnika korekcyjnego α dla gruntów A i B, których rzeczywiste krzywe uziarnienia pokazano linią ciągłą na rys. 7.

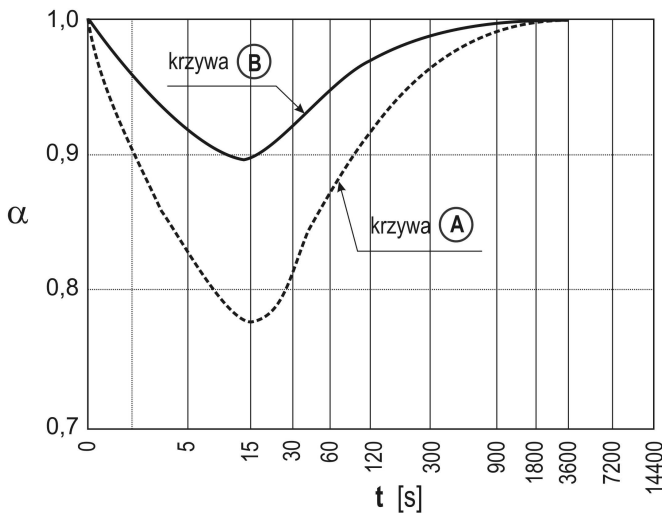
Przyjęto, że zawiesinę wykonano w roztworze wody destylowanej, biorąc 20 g szkieletu gruntowego do wykonania zawiesiny. Gęstość właściwa szkieletu gruntowego $\rho_s = 2,7 \text{ g/cm}^3$. Badania wykonano w temperaturze 20°C , zatem $\rho_r = 0,9982 \text{ g/cm}^3$ i $\eta = 1,002 \text{ mPas}$ [6]. Areometr przyjęto o kształtach pokazanych na rys. 3.



Rys. 7. Rzeczywiste i teoretyczne krzywe uziarnienia

Fig. 7. Real and theoretical grain-size distribution curves

Zgodnie z wcześniej omówioną procedurą obliczono wartości współczynnika korekcyjnego α dla czasów sedymentacji: 5, 15, 30, 60, 120, 300 i 900 s. Otrzymane wartości współczynnika korekcyjnego α i aproksymowane krzywe zależności wartości współczynnika α od czasu sedymentacji pokazano na rys. 8. Można stwierdzić, że dla czasu sedymentacji dłuższego od 900 s wartość współczynnika korekcyjnego jest równa 1. Średnica zastępcza cząstek odpowiadająca czasowi sedymentacji 900 s wynosi ok. 0,002 mm.

Rys. 8. Zależność α od czasu sedymentacjiFig. 8. α dependence on sedimentation time

Znając krzywą uziarnienia, można obliczyć teoretyczne procentowe zawartości ziaren o średnicy mniejszej niż d_i :

$$K_k^* = \frac{K^*}{\alpha} \quad (27)$$

gdzie K_k^* jest procentową teoretyczną zawartością ziaren o średnicy $< d_i$ z uwzględnieniem współczynnika korekcyjnego, K^* zaś rzeczywistą procentową zawartością ziaren. Dla gruntu A teoretyczna krzywa uziarnienia znacząco się różni od krzywej uziarnienia rzeczywistej dla $0,002 < d_i \leq 0,063$ mm. Dla gruntu B o mniejszej zawartości cząstek drobnych i innym kształcie krzywej uziarnienia różnice są znacznie mniejsze. Współczynnik redukcijny przedstawia różnicę pomiędzy rzeczywistym niejednorodnym rozkładem gęstości zawiesiny w cylindrze sedymentacyjnym a odpowiadającą temu zagłębieniu areometru gęstością jednorodnej zawiesiny.

Rozważania teoretyczne przyjęto dla prostego kształtu areometru o małym opływowym kształcie. Dla bardziej opływowego areometru o innych parametrach wartość współczynnika korekcyjnego α będzie inna.

Zauważmy, że podczas wykonywania analizy areometrycznej nie jest znana rzeczywista krzywa uziarnienia gruntu, lecz krzywa otrzymana z badań. Aby realnie przeprowadzić analizę, należy zastosować procedurę iteracyjną.

W pierwszym kroku iteracji jako krzywą rzeczywistą należy przyjąć krzywą otrzymaną z badań oraz znaleźć przybliżone położenie rzeczywistej krzywej uziarnienia. W następnym kroku należy tę krzywą przyjąć jako rzeczywistą i otrzymać teoretyczne położenie krzywej uziarnienia. Procedurę należy powtarzać do chwili, gdy krzywa uziarnienia uzyskana z badań będzie pokrywała się z krzywą teoretyczną otrzymaną z obliczeń według procedury przedstawionej w pracy. Należy zauważyć, że procedura znalezienia współczynnika korekcyjnego α jest bardzo pracochłonna i wymaga dużej dokładności obliczeń.

6. Wnioski

W początkowej fazie sedymentacji proces jest bardzo dynamiczny i gęstość zawiesiny gruntowej jest znacząco niejednorodna. Maksymalną niejednorodność otrzymuje się w 15-20 s sedymentacji. Niejednorodność zależy od masy gruntu użytej podczas badań, lepkości roztworu i gęstości właściwej szkieletu gruntowego. Ze względu na to, że areometry są kalibrowane w roztworach o jednorodnej gęstości, a zawiesina gruntowa jest niejednorodna możliwe jest uwzględnienie tego faktu, stosując współczynnik korekcyjny.

Procedurę obliczeń współczynnika korekcyjnego dla teoretycznej krzywej uziarnienia i teoretycznego areometru przedstawiono w pracy. Wartość współczynnika korekcyjnego maleje wraz z upływem czasu sedymentacji i praktycz-

nie można przyjąć, że $\alpha \approx 1$ dla czasu sedymentacji 300 s. Cząstki o średnicy zastępczej $d < 0,001$ mm mogą być traktowane jako zawiesiny i rzeczywista niejednorodność gęstości będzie nieco mniejsza.

Autor jest w pełni świadom o teoretycznym charakterze rozważań, które powinny być potwierdzone w badaniach laboratoryjnych i analizach teoretycznych.

Literatura

- [1] Bardet J.P.: Experimental soil mechanics. Prentice Hall, New Jersey 1997.
- [2] Dołżyk K., Chmielewska I.: Gęstości roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie. Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury, JCEEA, nr 4/2014, s. 55-63.
- [3] Geotechnical Engineering Bureau: Test method and discussion for the particle size analysis of soils by hydrometer method. New York State Department of Transportation, April 2007.
- [4] Gołębiewska A., Hyb W.: Ocena niepewności wyników pomiarów w analizie areometrycznej gruntu. Geoinżynieria. Drogi Mosty Tunele, nr (4) 2008, s. 30-35.
- [5] Kalinski M.E.: Soil mechanics. Lab manual. John Wiley&Sons, USA 2011.
- [6] PKN-CEN ISO/TS 17892-4: Badania geotechniczne. Badania laboratoryjne gruntów. Część 4: Oznaczanie składu granulometrycznego. PKN, Warszawa 2009.
- [7] PN-88/B-04481: Grunty budowlane. Badania próbek gruntu.
- [8] Smolczyk W. (ed.): Geotechnical Engineering Handbook. Volume 1. Fundamentals. Ernst&Sohn, A Wiley Company, 2002.
- [9] Szypcio Z., Dołżyk K.: Lepkość roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej. Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury, z. 64 (4/14), s. 239-249.
- [10] Verwaal W.: Soil mechanics. Laboratory manual. Geotechnical Laboratory of DGM. Thimphu Bhutan, February 2004.

THE INITIAL PHASE OF SEDIMENTATION IN HYDROMETER ANALYSIS OF SOIL

Summary

The paper has analyzed the difficulty of interpretation of hydrometer analysis results in the initial phase of sedimentation. In the initial phase of sedimentation the dynamics of the process has a crucial influence on the analysis results. The suspension density varies during sedimentation. Dynamics of changes in density depends on the soil particle size composition. Hydrometers are calibrated in solutions of constant density, so that the density of the suspension is dependent on the shape of the hydrometer, and in particular the position of the gravity center, hydrometer's bulb shape and the diameter of the pipe.

After inserting the hydrometer into the suspension, descending particles of the soil suspension are located between the bulb and the cylinder wall of the hydrometer, thus density of the soil suspension varies not only due to the depth but also in cross section. With time of the sedimentation the process dynamics is significantly reduced, and the changes have no material

impact on the measurement of the density of the soil suspension. In the study, considering the theoretical density changes in time in vertical and horizontal sections there have been found correction factor values for two exemplary soils. The value of the correction factor significantly depends on the soil particle size composition. The minimum value of the correction factor was obtained for 15 seconds of sedimentation time. After 900 seconds the value of the correction factor is close to unity. With sufficient accuracy for engineering practice the size distribution can be determined by neglecting the first 4-5 minutes of the initial phase of sedimentation assuming the correction factor is equal to unity.

Keywords: soils, grain-size distribution, hydrometer analysis

Przesłano do redakcji: 10.10.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.139

Zenon SZYPCIO¹
Katarzyna DOŁŻYK²

LEPKOŚĆ ROZTWORÓW PIROFOSFORANU SODU I HEKSAMETAFOFOSFORANU SODU W WODZIE DESTYLOWANEJ

W pracy przedstawiono wyniki badań lepkości roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu o małym stężeniu. Zgodnie z prawem Stokesa prędkość opadania kulki w roztworze zależy od średnicy kulki, gęstości materiału kulki, gęstości i lepkości roztworu. Badano lepkość roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu klasyczną metodą Stokesa w temperaturach od 15 do 30°C. W wyniku wstępnych badań dobrano średnicę i materiał kulki użytej do badań lepkości roztworów. Filmowano opadającą kulkę w roztworze, precyzyjnie mierząc czas i drogę przebytą przez opadającą kulkę. Analiza filmu umożliwiła określenie prędkości opadania kulki w roztworze. Ustabilizowaną prędkość opadania wykorzystano do analizy lepkości roztworu. Ponieważ prędkość opadania znacząco zależy od średnicy kulki, konieczne okazało się wprowadzenie korekty temperaturowej średnicy kulki. Współczynnik rozszerzalności liniowej napowietrzonego plastiku, z którego była wykonana kulka, wyznaczono z analizy prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej, dla której jest znana gęstość i lepkość w różnych temperaturach. Badane roztwory pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej mają znacznie mniejszą lepkość niż woda destylowana. W badaniach areometrycznych zawieszin gruntowych uwzględnienie tego faktu jest konieczne.

Słowa kluczowe: lepkość cieczy, metoda Stokesa, analiza areometryczna

1. Wprowadzenie

Skład granulometryczny gruntu jest jedną z najważniejszych właściwości gruntów [6-8]. Dla gruntów zawierających mniej niż 10% cząstek drobnych stosuje się metodę sitową, dla gruntów zawierających więcej niż 10% cząstek drobnych – kombinację metody sitowej i areometrycznej [6, 7].

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Zenon Szypcio, Politechnika Białostocka, ul. Wiejska 45E, 15-351 Białystok, tel. 797995977, z.szypcio@pb.edu.pl

² Katarzyna Dołżyk, Politechnika Białostocka, ul. Wiejska 45E, 15-351 Białystok, tel. 797995980, k.dolzyk@pb.edu.pl

Podczas analizy areometrycznej mierzy się zmiany gęstości zawiesiny gruntowej w czasie [6, 7]. Prędkość opadania kulki zgodnie z prawem Stokesa jest wprost proporcjonalna do różnicy gęstości właściwej cząstki gruntu i roztworu oraz kwadratu średnicy cząstki. Cząstki gruntu są traktowane jako kulki o średnicy zastępczej opadające z tą samą prędkością, co rzeczywiste cząstki gruntu [6, 7]. Niektóre grunty koagulują, co znacząco zniekształca wyniki analizy granulometrycznej. W takich przypadkach zalecane jest stosowanie dyspergentów. Norma PKN-CEN ISO/TS 17892-4 zaleca zastosowanie pirofosforanu sodu o stężeniu ok. 2 g/l lub heksametafosforanu sodu o stężeniu ok. 4 g/l. Lepkość roztworów badano klasyczną metodą Stokesa w zakresie wartości temperatury od 15°C do 30°C.

Prędkość opadania cząstki w cieczy zależy od średnicy cząstki, gęstości i lepkości cieczy, prawidłowe określenie gęstości i lepkości roztworów stosowanych do przygotowania zawiesiny gruntowej ma więc istotne znaczenie w analizie areometrycznej [1, 2]. Ponieważ gęstość i lepkość cieczy (roztworów) znacząco zależy od temperatury [1, 5], badania wykonano w zakresie temperatur od 15°C do 30°C. Gęstość roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu opisano w pracy [1].

Klasyczna metoda Stokesa określania lepkości cieczy jest uważana za metodę najbardziej dokładną. Metoda ta była stosowana podczas wyznaczania dynamicznego współczynnika lepkości roztworów pirofosforanu sodu o stężeniu 2 g/l i heksametafosforanu sodu o stężeniu 4 g/l.

2. Metodyka badań

Klasyczna teoria Stokesa

Zgodnie z wynikami badań prędkości opadania kulki w cieczy prędkość opadania jest zależna od masy kulki, gęstości i lepkości cieczy [3, 4]. Na kulkę opadającą w cieczy z małą prędkością działa siła oporu \underline{F} proporcjonalna do prędkości opadania i przeciwnie do niej skierowana:

$$\underline{F} = -6\pi r\eta \underline{v} \quad (1)$$

gdzie: r – promień kulki,

η – dynamiczny współczynnik lepkości cieczy,

\underline{v} – wektor prędkości.

Równanie (1) jest słuszne dla niskich prędkości, gdy liczba Reynoldsa jest mała ($Re \ll 1$), a ciecz znajduje się w naczyniu o dużych rozmiarach. Jeżeli ciecz znajduje się w naczyniu cylindrycznym o skończonym promieniu R , należy wprowadzić poprawkę uwzględniającą wymiar cylindra. Równanie (1) z poprawką przyjmuje postać:

$$\underline{F} = -6\pi r \eta v \left(1 + 2,4 \frac{r}{R} \right) \quad (2)$$

Oprócz siły oporu \underline{F} na kulkę działa siła ciężkości:

$$G = mg = V \rho g \quad (3)$$

gdzie m jest masą kulki, g zaś przyspieszeniem ziemskim. Masa kulki może być wyrażona jako iloczyn gęstości ρ i objętości kulki V :

$$m = V \rho \quad (4)$$

Zgodnie z prawem Archimedesesa na każde ciało zanurzone w cieczy działa siła wyporu \underline{W} równa ciężarowi cieczy wypartej przez to ciało.

$$\underline{W} = V \rho_r g \quad (5)$$

gdzie ρ_r jest gęstością cieczy (roztworu).

Jeżeli kulka opada ze stałą prędkością, to zgodnie z prawem Newtona układ sił działających na to ciało jest w równowadze. Można zatem zapisać:

$$\underline{G} + \underline{W} + \underline{F} = 0 \quad (6)$$

Równanie (6) dla kulki opadającej pionowo w cieczy ze stałą prędkością może być zapisane w postaci:

$$mg - V \rho_r g - 6\pi r \eta v \left(1 + 2,4 \frac{r}{R} \right) = 0 \quad (7)$$

Po przekształceniu otrzymano:

$$\eta = \frac{m - V \rho_r}{6\pi r v} \frac{R}{R + 2,4r} g \quad (8)$$

lub

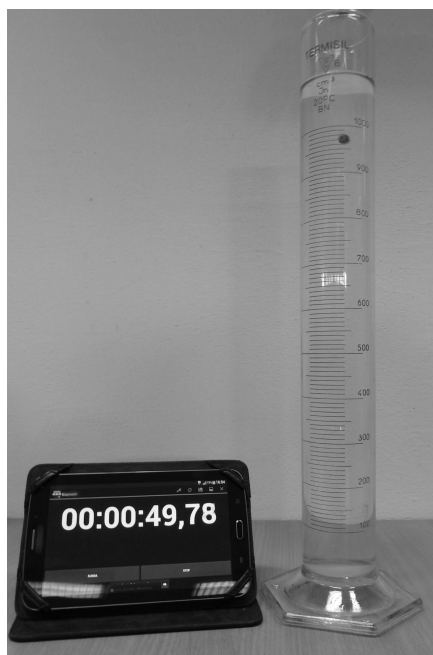
$$\eta = \frac{3m - 4\pi r^3 \rho_r}{18\pi r v} \frac{R}{R + 2,4r} g \quad (9)$$

Pomiar prędkości opadania kulki w cieczy

W celu wyznaczenia dynamicznego współczynnika lepkości wykonano serię pomiarów prędkości opadania kulki o znanej masie i promieniu w roztworze wypełniającym cylinder pomiarowy. Stanowisko badawcze przedstawiono na

rys. 1. Kulka włożona do warstwy powierzchniowej po uwolnieniu opada. W początkowej fazie kulka porusza się ruchem przyspieszonym i dopiero po przebyciu pewnej drogi, gdy siły wyporu i oporu zrównoważą jej ciężar, opada ze stałą prędkością. Charakterystyczną zależność prędkości opadania w czasie pokazano na rys. 2.

W badaniach stałą prędkość opadania kulka osiągała po upływie ok. 0,5 s od chwili początkowej ruchu. Ze względu na wymaganą dokładność czas opadania powinien być mierzony z dokładnością 0,01 s, droga zaś z dokładnością 1 mm. Wymaganą dokładność pomiaru czasu uzyskano, używając stopera zainstalowanego w tablicy (rys. 1.) i filmując opadającą kulkę w laboratoryjnym cylindrze z dokładną skalą wysokości (rys. 1.). Odtwarzając film, dla krótkich przedziałów czasu odczytywano czas i położenie środka kulki w cylindrze pomiarowym. Dla każdego badania, analizując wykres zależności prędkości opadania od czasu, ustalano stałą prędkość opadania. Po każdym badaniu była mierzona temperatura roztworu. Kulka przed badaniem była przetrzymywana w roztworze o tej samej temperaturze, co roztwór w cylindrze pomiarowym, tak aby temperatura kulki w czasie opadania była identyczna z temperaturą roztworu.

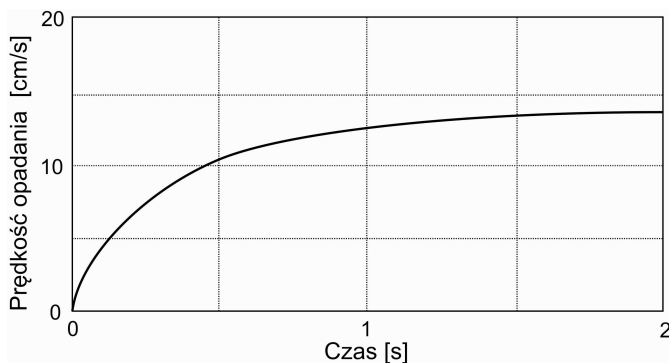


Rys. 1. Stanowisko do badań dynamicznego współczynnika lepkości

Fig. 1. Dynamic viscosity testing table

Po wykonaniu wielu wstępnych badań dobrano masę kulki i jej rozmiar. Kulki zbyt duże opadały ruchem wężykowatym, prawdopodobnie ze względu na nieidealnie kulisty kształt i zbyt duży wpływ ścianek cylindra na zakłócanie ruchu. Zbyt duża masa nawet bardzo małej kulki powodowała, że prędkość opada-

jącej kulki stale rosła. Należało zatem znacząco zwiększyć wysokość cylindra pomiarowego. Zbyt duża wysokość cylindra pomiarowego znacznie utrudnia wykonanie badań. Po wielu próbnych badaniach wybrano kulkę plastikową. W tabeli 1. przedstawiono wyniki pomiarów masy i średnicy kulki.



Rys. 2. Charakterystyczna zależność prędkości opadania w czasie
Fig. 2. Characteristic dependence of sinking velocity in time

Tabela 1. Masa i średnica kulki użytej w badaniach

Table 1. Mass and diameter of a particle used in tests

Masa [g]				Średnica [mm]					
Pomiar nr			średnia	Pomiar nr					średnia
1	2	3		1	2	3	4	5	
0,119	0,122	0,121	0,1207	6,14	6,13	6,10	6,06	6,17	6,121

Weryfikacja metodyki badań

W badaniach wodę destylowaną traktowano jako wzorzec cieczy, służyła bowiem do weryfikacji przyjętej metodyki badań. Dynamiczny współczynnik lepkości wody destylowanej jest dobrze znany i w zakresie temperatur 15-30°C może być określony równaniem [4, 5]:

$$\eta = \frac{\eta_0}{1 + a(T - T_0) + b(T - T_0)^2} \quad (10)$$

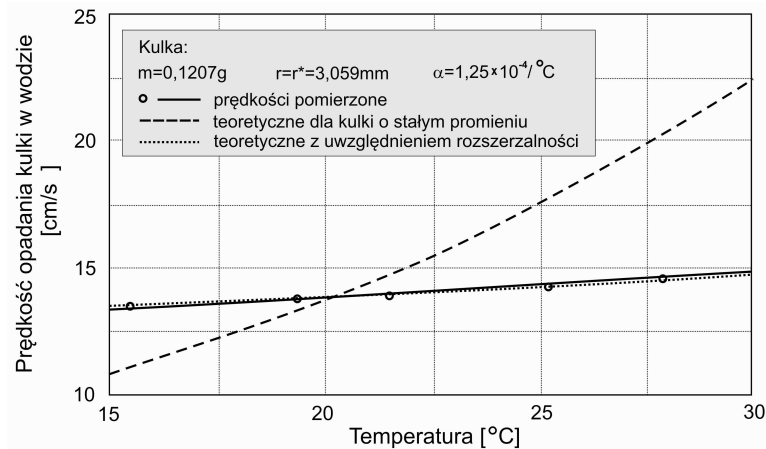
gdzie: η_0 – dynamiczny współczynnik lepkości wody destylowanej o temperaturze T_0 [°C],
 a , b – stałe współczynniki.

Jako temperaturę referencyjną przyjęto $T_0 = 20^\circ\text{C}$. W temperaturze tej są skalowane używane w badaniach cylindry pomiarowe. Temperatura w pomieszczeniu badawczym jest również bliska 20°C . Dla temperatury 20°C $\eta_0 = 1,002$ mPas [5], $a = 0,035$, $b = 0,000221$ [4, 5]. Wyniki badań prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej przedstawiono w tab. 2. i na rys. 3.

Tabela 2. Ustabilizowane prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej

Table 2. Stabilized velocity of a particle sinking in distilled water

Prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej [cm/s]																			
Temperatura [$^\circ\text{C}$]																			
15,5				19,3				21,5				25,1				27,8			
Badanie			średnia	badanie			średnia	badanie			średnia	badanie			średnia	badanie			średnia
1	2	3		1	2	3		1	2	3		1	2	3		1	2	3	
13,21	13,39	13,38	13,33	13,52	13,64	13,82	13,66	13,69	13,86	13,97	13,84	14,05	14,20	14,38	14,21	14,42	14,57	14,69	14,56



Rys. 3. Prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej

Fig. 3. Velocity of a particle sinking in distilled water

Teoretyczne prędkości opadania obliczono z równania:

$$v = \frac{3m - 4\pi r^3 \rho_r}{18\pi r \eta} \frac{R}{R + 2,4r} g \quad (11)$$

otrzymanego z przekształcenia wzoru (9). Teoretyczne prędkości opadania kulki (o masie $m = 0,1207$ g, promieniu $r^* = 3,059$ mm i promieniu cylindra $R = 29,2$ mm) w wodzie destylowanej przedstawiono w tab. 3.

Tabela 3. Teoretyczne prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej

Table 3. Theoretical velocity of a particle sinking in distilled water

Wielkość	Temperatura [°C]						
	15	17,5	20	22,5	25	27,5	30
Gęstość [g/cm ³]	0,9991	0,99865	0,99821	0,99763	0,99704	0,99635	0,99565
Lepkość [mPas]	1,1404	1,0693	1,002	0,9458	0,8937	0,8452	0,8007
Prędkość opadania [cm/s]	10,79	12,19	13,76	15,54	17,56	19,86	22,40

Wartości r^* są skorygowanymi wartościami promienia, dla których wartości prędkości opadania teoretyczna i doświadczalna dla temperatury 20°C są najbliższe. W temperaturze 20°C były wykonywane pomiary promienia kulki. Teoretyczne wartości prędkości opadania kulki o przyjętej do obliczeń masie $m = 0,1207$ g i promieniu $r^* = 3,059$ mm są niższe od wartości doświadczalnych dla temperatury wody destylowanej mniejszej od 20°C, wyższe zaś dla temperatury większej od 20°C.

Ze względu na zbyt duże różnice prędkości otrzymanych w doświadczeniu i prędkości teoretycznych zdecydowano się na wprowadzenie korekty promienia kulki wynikającej z rozszerzalności termicznej materiału, z którego jest ona wykonana. Dla ciał stałych zmiany promienia kulki od temperatury przedstawia równanie:

$$r = r_0 \{1 + \alpha(T - T_0)\} \quad (12)$$

gdzie: r i r_0 – odpowiednio promień kulki w temperaturze T i T_0 ,

α – współczynnik rozszerzalności liniowej materiału, z którego wykonano kulkę [5].

Ponieważ w badaniach używano kulki z napowietrzanego plastiku, przyjęto współczynnik rozszerzalności liniowej tego materiału $\alpha = 0,000125$ °C jako wartość średnią współczynnika rozszerzalności liniowej PCV ($\alpha = 1,0 \times 10^{-4}$ /°K) i poliuretanu ($\alpha = 1,5 \times 10^{-4}$ /°K) [5]. Ponownie policzono teoretyczne prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej, uwzględniając jej rozszerzalność termiczną. Obliczenia wykonano dla masy kulki $m = m^* = 0,12064$ g, promienia kulki w temperaturze 20°C $r = r^* = 3,059$ mm i współczynnika rozszerzalności liniowej $\alpha = 0,000125$ °C. Wyniki obliczeń przedstawiono w tab. 4. i na rys. 3.

Tabela 4. Teoretyczne prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej z uwzględnieniem rozszerzalności termicznej

Table 4. Theoretical velocity of a particle sinking in distilled water considering thermal extension

Wielkość	Temperatura [°C]						
	15	17,5	20	22,5	25	27,5	30
Gęstość [g/cm ³]	0,9991	0,99865	0,99821	0,99763	0,99704	0,99635	0,99565
Lepkość [mPas]	1,1404	1,0693	1,002	0,9458	0,8937	0,8452	0,8007
Promień [mm]	3,05709	3,05804	3,059	3,05996	3,0609	3,06187	3,06282
Prędkość opadania [cm/s]	13,42	13,64	13,76	13,93	14,14	14,45	14,78

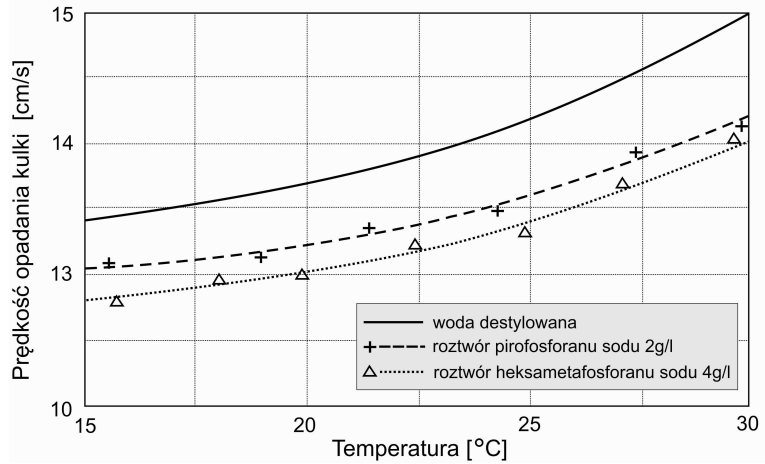
Korzystając ze zmodyfikowanego wzoru Stokesa (11) na prędkość opadania kulki w cieczy, dla wybranej do badań kulki o masie $m = 0,1207$ g otrzymano teoretyczne wartości promienia kulki $r^* = 3,059$ mm w temperaturze 20°C i współczynnika rozszerzalności liniowej materiału kulki $\alpha = 0,000125^\circ\text{C}$. Średnia wartość promienia $r = 3,065$ mm tylko nieznacznie się różni od wartości teoretycznej.

W dalszej części pracy przyjęto następujące parametry kulki: masa $m = 0,1207$ g, promień $r = 3,059$ mm w temperaturze 20°C i współczynnik rozszerzalności liniowej $\alpha = 0,000125^\circ\text{C}$.

Lepkość roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie destylowanej

Metodą Stokesa, zweryfikowaną badaniami prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej, zbadano lepkość roztworów pirofosforanu sodu o stężeniu 2 g/l i heksametafosforanu sodu o stężeniu 4 g/l. Prędkość opadania kulki w różnych temperaturach była mierzona 5-krotnie. Uśrednione ustabilizowane prędkości opadania kulki w tych roztworach pokazano na rys. 4. Na rysunku tym przedstawiono również prędkości opadania kulki w wodzie destylowanej. Wartość dynamicznego współczynnika lepkości roztworów obliczono z równania (9). Gęstości roztworów opisano w pracy [1]. Prędkości opadania kulki w określonych temperaturach odczytano z wykresów przedstawionych na rys. 4.

W tabeli 5. zestawiono obliczone dynamiczne współczynniki lepkości roztworów i podstawowe wielkości użyte do obliczeń. Na rysunku 5. pokazano wartości dynamicznego współczynnika lepkości roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu oraz wody destylowanej w zależności od temperatury roztworu.



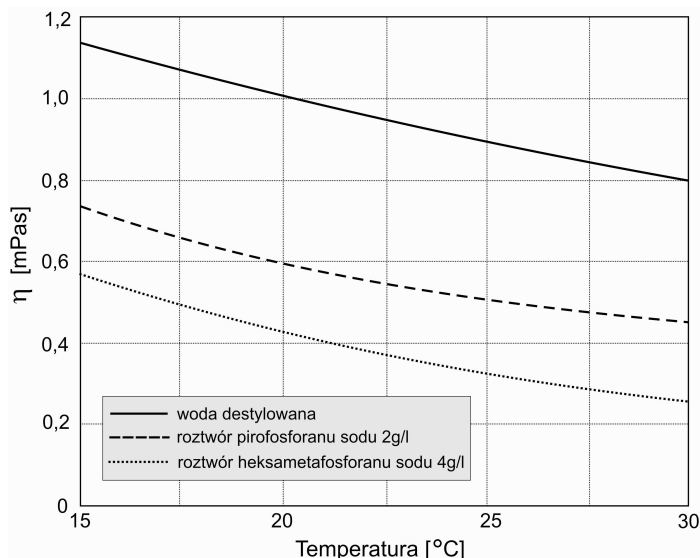
Rys. 4. Ustabilizowane prędkości opadania kulki w roztworach

Fig. 4. Stabilized velocity of a particle sinking in solutions

Tabela 5. Dynamiczne współczynniki lepkości roztworów

Table 5. Dynamic viscosity of solutions

Wielkość		Temperatura [°C]						
		15	17,5	20	22,5	25	27,5	30
r [cm]		0,305709	0,305804	0,30590	0,305996	0,30609	0,306187	0,306282
Roztwór pirofosforanu sodu	ρ_r [g/cm ³]	1,00272	1,00227	1,00183	1,00125	1,00066	0,99997	0,99927
	v [cm/s]	13,01	13,11	13,24	13,88	13,62	13,89	14,20
	η [mPas]	0,742	0,666	0,597	0,547	0,497	0,457	0,420
Roztwór heksametafosforanu sodu	ρ_r [g/cm ³]	1,00414	1,00369	1,00325	1,00267	1,00208	1,00139	1,00069
	v [cm/s]	12,80	12,87	13,01	13,20	13,42	13,70	14,07
	η [mPas]	0,564	0,499	0,430	0,379	0,332	0,294	0,259
Woda destylowana	η [mPas]	1,1404	1,0693	1,0020	0,9458	0,8937	0,8452	0,8007



Rys. 5. Dynamiczna lepkość cieczy

Fig. 5. Dynamic viscosity of liquids

Badane roztwory pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu mają znacznie mniejsze lepkości niż woda destylowana.

3. Wnioski

Metoda Stokesa jest klasyczną najbardziej dokładną metodą wyznaczania dynamicznego współczynnika lepkości cieczy. Szybka stabilizacja prędkości opadania kulki w cieczy jest osiągnięta, gdy gęstość materiału kulki niewiele różni się od gęstości cieczy (roztworu).

Prędkość opadania istotnie zależy od średnicy (promienia) kulki. Dla opisanych w pracy badań konieczne było uwzględnienie zmian promienia kulki w zależności od temperatury. Lepkości roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu nawet o małym stężeniu są znacznie mniejsze od lepkości wody destylowanej.

Literatura

- [1] Dołżyk K., Chmielewska I.: Gęstości roztworów pirofosforanu sodu i heksametafosforanu sodu w wodzie. Czasopismo Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury, JCEEA, nr 4/2014, s. 55-63.
- [2] Gołębowska A., Hyb W.: Ocena niepewności wyników pomiarów w analizie areometrycznej gruntu. Geoinżynieria, nr 04/2008, s. 30-35.
- [3] Kalinski M.E.: Soil mechanics. Lab manual. John Wiley&Sons, Hoboken, USA 2011.
- [4] Kubrak J.: Hydraulika techniczna. Wydawnictwo SGGW, Warszawa 1998.

- [5] Mizerski W., Nowaczek W.: Tablice fizyczno-astronomiczne. Adamantan, Warszawa 1995.
- [6] PKN-CEN ISO/TS 17892-4: Badania geotechniczne. Badania laboratoryjne gruntów. Część 4: Oznaczanie składu granulometrycznego. PKN, Warszawa 2009.
- [7] PN-88/B-04481: Grunty budowlane. Badania próbek gruntu. PKN, Warszawa 1988.
- [8] PN-EN 1997-2: Eurokod 7. Projektowanie geotechniczne. Część 2: Rozpoznanie i badanie podłoża gruntowego. PKN, Warszawa 2009.

VISCOSITY OF SODIUM PYROPHOSPHATE AND SODIUM HEXAMETAPHOSPHATE SOLUTIONS IN DISTILLED WATER

Summary

The paper shows results of the solutions viscosity of sodium pyrophosphate and sodium hexametaphosphate of low concentration. According to Stokes' law, velocity of the descending particle in the solution depends on the diameter of the particles, the particle's material density, density and viscosity of the solution. The viscosity of the sodium pyrophosphate and sodium hexametaphosphate solutions were investigated with the classical method of Stokes at temperatures from 15 to 30°C.

As a result of preliminary tests, the diameter of the particles and the material used to test the viscosity of the solutions were chosen. The descending particle was filmed in the solution measuring accurately the time and distance travelled by a falling ball. Video analysis determined the rate of particle descent in the solution. A stabilized rate of descent was used to analyze the viscosity of the solution. Since the rate of descent depends significantly on the diameter of the particle, it was necessary to introduce temperature correction of the particle diameter. The coefficient of linear expansion of aerated plastic, of which the particle was made, was determined from analysis of the rate of descent of the particle in distilled water, for which density and viscosity at different temperatures is known. Test solutions of sodium pyrophosphate and sodium hexametaphosphate in distilled water have a much lower viscosity than distilled water. In hydrometer analysis of soil suspensions taking this fact into account is necessary.

Keywords: liquid viscosity, Stokes' law, hydrometer analysis

Przestano do redakcji: 10.10.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.140

Tomasz Janusz TELESZEWSKI¹

WYZNACZANIE SKALARNYCH PARAMETRÓW PRZEPIYU LAMINARNEGO W PRZEWODACH PROSTOOSIOWYCH O PRZEKROJU WIELOKĄTA FOREMNEGO

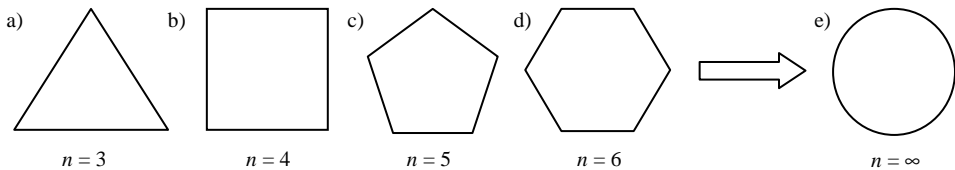
W wielu zagadnieniach inżynierii środowiska i budownictwa są stosowane przewody prostoosiowe o przekroju wielokąta foremnego, np. w wymiennikach płaszczowo-rurowych o różnych kształtach przekrojów rurek. Głównym parametrem opisującym przekroje wielokąta foremnego jest liczba boków lub wymiar kąta tworzącego wielokąt foremny. Podstawowymi wielkościami fizycznymi, które opisują izotermiczne przepływy w przewodach prostoliniowych, to średnia prędkość w przewodzie oraz naprężenia styczne na ścianie przewodu. Głównymi wielkościami bezwymiarowymi opisującymi te przepływy są liczba Reynoldsa, współczynnik tarcia, liczba Poiseuille'a, współczynnik Coriolisa i współczynnik Boussinesq. W literaturze współczynnik tarcia jest określany jako współczynnik Nikuradsego. Liczba Poiseuille'a jest to rezultat współczynnika tarcia i liczby Reynoldsa. Współczynnik Coriolisa określa stosunek rzeczywistego strumienia energii kinetycznej do strumienia obliczonego z prędkości średniej, natomiast współczynnik Boussinesq koryguje pęd. W pracy wyznaczono zależności liczby Poiseuille'a, współczynnika Coriolisa i współczynnika Boussinesq przy przepływie laminarnym w przewodach o przekroju wielokąta foremnego całkowicie wypełnionych płynem w zależności od liczby boków tworzących przekrój przewodu foremnego. Liczbę Poiseuille'a przybliżono funkcją wymierną, natomiast współczynnik Coriolisa i współczynnik Boussinesq – funkcją potęgową. Symulacje wyznaczania pól prędkości przeprowadzono za pomocą autorskiego programu komputerowego napisanego w języku Fortran, w którym zastosowano metodę elementów brzegowych (MEB). MEB nie wymaga budowy pracochłonnych i przestrzennych siatek jak to ma miejsce w klasycznych metodach obszarowych. Rezultaty obliczeń MEB zostały porównane ze znanymi wynikami obliczeń w literaturze.

Słowa kluczowe: przewody prostoosiowe foremne, liczba Poiseuille'a, współczynnik Coriolisa, współczynnik Boussinesq, MEB, obliczenia hydrauliczne

¹ Tomasz Janusz Teleszewski, Politechnika Białostocka, ul. Wiejska 45A, 15-351 Białystok, tel. 797 995 927, t.teleszewski@pb.edu.pl

1. Wprowadzenie

W licznych zagadnieniach przepływowych związanych z inżynierią środowiska i budownictwem są wykorzystywane przewody prostoosiowe o przekroju wielokąta foremnego [4, 10]. Przykładem zastosowania przewodów prostoosiowych są wymienniki płaszczowo-rurowe o różnych przekrojach rurek [11, 21]. Obecnie szczególnie rozwijane są mikrowymienniki zbudowane z prostoliniowych przewodów o różnych kształtach przekrojów poprzecznych [9, 13]. Wielokąty foremne mają równe wszystkie kąty wewnętrzne i wszystkie boki równej długości, dlatego też podstawowym parametrem geometrycznym przewodów foremnych jest wymiar kąta wewnętrznego lub liczba boków n . Na rysunku 1. przedstawiono przykładowe przekroje przewodów o przekroju wielokąta foremnego. Podstawowymi wielkościami skalarnymi opisującymi izotermiczne przepływy laminarne są: liczba Poiseuille'a, współczynnik Coriolisa i współczynnik Boussinesq'a. Wielkości te dla przewodów o przekrojach różnych od kołowego można wyznaczyć eksperymentalnie lub numerycznie.



Rys. 1. Przykładowe przekroje przewodów prostoosiowych o przekroju wielokąta foremnego w zależności od liczby boków n : a) trójkąt równoboczny, b) kwadrat, c) pięciokąt foremny, d) sześciokąt foremny, e) okrąg

Fig. 1. Regular polygons with different number of sides n : a) equilateral triangle, b) square, c) pentagon, d) hexagon, e) circle

Liczba Poiseuille'a jako iloczyn współczynnika tarcia i liczby Reynoldsa jest opisana następującym wzorem [20]:

$$Po = \lambda \frac{Re}{4} \quad (1)$$

gdzie: Re – liczba Reynoldsa,
 λ – współczynnik Nikuradsego.

Współczynnik tarcia jest wyznaczany ze wzoru [20]:

$$\lambda = \frac{8\tau_w}{\rho v_{sr}^2} \quad (2)$$

gdzie: τ_w – naprężenie styczne na ścianie przewodu prostoosiowego,
 v_{sr} – średnia prędkość w przewodzie.

Liczba Reynoldsa jest opisana następującym wzorem:

$$\text{Re} = \frac{\rho v_{sr} D_h}{\mu} \quad (3)$$

$$D_h = \frac{4A}{L} \quad (4)$$

gdzie: D_h – średnica hydrauliczna,
 A – pole przekroju przewodu,
 L – obwód przekroju porzecznego przewodu,
 μ – współczynnik lepkości dynamicznej,
 ρ – gęstość płynu.

Liczba Poiseuille'a może być opisana zależnością [19]:

$$\text{Po} = \frac{D_h^2}{2\mu v_{sr}} \frac{dp}{dz} \quad (5)$$

gdzie dp/dz jest gradientem ciśnienia w przewodzie.

Współczynnik Coriolisa wyznacza się ze wzoru [6]:

$$\alpha = \frac{\int v_z^3 dA}{A v_{sr}^3} \quad (6)$$

Współczynnik Boussineqa korygujący pęd w obliczeniach hydraulicznych wyraża wzór [4]:

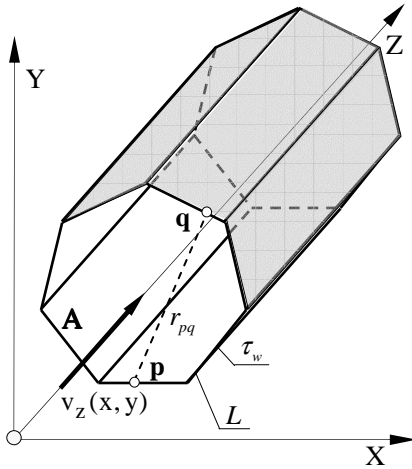
$$\beta = \frac{\int v_z^2 dA}{A v_{sr}^2} \quad (7)$$

Do wyznaczenia prędkości średniej w przewodzie prostoliniowym niezbędna jest znajomość pola prędkości. Ustalony przepływ laminarny w przewodach prostoosiowych można opisać modelem przepływu jednokierunkowego ($v_x = 0$, $v_y = 0$) [1] (rys. 2.):

$$\frac{\partial^2 v_z}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 v_z}{\partial y^2} = G \quad (8a)$$

gdzie:

$$G = -\frac{1}{\mu} \frac{dp}{dz} \quad (8b)$$



Rys. 2. Szkic do analizy zagadnienia brzegowego w obszarze płaskim – laminarny przepływ przez przewód prostoliniowy

Fig. 2. Sketch to consideration of boundary conditions in fully developed arbitrary duct flow

Po wykonaniu dekompozycji prędkości v_z na składową prędkości przepływu niezakłóconego V_∞ i składową prędkości przepływu wzbudzonego v_w ściankami przewodu równanie (8a) zredukuje się do równania Laplace'a [2, 12, 17]:

$$\frac{\partial^2 v_w}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 v_w}{\partial y^2} = G \quad (9)$$

Zakładając, że prędkość na ściance przewodu jest równa zero, to warunek brzegowy na obwodzie L został opisany następującą zależnością:

$$v_w(q) = -v_\infty; \quad q \in L \quad (10)$$

W przyjętym algorytmie MEB równanie Laplace'a (9) jest rozwiązywane z warunkiem brzegowym (10). Następnie po wyznaczeniu prędkości przepływu wzbudzonego v_w pole prędkości v_z jest obliczane z zależności:

$$v_z = v_\infty + v_w \quad (11a)$$

gdzie

$$v_\infty = -\frac{1}{4\mu} \frac{dp}{dz} (x_q^2 + y_q^2) \quad (11b)$$

Przykład zastosowania algorytmu MEB do wyznaczania współczynnika Coriolisa w przewodach prostoosiowych o przekroju prostokąta znajduje się w pracy [15], przykład współczynnika Boussineqa w przewodach prostokątnych – w pracy [16].

2. Algorytm metody elementów brzegowych wyznaczania pól prędkości w przewodach prostoosiowych przepływu laminarnego niezależnie od kształtu przekroju przewodu

Rozwiązaniem równania różniczkowego (9) jest następujące równanie całkowe [2, 12, 17]:

$$\frac{1}{2}v_w(\mathbf{p}) + \int_{(L)} \frac{\partial v_w(\mathbf{q})}{\partial n} K(\mathbf{p}, \mathbf{q}) dL_q = \int_{(L)} v_w(\mathbf{q}) E(\mathbf{p}, \mathbf{q}) dL_q \quad (12a)$$

gdzie

$$K(\mathbf{p}, \mathbf{q}) = \frac{1}{2\pi} \ln \left(\frac{1}{r_{pq}} \right); \quad r_{pq} = |\mathbf{p} - \mathbf{q}|; \quad (\mathbf{p}) \in L, \quad (\mathbf{q}) \in L \quad (12b)$$

$$E(\mathbf{p}, \mathbf{q}) = \frac{1}{2\pi} \frac{(x_p - x_q)n_x + (y_p - y_q)n_y}{r_{pq}^2}; \quad (\mathbf{p}) \in L, \quad (\mathbf{q}) \in L \quad (12c)$$

n_x oraz n_y są to wersory normalnej do brzegu (L).

Po wyznaczeniu $\partial v_w(\mathbf{q})/\partial n$ naprężenia styczne na brzegu L określa się z zależności:

$$\tau_w(\mathbf{q}) = \mu \frac{\partial v_z(\mathbf{q})}{\partial n} = \mu \frac{\partial v_w(\mathbf{q})}{\partial n} + \mu \frac{\partial v_\infty(\mathbf{q})}{\partial n}; \quad (\mathbf{q}) \in L \quad (13a)$$

$$\tau_w = \frac{1}{L} \int_P \tau_w(\mathbf{q}) dL_q; \quad (\mathbf{q}) \in L \quad (13b)$$

Prędkość v_z w dowolnym punkcie przekroju przewodu (A) wyznacza się ze związku całkowego:

$$v_z(\mathbf{p}) = - \int_{(L)} \frac{\partial v_w(\mathbf{q})}{\partial n} K(\mathbf{p}, \mathbf{q}) dL_q + \int_{(L)} v_w(\mathbf{q}) E(\mathbf{p}, \mathbf{q}) dL_q + v_\infty(\mathbf{p}), \quad (\mathbf{p}) \in A, \quad (\mathbf{q}) \in L \quad (14)$$

Objętościowy strumień przepływu hydraulicznego przez przewód o przekroju poprzecznym (A) całkowicie wypełniony cieczą jest równy:

$$Q = \iint_{(A)} v_z(\mathbf{q}) dA \quad (15)$$

Całki (12b), (12c) zostały rozwiązane numerycznie metodą kwadratur Gaussa [7] dla sześciu kwadratur Gaussa.

3. Wyznaczenie skalarnych parametrów opisujących przepływy laminarne w przewodach prostoosiowych o przekroju wielokąta foremnego

Wykonano szereg symulacji MEB w przewodach prostoosiowych o przekroju wielokąta foremnego dla zadanej liczby boków od 3 do 30 oraz dla przewodu okrągłego. W pierwszej kolejności wyznaczono pola prędkości, a następnie na podstawie przyjętych siatek – wskaźniki opisujące przepływy laminarne w przewodach prostoosiowych. W celu wykonania dokładnych obliczeń na brzegu założono 5000 elementów oraz siatkę 500 x 500. Weryfikując wyniki obliczeń, porównano je z rozwiązaniami znanymi w literaturze [5, 8, 14]. Błąd wyznaczonych wielkości (Po , α , β) obliczono ze wzoru:

$$\delta f_{\text{MEB}} = \left| \frac{f_T - f_{\text{MEB}}}{f_T} \right| \cdot 100\% \quad (16)$$

gdzie: f_T – wielkości cytowane z literatury [5, 8, 14],

f_{MEB} – wielkości wyznaczone metodą elementów brzegowych.

Rezultatem symulacji komputerowych są wzory określające wielkości skalarnie opisujące przepływy laminarne w przewodach prostoosiowych w zależności od liczby boków wielokąta foremnego tworzącego przekrój przewodu prostoosiowego. Po wykonaniu aproksymacji wyników liczby Poiseuille'a dla różnych wielokątów otrzymano następującą zależność liczby Po od liczby boków n wielokąta foremnego:

$$Po = f(n) = 16,000 - \frac{0,910}{n} - \frac{35,894}{n^2} + \frac{43,788}{n^3} \quad (17)$$

W podobny sposób wyznaczono zależność współczynnika Coriolisa od liczby boków:

$$\alpha = f(n) = \frac{1}{0,1485n^{2,718}} + 2,000 \quad (18)$$

Współczynnik Boussinesqa jest opisany zależnością:

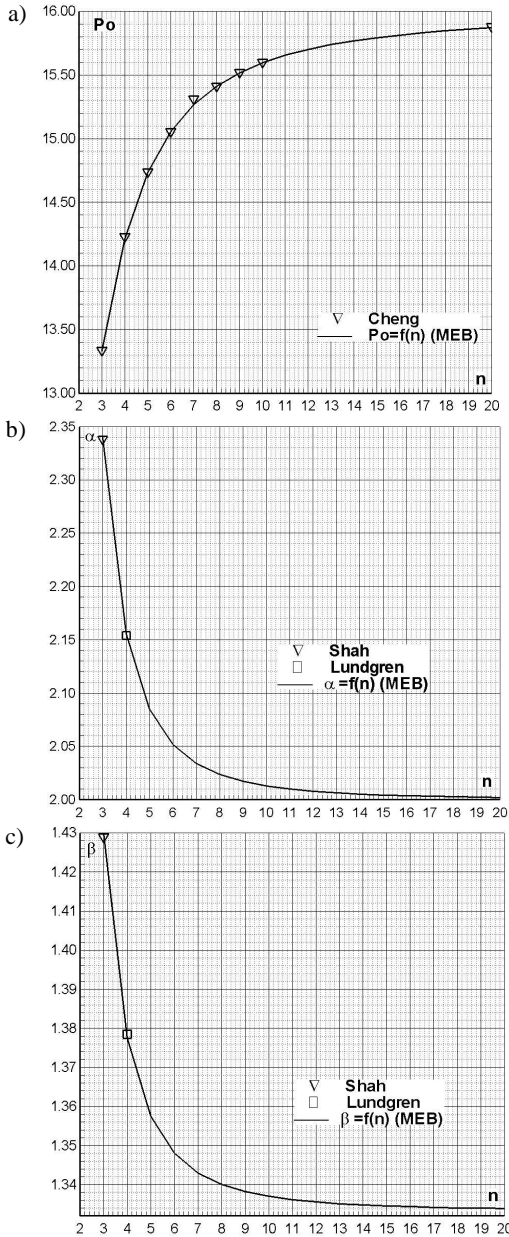
$$\beta = f(n) = \frac{1}{0,5220n^{2,718}} + 1,333 \quad (19)$$

W tabeli 1. przedstawiono rezultaty obliczeń liczby Poiseuille'a ze wzoru (17) oraz porównano je ze znanymi rozwiązaniami [5]. Porównanie graficzne wyników wzoru (17) przedstawia rys. 3a. Maksymalny błąd liczby Poiseuille'a w stosunku do znanych rozwiązań wyniósł 0,3%. W tabeli 1. zaprezentowano również rezultaty obliczeń współczynnika Coriolisa (18) i Boussinesqa (19), które również porównano z danymi [8, 14]. Rysunek 3b przedstawia funkcje (18) wraz z rezultatami obliczeń współczynnika Coriolisa z pracy [8, 14]. Wzór (18) może być użyty do prognozowania współczynnika Coriolisa z maksymalnym błędem 0,10%. Maksymalny błąd współczynnika Boussinesqa w stosunku do znanych wartości [8, 14] wynosi 0,10%. Na rysunku 3c przedstawiono graficzne wyniki porównania funkcji (19) z danymi [8, 14].

Tabela 1. Liczba Poiseuille'a, współczynnik Coriolisa, współczynnik Boussinesqa w przewodach o przekroju wielokąta foremnego przy przepływie laminarnym – błąd rozwiązania metody elementów brzegowych

Table 1. Poiseuille number, Coriolis coefficient, Boussinesq coefficient in fully developed regular polygonal duct flow – error analysis applied in boundary element method (BEM)

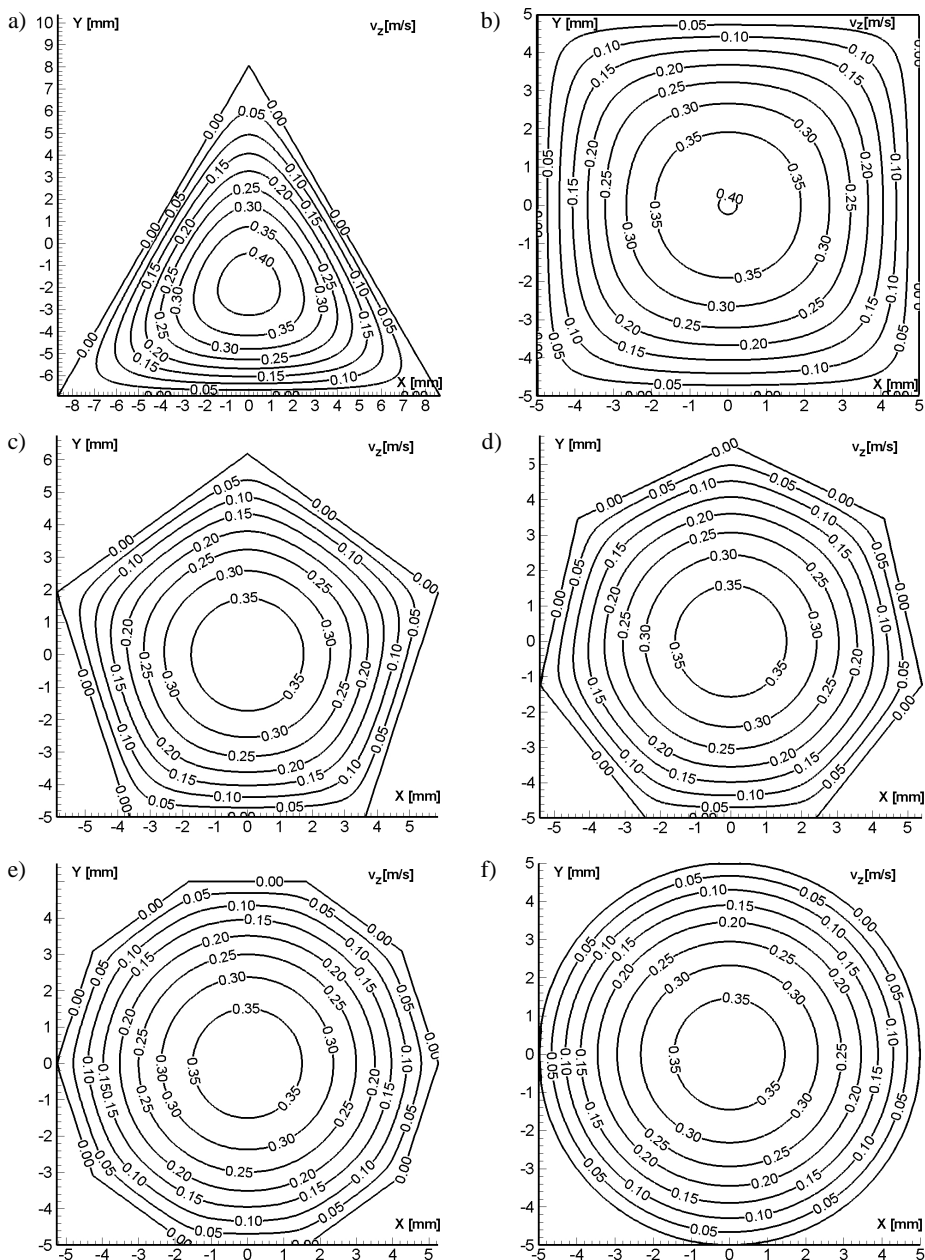
n	Po [Cheng]	Po [MEB]	δP_o [MEB]	α [Shah] $n = 3$ [Lundgren] $n = 4$	α [MEB]	$\delta\alpha$ [MEB]	β [Shah] $n = 3$ [Lundgren] $n = 4$	β [MEB]	$\delta\beta$ [MEB]
-	-	-	[%]	-	-	[%]	-	-	[%]
3	13,333	13,3302	0,021	2,338	2,3400	0,085	1,429	1,4300	0,071
4	14,227	14,2133	0,096	2,1541	2,1556	0,067	1,3785	1,3776	0,069
5	14,737	14,7325	0,030	-	2,0848	-	-	1,3574	-
6	15,054	15,0540	0,000	-	2,0517	-	-	1,3480	-
7	15,310	15,2651	0,293	-	2,0340	-	-	1,3430	-
8	15,412	15,4109	0,007	-	2,0236	-	-	1,3400	-
9	15,520	15,5158	0,027	-	2,0172	-	-	1,3382	-
10	15,600	15,5938	0,039	-	2,0129	-	-	1,3370	-
11	-	15,6535	-	-	2,0099	-	-	1,3361	-
12	-	15,7002	-	-	2,0079	-	-	1,3355	-
13	-	15,7375	-	-	2,0063	-	-	1,3351	-
14	-	15,7678	-	-	2,0052	-	-	1,3348	-
15	-	15,7928	-	-	2,0043	-	-	1,3345	-
20	15,880	15,8702	0,061	-	2,0020	-	-	1,3339	-
25	-	15,9090	-	-	2,0011	-	-	1,3336	-
30	-	15,9314	-	-	2,0007	-	-	1,3335	-
1,E+50	16,000	16,0000	0,000	2,0000	2,0000	0,000	1,3333	1,3333	0,000



Rys. 3. Graficzne porównanie wyprowadzonych funkcji (17)-(19) z rezultatami badań numerycznych [5, 8, 14]: a) liczba Poiseuille'a, b) współczynnik Coriolisa, c) współczynnik Boussinesq

Fig. 3. Compare results (17)-(19) with solution [5, 8, 14]: a) Poiseuille number, b) Coriolis coefficient, c) Boussinesq coefficient

Na rysunku 4. wykreślono izotachy dla przewodów o przekroju: trójkąta równobocznego (rys. 4a), kwadratu (rys. 4b), pięciokąta foremnego (rys. 4c), siedmiokąta foremnego (rys. 4d), dziesięciokąta foremnego (rys. 4e) i okręgu (rys. 4f). Do obliczeń przyjęto przepływ glikolu etylenowego ($\mu = 0,021329$ Pa s, $\rho = 1115,6$ kg/m³, $D_h = 0,01$ m, $Re = 100$). Wszystkie obliczenia wykonano metodą elementów brzegowych.



Rys. 4. Przykładowe pola prędkości wyznaczone MEB w przewodach o przekroju wielokąta foremnego (glikol etylenowy, $Re = 100$, $D_h = 0,01$): a) trójkąt równoboczny, b) kwadrat, c) pięciokąt foremny, d) siedmiokąt foremny, e) dziesięciokąt foremny, f) okrąg

Fig. 4. Velocity field in Flow in regular polygonal ducts duct (ethylene glycol, $Re = 100$, $D_h = 0.01$): BEM solution: a) equilateral triangle, b) square, c) pentagon, d) heptagon, e) decagon, f) circle

4. Wnioski

W pracy wyznaczono podstawowe wielkości jednoliczbowe opisujące przepływy laminarne w przewodach prostoosiowych o przekroju wielokąta foremego z zastosowaniem metody elementów brzegowych. W celu wykonania aproksymacji wyników liczby Poiseuille'a, współczynnika Coriolisa oraz współczynnika Boussinesq'a w zależności od liczby boków tworzących przekrój przewodu foremego przeprowadzono szereg symulacji w zakresie od 3 do 30 boków wielokąta foremego oraz dla okręgu. Zależność liczby Poiseuille'a od liczby boków n można przybliżyć funkcją wymierną, natomiast w przypadku współczynnika Coriolisa i współczynnika Boussinesq'a z wystarczającą dokładnością można ją wykonać, aproksymując otrzymane wyniki funkcją potęgową. Wraz ze wzrostem liczby boków wielokąta foremego tworzącego przekrój przewodu wartość liczby Poiseuille'a rośnie i osiąga swoje maksimum równe 16. Wzrost liczby boków wielokąta foremego powoduje zmniejszenie wartości współczynnika Coriolisa i Boussinesq'a do $\alpha_{\min} = 2,0$ i $\beta_{\min} = 1,33$. Wyznaczone zależności liczby Poiseuille'a, współczynnika Coriolisa i współczynnika Boussinesq'a od liczby ścianek wielokąta foremego mogą być zastosowane również w mikrokanalach, gdzie przepływy są zgodne z makroprzepływami [3].

Zasadniczą zaletą zastosowanej metody elementów brzegowych jest eliminacja czasochłonnych przestrzennych siatek stosowanych w klasycznych metodach obszarowych, takich jak metoda elementów skończonych [22] czy metoda objętości skończonych [18].

Klasyczne metody siatkowe stosowane w symulacjach przepływowych są najczęściej implementowane w drogich komercyjnych programach komputerowych. Prezentowany algorytm MEB może być stosowany w autorskich aplikacjach obliczeniowych zarówno do celów inżynierskich, jak i naukowych.

Literatura

- [1] Batchelor G.K.: An introduction to fluid dynamics. Cambridge Univ. Press, 2000.
- [2] Brebbia C.A., Telles J.F.C., Wrobel L.C.: Boundary element techniques. Theory and Applications in Engineering, Springer-Verlag, New York 1984.
- [3] Celata G.P., Cumo M., McPhail S., Zummo G.: Characterization of fluid dynamic behaviour and channel wall effects in microtube. International Journal of Heat and Fluid Flow, vol. 27, issue 1, 2006, pp. 135-143.
- [4] Chadwick A., Morfett J., Borthwick M.: Hydraulics in civil and environmental engineering, 5th ed. Spon Press, 2012.
- [5] Cheng K.C.: Laminar flow and heat transfer characteristics in regular polygonal ducts. Proc. of 3rd Int. Heat Transfer Conf. AIChE, New York, 1966, pp. 64-76.
- [6] Czetwertyński E., Utrysko B.: Hydraulika i hydromechanika. Warszawa 1969.
- [7] Flannery B.P., Metcalf M., Teukolsky S.A., Press W.H., Vetterling W.T.: Numerical Recipes in Fortran 90, 2nd ed. Cambridge University Press, 1996.

- [8] Lundgren T.S., Sparrow E.M., Starr J.B.: Pressure drop due to the entrance region in ducts of arbitrary cross section. *Journal of Fluids Engineering*, vol. 86 (3), 1964.
- [9] Mohammadian S.K., Seyf H.R., Zhang Y.: Performance augmentation and optimization of aluminum oxide-water nanofluid flow in a two-fluid microchannel heat exchanger. *Journal of Heat Transfer*, vol. 136, issue 2, 2013.
- [10] Nalluri C., Marriott M.: *Civil engineering hydraulics*, 5th ed. John Wiley and Sons, 2009.
- [11] Onishi H., Yonekura H., Tada Y., Takimoto A.: Heat transfer performance of finless flat tube heat exchanger with vortex generator. 14th International Heat Transfer Conference, vol. 4. ASME, Washington 2010, pp. 799-807.
- [12] Pozrikidis C.: *Boundary integral and singularity methods for linearized viscous flows*. Cambridge University Press, New York 1991.
- [13] Sadasivam R., Manglik R.M., Jog M.A.: Fully developed forced convection through trapezoidal and hexagonal ducts. *International Journal of Heat and Mass Transfer*, vol. 42, issue 23, 1999, pp. 4321-4331.
- [14] Shah R.K.: Laminar flow friction and forced convection heat transfer in ducts of arbitrary geometry. *International Journal of Heat and Mass Transfer*, vol. 18(7-8), 1975, pp. 849-862.
- [15] Teleszewski T.J.: Algorytm wyznaczania współczynnika Coriolisa przepływów laminarnych w kanałach prostokątnych metodą elementów brzegowych. *Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej Budownictwo i Inżynieria Środowiska* 283, nr 3, 2011, s. 124-132.
- [16] Teleszewski T.J., Sorko S.A.: Wyznaczanie współczynnika Boussinesqa w przepływie laminarnym w prostoosiowych przewodach o dowolnym kształcie przekroju poprzecznego metodą elementów brzegowych. *Symulacja w Badaniach i Rozwoju*, vol. 3, nr 2, 2012, s.115-128.
- [17] Teleszewski T.J., Sorko S.A.: Zastosowanie metody elementów brzegowych do wyznaczania jednokierunkowego przepływu w przewodach prostoosiowych o dowolnym kształcie przekroju poprzecznego. *Acta Mechanica et Automatica*, vol. 5, nr 3, 2011, s.124-132.
- [18] Versteeg H., Malalasekera W.: *An introduction to computational fluid dynamics: The Finite Volume Method*. Prentice Hall, 2007.
- [19] Wang C.Y.: Benchmark solutions for slip flow and H1 heat transfer in rectangular and equilateral triangular ducts. *Journal of Heat Transfer*, no 135 (2), 2012.
- [20] White F.M.: *Viscous fluid flow*, 3rd ed. McGraw-Hill Mechanical Engineering, 2005.
- [21] Yu J., Xia W., Feng X.: Numerical simulation and experimental validation of flow and heat transfer in flat-tube heat exchangers. *Thermal Engineering Heat Transfer Summer Conference*, vol. 1. ASME, Vancouver 2007, pp. 539-546.
- [22] Zienkiewicz O.C., Taylor R.L., Nithiarasu P.: *Finite Element Method for fluid dynamics*, 6th ed. Butterworth Heinemann, 2005.

THE SOLUTION OF DIMENSIONLESS GROUPS TO THE LAMINAR FLOW THROUGH STRAIGHT REGULAR POLYGONAL DUCTS

Summary

For the fully developed laminar flow in a regular polygonal ducts are used in a lot of problems in environmental engineering and civil engineering. The regular polygon is a polygon that is equiangular (all angles are equal in measure) and equilateral (all sides have the same length). Fluid average axial velocity and wall shear stress are two important physical quantities. The principal dimensionless groups are described by a Reynolds number, friction factor, Poiseuille number, kinetic energy correction factor (Coriolis factor) and momentum flux correction factor (Boussinesq factor). The friction factor definition is in common use in the literature Nikuradse: friction factor. The Poiseuille number is the product of a friction factor and the Reynolds number. In this paper presented the solutions of Poiseuille number, Coriolis coefficient, Boussinesq coefficient driven unidirectional laminar flow in regular polygonal ducts using the application of the boundary element method (BEM). Rational functions are used to approximate Poiseuille number and power function to approximate Coriolis coefficient and Boussinesq coefficient. Boundary element not required 3D mesh, alternative mesh methods require discretizing the whole of the solution domain. The BEM results of calculations dimensionless groups of unidirectional flow through regular polygonal ducts are compared with numeric solutions in the literature. The computer program was written in Fortran programming languages.

Keywords: longitudinal duct, regular polygonal ducts, Poiseuille number, Coriolis coefficient, Boussinesq coefficient, BEM, hydraulic calculations

Opracowanie zrealizowano w ramach pracy statutowej nr S/WBiŚ/4/2014 Katedry Ciepłownictwa Politechniki Białostockiej

Przesłano do redakcji: 07.05.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.141

Izabela TYLEK¹
Krzysztof KUCHTA²

SPECYFIKA CECH FIZYKOMECHANICZNYCH KONSTRUKCYJNYCH STALI NIERDZEWNYCH

Projektowanie elementów konstrukcji budowlanych ze stali nierdzewnych jest objęte normą europejską PN-EN 1993-1-4 [7], rozszerzającą stosowanie wybranych części Eurokodu 3 o stale nierdzewne o strukturze ferrytycznej, austenitycznej i austenityczno-ferrytycznej. W pracy wskazano zdefiniowane w normie PN-EN 1993-1-4 [7] rodzaje zastosowań stali nierdzewnych w realizacjach budowlanych i specyfikę doboru gatunku stali nierdzewnej, która ma wpływ nie tylko na nośność konstrukcji, ale również na jej trwałość. Podano klasyfikację stali nierdzewnych oraz systemy oznaczania jej gatunków, a także syntetycznie opisano wpływ struktury wewnętrznej stali nierdzewnej na jej właściwości fizyczne, mechaniczne i technologiczne. Różnice między właściwościami fizykomechanicznymi stali nierdzewnych i stali węglowych omówiono, biorąc pod uwagę podstawowe właściwości materiałowe, takie jak moduł Younga czy granica plastyczności, a także przebieg zależności naprężenie-odkształcenie oraz zachowanie się materiału podczas formowania na zimno i w podwyższonych temperaturach. W pracy podano również zakres stosowalności normy europejskiej PN-EN 1993-1-4 [7] do projektowania konstrukcji ze stali nierdzewnych, a także zestawiono parametry wytrzymałościowe wybranych gatunków stali nierdzewnych dopuszczonych do stosowania w budownictwie. Omówiono właściwości antykorozyjne stali nierdzewnej i ich wpływ na trwałość obiektów budowlanych. Zaznaczono, że chociaż poważną wadą stali nierdzewnej ograniczającą jej stosowanie w budownictwie jest wysoka i niestabilna cena materiału, to właściwie zaprojektowana i wykonana konstrukcja z tej stali zazwyczaj nie wymaga dodatkowych zabiegów konserwacyjnych. W porównaniu ze stalą węglową obniża to koszty związane z utrzymaniem konstrukcji i może być czynnikiem decydującym o zastosowaniu tego materiału na elementy nośne konstrukcji budowlanej.

Słowa kluczowe: klasyfikacja stali nierdzewnych, mikrostruktura stali nierdzewnych, właściwości materiałowe stali nierdzewnych, trwałość stali nierdzewnych, PN-EN 1993-1-4

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Izabela Tylek, Politechnika Krakowska, ul. Warszawska 24, 31-155 Kraków, tel. 12 6282372, itylek@pk.edu.pl

² Krzysztof Kuchta, Politechnika Krakowska, ul. Warszawska 24, 31-155 Kraków, tel. 12 6282372, kkuchta@pk.edu.pl

1. Wprowadzenie

Stale nierdzewne są stosowane w realizacjach budowlanych dwojakiego rodzaju [7]: estetycznych, gdzie podstawowe znaczenie w wyborze materiału odgrywa wygląd konstrukcji i jego utrzymanie podczas planowego użytkowania, oraz konstrukcyjnych, gdzie zasadniczą rolę odgrywają właściwości mechaniczne stali, a odporność korozyjna zapewnia niezmienną jej parametrów wytrzymałościowych w projektowanym okresie eksploatacji.

Odporność na korozję, która jest podstawową zaletą stali nierdzewnej, istotną w obydwu wymienionych rodzajach realizacji, uzyskuje się poprzez odpowiedni dobór składu chemicznego stopu [12-16]. Stale tego typu zgodnie z PN-EN 10088 [12-16] powinny zawierać min. 10,5% chromu i maksymalnie 1,2% węgla, natomiast zawartość pozostałych składników stopowych jest zmienna i zależy od gatunku stali. Większość konstrukcyjnych stali nierdzewnych zawiera ok. 18% chromu i ok. 10% niklu, którego obecność zmniejsza kruchość stali tego rodzaju.

Zawartość chromu jako składnika stopowego umożliwia pasywację powierzchni stali nierdzewnej na skutek utworzenia się cienkiej, nieprzezroczystej warstwy tlenków, która zabezpiecza element przed dalszym postępowaniem korozji. Warstwa ta jest trwała, nieporowata i ściśle przylega do powierzchni elementu, a w przypadku uszkodzenia (np. zarysowania) w zetknięciu z powietrzem lub w obecności utleniaczy wykazuje zdolność do natychmiastowej samoregeneracji. Zwiększanie zawartości chromu w stopie podnosi odporność stali na korozję. Dodatkowe podwyższenie odporności korozyjnej można uzyskać, wprowadzając do stopu nikiel i molibden.

Mimo relatywnie długiego okresu stosowania stali nierdzewnych w budownictwie i wielu niejednokrotnie spektakularnych realizacji obiektów budowlanych z ich zastosowaniem stal nierdzewna zaczęła być powszechnie postrzegana jako konstrukcyjny materiał budowlany dopiero w latach 80. ubiegłego wieku. W obecnej edycji europejskich norm budowlanych reguły i zasady projektowania konstrukcji ze stali nierdzewnych zawarto w normie PN-EN 1993-1-4: Eurokod 3. Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-4: Reguły uzupełniające dla konstrukcji ze stali nierdzewnych [7], która rozszerza o stale nierdzewne austenityczne, austenityczno-ferrytyczne lub ferrytyczne zakres stosowania norm przedmiotowych: PN-EN 1993-1-1: Eurokod 3. Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-1: Reguły ogólne i reguły dla budynków [4], PN-EN 1993-1-3: Eurokod 3. Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-3: Reguły ogólne. Reguły uzupełniające dla konstrukcji z kształtowników i blach profilowanych na zimno [6], PN-EN 1993-1-5: Eurokod 3. Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-5: Blachownice [8] i PN-EN 1993-1-8: Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-8: Projektowanie węzłów [9].



Rys. 1. The Porsche Pavillon (2004) – widok ogólny i konstrukcja przewieszenia typu monocoque; obrys rzutu przewieszenia 25 x 30 m; elementy konstrukcyjne i panele obudowy wykonano ze stali nierdzewnej gatunków 1.4301, 1.4571; zużycie stali nierdzewnej 425 t; lokalizacja Wolfsburg, Niemcy [19]

Fig. 1. The Porsche Pavillon (2004) – general view and structure of cantilever monocoque type; dimensions of cantilever contour projection: 25 m x 30 m; structural elements and cover panels made of stainless steel grades 1.4301, 1.4571; consumption of stainless steel 425 t; localization: Wolfsburg, Germany [19]



Rys. 2. The Helix Bridge (2009) – długość 280 m, przęsło 65 m, konstrukcja główna ze stali nierdzewnej, zużycie stali nierdzewnej 600 t; lokalizacja Marina Bay, Singapur, autor zdjęcia Claudio Piombetti, <http://www.claudio-piombetti.com/blog/1531/The-Helix-Bridge-in-Singapore>

Fig. 2. The Helix Bridge (2009) – length 280 m, span 65 m, main structure made of stainless steel, consumption of stainless steel 600 t; localization Marina Bay, Singapore; author of photography Claudio Piombetti, <http://www.claudio-piombetti.com/blog/1531/The-Helix-Bridge-in-Singapore>

Specyficzne fizykomechaniczne właściwości stali nierdzewnych, które szerzej zostały opisane w pracach [24, 25], wpływają na bezpieczeństwo konstrukcji budowlanych i powinny zostać uwzględnione przy formułowaniu i sprawdzaniu warunków stanów granicznych. Autorzy aktualnej normy do projektowania konstrukcji ze stali nierdzewnej [7] zdecydowali się oprzeć algorytmy wymiarowania tego typu konstrukcji na powszechnie znanych algorytmach dotyczących stali węglowej. Algorytmy te zostały w pewnym zakresie zmodyfikowane, tak aby uwzględnić przynajmniej podstawowe różnice w zachowaniu tych dwóch rodzajów stali zaobserwowane podczas badań. Takie podejście znacząco uprościło procedury wymiarowania konstrukcji ze stali nierdzewnej, prowadząc do bezpiecznego oszacowania nośności, ale jednocześnie nie pozwoliło na pełne wykorzystanie korzystnych właściwości fizycznych i mechanicznych tego rodzaju stali [23].

Brak konieczności odnawiania zabezpieczeń antykorozyjnych, estetyka i duża trwałość materiału oraz długi cykl życia konstrukcji są niewątpliwymi zaletami konstrukcji ze stali nierdzewnej. Czynniki te w połączeniu z dobrymi właściwościami mechanicznymi, łatwością obróbki i montażu elementów, dostępnością zróżnicowanego asortymentu produktów i wyrobów hutniczych oraz rodzajów wykończenia powierzchni sprawiają, że stal nierdzewna jest coraz częściej stosowana w konstrukcjach budowlanych (por. np. [2]), szczególnie

w inwestycjach prestiżowych, będących wizytówką miasta lub regionu, jak np. Porsche Pavillon w Wolfsburgu (rys. 1.) czy The Helix Bridge w Singapurze (rys. 2.).

2. Klasyfikacja stali nierdzewnych

Zgodnie z PN-EN 10088-1 do 5 [12-16] wyróżnia się pięć rodzajów struktur metalograficznych stali nierdzewnych: ferrytyczne, martenzytyczne, umacniane wydzieleniowo, austenityczne i austenityczno-ferrytyczne. Elementy nośne konstrukcji budowlanych zgodnie z wytycznymi normy PN-EN 1993-1-4 [7] można projektować ze stali nierdzewnych o jednej z trzech struktur: ferrytycznej, austenitycznej albo austenityczno-ferrytycznej. W ramach każdej ze struktur wyróżnia się gatunki stali nierdzewnych, a podstawą podziału – w przeciwieństwie do stali węglowych – nie jest granica plastyczności, lecz skład chemiczny i procentowa zawartość pierwiastków stopowych, które mają bezpośredni wpływ na strukturę oraz związane z nią właściwości fizykomechaniczne i technologiczne stali nierdzewnych.

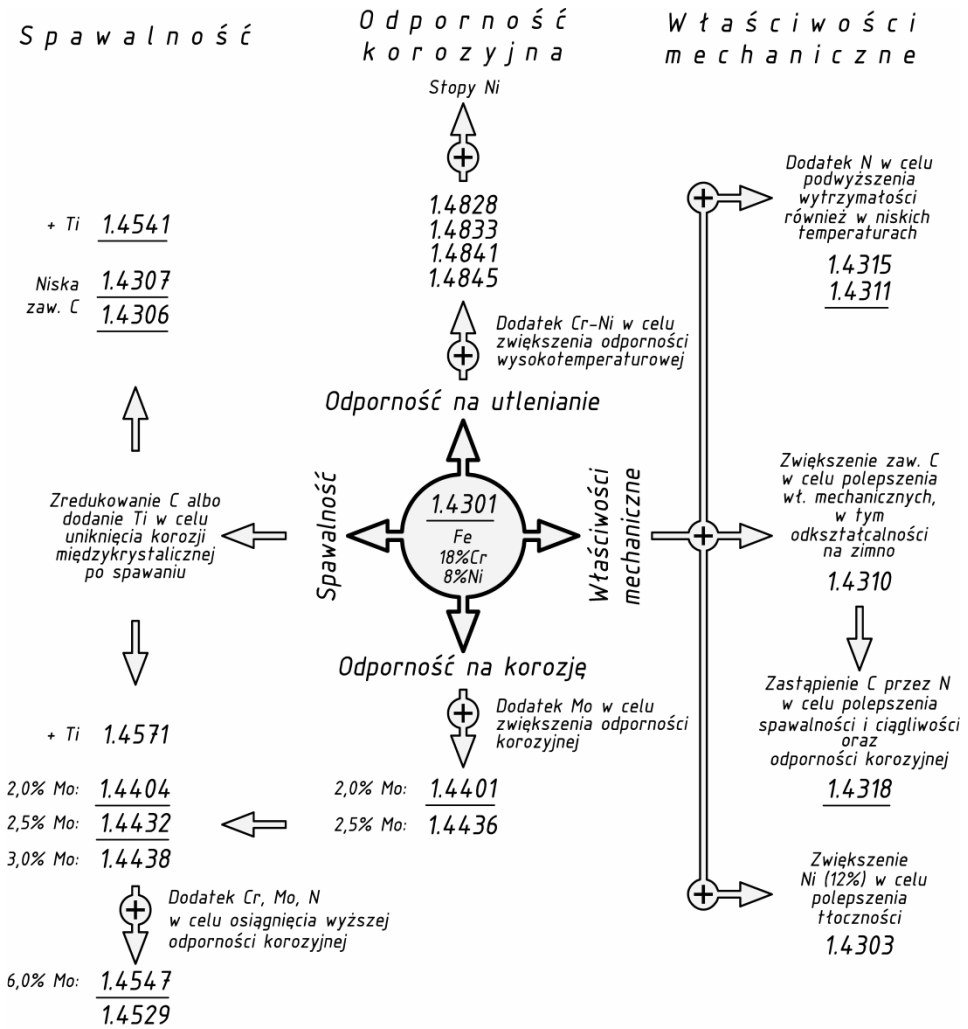
Europejski system oznaczania stali nierdzewnych umożliwia stosowanie dwóch rodzajów opisu: systemu znakowego (alfanumerycznego) oraz systemu cyfrowego. Ze względu na zwięzłość zapisu powszechniejszy w stosowaniu jest system cyfrowy [11], zgodnie z którym oznaczenie gatunku stali nierdzewnej składa się z trzech członów (*I.aabb*). Pierwszy człon (*I*) oznacza materiał (stal), drugi człon (*aa*) oznacza grupę stali, a trzeci człon (*bb*) wskazuje gatunek stali w obrębie rozpatrywanej grupy. W tablicy 2.1 normy PN-EN 1993-1-4 [7] wyszczególniono następujące grupy konstrukcyjnych stali nierdzewnych:

- 1.40*bb* – gatunki zawierające poniżej 2,5% niklu bez dodatku molibdenu, niobu i tytanu,
- 1.43*bb* – gatunki zawierające co najmniej 2,5% niklu bez dodatku molibdenu, niobu i tytanu,
- 1.44*bb* – gatunki zawierające co najmniej 2,5% niklu z dodatkiem molibdenu, ale bez dodatku niobu i tytanu,
- 1.45*bb* – gatunki ze specjalnymi dodatkami stopowymi.

3. Wpływ struktury metalograficznej na fizykomechaniczne właściwości stali nierdzewnych

Głównym składnikiem stopowym stali ferrytycznych jest chrom, jego zawartość dla gatunków wymienionych w tablicy 2.1 PN-EN 1993-1-4 [7] waha się w granicach 10,5-18,0%. Dzięki dużej zawartości chromu i małej zawartości węgla (max 0,08%) struktura tych stali pozostaje niezmienna w zakresie temperatur eksploatacyjnych. Niska zawartość węgla powoduje również, że stale ferrytyczne nie wykazują znacznego utwardzenia przy oziębianiu [12]. O odporności korozyjnej nierdzewnych stali ferrytycznych decyduje chrom niezwiązany z wę-

glem [12]. Nierdzewne stale ferrytyczne gatunku 1.4003 i 1.4512 zawierające 10,5-12,5% chromu są zaliczane do stali o podwyższonej odporności na korozję. W niekorzystnych warunkach atmosferycznych lub w mediach wodnych ich odporność na korozję jest ograniczona [21]. Struktura ferrytyczna fazy α oraz powstająca przy wysokiej temperaturze struktura ferrytyczna fazy δ są magnetyczne i charakteryzują się dobrą ciągliwością.



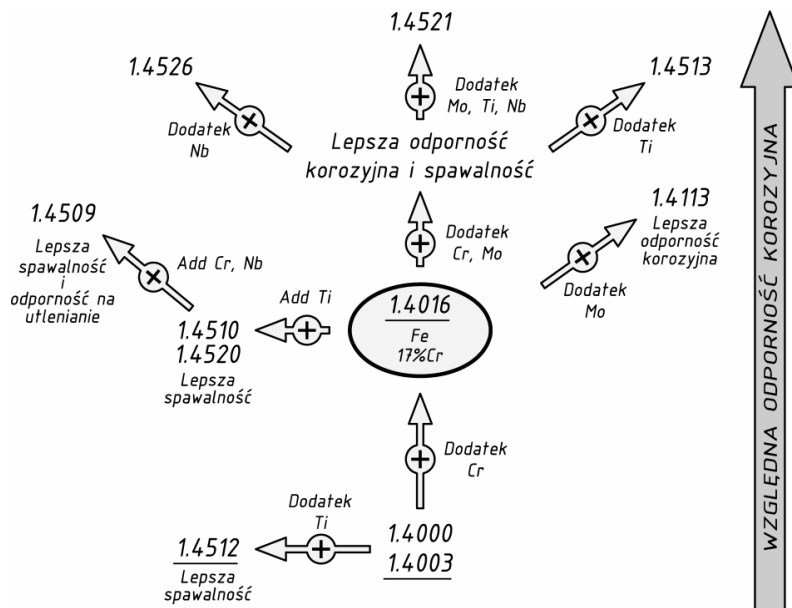
Rys. 3. Wpływ składników stopowych na właściwości austenitycznych stali nierdzewnych

Fig. 3. Influence of alloying components on properties of austenitic stainless steels

Głównymi składnikami stopowymi stali austenitycznych są chrom (min 16%) i nikiel (min 6%). Strukturę tych stali stanowi austenit fazy γ z możliwą obecnością ferrytu fazy δ pozostałego z wysokich temperatur. Austenityczna faza γ jest niemagnetyczna [12]. Ze względu na zwiększoną zawartość chromu stale austenityczne są bardziej odporne na korozję niż stale ferrytyczne. Natomiast duża zawartość niklu sprawia, że struktura austenityczna jest stabilna podczas zmian temperatury stopu.

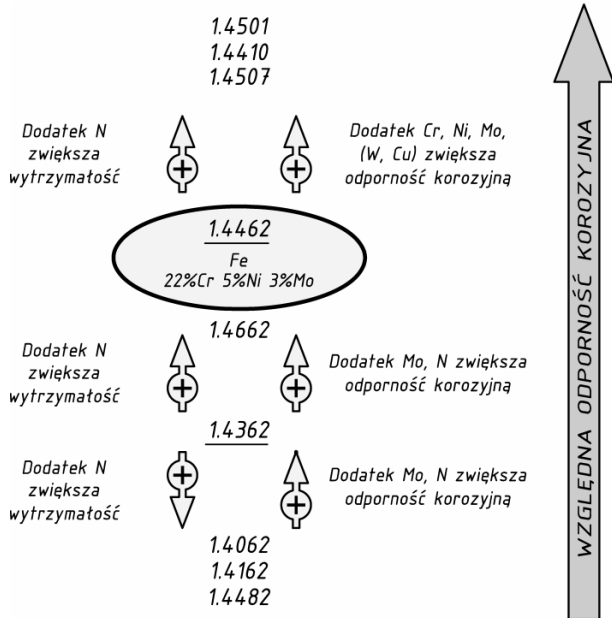
Cechą charakterystyczną stali austenityczno-ferrytycznych (zwanymi stalami duplex) jest występowanie w temperaturze pokojowej struktury dwufazowej. Struktura ta składa się z austenitu i ferrytu, przy czym zgodnie z normą [12] zawartość austenitu mieści się w przedziale 40-60%. Zawartość chromu w stalach o strukturze austenityczno-ferrytycznej jest duża (21-24% dla gatunków wymienionych w tabelicy 2.1 [7]), a niklu – mała (3,5-6,5% dla gatunków wymienionych w tabelicy 2.1 [7]). Stale austenityczno-ferrytyczne są magnetyczne i charakteryzują się dobrą odpornością korozyjną.

Biorąc pod uwagę poszczególne struktury najczęściej stosowanymi gatunkami stali nierdzewnych są: 1.4016 (stal ferrytyczna), 1.4301 (stal austenityczna), 1.4462 (stal austenityczno-ferrytyczna) [22]. Sposób modyfikacji właściwości stali nierdzewnej poprzez wprowadzenie określonych składników stopowych przedstawiono schematycznie na rys. 3-5, dla wybranych gatunków konstrukcyjnych stali nierdzewnych [22].



Rys. 4. Wpływ składników stopowych na właściwości ferrytycznych stali nierdzewnych

Fig. 4. Influence of alloying components on properties of ferritic stainless steels



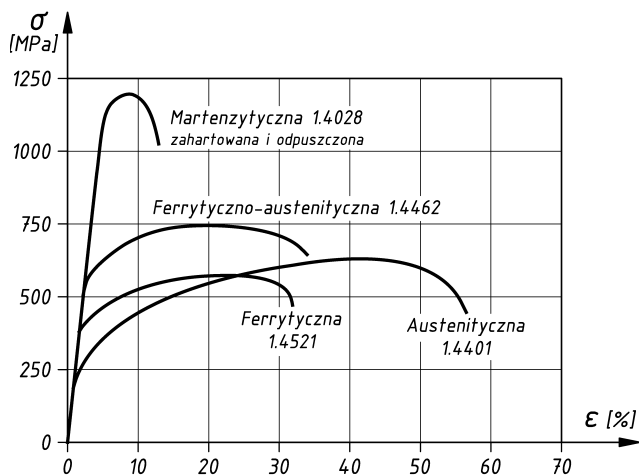
Rys. 5. Wpływ składników stopowych na właściwości nierdzewnych stali duplex

Fig. 5. Influence of alloying components on properties of duplex stainless steels

4. Właściwości materiałowe stali nierdzewnych

Różnice pomiędzy właściwościami fizykomechanicznymi stali węglowych i stali nierdzewnych obejmują nie tylko podstawowe właściwości materiałowe, takie jak moduł Younga czy granica plastyczności, lecz dotyczą także przebiegu zależności naprężenie-odkształcenie (σ - ϵ), zachowania się materiału podczas formowania na zimno oraz w podwyższonych temperaturach, co ma istotny wpływ na formułowanie warunków stanów granicznych nośności i użyteczności oraz opis zachowania się konstrukcji w pożarze.

Cechą charakterystyczną stali nierdzewnych jest to, że już w fazie sprężystej zależność naprężenie-odkształcenie staje się nieliniowa, nie ma wyraźnej granicy plastyczności i charakterystycznej dla stali węglowych półki plastycznej (rys. 6.) [1, 3]. Wykres σ - ϵ nie wykazuje ponadto symetrii przy zmianie znaku siły obciążającej próbkę. W przypadku rozciągania może on być bardziej krzywoliniowy niż podczas ściskania. Stopień nieliniowości krzywej σ - ϵ jest charakteryzowany współczynnikiem n , który ze względu na różnorodność struktur i składu chemicznego stopu oraz anizotropię cech mechanicznych stali nierdzewnej przyjmuje zróżnicowane wartości w zależności od gatunku stali i kierunku walcowania (por. tablica 4.1 PN-EN 1993-1-4 [7]).



Rys. 6. Charakterystyki σ - ϵ wybranych gatunków stali nierdzewnych o różnych strukturach metalograficznych

Fig. 6. Stress-strain relationship selected grades of stainless steels with different microstructures

Stale nierdzewne charakteryzują się dobrą ciągliwością, pozwalającą na osiągnięcie dużych odkształceń plastycznych w przedziale naprężeń pomiędzy granicą plastyczności a wytrzymałością na rozciąganie (rys. 6.). Można przyjąć, że stal gatunków wymienionych w tabelicy 2.1 PN-EN 1993-1-4 [7] spełnia wymagania ciągliwości stawiane konstrukcyjnym stalom budowlanym zgodnie z PN-EN 1993-1-1 [4]. Oznacza to, że specyfikowana minimalna wytrzymałość na rozciąganie f_u jest o co najmniej 10% większa od specyfikowanej minimalnej granicy plastyczności f_y , odkształcenie przy zniszczeniu ϵ_u jest co najmniej 15 razy większe od odkształcenia przy uplastycznieniu ϵ_s , a wydłużenie przy zniszczeniu wynosi co najmniej 15%.

Na podstawie przeprowadzonych badań stwierdzono, że stal nierdzewna zarówno zimno-, jak i gorącowałkowana wykazuje większą wytrzymałość w kierunku prostopadłym do kierunku walcowania niż w kierunku zgodnym z kierunkiem walcowania [20]. W przypadku taśm i blach do zastosowań konstrukcyjnych wykonanych z ferrytycznych stali nierdzewnych różnica wartości umownej granicy plastyczności $R_{p0,2}$ ze względu na kierunek wycięcia próbki dla gatunków stali nierdzewnej wyszczególnionych w tabelicy 2.1 normy PN-EN 1993-1-4 waha się w granicach 4,8-14% [13, 15]. Dla tych samych wyrobów wykonanych z konstrukcyjnych stali austenicznych i austeniczno-ferrytycznych w normach PN-EN 10088-2 [13] i PN-EN 10088-4 [15] wartość $R_{p0,2}$ podano jedynie dla próbek poprzecznych. Zaznaczono jednocześnie, że w przypadku taśmy walcowanej o szerokości poniżej 300 mm wartość umownej granicy plastyczności próbek pobranych wzdłużnie zmniejsza się o 15 MPa. Różnice w wartości $R_{p0,2}$ związane z kierunkiem wycinania próbek w przypadku stali

gatunków austenitycznych i austenityczno-ferrytycznych wymienionych w tabeli 2.1 normy PN-EN 1993-1-4 [7] zawierają się w przedziałach 4,5-8% dla stali austenitycznych oraz 3,1-3,9% dla stali austenityczno-ferrytycznych.

W projektowaniu konstrukcji ze stali nierdzewnych zgodnie z zaleceniami PN-EN 1993-1-4 [7] wartości granicy plastyczności f_y i wytrzymałości na rozciąganie f_u przyjmuje się równe wartościom nominalnym podanym w tabeli 2.1 te same normy niezależnie od kierunku walcowania. Wartości granicy plastyczności f_y podane w tabeli 2.1 [7] odpowiadają wartościom umownej granicy plastyczności przy odkształceniu 0,2% według PN-EN 10088-2 [13] i PN-EN 10088-4 [15] (taśmy i blachy) oraz PN-EN 10088-3 [14] i PN-EN 10088-5 [16] (kształtowniki), przy czym dla taśm i blach ze stali ferrytycznych przyjęto bardziej niekorzystne wartości uzyskane dla próbek wzdluznych, natomiast dla stali austenitycznych i austenityczno-ferrytycznych wartości dla próbek poprzecznych. Należy również zauważyć, że w przypadku różnic w wartościach parametrów wytrzymałościowych elementów ogólnego przeznaczenia i elementów do zastosowań konstrukcyjnych wykonanych z tego samego gatunku stali (np. taśmy walcowane na zimno ze stali austenityczno-ferrytycznych) jako wartości nominalne określone w tabeli 2.1 PN-EN 1993-1-4 [7] przyjęto parametry mniej korzystne, czyli dla elementów ogólnego przeznaczenia (por. PN-EN 10088-2 [13] i PN-EN 10088-4 [15]). Parametry wytrzymałościowe wybranych gatunków i struktur stali nierdzewnych dopuszczonych do stosowania w budownictwie zostały zestawione w tab. 1. [7].

Postanowienia normy PN-EN 1993-1-4 [7] obejmują stale nierdzewne o nominalnej granicy plastyczności f_y nieprzekraczającej 480 MPa. W Załączniku B tej normy podano dodatkowe reguły stosowania stali nierdzewnych umocnionych przez zgniot w wyniku walcowania na zimno lub innego procesu wytwarzania elementów konstrukcyjnych albo obu procesów łącznie, których granica plastyczności f_y może przekraczać 480 MPa. Projektując elementy nośne ze stali nierdzewnych dostarczanych w stanie umocnionym zgodnie z PN-EN 10088 [13-16] w obliczeniach można przyjmować podwyższone wartości nominalnej granicy plastyczności f_y i wytrzymałości na rozciąganie f_u , pod warunkiem że właściwości stali będą utrzymane podczas wytwarzania elementów, wykonywania konstrukcji oraz jej eksploatacji w całym projektowanym okresie użytkowania. Nie zaleca się spawania ani obróbki cieplnej wyrobów ze stali tego typu, chyba że na podstawie badań przeprowadzonych zgodnie z rozdziałem 7. normy PN-EN 1993-1-4 [7] zostanie wykazane, że nie dochodzi do nadmiernej redukcji właściwości mechanicznych stali poniżej przyjętych wartości. Zgodnie z regułami podanymi w normie [7] w projektowaniu konstrukcji budowlanych można wykorzystywać elementy ze stali gatunków co najwyżej C700 (gwarantowana minimalna wytrzymałość na rozciąganie w stanie umocnionym) i CP350 (gwarantowana minimalna umowna granica plastyczności w stanie umocnionym). W przypadku wyższych gatunków stali nierdzewnej w stanie po obróbce plastycznej na zimno projektowanie przeprowadza się na podstawie badań zgodnie

z rozdziałem 7. normy PN-EN 1993-1-4 [7], chyba że konstrukcja nie jest narażona na utratę stateczności i o jej nośności decyduje nośność przekroju klasy nie wyższej niż 3., którą wyznaczono zgodnie z odpowiednimi procedurami podanymi w normie [7]. Umocnienie stali w procesie wytwarzania elementów konstrukcji może być uwzględnione w obliczeniach tylko wtedy, gdy efekt umocnienia został potwierdzony badaniami przeprowadzonymi w skali natural-

Tabela 1. Nominalne wartości granicy plastyczności f_y oraz wytrzymałości na rozciąganie f_u dla konstrukcyjnych stali nierdzewnych¹⁾

Table 1. Nominal values of the yield strength f_y and the ultimate tensile strength f_u for structural stainless steels¹⁾

Rodzaj stali nierdzewnej	Gatunek	Wyroby hutnicze							
		taśmy walcowane na zimno		taśmy walcowane na gorąco		blachy walcowane na gorąco		kształtowniki i pręty	
		grubość nominalna t							
		$t \leq 6$ mm		$t \leq 12$ mm		$t \leq 75$ mm		$t \leq 250$ mm	
		f_y [N/mm ²]	f_u [N/mm ²]	f_y [N/mm ²]	f_u [N/mm ²]	f_y [N/mm ²]	f_u [N/mm ²]	f_y [N/mm ²]	f_u [N/mm ²]
Ferrytyczna	1.4003	280	450	280	450	250 ³⁾	450 ³⁾	260 ⁴⁾	450 ⁴⁾
	1.4016	260	450	240	450	240 ³⁾	430 ³⁾	240 ⁴⁾	400 ⁴⁾
	1.4512	210	380	210	380	-	-	-	-
Austenityczna	1.4306	220	520	200	520	200	500	180	460
	1.4307							175	450
	1.4541							190	500
	1.4301	230	540	210	520	210	520	200	500
	1.4401	240	530	220	530	220	520		
	1.4404							230	530
	1.4539							200	500
	1.4571	540	540	200	500				
	1.4432	240	550	220	550	220	520	270	550
	1.4435								
	1.4311	290	550	270	550	270	550	280	580
	1.4406	300	580	280	580	280	580		
	1.4439	290		270					
	1.4529	300	650	300	650	300	650	300	650
	1.4547	320	650	300	650	300	650	300	650
1.4318	350	650	330	650	330	630	-	-	
Austenityczno-ferrytyczna	1.4362	420	600	400	600	400	630	400 ²⁾	600 ²⁾
	1.4462	480	660	460	660	460	640	450	650

¹⁾ nominalne wartości f_y i f_u podane w tabeli można przyjmować do obliczeń niezależnie od efektów anizotropii lub wzmocnienia materiału

²⁾ $t \leq 160$ mm

³⁾ $t \leq 25$ mm

⁴⁾ $t \leq 100$ mm

nej zgodnie z rozdziałem 7. normy PN-EN 1993-1-4 [7]. Podczas wspomaganego badaniami projektowania konstrukcji ze stali nierdzewnych należy zadbać o to, aby elementy przeznaczone do badań były wyprodukowane w sposób analogiczny do wyrobu gotowego, tak aby można było uzyskać ten sam poziom wzmocnienia materiału. Ze względu na anizotropię stali nierdzewnych próbki do badań powinny być przygotowane zgodnie z docelowym ukierunkowaniem blach lub taśm w gotowej konstrukcji (poprzecznym lub podłużnym względem kierunku walcowania). Jeżeli docelowe ukierunkowanie jest nieznane lub niepewne, w badaniach należy uwzględnić oba warianty, a następnie przyjąć wyniki mniej korzystne [7].

Modułu sprężystości E stali nierdzewnych zależy od jej struktury, w 20°C wartość ta jest stała dla stali ferrytycznych i austenityczno-ferrytycznych, wynosi (odpowiednio) 220 i 200 GPa. Moduł sprężystości stali austenitycznych jest dodatkowo uzależniony od gatunku stali i wynosi 195 GPa albo 200 GPa [7]. Wartości te modułu Younga E należy przyjmować w analizie globalnej służącej wymiarowaniu elementów, natomiast przy wyznaczaniu ugięć elementów należy uwzględnić wpływ nieliniowej zależności naprężenie-odkształcenie poprzez wprowadzenie do obliczeń siecznego modułu sprężystości $E_{s,ser}$, wyznaczonego na podstawie naprężeń stanu granicznego użyteczności przy dodatkowym uwzględnieniu kierunku walcowania [7]. Wartość siecznego modułu sprężystości $E_{s,ser}$ można wyznaczyć jako średnią z modułów siecznych $E_{s,1}$ i $E_{s,2}$ odpowiadających naprężeniom w pasie rozciągany σ_1 i ściskany σ_2 [7]:

$$E_{s,ser} = \frac{E_{s,1} + E_{s,2}}{2} \quad (1)$$

Wartości modułów siecznych $E_{s,1}$ i $E_{s,2}$ można wyznaczyć według wzoru:

$$E_{s,i} = \frac{E}{1 + 0,002 \frac{E}{\sigma_{i,Ed,ser}} \left(\frac{\sigma_{i,Ed,ser}}{f_y} \right)^n} \quad (2)$$

gdzie: $i = 1$ lub 2 ,

$\sigma_{i,Ed,ser}$ – miarodajne naprężenie w stanie użyteczności,

n – wykładnik opisujący nieliniowość zależności σ - ε zależny od gatunku stali i kierunku walcowania, wyspecyfikowany w tabelicy 4.1 normy PN-EN 1993-1-4 [7] lub szacowany na podstawie pomiarów zgodnie z Załącznikiem C tejże normy.

Norma PN-EN 1993-1-4 [7] dopuszcza uproszczenie obliczeń dotyczących wyznaczania ugięć elementów poprzez pominięcie zmienności siecznego modułu Younga $E_{s,ser}$ na długości elementu. W takim przypadku na całej długości

elementu należy przyjąć wartość minimalną $E_{s,ser}$ odpowiadającą maksymalnej wartości naprężeń miarodajnych $\sigma_{1,Ed,ser}$ lub $\sigma_{2,Ed,ser}$.

Do wyznaczania ugięć można wykorzystywać również metodę elementów skończonych zgodnie z regułami podanymi w PN-EN 1993-1-5 [8], przy czym nieliniowe zachowanie materiału uwzględnia się podczas modelowania jego charakterystyki na podstawie zaleceń Załącznika C normy PN-EN 1993-1-4 [7]. Zależnie od wymaganej dokładności obliczeń i zakresu przewidywanych odkształceń wspomniany załącznik wyodrębnia trzy podejścia w modelowaniu charakterystyki materiału:

1) krzywą naprężenie-odkształcenie z umocnieniem

$$\varepsilon = \begin{cases} \frac{\sigma}{E} + 0.002 \left(\frac{\sigma}{f_y} \right)^n & \text{dla } \sigma \leq f_y \\ 0.002 + \frac{f_y}{E} + \frac{\sigma - f_y}{E_y} + \varepsilon_u \left(\frac{\sigma - f_y}{f_u - f_y} \right)^m & \text{dla } f_y < \sigma \leq f_u \end{cases} \quad (3)$$

gdzie: n – współczynnik określony wzorem $n = \ln(20) / \ln(f_y / R_{p0,01})$, wartości n można również przyjmować z tablicy 4.1 [7] lub wyznaczać na podstawie pomiarów,

$R_{p0,01}$ – umowna granica plastyczności przy odkształceniu 0,01%,

E_y – moduł styczny krzywej naprężenie-odkształcenie odpowiadający granicy plastyczności określony wzorem $E_y = E / (1 + 0,002n E / f_y)$,

ε_u – odkształcenie graniczne odpowiadające wytrzymałości na rozciąganie, które w przybliżeniu wynosi $\varepsilon_u = 1 - f_y / f_u$, lecz $\varepsilon_u \leq A$, gdzie A – wydłużenie po zerwaniu według PN-EN 10088 [13-16],

m – współczynnik, który można wyznaczać według wzoru $m = 1 + 3,5 f_y / f_u$,

- 2) krzywą naprężenie-odkształcenie ustaloną jak w przypadku 1., lecz na podstawie cech pomierzonych,
- 3) rzeczywistą krzywą naprężenie-odkształcenie ustaloną na podstawie parametrów i zależności inżynierskich

$$\left. \begin{aligned} \varepsilon_{true} &= \sigma(1 + \varepsilon) \\ \sigma_{true} &= \ln(1 + \varepsilon) \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

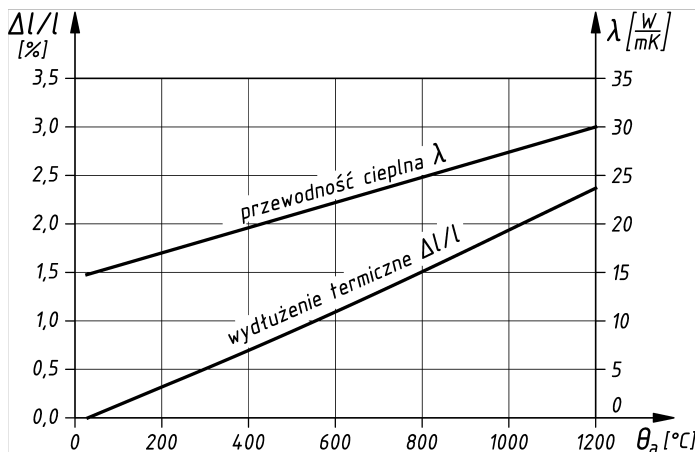
Nieliniową zależność naprężenie-odkształcenie podaną w Załączniku C PN-EN 1993-1-4 [7] można również wykorzystać do alternatywnego opisu zachowania materiałów po obróbce cieplnej.

Moduł sprężystości przy ścinaniu (moduł Kirchhoffa) G stali nierdzewnych wyznacza się zgodnie z PN-EN 1993-1-4 [7] w zależności od wartości modułu Younga ze wzoru $G = E/[2(1 + \nu)]$ (gdzie ν – współczynnik Poissona) w stanie sprężystym równy 0,3.

Udarność stali nierdzewnych jest zróżnicowana i zmienia się wraz ze strukturą stali i jej temperaturą, przy czym największe różnice w zachowaniu stali o różnych strukturach dotyczą niskich wartości temperatury. Cechą charakterystyczną stali ferrytycznych i ferrytyczno-austenitycznych jest tzw. próg kruchości, czyli temperatura, w której zachowanie stali zmienia się od ciągliwego do kruche. Temperatura ta wynosi zazwyczaj od ok. -60°C do 0°C , przy czym dla stali ferrytycznych są to wartości z górnej części zakresu. W stalach o strukturze austenitycznej nie obserwuje się tego typu zachowania. Próg kruchości stali ferrytycznych wzrasta wraz ze wzrostem zawartości węgla i azotu, co oznacza, że stal staje się bardziej krucha przy coraz wyższych temperaturach. Ponadto udarność stali ferrytycznych jest silnie zależna od wielkości ziaren i czystości metalurgicznej stali. Wzrost zawartości ferrytu w stalach austenityczno-ferrytycznych powoduje podwyższenie progu kruchości. Temperatura przejścia w stan kruchy tego rodzaju stali leży na ogół poniżej -50°C . Stale austenityczne wykazują doskonałą udarność w całym zakresie temperatur i ze względu na stałość zachowania pod obciążeniem dynamicznym są chętnie stosowane w niskich temperaturach [3], np. jako materiał na zbiorniki i instalacje skroplonego gazu ziemnego (LNG).

Można przyjąć, że nierdzewne stale austenityczne i austenityczno-ferrytyczne objęte normą PN-EN 1993-1-4 [7] wykazują odpowiednią udarność i nie są narażone na kruche pękanie w temperaturach eksploatacyjnych do -40°C . Norma [7] dopuszcza stosowanie stali austenitycznych w jeszcze niższych temperaturach, pod warunkiem każdorazowego określenia stosownych wymagań. W przypadku stali nierdzewnych o strukturze ferrytycznej doboru stali ze względu na kruche pękanie należy dokonać na podstawie zaleceń podanych w PN-EN 1993-1-10 [10].

Współczynnik rozszerzalności cieplnej i przewodność cieplna to właściwości fizyczne, które przyjmują zróżnicowane wartości w zależności od struktury stali nierdzewnej. Wartości współczynnika rozszerzalności termicznej w temperaturach pomiędzy 20°C i 100°C dla poszczególnych rodzajów stali nierdzewnej kształtują się następująco [12]: $10,0\text{-}10,5\cdot 10^{-6}/\text{K}$ dla stali nierdzewnych o strukturze ferrytycznej, $13,0\cdot 10^{-6}/\text{K}$ dla stali duplex i $15,8\text{-}16,5\cdot 10^{-6}/\text{K}$ dla stali austenitycznej (podane wartości dotyczą gatunków ujętych w tabelicy 2.1 PN-EN 1993-1-4 [7]). Stosunkowo duża rozszerzalność cieplna stali austenitycznych jest przyczyną powstawania znacznych naprężeń i odkształceń termicznych, np. podczas procesu spawania. Właściwości termiczne stali nierdzewnych można wyznaczać na podstawie Załącznika C normy PN-EN 1993-1-2 [5]. Na rysunku 7. pokazano jak wraz z temperaturą zmieniają się względne wydłużenie termiczne i przewodność cieplna stali nierdzewnych [5].



Rys. 7. Zależność wydłużenia termicznego i przewodności cieplnej stali nierdzewnych od temperatury

Fig. 7. Thermal elongation and thermal conductivity of stainless steel as a function of temperature

Przewodność cieplna stali nierdzewnych maleje wraz ze wzrostem zawartości pierwiastków stopowych. Najniższą przewodność cieplną przy temperaturze 20°C mają stale austenityczne 12-15 W/m·K, wyższą stale austenityczno-ferrytyczne 15 W/m·K, najwyższą zaś stale ferrytyczne 25 W/m·K [12]. Podane wartości dotyczą gatunków ujętych w tablicy 2.1 EN 1993-1-4 [7].

Gęstość stali nierdzewnych nie jest stała, lecz przyjmuje zmienną wartość z zakresu od 7,5 do 8,1 kg/dm³ w zależności od struktury wewnętrznej i gatunku stali [12]. Stale nierdzewne o strukturze ferrytycznej charakteryzują się gęstością w zakresie 7,5-7,7 kg/dm³, natomiast stale austenityczne i austenityczno-ferrytyczne 7,7-8,1 kg/dm³ [12]. Gęstość stali nierdzewnej zazwyczaj wzrasta wraz ze wzrostem zawartości pierwiastków stopowych, szczególnie tych o dużej (w porównaniu z żelazem) liczbie atomowej, jak np. molibden [3].

5. Trwałość stali nierdzewnych

Stale nierdzewne wykazują zdecydowanie dłuższą trwałość niż stale węglowe, co jest związane przede wszystkim z ich większą odpornością korozyjną. Zabezpieczenie korozyjne stali nierdzewnych powoduje tworzenie się na ich powierzchni cienkiej (grubość ok. 5×10^{-6} mm) warstewki tlenków, tzw. warstwy pasywnej, która uniemożliwia stali wchodzenie w reakcję z atmosferą. Korozja stali nierdzewnych ma miejsce w przypadku, gdy warstwa pasywna ulega uszkodzeniu i nie może się zregenerować, np. ze względu na brak dostępu tlenu.

Zachowanie się warstwy pasywnej jest zależne od składu chemicznego stopu, sposobu obróbki jego powierzchni i agresywności korozyjnej środowiska. W przeciwieństwie do stali węglowych, które do pasywacji powierzchniowej

wymagają dodatkowych zabiegów, takich jak np. oksydowanie, pasywacja powierzchni stali nierdzewnych następuje samoistnie dzięki odpowiedniej zawartości chromu w stopie. Najważniejszymi składnikami stopowymi zwiększającymi odporność korozyjną są (oprócz chromu) nikiel i molibden. Kształtowanie odporności korozyjnej stali nierdzewnych wykonuje się zawsze w odniesieniu do agresywnych czynników środowiska, wprowadzając odpowiednie dodatki stopowe o metalurgicznie zidentyfikowanych właściwościach, jak np. miedź, która zwiększa odporność korozyjną w obecności kwasu siarkowego.

Odporność korozyjna stali nierdzewnej jest pochodną składu chemicznego stopu, w związku z czym różne gatunki stali mogą zachowywać się odmiennie w tym samym środowisku. Istotną kwestią jest zatem odpowiedni dobór gatunku stali nierdzewnej do rodzaju agresywności środowiska. Wybór gatunku stali nierdzewnej ma wpływ nie tylko na trwałość konstrukcji, ale również na jej nośność. W związku z tym ochronę przed wpływami środowiska i wymiarowanie konstrukcji ze stali nierdzewnych należy rozpatrywać łącznie.

Wybór gatunku stali nierdzewnej optymalnego dla danej realizacji ze względu na wymaganą odporność korozyjną powinien być poprzedzony m.in. analizą przewidywanych wpływów środowiskowych oraz wpływu technologii wytwarzania i wykończenia powierzchni na zachowanie się poszczególnych stopów. W analizie tej należy rozważyć ryzyko wystąpienia w projektowanym okresie użytkowania: pęknięcia wskutek korozji naprężeniowej, korozji szczelinowej, galwanicznej i punktowej, przebarwień powierzchni oraz korozyjnej redukcji grubości elementów [7]. Mniejsza niż założona trwałość konstrukcji ze stali nierdzewnej jest zazwyczaj spowodowana niewłaściwym doбором gatunku stali do rodzaju środowiska korozyjnego, niewłaściwym sposobem obróbki technologicznej lub niewłaściwie przyjętymi rozwiązaniami konstrukcyjnymi zwiększającymi ryzyko korozji (por. PN-EN 1993-1-4 p.A.5 [7]). Zaleca się [7], aby ocenę przydatności określonego gatunku stali nierdzewnej przeprowadzać, odwołując się do podobnych zastosowań i środowisk. W przypadku środowisk atmosferycznych wytyczne doboru gatunku stali nierdzewnej ze względu na korozję podano w tablicy A.1 normy PN-EN 1993-1-4 [7]. W przypadku zastosowań specjalistycznych, gdy stal nierdzewna jest narażona na kontakt z chemikaliami, norma [7] zaleca zasięgnięcie opinii eksperta.

Konstrukcje wykonane ze stali nierdzewnej o prawidłowo dobranym gatunku znajdujące się w środowiskach lekko i umiarkowanie agresywnych korozyjnie po standardowych 50. latach eksploatacji mogą wymagać jedynie niewielkich zabiegów konserwacyjnych i to tylko ze względów estetycznych. Odnosząc ten okres do trwałości malarskich powłok antykorozyjnych na powierzchniach konstrukcji ze stali węglowych, można zauważyć, że najwyższa trwałość zabezpieczeń malarskich, tj. trwałość wysoka (*H*) rozumiana jako czas do pierwszej większej renowacji w sensie klasyfikacji normy PN-EN ISO 12944-1 [17], wynosi przynajmniej 15 lat.

6. Podsumowanie

Fizykomechaniczne właściwości stali nierdzewnej istotne w zastosowaniach konstrukcyjnych są bezpośrednio związane z jej strukturą wewnętrzną i składem chemicznym. Stale o strukturze ferrytycznej osiągają zazwyczaj wyższą granicę plastyczności niż stale austenityczne, natomiast stale austenityczno-ferrytyczne charakteryzują się zdecydowanie najwyższą granicą plastyczności spośród wszystkich rodzajów konstrukcyjnych stali nierdzewnych (nawet ponaddwukrotnie większą niż stale austenityczne). Wydłużenie przy zerwaniu stali ferrytycznych i austenityczno-ferrytycznych jest podobne – 18-25% w przypadku stali ferrytycznych oraz 20-25% w przypadku stali austenityczno-ferrytycznych (podane wartości dotyczą gatunków konstrukcyjnych wymienionych w tabelicy 2.1 normy [7]). Znakomitą ciągliwość w porównaniu ze stalą węglową mają stale austenityczne, dla których wydłużenie po zerwaniu jest około dwa razy większe niż stali ferrytycznych czy stali austenityczno-ferrytycznych i zazwyczaj zawiera się w przedziale 35-45% (wartości dla gatunków konstrukcyjnych wyszczególnionych w tabelicy 2.1 [7]).

Stale o strukturze ferrytycznej ze względu na najmniejszą zawartość drogiego niklu są najtańszym rodzajem stali nierdzewnych. Ich wadą jest utrudniona spawalność niektórych gatunków (np. 1.4016), a także zmniejszona ciągliwość w okolicach spoiny i skłonność do rozrostu ziaren w strefie wpływu ciepła. Ferrytyczne stale nierdzewne są często wykorzystywane w realizacjach, w których istotne są czynniki estetyczne.

Jedną z zalet stali nierdzewnych o strukturze austenitycznej jest ich odporność na kruche pękanie w niskich temperaturach. Ze względu na dobre właściwości plastyczne i mechaniczne, dobrą odporność na korozję oraz spawalność stopy te są najczęściej stosowanymi gatunkami stali nierdzewnych.

Dwufazowa struktura wewnętrzna nierdzewnych stali austenityczno-ferrytycznych powoduje, że stale te łączą cechy stali ferrytycznych i austenitycznych. Stale o strukturze austenityczno-ferrytycznej powinny być stosowane w zakresie temperatur eksploatacyjnych od ok. -50°C do $+300^{\circ}\text{C}$, ponieważ poza tym zakresem udarność tych stali ulega redukcji. Spawalność stali tego typu jest dobra, a jeżeli podczas spawania kontrolowana jest jego prędkość i dostarczane ciepło, to stale duplex zachowują swoją doskonałą odporność korozyjną również po spawaniu. Odształcenia spawalnicze elementów ze stali austenityczno-ferrytycznej są zazwyczaj mniejsze niż w przypadku gatunków austenitycznych. Niższa zawartość drogiego niklu sprawia, że są one bardziej ekonomiczne od stali austenitycznych. Ponadto ich wyższa wytrzymałość może przekładać się na niższe zużycie materiału. Typowe zastosowania stali austenityczno-ferrytycznych to realizacje, w których jest wymagana wysoka wytrzymałość materiału, dobra odporność korozyjna, niska podatność na korozję naprężeniową lub połączenie tych wymagań.

Trwałość konstrukcji ze stali nierdzewnych w dużym stopniu zależy od właściwego doboru gatunku stali do korrozyjnie agresywnych czynników środo-

wiska. W normie [7] podano, że naturalne środowiska atmosferyczne nie mają na ogół znaczącego wpływu na wybór stali nierdzewnej w zastosowaniach konstrukcyjnych. W przypadku zastosowań estetycznych oprócz rodzaju środowiska należy uwzględnić także usytuowanie elementów konstrukcji i możliwość ich naturalnego czyszczenia przez czynniki pogodowe.

Właściwości fizyczne, mechaniczne i technologiczne stali nierdzewnych, ich zachowanie w podwyższonych lub niskich temperaturach mają znaczący wpływ na zakres ich stosowania. W ogólnym przypadku w porównaniu z popularnymi gatunkami stali węglowej (S235 i S355) konstrukcyjne stale nierdzewne charakteryzują się większą wytrzymałością i ciągliwością, niższą przewodnością cieplną oraz przede wszystkim większą odpornością na korozję [24, 25]. Niewątpliwą wadą stali nierdzewnej w porównaniu ze stalą węglową jest niestabilna i wysoka cena materiału (około 4 razy wyższa od stali węglowej, porównując np. stal nierdzewną 1.4301 i węglową S235JR2). Bardziej szczegółową analizę czynników wpływających na cenę stali nierdzewnej przedstawiono w pracy [2]. Jednak należy zwrócić uwagę na to, że oprócz właściwości antykorozyjnych i mechanicznych na wybór rodzaju stali wpływ ma również całkowity koszt inwestycji obejmujący nie tylko cenę materiału i robocizny, lecz również bezpośrednie i pośrednie koszty związane z utrzymaniem konstrukcji w stanie zdolności do eksploatacji w założonym okresie użytkowania. Biorąc pod uwagę te czynniki, stal nierdzewna w pewnych przypadkach może stanowić ekonomicznie atrakcyjną alternatywę stali węglowej. Wysoka cena stali nierdzewnej może być rekompensowana niższym zużyciem stali związanym z jej większą wytrzymałością lub niższymi kosztami eksploatacji konstrukcji wynikającymi z braku konieczności wykonania i odnawiania zabezpieczeń antykorozyjnych.

Jedną z podstawowych różnic w zachowaniu stali nierdzewnych i węglowych jest przebieg zależności naprężenie-odkształcenie. W przypadku stali nierdzewnych jest on krzywoliniowy w całym zakresie pracy konstrukcji i nie posiada wyraźnej półki plastycznej. Przyjmując do projektowania konstrukcji ze stali nierdzewnej zmodyfikowane algorytmy dla stali węglowych, autorzy normy [7] byli zmuszeni przyjąć uproszczony (biliniowy) model materiału, tak aby spełnić założenia, na których opierały się proponowane procedury obliczeniowe. Należy również pamiętać o tym, że w momencie tworzenia normy [7] istniała ograniczona liczba wyników badań, co nie pozwoliło na odpowiednio precyzyjną weryfikację wspomnianych procedur. Spowodowało to, że zalecenia normowe są zbyt konserwatywne i nie pozwalają w pełni wykorzystać zalet stali nierdzewnych. Sytuacja ta powoli ulega zmianie, gdyż ciągle powiększająca się baza wyników badań eksperymentalnych i numerycznych stanowi podstawę do modyfikacji lub wprowadzania nowych algorytmów obliczeniowych elementów ze stali nierdzewnej. Nowe propozycje dotyczą m.in. zmian w opisie zachowania się połączeń śrubowanych, formuły określającej zależność naprężenie-odkształcenie, wartości granicznych smukłości ścianek b/t służących klasyfikacji przekrojów, modyfikacji współczynnika redukcyjnego ρ czy oryginalnej propo-

zycji odejścia od koncepcji klasyfikacji przekrojów i związanych z nią nośności przekrojowych [18, 23].

Literatura

- [1] International Molybdenum Association: Practical guidelines for the fabrication of duplex stainless steels. London 2009.
- [2] Kuchta K., Tylek I.: Application of stainless steels in building structures. Technical Transactions. Civil Engineering, 3-B/2013, pp.19-42.
- [3] Leffler B.: Stainless steel and their properties, www.hazmetal.com (30.01.2014).
- [4] PN-EN 1993-1-1. Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-1: Reguły ogólne i reguły dla budynków.
- [5] PN-EN 1993-1-2. Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-2: Reguły ogólne – Obliczanie konstrukcji z uwagi na warunki pożarowe.
- [6] PN-EN 1993-1-3. Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-3: Reguły ogólne – Reguły uzupełniające dla konstrukcji z kształtowników i blach profilowanych na zimno.
- [7] PN-EN 1993-1-4. Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-4: Reguły ogólne – Reguły uzupełniające dla konstrukcji ze stali nierdzewnych.
- [8] PN-EN 1993-1-5. Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-5: Blachownice.
- [9] PN-EN 1993-1-8. Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-8: Projektowanie węzłów.
- [10] PN-EN 1993-1-10. Eurokod 3: Projektowanie konstrukcji stalowych. Część 1-10: Dobór stali ze względu na odporność na kruche pękanie i ciągliwość międzywarstwową.
- [11] PN-EN 10027-2: Systemy oznaczania stali. System cyfrowy.
- [12] PN-EN 10088-1: Stale odporne na korozję. Część 1: Gatunki stali odpornych na korozję.
- [13] PN-EN 10088-2: Stale odporne na korozję. Część 2: Warunki techniczne dostawy blach i taśm ze stali nierdzewnych ogólnego przeznaczenia.
- [14] PN-EN 10088-3: Stale odporne na korozję. Część 3: Warunki techniczne dostawy półwyrobów, prętów, walcówki, drutu, kształtowników i wyrobów o powierzchni jasnej ze stali nierdzewnych ogólnego przeznaczenia.
- [15] PN-EN 10088-4: Stale odporne na korozję. Część 4: Warunki techniczne dostawy blach grubych, blach cienkich i taśm ze stali nierdzewnych do zastosowań konstrukcyjnych.
- [16] PN-EN 10088-5: Stale odporne na korozję. Część 5: Warunki techniczne dostawy prętów, walcówki, drutu, kształtowników i wyrobów o powierzchni jasnej ze stali nierdzewnych do zastosowań konstrukcyjnych.
- [17] PN-EN ISO 12944-1: Farby i lakiery. Ochrona przed korozją konstrukcji stalowych za pomocą ochronnych systemów malarskich. Część 1: Ogólne wprowadzenie.
- [18] Nethercot D.A.: Design of stainless steel structures: Approaches recognising the actual material characteristics. Proc. of the 12th International Conference on Metal Structures – ICMS. Wrocław 2011, pp. 66-84.

- [19] Schlaich M., Bleicher A., Pasternak H.: Der Porsche Pavillon in Monocoque-Bauweise. Bauingenieur, nr 89 (2014), pp. 1-10.
- [20] The European Stainless Steel Development Association Euro Inox and The Steel Construction Institute: Design manual for structural stainless steel – Commentary, 2nd ed., 2003.
- [21] The European Stainless Steel Development Association Euro Inox: Własności stali odpornych na korozję. Luxembourg 2002.
- [22] The European Stainless Steel Development Association Euro Inox: What is stainless steel.
- [23] Tylek I.: Szerokość efektywna ścianek przekrojów ze stali nierdzewnej. II Międzynarodowa Polsko-Ukraińska Konferencja Naukowa „Aktualne problemy konstrukcji metalowych”, Gdańsk 27-28.11.2014, s. 237-240.
- [24] Tylek I., Kuchta K.: Mechanical properties of structural stainless steels. Technical Transactions. Civil Engineering, no 4-B/2014, pp. 59-80.
- [25] Tylek I., Kuchta K.: Physical and technological properties of structural stainless steel. Technical Transactions. Civil Engineering, no 4-B/2014, pp. 81-100.

THE SPECIFICITY OF PHYSICO-MECHANICAL PROPERTIES OF STRUCTURAL STAINLESS STEELS

Summary

Design of building structure members is covered by European Standard PN-EN 1993-1-4 [7] that extend the application of selected parts of Eurocode 3 to ferritic, austenitic and austenitic-ferritic stainless steels. Defined in PN-EN 1993-1-4 [7] types of stainless steel applications in building structures and specific character of stainless steel grade choice having influence not only on structure carrying capacity but also on its durability were pointed out in the paper. Stainless steel classification and designation system for stainless steel grades were given. It was also briefly described how stainless steel microstructure affect its physical, mechanical and technological properties. Differences between stainless steel and carbon steel physical and mechanical properties were discussed taking into account the basic material properties such as Young's modulus or yield strength and also stress-strain relationship or material behaviour during cold working and in elevated temperatures. The article also indicated the scope of the applicability of the European Standard PN-EN 1993-1-4 [7] to design stainless steels structural members and summarizes the strength parameters of selected grades of stainless steel permitted to use in building structures. Stainless steels resistance to corrosion and its effect on durability of building structures were described.

It was noted that, although the major disadvantage of stainless steel, limiting its use in building structures is high and volatile price of the material, properly design and executed structure made of stainless steel usually requires no additional maintenance. In comparison with carbon steel it reduces the costs associated with the maintenance of the structure and can be the factor that decide of using this material for load-bearing members.

Keywords: classification of stainless steel, stainless steel microstructure, material properties of stainless steel, durability of stainless steel, PN-EN 1993-1-4

Przesłano do redakcji: 31.08.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

Marek URBANIK¹

Barbara TCHÓRZEWSKA-CIEŚLAK²

ANALYSIS OF THE GAS INFRASTRUCTURE DEVELOPMENT

In the article the analysis of gas infrastructure development has been presented made on the basis of data obtained from the Municipal Statistical Office during the network operation of gas system in the period 2006-2012. Also the results regarded gas infrastructure in provinces. An analysis of the gas lengths (up to 12306211 km) and number of gas connections (an increase of 662815) indicates that the gas network is constantly expanded. The calculation of a gas network length falling to the unit of the surface area allowed to obtain a detailed picture of the operational situation of the operational gas network. The indicator of the equipping degree with gas networks show a growing trend in the considered period. The length of the gas network falling per unit – provided for the past 7 years ranges from 19.90 to 22.00 km/100 km² in villages and 34.10 to 37.60 km/100 km² in the cities. Also the situation with indicator describing number of gas connections falling per 1 km of gas network is similar, in villages ranges from 12.4 to 12.8 no/km and in cities 25.7 to 26.8 no/km.

Słowa kluczowe: gas network, the gas infrastructure development indicators, gas consumption

1. Introduction

Nowadays gas as an energy source is widely used, what increases the amount of its use and lead to increase the network gas length. Development of heating, energy and industries based on natural gas was stimulated by introduction of environmental regulations. Natural gas is often described as a clean and environmentally friendly fuel. The gas from the controlled combustion does not emit dust, and gas emissions per unit of chemical energy of the fuel is less importance compared to solid and liquid fuels [3, 5]. The use of conventional methods of energy production cause environment pollution, especially air pollution, land and water resource [4, 6, 8]. Thus, there is a tendency to choose

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Marek Urbanik, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651435, marekurbanik@vp.pl

² Barbara Tchórzewska-Cieślak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651435, cbarbara@prz.edu.pl

such methods of energy supply, which allow the most efficient use of available resources [7, 9].

The aim of the work is the analysis of the gas infrastructure development in Poland in 2006-2012 years. Analysis concerned the following elements of the infrastructure: the length of gas network, the number of gas connections to residential and non-residential buildings, the numbers of gas connections falling per 1 km of the pipe, gas consumption for production and population purposes, indicator of the degree of equipping individuals settlement with gas systems, comparison of the gas infrastructure development in individual provinces. Basic source for writing this work was data from Municipal Statistical Office in years 1999-2013 [1, 2].

2. Results of the gas infrastructure development analysis

The increase of pipes length was presented in fig. 1 and in tab. 1. From 2006 a stable growth of pipes length is observed, both in cities, as well as in the country. Particularly the bigger increase of the network length was observed in the country (ca. 10%). The greatest increase in the country appeared in 2007 and amounted 2744.23 km in comparison to 2006.

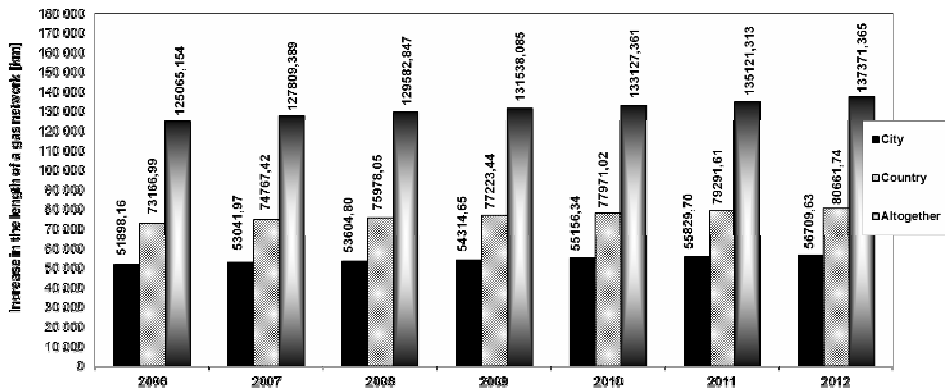


Fig. 1. Increase of the gas network length in the years 2006-2012, own research

Rys. 1. Przyrost długości sieci gazowej w latach 2006-2012, opracowanie własne

Average increase of the gas length (p_{av}) in years 2006-2012 is possible to appoint on the basis of the relation:

$$p_{av} = \frac{l_{2006} - l_{2012}}{t} \text{ [km} \cdot \text{year}^{-1}] \quad (1)$$

Where l_{2006} is the length of the gas network on the start of observation period (in 2006) in km, l_{2009} is the length of the gas network on the end of observation period (in 2009) in km, t is time of observation (7 years).

For the analysed period the average increase p_{av} is: for cities 687.35 km·year⁻¹; for villages 1070.68 km·year⁻¹; altogether 1758.03 km·year⁻¹.

Table 1. Increase of the gas network length in the years 2006-2012, own research

Tabela 1. Przyrost długości sieci gazowej w latach 2006-2012, opracowanie własne

Regional unit	The gas network length [%]						
	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012
Altogether	100.00	102.19	103.61	105.18	106.45	108.04	109.84
Cities	100.00	102.20	103.29	104.66	106.28	107.58	109.27
Villages	100.00	102.19	103.84	105.54	106.57	108.37	110.24

As a point of reference it was assumed that in 2006 the network length was 100%.

The greatest average increase in the gas network length in individual provinces of Poland in years 2006-2012 took place in the wielkopolskie (tab. 2). In this province, in the seven-year-old period of observation the average increase of pipes length was altogether 264.7 km, appropriately 190.36 km in the country and 74.39 km in the city (fig. 2). In remaining provinces the average increase

Table 2. Increase of the gas network length in the provinces in Poland in the years 2006-2012, own research

Tabela 2. Przyrost długości sieci gazowej w poszczególnych województwach Polski w latach 2006-2012, opracowanie własne

Regional unit	Provinces															
	dolnośląskie	kujawsko-pomorskie	lubelskie	lubuskie	łódzkie	małopolskie	mazowieckie	opolskie	podkarpackie	podlaskie	pomorskie	śląskie	świętokrzyskie	warmińsko-mazurskie	wielkopolskie	zachodniopomorskie
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
Altogether	108.53	119.95	110.04	116.42	119.03	103.43	113.54	114.34	103.47	108.27	135.62	105.35	108.93	111.98	115.71	111.47
City	105.81	110.55	111.48	108.16	114.77	107.49	112.24	109.58	115.52	108.90	119.40	105.37	111.06	91.25	110.78	106.93
Village	112.51	137.54	109.46	123.91	128.02	102.20	114.70	122.30	100.77	107.58	167.77	105.31	107.96	147.36	119.13	115.77

As a point of reference it was assumed that in 2006 the network length was 100%.

of the gas network length was in cities from 8.66 km to 109.70 km and in the country from 6.81 km up to 190.36 km. The greatest increase of the gas network length towards 2006 occurred in provinces: Pomorskie (height of about 135.62%), Kujawsko-Pomorskie (height of about 119.95%) and Łódzkie (height of about 119.03%), however the smallest increase in the gas network was observed in provinces: Podkarpackie, Małopolskie and Śląskie (appropriately 103.47%, 103.43% and 105.35%) (tab. 2).

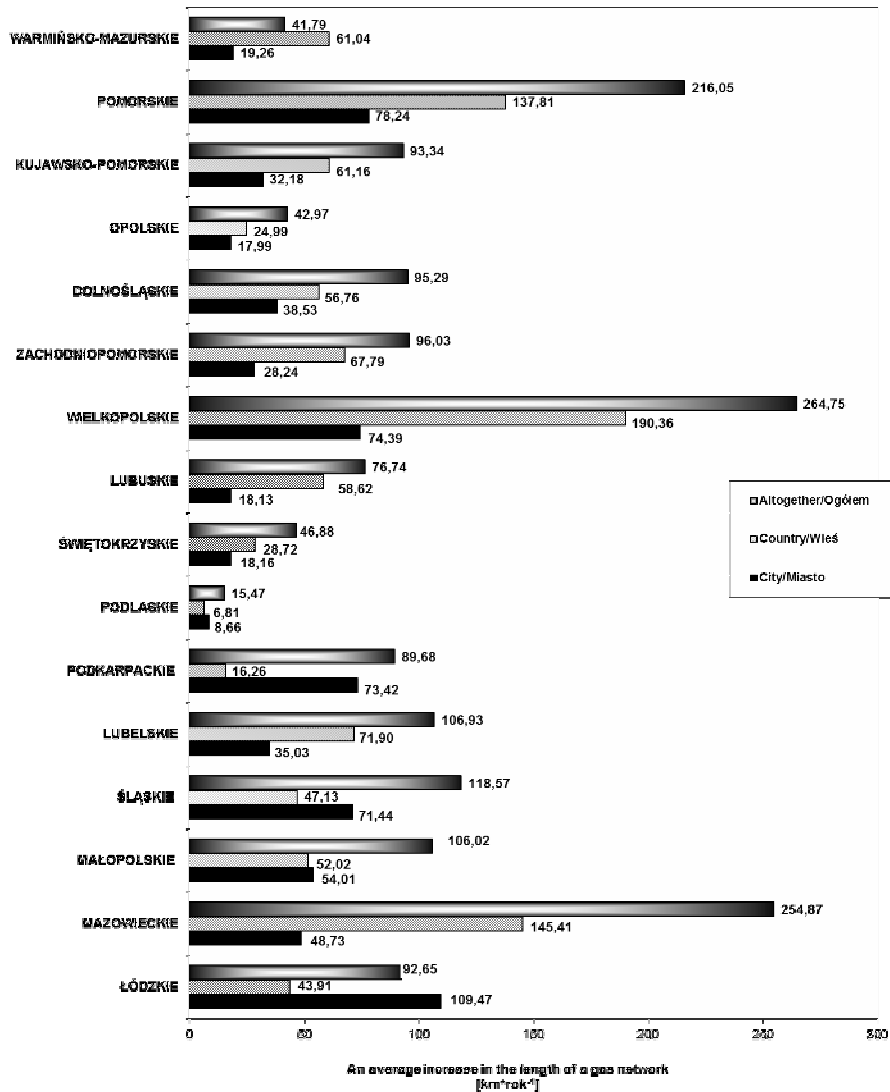


Fig. 2. An average increase of the gas network length in the years 2006-2012, own research
Rys. 2. Średni przyrost długości sieci gazowej w latach 2006-2012, opracowanie własne

Along with the increase of the gas network length the number of gas connections in the considerable period increased in case of the village to 34.39%, and in the cities to 35.53% (fig. 3 and tab. 3).

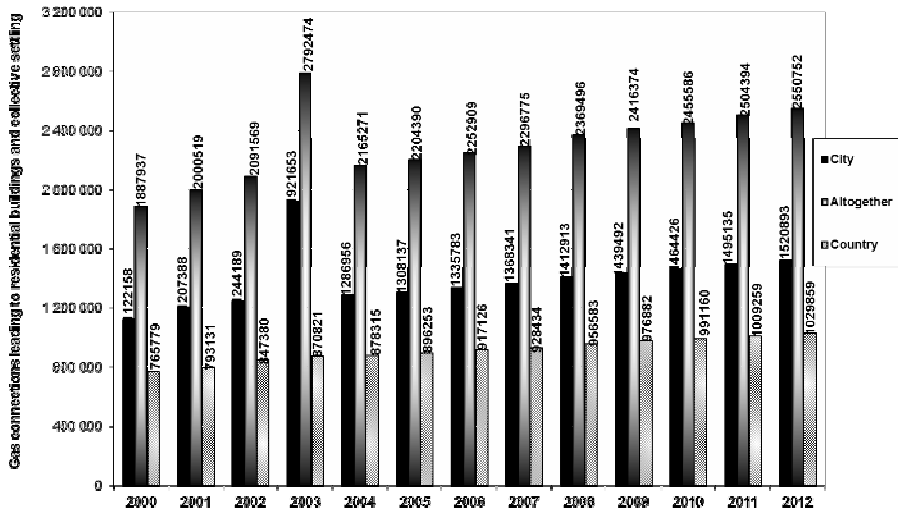


Fig. 3. Gas connections leading to residential buildings and collective settling in the years 2000-2012, own research

Rys. 3. Przyłącza gazowe prowadzące do budynków mieszkalnych i zbiorowego zamieszkania w latach 2000-2012, opracowanie własne

Table 3. Gas connections leading to residential buildings and collective settling in the years 2000-2012, own research

Tabela 3. Przyłącza gazowe prowadzące do budynków mieszkalnych i zbiorowego zamieszkania w latach 2000-2012, opracowanie własne

Regional unit	Gas connections leading to residential buildings and collective settling [%]												
	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012
Altogether	100.00	105.96	110.79	147.91	114.69	116.76	119.33	121.66	125.51	127.99	130.07	132.65	135.11
City	100.00	107.60	110.87	171.25	114.69	116.57	119.04	121.94	125.91	128.28	130.50	133.24	135.53
Village	100.00	103.57	110.66	113.72	114.70	117.04	119.76	121.24	124.92	127.57	129.43	131.80	134.49

As a point of reference it was assumed that in 2000 the sum of gas connections leading to residential buildings and collective settling was 100%.

Knowing the length of distribution pipes, it is possible to establish the number gas connections falling per 1 km of the gas pipes – l_{av} from the relation:

$$l_{av} = \frac{n}{\sum l_r} [\text{no}\cdot\text{km}^{-1}] \quad (2)$$

where n is the number of gas connections, $\sum l_r$ – the length of gas pipes [km].

For the analysed period the average increase l_{sr} is: for cities 26 no·km⁻¹; for villages 12 no·km⁻¹; altogether 18 no·km⁻¹. The number of gas connections is strictly associated with the density of the building development, therefore the number of gas connections in cities is bigger in comparison with the village, on average of about 18 no·km⁻¹ (fig. 4).

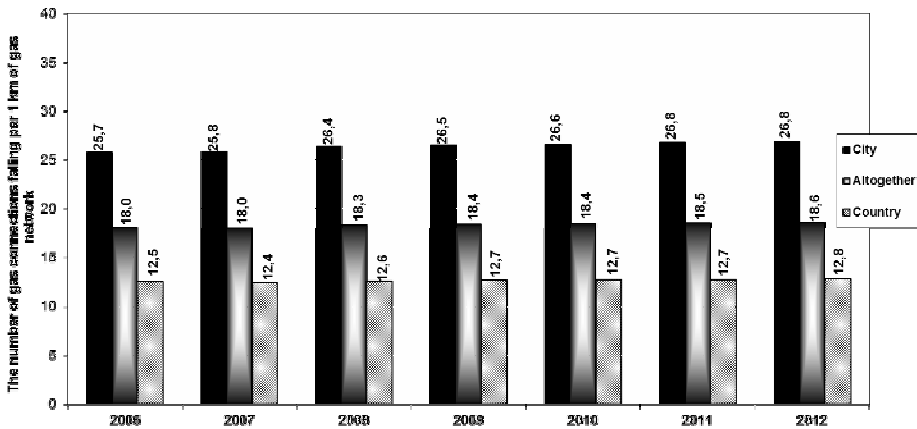


Fig. 4. The number of gas connections falling per 1 km of gas network, own research

Rys. 4. Liczba przyłączy gazowych przypadających na 1 km przewodów gazowych, opracowanie własne

The gas consumption for the industry and building purpose amounted on average in distinguished period of time 1627989.3 dam³, what constituted the 69.30% of total gas charged (fig. 5). From 2006 in gas consumption for heating houses is observed stable gas consumption, the maximum consumption (2836434.2 dam³) was recorded in 2010 and the smallest gas consumption in 2007, it amounted 2370280.2 dam³. Also gas consumption for commerce and services is on the same level and amounted on average 11.56%.

A good indicator describing equipping with gas systems is number of households connected to the gas network what was presented in tab. 4. In 2012 the number of households using gas for villages amounted 117.73% and for cities it remained on the same level.

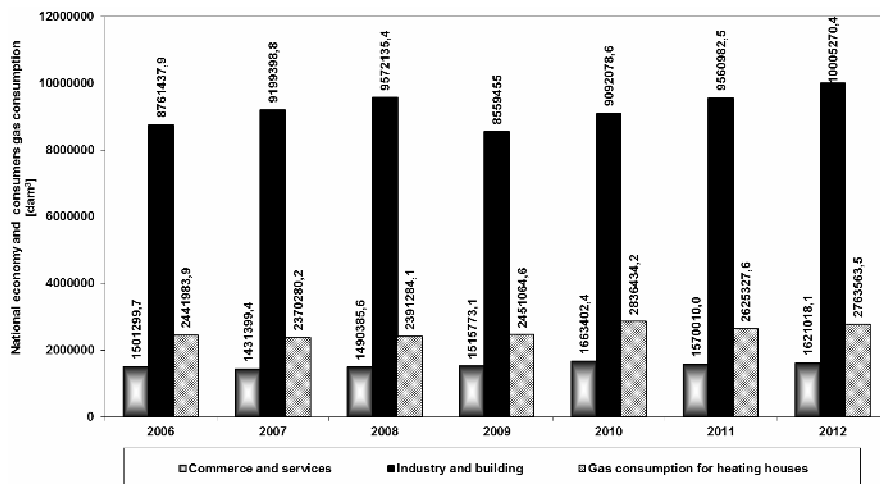


Fig. 5. National economy and consumers gas consumption in the years 2006-2012, own research

Rys. 5. Zużycie wody na potrzeby gospodarki narodowej i ludności w województwie podkarpackim w latach 2006-2012, opracowanie własne

Table 4. Number of households connected to the gas network gas network in the years 2006-2012, own research

Tabela 4. Gospodarstwa domowe przyłączone do sieci gazowej w latach 2006-2012, opracowanie własne

Regional unit	Number of households connected to the gas network [%]						
	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012
Altogether	100,00	100,35	101,21	101,61	101,89	102,30	102,83
Cities	100,00	99,90	100,50	100,67	100,71	100,76	100,96
Villages	100,00	103,93	106,88	109,11	111,24	114,57	117,73

As a point of reference it was assumed that in 2006 the number of households connected to the gas network was 100%.

One of the indicators describing the development of gas infrastructure is the equipping degree indicator with gas networks. This indicator describes what length of gas network is falling per unit area [1]. These indicators are calculated on the basis of data collected by the Statistical Municipal Office. On figure 6 this indicator is presented for 2006-2012 years. It results from presented data that the length of gas network falling per unit area in city is bigger compared with the village. This situation is caused by the fact that in cities more residents are falling per unit area.

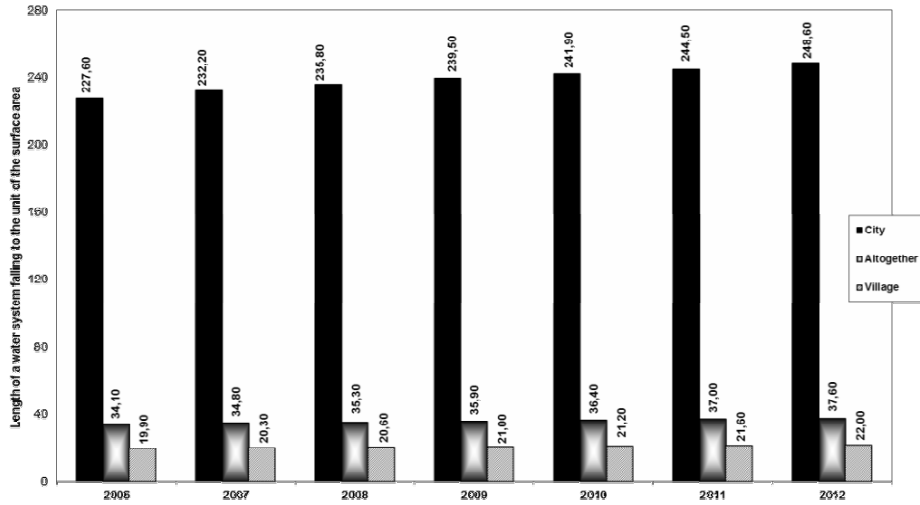


Fig. 6. Gas network length falling to the unit of the surface area in the years 2006-2012, own research

Rys. 6. Długość sieci gazowej przypadającej na jednostkę powierzchni w latach 2006-2012, opracowanie własne

In the provincial arrangement the biggest rate of the network density is in provinces: małopolskie (altogether 137.7 km/100 km²), śląskie (altogether 120.1 km/100 km²) and podkarpackie (altogether 94.4 km/100km²). In other provinces the smallest value is in the villages and in the provinces: podlaskie (altogether 1.5 km/100 km²), warmińsko-mazurskie (altogether 2.3 km/100 km²) and opolskie (altogether 3.3 km/100 km²). The biggest length of the gas network falling per unit area in the cities appears in the wielkopolskie (altogether 343 km/100 km²), mazowieckie (altogether 318.9 km/100 km²) and małopolskie (altogether 307.1 km/100 km²).

3. Conclusion

From 2006 a stable development of the gas infrastructure took place, both in cities and in the country. This development was characterized by an increase: the gas system length from 125065.15 km in 2006 to 137371.37 km in 2012 what constitutes the height of 9.84%, gas connection from 1887937 in 2006 to 9.84 in 2012 what constitutes the height of 35.11%. Along with the development of the gas system infrastructure it is difficult to distinguish growing or descending trend in gas consumption, it remains on the same level. The main cause of stability of gas consumption in the analysed period is the growing of the gas price.

References

- [1] Główny Urząd Statystyczny. Infrastruktura komunalna w 2009 r., www.stat.gov.pl.
- [2] Główny Urząd Statystyczny. Ochrona środowiska. Roczniki statystyczne 1999-2008.
- [3] Gorczyca M.: Stan rozwoju gazownictwa – statystyczne spektrum. *Gaz, Woda i Technika Sanitarna*, nr 5, 2010, s. 2-5.
- [4] Kaliski M., Staśko D.: Bezpieczeństwo energetyczne w gospodarce paliwowej Polski. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk, Kraków 2006.
- [5] Kaliski M., Janusz P., Szurlej A.: Wpływ infrastruktury przesyłowej gazu ziemnego na wielkość jego zużycia w Polsce. *Prace Naukowe Instytutu Nafty i Gazu*, nr 173, 2010, s. 9-18.
- [6] Krakowiak-Bal A.: Infrastruktura techniczna wiejskich gmin górskich w aspekcie ich wielofunkcyjnego rozwoju. *Infrastruktura i Ekologia Terenów Wiejskich*, seria: rozprawy 3, Kraków 2004.
- [7] Podziemski T., Bałut H.: W XXI wieku gaz ziemny źródłem prądu, ciepła i chłodu. *Gaz, Woda i Technika Sanitarna*, nr 2, 2003, s. 57-63.
- [8] Siemek J., Nagy S., Siemek P.: Challenges for sustainable development: The case of shale gas exploitation in Poland. *Problemy Ekorozwoju: Studia Filozoficzno-Sozologiczne*, nr 1, 2013, s. 91-104.
- [9] Steczko K., Rachwałski J.: Zalety gazu ziemnego jako paliwa. *Gaz, Woda i Technika Sanitarna*, nr 4, 2000, s. 145-150.

ANALIZA ROZWOJU INFRASTRUKTURY GAZOWEJ

Streszczenie

W pracy przedstawiono analizę rozwoju infrastruktury gazowej przeprowadzoną na podstawie danych uzyskanych z Głównego Urzędu Statystycznego podczas eksploatacji sieci gazowej w latach 2006-2012. Uzyskane wyniki odniesiono do systemów zaopatrzenia w gaz znajdujących się w poszczególnych województwach. Analiza długości gazu (wzrost do 12306211 km) i liczby połączeń gazowych (wzrost o 662.815) wskazuje, że sieć gazowa jest ciągle rozbudowywana. Wyznaczenie wskaźnika opisującego długość sieci gazowej przypadającej na jednostkę powierzchni pozwoliło na uzyskanie szczegółowego obrazu sytuacji eksploatacyjnej gazociągu. W badanym okresie wskaźniki stopnia wyposażenia w sieci gazowe wykazały tendencję wzrostową. Długość sieci gazowej przypadającej na jednostkę powierzchni w ciągu ostatnich 7 lat wynosiła od 19,90 do 22,00 km/100 km² na wsi oraz od 34,10 do 37,60 km/100 km² w miastach. Podobna sytuacja występuje w przypadku wskaźnika opisującego liczbę przyłączy gazowych przypadających na 1 km sieci gazowej – od 12,4 do 12,8 szt./km (wieś) oraz w miastach od 25,7 do 26,8 szt./km.

Słowa kluczowe: sieć gazowa, wskaźniki rozwoju infrastruktury gazowej, zużycie gazu

Przestano do redakcji: 20.04.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.143

Marek URBANIK¹

Barbara TCHÓRZEWSKA-CIEŚLAK²

KOGENERACJA W WYTWARZANIU ENERGII CIEPLNEJ

Coraz większe zanieczyszczenie powietrza i ciągły wzrost cen paliw sprawiają, że ekologia oraz ekonomia stanowią kluczowe kwestie przy wytwarzaniu energii. Poszukiwane są takie technologie, które pozwolą zmniejszyć emisję spalin przy zmniejszeniu zużycia paliwa. Rozwój gospodarczy w Polsce sprawił, że w najbliższych latach będzie się odnotowywało ciągły wzrost zapotrzebowania na energię elektryczną i ciepłą. Dlatego też już teraz do wytwarzania energii należy wprowadzać takie technologie, które pozwolą na obniżenie zużycia paliwa oraz redukcję emisji spalin do atmosfery. Znane technologie odnawialnych źródeł energii nie są w stanie pokryć pełnego zapotrzebowania na energię oraz są stosunkowo drogie. Trzeba więc znaleźć taką technologię, która będzie pomostem pomiędzy technologią obecnie stosowaną a odnawialnymi źródłami energii. Okazuje się, że takie wymagania spełnia produkcja energii elektrycznej i ciepłej w kogeneracji. Układy te odznaczają się wysoką sprawnością, co pozytywnie wpływa na aspekt ekonomiczny i ekologiczny. Mogą być one stosowane do produkcji ciepła, które jest przesyłane do sieci ciepłowniczej. W pracy dokonano ogólnej charakterystyki polskiego rynku produkcji ciepła. Omówiono również główne elementy układu wytwarzania energii w kogeneracji oraz zasady jego działania.

Słowa kluczowe: kogeneracja, wytwarzanie energii ciepłej, skojarzona produkcja ciepła

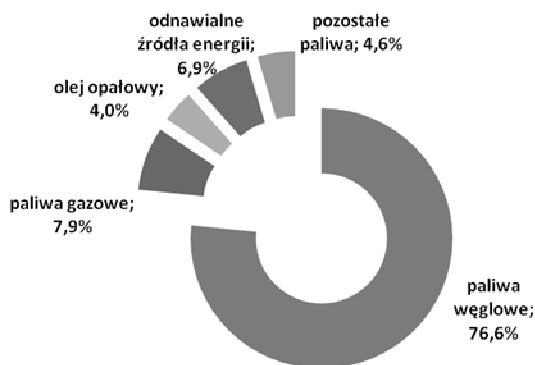
1. Wprowadzenie

Produkcja energii ciepłej w Polsce jest w dużej mierze oparta na węglu kamiennym (rys. 1.), głównie ze względu na duże zasoby naturalne tego surowca i stosunkowo niską cenę. Sukcesywnie zwiększające się ceny paliw będące głównymi źródłami ciepła (w tym węgla i gazu ziemnego) powodują również wzrost kosztu wytworzenia energii ciepłej (tab. 1.). Najdroższym paliwem do wytwarzania energii ciepłej jest olej opałowy i gaz ziemny, paliwa te wymaga-

¹ Autor do korespondencji/corresponding author: Marek Urbanik, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651435, marekurbanik@vp.pl

² Barbara Tchórzewska-Cieślak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. 17 8651435, cbarbara@prz.edu.pl

ją bowiem stosunkowo skomplikowanego, a zarazem drogiego systemu przesyłu oraz mniejszej wartości opałowej – do wytworzenia jednostki energii cieplnej trzeba dostarczyć więcej paliwa. W związku z tym należy szukać nowych rozwiązań, które pozwolą na obniżenie kosztów wytworzenia ciepła [2, 4, 11]. W pierwszej kolejności powinno się zastępować paliwa, których spalanie ma najbardziej negatywny wpływ na środowisko. Ciągłe zaostrzające normy emisji spalin będą powodować ich przekraczanie, powodując konieczność płacenia kar, które z kolei podniosą cenę energii cieplnej.



Rys. 1. Udział poszczególnych paliw w produkcji ciepła w 2013 roku, na podstawie [3]

Fig. 1. Participation of the different fuels in heat production in 2013, based on [3]

Tabela 1. Jednostkowy koszt wytworzenia energii cieplnej w zależności od rodzaju paliwa, na podstawie [3]

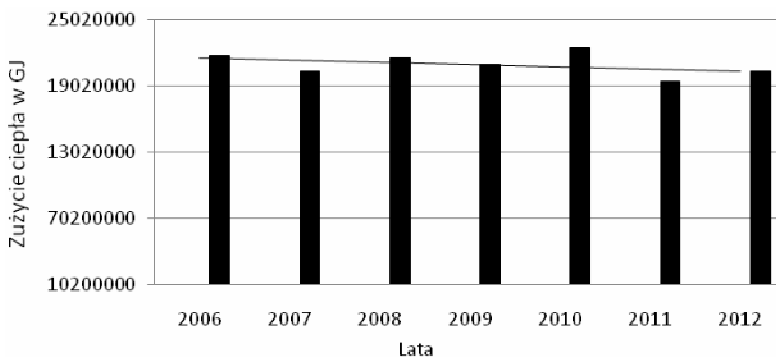
Table 1. The unit cost of generating heat, depending on the fuel type, based on [3]

Rodzaj paliwa	Koszt wytworzenia 1 GJ energii cieplnej w poszczególnych latach [zł]		
	2011	2012	2013
Węgiel	19,02	20,76	20,25
Olej opałowy	95,08	111,81	114,74
Gaz ziemny	54,24	56,32	60,51
Biomasa	22,1	23,08	20,67

W poszukiwaniu nowych form wytwarzania ciepła należy obrać dwa kierunki. Pierwszy to powolne, ale systematyczne przechodzenie na paliwa ze źródeł odnawialnych. Obecnie są to jednak dość drogie technologie, a możliwości wytworzenia energii z tych źródeł nie zaspokoją całego zapotrzebowania. W tym przypadku bardziej racjonalne wydaje się drugie podejście, a mianowicie stosowanie technologii o większej sprawności (powodujące mniej strat), które pozwolą na zmniejszenie zużycia paliwa, a przez to zmniejszenie ilości emisji zanieczyszczeń.

2. Rynek ciepła w Polsce

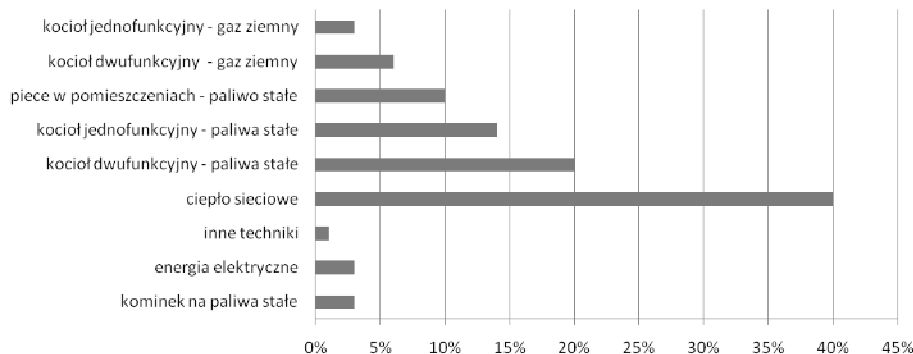
Zużycie ciepła w Polsce od 2006 roku oscyluje wokół tego samego poziomu (rys. 2.). Niewielkie wahania w poszczególnych latach mogą wynikać np. ze średniej temperatury w danym roku – im wyższa jest temperatura, tym mniej energii jest zużywane na ogrzanie pomieszczeń.



Rys. 2. Zużycie energii cieplnej w poszczególnych latach, na podstawie [1]

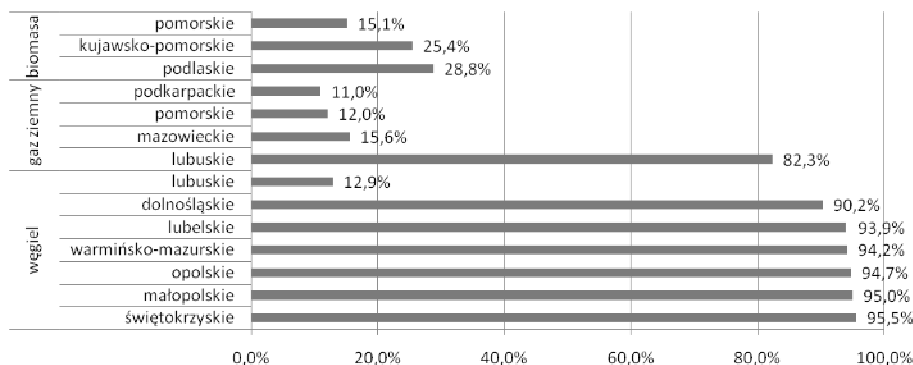
Fig. 2. Consumption of heat energy in the individual years, based on [1]

Według danych GUS w Polsce 50% gospodarstw domowych korzysta z ciepła wytworzonego z paliw stałych, tj. węgla i drewna. Z ciepła sieciowego korzysta 40% rodzin, z ogrzewania gazem ziemnym zaś 10% gospodarstw (rys. 3.). Z ekologicznych źródeł ciepła korzysta jeszcze mniej gospodarstw, bo tylko 1 na 300 [5]. Ekologiczne źródła ciepła w kraju są jeszcze mało popularne głównie ze względu na swoją cenę. Biorąc pod uwagę sposób pozyskania ciepła, jest on zróżnicowany pod względem terytorialnym (rys. 4.). Do województw o największym udziale węgla w wytwarzaniu ciepła należą: świętokrzyskie, małopolskie, opolskie, warmińsko-mazurskie, lubelskie oraz dolnośląskie. Z kolei w województwie lubuskim najwięcej energii cieplnej wytwarza się z gazu ziemnego, natomiast z węgla tylko ok. 13%. Dość dużo energii cieplnej z gazu ziemnego wytwarza się w województwach: mazowieckim, pomorskim i podkarpackim. Najwięcej ciepła z biomasy jest wytwarzane w województwach podlaskim, pomorskim i kujawska-pomorskim [3]. Od 2002 roku powoli, ale systematycznie maleje udział węgla w wytwarzaniu ciepła (spadek o ok. 3,5%), natomiast powoli zwiększa się wytwarzanie ciepła z gazu ziemnego (4%) i biomasy (401%) [3].



Rys. 3. Sposób ogrzewania gospodarstw domowych w Polsce, na podstawie [5]

Fig. 3. The method of heating households in Poland, based on [5]



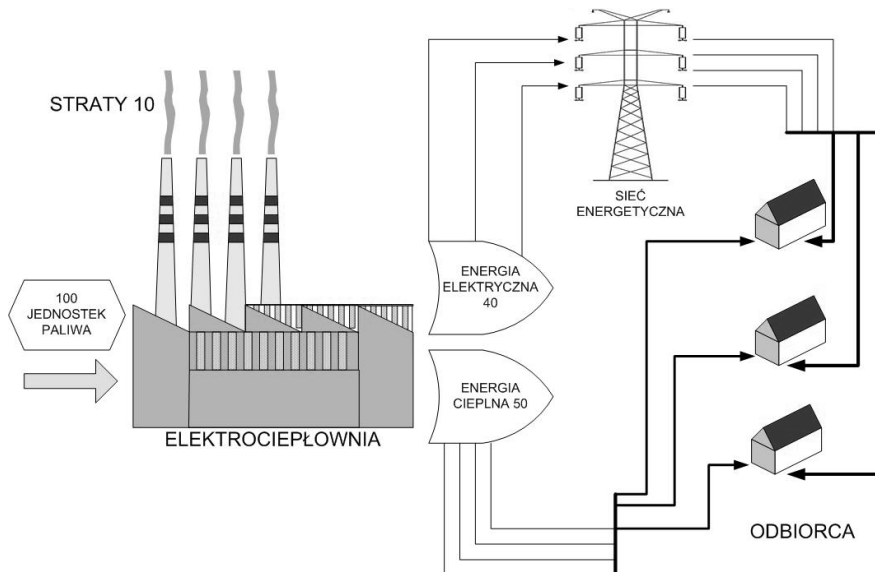
Rys. 4. Zużycie danych paliw do produkcji ciepła w wybranych województwach, na podstawie [3]

Fig. 4. Consumption of fuels for heat production in selected provinces, based on [3]

3. Kogeneracja w wytwarzaniu ciepła

Kogeneracja jest to proces technologiczny, w którym jednocześnie wytwarza się energię elektryczną oraz energię cieplną. Typowym przykładem układu kogeneracji jest elektrociepłownia (rys. 5.). W układach kogeneracyjnych (elektrociepłowniach) ciepło, które nie zostało zamienione na energię elektryczną, jest przechwytywane i oddawane do sieci ciepłowniczej do ogrzewania mieszkań [8].

W typowej elektrowni bez kogeneracji (rys. 6.) generator prądu nie jest w stanie przekształcić całej energii cieplnej na energię elektryczną. W takim przypadku ciepło, które opuszcza generator, jest tracone.

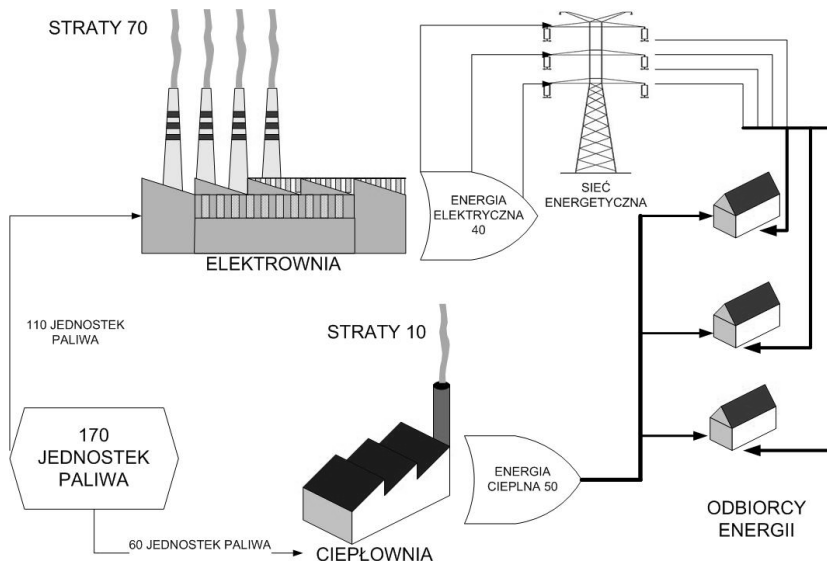


Rys. 5. Schemat ideowy produkcji ciepła i energii elektrycznej w kogeneracji, na podstawie [6]

Fig. 5. Schematic diagram of the production of heat and electricity in cogeneration, based on [6]

Systemy z kogeneracją odznaczają się większą sprawnością, umożliwiając uzyskanie większej ilości energii z tej samej ilości paliwa. Pozwala to na zmniejszenie zużycia paliwa, a przez to zmniejszenie emisji szkodliwych związków w spalinach. Aby wyprodukować w układzie kogeneracyjnym 50 jednostek ciepła i 4 jednostki energii elektrycznej, należy zużyć 100 jednostek paliwa. Strata w tym przypadku wynosi 10 jednostek energii. W przypadku układu bez kogeneracji w celu wytworzenia tylu samo jednostek energii elektrycznej i cieplnej należy użyć aż 170 jednostek paliwa [6]. Różnica w zużyciu paliwa i strat w przypadku obu układów jest więc znacząca. Na rysunkach 5. i 6. podano przykładowe sprawności układów bez i w kogeneracji. Dokładna sprawność systemu w kogeneracji zależy od zastosowanego rodzaju paliwa i silnika (tab. 2.). Najczęściej stosowanym paliwem w układach skojarzonych (w kogeneracji) jest węgiel kamienny, który powoli (ale sukcesywnie) jest zastępowany gazem ziemnym [9].

Transport ciepła na duże odległości jest praktycznie nieopłacalny, dlatego też systemy takie powinny się znajdować jak najbliżej punktów odbioru. Nośnikiem energii cieplnej wytworzonej w układach kogeneracji może być woda (np. w przypadku ogrzewania mieszkań), para wodna lub gorące powietrze (np. w przypadku odbiorców przemysłowych).



Rys. 6. Schemat ideowy produkcji ciepła i energii elektrycznej bez kogeneracji, na podstawie [6]

Fig. 6. Schematic diagram of the production of heat and electricity without cogeneration, based on [6]

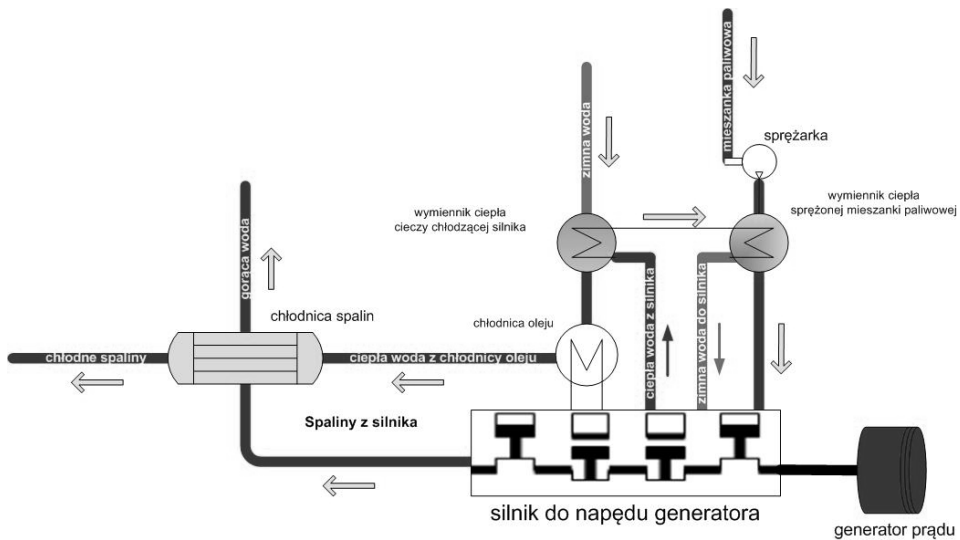
Tabela 2. Porównanie sprawności wybranych technologii w kogeneracji, na podstawie [10]

Table 2. Comparison of efficiency of selected technologies in cogeneration, based on [10]

Rodzaj turbiny	Paliwo	Moc wyjściowa [MWe]	Sprawność elektryczna [%]	Sprawność całkowita [%]
Turbiny parowe	dowolne	0,5-500	7-20	60-80
Turbiny gazowe	gazowe	0,25-50	25-42	65-87
Układy łączone	gazowe lub ciekłe	3-400	35-55	73-90

Zasadę działania układu w kogeneracji z silnikiem spalinowym przedstawiono na rys. 6. W układach tego typu najczęściej jest stosowany silnik zasilany paliwem gazowym. Przed podaniem do silnika paliwo (gaz) jest mieszane z powietrzem. Niska gęstość gazu, a w konsekwencji mała ilość energii zgromadzonej w jednostce objętości przy ciśnieniu atmosferycznym powoduje konieczność sprężenia mieszanki paliwowej przed podaniem paliwa do silnika. Dzięki temu do silnika zostaje dostarczone więcej paliwa, przez co można uzyskać odpowiednią moc do napędu generatora prądu. W czasie sprężania mieszanki paliwowej wraz z ciśnieniem wzrasta temperatura, która zmniejsza gęstość gazu. Aby temu zapobiec, mieszanka paliwowa po wyjściu ze sprężarki zostaje schłodzona w wymienniku ciepła, w którym ciepło jest oddawane do cieczy chłodzącej. Po schłodzeniu paliwo jest podawane do silnika, a ciecz, która odebrała

nadmiar ciepła od sprężonego gazu, do płaszcza wodnego w silniku. Po odebraniu ciepła w silniku ciecz chłodząca (woda) jest kierowana poprzez chłodnicę oleju do chłodnicy spalin. Do chłodnicy oleju jest kierowana ciepła woda z silnika, ponieważ oleju nie można schłodzić do zbyt niskiej temperatury. W niskiej temperaturze gęstość oleju wzrasta, co pogarsza jego właściwości smarne. Do chłodnicy spalin są również kierowane spaliny z silnika, które powstały w procesie spalania paliwa. Tam od spalin jest pobierane ciepło, które następnie jest oddawane wodzie. Gorąca woda wypływająca z wymiennika ciepła jest kierowana do sieci ciepłowniczej lub bezpośrednio do odbiorcy. Zasadę działania systemu produkcji energii cieplnej i elektrycznej w kogeneracji przedstawia rys. 7.



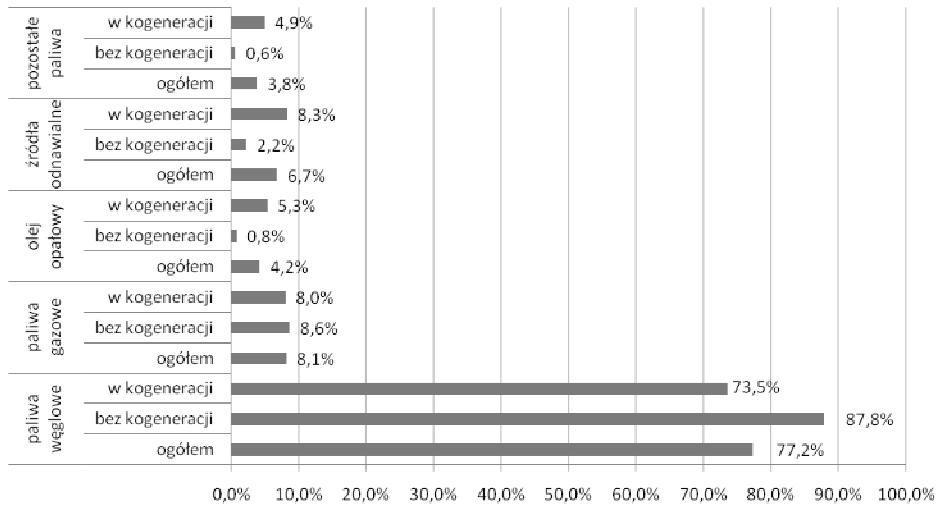
Rys. 7. Zasada działania systemu produkcji energii cieplnej i elektrycznej w kogeneracji, na podstawie [7]

Fig. 7. The principle of operation of the production of heat and electricity in cogeneration, based on [7]

W procesie z kogeneracją energię elektryczną otrzymujemy z generatora, który jest napędzany silnikiem spalinowym (najczęściej zasilanym gazem). Z kolei źródłem ciepła są spaliny z silnika, gorąca woda pochodząca z płaszcza wodnego silnika oraz chłodnicy oleju i sprężonej mieszanki paliwowej [7].

4. Podsumowanie

W Polsce najwięcej układów z kogeneracją jest zasilanych paliwem węglowym (rys. 8.). Jednak odnotowuje się systematyczny wzrost procentu energii z układów kogeneracyjnych zasilanych gazem ziemnym.



Rys. 8. Produkcja ciepła w kogeneracji i bez kogeneracji w 2013 roku, na podstawie [3]

Fig. 8. The production of heat in cogeneration and without cogeneration in 2013, based on [3]

Przy rosnącej emisji szkodliwych związków w spalinach oraz coraz wyższej cenie paliwa wytwarzanie ciepła w kogeneracji jest jak najbardziej zasadne. Ciepło wyprodukowane w kogeneracji może być odprowadzane do sieci ciepłowniczej, co może zwiększyć liczbę odbiorców, a w konsekwencji przyczyni się do zmniejszenia smogu w miastach. Ze względu na te zalety produkcja energii elektrycznej i ciepłej w kogeneracji jest jednym z priorytetów Unii Europejskiej, która finansowo wspiera budowę tego typu instalacji.

Literatura

- [1] Dane GUS. Infrastruktura komunalna. Roczniki statystyczne: 2006-2012.
- [2] Dorer V., Weber R., Weber A.: Performance assessment of fuel cell micro-cogeneration systems for residential buildings. *Energy and Buildings*, no 37(11), 2005, pp. 1132-1146.
- [3] Energetyka ciepła w liczbach w 2013 r. Urząd Regulacji Energetyki.
- [4] Ghannadzadeh A., Perry S., Smith R.: Cogeneration targeting for site utility systems. *Applied Thermal Engineering*, no 43, 2012, pp. 60-66.
- [5] <http://regiodom.pl/portals/porady/nieruchomosci/jak-zmniejszyc-rachunki-za-ogrzewanie-domu-poradnik>
- [6] http://www.energa-kogeneracja.pl/s50-co_to_jest_kogeneracja%253f
- [7] <http://www.p4b.com.pl/Kogeneracja.pdf>
- [8] Reverberi A., Del Borghi A., Dovi V.: Optimal design of cogeneration systems in industrial plants combined with district heating/cooling and underground thermal energy storage. *Energies*, no 4(12), 2011, pp. 2151-2165.

- [9] Torchio M.F.: Energy-exergy. Environmental and economic criteria in combined heat and power (CHP) plants: Indexes for the evaluation of the cogeneration potential. *Energies*, no 6(5), 2013, pp. 2686-2708.
- [10] UNEP. The Emissions Gap Report 2014: a UNEP synthesis report, 2014.
- [11] Xie D., Wang Z., Jin L.: Energy and exergy analysis of a fuel cell based micro combined heat and power cogeneration system. *Energy and Buildings*, no 50, 2012, pp. 266-272.

COGENERATION IN THE PRODUCTION OF HEAT ENERGY

Summary

Growing air pollution and fuel prices make the ecology and economy are key issues in energy production. Are searched such technologies that will reduce emissions by reducing fuel consumption. Economic development in Poland made in the coming years, the demand for electricity and heat will increase, therefore, now to produce energy should be introduced such technologies, which allow for lower fuel consumption and reduced emissions to the atmosphere. Known today, renewable energy technologies are not able to cover the full demand for energy and are relatively expensive. We must therefore find the technology that will be a bridge between the technology used today and renewable energy sources. It turns out that this requirement meets the production of electricity and heat in cogeneration. These systems are characterized by high efficiency, which positively affects the economic and ecological aspects. They can be used in the production of heat that is transferred to the district heating network. This article presents the general characteristics of the Polish market of heat production. It also discusses the main elements of the energy production in cogeneration and the principle of its operation.

Keywords: cogeneration, heat generation, combined heat

Przesłano do redakcji: 15.07.2014 r.

Przyjęto do druku: 02.12.2014 r.

DOI:10.7862/rb.2014.144

Recenzenci współpracujący

ADAMCZYK Jerzy	KULICZKOWSKA Emilia
BAKALARCZYK Jerzy	KURTZ-ORECKA Karolina
BASIŃSKA Małgorzata	LEVCHENKO Oleg (Ukraina)
BERGEL Tomasz	LIPIŃSKA Ewa
BIALIK Wojciech	ŁAPKO Andrzej
BOLT Adam	MADRYAS Cezary
BRÓDKA Jan	MAJEWSKA-NOWAK Katarzyna
BRZEZIŃSKA Agnieszka	MARECKI Andrzej
BUGAJSKI Piotr	MIKULSKI Lesław
BYKOV Valentin (Ukraina)	MROWIEC Maciej
CHACUK Andrzej	MUSIAŁ Wiesław
CHMIEŁOWSKI Krzysztof	NEVEROVA-DZIOPAK Elena
CHWIEDUK Dorota	OLCHOWIK Jan
CIEŻAK Tadeusz	OLENETS Marianna
CZECHOWSKA-KOSACKA Aneta	ONDREJKA HARBULAKOVA Vlasta (Słowacja)
ĆWIK Agata	OWSIAK Zdzisława
DĄBEK Lidia	OZIMINA Ewa
DULAK Leszek	PIEBIAK Iwona
DYKAS Sławomir	RAGANOWICZ Andrzej (Niemcy)
FIEDUCIK Jolanta	RAK Janusz
FILIPOWICZ Mariusz	RÓŻAŃSKI Henryk
GACZOŁ Tomasz	RUCKA Magdalena
GARBALIŃSKA Halina	SAKSON Grażyna
GIL Stanisław	SAWICKI Jerzy M.
GOSSOWSKI Bronisław	SĘKOWSKI Jerzy
GRUDZIŃSKA Magdalena	SIEBIELSKA Izabela
GUCMA Lucjan	SIWOWSKI Tomasz
GUŁKOWSKI Sławomir	SKOTNICKI Marcin
HEIM Dariusz	SKRZYPCZAK Izabela
HLAVINEK Petr (Czechy)	SOWIŃSKI Marek
HOTRA Zenon (Ukraina)	STADNYK Bohdan (Ukraina)
IGNATOWICZ Katarzyna	STROY Anatolij
JABŁOŃSKI Krzysztof	SULIGOWSKI Ziemowit
JACHIMKO Barbara	SZMOLKE Norbert
JANAS Lucjan	ŚLĘCZKA Lucjan
JĘDRZEJUK Hanna	TERLIKOWSKI Wojciech
KALISZUK Joanna	WAŁĘGA Andrzej
KAMENICKY Jan (Czechy)	WNUK Zygmunt
KANOWNIK Włodzimierz	WOJTKOWSKA Małgorzata
KĘSEK Zbigniew	WZOREK Małgorzata Joanna
KLISZCZEWICZ Barbara	ZAJICEK Jaroslav (Czechy)
KOCZYK Halina	ZALEWSKI Wojciech
KOZŁOWSKI Aleksander	ZAPOROZHETS Aleksandr (Ukraina)
KRÓLIKOWSKI Andrzej	ZAWILSKI Marek
KRUPA Jan	ZDYB Agata
KRZANOWSKI Stanisław	ZELENAKOVA Martina (Słowacja)
KULESZA Leszek	ZIEMIAŃSKI Leonard
KULICZKOWSKI Andrzej	ZUCHOWSKI Rafał Tadeusz

Afiliacja recenzentów (poza danymi podanymi w nawiasach): Polska

Lista recenzentów zostanie opublikowana w czwartym numerze
Czasopisma Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury, z. 61(4/14).

Informacje dodatkowe

1. Lista recenzentów współpracujących jest opublikowana w czwartym numerze *Czasopisma Inżynierii Ładowej, Środowiska i Architektury*: 61(4/14) oraz na stronie internetowej:
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/
(dotychczasowa nazwa: *Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Budownictwo i Inżynieria Środowiska*), strona internetowa:
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/budownictwo-i/
2. Zasady recenzowania są udostępnione na stronie internetowej:
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/zasady-recenzowania/
3. Informacje dla autorów artykułów są udostępnione na stronie internetowej:
[oficyna.portal.prz.edu.pl/informacje-dla-autorów/](http://oficyna.portal.prz.edu.pl/informacje-dla-autorow/)
4. Formularz recenzji jest udostępniony na stronie internetowej:
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/
5. Instrukcja dla autorów omawiająca szczegółowo strukturę artykułu, jego układ, sposób przygotowywania materiału ilustracyjnego i piśmiennictwa jest zamieszczona na stronie internetowej:
[www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/instrukcja-dla-autorów/](http://www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/instrukcja-dla-autorow/)
oraz
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/
w zakładce „Instrukcja dla autorów”
6. Dane kontaktowe do redakcji czasopisma, adresy pocztowe i e-mail do przesyłania artykułów oraz dane kontaktowe do wydawcy są podane na stronie internetowej (Komitet Redakcyjny):
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/

Nakład 100 + 50 egz. Ark. wyd. 20,84. Ark. druk. 19,25. Papier offset. 80g B1.

Oddano do druku w grudniu 2014 r. Wydrukowano w grudniu 2014 r.

Drukarnia Oficyny Wydawniczej, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów
Zam. nr 137/14