

PRACE NAUKOWE GIG

GÓRNICTWO I ŚRODOWISKO
MINING & ENVIRONMENT

RESEARCH
REPORTS

Quarterly

KWARTALNIK

3



GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA
CENTRAL MINING INSTITUTE

KATOWICE 2003

Rada Programowa: *prof. dr hab. inż. Jakub Siemek (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Tadeusz Chmielniak, prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźła, prof. dr hab. inż. Józef Dubiński, prof. dr hab. inż. Korneliusz Miksch, prof. dr hab. inż. Joanna Pinińska, prof. dr hab. inż. Janusz Roszkowski, prof. dr hab. inż. Antoni Tajduś, prof. dr hab. inż. Janusz W. Wandrasz, prof. dr hab. inż. Piotr Wolański*

Komitet Kwalifikacyjno-Opiniodawczy: *prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński (przewodniczący), doc. dr hab. inż. Krystyna Czaplicka, prof. dr hab. inż. Jan Hankus, prof. dr hab. inż. Władysław Konopko, prof. dr hab. inż. Jerzy Kwiatek, doc. dr hab. Kazimierz Lebecki, prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan, prof. dr hab. inż. Kazimierz Rułka, prof. dr hab. Jerzy Sablik, doc. dr hab. inż. Jan Wachowicz*

Redaktor Naczelny

prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan

Redakcja wydawnicza i korekta

Ewa Gliwa

Małgorzata Kuśmirek

Barbara Jarosz

Skład i łamanie

Krzysztof Gralikowski

ISSN 1643-7608

Nakład 100 egz.

Adres Redakcji:

Zespół Wydawnictw i Usług Poligraficznych

Głównego Instytutu Górnictwa, 40-166 Katowice, Pl. Gwarków 1

tel. (0-32) 259-24-03, 259-24-04, 259-24-05

fax 032/259-65-33

e-mail: cintexmk@gig.katowice.pl

Spis treści

MARIUSZ CWiĘCZEK.....	5
Uwarunkowania techniczne i ekonomiczne skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i ciepła.....	5
Technical and economic conditions of using small systems for combined production of electrical power and heat.....	5
JERZY SABLIK, KRZYSZTOF WIERZCHOWSKI	27
Krytyczne napięcie powierzchniowe zwilżania różnych typów węgla wzbudzone odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej i flotacji	27
Critical surface tension of wetting of different coal types caused by reagents used in float and sink analysis and in floatation	28
A.G. MNUCHIN, A.M. BRIUCHANOW, ** I.P. GOROSZKO, *** W.I. JEMELIANENKO, *** S.W. NASONOW	45
Rozpad betonów o szczególnie dużej wytrzymałości pod wpływem oddziaływań elektrohydraulicznych	45
Disintegration of concretes with specially high mechanical strength under the influence of electrohydraulic effects	45
WITALIJ SKOROPACKI.....	53
Wybór sposobu zdalnego zasilania urządzeń telemetrycznych i telekomunikacyjnych funkcjonujących w strefach zagrożonych wybuchem	53
Selection of the method of remote power supply of telemetric and telecommunication equipment operating in the explosion – hazard zones	53
KRZYSZTOF STAŃCZYK, MAGDALENA LUDWIK.....	71
Uprawy roślin energetycznych – możliwości zagospodarowania nieużytków i użytków rolnych, na których produkcja rolnicza jest nieopłacalna	71
xv xv	71
WOJCIECH KOZA, JAN SKOWRONEK, STANISŁAW CHAŁUPNIK	83
Komora do badań współczynników ekshalacji radonu	83
Development of the chamber for measurements of radon exhalation coefficients	83

Mariusz Ćwięczek

UWARUNKOWANIA TECHNICZNE I EKONOMICZNE SKOJARZONEGO WYTWARZANIA ENERGII ELEKTRYCZNEJ I CIEPŁA

Streszczenie

W ostatnich latach, w ślad za tendencjami światowymi, w naszym kraju obserwuje się wzrost zainteresowania układami do skojarzonego wytwarzania ciepła i energii elektrycznej (ang. *Combined Heat and Power* – CHP) z wykorzystaniem paliw gazowych. Dostępność paliwa gazowego w postaci produktu ubocznego, np. gazu z odmetanowania kopalń lub biogazu, gazu oczyszczalnianego czy gazu wysypiskowego pochodzącego z procesów zachodzących w gospodarce odpadami, stanowi dodatkowy powód szczególnego zainteresowania układami CHP.

W artykule przedstawiono zagadnienia związane ze stosowaniem układów do skojarzonego wytwarzania ciepła i energii elektrycznej w układach energetycznych o małej mocy. Omówiono poziom rozwoju technologii z uwzględnieniem podziału na układy wykorzystujące silniki tłokowe i turbiny gazowe. Przedstawiono wskaźniki energetyczne charakteryzujące układy skojarzone, wyznaczono charakterystyki sprawności wytwarzania energii elektrycznej turbozespołów gazowych, mikroturbin i silników tłokowych gazowych.

Uwagę poświęcono także analizie pracy układów CHP w warunkach odmiennych od nominalnych i ich oddziaływaniom na efektywność energetyczną i ekonomiczną, jak również sposobom odbioru energii elektrycznej i ciepłej i ich wpływowi na efekty pracy układów skojarzonych, gdyż wzajemna relacja jednostkowych cen energii wytwarzanych w skojarzeniu i możliwych do zakupienia, bądź wytwarzanych w alternatywnych źródłach, determinuje chwilowy stan pracy układu i kształtuje finalny efekt ekonomiczny.

Technical and economic conditions of' using small systems for combined production of electrical power and heat

Abstract

In recent years, following the world tendencies an increased interest in combined production of heat and electrical power (CHP) with the use of gaseous fuels has also been observed in this country. The availability of gaseous fuel in the form of a by – product, for instance gas from methane drainage system of mines or biogas, gas from waste water treatment plants or from landfills resulting from the process taking place in the management of waste, is an additional reason of particular interests in CHP systems.

The paper presents the problems related to the use of systems for production of heat and electrical power in the low-power systems. The level of technological development has been discussed, including the division into the system which use piston engines and gas turbines.

The energy indices that characterise the combined systems have been presented, and the efficiency characteristics for electrical power generation in gas turbine sets, microturbines and gas piston engines have been determined.

Attention has also been paid to the operational analysis of CHP systems in the conditions differing from the nominal ones, and to their influence on the power production and economic efficiency, as well as to the methods of electrical and thermal power reception, and their effects on operation of combined systems, as the interrelation of unit prices of energy produced in combination, and available for purchase or produced in alternative sources, determines the instantaneous condition of systems operation and determines the final economic effect.

1. WSTĘP

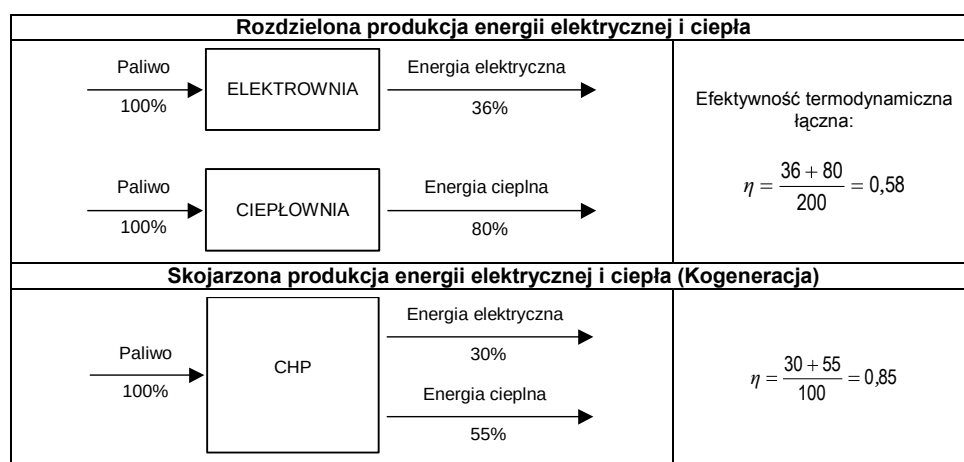
Skojarzona produkcja energii elektrycznej i ciepłej (kogeneracja), w stosunku do produkcji rozdzielonej, daje oszczędności zużycia energii pierwotnej, ze względu na odzysk ciepła, które jest wykorzystywane do celów grzewczych lub technologicznych. W ostatnich latach, w krajach Europy Zachodniej, obserwuje się wzrost zainteresowania układami do skojarzonego wytwarzania ciepła i energii elektrycznej (ang. *Combined Heat and Power* – CHP) z wykorzystaniem paliw gazowych, ze względu na:

- sprzyjające regulacje prawne dotyczące kogeneracji,
- dostępność gazu ziemnego,
- korzystne relacje cen gazu w stosunku do innych paliw,
- regulacje prawne z zakresu ochrony środowiska,
- podaż nowoczesnych technologii,
- istnienie źródeł finansowych.

Rozwój gazowych układów skojarzonych wynika z ich efektywności ekonomicznej, która jest uzależniona przede wszystkim od:

- parametrów technicznych układów,
- cen paliw gazowych i energii elektrycznej,
- sposobu pracy urządzeń,
- wielkości zapotrzebowania na ciepło i energię elektryczną odbiorców.

Na rysunku 1 przedstawiono porównanie efektywności wykorzystania energii pierwotnej z układów rozdzielonych i kogeneracyjnych.



Rys. 1. Porównanie efektywności termodynamicznej gospodarki rozdzielonej i skojarzonej (kogeneracji)

Fig. 1. Comparison of thermodynamic efficiency of separated and combined generation (co-generation)

W artykule przedstawiono główne czynniki warunkujące uzyskanie końcowego efektu ekonomicznego małych, gazowych układów kogeneracyjnych z wykorzystaniem silników tłokowych i turbin gazowych.

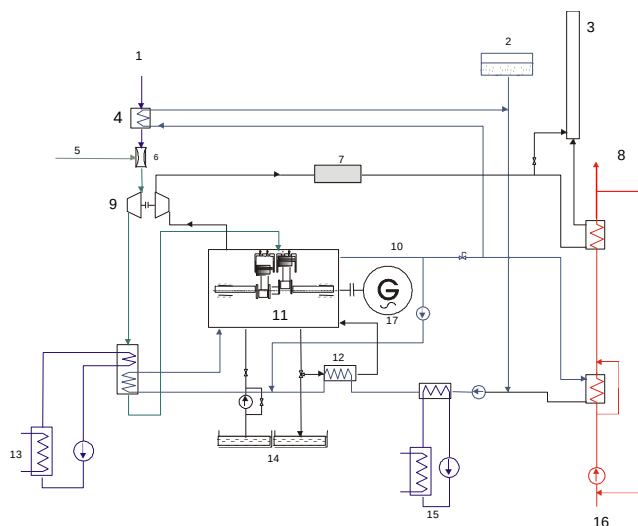
2. PRZEGLĄD GAZOWYCH UKŁADÓW KOGENERACYJNYCH O MAŁEJ MOCY

Do układów skojarzonej produkcji ciepła i energii elektrycznej, o małej mocy, zalicza się instalacje, których generowana moc elektryczna mieści się w zakresie:

- 20–5000 kW w przypadku układów z silnikami tłokowymi,
- 500–20 000 kW w przypadku układów z turbinami gazowymi.

2.1. Układy do skojarzonego wytwarzania ciepła i energii elektrycznej z wykorzystaniem gazowych silników tłokowych

Ze względu na stosunkowo wysoką sprawność energetyczną, dostępność jednostek o małych mocach i konkurencyjne ceny, gazowe silniki tłokowe są najbardziej rozpowszechnionymi urządzeniami w układach o małych mocach kogeneracyjnych [1]. Stosowane są przede wszystkim silniki spalinowe, które są pochodnymi standardowych silników diesla. Poniżej 1 MW mocy elektrycznej są stosowane silniki szybkoobrotowe i średnioobrotowe ($n \geq 1000$ 1/min), natomiast dla większych mocy elektrycznych – silniki wolnoobrotowe z zapłonem samoczynnym. Dla najmniejszych mocy natomiast są adaptowane silniki spalinowe samochodowe. Schemat układu CHP z tłokowym silnikiem spalinowym przedstawiono na rysunku 2.

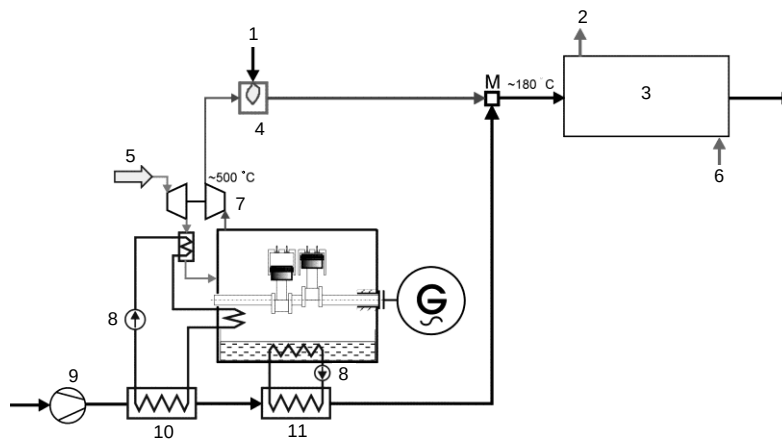


Rys. 2. Układ skojarzony z tłokowym silnikiem spalinowym wytwarzający gorącą wodę: 1 – powietrze do spalania, 2 – zbiornik wody uzupełniającej, 3 – komin, 4 – podgrzewacz powietrza, 5 – paliwo gazowe, 6 – mieszalnik, 7 – katalizator, 8 – woda grzewcza (zasilanie), 9 – turbosprężarka, 10 – woda chłodząca, 11 – blok silnika, 12 – chłodnica oleju, 13 – chłodnica dodatkowa mieszanki, 14 – zbiornik oleju smarowego, 15 – chłodnica dodatkowa, 16 – woda sieciowa (powrót), 17 generator

Fig. 2. Combined system with piston combustion engine producing hot water: 1 – air for combustion, 2 – supplementary water tank, 3 – chimney, 4 – air heater, 5 – gaseous fuel, 6 – mixer, 7 – catalysator, 8 – heating water (supply), 9 – turbo-compressor, 10 – cooling water, 11 – engine block, 12 – oil cooler, 13 – additional mixture cooler, 14 – lubrication oil tank, 15 – additional cooler, 16 – water from pipe network (return), 17 – generator

Energia cieplna jest odzyskiwana przy różnych poziomach temperatury. Nisko-temperaturowe źródło ciepła stanowią układy chłodzenia bloku silnika i miski olejowej ($t \leq 90^{\circ}\text{C}$), zaś wysokotemperaturowym źródłem są spaliny wylotowe ($400^{\circ}\text{C} < t < 500^{\circ}\text{C}$).

Bardzo korzystne efekty energetyczne, ze względu na wysoki stopień wykorzystania entalpii spalin wylotowych z silnika, ma układ z bezpośrednim wykorzystaniem ciepła ze spalin w suszarniach przemysłowych [1]. Technologia ta z powodzeniem może być wykorzystywana w rolnictwie i ogrodnictwie. Schemat przykładowej instalacji przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Układ skojarzony z tłokowym silnikiem spalinowym z bezpośrednim wykorzystaniem spalin wylotowych: 1 – gaz, 2 – produkt suchy, 3 – suszarnia (przemysłowa), 4 – palnik dopalający, 5 – mieszanka, 6 – produkt wilgotny, 7 – turbosprężarka, 8 – pompa obiegowa, 9 – wentylator, 10 – chłodnica płaszcza wodnego i mieszanki, 11 – chłodnica oleju

Fig. 3. Combined system with piston combustion engine with direct use of exhaust gases: 1 – gas, 2 – dry product, 3 – dryer (industrial), 4 – after-burner, 5 – mixture, 6 – wet product, 7 – turbo-compressor, 8 – circulation pump, 9 – fan, 10 – cooler for water jacket and mixture, 11 – oil cooler

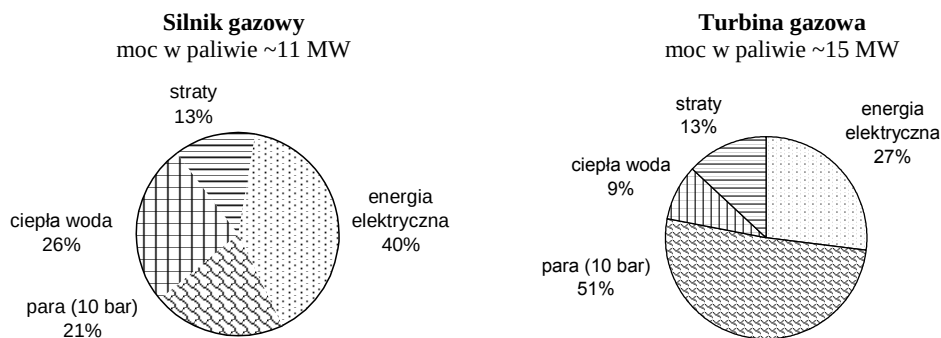
2.2. Układy do skojarzonego wytwarzania ciepła i energii elektrycznej z wykorzystaniem turbin gazowych

Turbiny gazowe znajdują najszersze zastosowanie w obiektach, w których wykorzystywana jest energia cieplna w postaci pary o średnich lub wysokich parametrach.

Porównanie produktów uzyskiwanych z układów skojarzonych z wykorzystaniem turbiny gazowej i silnika tłokowego opalanego gazem ziemnym przedstawiono na rysunku 4 [2]. Wynika z niego, że w przypadku układów o porównywalnych mocach wykorzystanie pary technologicznej jest prawie dwukrotnie większe, gdy element układu stanowi turbina parowa.

Układy do skojarzonej produkcji energii elektrycznej i ciepła z turbinami gazowymi, ze względów konstrukcyjnych, można podzielić na [1]:

- proste,
- złożone.

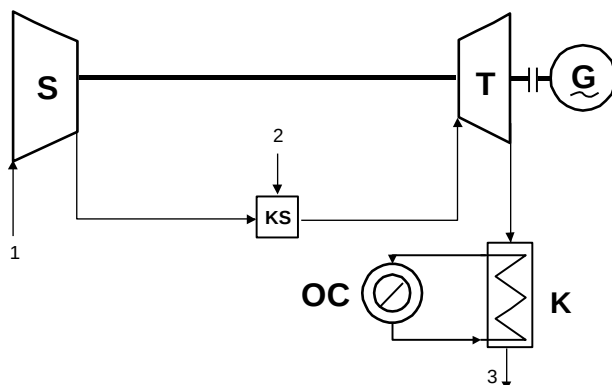


Rys. 4. Sposób zagospodarowania produktów w układach skojarzonych

Fig. 4. Method of product management in the combined systems

2.2.1. Układy proste

W układach prostych energia elektryczna jest produkowana wyłącznie z wykorzystaniem turbin gazowych, natomiast energia cieplna jest wytwarzana w kotłach odzyskowych zasilanych spalinami opuszczającymi układ. Są stosowane także turbiny przemysłowe lub lotniczopochodne. Turbiny przemysłowe osiągają niższe sprawności energetyczne ze względu na niższe stopnie sprężania (układ jednowałowy) od lotniczopochodnych, lecz charakteryzują się mniejszymi jednostkowymi kosztami inwestycyjnymi. Schemat prostego układu CHP z turbiną gazową przedstawiono na rysunku 5.



Rys. 5. Układ skojarzony z turbiną gazową:

S – sprężarka, T – turbina, KS – komora spalania, G – generator, OC – odbiornik ciepła, K – kocioł odzyskowy, 1 – powietrze, 2 – gaz ziemny, 3 – spaliny

Fig. 5. System combined with gas turbine:

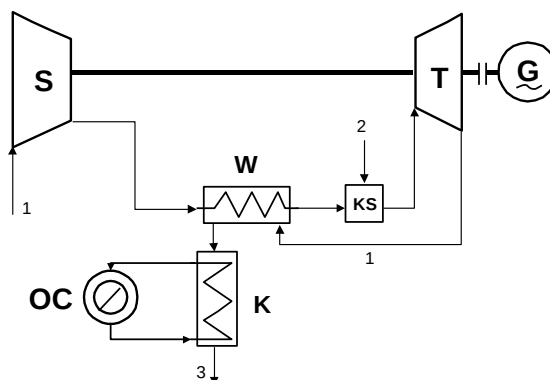
S – compressor, T – turbine, KS – combustion chamber, G – generator, OC – heat receiver, k – recovery boiler, 1 – air, 2 – natural gas, 3 – exhaust gases

2.2.2. Układy złożone

W celu zwiększenia sprawności energetycznej i efektywności ekonomicznej układów CHP z turbinami gazowymi, rozpowszechniły się układy złożone:

- z regeneracją ciepła,
- z mikroturbinami,
- z wtryskiem pary lub wody oraz układy gazowo-parowe [1].

Jednym z najskuteczniejszych sposobów zwiększania sprawności energetycznej urządzeń jest zastosowanie regeneracji ciepła. W przypadku turbin gazowych regeneracja ciepła polega na podgrzewaniu powietrza przed komorą spalania spalinami wylotowymi w wymienniku regeneracyjnym. Zastosowanie regeneracji ciepła wymaga całkowitej zmiany konstrukcji turbiny w celu odprowadzenia powietrza za sprężarką do wymiennika i wprowadzenia podgrzanego powietrza do komory spalania. Obniżenie temperatury spalin w wymienniku regeneracyjnym sprzyja wytwarzaniu ciepła w postaci wody grzewczej. Schemat klasycznego układu z regeneracją ciepła pokazano na rysunku 6.



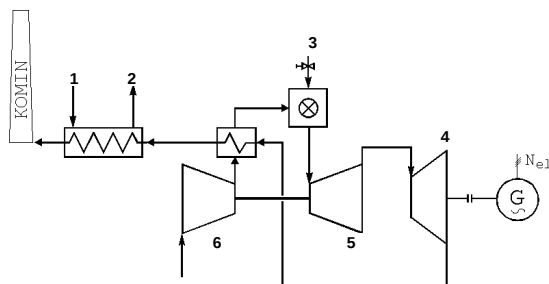
Rys. 6. Układ skojarzony z turbiną gazową z regeneracją ciepła: W – wymiennik regeneracyjny; pozostałe oznaczenia jak na rysunku 5

Fig. 6. Combined system with gas turbine and heat regeneration: W – regeneration exchanger; other symbols as in Fig.5

Dla małych odbiorców są przeznaczone układy z mikroturbinami. Cechują się one niewielkimi, jak na turbiny gazowe, mocami (moc elektryczna od 25 do 300 kW), przy stosunkowo wysokiej sprawności (od 25 do 30%). Uzyskiwane sprawności wytwarzania energii elektrycznej mieszczą się w zakresie obowiązującym dla turbin klasycznych (do 10 MW). Wzrost popularności mikroturbin wynika również z prostoty ich konstrukcji, dzięki zastosowaniu następujących rozwiązań technologicznych: niskich stopni sprężania i niezbyt wysokiej temperatury spalania.

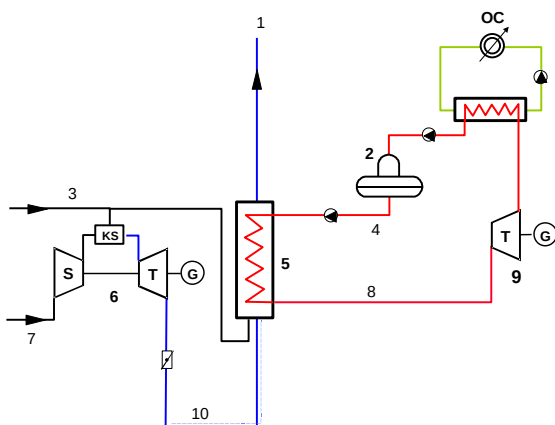
Z racji uzyskiwanych wskaźników technicznych, charakteryzujących wielkość układu, emisję hałasu i drgań, kosztów obsługi i remontów, mikroturbiny gazowe stanowią konkurencję dla silników tłokowych gazowych o małej mocy. Schemat typowego układu CHP z mikroturbiną pokazano na rysunku 7.

Uproszczony schemat układu gazowo-parowego przedstawiono na rysunku 8.



Rys. 7. Schemat układu CHP z wykorzystaniem mikroturbiny gazowej: 1 – woda (powrót), 2 – woda (zasilanie), 3 – paliwo, 4 – wolna turbina mocy, 5 – turbina wysokopiętna, 6 – sprężarka

Fig. 7. Scheme of a CHP system with the use of gas microturbine: 1 – water (return), 2 – water (supply), 3 – fuel, 4 – free power turbine, 5 – high-pressure turbine, 6 – compressor



Rys. 8. Schemat elektrociepłowni gazowo-parowej: 1 – spaliny do emitora, 2 – odgazowywacz, 3 – paliwo, 4 – kondensat, 5 – kocioł odzyskowy, 6 – turbina gazowa, 7 – powietrze, 8 – para, 9 – turbina parowa, 10 – spaliny

Fig. 8. Scheme of thermal-electric power station: 1 – exhaust gas to emitter, 2 – degasifier, 3 – fuel, 4 – condensate, 5 – recuperation boiler, 6 – gas turbine, 7 – air, 8 – steam, 9 – vapour turbine, 10 – exhaust gas

W kotle odzyskowym układu gazowo-parowego jest wytwarzana para o wysokich parametrach, która jest kierowana do turbiny parowej napędzającej generator energii elektrycznej. Kombinowany układ gazowo-parowy charakteryzuje się wysoką sprawnością wytwarzania energii elektrycznej (50%). Do niedawna jeszcze elektrociepłownie gazowo-parowe były utożsamiane z układami o średnich lub dużych mocach elektrycznych (przynajmniej kilkudziesięciu MW), co wynikało głównie z warunków ekonomicznych. Elementy części parowej układu mają bowiem znaczący udział w całości nakładów inwestycyjnych ponoszonych na budowę układu (skraplacz, układ chłodzenia, parowy kocioł odzyskowy, odgazowywacz). Minimalna moc budowanych elektrociepłowni gazowo-parowych systematycznie jednak maleje [1].

3. WSKAŹNIKI ENERGETYCZNE PROCESÓW SKOJARZONEGO WYTWARZANIA ENERGII ELEKTRYCZNEJ I CIEPŁA

Zgodnie z II zasadą termodynamiki, opisaną zależnością (1), tylko część ciepła dostarczonego do układu może zostać zamieniona na pracę [4]

$$N_{\max} \leq \dot{Q}_D \left(1 - \frac{T_w}{T_d} \right) \quad (1)$$

gdzie:

- $N_{\max}$ – maksymalna praca mechaniczna,
- $\dot{Q}_D$ – ciepło doprowadzone do układu,
- T_w – średnia temperatura podczas odprowadzania ciepła od czynnika,
- T_d – średnia temperatura podczas doprowadzania ciepła do czynnika.

Z matematycznej analizy II zasady termodynamiki wynika, że wytwarzanie energii elektrycznej powinno odbywać się przy maksymalnej temperaturze czynnika roboczego podczas pobierania ciepła (np. wytwarzanie pary w kotle) i minimalnej temperaturze podczas oddawania ciepła (skraplacz siłowni kondensacyjnej). W praktyce w siłowniach, w klasycznych obiegach elektrociepłowni kondensacyjnych, ciepło jest odbierane w skraplaczu w temperaturze otoczenia, natomiast para w kotle jest wytwarzana w temperaturze dużo niższej od teoretycznie możliwej, tzn. temperatury spalin. Z tego względu następuje znaczna degradacja jakości energii paliwa (egzergii paliwa) wskutek przekazywania ciepła w kotle od spalin o wysokiej temperaturze do pary wodnej o niskiej temperaturze [4].

Korzystniejszym termodynamicznie rozwiązaniem jest bezpośrednie wykorzystanie spalin o wysokiej temperaturze do produkcji mocy elektrycznej, co występuje w układach skojarzonych z silnikami tłokowymi i turbinami gazowymi. Zaletą ta jest wykorzystywana głównie w silnikach tłokowych, natomiast uwarunkowania konstrukcyjne turbin gazowych, ze względu na ciągłą pracę łopatek, determinują nieco niższe temperatury spalin, co pogarsza efekt termodynamiczny i ekonomiczny [5].

Do oceny efektywności energetycznej w układach skojarzonych są stosowane następujące wskaźniki:

- sprawność wykorzystania energii elektrycznej w układzie CHP – η_{el_CHP} ,
- sprawność wykorzystania energii cieplnej w układzie CHP – η_{Q_CHP} ,
- sprawność całkowita układu CHP – η_{c_CHP} lub wskaźnik wykorzystania energii chemicznej paliwa (*Energy Utilization Factor*) – *EUF*,
- wskaźnik skojarzenia układu CHP – σ .

Sprawność wykorzystania energii elektrycznej, dla wartości chwilowych, w układzie CHP definiuje się następująco

$$\eta_{el_CHP} = \frac{N_{el}}{\dot{E}_{chp}} = \frac{N_{el}}{\dot{P}W_d} \quad (2)$$

gdzie:

N_{el} – chwilowa moc elektryczna uzyskiwana z układu,

$\dot{E}_{chp}$ – strumień energii chemicznej (napędowej) doprowadzonej do układu,

$\dot{P}$ – strumień paliwa,

W_d – wartość opałowa paliwa.

Do wyznaczenia sprawności wykorzystania energii cieplnej stosuje się wzór

$$\eta_{Q_CHP} = \frac{\dot{Q}}{\dot{E}_{chp}} = \frac{\dot{Q}}{\dot{P}W_d} \quad (3)$$

gdzie $\dot{Q}$ – strumień ciepła uzyskiwany z układu.

W układach skojarzonego wytwarzania ciepła i energii elektrycznej powszechnie stosowanym wskaźnikiem, określającym ogólną sprawność konwersji energii chemicznej paliwa na produkty użyteczne z układów CHP, jest sprawność ogólna, definiowana jako

$$\eta_{c_CHP} = \frac{N_{el} + \dot{Q}}{\dot{E}_{chp}} = \frac{N_{el} + \dot{Q}}{\dot{P}W_d} \quad (4)$$

i często nazywana wskaźnikiem wykorzystania energii – *EUF*.

Chwilowy charakter pracy układów skojarzonych, ujmujący zależność produkowanej energii elektrycznej i ciepła, opisuje wskaźnik skojarzenia, wyznaczany ze wzoru

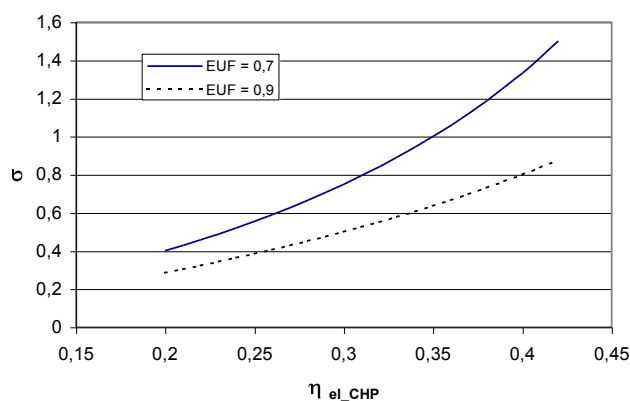
$$\sigma = \frac{N_{el}}{\dot{Q}} \quad (5)$$

Wzajemną zależność między sprawnością wytwarzania energii elektrycznej η_{el_CHP} , wskaźnikiem skojarzenia σ oraz wskaźnikiem wykorzystania energii chemicznej paliwa *EUF* opisuje zależność

$$EUF = \eta_{el_CHP} \left(1 + \frac{1}{\sigma} \right) \quad (6)$$

Przy sprawności wytwarzania energii elektrycznej występującej w układach CHP w zakresie od 0,20 do 0,42 oraz wartości wskaźnika wykorzystania energii *EUF* w zakresie od 0,7 do 0,9, wskaźnik skojarzenia przyjmuje wartości od 0,18 do 1,5, co graficznie przedstawiono na rysunku 9. Wzrostowi sprawności wytwarzania energii elektrycznej towarzyszy wzrost wskaźnika skojarzenia σ .

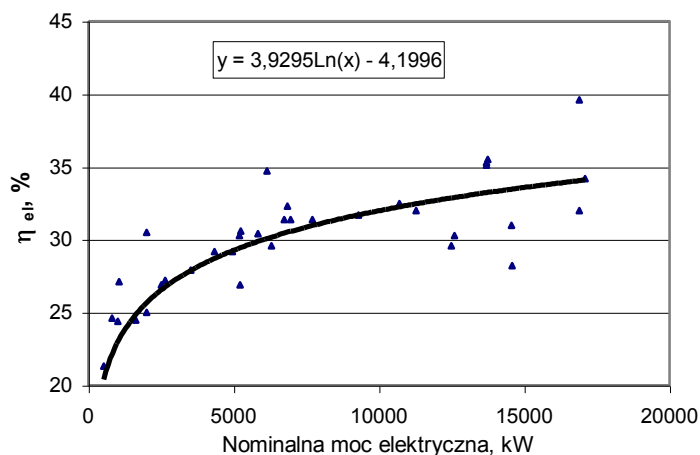
W celu wyznaczenia rzeczywistych zależności sprawności wytwarzania energii elektrycznej w funkcji mocy elektrycznej układów CHP posłużono się danymi technicznymi uzyskanymi od producentów i dostawców układów skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i ciepła [6].



Rys. 9. Zależność wskaźnika skojarzenia od sprawności wytwarzania energii elektrycznej w układach skojarzonych: σ – wskaźnik skojarzenia układu CHP, η_{el_CHP} – sprawność wykorzystania energii elektrycznej w układzie CHP

Fig. 9. Relationship of the combination index on the efficiency of electrical power generation in combined systems: σ – CHP system combination index, η_{el} – CHP - efficiency of electric power utilisation in the CHP system

Sprawność elektryczną w funkcji mocy elektrycznej turbozespołów gazowych w zakresie mocy od 500 do 20 000 kW przedstawiono na rysunku 10.

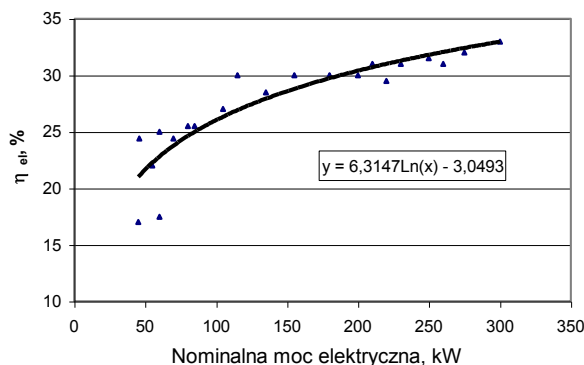


Rys. 10. Sprawność nominalna wytwarzania energii elektrycznej w turbozespołach o mocach w zakresie 500–18 000 kW w warunkach ISO¹⁾: η_{el} – sprawność wykorzystania energii elektrycznej w układzie CHP

Fig. 10. Nominal efficiency of electrical power generation in turbine - sets with the power levels in the range 500–18 000 kW in ISO conditions¹⁾: η_{el} – efficiency of electrical power utilisation in the system

¹⁾ normatywne warunki pracy turbin gazowych wg normy DIN-ISO 3977: temperatura powietrza – 15°C, ciśnienie powietrza – 101,325 hPa, wilgotność względna powietrza – 60%, brak strat ciśnienia w układzie dolotowym i wylotowym.

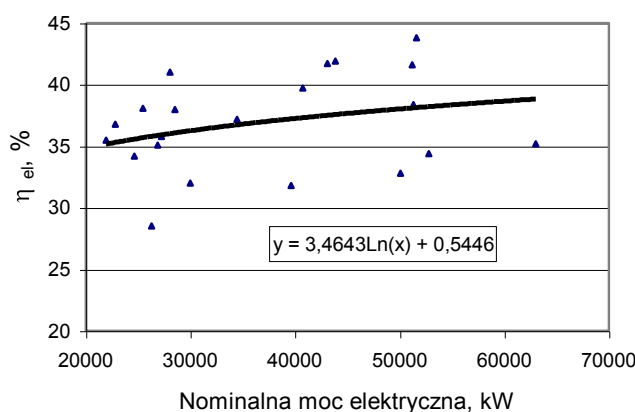
Uśredniony zakres nominalnych sprawności wytwarzania energii elektrycznej, dla turbozespołów o mocach elektrycznych od 0,5 do 20 MW, mieści się w zakresie od 21 do 34%. Nowa generacja układów CHP z wykorzystaniem mikroturbin, przeznaczonych dla najmniejszych odbiorców, znajduje coraz częstsze zastosowanie między innymi z uwagi na sprawność wykorzystania energii elektrycznej porównywalną ze sprawnością turbozespołów o małej mocy. Z charakterystyki $\eta_{el} = f(\dot{V}_{el})$ przedstawionej na rysunku 11 wynika, że uśrednione wartości sprawności wytwarzania energii elektrycznej mieszczą się w zakresie od 21 do 33%.



Rys. 11. Sprawność nominalna wytwarzania energii elektrycznej w układach CHP z mikroturbinami: η_{el} – sprawność wykorzystania energii elektrycznej w układzie CHP

Fig. 11. Nominal efficiency of electrical power generation in CHP systems: (η_{el} as in Fig.10)

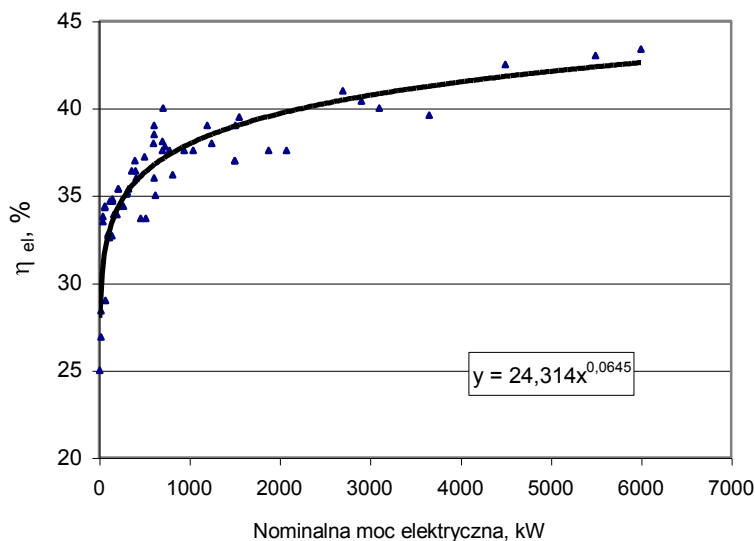
Większe wartości sprawności wytwarzania energii elektrycznej (35–40%) uzyskują turbozespoły o mocach elektrycznych powyżej 20 MW, jednak jednostek takich nie kwalifikuje się do małych układów CHP (rys. 12).



Rys. 12. Sprawność nominalna wytwarzania energii elektrycznej w turbozespołach o mocach w zakresie 20–70 MW w warunkach ISO: η_{el} – sprawność wykorzystania energii elektrycznej w układzie CHP

Fig. 12. Nominal efficiency of electrical power generation in turbine – sets with the power levels in the 20–70 MW, in ISO conditions (η_{el} as in Fig. 10)

Zależność sprawności wytwarzania energii elektrycznej od mocy elektrycznej dla układów CHP z silnikami tłokowymi przedstawiono na rysunku 13.



Rys. 13. Sprawność nominalna wytwarzania energii elektrycznej w układzie CHP z gazowym silnikiem tłokowym w funkcji nominalnej mocy elektrycznej: η_{el} – sprawność wykorzystania energii elektrycznej w układzie CHP

Fig. 13. Nominal efficiency of electrical power generation in CHP systems with gas piston engines vs. nominal electrical power; (η_{el} as in Fig.10)

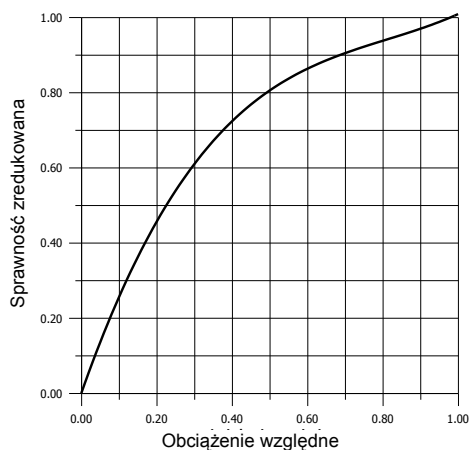
Bardzo istotnym zagadnieniem, wpływającym na efektywność energetyczną i ekonomiczną, są parametry pracy układów CHP w warunkach odmiennych od nominalnych. Dobór urządzeń i opracowanie analiz ekonomicznych muszą uwzględniać analizę podatności wskaźników energetycznych na zmiany, przede wszystkim:

- obciążenia elektrycznego i ciepłego układów CHP,
- temperatury otoczenia.

Dogodny sposób ujęcia zmian parametrów pracy przedstawiają charakterystyki we współrzędnych zredukowanych, tj. odniesionych do nominalnych wskaźników pracy układów. Na rysunkach 14 i 15 przedstawiono wpływ zmian obciążenia elektrycznego na sprawność wytwarzania energii elektrycznej układu CHP kolejno z turbiną gazową i silnikiem tłokowym [7].

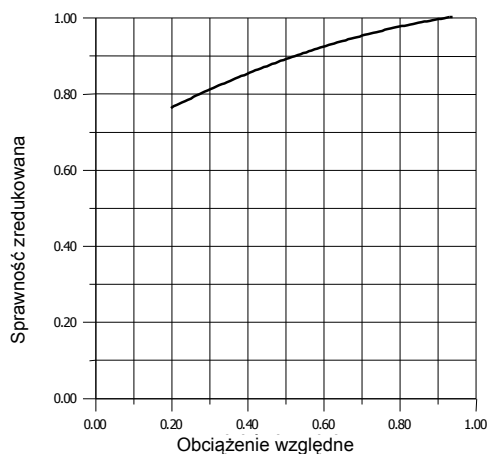
Z rysunków wynika, że znajomość zmienności sprawności wytwarzania energii w funkcji obciążenia jest istotna z uwagi na poprawność doboru układu i opracowywania analiz techniczno-ekonomicznych. Większą podatność na zmiany obciążenia wykazują turboszespoły gazowe. Obciążenie 20% układu powoduje zmniejszenie sprawności wytwarzania energii elektrycznej w stosunku do sprawności nominalnej:

- o 55% w przypadku uogólnionego turboszespołu gazowego,
- o 25% w przypadku silnika tłokowego.



Rys. 14. Sprawność zredukowana turboszespołu gazowego w funkcji mocy elektrycznej zredukowanej²⁾:
sprawność zredukowana – η/η_{nom} ; moc elektryczna zredukowana N/N_{nom}

Fig. 14. Reduced efficiency of the gas turbine - set vs. electrical power²⁾: reduced efficiency – η/η_{nom} ;
reduced electrical power N/N_{nom})



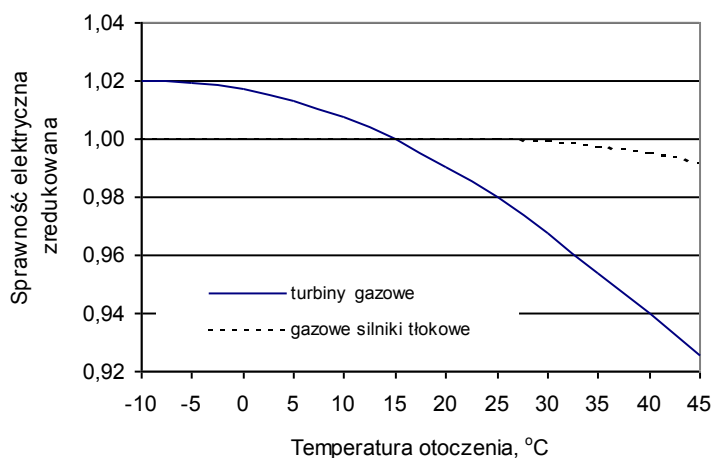
Rys. 15. Sprawność zredukowana układu CHP z gazowym silnikiem spalinowym w funkcji mocy elektrycznej zredukowanej³⁾

Fig. 15. Reduced efficiency of the CHP system with gas combustion engine vs. reduced electrical power³⁾: (reduced efficiency – η/η_{nom} ; reduced electrical power – N/N_{nom})

$$^2 \frac{\eta}{\eta_{nom}} = 1,2918 \left(\frac{N}{N_{nom}} \right)^3 - 3,1421 \left(\frac{N}{N_{nom}} \right)^2 + 2,8587 \left(\frac{N}{N_{nom}} \right)$$

$$^3 \frac{\eta}{\eta_{nom}} = 0,0025 \left(\frac{N}{N_{nom}} \right)^3 - 0,2341 \left(\frac{N}{N_{nom}} \right)^2 + 0,587 \left(\frac{N}{N_{nom}} \right) + 0,6537$$

Istotnym czynnikiem warunkującym efektywność pracy układu CHP z turbinami gazowymi jest temperatura otoczenia. Powietrze dopływające do sprężarki ma temperaturę otoczenia, a jej wartość wpływa na moc sprężarki oraz na ilość paliwa dostarczaną do komory spalania w celu uzyskania wymaganych parametrów termodynamicznych spalin, napędzających turbinę. Porównanie wpływu temperatury otoczenia na sprawność elektryczną układów CHP przedstawiono na rysunku 16 [6].



Rys. 16. Zredukowana sprawność wytwarzania energii elektrycznej układów skojarzonych w funkcji temperatury otoczenia

Fig. 16. Reduced efficiency of electrical power production of the combined systems vs. ambient temperature

Wpływ temperatury otoczenia na pracę turbozespołów gazowych jest istotny. Powyżej temperatury normatywnej (15°C) sprawność elektryczna maleje, w temperaturze niższej niż 15°C efektywność turbin gazowych wzrasta, natomiast wskaźniki pracy silników tłokowych praktycznie nie zależą od temperatury otoczenia i jej wpływ w analizach techniczno-ekonomicznych można pominąć.

4. WPŁYW SPOSOBU ODBIORU ENERGII ELEKTRYCZNEJ I CIEPLNEJ NA PRACĘ UKŁADÓW SKOJARZONYCH

W technice grzewczej do doboru urządzeń grzewczych i przeprowadzania analiz techniczno-ekonomicznych służy uporządkowany wykres zapotrzebowania ciepła, który tworzy się w wyniku porządkowania, w kolejności malejącej, wartości mocy cieplnej w ujęciu rocznym. Zmienność chwilowej mocy cieplnej $\dot{Q}_{ch}$ obiektu w funkcji temperatury zewnętrznej t_z przedstawia zależność

$$\dot{Q}_{ch} = \dot{Q}_{\max} \frac{t_w - t_z}{t_w - t_{z\min}} \quad (7)$$

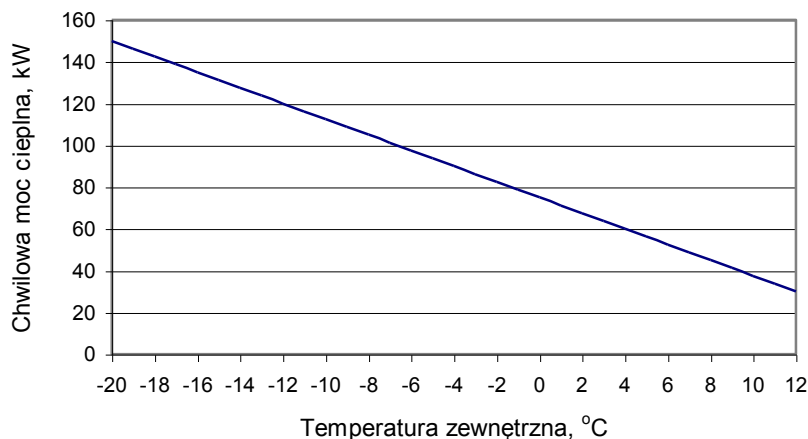
gdzie:

$\dot{Q}_{\max}$ – maksymalna moc cieplna w warunkach obliczeniowych,

$t_{z \min}$ – obliczeniowa temperatura zewnętrzna,

t_w – obliczeniowa temperatura wewnętrzna.

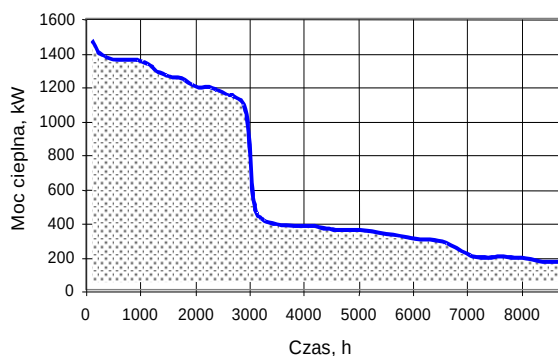
Teoretyczną zmienność chwilowego zapotrzebowania mocy cieplnej obiektu o szczytowej mocy cieplnej 150 kW, dla temperatury zewnętrznej od -20°C (obliczeniowa temperatura zewnętrzna dla III strefy klimatycznej) do $+12^{\circ}\text{C}$ (temperatura początku sezonu grzewczego), przedstawiono na rysunku 17.



Rys. 17. Zapotrzebowanie mocy cieplnej obiektu w funkcji temperatury otoczenia

Fig. 17. Thermal power demand of the object vs. ambient temperature

Znajomość czasu trwania chwilowej mocy cieplnej jest niezbędna do stworzenia uporządkowanego wykresu zaopatrzenia w ciepło. Dla przykładu taki wykres dla budynku użyteczności publicznej przedstawiono na rysunku 18.



Rys. 18. Uporządkowany wykres zaopatrzenia w ciepło dla budynku użyteczności publicznej w skali roku

Fig. 18. Ordered graph of heat supply for public service building in the year scale

Zakreskowane pole powierzchni pod krzywą mocy cieplnej (rys. 18) to energia cieplna zużyta przez odbiorcę, gdy uporządkowany wykres zapotrzebowania na ciepło jest utworzony na podstawie wskazań urządzeń rejestrujących znajdujących się u odbiorcy.

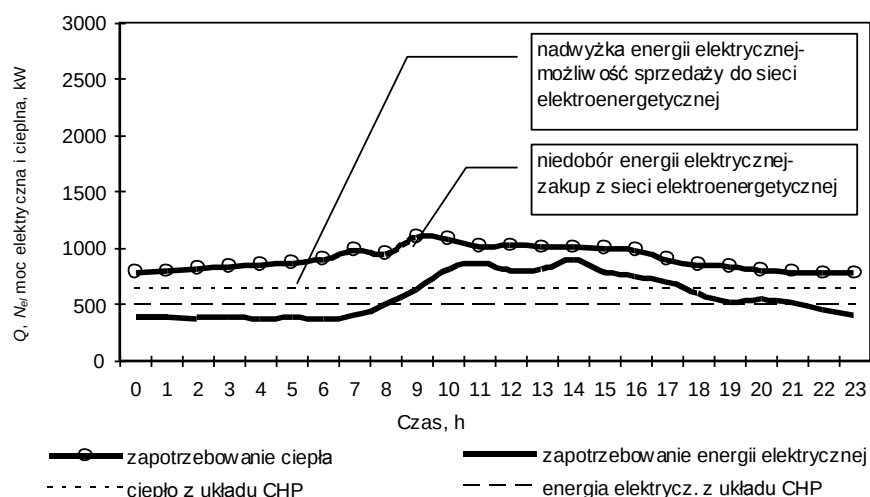
W przypadku układów skojarzonych w celu dokonania analiz techniczno-ekonomicznych i optymalizacji ich pracy jest konieczna znajomość przebiegów zapotrzebowania zarówno na ciepło, jak i na energię elektryczną [7]. Obiekty spełniające podobne funkcje mają podobne charakterystyki zmienności obciążenia cieplnego i elektrycznego, stąd przy planowaniu nowych obiektów jest możliwe wykorzystywanie danych uzyskanych z obiektów będących w eksploatacji. Wyjątek stanowią obiekty przemysłowe, które traktować należy indywidualnie ze względu na zmienność harmonogramów pracy oraz różnorodność prowadzonych procesów technologicznych i rodzaj zainstalowanych urządzeń. W wielu przypadkach dobór urządzeń do małych układów skojarzonych można przeprowadzić na podstawie zapotrzebowania na jeden z nośników energii: ciepło lub energię elektryczną, szczególnie w sytuacji, gdy istnieje możliwość zagospodarowania drugiego czynnika, na przykład przez sprzedaż energii elektrycznej lub ciepła do sieci.

W przypadku, gdy nie ma możliwości nieograniczonego wytwarzania jednego z produktów i przy doborze urządzeń, należy uwzględnić zmiany zapotrzebowania na wszystkie wytwarzane produkty, co ma miejsce szczególnie w małych układach skojarzonych przeznaczonych dla pojedynczych odbiorców, nie jest możliwe korzystanie z wykresów uporządkowanych. Wynika to z faktu, że na wykresach uporządkowanych nie jest możliwe uchwycenie rzeczywistych momentów wystąpienia poszczególnych obciążeń.

W celu minimalizacji nakładów inwestycyjnych oraz kształtowania najkorzystniejszych parametrów eksploatacyjnych układów skojarzonych należy posługiwać się wykresami dobowej i sezonowej zmienności obciążeń. Informacje o chwilowym zapotrzebowaniu na nośniki energii dla każdego dnia roku (dostępne w przypadku istnienia systemu monitoringu zużycia nośników energii i mocy) pozwalają na utworzenie modeli zmienności obciążeń dla poszczególnych sezonów roku oraz dni roboczych i wolnych od pracy. Przykłady pracy układu skojarzonego na tle rzeczywistych wykresów zmienności zapotrzebowania nośników energii w budynku użyteczności publicznej dla dnia roboczego w sezonie letnim i zimowym, przedstawiono na rysunkach 19 i 20.

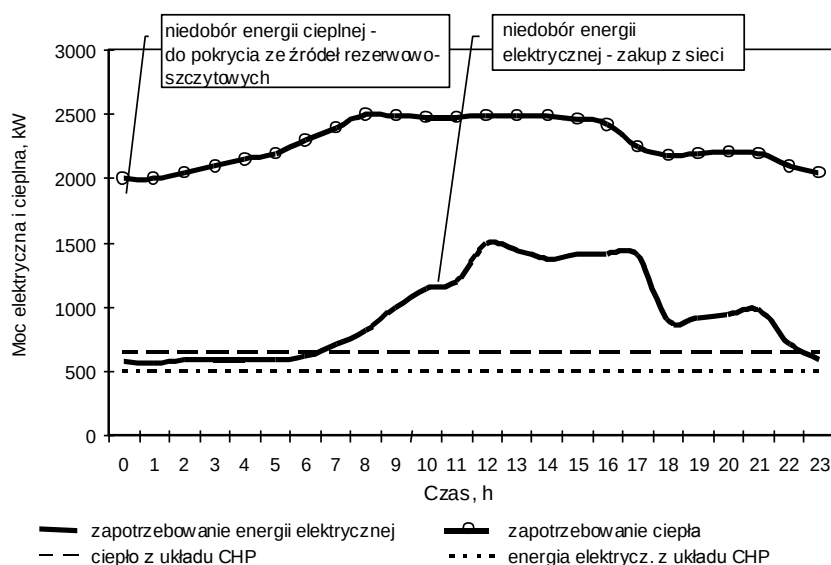
Wielkość modułu CHP jest dostosowana do zapotrzebowania na energię elektryczną. W czasie doby jest okres, gdy układ może pracować pod niepełnym obciążeniem lub energia elektryczna może zostać sprzedana do systemu elektroenergetycznego podczas pracy pod obciążeniem nominalnym. W godzinach szczytowego zapotrzebowania na energię elektryczną istnieje konieczność zakupu energii z systemu elektroenergetycznego. Szczególnie w sezonie zimowym, gdy zapotrzebowanie na nośniki energii jest większe, w prezentowanym przykładzie istnieją niedobory w dostawach energii elektrycznej i ciepła (rys. 20). Na etapie projektowania układu należy przeanalizować bądź zmianę konfiguracji układu skojarzonego poprzez

rozbudowę o dodatkowy moduł CHP, bądź zakup energii od dostawców zewnętrznych lub produkcję ze źródeł rezerwowo-szczytowych.



Rys. 19. Praca gazowego układu kogeneracyjnego na tle zmienności zapotrzebowania na nośniki energii dla dnia roboczego w sezonie letnim

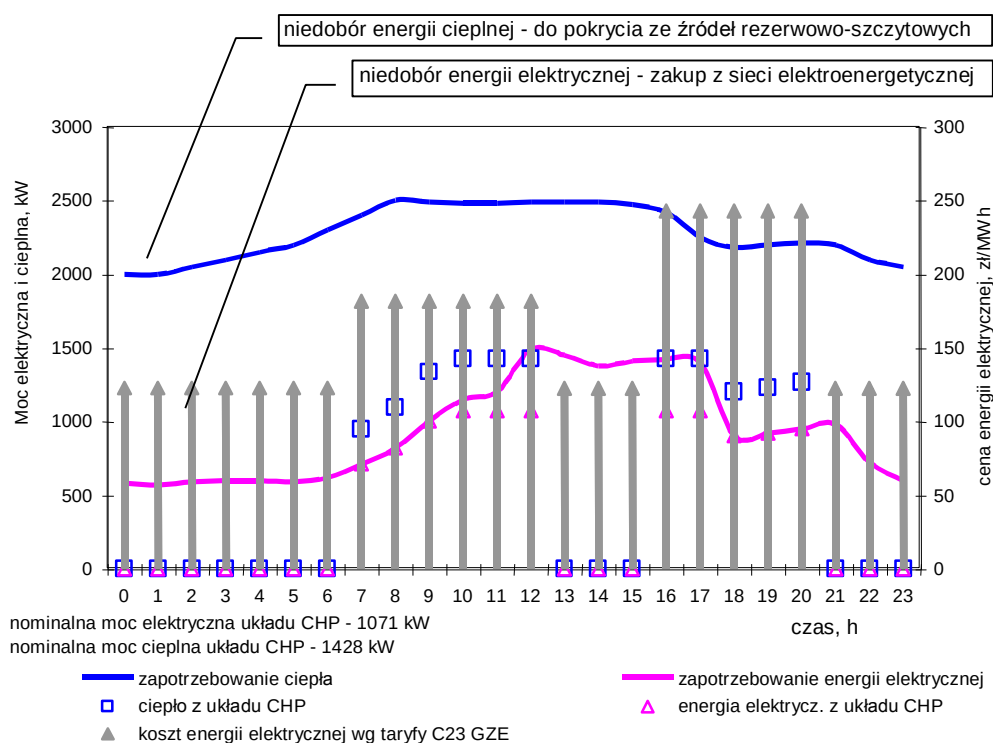
Fig. 19. Operation of gas co-generation systems in the background of variability of the demand on the energy carriers for the workday in summer season



Rys. 20. Praca gazowego układu kogeneracyjnego na tle zmienności zapotrzebowania na nośniki energii dla dnia roboczego w sezonie zimowym

Fig. 20. operation of gas co-generation system in the background of variability of the demand on the energy carriers for the workday in winter season

Zagadnieniem istotnym, charakterystycznym dla układów skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i ciepła, jest analiza ich konfiguracji na tle zmiany cen energii elektrycznej w systemie elektroenergetycznym. Firmy dystrybucyjne różnicują ceny energii elektrycznej w zależności od godziny poboru. W przypadku pracy układu skojarzonego, zorientowanego na wytwarzanie energii elektrycznej jako nośnika priorytetowego, chwilowy stan pracy powinien korespondować z aktualnymi cenami energii elektrycznej. Na rysunkach 21 i 22 przedstawiono symulacje pracy układu CHP, składającego się z dwóch silników tłokowych o parametrach nominalnych $N_{el} = 357 \text{ kW}$, $\dot{Q} = 476 \text{ kW}$, na wykresie dobowej zmienności obciążeń w sezonie zimowym, na tle zmieniających się cen energii elektrycznej wynikającej z taryfy C23 Górnośląskiego Zakładu Elektroenergetycznego. O chwilowym stanie pracy powinny decydować relacje między ceną energii elektrycznej z układu CHP a aktualną ceną w systemie elektroenergetycznym. Przy niskiej cenie energii elektrycznej w systemie należy w analizach techniczno-ekonomicznych uwzględnić możliwość wyłączania układów CHP i zakup energii z systemu, szczególnie poza godzinami szczytu (rys. 21).

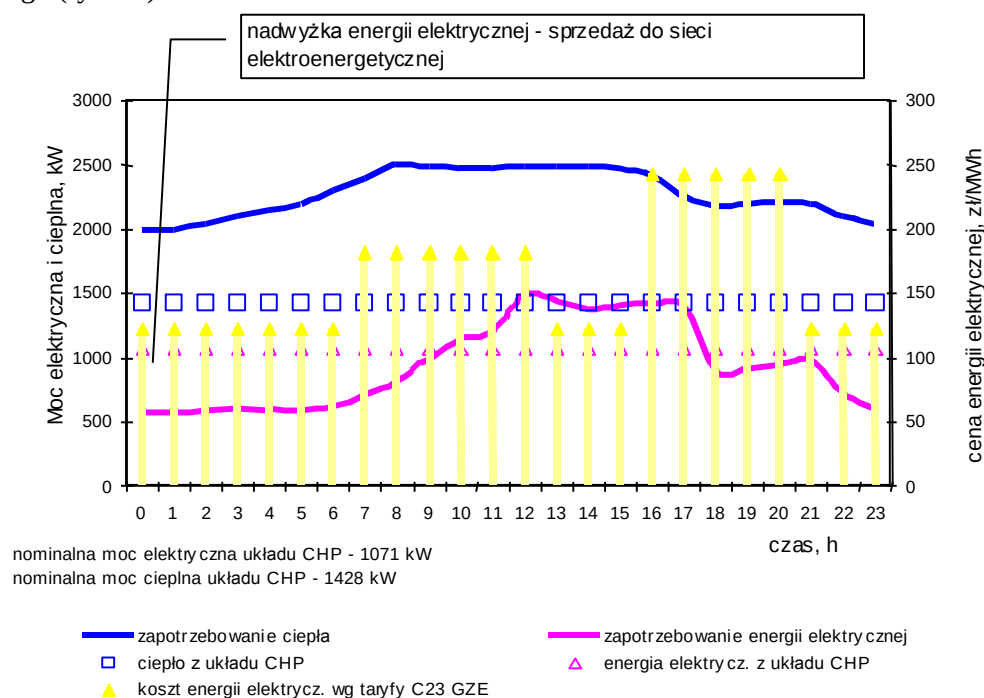


Rys. 21. Praca układu CHP przy niskiej cenie energii elektrycznej w systemie elektroenergetycznym

Fig. 21. Operation of the CHP system at low price of electrical power in the electrical power system

Korzystniejsza sytuacja występuje w przypadku, gdy cena jednostkowa energii elektrycznej w systemie jest wyższa od ceny energii wytworzonej w układzie

skojarzonym. Układ CHP pracuje pełną mocą przy parametrach nominalnych, a nadwyżki mocy energii elektrycznej są sprzedawane do systemu elektroenergetycznego (rys. 22).



Rys. 22. Praca układu CHP przy wysokiej cenie energii elektrycznej w systemie elektroenergetycznym

Fig. 22. Operation of the CHP system at high price of electrical power in the electrical power system

W celu uzyskania maksymalnych efektów ekonomicznych pracy układów skojarzonych, wynikających z poprawności ich doboru i opracowywaniu optymalnych trybów pracy, należy wykorzystywać dobowe wykresy zmienności obciążeń zamiast uporządkowanych (sezonowych) wykresów zapotrzebowania na energię elektryczną i cieplną. W przypadku braku systemu monitoringu zużycia nośników energii należy, na podstawie pomiaru zużycia energii dla wybranych, charakterystycznych dni roku, opracować reprezentatywne dobowe wykresy zmienności obciążeń na tle zmieniających się cen energii elektrycznej.

PODSUMOWANIE

1. W przypadku, gdy u odbiorcy energia cieplna jest pobierana w postaci wody grzewczej jest korzystne budowanie układów CHP z tłokowymi silnikami spalinowymi, natomiast w przypadku zapotrzebowania na energię cieplną w postaci pary wodnej układy wykorzystujące turbozespoły gazowe mogą okazać się korzystniejszym rozwiązaniem przy maksymalnym wykorzystaniu mocy elektrycznej i relatywnie wysokiej cenie ciepła.

2. Analiza parametrów technicznych, dostępnych na światowym rynku małych układów skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i ciepła wykazała, że układy CHP z silnikami tłokowymi uzyskują wyższe sprawności wytwarzania energii elektrycznej niż z turbozespołami gazowymi. Uśredniony zakres nominalnych sprawności wytwarzania energii elektrycznej dla turbozespołów o mocach elektrycznych od 0,5 do 20 MW, mieści się w przedziale od 21 do 34%, podobnie jak dla mikroturbin o mocach od 50 do 300 kW od 21 do 33%. Większą sprawność wytwarzania energii elektrycznej mają tłokowe silniki spalinowe, tj. od 30 do 42%.
3. Na dobór układów CHP oraz analizy efektywności energetycznej i ekonomicznej istotny wpływ mają parametry ich pracy w warunkach odmiennych od nominalnych, tj. w szczególności chwilowe obciążenie i temperatura otoczenia. Większą podatność na zmiany obciążenia wykazują turbozespoły gazowe. Praca układu przy 20% obciążeniu powoduje spadek sprawności wytwarzania energii elektrycznej w stosunku do sprawności nominalnej:
 - 55 % dla uogólnionego turbozespołu gazowego,
 - 25 % dla silnika tłokowego.
4. Wpływ temperatury otoczenia na wskaźniki pracy silników tłokowych praktycznie jest nieistotny, natomiast praca turbin gazowych w temperaturze otoczenia powyżej temperatury normatywnej (15°C) powoduje spadek efektywności, zaś przy temperaturze niższej niż 15°C sprawność wytwarzania energii elektrycznej jest większa od nominalnej.
5. Optymalizacja doboru układów skojarzonych powinna być poprzedzona oceną potrzeb energetycznych z wykorzystaniem wykresów dobowej zmienności zapotrzebowania na energię elektryczną i ciepło. Wyznaczanie rzeczywistych efektów energetycznych i ekonomicznych należy przeprowadzać w ujęciu dobowym, na tle zmieniających się cen w systemie elektroenergetycznym, gdyż wzajemna relacja jednostkowych cen energii wytwarzanych w skojarzeniu i możliwych do zakupu, bądź wytwarzanych w alternatywnych źródłach, determinuje chwilowy stan pracy układu i kształtuje finalny efekt ekonomiczny.

Literatura:

1. Skorek J., Kalina J.: *Technologie i efektywność ekonomiczna generacji rozproszonej w układach gazowych*. Seminarium nt. Elektroenergetyka w procesie przemian – Generacja rozproszona. Gliwice, Politechnika Śląska 2002.
2. Domaradzki R.: *Siłownie gazowe jako źródło energii skojarzonej*. I Konferencja Naukowo-Techniczna – Energetyka gazowa. Gliwice, Politechnika Śląska 2000.
3. Kalina J., Skorek J.: *Zastosowanie turbin gazowych w ciepłownictwie*. Materiały II Krajowej Konferencji Gazterm'99. Międzyzdroje 14-26 maja 1999.
4. Szargut J.: *Analiza termodynamiczna i ekonomiczna w energetyce przemysłowej*. Warszawa, WNT 1983.
5. Bartnik R., Skorek J., Wronkowski H., Kalina J.: *Analiza porównawcza efektywności ekonomicznej skojarzonego wytwarzania ciepła i energii elektrycznej w prostym i kombinowanym układzie z turbiną gazową małej mocy*. Energetyka 1999 nr 3.

6. Dane techniczne urządzeń firm: Jenbacher AG, Tuma Turbomach, Solar, Caterpillar, Tedom, ABB, Perkins, Alstom Power, Wartsila NSD, Centrax, Viessmann, MAN, Deutz, Volvo, Bowman Power Systems Ltd, NREC, Turbec, Allison Engine Company, Capstone Turbine Corporation, CES Sp. z o.o.
7. Kalina J.: *Analiza i optymalizacja techniczno-ekonomiczna małych układów skojarzonego wytwarzania ciepła i energii elektrycznej*. Gliwice, Politechnika Śląska, 2001 (Praca doktorska).

Recenzent: dr Bronisław Kajewski

Jerzy Sablik, Krzysztof Wierzchowski

KRYTYCZNE NAPIĘCIE POWIERZCHNIOWE ZWILŻANIA RÓŻNYCH TYPÓW WĘGLA WZBUDZONE ODCZYNNIKAMI STOSOWANYMI W ANALIZIE GĘSTOŚCIOWEJ I FLOTACJI

Streszczenie

Właściwości technologiczne najdrobniejszych ziaren węglowych zależą od charakterystyk energetycznych ich powierzchni. Badania właściwości powierzchniowych węgli „czystych” i zwilżonych odczynnikami technologicznymi oraz wpływu tych właściwości na przebieg procesów technologicznych, takich, jak flotacja i filtracja, są prowadzone w GIG od początku lat dziewięćdziesiątych ubiegłego stulecia. Przedmiotem badań omówionych w niniejszym opracowaniu było określenie wpływu odczynników stosowanych w analizie gęstościowej na stan energetyczny powierzchni różnych typów węgla, charakteryzowany za pomocą takich parametrów, jak średnie krytyczne napięcie powierzchniowe zwilżania $\bar{\gamma}_c$ i niejednorodność energetyczna powierzchni ziaren $\sigma_{\gamma c}$, w danym zbiorze ziaren oraz stanu energetycznego, kiedy powierzchnie zwilżone odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej zwilżone zostaną dodatkowo odczynnikami flotacyjnymi.

Materiał badawczy stanowiły węgle o różnym uwęgleniu z kopalni: ZGE Sobieski-Jaworzno III, „Szczygłowice” i „Borynia”. Z grupy odczynników stosowanych w analizie gęstościowej, w badaniach używano ksylenu, czterochloroetylenu, bromoformu i chlorku cynku, natomiast z odczynników flotacyjnych stosowano olej napędowy (ON), izooktanol (OKT) oraz mieszaninę 90% ON i 10% OKT. Wyniki badań przedstawiono w formie graficznej na rysunkach 1–18 jako skumulowane krzywe rozkładu napięcia powierzchniowego zwilżania. Dla każdego przypadku zilustrowanego krzywą obliczono wartości $\bar{\gamma}_c$ i $\sigma_{\gamma c}$. Na rysunkach 1–18 w celu porównania wykreślono krzywe ilustrujące rozkład napięcia powierzchniowego zwilżania badanych węgli niezwilżonych odczynnikami. Na podstawie uzyskanych wyników stwierdzono, że odczynniki organiczne stosowane w analizie gęstościowej powodują niewielki wzrost hydrofobowości powierzchni węgli (zmniejszają wartości $\bar{\gamma}_c$ i $\sigma_{\gamma c}$) lub nie zmieniają wartości tych parametrów. Nieorganiczny chlorek cynku, adsorbując się na powierzchni badanych węgli powoduje zwiększanie wartości $\bar{\gamma}_c$ i $\sigma_{\gamma c}$. W przypadku najniższej uwęglonego węgla z kopalni ZGE Sobieski-Jaworzno III zmiany właściwości powierzchniowych spowodowane działaniem odczynników są znaczące. W zbiorze ziaren węgla „czystego” niemal 100% z nich charakteryzuje się wartościami $\bar{\gamma}_c$ w przedziale 30–70 mJ/m², a $\bar{\gamma}_c = 43,72$ mJ/m² i $\sigma_{\gamma c} = 7,73$ mJ/m². Po zwilżeniu powierzchni ziaren olejem napędowym (kolektor apolarny), większość ziaren uzyskuje wartości napięcia powierzchniowego zwilżania w przedziale 30–50 mJ/m², zaś $\bar{\gamma}_c = 35,56$ mJ/m² i $\sigma_{\gamma c} = 4,46$ mJ/m². Po zwilżeniu ziaren bromoformem i olejem napędowym ponad 80% tych ziaren wykazuje γ_c mniejsze od 30 mJ/m², a $\bar{\gamma}_c = 29,20$ mJ/m² i $\sigma_{\gamma c} = 2,13$ mJ/m².

W przypadku węgla z kopalni „Szczygłowice” niezwilżone ziarna mają wartości napięcia powierzchniowego zwilżania w przedziale 30–70 mJ/m². Po zwilżeniu ich powierzchni olejem napędowym większość powierzchni ziaren wykazuje wartości tego parametru mniejsze od 30 mJ/m² i γ_c równe 28,52 mJ/m². W przypadku tego węgla efekt wynikający ze zwilżania jego powierzchni odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej i flotacji nie jest znaczący ($\gamma_c = 27,46$ mJ/m²) lub nie występuje wcale.

W przypadku najwyżej zmetamorfizowanego węgla z kopalni „Borynia” nie stwierdzono efektu wynikającego ze zwilżania powierzchni odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej i flotacji. Odczynnik flotacyjny złożony z oleju napędowego (90%) i izooktanolu (10%) wpływa na stan energetyczny powierzchni badanych węgli zwilżonych odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej w sposób podobny jak olej napędowy.

Critical surface tension of wetting of different coal types caused by reagents used in float and sink analysis and in floatation

Abstract

The technical characteristics of the finest coal particles depend on the energy characteristics of their surface. The research work on the surface properties of "clean" coals and those wetted with technological reagents, and the effect of those properties on the course of such technological processes as floatation and filtration, has been conducted at the Central Mining Institute since the beginning of the '90-ties of the last century. The subject of the work discussed in this paper was the determination of the effect of reagents used in the float and sink analysis on the energy state of the surface of various coal types, characterised by means of such parameters as the mean critical surface tension of wetting $\bar{\gamma}_c$ and energy heterogeneity of the surface of particles σ_{γ_c} , in a given set of particles and the energy state, in the case when the surfaces wetted with the reagents used in the float and sink analysis will additionally be wetted with floatation reagents.

The research materials were the coals of various rank from the mines: Sobieski-Jaworzno III, Szczygłowiec and Borynia. From the group of reagents applied in the float and sink analysis the float and sink analysis following were used in the tests: xylene, tetrachloroethylene, bromoform, zinc chloride, while from among floatation reagents, Diesel oil (ON), isooctanol (OKT) and the mixture of 90% ON and 10% OKT were used. The results of the tests have been presented in a graphical form in Figs 1-18 as cumulative curves of the distribution of wetting surface tension. For each case illustrated by the curve, the values of $\bar{\gamma}_c$ and σ_{γ_c} were calculated. For comparison, in Figs. 1-18 the curves were plotted illustrating the distribution of the surface tension of wetting of coals not wetted with the reagent. On the basis of the results obtained, it was found that the organic reagents used in the float and sink analysis cause a slight rise in hydrophobicity of the coal surface (by decreasing the values of $\bar{\gamma}_c$ and σ_{γ_c}), or do not change the values of these parameters. Inorganic zinc chloride, when adsorbed on the surface of examined coals, gives rise to increasing the values of $\bar{\gamma}_c$ and σ_{γ_c} . In the case of coal of the lowest rank coming from ZGE Sobieski-Jaworzno III mine, the changes of surface properties caused by the action of reagents are considerable.

In the collection of "clean" coal particles nearly 100% of them are characterised by the γ_c values in the range 30–70 mJ/m², and $\bar{\gamma}_c = 43,72$ mJ/m² and $\sigma_{\gamma_c} = 7,73$ mJ/m². After the particle surface has been wetted with diesel oil (a polar collector), most particles get the value of surface tension of wetting in the range 30-50 mJ/m², and $\bar{\gamma}_c = 35,56$ mJ/m² and $\sigma_{\gamma_c} = 4,46$ mJ/m². After wetting these particles with bromoform and diesel oil, more than 80% of these particles reveals γ_c less than 30 mJ/m², and $\bar{\gamma}_c = 29,90$ mJ/m² and $\sigma_{\gamma_c} = 2,13$ mJ/m². In the case of coal from Szczygłowiec mine, the non-wetted particles have the values of surface tension of wetting falling in range 30–70 mJ/m². After their surface has been wetted with diesel oil, the majority of particles show the values of this parameter less than 30 mJ/m² and $\bar{\gamma}_c$ equal to 28,52 mJ/m². In the case of this coal, the effect resulting from wetting its surface with reagents used in float and sink analysis and floatation is either not important or not present at all.

In the case of coal from Borynia mine, having the highest metamorphisation, no effect was found resulting from wetting the surface with reagents applied in float and sink analysis and floatation. The floatation reagent composed of diesel oil (90%) and isooctanol (10%) influences the energy state of the surface of examined coals wetted with reagents used in float and sink analysis, in a similar way as diesel oil.

1. WPROWADZENIE

Technologiczne właściwości najdrobniejszych klas ziarnowych węgla są uzależnione od jego właściwości powierzchniowych, a szczególnie charakterystyki energetycznej powierzchni. Ciała o małej energii powierzchniowej są hydrofobowe, zaś ciała o wysokiej energii powierzchniowej hydrofilowe. Cechą korzystną z uwagi na wzbogacanie najdrobniejszych ziaren węgla jest ich hydrofobowość. Stan

energetyczny powierzchni węgla można zmieniać, zwilżając ją odczynnikami chemicznymi o różnych napięciach powierzchniowych, które w zależności od potrzeby mogą zwiększać hydrofobowość lub hydrofilność powierzchni.

Jest znanych kilka metod określania hydrofobowości powierzchni węgla [1], a opracowana pod koniec ubiegłego wieku przez Fuerstenau'a i współpracowników metoda frakcjonowanej flotacji powierzchniowej (*film flotation*) [2, 3] umożliwia w stosunkowo prosty sposób ilościowe określanie stanu energetycznego powierzchni węgla (ciał nisko energetycznych). Opracowana przez Sablika i Wierzchowskiego technika zwilżania ziaren węgla odczynnikami flotacyjnymi poza środowiskiem technologicznym [1, 4, 5, 6] pozwala na wykorzystanie metody frakcjonowanej flotacji powierzchniowej do określania zmian stanu energetycznego powierzchni spowodowanych działaniem tych odczynników.

Badania technologicznych właściwości najdrobniejszych klas ziarnowych węgla można rozpocząć od określenia właściwości poszczególnych frakcji gęstościowych [7]. W takim przypadku ziarna węgla kontaktują się najpierw z odczynnikami stosowanymi do analizy gęstościowej, a dopiero potem z odczynnikami stosowanymi w danym procesie przerobczym, na przykład flotacji. Należy sądzić, że pierwsze z nich powodują zmiany stanu energetycznego powierzchni badanego węgla i wpływają na działanie odczynników technologicznych.

W artykule przedstawiono wyniki badań wpływu organicznych i nieorganicznych odczynników stosowanych w analizie gęstościowej na właściwości powierzchniowe (stan energetyczny, hydrofobowość) różnych typów węgla oraz na te właściwości po zwilżeniu powierzchni kolejno odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej i we flotacji.

2. METODYKA BADAŃ

Badania właściwości powierzchniowych węgla prowadzono metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej. Polega ona na rozdzieleniu zbioru ziarn umieszczonych na powierzchni cieczy o określonym napięciu powierzchniowym na frakcje o napięciu powierzchniowym większym od napięcia powierzchniowego cieczy, które toną oraz frakcje o napięciu powierzchniowym mniejszym od napięcia powierzchniowego cieczy, które utrzymują się na powierzchni. Stosując jako ciecze pomiarowe roztwory wodne metanolu o różnym jego udziale, a więc o różnym napięciu powierzchniowym, uzyskać można informacje o rozkładzie napięcia powierzchniowego ziaren w danym zbiorze. Wyniki uzyskane tą techniką przedstawia się za pomocą skumulowanych krzywych rozkładu, na których wyznaczyć można napięcie powierzchniowe roztworu zwilżającego wszystkie ziarna ($\gamma_{\min}$), napięcie powierzchniowe roztworu nie zwilżającego żadnych ziaren ($\gamma_{\max}$), średnie krytyczne napięcie powierzchniowe zwilżania ziaren γ_c oraz odchylenie standardowe od wartości średniej γ_c (σ_{γ_c}), które przyjęto stosować jako miarę niejednorodności energetycznej powierzchni ziaren (Fuerstenau, Diao,) [2, 3]. Ziarna o powierzchniach energetycznie jednorodnych spełniają warunki

$$\gamma_{cmin} = \gamma_{cmax} = \bar{\gamma}_c \text{ oraz } \sigma_{\gamma_c} = 0 \quad (1)$$

Średnie krytyczne napięcie powierzchniowe zwilżania danego zbioru ziaren energetycznie niejednorodnych obliczyć można z wykorzystaniem histogramu gęstości z zależności

$$\bar{\gamma}_c = \int_{\gamma_{cmin}}^{\gamma_{cmax}} \gamma_c f(\gamma_c) d\gamma_c \quad (2)$$

gdzie:

γ_c – krytyczne napięcie powierzchniowe zwilżania powierzchni ziaren,
 $f(\gamma_c)$ – funkcja gęstości (histogram) krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania.

Miarą niejednorodności energetycznej powierzchni ziaren danego zbioru jest odchylenie standardowe funkcji gęstości krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania

$$\sigma_{\gamma_c} = \sqrt{\int_{\gamma_{cmin}}^{\gamma_{cmax}} (\gamma_c - \bar{\gamma}_c)^2 f(\gamma_c) d\gamma_c} \quad (3)$$

Próbki węgla obejmujące wąską klasę ziarnową 0,2–0,3 mm o masie 0,2 g nanoszono na powierzchnie roztworów metanolu i wody o różnych napięciach powierzchniowych i oznaczano masę części liofobowej. Każdy pomiar powtarzano trzykrotnie i obliczano średnią uzyskanych wartości. W badaniach stosowano ziarna niezwilżone („czyste”) i pokryte odczynnikami. Zwilżanie ziaren węglowych odczynnikami flotacyjnymi polegało na umieszczaniu monowarstwy ziaren między dwoma arkuszami papieru kopiowego nasyczonego określoną ilością odczynnika i poddanie tego układu małemu naciskowi [1, 4, 5, 6]. Przygotowane w ten sposób ziarna po pewnym okresie leżakowania w zamkniętym naczyniu niezbędnym do uzyskania równowagi na zwilżonych odczynnikami powierzchniach, poddano opisanym wyżej badaniom. Ze względu na właściwości fizykochemiczne, odczynniki stosowane w analizie gęstościowej nanoszono na powierzchnie ziaren przez ich zanurzenie w tych odczynnikach, a następnie wysuszenie próbki. Odczynniki flotacyjne nanoszono również na ziarna pokryte uprzednio odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej. Wyniki pomiarów posłużyły do obliczenia $\bar{\gamma}_c$ i σ_{γ_c} , według zależności (2) i (3) oraz wykreślenia skumulowanych krzywych rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania.

2.1. Próbki węgla

W badaniach stosowano próbki węgla kamiennego o różnym stopniu uwęglenia, dobierane tak, aby zawierały minimalną ilość substancji popiołotwórczych (minerałów związanych z węglem homogenicznie). Pochodziły one z kopalń ZGE Sobieski-Jaworzno III ($A^a = 10,68\%$), „Szczygłowice” ($A^a = 4,50\%$) oraz „Borynia” ($A^a = 5,05\%$). Węgiel do badań rozdrabniano stopniowo do klasy ziarnowej 0,3–0,0 mm,

a następnie wydzielano z niej klasę ziarnową 0,3–0,2 mm do badań, zgodnie z opisaną wyżej metodyką.

2.2. Odczynniki chemiczne

Badania prowadzono z zastosowaniem używanych w analizie gęstościowej odczynników organicznych, ksylenu (napięcie powierzchniowe $\gamma_c = 28,9$ mN/m), czterochloroetylenu ($\gamma_c = 31,74$ mN/m) i bromoformu ($\gamma_c = 41,53$ mN/m) [8] oraz odczynnika nieorganicznego – chlorku cynku. Jako odczynniki stosowane w procesie flotacji używano olej napędowy (ON), izooktanol (OKT) oraz mieszaninę 90% ON i 10% OKT [1].

2.3. Wyniki badań i ich omówienie

Na rysunkach 1–6 (kop. „Jaworzno”), rysunkach 7–12 (kop. „Szczegółowice”), rysunkach 13–18 (kop. „Borynia”) przedstawiono skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania badanych węgli zwilżonych odpowiednio odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej (rys. 1, 7, 13), odczynnikami flotacyjnymi (rys. 2, 8, 14), ksylenem i odczynnikami stosowanymi we flotacji węgla (rys. 3, 9, 15), czterochloroetylenem i odczynnikami stosowanymi we flotacji węgla (rys. 4, 10, 16), bromoformem i odczynnikami stosowanymi we flotacji węgla (rys. 5, 11, 17) oraz chlorkiem cynku i odczynnikami stosowanymi we flotacji węgla (rys. 6, 12, 18). We wszystkich przypadkach krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania pod wpływem odczynników przedstawiono w porównaniu z krzywą, ilustrującą stan energetyczny zbioru ziaren „czystych” (niezwilżonych – krzywa 1). Skumulowanym krzywym rozkładu napięcia powierzchniowego zwilżania na rysunkach 1–18 przypisano wartości średniego krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania $\bar{\gamma}_c$ oraz niejednorodności energetycznej σ_{γ_c} , obliczone z zależności (2) i (3). Dla badanych węgli wartości $\bar{\gamma}_c$ wynoszą odpowiednio 43,72 mJ/m² (rys. 1), 41,40 mJ/m² (rys. 7), 43,40 mJ/m² (rys. 13), a σ_{γ_c} odpowiednio 7,73 mJ/m², 6,48 mJ/m² i 5,13 mJ/m².

Odczynniki organiczne stosowane w analizie gęstościowej mają napięcia powierzchniowe mniejsze od średnich napięć powierzchniowych badanych węgli. Pod wpływem tych odczynników napięcia powierzchniowe zwilżania badanych węgli ulegają nieznacznemu zmniejszeniu (rys. 1, rys. 13) lub praktycznie nie ulegają zmianie (rys. 7). Nieorganiczny chlorek cynku adsorbuje się na powierzchni węgla, powodując zmniejszenie hydrofobowości (zwiększenie $\bar{\gamma}_c$) tych powierzchni (rys. 1, 7, 13 – krzywe 5) w porównaniu z powierzchniami węgla „czystych”. Wartości $\bar{\gamma}_c$ wynoszą odpowiednio 48,02 mJ/m², 48,38 mJ/m², 47,72 mJ/m², zaś σ_{γ_c} 13,70 mJ/m², 11,93 mJ/m², 12,38 mJ/m². We wszystkich badanych przypadkach odczynniki flotacyjne, a szczególnie olej napędowy (ON) i mieszanina ON (90%) i OKT (10%) powodują, w porównaniu z węglami niezwilżonymi oraz zwilżonymi odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej, znaczący wzrost hydrofobowości powierzchni węgla (zmniejszenie wartości $\bar{\gamma}_c$ i σ_{γ_c}). Dowodzi tego porównanie krzywych 2 i 4 (rys. 2, 8, 14) z krzywymi 2, 3 i 4 (rys. 1, 7, 13). Znaczące zmiany wartości krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania badanych węgli stwierdzono, kiedy ich powierzchnie zwilżone odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej zwilżono dodatkowo odczynnikami stosowanymi w procesie flotacji. W kilku przypadkach

nastąpiło istotne, w porównaniu z węglem zwilżonym tylko odczynnikiem flotacyjnym, zwiększenie hydrofobowości (zmniejszenie wartości γ_c) powierzchni węgla, niezależnie od tego, czy odczynnik stosowany w analizie gęstościowej był organiczny czy nieorganiczny. Zmniejszaniu ulegały także wartości niejednorodności energetycznej powierzchni σ_{γ_c} .

Większość ziaren węgla w próbce z kopalni ZGE Sobieski-Jaworzno III ma napięcie powierzchniowe zwilżania w przedziale 30–70 mJ/m² oraz γ_c równe 43,72 mJ/m² i $\sigma_{\gamma_c} = 7,73$ mJ/m². Zwilżenie olejem napędowym powoduje, że większość ziaren ma wartości γ_c w przedziale 30–50 mJ/m² oraz $\gamma_c = 35,56$ mJ/m², a $\sigma_{\gamma_c} = 4,46$ mJ/m². Po zwilżeniu ksylenem i olejem napędowym lub odczynnikami o składzie ON (90%) i OKT (10%) większość tych ziaren ma napięcia powierzchniowe zwilżania w przedziale 30–40 mJ/m² i w przypadku oleju napędowego γ_c równe 32,12 mJ/m², a $\sigma_{\gamma_c} = 2,58$ mJ/m² (rys. 3). Zwilżenie badanego węgla bromoformem (rys. 5) lub chlorkiem cynku (rys. 6), a następnie olejem napędowym powoduje jeszcze większą hydrofobowość powierzchni, gdyż większość ziaren ma napięcia powierzchniowe mniejsze od 30 mJ/m², a γ_c wynoszą odpowiednio 29,20 mJ/m² oraz 28,14 mJ/m² i σ_{γ_c} : 2,13 mJ/m² i 3,19 mJ/m². Taki wzrost hydrofobowości stwierdzony w przypadku węgla o małym stopniu zmetamorfizowania spowodowany współdziałaniem odczynników stosowanych w analizie gęstościowej i w procesach technologicznych może wpływać na właściwości technologiczne węgla, zwiększając np. jego aktywność flotacyjną [1] lub zmniejszając opór właściwy filtracji [9]. Zatem kiedy laboratoryjnym badaniom technologicznym, zmierzającym do określenia parametrów technologicznych procesów wzbogacania węgla metodami fizykochemicznymi lub odwadniania poddane zostaną frakcje gęstościowe najdrobniejszych klas ziarnowych węgla, wydzielone z zastosowaniem odpowiednich odczynników, wyniki mogą być korzystniejsze w porównaniu z wynikami, które uzyskano by gdyby badano węgiel, który nie był uprzednio w kontakcie z odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej. W procesach przemysłowych nie wzbogaca się bowiem oddzielnie drobno ziarnistych frakcji gęstościowych, ani nie stosuje odczynników wykorzystywanych w technologicznych badaniach laboratoryjnych. Należy o tym pamiętać wykorzystując do opracowania założeń technologii wyniki badań frakcji gęstościowych i wyniki te odpowiednio korygować.

Uwzględniając istotny wpływ omawianych odczynników na właściwości powierzchniowe węgla o niskim stopniu zmetamorfizowania i wynikające stąd możliwości poprawy ich technologicznych właściwości, celowe było by podjęcie badań nad zastosowaniem wybranych odczynników wykorzystywanych w analizie gęstościowej jako stymulatorów flotacji węgla. [10]

Niezwilżone („czyste”) powierzchnie ziaren węgla z kopalni „Szczygłowice” mają napięcie powierzchniowe zwilżania w przedziale 30–70 mJ/m² (rys. 7), a zwilżanie ich powierzchni organicznymi odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej powoduje tylko nieznaczne powiększenie hydrofobowości powierzchni (rys. 7). Zwilżenie powierzchni ziaren tego węgla odczynnikami flotacyjnymi (ON lub mieszanina ON i OKT) powoduje, że ponad 95% ziaren ma napięcie powierzchniowe zwilżania mniejsze od 30 mJ/m², a $\bar{\gamma}_c$ wynosi odpowiednio 28,52 i 27,64 mJ/m², zaś σ_{γ_c} odpowiednio 2,00 i 2,31 mJ/m² (rys. 8). Zbliżone do tych wartości $\bar{\gamma}_c$ i σ_{γ_c} mają węgle z kopalni „Szczygłowice” po zwilżeniu ich powierzchni odczynnikami

stosowanymi w analizie gęstościowej, a następnie odczynnikami flotacyjnymi (rys. 9–12).

Węgiel z kopalni „Borynia” o największym stopniu zmetamorfizowania (rys. 13–18) w porównaniu z pozostałymi badanymi ma napięcie powierzchniowe zwilżania w przedziale 30–60 mJ/m². Zwilżenie powierzchni tego węgla organicznymi odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej nie zmienia praktycznie jego właściwości powierzchniowych (rys. 13), a zwilżenie chlorkiem cynku powoduje zmniejszenie hydrofobowości powierzchni. Zwilżenie zaś powierzchni tego węgla odczynnikami flotacyjnymi (mieszanina ON i OKT) lub odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej i odczynnikami flotacyjnymi powoduje, że powierzchnie ponad 95% ziaren wykazują napięcie powierzchniowe zwilżania mniejsze od 30 mJ/m² (rys. 14–18). W większości badanych przypadków wartości $\bar{\gamma}_c$ są mniejsze od 28 mJ/m². Stwierdzony, w przypadku badanego węgla z kopalni ZGE Sobieski-Jaworzno III o najmniejszym stopniu zmetamorfizowania efekt znaczącego wzrostu hydrofobowości (zmniejszenia wartości $\bar{\gamma}_c$) po zwilżeniu powierzchni odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej, a następnie odczynnikami flotacyjnymi w przypadku badanego węgla o najwyższym stopniu zmetamorfizowania nie występuje.

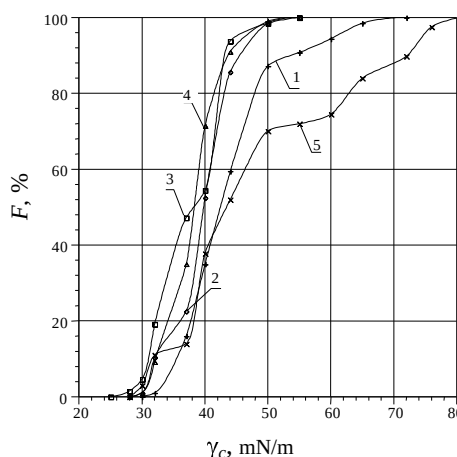
Zwilżenie powierzchni badanych węgla polarnym pianotwórczym izooktanołem zwiększa w każdym przypadku hydrofobowość powierzchni badanych węgla (rys. 2, 8, 14 – krzywe 1 i 3), a zwilżenie powierzchni tych węgla kontaktowanych uprzednio z odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej izooktanołem powoduje w niektórych przypadkach dalszy wzrost tej hydrofobowości (np. rys. 8, krzywa 3 – $\bar{\gamma}_c = 31,20$ mJ/m² i rys. 11, krzywa 3 – $\bar{\gamma}_c = 31,54$ mJ/m²). Sumaryczny efekt dotyczący zmniejszenia napięcia powierzchniowego zwilżania węgla jest w tym przypadku mniejszy w porównaniu z uzyskiwanym, kiedy stosowane do zwilżania odczynniki flotacyjne mają strukturę apolarną.

3. PODSUMOWANIE

Celem badań było określenie wpływu odczynników stosowanych w analizie gęstościowej i flotacji na właściwości powierzchniowe (stan energetyczny) węgla o różnym stopniu zmetamorfizowania. Stwierdzono, że odczynniki te mają wpływ na stan energetyczny powierzchni węgla, zmieniając ich hydrofobowość, czyli wartości średniego krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania ($\bar{\gamma}_c$) i niejednorodności energetycznej powierzchni w zbiorach ziaren ($\sigma_{\gamma c}$), a wielkość i kierunek zmian zależą od stopnia zmetamorfizowania węgla oraz rodzaju stosowanych odczynników. Odczynniki organiczne stosowane w analizie gęstościowej (ksylen, czterochloroetylen, bromoform) powodują niewielki wzrost hydrofobowości powierzchni węgla, szczególnie węgla o mniejszym uwęgleniu lub nie zmieniają wartości tego parametru. Nieorganiczny chlorek cynku powoduje we wszystkich przypadkach badanych węgla wzrost wartości napięcia powierzchniowego zwilżania, czyli zmniejszenie hydrofobowości powierzchni. Odczynniki flotacyjne (ON, OKT, mieszanina 90% ON i 10% OKT) zwiększają hydrofobowość powierzchni węgla w stopniu znacznie większym w porównaniu z organicznymi odczynnikami stosowanymi w analizie gęstościowej.

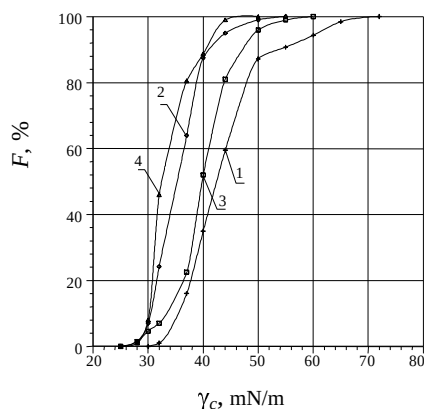
Najbardziej znaczące zmiany wartości średniego krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania i niejednorodności energetycznej w zbiorach ziaren nastąpiły w przypadku kiedy powierzchnie najniżej zmetamorfizowanego węgla z kopalni ZGE Sobieski-Jaworzno III były kontaktowane z odczynnikiem stosowanym w analizie gęstościowej, a następnie zwilżone odczynnikiem flotacyjnym. Wraz ze wzrostem uwęglenia badanych węgli efekt ten maleje i w przypadku badanego węgla o najwyższym stopniu zmetamorfizowania, zanika całkowicie.

Obok wartości poznawczych wyniki przedstawionych badań mogą mieć także aspekt użytkowy. W przypadku, kiedy do opracowania założeń projektowanej technologii wzbogacania lub odwadniania węgla wykorzystuje się wyniki badań laboratoryjnych frakcji gęstościowych najdrobniejszych ziaren węglowych uwzględnić należy wpływ na wyniki zastosowanego w analizie gęstościowej odczynnika.



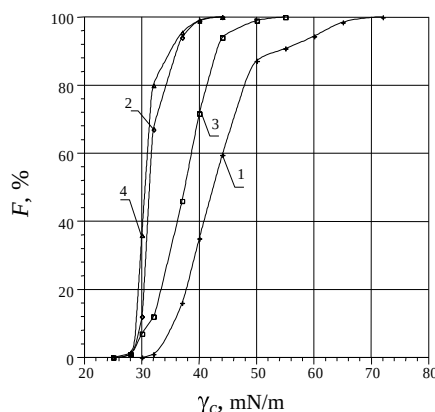
Rys. 1. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z ZGE Sobieski-Jaworzno III: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (średnie krytyczne napięcie powierzchniowe zwilżania $\bar{\gamma}_c = 43,72$ mJ/m²; niejednorodność energetyczna $\sigma_{\gamma_c} = 7,73$ mJ/m²), 2 – zwilżony ksylenem ($\bar{\gamma}_c = 39,60$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,73$ mJ/m²), 3 – zwilżony czterochloroetylenem ($\bar{\gamma}_c = 37,50$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 5,26$ mJ/m²), 4 – zwilżony bromoformem ($\bar{\gamma}_c = 38,18$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,40$ mJ/m²), 5 – zwilżony roztworem chlorku cynku ($\bar{\gamma}_c = 48,02$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 13,70$ mJ/m²)

Fig. 1. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Sobieski-Jaworzno III mine: γ_c – surface tension, F – content of lyophobic fraction, 1 – "clean" coal (mean critical surface tension of wetting $\bar{\gamma}_c = 43,72$ mJ/m² energy heterogeneity $\sigma_{\gamma_c} = 7,73$ mJ/m²), 2 – wetted with xylene ($\bar{\gamma}_c = 39,60$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,73$ mJ/m²), 3 – wetted with tetrachloroethylene ($\bar{\gamma}_c = 37,50$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 5,26$ mJ/m²), 4 – wetted with bromoform ($\bar{\gamma}_c = 38,18$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,40$ mJ/m²), 5 – wetted with zinc chloride ($\bar{\gamma}_c = 48,02$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 13,70$ mJ/m²)



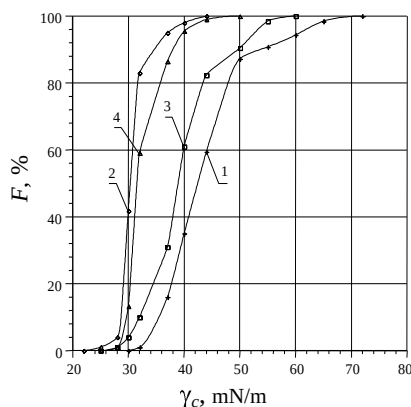
Rys. 2. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z ZGE Sobieski-Jaworzno III: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 1), 2 – zwilżony olejem napędowym (ON – $\bar{\gamma}_c = 35,56$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,46$ mJ/m²), 3 – zwilżony izooktanołem (OKT – $\bar{\gamma}_c = 40,12$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 5,35$ mJ/m²), 4 – zwilżony mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 33,90$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 3,99$ mJ/m²)

Fig. 2. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Sobieski-Jaworzno III mine: γ_c – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 1), 2 – wetted with diesel oil (ON – $\bar{\gamma}_c = 35,56$; $\sigma_{\gamma_c} = 4,46$ mJ/m²), 3 – wetted with isooctanol (OKT – $\bar{\gamma}_c = 40,12$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 5,35$ mJ/m²), 4 – wetted with ON + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 33,90$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 3,99$ mJ/m²)



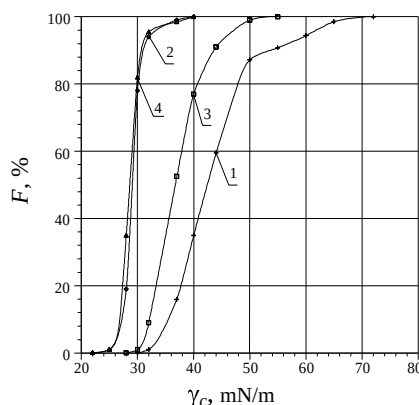
Rys. 3. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z ZGE Sobieski-Jaworzno III: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 1), 2 – zwilżony ksylenem i ON ($\bar{\gamma}_c = 32,12$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,58$ mJ/m²), 3 – zwilżony ksylenem i OKT ($\bar{\gamma}_c = 37,38$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,70$ mJ/m²), 4 – zwilżony ksylenem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 31,14$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,55$ mJ/m²)

Fig. 3. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Sobieski-Jaworzno III mine: γ_c – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 1), 2 – wetted with xylene and ON ($\bar{\gamma}_c = 32,12$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,58$ mJ/m²), 3 – wetted with xylene and OKT ($\bar{\gamma}_c = 37,38$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,70$ mJ/m²), 4 – wetted with xylene and ON + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 31,14$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 2,55$ mJ/m²)



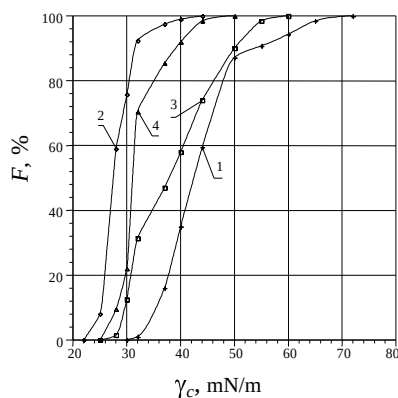
Rys. 4. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z ZGE Sobieski-Jaworzno III: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 1), 2 – zwilżony czterochloroetylenem i ON ($\gamma_c = 30,88$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,94$ mJ/m²), 3 – zwilżony czterochloroetylenem i OKT ($\gamma_c = 39,64$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 6,30$ mJ/m²), 4 – zwilżony czterochloroetylenem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\gamma_c = 32,86$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 3,44$ mJ/m²)

Fig. 4. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Sobieski-Jaworzno III mine: γ_c – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 1), 2 – wetted with tetrachloroethylene and ON ($\gamma_c = 30,88$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,94$ mJ/m²), 3 – wetted with tetrachloroethylene and OKT ($\gamma_c = 39,64$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 6,30$ mJ/m²), 4 – wetted with tetrachloroethylene and ON + 10% OKT mixture ($\gamma_c = 32,86$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 3,44$ mJ/m²)



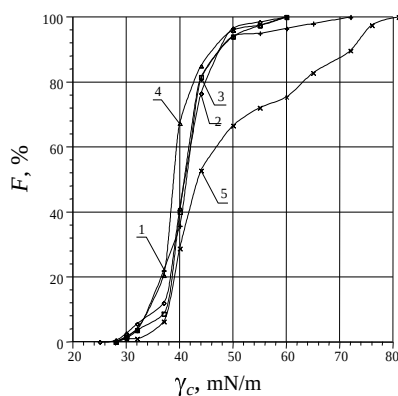
Rys. 5. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z ZGE Sobieski-Jaworzno III: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 1), 2 – zwilżony bromoformem i ON ($\gamma_c = 29,20$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,1$ mJ/m²), 3 – zwilżony bromoformem i OKT ($\gamma_c = 37,34$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,57$ mJ/m²), 4 – zwilżony bromoformem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\gamma_c = 28,74$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 3,19$ mJ/m²)

Fig. 5. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Sobieski-Jaworzno III mine: γ_c – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 1), 2 – wetted with bromoform and ON ($\gamma_c = 29,20$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,1$ mJ/m²), 3 – wetted with bromoform and OKT ($\gamma_c = 37,34$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,57$ mJ/m²), 4 – wetted with bromoform and ON + 10% OKT mixture ($\gamma_c = 28,74$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 3,19$ mJ/m²)



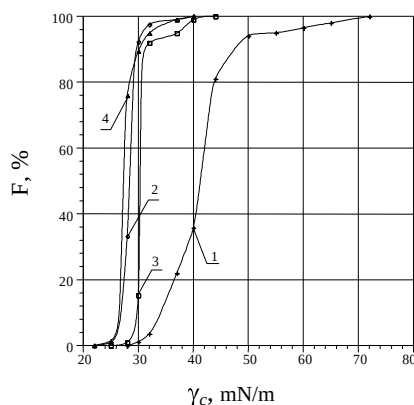
Rys. 6. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z ZGE Sobieski-Jaworzno III: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 1), 2 – zwilżony roztworem chlorku cynku i ON ($\bar{\gamma}_c = 28,14$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 3,19$ mJ/m²), 3 – zwilżony roztworem chlorku cynku i OKT ($\bar{\gamma}_c = 38,58$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 7,77$ mJ/m²), 4 – zwilżony roztworem chlorku cynku i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 32,26$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,28$ mJ/m²)

Fig. 6. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Sobieski-Jaworzno III mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – “clean” coal (as in Fig. 1), 2 – wetted with zinc chloride solution and ON ($\bar{\gamma}_c = 28,14$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 3,19$ mJ/m²), 3 – wetted with zinc chloride solution and OKT ($\bar{\gamma}_c = 38,34$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 7,77$ mJ/m²), 4 – wetted with zinc chloride solution and ON + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 32,26$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,28$ mJ/m²)



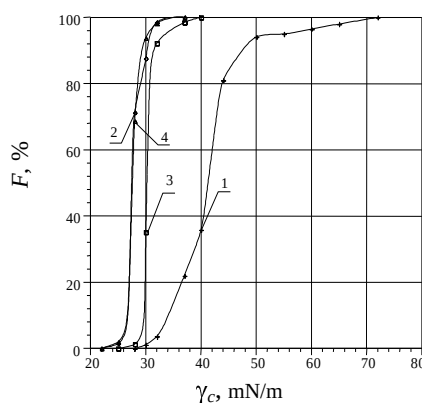
Rys. 7. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Szczyglówice”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” ($\bar{\gamma}_c = 41,40$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 6,48$ mJ/m²), 2 – zwilżony ksylenem ($\bar{\gamma}_c = 41,24$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,87$ mJ/m²), 3 – zwilżony czterochloroetylenem ($\bar{\gamma}_c = 41,42$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,80$ mJ/m²), 4 – zwilżony bromoformem ($\bar{\gamma}_c = 39,78$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,97$ mJ/m²), 5 – zwilżony roztworem chlorku cynku ($\bar{\gamma}_c = 48,38$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 11,93$ mJ/m²)

Fig. 7. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Szczyglówice mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – “clean” coal ($\bar{\gamma}_c = 41,40$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 6,48$ mJ/m²); 2 – wetted with xylene ($\bar{\gamma}_c = 41,24$; $\sigma_{\gamma_c} = 4,87$ mJ/m²), 3 – wetted with tetrachloroethylene ($\bar{\gamma}_c = 41,42$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,80$ mJ/m²), 4 – wetted with bromoform ($\bar{\gamma}_c = 39,78$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,97$ mJ/m²), 5 – wetted with zinc chloride solution ($\bar{\gamma}_c = 48,38$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 11,93$ mJ/m²)



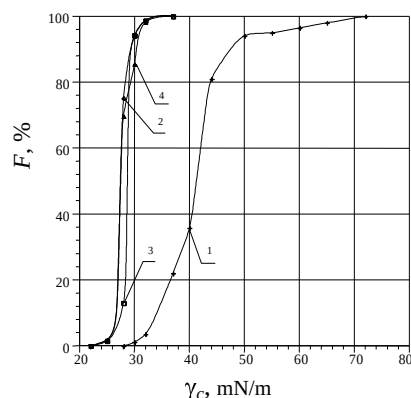
Rys. 8. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Szczygłowiec”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 13), 2 – zwilżony olejem napędowym (ON – $\gamma_c = 28,52$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,00$ mJ/m²), 3 – zwilżony izooktanołem (OKT – $\gamma_c = 31,20$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,13$ mJ/m²), 4 – zwilżony mieszaniną ON + 10% OKT ($\gamma_c = 27,64$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 1,89$ mJ/m²)

Fig. 8. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Szczygłowiec mine: γ_c – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 13), 2 – wetted with diesel oil (ON- $\gamma_c = 28,52$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,00$ mJ/m²), 3 – wetted with isooctanol (OKT $\gamma_c = 31,20$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 2,13$ mJ/m²), 4 – wetted with ON + 10% OKT ($\gamma_c = 27,64$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 1,89$ mJ/m²)



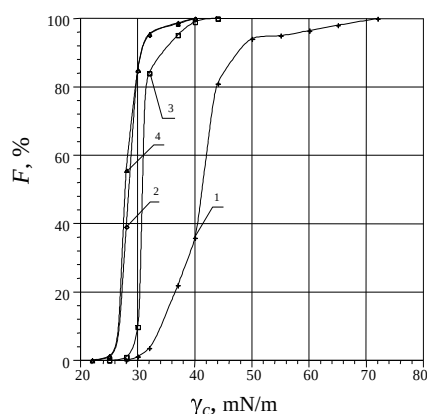
Rys. 9. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Szczygłowiec”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 13), 2 – zwilżony ksylenem i ON ($\gamma_c = 27,70$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 1,80$ mJ/m²), 3 – zwilżony ksylenem i OKT ($\gamma_c = 30,60$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 1,72$ mJ/m²), 4 – zwilżony ksylenem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\gamma_c = 27,64$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 1,65$ mJ/m²)

Fig. 9. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Szczygłowiec mine: γ_c – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 13), 2 – wetted with xylene and ON ($\gamma_c = 27,70$; $\sigma_{\gamma_c} = 1,80$ mJ/m²), 3 – wetted with xylene and OKT ($\gamma_c = 30,60$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 1,72$ mJ/m²), 4 – wetted with xylene and ON + 10% OKT mixture ($\gamma_c = 28,26$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 2,0$ mJ/m²)



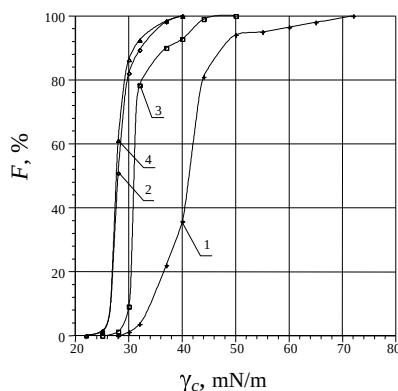
Rys. 10. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Szczygłowiec”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 13), 2 – zwilżony czterochloroetylenem i ON ($\bar{\gamma}_c = 27,46 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 1,65 \text{ mJ/m}^2$), 3 – zwilżony czterochloroetylenem i OKT ($\bar{\gamma}_c = 28,82 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 1,36 \text{ mJ/m}^2$), 4 – zwilżony czterochloroetylenem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 27,72 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 1,89 \text{ mJ/m}^2$)

Fig. 10. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Szczygłowiec mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 13), 2 – wetted with tetrachloroethylene and ON ($\bar{\gamma}_c = 27,46$; $\sigma_{\gamma_c} = 1,65 \text{ mJ/m}^2$), 3 – wetted with tetrachloroethylene and OKT ($\bar{\gamma}_c = 28,82 \text{ mJ/m}^2$; $\sigma_{\gamma_c} = 1,36 \text{ mJ/m}^2$), 4 – wetted with tetrachloroethylene and ON + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 27,72 \text{ mJ/m}^2$; $\sigma_{\gamma_c} = 1,89 \text{ mJ/m}^2$)



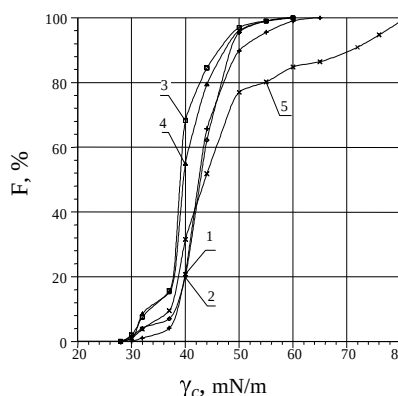
Rys. 11. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Szczygłowiec”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 13), 2 – zwilżony bromoformem i ON ($\bar{\gamma}_c = 28,60 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 2,24 \text{ mJ/m}^2$), 3 – zwilżony bromoformem i OKT ($\bar{\gamma}_c = 31,54 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 2,19 \text{ mJ/m}^2$), 4 – zwilżony bromoformem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 28,18 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 2,38 \text{ mJ/m}^2$)

Fig. 11. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Szczygłowiec mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 13), 2 – wetted with bromoform and ON ($\bar{\gamma}_c = 28,60$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,24 \text{ mJ/m}^2$), 3 – wetted with bromoform and OKT ($\bar{\gamma}_c = 31,54 \text{ mJ/m}^2$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,19 \text{ mJ/m}^2$), 4 – wetted with bromoform and ON + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 28,18 \text{ mJ/m}^2$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,38 \text{ mJ/m}^2$)



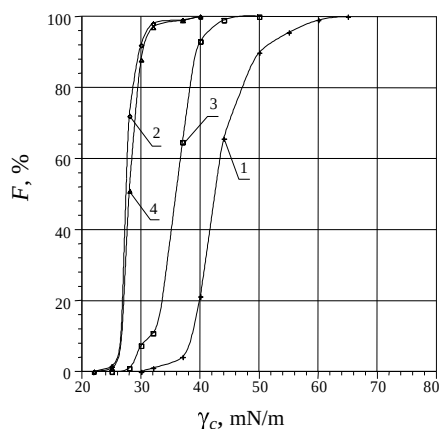
Rys. 12. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Szczygłowice”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 13), 2 – zwilżony roztworem chlorku cynku i ON ($\bar{\gamma}_c = 28,56$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,81$ mJ/m²), 3 – zwilżony roztworem chlorku cynku i OKT ($\bar{\gamma}_c = 32,22$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 3,39$ mJ/m²), 4 – zwilżony roztworem chlorku cynku i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 28,18$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,62$ mJ/m²)

Fig. 12 Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Szczygłowice mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 13), 2 – wetted with zinc chloride and ON ($\bar{\gamma}_c = 28,56$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,81$ mJ/m²), 3 – wetted with zinc chloride solution and OKT ($\bar{\gamma}_c = 32,22$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 3,39$ mJ/m²), 4 – wetted with zinc chloride solution + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 28,18$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 2,62$ mJ/m²)



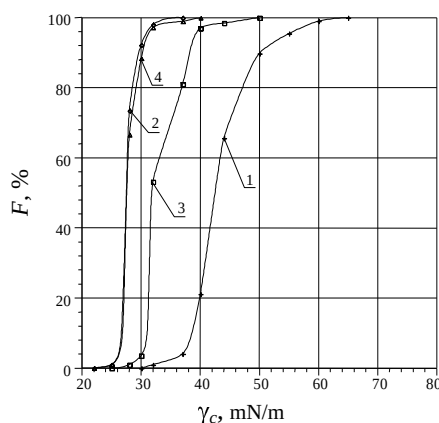
Rys. 13. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Borynia”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” ($\bar{\gamma}_c = 43,40$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 5,13$ mJ/m²), 2 – zwilżony ksylenem ($\bar{\gamma}_c = 42,80$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,64$ mJ/m²), 3 – zwilżony czterochloroetylenem ($\bar{\gamma}_c = 39,68$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,80$ mJ/m²), 4 – zwilżony bromoformem ($\bar{\gamma}_c = 40,48$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 5,17$ mJ/m²), 5 – zwilżony roztworem chlorku cynku ($\bar{\gamma}_c = 47,52$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 12,38$ mJ/m²)

Fig. 13. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Borynia mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal ($\bar{\gamma}_c = 43,40$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 5,13$ mJ/m²); 2 – wetted with xylene ($\bar{\gamma}_c = 42,80$; $\sigma_{\gamma_c} = 4,64$ mJ/m²), 3 – wetted with tetrachloroethylene ($\bar{\gamma}_c = 39,68$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,80$ mJ/m²), 4 – wetted with bromoform ($\bar{\gamma}_c = 40,48$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 5,17$ mJ/m²), 5 – wetted with zinc chloride solution ($\bar{\gamma}_c = 47,52$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 12,38$ mJ/m²)



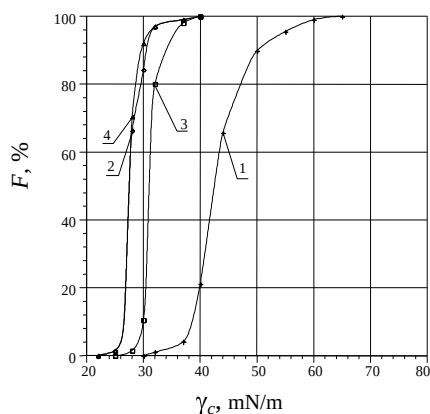
Rys. 14. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Borynia”: $\bar{\gamma}_c$ – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 19), 2 – zwilżony olejem napędowym (ON – $\bar{\gamma}_c = 27,72$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 1,82$ mJ/m²), 3 – zwilżony izooktanołem (OKT – $\bar{\gamma}_c = 34,26$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,68$ mJ/m²), 4 – zwilżony mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 28,26$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,0$ mJ/m²)

Fig. 14. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Borynia mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 19), 2 – wetted with diesel oil (ON – $\bar{\gamma}_c = 27,72$; $\sigma_{\gamma_c} = 1,82$ mJ/m²), 3 – wetted with isooctanol (OKT $\bar{\gamma}_c = 34,26$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 2,68$ mJ/m²), 4 – wetted with ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 28,26$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 2,0$ mJ/m²)



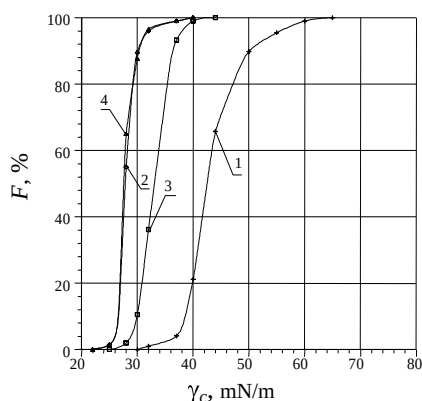
Rys. 15. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Borynia”: $\bar{\gamma}_c$ – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 19), 2 – zwilżony ksylenem i ON ($\bar{\gamma}_c = 27,28$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 1,75$ mJ/m²), 3 – zwilżony ksylenem i OKT ($\bar{\gamma}_c = 33,46$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 3,54$ mJ/m²), 4 – zwilżony ksylenem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 27,62$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,25$ mJ/m²)

Fig. 15. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Borynia mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 19), 2 – wetted with xylene and ON ($\bar{\gamma}_c = 27,28$; $\sigma_{\gamma_c} = 1,75$ mJ/m²), 3 – wetted with xylene and OKT ($\bar{\gamma}_c = 33,46$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 3,54$ mJ/m²), 4 – wetted with xylene and ON + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 27,62$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 2,25$ mJ/m²)



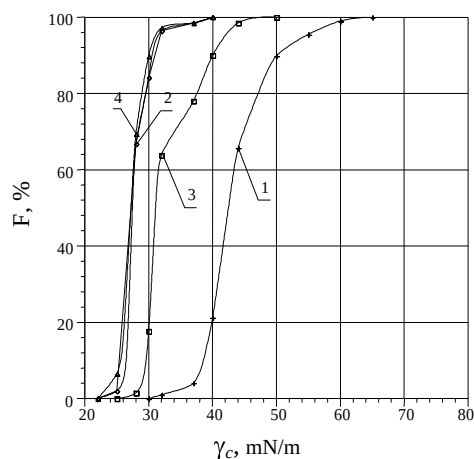
Rys. 16. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Borynia”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 19), 2 – zwilżony czterochloroetylenem i ON ($\bar{\gamma}_c = 27,86 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 2,35 \text{ mJ/m}^2$), 3 – zwilżony czterochloroetylenem i OKT ($\bar{\gamma}_c = 31,48 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 27,82 \text{ mJ/m}^2$), 4 – zwilżony czterochloroetylenem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 27,62 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 2,19 \text{ mJ/m}^2$)

Fig. 16. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Borynia mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – “clean” coal (as in Fig. 19), 2 – wetted with tetrachloroethylene and ON ($\bar{\gamma}_c = 27,86$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,35 \text{ mJ/m}^2$), 3 – wetted with tetrachloroethylene and OKT ($\bar{\gamma}_c = 31,48 \text{ mJ/m}^2$; $\sigma_{\gamma_c} = 27,82 \text{ mJ/m}^2$), 4 – wetted with tetrachloroethylene and ON + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 27,62 \text{ mJ/m}^2$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,19 \text{ mJ/m}^2$)



Rys. 17. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Borynia”: γ_c – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 19), 2 – zwilżony bromoformem i ON ($\bar{\gamma}_c = 28,02 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 2,30 \text{ mJ/m}^2$), 3 – zwilżony bromoformem i OKT ($\bar{\gamma}_c = 33,24 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 2,80 \text{ mJ/m}^2$), 4 – zwilżony bromoformem i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 27,86 \text{ mJ/m}^2$, $\sigma_{\gamma_c} = 2,37 \text{ mJ/m}^2$)

Fig. 17. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Borynia mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – “clean” coal (as in Fig. 19), 2 – wetted with bromoform and ON ($\bar{\gamma}_c = 28,02$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,30 \text{ mJ/m}^2$), 3 – wetted with bromoform and OKT ($\bar{\gamma}_c = 33,24 \text{ mJ/m}^2$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,80 \text{ mJ/m}^2$), 4 – wetted with bromoform and ON + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 27,86 \text{ mJ/m}^2$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,37 \text{ mJ/m}^2$)



Rys. 18. Skumulowane krzywe rozkładu krytycznego napięcia powierzchniowego zwilżania węgla z kopalni „Borynia”: $\bar{\gamma}_c$ – napięcie powierzchniowe, F – zawartość frakcji liofobowej; 1 – węgiel „czysty” (jak na rys. 19), 2 – zwilżony roztworem chlorku cynku i ON ($\bar{\gamma}_c = 27,90$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,44$ mJ/m²), 3 – zwilżony roztworem chlorku cynku i OKT ($\bar{\gamma}_c = 33,14$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 4,35$ mJ/m²), 4 – zwilżony roztworem chlorku cynku i mieszaniną ON + 10% OKT ($\bar{\gamma}_c = 27,48$ mJ/m², $\sigma_{\gamma_c} = 2,47$ mJ/m²)

Fig. 18. Cumulative curves of the distribution of critical surface tension of wetting of coals from Borynia mine: $\bar{\gamma}_c$ – surface tension, F – content of lyophobic fraction; 1 – "clean" coal (as in Fig. 19), 2 – wetted with zinc chloride and ON ($\bar{\gamma}_c = 27,90$; $\sigma_{\gamma_c} = 2,44$ mJ/m²), 3 – wetted with zinc chloride solution and OKT ($\bar{\gamma}_c = 33,14$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 4,35$ mJ/m²), 4 – wetted with zinc chloride solution + 10% OKT mixture ($\bar{\gamma}_c = 27,48$ mJ/m²; $\sigma_{\gamma_c} = 2,47$ mJ/m²)

Literatura

1. Sablik J.: *Flotacja węgla kamiennych*. Katowice, GIG 1998.
2. Fuerstenau D.W., Diao J., Williams M.C.: *Characterization of the wettability of solid particles by film flotation*. Part I: *Experimental investigation*. Colloids and Surfaces 1991 No 60.
3. Diao J., Fuerstenau D.W.: *Characterization of the wettability of solid particles by film flotation*. Part II: *Theoretical analysis*. Colloids and Surfaces 1991 No 60.
4. Sablik J., Wierzchowski K.: *The film flotation method applied to determine surface energy of coal wetted with flotation agents*. Archives of Mining Sciences. 1995 Vol. 40, s. 111-120.
5. Sablik J., Wierzchowski K.: *Charakterystyka właściwości powierzchniowych węgla kamiennych metodą frakcjonowanej flotacji powierzchniowej*. Inżynieria Mineralna 2001 Vol. II, nr 2 (4).
6. Sablik J., Wierzchowski K.: *The Effect of Pre-wetting with Flotation Reagents on the Surface Energy of Coals* Coal Preparation. 1994 Vol. 15, s. 25-34.
7. Róg L.: *Budowa petrograficzna oraz własności frakcji gęstościowych wydzielonych z węgla kamiennych i antracytu*. Prace Naukowe GIG nr 830. Katowice 1999.
8. Kalendarz Chemiczny, Część I. Warszawa, PWN 1954.

9. Sablik J., Lenartowicz M.: *Zależność oporu właściwego filtracji zawiesin węglowych od energetycznej charakterystyki powierzchni ziaren*. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej 2002 nr 101.
10. Sablik J.: *Własności powierzchniowe węgla kamiennych i stymulatory ich aktywności flotacyjnej*. Prace GIG, seria dodatkowa. Katowice 1986.

Recenzent: dr inż. Romuald Brzezina

A.G. Mnuchin,^{*} A.M. Briuchanow,^{**} I.P. Goroszko,^{***} W.I. Jemelianenko,^{***}
S.W. Nasonow^{****}

ROZPAD BETONÓW O SZCZEGÓLNIE DUŻEJ WYTRZYMAŁOŚCI POD WPLYWEM ODDZIAŁYWAŃ ELEKTROHYDRAULICZNYCH

Streszczenie

Restrukturyzacja przemysłu obejmująca coraz to nowe jego gałęzie wymaga między innymi unowocześniania jego infrastruktury technicznej. Często proces ten, wiążący się ze z wymianą maszyn i urządzeń, wymaga likwidacji starych podłoży i fundamentów, na których są one zainstalowane. Są to najczęściej konstrukcje betonowe o dużej wytrzymałości.

W artykule zaprezentowano niekonwencjonalną technikę niszczenia ich struktury z wykorzystaniem oddziaływań elektrohydraulicznych. Istota metody polega na generowaniu wyładowań elektrycznych o wysokim napięciu, przy użyciu specjalnego generatora prądów udarowych (GPU). Impulsy te przez ciecz roboczą (najczęściej wodę), znajdującą się w otworze odwierconym w niszczonej fundamencie betonowym, powodują jego pękanie i odpajanie od monolitu.

Opracowana została seria instalacji elektrohydraulicznych typu „Impuls”, przeznaczona dla rozwiązywania wielu zadań technologicznych związanych z niszczeniem struktury wysokowytrzymałych ośrodków.

Na podstawie kilku przykładów przedstawionych w artykule można ocenić efektywność stosowania technologii i urządzeń w praktyce.

Disintegration of concretes with specially high mechanical strength under the influence of electrohydraulic effects

Abstract

The process of restructuring of the industry, including its newer and newer branches, necessitates, among the other things, the modernisation of its technical infrastructure. Frequently, this process related to the replacement of machinery and equipment, needs liquidating old bases and foundations on which they are installed. In general, they are concrete structures with high mechanical strength. The paper presents an unconventional technique to destroy their structure using the electrohydraulic effects. The essence of the method relies on generating high – voltage electrical discharges by means of a special current surge generator (GPV). These pulses conducted through the working liquid (water in most cases) placed in a borehole drilled in the concrete foundation being destroyed, result in its breaking and detachment from the monolith.

A series of the "Impuls" – type electrohydraulic installations has been developed, designed for solving many technological tasks related to the destruction of the structure of media with high mechanical strength.

On the basis of several examples presented in the paper, one can evaluate the effectiveness of using this technology and equipment in practice.

^{*} Instytut Naukowo-Badawczy ds. Bezpieczeństwa Pracy w Górnictwie (MakNII), członek Akademii Nauk Inżynierskich Ukrainy.

^{**} MakNII, członek Akademii Nauk Górniczych Ukrainy.

^{***} MakNII.

^{****} „Elektrohydraulika”.

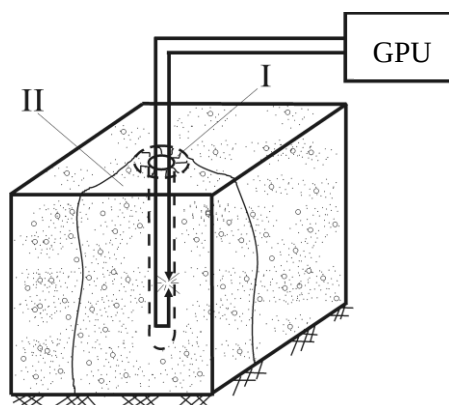
1. WPROWADZENIE

Likwidacja starych wielkogabarytowych podłoży betonowych i fundamentów o dużej wytrzymałości polegająca na zniszczeniu ich struktury, staje się ważnym problemem produkcyjnym, szczególnie w przedsiębiorstwach czynnych prowadzących rekonstrukcję lub wymianę zużytych urządzeń. Należy podkreślić, że aktualność tego problemu wyraźnie wzrosła w ostatnich latach z uwagi na coraz powszechniejsze odnawianie potencjału produkcyjnego przedsiębiorstw. Rozluźnianie i niszczenie struktury podłoża betonowego i fundamentów o bardzo dużej wytrzymałości, metodą tradycyjną, tzn. młotami mechanicznymi – jest procesem pracochłonnym i mało wydajnym. Z kolei zastosowanie specjalistycznej techniki do likwidacji tych obiektów nie zawsze jest możliwe z powodu ograniczonej przestrzeni roboczej, chociaż przy jej wykorzystaniu niektóre firmy osiągają możliwą do przyjęcia efektywność prowadzenia tych prac. Niszczenie struktury podłoży i fundamentów przez eksplozję i stosowanie materiałów wybuchowych, nie biorąc pod uwagę wysokiej wydajności, wymusza również wiele prac przygotowawczych w celu ograniczenia rozrzutu produktów zniszczenia, a także wstrzymania urządzeń produkcyjnych w celu wyprowadzania zarówno pewnych środków technicznych, jak i ludzi ze strefy zagrożonej – wymaga również specjalnych przedsięwzięć związanych z przechowywaniem i transportem środków wybuchowych. Ponadto, stosowanie materiałów wybuchowych nie zawsze gwarantuje zachowanie w stanie nienaruszonym innych konstrukcji i urządzeń znajdujących się w pobliżu miejsca prowadzenia prac strzelniczych. Uwzględniając powyższe uwarunkowania, aktualne staje się stosowanie i wdrażanie nietradycyjnych sposobów niszczenia bardzo wytrzymałych podłoży betonowych i fundamentów, szczególnie w takich przypadkach, kiedy niemożliwe lub niecelowe jest stosowanie tradycyjnych metod.

2. ISTOTA ELEKTROHYDRAULICZNEGO SPOSOBU ROZPADU BETONÓW

Do nietradycyjnych sposobów niszczenia podłoży betonowych o bardzo dużej wytrzymałości należy sposób elektrohydrauliczny. Schemat rozwiązania przedstawia rysunek 1. Jego istota polega na tym, że do wywierconego w fundamencie otworu jest wlewana ciecz robocza (najczęściej woda), a następnie jest instalowany organ roboczy zawierający przerwę wyładowczą, który jest podłączony do specjalistycznego generatora prądów udarowych (GPU), powodującego jedno lub kilka wyładowań elektrycznych o wysokim napięciu. W procesie wyładowań w cieczy powstaje strefa parowo-gazowa, w której temperatura wzrasta do 20 000°C, a ciśnienie do 15 000 MPa. Pod wpływem powstających pierwotnych fal uderzeniowych w fundamencie (lub w jego części) powstaje stan wysokich naprężeń, w konsekwencji czego następuje tworzenie się lokalnych stref płynięcia plastycznego oraz pęknięć zarodkowych. Następnie pod działaniem odbitej fali pierwotnej, powstałej przy pulsacji strefy parowo-gazowej i strumienia cieczy, następuje dalszy rozwój szczelin, zwiększa się ich długość i szerokość. Tak więc, pod wpływem fali uderzeniowej i strumienia cieczy

następuje przesunięcie części zniszczonego fundamentu betonowego aż do jego oddzielenia się od bloku. Czas trwania opisanego wyżej procesu nie przekracza 50 mikrosekund i ma charakter impulsowy.



Rys. 1. Schemat oddziaływania elektrohydraulicznego na blok: I – strefa powstania szczelin lokalnych, II – szczelina magistralna, wychodząca na powierzchnię swobodną, GPU – generator prądów udarowych

Fig. 1. Scheme of electrohydraulic influence on the block; I – zone of origination of local fissures, II – main fissure coming to the surface, GPU – current surge generator

3. CHARAKTERYSTYKA NISZCZĄCYCH URZĄDZEŃ ELEKTROHYDRAULICZNYCH

Wykorzystując powyższą ideę opracowano i wykonano serię funkcjonalnych instalacji elektrohydraulicznych typu „Impuls”, przeznaczonych do rozwiązania wielu zadań technologicznych, w tym także do rozpadu fundamentów betonowych i kamiennych oraz innych konstrukcji budowlanych o szczególnie dużej wytrzymałości. Instalacje te stanowią ruchomy wysokoenergetyczny kompleks składający się z części energetycznej zawierającej źródło zasilania, zespół prostowników, baterię wysokonapięciowych kondensatorów impulsowych, układ komutacji, kable – zasilający i wyładowczy oraz organ roboczy w postaci układu elektrod. W skład instalacji wchodzi również środki kontroli i sterowania, systemy bezpieczeństwa oraz środek transportu o odpowiedniej zdolności wyciągowej w zależności od typu instalacji. Urządzenie jest kompletowane ze sprężarką o ciśnieniu roboczym 0,5 MPa, młotem mechanicznym i perforatorem do działań wspomagających. Podłączenie instalacji do źródła zasilania o napięciu 380 V odbywa się za pomocą elastycznego kabla o przekroju 25–35 mm². Energia wyładowania z generatora prądów udarowych (GPU) jest przekazywana na organ roboczy wyładowczym kablem koncentrycznym typu PK-50-24-17. Maksymalna długość kabla wyładowczego jest określana mocą baterii kondensatorów i wynosi 500–1000 m w zależności od typu instalacji.

Przykładowo instalacja elektrohydrauliczna typu „Impuls-4”, zamontowana na podwoziu samochodu KRAZ 257-B1, jest wyposażona w bęben kablowy o specjalnej

konstrukcji z napędem elektrycznym, przeznaczonym do transportu i mechanizacji rozwijania kabla wyładowczego. Konstrukcja bębna kablowego, z którego odbiór prądu jest obliczony na przewodzenie prądów impulsowych do 30 kA, zapewnia nieprzerwaną dostawę napięcia udarowego w procesie pracy. Organ roboczy instalacji stanowi specjalny układ elektrod typu koncentrycznego z jedną lub dwoma przerwami wyładowczymi, podłączony do kabla wyładowczego. Organ ten wyposażono w specjalne urządzenie klinujące, które zapobiega jego wyrzuceniu z otworu podczas wyładowania oraz w tulejkę do doprowadzania wody lub innej cieczy roboczej. Podstawowe parametry techniczne instalacji serii „Impuls” przedstawione zostały w tablicy 1.

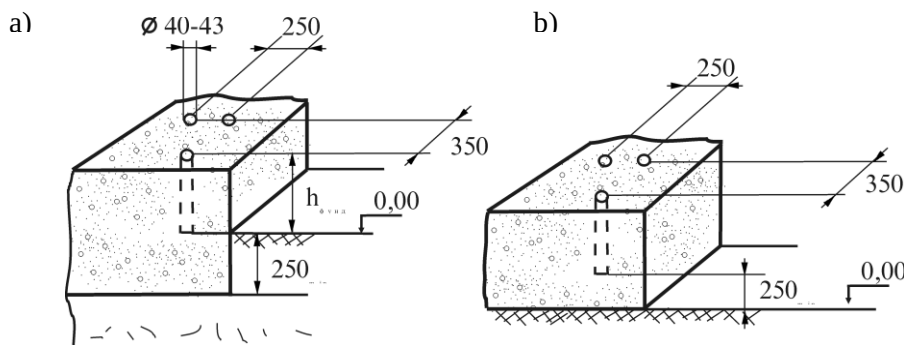
Tablica 1. Parametry instalacji elektrohydraulicznych

Parametry	Typ instalacji		
	Impuls-1	Impuls – 3	Impuls-4
napięcie zasilające, kV	0,38/0,66	0,38	0,38/0,66
maksymalne napięcie baterii, kV	5,0	5,0–6,3	4,8
maksymalny prąd wyładowania, kA	30	30	30
pojemność baterii kondensatorów, Φ	0,016	$2,2 \cdot 10^{-6} - 6,0 \cdot 10^{-3}$	0,016
moc źródła zasilającego, kV·A	400	40	400
czas trwania ładunku, s	15	0,1–10	15
energia zapasowa, kJ	200	0,044–75	200
długość kabla roboczego, m	500	200	1000
minimalna średnica otworu, mm	42	15	42
personel obsługujący, osoby	4	2–3	4
wydajność, m ³ /godz.	2	2	3

4. PRZYKŁADY ZASTOSOWANIA

Na skalę przemysłową instalację elektrohydrauliczną „Impuls-4”, do niszczenia betonów o dużej wytrzymałości, zastosowano na placach budowy Huty Jenakijewskiej i „DonERM” w procesie rekonstrukcji czynnych wydziałów tych przedsiębiorstw. Obiektami niszczenia były stare (sprzed 100 lat) fundamenty grubości do 1,8 m wykonane z betonu marki 700 z wtrąceniami metalu.

Proces technologiczny niszczenia fundamentów betonowych składał się z prac przygotowawczych, polegających na wierceniu otworów w fundamencie i bezpośrednim niszczeniu jego struktury. Wiercenie otworów odbywało się za pomocą wiertarki udarowej typu PP. Średnica otworów wynosiła 40–43 mm, zgodnie ze standardowymi średnicami koronek wiertniczych i parametrami elektrod. Otwory te były rozmieszczone w rzędach w układzie naprzemianległym, według schematu pokazanego na rysunku 2, przy czym odległość między sąsiednimi otworami w rzędzie i rzędami otworów wynosiła odpowiednio 350 i 250 mm. Czas trwania prac przygotowawczych związanych z wierceniem otworów głębokości 1,3 m dla uzyskania zniszczenia 1 m³ fundamentów betonowych wynosił średnio 25 minut.



Rys. 2. Schemat rozmieszczenia otworów strzałowych w niszczonym fundamencie: a – usunięcie fundamentu zagłębionego w podłożu poniżej poziomu zerowego, b – usunięcie fundamentu leżącego na podłożu

Fig. 2. Layout of blastholes in the destroyed foundation: a – removal of foundation sunk in the base below the zero level, b – removal of foundation laying on the base

Przygotowanie instalacji „Impuls-4” do pracy polegało na podłączeniu kabla zasilającego do źródła napięcia i przeprowadzeniu kabla roboczego od instalacji do miejsca pracy, a także na doprowadzeniu magistrali wodnej (przewodu giętkiego) do niszczonego obiektu. Minimalne zużycie wody w magistrali powinno wynosić 10 l/min, przy czym w poszczególnych przypadkach jest możliwe ręczne wlewanie wody do otworu (z wiadra lub innego naczynia).

Po przeprowadzeniu prac przygotowawczych organ roboczy – układ elektrod, umieszczono w otworze w pierwszym rzędzie od frontu fundamentu i spowodowano od 1 do 3 wyładowań, aż do oddzielenia się jego fragmentów od fundamentu. W zależności od jednorodności niszczonego fundamentu objętość oddzielających się fragmentów, w wyniku oddziaływań wyładowczo-impulsowych, wahała się od 0,01 do 0,15 m³, a w pewnych przypadkach osiągała 0,3 m³ (fot. 1). Należy podkreślić, że oddzielanie się fragmentów fundamentu od bloku następowało płynnie, bez rozrzutu cząstek. W razie konieczności front fundamentu był zabezpieczany za pomocą podręcznych narzędzi, a proces jego niszczenia powtarzano.



Fot. 1. Proces rozkładu fundamentu przed oddziaływaniem elektrohydraulicznym

Photo 1. Process of disintegration of the foundation before the electrohydraulic effects

W Hucie Jenakijewskiej, stosując powyższą technologię i przy użyciu urządzenia „Impuls-4”, zniszczono fundament zdemontowanej jednoszynowej drogi, zawierający wtrącenia konstrukcji metalowych, o objętości rzędu 80 m^3 . Widok miejsca stosowania technologii przedstawia zdjęcie 2. Wysokość fundamentu względem poziomu zerowego wynosiła tutaj 1300 mm . Fundament ten wykonano ponad 100 lat temu z betonu marki 700. Podstawowym czynnikiem wstrzymującym jego rozbiórkę młotami mechanicznymi, była niska wydajność pracy z powodu bardzo wysokiej wytrzymałości betonu. Z kolei zastosowanie koparki lub robót strzałowych było niemożliwe z uwagi na ograniczony dojazd i fakt, że fundament z dwóch stron ściśle przylegał do dość zniszczonych budynków czynnych zakładów elektromechanicznych.



Fot. 2. Zniszczenie fundamentu jednoszynowej drogi w Hucie Jenakijewskiej

Photo 2. Destruction of the foundation of a single - track railway at the Yeankiyevskya metal works

Ponadto, w tej samej hucie, urządzeniem „Impuls-4” zniszczono około 25 m^3 starych fundamentów zdemontowanego wyposażenia, grubości od $0,6$ do $1,8 \text{ m}$, wykonanych ponad 70 lat temu, przy przygotowaniu wykopów do montażu maszyny ciągłego odlewania półfabrykatów na czynnym wydziale konwertorów. Prace nad zniszczeniem fundamentów prowadzono bez przerw w podstawowym cyklu produkcyjnym, w pobliżu czynnych urządzeń i bez przeprowadzania jakichkolwiek specjalnych przedsięwzięć charakterystycznych dla robót strzałowych. Przeprowadzono również z sukcesem prace nad zniszczeniem fundamentów podpór (fot. 3), stanowiących betonowe konstrukcje w formie równoległościanu wysokości do 2 m i objętości $5\text{--}15 \text{ m}^3$. Powierzchnie zewnętrzne podpór były ściągnięte blachą, która z jednej lub dwóch stron była uprzednio ścięta w celu stworzenia swobodnych powierzchni bocznych. Z uwagi na obecność w podporach do 5 powierzchni swobodnych, zniszczenie tych podpór okazało się najbardziej efektywne. Średnio czas niszczenia jednej podpory wynosił do półtorej godziny.



Fot. 3. Zniszczenie podpory betonowej w Hucie Jenakijewskiej
(na dalszym planie urządzenie „Impuls-4”)

Photo 3. Destruction of the concrete support at the Yeankiyevskya metal works
("Impuls-4" unit in the background)

5. PODSUMOWANIE

Wyniki przemysłowego zastosowania instalacji „Impuls-4” polegającej na wykorzystaniu oddziaływań elektrohydraulicznych, pozwalają na pozytywną ocenę technologii oraz na możliwości dalszego jej rozwoju i stosowania do niszczenia betonów o szczególnie dużej wytrzymałości. Podkreślić należy, że technologia ta charakteryzuje się łatwością wykonania urządzenia, niskimi kosztami własnymi, bezpieczeństwem i czystością ekologiczną. Ponadto, mając na uwadze specyfikę technologii można mówić o dobrych perspektywach jej stosowania do niszczenia wszystkich możliwych mineralnych i innych brył ponadwymiarowych, fundamentów w piwnicach domów mieszkalnych, a także przy rozbiórce zawalów w sytuacjach nadzwyczajnych (np. zawalenie się budowli, trzęsienie ziemi i inne).

Recenzent: prof. dr hab. inż. Józef Dubiński
Tłumaczenie z języka rosyjskiego: Jolanta Żurawska

Witalij Skoropacki

WYBÓR SPOSOBU ZDALNEGO ZASILANIA URZĄDZEŃ TELEMETRYCZNYCH I TELEKOMUNIKACYJNYCH FUNKCJONUJĄCYCH W STREFACH ZAGROŻONYCH WYBUCEM

Streszczenie

Urządzenia telemetryczne i telekomunikacyjne mogą być zasilane prądem stałym następującymi sposobami:

- przy równoległym podłączeniu odbiorników energii elektrycznej do obwodu,
- zdalnego zasilania (tzw. konfiguracja „drabinkowa”),
- przy szeregowym połączeniu odbiorników energii elektrycznej do obwodu,
- zdalnego zasilania,
- z wykorzystaniem kaskadowo połączonych konwerterów napięcia,
- z wykorzystaniem odrębnych kanałów energii elektrycznej.

Porównania sposobów przesyłania energii elektrycznej dokonano na podstawie porównania sumarycznej wartości użytecznej mocy P_U dostarczonej do odbiorników energii elektrycznej i współczynnika sprawności η .

Wartość mocy elektrycznej, którą można przysyłać na odległość do kopalnianych urządzeń telekomunikacyjnych, jest ograniczona wymaganiami iskrobezpieczeństwa oraz warunkami prowadzenia robót pod napięciem, przy czym czynnikiem dominującym w takim przypadku jest wartość mocy użytecznej dostarczonej do tych urządzeń. Największą wartość mocy użytecznej dostarczonej do odbiorników energii elektrycznej z wykorzystaniem toru naturalnego lub pochodnego kabla telekomunikacyjnego osiąga się, stosując przelotowe konwertery napięcia zasilania. Przy stosowaniu przelotowych konwerterów napięcia, w porównaniu z wariantami zasilania bez konwerterów (układ drabinkowy i szeregowy), można osiągnąć kilkakrotnie większą wartość mocy elektrycznej dostarczonej na odległość l , przy porównywalnych wartościach prądu na wejściu obwodu zdalnego zasilania.

Stosowanie odrębnych kanałów przesyłania energii do poszczególnych odbiorników zdalnego zasilania pozwala na dostarczenie nieco większej mocy użytecznej w porównaniu ze sposobem konwencjonalnym. Jednak realizacja techniczna odrębnych kanałów zarówno o podziale częstotliwościowym, jak i czasowym jest bardziej skomplikowana i związana z istotnymi problemami zapewnienia iskrobezpieczeństwa i kompatybilności elektromagnetycznej.

Najbardziej korzystny pod względem realizacji technicznej, jest sposób zdalnego zasilania z stosowaniem przelotowych konwerterów napięcia. Pozwala on w dogodniejszy sposób zapewnić iskrobezpieczeństwo obwodu zdalnego zasilania drogą podziału tego obwodu na iskrobezpieczne energetyczne izolowane między sobą odcinki, wykorzystanie jednakowych przelotowych konwerterów napięcia, funkcjonujących w trybie dopasowania impedancji wejściowych, zapewnić kompatybilność elektromagnetyczną w jednym wieloparowym kablu telekomunikacyjnym.

Selection of the method of remote power supply of telemetric and telecommunication equipment operating in the explosion – hazard zones

Abstract

The telemetric and telecommunication equipment can be DC – supplied with the use of following methods:

- at parallel connection of the receivers of electrical energy to the circuit of remote power supply, (the so called "ladder - type" configuration").

- at series connection of the receivers of electrical energy to the circuit of remote power supply.
- with the use of cascade – connected voltage converters,
- with the use of separate electrical energy channels.

The comparison of the method for transmitting electrical energy was made on the basis of comparing the total value of effective power P_o delivered to the electrical energy receivers and the efficiency coefficient.

The value of electrical power to be remotely delivered to mine telecommunication equipment is limited by the requirements of intrinsic safety and conditions of conducting the work in the live wire condition, with the dominating factor being, in this case, the value of effective power delivered to this equipment. The highest value of effective power delivered to the receivers of electrical energy with the use of either a natural or phantom line of a telecommunication cable is obtained using the through - converters of the supply voltage. In the case of using the through-voltage converters, as compared to the power supply version without these converters (ladder - type and series versions), one can obtain a several times greater value of electrical power supplied to a distance L keeping the comparable values of current at the input of the remote power supply system.

The use of separate channels to transmit energy to individual receivers of remote power supply makes it possible to deliver a little higher value of effective power, as compared to the conventional method. On the other hand, the technical realisation of separate channels, both with the frequency and time division, is more complicated and connected with important problems of ensuring the intrinsic safety and electromagnetic compatibility.

The most advantageous, in terms of technical realisation, is the method of remote power supplying with the use of through voltage converters.

It enables to ensure more conveniently the intrinsic safety of the remote power supply circuit into intrinsically – safe, energetically isolated, sections, and the use of identical through-voltage converters operating in the mode of matching the input impedances, to ensure the electromagnetic compatibility in a single multi- pair telecommunication cable.

1. UWAGI WSTĘPNE

Urządzenia telemetryczne i telekomunikacyjne mogą być zasilane prądem stałym następującymi sposobami [1]:

- przy równoległym podłączeniu odbiorników energii elektrycznej do obwodu zdalnego zasilania (tzw. konfiguracja „drabinkowa”),
- przy szeregowym połączeniu odbiorników energii elektrycznej do obwodu zdalnego zasilania,
- z wykorzystaniem kaskadowo połączonych konwerterów napięcia,
- z wykorzystaniem odrębnych kanałów przesyłania energii elektrycznej.

Porównania sposobów przesyłania energii elektrycznej dokonano na podstawie sumarycznej wartości użytecznej mocy P_U dostarczonej do odbiorników energii elektrycznej i współczynnika sprawności η .

$$\eta = \frac{P_U}{P_{ZZ}} \cdot 100\% \quad (1)$$

gdzie:

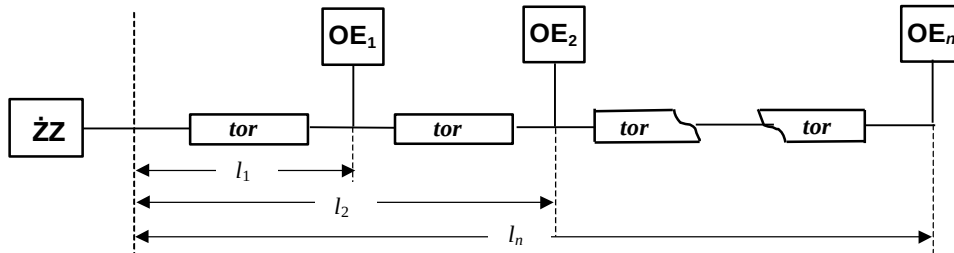
P_U – moc użyteczna pobierana przez wszystkie odbiorniki energii elektrycznej,

P_{ZZ} – moc elektryczna pobierana ze źródła zasilania.

2. ANALIZA SPOSOBÓW ZDALNEGO ZASILANIA

Zagadnienie, które zostało przeanalizowane zdefiniowano następująco:

- n odbiorników energii elektrycznej $OE_1, OE_2, \dots, OE_n$ (rys. 1) jest rozlokowanych odpowiednio w odległościach l_i ($i = 1, 2, \dots, n$) od stacji centralnej,



Rys. 1. Zasada organizacji zdalnego zasilania: $\dot{Z}\dot{Z}$ – źródło zasilania (stacja centralna), OE_1, OE_2, OE_n – odbiorniki energii elektrycznej (urządzenia peryferyjne)

Fig. 1. Principle of remote power supply organisation: $\dot{Z}\dot{Z}$ – power supply source (central station), OE_1, OE_2, OE_3 - receivers of electrical energy (peripheral units)

- moc elektryczna pobierana przez każdy odbiornik jest równa P_{OE_i} przy napięciu U_{OE_i} ,
- należy dostarczyć wymaganą moc elektryczną P_{OE_i} do każdego z odbiorników OE_i przez wspólny tor przewodowy naturalny lub pochodny, przy minimalnym napięciu na wyjściu źródła zdalnego zasilania z uwzględnieniem warunków iskrobezpieczeństwa.

Analizę porównawczą przeprowadzono na podstawie schematów zastępczych tych sposobów przedstawionych na rysunku 2.

Należy przypomnieć, że zgodnie z [2] maksymalna dopuszczalna wartość napięcia prądu stałego na wejściu toru macierzystego lub pochodnego, który jest wykorzystywany do przesyłania energii elektrycznej na odległość, jest ograniczona ze względów porażeniowych ($U_{WE} = U_{dop} = 60V$ DC).

Bilans mocy obwodu zdalnego zasilania można zapisać w postaci

$$P_{ZZ} = P_U + P_{ST} \quad (2)$$

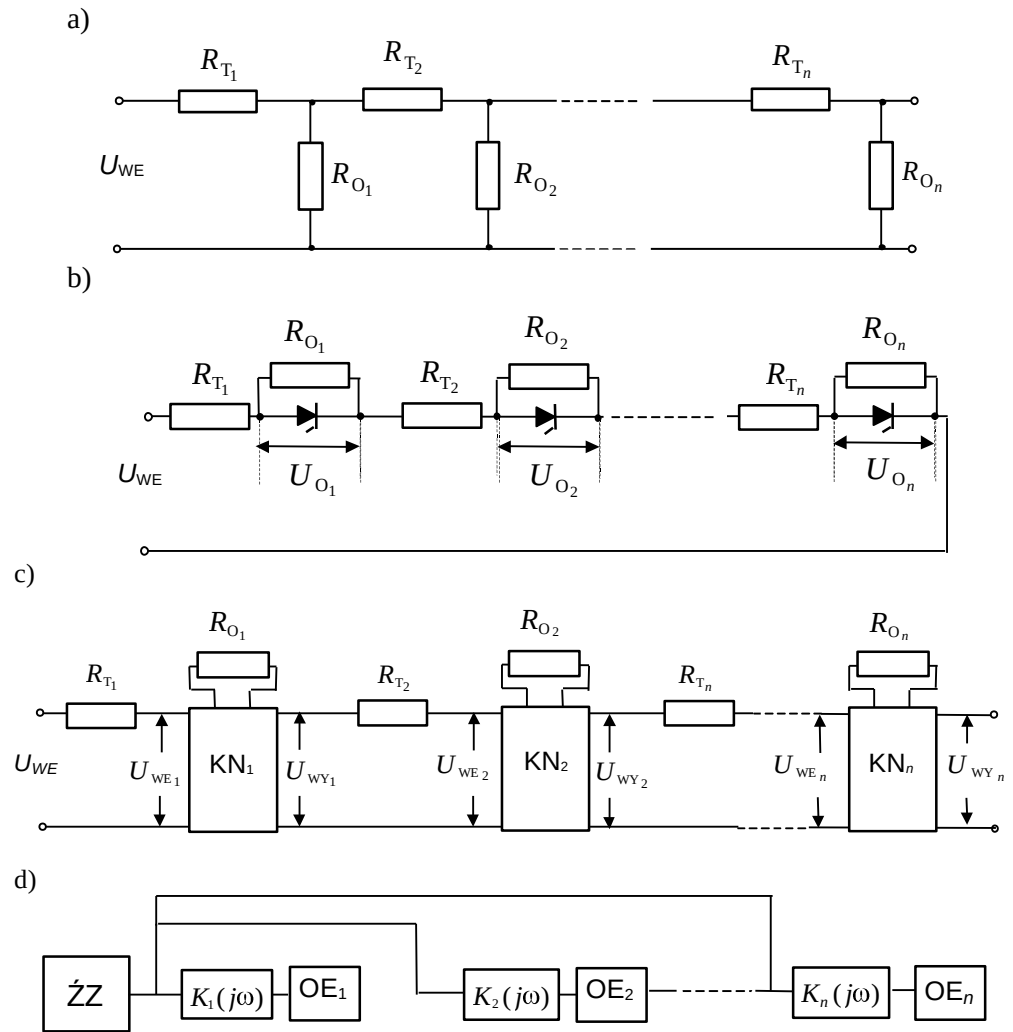
gdzie:

P_{ZZ} – moc pobieraną od źródła zdalnego zasilania,

P_{ST} – moc tracona w torze przewodowym oraz w urządzeniach stacyjnych (transformatory, filtry, rozgałęźniki itd.).

We wzorze (2)

$$P_U = \sum_{i=1}^n P_{O_i}, \quad P_{ST} = \sum_{i=1}^n P_{T_i} + \sum_{i=1}^m P_{S_i} \quad (3)$$



Rys.2. Zastępcze schematy elektryczne podstawowych sposobów zdalnego zasilania: $\dot{Z}\dot{Z}$ – źródło zasilania, OE – odbiorniki, KN – konwerter napięcia

Fig. 2. Substitute electrical diagrams of principal methods of remote power supply: ZZ – power supply source, OE – receivers, KN – voltage converter

gdzie:

P_{O_i} – moc pobierana przez i -ty odbiornik energii elektrycznej,

P_{T_i} – moc tracona w i -tym odcinku toru transmisyjnego (pochodnego lub macierzystego),

P_{S_i} – moc tracona w i -tym urządzeniu stacyjnym.

Ponieważ, przy przesyłaniu energii elektrycznej na odległość, dominująca część mocy jest tracona na rezystancji toru transmisyjnego, straty energii w urządzeniach stacyjnych można pominąć.

W celu uproszczenia analizy założono, że $R_{T_1} = R_{T_2} = \dots = R_{T_n} = R_T$, rezystancja wewnętrzna źródła zdalnego zasilania $R_i \approx 0$, a liczba odbiorników energii elektrycznej $n = 4$.

Schemat elektryczny przedstawiony na rysunku 2a można przedstawić w postaci kaskadowego połączenia czwórników typu odwróconego „Γ”, przy czym w stanie dopasowania impedancji wejściowych

$$R_{O_1} = R_T; R_{O_2} = R_T \left(1 + \frac{1}{2} \right); R_{O_3} = R_T \left(1 + \frac{1}{2} + \frac{1}{4} \right); R_{O_4} = R_T \left(1 + \frac{1}{2} + \frac{1}{4} + \frac{1}{8} \right) \quad (4)$$

Wyniki obliczeń wartości mocy użytecznej dostarczonej do poszczególnych odbiorników energii elektrycznej oraz sprawności przesyłania energii elektrycznej w obwodzie zdalnego zasilania o konfiguracji drabinkowej dla różnej liczby i ($i = 1, 2, 3, 4$) i różnych wartości rezystancji wejściowej R_{O_i} odbiorników energii elektrycznej, w przypadku wykorzystania toru pochodnego ($R_j = 35 \Omega$) oraz toru macierzystego ($R_j = 70 \Omega$) górniczego kabla telekomunikacyjnego, przedstawiono w tablicach 1 i 2 (wartości zaznaczone żółtym kolorem odpowiadają trybowi dopasowania impedancji wejściowych). Wyniki te pozwalają stwierdzić, że w układzie drabinkowym nie istnieje ścisła korelacja między wartością sumarycznej mocy użytecznej P_u a sprawnością energetyczną η . Taka korelacja jest zachowana tylko w układzie z jednym odbiornikiem energii elektrycznej, kiedy w trybie dopasowania impedancji jednocześnie uzyskuje się maksymalną wartość P_u i η . W pozostałych przypadkach wartości maksymalne P_u są uzyskiwane przy określonych kombinacjach między wartościami impedancji wejściowych poszczególnych odbiorników energii elektrycznej, przy czym wartości te są uzyskiwane dla dużych rozrzutów wartości odbieranych mocy przez poszczególne odbiorniki.

W przypadku szeregowego włączenia odbiorników energii elektrycznej w obwód zdalnego zasilania (rys. 2b), prąd wejściowy w obwodzie zdalnego zasilania jest równy

$$I_{WE_T} = \frac{U_{WE} - \sum_{i=1}^n U_{Z_i}}{R_j l} \quad (5)$$

gdzie:

- n – liczba odbiorników energii elektrycznej,
- l – długość obwodu zdalnego zasilania,
- U_Z – napięcie stabilizacji diody Zenera.

Przy jednakowych odbiornikach energii elektrycznej oraz przy ich równomiernym rozmieszczeniu $U_{Z_1} = U_{Z_2} = \dots = U_{Z_n} = U_Z$, $R_{O_1} = R_{O_2} = \dots = R_{O_i} = R_O$.

Równanie napięć w obwodzie zdalnego zasilania można zapisać w sposób następujący

$$U_{WE} = \sum_{i=1}^n U_{T_i} + nU_Z \quad (6)$$

gdzie U_{T_i} – jest spadkiem napięcia na i -tym odcinku toru przewodowego.

Moc pobierana przez i -ty odbiornik energii elektrycznej jest równa $P_O = U_Z^2 / R_O$, $P_U = nP_O$, moc pobierana od źródła zdalnego zasilania $P_{ZZ} = I_{WE} \cdot U_{WE}$ a $\eta = P_U / P_{ZZ}$.

Wyniki obliczeń wartości mocy użytecznej dostarczonej do poszczególnych odbiorników energii elektrycznej oraz sprawności przesyłania energii elektrycznej przy szeregowym włączeniu tych odbiorników w obwód zdalnego zasilania dla różnych liczby i ($i = 1, 2, 3, 4$) i różnych wartości rezystancji wejściowej R_{O_i} odbiorników, w przypadku wykorzystania toru pochodnego ($R_j = 35 \Omega$) oraz toru macierzystego ($R_j = 70 \Omega$) górniczego kabla telekomunikacyjnego, przedstawiono w tablicach 3 i 4 (wartości zaznaczone żółtym kolorem są maksymalne).

Analizując wyniki obliczeń zamieszczone w tablicach 3 i 4 można stwierdzić, że przy stosowaniu sposobu zdalnego zasilania prądem stałym z szeregowym włączeniem odbiorników energii elektrycznej można osiągnąć większą sprawność przesyłania energii, w porównaniu z układem o drabinkowej konfiguracji obwodu zdalnego zasilania. Jednakże stosunkowo wysoka sprawność może być osiągnięta przy stosowaniu odbiorników o małej mocy poboru energii elektrycznej. Sumaryczna użyteczna moc dostarczona do odbiorników energii elektrycznej przy jednakowej wartości prądu wejściowego jest mniejsza.

Bilans mocy elektrycznej w obwodzie zdalnego zasilania jednego odbiornika energii elektrycznej z wykorzystaniem n konwerterów napięcia (rys. 2c) można zapisać w postaci

$$P_{ZZ} = \sum_{i=1}^n P_{T_i} + \sum_{i=1}^n P_{K_i} + P_O \quad (7)$$

gdzie:

P_{ZZ} – moc pobierana ze źródła zdalnego zasilania,

P_{T_i} – moc tracona w i -tym odcinku obwodu zdalnego zasilania,

P_{K_i} – moc tracona w i -tym konwerterze napięcia,

P_O – moc użyteczna pobierana przez odbiornik energii elektrycznej.

Moc tracona w i -tym odcinku obwodu zdalnego zasilania jest równa

Tablica 1. Wartości użytecznej mocy elektrycznej dostarczonej do poszczególnych odbiorników przez tor pochodny przy drabinkowej konfiguracji układu zdalnego zasilania

$U_{WE} = 60 \text{ V}; R_j = 35 \Omega$				I_{WE-T} [A]	P_{ZZ} [W]	P_{O_1} [W]	P_{O_2} [W]	P_{O_3} [W]	P_{O_4} [W]	P_U [W]	η [%]				
$n = 1,$ $l = 10 \text{ km}$	R_o, Ω			100	0,133	8,0	1,78	-	-	-	1,78	22,2			
				175	0,114	6,86	2,29	-	-	-	2,29	33,3			
				350	0,086	5,14	2,57	-	-	-	2,57	50,0			
				500	0,071	4,23	2,49	-	-	-	2,49	56,2			
				700	0,057	3,43	2,29	-	-	-	2,29	66,6			
				900	0,048	2,88	2,07	-	-	-	2,07	72,0			
$n = 2,$ $l = 5 \text{ km}$	R_{O_1}, R_{O_2}, Ω			100	100	0,242	14,50	3,14	0,41	-	-	2,55	24,5		
				175	262,5	0,200	12,0	3,57	0,86	-	-	4,43	36,9		
				200	300	0,190	11,40	3,58	0,95	-	-	4,53	39,7		
				300	200	0,176	10,54	2,85	1,22	-	-	4,07	38,6		
				200	400	0,186	11,13	3,79	0,92	-	-	4,70	42,3		
				300	400	0,161	9,67	3,37	1,22	-	-	4,59	47,4		
				400	400	0,146	8,76	2,97	1,43	-	-	4,40	50,2		
				400	300	1,153	9,18	2,76	1,47	-	-	4,23	46,0		
				400	500	0,141	8,45	3,13	1,37	-	-	4,50	53,2		
				500	300	0,143	8,60	2,44	1,62	-	-	4,06	47,2		
				500	400	0,136	8,14	2,63	1,59	-	-	4,22	51,9		
				800	500	0,110	6,65	2,06	1,81	-	-	3,86	58,1		
				600	500	0,122	7,31	2,49	1,64	-	-	4,14	56,6		
				$n = 3,$ $l = 3,33 \text{ km}$	$R_{O_1}, R_{O_2}, R_{O_3}, \Omega$			100	100	100	0,333	19,97	4,65	0,64	0,14
116,5	174,7	203,8	0,310					18,57	4,91	0,79	0,28	-	5,98	32,2	
500	400	300	0,193					11,60	2,84	1,44	1,00	-	5,29	45,6	
600	400	200	0,192					11,54	2,38	1,30	1,05	-	4,73	40,9	
200	400	600	0,244					14,66	5,05	1,20	0,56	-	6,81	46,5	
400	500	600	0,189					11,32	3,65	1,50	0,88	-	6,04	53,3	
500	500	600	0,176					10,60	3,15	1,62	0,95	-	5,72	54,1	
700	700	700	0,148					8,90	2,62	1,54	1,13	-	5,30	59,5	
900	700	600	0,142					8,49	2,12	1,54	1,27	-	4,93	58,1	
1000	700	600	0,138					8,28	1,94	1,56	1,29	-	4,81	58,1	
600	700	1000	0,150					8,97	3,04	1,62	0,91	-	5,57	62,1	
1100	800	600	0,132					7,90	1,82	1,47	1,38	-	4,67	59,2	
1100	900	600	0,129					7,73	1,85	1,36	1,43	-	4,65	60,1	
1200	1000	600	0,124					7,43	1,74	1,28	1,50	-	4,52	60,8	
1300	1100	700	0,116					6,94	1,67	1,27	1,47	-	4,42	63,6	
1600	1500	1000	0,095					5,73	1,50	1,15	1,38	-	4,03	70,4	
2100	1800	1200	0,082	4,91	1,217	1,07	1,33	-	3,62	73,8					
$n = 4,$ $l = 2,5 \text{ km}$	$R_{O_1}, R_{O_2}, R_{O_3}, R_{O_4} \Omega$			87,5	131,2	153,1	164,1	0,415	24,91	6,41	0,93	0,21	0,09	7,64	30,6
				300	300	300	300	0,277	16,64	4,26	1,60	0,69	0,42	6,96	41,8
				400	400	400	400	0,244	14,66	3,73	1,65	0,83	0,56	6,77	46,1
				500	500	500	500	0,219	13,17	3,33	1,65	0,98	0,66	6,56	49,8
				600	600	500	500	0,205	12,30	2,95	1,52	1,08	0,78	6,33	51,4
				700	700	500	500	0,194	11,65	2,64	1,41	1,15	0,83	6,04	51,8
				700	700	400	400	0,201	12,08	2,57	1,29	1,25	0,84	5,95	49,3
				700	700	500	100	0,218	13,06	2,39	1,04	0,52	0,74	4,70	35,9
				900	800	400	100	0,209	12,52	1,93	0,95	0,80	0,90	4,58	36,6
				900	800	500	200	0,196	11,75	2,04	1,13	1,06	1,28	5,50	46,8
				1000	800	400	200	0,196	11,74	1,84	1,09	0,74	0,72	4,39	37,4
				900	800	700	600	0,172	10,31	2,25	1,47	0,83	0,74	5,29	51,3
				1000	800	500	100	0,203	12,9	1,78	0,99	0,56	0,84	4,20	34,4
				1000	600	100	50	0,233	13,99	1,57	0,86	0,81	0,21	3,45	24,7
				1200	1000	400	100	0,197	11,83	1,52	0,82	0,72	0,82	3,88	32,8
				1400	1200	400	100	0,191	11,47	1,34	0,71	0,75	0,86	3,66	31,9
				1650	800	400	150	0,188	11,26	1,15	1,08	1,09	1,16	4,49	39,8
				1700	1000	400	100	0,190	11,38	1,11	0,84	0,71	0,81	3,48	30,6
				1800	1500	500	200	0,168	10,09	1,14	0,71	0,98	1,19	4,02	39,8
				2000	1200	600	450	0,151	9,09	1,09	1,15	1,23	1,15	4,62	50,8
				2100	1200	600	450	0,149	8,94	1,05	1,07	1,25	1,17	4,55	50,8
				2100	1300	800	650	0,134	8,06	1,11	1,14	1,23	1,18	4,65	57,5
				2100	1400	800	650	0,133	7,97	1,11	1,07	1,24	1,19	4,62	57,9
				2100	1450	900	800	0,126	7,55	1,14	1,05	1,24	1,14	4,63	61,25
				2300	1700	1300	1200	0,106	6,39	1,12	1,1	1,12	1,05	4,39	68,7

Tablica 2. Wartości użytecznej mocy elektrycznej dostarczonej do poszczególnych odbiorników przez tor macierzysty przy drabinkowej konfiguracji układu zasilania

$U_{WE} = 60 \text{ V}; R_j = 70 \Omega$				I_{WE_T} [A]	P_{ZZ} [W]	P_{O_1} [W]	P_{O_2} [W]	P_{O_3} [W]	P_{O_4} [W]	P_U [W]	η [%]				
$n = 1,$ $l = 10 \text{ km}$	R_O, Ω			500	0,050	3,0	1,25	-	-	-	1,25	41,7			
				600	0,046	2,78	1,28	-	-	-	1,28	46,1			
				700	0,043	2,57	1,29	-	-	-	1,29	50,0			
				800	0,040	2,40	1,28	-	-	-	1,28	53,3			
				900	0,038	2,25	1,27	-	-	-	1,27	56,2			
				1000	0,035	2,12	1,25	-	-	-	1,25	58,8			
$n = 2,$ $l = 5 \text{ km}$	R_{O_1}, R_{O_2}, Ω			100	0,139	8,34	1,29	0,06	-	-	1,35	16,2			
				200	0,121	7,25	1,57	0,21	-	-	1,98	24,5			
				200	0,119	7,16	1,66	0,23	-	-	1,90	26,5			
				300	0,110	6,62	1,52	0,30	-	-	1,83	27,6			
				200	0,118	7,08	1,74	0,25	-	-	1,99	28,0			
				300	0,106	6,38	1,73	0,37	-	-	2,10	32,9			
				350	525	0,100	6,00	1,78	0,43	-	-	2,2	36,9		
				400	300	0,100	6,02	1,54	0,44	-	-	1,98	32,9		
				400	500	0,096	5,78	1,72	0,47	-	-	2,19	37,9		
				500	300	0,095	5,69	1,44	0,51	-	-	1,94	34,2		
				1000	200	0,085	5,12	0,91	0,603	-	-	1,52	29,7		
				1400	700	0,063	3,79	1,03	0,91	-	-	1,94	51,1		
				1600	800	0,059	3,52	0,97	0,94	-	-	1,91	54,2		
				$n = 3,$ $l = 3,33 \text{ km}$	$R_{O_1}, R_{O_2}, R_{O_3}, \Omega$			100	100	100	0,194	11,66	2,16	0,133	0,012
233	349,5	407,7	0,155					9,28	2,45	0,40	0,14	-	2,99	32,2	
500	400	300	0,127					7,61	1,85	0,57	0,24	-	2,67	35,0	
600	400	200	0,124					7,43	1,64	0,55	0,24	-	2,43	32,7	
200	400	600	0,159					9,57	2,60	0,37	0,13	-	3,10	32,4	
400	500	600	0,129					7,76	2,23	0,58	0,25	-	3,06	39,4	
500	500	600	0,121					7,29	2,01	0,66	0,28	-	2,95	40,4	
700	700	700	0,106					6,36	1,77	0,71	0,40	-	2,88	45,3	
900	700	600	0,100					6,02	1,49	0,74	0,44	-	2,67	44,3	
1000	700	600	0,098					5,87	1,38	0,76	0,46	-	2,63	44,3	
600	700	1000	0,109					6,52	2,00	0,74	0,34	-	3,08	47,2	
1100	800	500	0,096					5,73	1,29	0,68	0,51	-	2,49	43,4	
1100	900	600	0,093					5,56	1,34	0,69	0,54	-	2,57	46,2	
1200	1000	600	0,09					5,37	1,27	0,67	0,58	-	2,52	46,9	
1300	1100	700	0,085					5,11	1,24	0,68	0,60	-	2,53	49,4	
1600	1500	1000	0,074					4,43	1,14	0,67	0,67	-	2,48	56,1	
$n = 4,$ $l = 2,5 \text{ km}$	$R_{O_1}, R_{O_2}, R_{O_3}, R_{O_4}, \Omega$							100	100	100	100	0,244	14,67	3,01	0,252
				175	262,5	306,2	328,1	0,208	12,45	3,20	0,46	0,11	0,043	3,81	30,6
				400	400	400	400	0,162	9,75	2,49	0,72	0,23	0,11	3,56	36,5
				500	500	500	500	0,149	8,96	2,29	0,77	0,31	0,17	3,54	39,5
				600	600	500	500	0,140	8,42	2,09	0,75	0,38	0,21	3,43	40,7
				700	700	500	500	0,133	7,99	1,92	0,72	0,42	0,23	3,29	41,2
				700	700	400	400	0,135	8,13	1,88	0,67	0,43	0,21	3,19	39,2
				700	700	700	100	0,137	8,24	1,85	0,62	0,19	0,18	2,84	34,5
				900	800	200	100	0,134	8,07	1,47	0,50	0,48	0,13	2,59	32,1
				900	800	500	200	0,128	7,67	1,57	0,64	0,41	0,29	2,92	38,0
				1000	800	400	200	0,126	7,59	1,43	0,62	0,26	0,151	2,47	32,6
				900	800	700	600	0,121	7,26	1,67	0,79	0,30	0,21	2,98	41,0
				1000	800	600	400	0,121	7,27	1,50	0,74	0,39	0,28	2,92	40,1
				1000	600	100	50	0,138	8,30	1,28	0,53	0,25	0,025	2,09	25,1
				1200	1000	400	200	0,12	7,21	1,26	0,56	0,38	0,22	2,43	33,6
				1800	900	300	100	0,118	7,07	0,86	0,56	0,44	0,17	2,04	28,9
				1650	800	400	150	0,118	7,06	0,94	0,66	0,34	0,19	2,14	30,2
				1700	1000	400	100	0,116	6,97	0,92	0,55	0,30	0,16	1,94	27,8
				1800	1500	500	200	0,108	6,47	0,94	0,46	0,42	0,29	2,11	32,6
				2000	1100	600	450	0,103	6,19	0,88	0,69	0,51	0,35	2,43	39,2
				2100	1200	600	450	0,102	6,09	0,85	0,65	0,53	0,36	2,39	39,2
				2100	1300	800	650	0,096	5,74	0,89	0,70	0,44	0,33	3,37	41,2
				2100	1400	800	650	0,095	5,69	0,89	0,66	0,56	0,43	2,55	44,9
				2100	1500	900	800	0,091	5,48	0,92	0,67	0,57	0,43	2,59	47,2
				2300	1700	1300	1200	0,082	4,90	0,91	0,71	0,58	0,48	2,69	54,9

Tablica 3. Wartości użytecznej mocy elektrycznej dostarczonej do poszczególnych odbiorników przez tor pochodny przy ich szeregowym włączeniu w obwód zdalnego zasilania

$U_{WE} = 60 \text{ V}; R_j = 35 \Omega; l = 10 \text{ km}$				I_{WE_T} A	P_{ZZ} W	P_{O_1} W	P_{O_2} W	P_{O_3} W	P_{O_4} W	P_U [W]	η [%]
$n = 1$	R_O, Ω	$U_Z = 12 \text{ V}$	85	0,137	8,23	1,57	-	-	-	1,57	19,1
			110	0,137	8,23	1,19	-	-	-	1,19	14,5
			135	0,137	8,23	0,95	-	-	-	0,95	11,5
		$U_Z = 24 \text{ V}$	220	0,103	6,17	2,38	-	-	-	2,38	38,6
			300	0,103	6,17	1,69	-	-	-	1,69	27,3
			380	0,103	6,17	1,28	-	-	-	1,28	20,8
		$U_Z = 30 \text{ V}$	335	0,086	5,14	1,48	-	-	-	1,48	28,9
			400	0,086	5,14	1,21	-	-	-	1,21	23,5
			465	0,086	5,14	1,01	-	-	-	1,01	19,6
$n = 2$	$R_{O_1} = R_{O_2}, \Omega$	$U_Z = 12 \text{ V}$	111	0,103	6,17	1,18	1,18	-	-	2,36	38,2
			120	0,103	6,17	1,08	1,08	-	-	2,18	35,1
			138	0,103	6,17	0,93	0,93	-	-	1,86	30,0
		$U_Z = 24 \text{ V}$	610	0,034	2,06	0,72	0,72	-	-	1,44	69,9
			640	0,034	2,06	0,67	0,67	-	-	1,34	65,7
			670	0,034	2,06	0,64	0,64	-	-	1,28	61,8
$n = 3$	$R_{O_1} = R_{O_2} = R_{O_3}, \Omega$	$U_Z = 12 \text{ V}$	165	0,069	4,11	0,75	0,75	0,75	-	2,25	54,7
			200	0,069	4,11	0,60	0,60	0,60	-	1,80	43,7
			235	0,069	4,11	0,50	0,50	0,50	-	1,50	36,4
		$U_Z = 15 \text{ V}$	285	0,043	2,57	0,52	0,52	0,52	-	1,56	60,7
			305	0,043	2,57	0,47	0,47	0,47	-	1,41	54,8
			325	0,043	2,57	0,42	0,42	0,42	-	1,26	49,0
$n = 4$	$R_{O_1} = R_{O_2} = R_{O_3} = R_{O_4}, \Omega$	$U_Z = 10 \text{ V}$	160	0,057	3,43	0,53	0,53	0,53	0,53	2,12	61,8
			200	0,057	3,43	0,40	0,40	0,40	0,40	1,60	46,6
			240	0,057	3,43	0,32	0,32	0,32	0,32	1,28	37,3
		$U_Z = 12 \text{ V}$	310	0,034	2,06	0,35	0,35	0,35	0,35	1,40	67,9
			350	0,034	2,06	0,30	0,30	0,30	0,30	1,20	58,2
			390	0,034	2,06	0,26	0,26	0,26	0,26	1,04	50,4

Tablica 4. Wartości użytecznej mocy elektrycznej dostarczonej do poszczególnych odbiorników przez tor macierzysty przy ich szeregowym włączeniu w obwód zdalnego zasilania

$U_{WE} = 60V; R_j = 70 \Omega; l = 10 \text{ km}$				I_{WE_T} A	P_{ZZ} W	P_{O_1} W	P_{O_2} W	P_{O_3} W	P_{O_4} W	P_U W	$\eta \%$
$n = 1$	R_0, Ω	$U_Z = 12 \text{ V}$	162	0,069	4,11	0,77	-	-	-	0,77	18,7
			198	0,069	4,11	0,61	-	-	-	0,61	14,8
			234	0,069	4,11	0,50	-	-	-	0,50	12,1
		$U_Z = 24 \text{ V}$	425	0,051	3,09	1,13	-	-	-	1,13	36,5
			450	0,051	3,09	1,05	-	-	-	1,05	33,9
			475	0,051	3,09	0,98	-	-	-	0,98	31,7
		$U_Z = 30 \text{ V}$	620	0,043	2,57	0,70	-	-	-	0,70	27,2
			640	0,043	2,57	0,68	-	-	-	0,68	26,4
			660	0,043	2,57	0,65	-	-	-	0,65	25,2
$n = 2$	$R_{O_1} = R_{O_2}, \Omega$	$U_Z = 12 \text{ V}$	215	0,051	3,09	0,55	0,55	-	-	1,10	35,6
			230	0,051	3,09	0,51	0,51	-	-	1,02	33,0
			245	0,051	3,09	0,47	0,47	-	-	0,94	30,4
		$U_Z = 24 \text{ V}$	1070	0,017	1,03	0,33	0,33	-	-	0,66	64,1
			1090	0,017	1,03	0,32	0,32	-	-	0,64	62,1
			1110	0,017	1,03	0,31	0,31	-	-	0,62	60,2
$n = 3$	$R_{O_1} = R_{O_2} = R_{O_3}, \Omega$	$U_Z = 12 \text{ V}$	304	0,034	2,06	0,36	0,36	0,36	-	1,08	52,4
			320	0,034	2,06	0,34	0,34	0,34	-	1,01	49,0
			336	0,034	2,06	0,32	0,32	0,32	-	0,86	41,7
		$U_Z = 15 \text{ V}$	570	0,021	1,29	0,26	0,26	0,26	-	0,78	60,4
			590	0,021	1,29	0,25	0,25	0,25	-	0,75	58,1
			610	0,021	1,29	0,23	0,23	0,23	-	0,69	53,5
$n = 4$	$R_{O_1} = R_{O_2} = R_{O_3} = R_{O_4}, \Omega$	$U_Z = 10 \text{ V}$	290	0,029	1,71	0,25	0,25	0,25	0,25	1,00	58,5
			310	0,029	1,71	0,23	0,23	0,23	0,23	0,92	53,8
			330	0,029	1,71	0,21	0,21	0,21	0,21	0,84	49,1
		$U_Z = 12 \text{ V}$	535	0,017	1,03	0,17	0,17	0,17	0,17	0,68	66,0
			550	0,017	1,03	0,16	0,16	0,16	0,16	0,64	62,1
			565	0,017	1,03	0,15	0,15	0,15	0,15	0,60	58,2

$$P_{T_i} = \frac{U_{WE_i}^2 R_{j_i} l_i}{(R_{j_i} l_i + R_S + R_{K_i})^2} \quad (8)$$

gdzie:

U_{WE_i} – wartość napięcia na wejściu i -tego odcinka obwodu zdalnego zasilania,

R_{K_i} – rezystancja wejściowa i -tego konwertera napięcia,

R_j – rezystancja jednostkowa toru naturalnego lub pochodnego,

l_i – długość odcinka obwodu zdalnego zasilania,

R_S – rezystancja urządzeń stacyjnych (transformatory liniowe, filtry przeciwzakłóceń itp.).

W warunkach rzeczywistych przy zasilaniu prądem stałym $R_j l_i \gg R_S$, zatem w celu uproszczenia analizy, rezystancję R_S można pominąć. W celu zapewnienia optymalnych warunków odbioru energii z linii celowa jest praca w stanie dopasowania rezystancji wejściowych, tj. $R_{j_i} l_i = R_{K_i}$. Z uwzględnieniem powyższego można zapisać

$$P_{T_i} = \frac{U_{WE_i}^2}{4R_{j_i} l_i} = \frac{U_{WE_i}^2}{4R_{T_i}} \quad (9)$$

Moc P_{K_i} zależy od technologii i sposobu realizacji technicznej konwertera napięcia, tzn. od jego sprawności δ

$$P_{K_i} = P_{T_i} (1 - \delta) \quad (10)$$

Przy stosowaniu konwerterów wartości napięcia jednego typu i przy ich równomiernym rozmieszczeniu $l_i = l/(n+1)$, $U_{WE_i} = U_{WE}$, $R_{T_i} = R_j l/(n+1)$.

W stanie dopasowania prąd wejściowy obwodu zdalnego zasilania jest równy

$$I_{WE_T} = I_{WE_1} = \frac{U_{WE}}{R_{T_1} + R_{K_1}} = \frac{U_{WE}}{R_j \frac{l}{n+1} + R_j \frac{l}{n+1}} = \frac{U_{WE} (n+1)}{2R_j l} \quad (11)$$

gdzie R_{K_1} to impedancja wejściowa pierwszego przelotowego konwertera napięcia.

Moc odbierana od źródła zdalnego zasilania jest równa

$$P_{ZZ} = I_{WE_T} U_{we} = \frac{U_{WE}^2 (n+1)}{2R_j l} \quad (12)$$

Moc pobierana z toru przez pierwszy konwerter napięcia jest równa

$$P_{1K_{WE}} = \frac{U_{WE}^2 (n+1)}{4R_j l} \quad (13)$$

Moc na zaciskach wyjściowych pierwszego konwertera napięcia jest równa

$$P_{1K_{WY}} = \frac{U_{WE}^2 (n+1) \delta}{4R_j l} \quad (14)$$

Przy tym maksymalna wartość prądu w obwodzie wyjściowym pierwszego konwertera napięcia (na wejściu drugiego odcinka toru) wynosi

$$I_{WE_2} = \frac{P_{1K_{WY}}}{U_{WE}} = \frac{U_{WE} (n+1) \delta}{4R_j l} \quad (15)$$

W celu zapewnienia takiej wartości prądu, przy ograniczonej mocy pierwszego konwertera, impedancja wejściowa odbiornika energii elektrycznej R_O (przy wykorzystaniu jednego przelotowego konwertera napięcia) lub impedancja wejściowa następnego (drugiego) konwertera napięcia R_{K_2} określana jest równaniami

$$I_{WE_2} = \frac{U_{WE}}{R_j \frac{l}{n+1} + R_O} \quad \text{lub} \quad I_{WE_2} = \frac{U_{WE}}{R_j \frac{l}{n+1} + R_{K_2}} \quad (16)$$

lub gdy uwzględni się wzór (15)

$$R_O = R_{K_2} = \frac{R_j l (n+1) \delta}{4} \quad (17)$$

Moc pobierana z toru przez odbiornik energii P_O lub drugi konwerter napięcia $P_{2K_{WE}}$ jest równa

$$P_O = I_{WE_2}^2 \cdot R_O \quad \text{lub} \quad P_{2K_{WE}} = I_{WE_2}^2 \cdot R_{K_2} \quad (18)$$

W analogiczny sposób określa się moc pobieraną z toru przez następne konwertery napięcia (przy $n > 1$), a zatem przez odbiornik końcowy.

W tablicy 5 zostały przedstawione wyniki obliczeń wartości użytecznej mocy elektrycznej P_O dostarczonej do odbiornika ulokowanego na odległości $l = 10$ km i sprawności energetycznej η , przy różnej sprawności konwerterów napięcia δ oraz różnej liczbie tych konwerterów n .

Tablica 5. Wartości użytecznej mocy elektrycznej dostarczonej do jednego odbiornika przez tor pochodny i macierzysty z wykorzystaniem przelotowych konwerterów napięcia

$U_{WE} = 60V; l = 10 \text{ km}$				I_{WE_T} A	P_{ZZ} W	P_O W	P_U W	η %
$R_j = 35\Omega$	$n = 1$	δ	0,95	0,171	10,28	3,72	3,72	36,2
			0,90	0,171	10,28	3,59	3,59	34,9
			0,85	0,171	10,28	3,44	3,44	33,5
			0,80	0,171	10,28	3,29	3,29	32,0
	$n = 2$	δ	0,95	0,257	15,43	4,39	4,39	28,4
			0,90	0,257	15,43	4,08	4,08	26,4
			0,85	0,257	15,43	3,76	3,76	24,4
			0,80	0,257	15,43	3,44	3,44	22,3
	$n = 3$	δ	0,95	0,343	20,57	4,81	4,81	23,4
			0,90	0,343	20,57	4,32	4,32	21,0
			0,85	0,343	20,57	3,82	3,82	18,6
			0,80	0,343	20,57	3,35	3,35	16,3
$R_j = 70\Omega$	$n = 1$	δ	0,95	0,086	5,143	1,86	1,86	36,2
			0,90	0,086	5,143	1,79	1,79	34,9
			0,85	0,086	5,143	1,72	1,72	33,5
			0,80	0,086	5,143	1,65	1,65	32,0
	$n = 2$	δ	0,95	0,129	7,714	2,20	2,20	28,5
			0,90	0,129	7,714	2,02	2,02	26,5
			0,85	0,129	7,714	1,88	1,88	24,4
			0,80	0,129	7,714	1,72	1,72	23,3
	$n = 3$	δ	0,95	0,171	10,29	2,41	2,41	23,4
			0,90	0,171	10,29	2,16	2,16	30,0
			0,85	0,171	10,29	1,91	1,91	18,6
			0,80	0,171	10,29	1,76	1,76	16,3

Z powyższego wynika, że sprawność przesyłania energii elektrycznej w obwodzie zdalnego zasilania maleje ze wzrostem liczby stosowanych konwerterów napięcia. Jednak przy zdalnym zasilaniu górniczych urządzeń telekomunikacyjnych, z uwzględnieniem wymagań iskrobezpieczeństwa oraz ograniczeń w stosunku do maksymalnej wartości napięcia zasilania U_{WE} , decydującym wskaźnikiem jest maksymalna wartość mocy dostarczonej do odbiornika. W takim przypadku przy stosowaniu konwerterów napięcia, w porównaniu z wariantami zasilania bez tych konwerterów (układ drabinkowy i szeregowy), można osiągnąć kilkakrotnie wyższą wartość mocy elektrycznej dostarczonej na odległość l przy porównywalnych wartościach prądu na wejściu obwodu zdalnego zasilania.

Należy zauważyć, że systemy automatyki i telekomunikacji górniczej z reguły mają strukturę rozłożoną w terenie. W związku z tym, system zdalnego, iskrobezpiecznego zasilania powinien być dopasowany do tej struktury i zapewniać możliwość odbioru energii elektrycznej w punktach przelotowych. W takim przypadku bilans mocy elektrycznej w obwodzie zdalnego zasilania z n konwerterami napięcia i m lokalnymi odbiornikami energii elektrycznej można zapisać w postaci

$$P_{ZZ} = \sum_{i=1}^{n+1} P_{T_i} + \sum_{i=1}^n P_{K_i} + \sum_{i=1}^m P_{O_i} \quad (19)$$

W celu uproszczenia analizy, można założyć, że lokalne odbiorniki energii elektrycznej są jednego typu i rozmieszczone wspólnie z przelotowymi konwerterami napięcia ($n=m$). W przypadku stosowania typowych konwerterów napięcia, moc pobierana od centralnego źródła określa się za pomocą wzoru (4.12), a moc pobierana przez pierwszy konwerter napięcia określa się wzorem (4.13). Moc oddawana przez i -ty przelotowy konwerter napięcia $P_{K_{wy_i}}$ do następnego odcinka toru jest pomniejszona o wartość mocy wydzielanej do zasilania lokalnego odbiornika energii elektrycznej, tzn.

$$P_{K_{wy_i}} = P_{K_{we_i}} \delta - P_{O_i} \quad (20)$$

Oznaczmy przez θ współczynnik podziału dysponowanej elektrycznej mocy w i -tym przelotowym konwerterze napięcia. Wtedy część mocy wydzielanej dla i -tego lokalnego odbiornika $P_{O_i} = P_{K_{wy_i}} \theta$, a moc doprowadzana do następnego odcinka toru jest równa

$$P_{K_{wy_i}} = P_{K_{we_i}} \delta (1 - \theta) \quad (21)$$

W tablicach 4–6 zostały przedstawione wyniki obliczeń wartości użytecznej mocy dostarczonej do czterech odbiorników energii elektrycznej ulokowanych równomiernie ($l_i = l/4 = 2,5$ km), przy różnej sprawności konwerterów napięcia δ oraz przy różnych współczynnikach podziału mocy θ .

Realizacja sposobu z wykorzystaniem odrębnych kanałów przesyłania iskrobezpiecznej energii elektrycznej może być oparta na podziale częstotliwościowym lub czasowym. Rozpatrzono typowy przypadek, kiedy jednotypowych n odbiorników energii elektrycznej jest ulokowanych równomiernie wzdłuż linii przesyłowej. Każdy z odbiorników pobiera moc P_{O_i} ($i = 1, 2, \dots, n$) i jest zasilany przez odrębny kanał częstotliwościowy (rys. 2c).

Bilans mocy elektrycznej w obwodzie zdalnego zasilania jest równy

$$P_{\dot{Z}Z} = P_{\dot{Z}Z_1} + P_{\dot{Z}Z_2} + \dots + P_{\dot{Z}Z_n} \quad (22)$$

gdzie $P_{\dot{Z}Z_i}$ jest mocą elektryczną przesyłaną przez i -ty kanał przesyłania energii elektrycznej.

Przy podziale częstotliwościowym każdy z kanałów przesyłania energii elektrycznej można zastąpić odcinkiem toru o długości l_i , który ma impedancję falową Z_{C_i} i tłumienność jednostkową α_i .

Napięcie i prąd na wyjściu i wejściu i -tego kanału związane są układem równań [3]:

$$U_{we_i} = U_{wy_i} \operatorname{ch} \alpha_i l_i + I_{wy_i} Z_{C_i} \operatorname{sh} \alpha_i l_i \quad (13)$$

Tablica 4.6. Wartości użytecznej mocy elektrycznej dostarczonej do czterech odbiorników przez tor pochodny i macierzysty z wykorzystaniem przelotowych konwerterów napięcia

$U_{WE} = 60V; l = 10 \text{ km}$ $n = m = 4$				I_{WE_T} A	P_{ZZ} W	P_{O_1} W	P_{O_2} W	P_{O_3} W	P_{O_4} W	P_U W	η %
$R_j = 70\Omega$	$\theta = 0,75$	δ	0,95	0,171	10,29	3,66	0,82	0,82	0,256	5,56	54,0
			0,90	0,171	10,29	3,47	0,74	0,74	0,218	5,16	50,2
			0,85	0,171	10,29	3,28	0,66	0,66	0,18	4,78	46,5
			0,80	0,171	10,29	3,09	0,59	0,59	0,16	4,43	43,0
	$\theta = 0,50$	δ	0,95	0,171	10,29	2,44	1,02	1,02	0,92	5,41	52,6
			0,90	0,171	10,29	2,31	0,92	0,92	0,79	4,94	48,0
			0,85	0,171	10,29	2,19	0,83	0,83	0,68	4,52	44,0
			0,80	0,171	10,29	2,06	0,74	0,74	0,57	4,11	39,9
	$\theta = 0,25$	δ	0,95	0,171	10,29	1,22	0,72	0,72	1,83	4,49	43,5
			0,90	0,171	10,29	1,16	0,65	0,65	1,59	4,05	39,3
			0,85	0,171	10,29	1,09	0,59	0,59	1,37	3,64	35,3
			0,80	0,171	10,29	1,03	0,53	0,53	1,16	3,25	31,6
$R_j = 35\Omega$	$\theta = 0,75$	δ	0,95	0,343	20,57	7,33	1,64	1,64	0,51	11,12	54,0
			0,90	0,343	20,57	6,94	1,47	1,47	0,44	10,32	50,0
			0,85	0,343	20,57	6,56	1,32	1,32	0,37	9,57	46,5
			0,80	0,343	20,57	6,17	1,17	1,17	0,31	8,82	42,9
	$\theta = 0,50$	δ	0,95	0,343	20,57	4,89	2,04	2,04	1,85	10,82	52,6
			0,90	0,343	20,57	4,63	1,85	1,85	1,59	9,92	48,2
			0,85	0,343	20,57	4,37	1,66	1,66	1,35	9,01	43,8
			0,80	0,343	20,57	4,11	1,48	1,48	1,14	8,21	39,9
	$\theta = 0,25$	δ	0,95	0,343	20,57	2,44	1,43	1,43	3,65	8,95	43,5
			0,90	0,343	20,57	2,31	1,30	1,30	3,17	8,08	39,3
			0,85	0,343	20,57	2,19	1,17	1,17	2,73	7,26	35,3
			0,80	0,343	20,57	2,06	1,05	1,05	2,32	6,48	31,5

$$I_{we_i} = -\frac{1}{Z_{C_i}} U_{wy_i} \text{sh} \alpha_i l_i + I_{wy_i} \text{ch} \alpha_i l_i \quad (24)$$

przy czym tłumienność jednostkowa α_i dla częstotliwości ω_i jest równa

$$\alpha(\omega_i) = \sqrt{0,5 \left[\sqrt{G_j^2 + \omega_i^2 L_j^2} \sqrt{G_j^2 + \omega_i^2 C_j^2} + G - \omega_i^2 L_j C_j \right]} \quad (25)$$

a impedancja wejściowa kanału przesyłania Z_{C_i} jest równa

$$Z_{C_i} = \sqrt{\frac{R_j + j\omega_i L_j}{G_i + j\omega_i C_j}} \quad (26)$$

W celu uproszczenia dalszych rozważań w wyrażeniach (25) i (26) można pominąć G_j . W rzeczywistości, rezystancja izolacji wynosi dziesiątki $M\Omega$, co uzasadnia przyjęcie takiego założenia, przy tym $G_j \approx 0$, wtedy tłumienność jednostkowa α_i i moduł impedancji wejściowej toru dla częstotliwości ω_i określa się wzorami

$$\alpha(\omega_i) = \sqrt{0,5 \left[\sqrt{(R_j^2 + \omega_i^2 L_j^2) \omega_i^2 C_j^2} + -\omega_i^2 L_j C_j \right]} \quad (27)$$

$$|Z_{C_i}| = \sqrt[4]{\frac{R_j^2 + \omega_i^2 L_j^2}{\omega_i^2 C_j^2}} \quad (28)$$

Ponieważ $I_{wy_i} = U_{wy_i} / Z_{OE_i}$ (Z_{O_i} – impedancja wejściowa i -tego odbiornika energii elektrycznej), to w stanie dopasowania impedancji wejściowych

$$U_{wy_i} = U_{we_i} e^{-a_i l_i} \quad (29)$$

$$I_{wy_i} = I_{we_i} e^{-a_i l_i} \quad (30)$$

Moc użyteczna pobierana przez i -ty odbiornik jest równa

$$P_{O_i} = P_{ZZ_i} e^{-2a_i l_i} \quad (21)$$

Dla zapewnienia minimalnej wartości α_i dla i -tego kanału przesyłania energii elektrycznej prądem przemiennym celowym jest utworzenie takiego kanału w zakresie niskich częstotliwości.

W tablicy 7 przedstawiono wyniki obliczeń parametrów przesyłania energii elektrycznej za pomocą odrębnych kanałów prądu przemiennego (rys. 2d) przy pobudzeniu każdego kanału siłą elektromotoryczną $e_i(t) = E_{\max} \sin 2\pi f_i t$ ($E_{\max} = 25V$ – wartość bezpieczna pod względem porażeniowym) z wykorzystaniem toru pochodnego ($R_j = 35\Omega$; $C_j = 80 \cdot 10^{-9} F$; $L_j = 0,35 \cdot 10^{-3} H$) i toru macierzystego ($R_j = 70\Omega$; $C_j = 50 \cdot 10^{-9} F$; $L_j = 0,7 \cdot 10^{-3} H$) typowego górniczego kabla telekomunikacyjnego.

W nawiązaniu do aktualnych wymagań w stosunku do ochrony porażeniowej instalacji elektrycznych w obiektach budowlanych [2], według których wartość napięcia bezpiecznego prądu nietętniącego (stałego) wynosi $U_{DC_{bez}} = 60 V$, a bezpieczna wartość skuteczna prądu przemiennego wynosi $U_{AC_{bez}} = 25V$, można, na podstawie wyników przedstawionych w tablicy 7, stwierdzić, że sposób zdalnego zasilania z wykorzystaniem odrębnych kanałów o podziale częstotliwościowym nie jest konkurencyjny pod względem wartości mocy dostarczonej do odległych odbiorników energii elektrycznej, w stosunku do wyżej analizowanych sposobów zdalnego zasilania prądem stałym. Powstaje również problem zapewnienia separacji galwanicznej między tymi kanałami oraz iskrobezpieczeństwa w stanie uszkodzenia, tzn. przy powstaniu awaryjnego szeregowego połączenia między źródłami zasilania odrębnych kanałów.

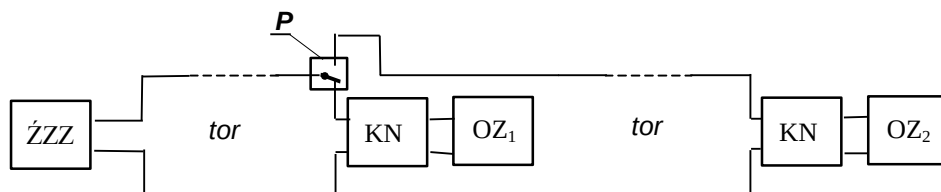
Bardziej obiecującym, pod względem realizacji technicznej, wydaje się sposób organizacji kanałów przesyłania iskrobezpiecznej energii elektrycznej oparty na podziale czasowym.

Tablica 7. Wartości użytecznej mocy elektrycznej dostarczonej do odbiorników przez tor pochodny i macierzysty z wykorzystaniem kanałów prądu przemiennego

$e(t) = 25\sin 2\pi ft$ $L = 10 \text{ km}$				P_{ZZ} W	P_{O_1} W	P_{O_2} W	P_{O_3} W	P_{O_4} W	P_U W	η %
$R_j = 70 \Omega$; $C_j = 50 \text{ nF}$; $L_j = 0,7 \text{ mH}$;	$l_1 = 10 \text{ km}$	f Hz	100	0,82	0,25	-	-	-	0,45	54,8
	$l_2 = 10 \text{ km}$		200		-	0,20	-	-		
	$l_1 = 5 \text{ km}$	f Hz	100	1,28	0,42	-	-	-	0,62	48,4
	$l_2 = 10 \text{ km}$		200		-	0,20	-	-		
	$l_1 = 2,5 \text{ km}$	f Hz	100	3,69	0,84	-	-	-	1,68	45,5
	$l_2 = 5,0 \text{ km}$		200		-	0,38	-	-		
	$l_3 = 7,5 \text{ km}$		300		-	-	0,28	-		
	$l_4 = 10 \text{ km}$		400		-	-	-	0,18		
$R_j = 35 \Omega$; $C_j = 80 \text{ nF}$; $L_j = 0,35 \text{ mH}$;	$l_1 = 10 \text{ km}$	f Hz	100	1,66	0,45	-	-	-	0,87	52,4
	$l_2 = 10 \text{ km}$		200		-	0,42	-	-		
	$l_1 = 5 \text{ km}$	f Hz	100	2,84	0,86	-	-	-	1,28	45,1
	$l_2 = 10 \text{ km}$		200		-	0,42	-	-		
	$l_1 = 2,5 \text{ km}$	f Hz	100	7,98	1,7	-	-	-	3,44	43,1
	$l_2 = 5,0 \text{ km}$		200		-	0,78	-	-		
	$l_3 = 7,5 \text{ km}$		300		-	-	0,58	-		
	$l_4 = 10 \text{ km}$		400		-	-	-	0,38		

Na rysunku 3 przedstawiono przykładowo schemat blokowy zdalnego zasilania dwóch odbiorników za pomocą jednego macierzystego toru transmisyjnego z wykorzystaniem podziału czasowego. Przy $U_{WE} = 60 \text{ VDC}$ użyteczna moc pobierana przez pierwszy odbiornik zasilania (ulożony na odległość $l_1 = 5 \text{ km}$) wynosi $P_{O_1} = 2,57 \text{ W}$, a przez drugi odbiornik zasilania (ulożony na odległość $l_2 = 10 \text{ km}$) wynosi $1,29 \text{ W}$.

Należy zauważyć, że realizacja techniczna sposobu przesyłania energii elektrycznej, z wykorzystaniem czasowego podziału, wymaga dodatkowego stosowania magazynów energii elektrycznej (np. baterii akumulatorów) oraz uwzględnienia problemów kompatybilności elektromagnetycznej, związanej z przełączaniem zasilania, z systemami transmisyjnymi wykorzystującymi sąsiednie tory w jednym wieloparowym kablu telekomunikacyjnym.



Rys. 3. Schemat blokowy zdalnego zasilania dwóch odbiorników z czasowym podziałem kanałów przesyłania energii elektrycznej: ZZZ – źródło zdalnego zasilania, OZ – odbiornik zasilania, P – przełącznik, KN – konwerter napięcia

Fig. 3. Block diagram for remote power supplying of two receivers with temporal division of electrical energy transmission channels, ZZZ – remote power supply source, OZ – power supply receiver, P – switch, KN – voltage converter

3. PODSUMOWANIE

Wartość mocy elektrycznej, którą można przesyłać na odległość do kopalnianych urządzeń telekomunikacyjnych, jest ograniczona wymaganiami iskrobezpieczeństwa oraz warunkami prowadzenia robót pod napięciem, przy czym czynnikiem dominującym w takim przypadku jest wartość mocy użytecznej dostarczonej do tych urządzeń.

Sprawność przesyłania energii elektrycznej w obwodzie zdalnego zasilania maleje ze wzrostem liczby stosowanych konwerterów napięcia. Przy zdalnym zasilaniu górniczych urządzeń telekomunikacyjnych, z uwzględnieniem wymagań iskrobezpieczeństwa oraz ograniczeń w stosunku do maksymalnej wartości napięcia zasilania U_{WE} , decydującym wskaźnikiem jest jednak maksymalna wartość mocy dostarczonej do odbiorników energii elektrycznej. W takim przypadku przy stosowaniu konwerterów napięcia, w porównaniu z wariantami zasilania bez tych konwerterów (układ drabinkowy i szeregowy), można osiągnąć kilkakrotnie wyższą wartość mocy elektrycznej dostarczonej na odległość l przy porównywalnych wartościach prądu na wejściu obwodu zdalnego zasilania.

Stosowanie odrębnych kanałów przesyłania energii do poszczególnych odbiorników zdalnego zasilania pozwala na dostarczenie nieco większej mocy użytecznej w porównaniu ze sposobem konwencjonalnym. Jednak realizacja techniczna odrębnych kanałów zarówno o podziale częstotliwościowym, jak i o podziale czasowym jest bardziej skomplikowana i związana z istotnymi problemami zapewnienia iskrobezpieczeństwa i kompatybilności elektromagnetycznej.

Najbardziej korzystny pod względem realizacji technicznej, jest sposób zdalnego zasilania, polegający na stosowaniu przelotowych konwerterów napięcia. Pozwala on w sposób dogodniejszy zapewnić iskrobezpieczeństwo obwodu zdalnego zasilania drogą podziału tego obwodu na iskrobezpieczne izolowane między sobą galwaniczne odcinki.

Literatura

1. Skoropacki W.: Problemy zwielokrotnienia torów naturalnych kopalnianej sieci telekomunikacyjnej. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice 1999 Nr 837.
2. PN-IEC 60364-4-41. Instalacje elektryczne w obiektach budowlanych. Ochrona dla zapewnienia bezpieczeństwa. Ochrona porażeniowa.
3. Nowicki W.: Podstawy teletransmisji. Warszawa, Wydaw. Komunikacji i Łączności 1971.

Recenzent: dr inż. Stanisław Trzcionka

Krzysztof Stańczyk, Magdalena Ludwik

UPRAWY ROŚLIN ENERGETYCZNYCH – MOŻLIWOŚCI ZAGOSPODAROWANIA NIEUŻYTKÓW I UŻYTKÓW ROLNYCH, NA KTÓRYCH PRODUKCJA ROLNICZA JEST NIEOPLACALNA

Streszczenie

Coraz bardziej popularna idea pozyskiwania energii ze źródeł odnawialnych, przede wszystkim tam, gdzie konwencjonalna energetyka węglowa i górnictwo doprowadziło do degradacji środowiska naturalnego zyskuje ostatnio wielu zwolenników. Jednym ze sposobów pozyskiwania energii i ciepła jest wykorzystanie biomasy.

W niniejszym artykule opisano możliwości wykorzystania trzech gatunków roślin energetycznych: wierzy krzewiastej, miskanta olbrzymiego i ślázowca pensylwańskiego wytwarzania energii i ciepła. Scharakteryzowano warunki glebowe, jakich wymagają te rośliny oraz przedstawiono klasyfikację bonitacyjną i typy gleb rolniczych występujących w Polsce. Stwierdzono, że rośliny te mogą być uprawiane na terenach rolniczych zdegradowanych i zdewastowanych przez przemysł oraz w miejscach, gdzie tradycyjne rolnictwo jest nieopłacalne. Określono wymagania finansowe, jakie należałoby spełnić w celu założenia komercyjnej plantacji energetycznej, jak również możliwości dofinansowania przez WFOŚiGW oraz rynek zbytu roślin energetycznych w Polsce.

Szczególną uwagę zwrócono na możliwości zagospodarowania gruntów odłogowanych i wyłączonych spod działalności rolniczej ze względu na zanieczyszczenie w woj. śląskim. Sporządzono zestawienie finansowe zysków ze sprzedaży roślin energetycznych zebranych z 1 ha upraw w stosunku do innych roślin spożywczych oraz omówiono zyski ekologiczne, jakie można osiągnąć, zastępując paliwa konwencjonalne na biomasą.

XVXV

Abstract

In this article it was characterised energetic plants suitable for Middle- East Europe countries climate like: shrubby willow, gigantic miscanthus, pennsylvanian mallow.

The energetic value and costs of heat production for different fuels in comparison with energetic plants were presented.

The main principles of energetic plant cultivation were described. More attention was paid to the description of ground utilisation and the types of soils in Poland. The soils have been classified according the soil valuation class to show the potential of energetic plants cultivation. According such classification the area of soils and grounds in Poland was presented. Also the total area of the country was presented divided into agricultural uses, forests grounds, demoted and devastated grounds in Poland. The soil valuation for all provinces was also presented.

After the conclusion that the most suitable terrains to energetic plants' tillage are the areas of industrial activity concentration as well as agricultural demoted terrains and agricultural wastes and terrains where traditional agricultural production is unprofitable. The most of them are situated at Silesian province. Next part of the article was concentrated on characterisation of Silesian province grounds.

The area of Silesian province agricultural lands and forest divided into administrative districts was shown. Also area utilisation in Silesia province and some data of agricultural production in Silesia province was presented. Then the already existing energetic plants' tillage in Poland and the perspective

of their development was discussed. Analysis of the composition of energetic tillage costs was presented. Also the profit from agricultural crops to compare with the profit of energy plants' plantation was presented and discussed. Finally the ecological profit of future energetic plants' plantations in Silesia province was predicted.

1. WSTĘP

Zasoby konwencjonalnych – nieodnawialnych – nośników energii na świecie za kilkadziesiąt lat ulegną wyczerpaniu. Obecnie szacuje się, że światowe zasoby ropy naftowej wystarczą na 45 lat, gazu ziemnego na 55 lat, węgla na 200 lat, a uranu na 70 lat. Szybki rozwój przemysłu i postęp cywilizacji wymaga ciągłych poszukiwań alternatywnych rozwiązań pozyskiwania energii, przede wszystkim ze źródeł odnawialnych.

Jedno z największych źródeł energii odnawialnych stanowi biomasa. Jest ona substancją organiczną o uproszczonym wzorze chemicznym $(CH_2O)_n$, która powstaje w wyniku procesu fotosyntezy.

Światowe zasoby biomasy w globalnym bilansie energii są bardzo trudne do określenia, ponieważ istnieją bardzo duże rozbieżności, co do ich oceny. Głównym powodem tych rozbieżności są między innymi różnorodne opinie na temat przyszłej produkcji rolniczej na świecie i niejednorodny sposób szacowania plonów różnego rodzaju roślin [1]. Całkowity potencjał energii, jaki można byłoby otrzymać z biomasy został określony w 1990 roku na 225 EJ, czyli 5,4 Gtoe (tons of oil equivalent). Dla porównania rzeczywiste zużycie biomasy do produkcji energii w roku 1990 wynosiło 46 EJ, czyli 1,1 Gtoe. Szacuje się, że udział biomasy w globalnej produkcji energii wzrośnie w roku 2050 do 370–450 EJ (8,8–10,8 Gtoe). Gdyby brano pod uwagę całkowity potencjał roślin zielonych, wtedy ilość energii możliwej do uzyskania z biomasy wzrosłaby do 4000 EJ [3].

Wykorzystanie roślin energetycznych jako źródła pozyskania biomasy zyskuje coraz więcej zwolenników. Za ich wykorzystaniem na cele energetyczne przemawia wiele czynników, takich jak: wysoka wartość opałowa, możliwość zagospodarowania nieużytków rolnych, rekultywacja terenów zdegradowanych przez przemysł, redukcja emisji gazów cieplarnianych.

2. CHARAKTERYSTYKA ROŚLIN ENERGETYCZNYCH ORAZ PODSTAWOWE ZASADY ICH UPRAWY

Cechą charakterystyczną roślin energetycznych jest szybki wzrost i wysoka wartość opałowa. Najbardziej popularnymi gatunkami roślin energetycznych są [7, 10]:

- wierzba krzewiasta – *Salix viminalis*,
- miskant olbrzymi – *Miscanthus giganteus*,
- ślazowiec pensylwański, zwany też malwą pensylwańską – *sida hermaphrodita*.

Również należy do nich zaliczyć topolę i różę bezkolcową.

Zaletami wynikającymi ze stosowania roślin energetycznych są przede wszystkim niskie koszty pozyskania biomasy, wartość opałowa wynosząca około 10–12 GJ/t i mała emisja zanieczyszczeń gazowych, powstających w procesie ich spalania. Rośliny energetyczne, tak jak inne rośliny zielone, w procesie fotosyntezy pochłaniają dwutlenek węgla z atmosfery, a podczas procesu ich spalania tworzy się taka sama ilość dwutlenku węgla, jaką pochłonęły w okresie wegetacji.

Rośliny energetyczne wymagają odpowiednich warunków glebowych, dlatego planując założenie plantacji tych roślin należy przede wszystkim odpowiednio przygotować grunt pod uprawę. Najważniejsze to: sprawdzenie odczynu gleby, który powinien zawierać się w przedziale 5,5–7,5 oraz odpowiednie nawodnienie. Rośliny energetyczne wymagają wysokiego poziomu wód gruntowych, ponieważ mają bardzo rozbudowany system korzeniowy, a w przypadku gleb suchych i piaszczystych wymagają odpowiedniej irygacji [10]. Uprawa na glebach lekkich, bez systemów nawadniania, daje niestabilne plony, a system korzeniowy może blokować warstwę filtracyjną gleby. Te dwa czynniki: nawodnienie i odczyn gleby decydują o jakości i wydajności plantacji. Istotną zaletą roślin energetycznych jest ich łatwa zdolność adaptacyjna, przede wszystkim na terenach zanieczyszczonych i zdewastowanych przemysłowo. Z tego powodu mogą być uprawiane na glebach niższych klas bonitacyjnych: III a i b, IV a i b, V oraz wszystkich glebach rolniczych, na których ze względu na dużą ilość zanieczyszczeń zakazana jest uprawa roślin spożywczych [3, 5]. Najlepszymi glebami pod uprawy tych roślin są gleby aluwialne napływowe, inaczej zwane madami, które występują w dolinach rzek. Na terenach zniszczonych przez przemysł, rośliny energetyczne mogą spełniać podwójną rolę: energetyczną i rekultywacyjną. Zdolność rekultywacyjna polega na szczególnej predyspozycji do akumulowania w swoim systemie korzeniowym zanieczyszczeń z gleby, dzięki czemu mogą być uprawiane na glebach rolniczych wyłączonych spod użytkowania rolniczego. Rośliny te w okresie 15 lat są w stanie zupełnie oczyścić glebę, na której rosną, zwłaszcza z metali ciężkich, takich jak: As, Pb, Cr, Cu, Mn, Ni, Hg i Zn [12]. Zanieczyszczenia gromadzone są tylko w korzeniach i nie występują w części zielonej roślin, z tego powodu nie przedostają się do produktów spalania.

Ujemną cechą niektórych roślin energetycznych, np. miskanta, jest bardzo mała odporność na niską temperaturę. Niekorzystnie na proces wegetacji wpływają także chwasty, dlatego przed obsadzeniem plantacji należy grunt pod uprawę wstępnie odchwaścić herbicydami, a w czasie upraw stosować herbicydy selektywne. Należy także pamiętać o odpowiednio głębokiej orce, ze względu na rozbudowany system korzeniowy roślin i o odpowiednim nawożeniu. Sposób nawożenia może być dowolny, a analiza możliwości zasilania roślin energetycznych wykazała, że wykorzystanie ścieków, na przykład z przydomowych mechaniczno-biologicznych oczyszczalni, czy wykorzystanie gnojowicy jest dobrym rozwiązaniem.

Rośliny energetyczne mogą być uprawiane na tym samym areale przez 15–20 lat. Najczęściej na 1 m² są sadzone 3–4 sadzonki. W przypadku wierzby energetycznej pierwszy plon otrzymuje się po trzech latach, ponieważ dwa pierwsze lata, to przygotowanie plantacji oraz przycinanie i rozsadzanie sadzonek. W przypadku miskanta najwyższy plon otrzymuje się dopiero w 8–9 roku istnienia plantacji, za to

ślazowiec pensylwański może być zbierany corocznie. Plony, jakie daje paroletnia plantacja, to na ogół około 30 ton roślin energetycznych zebranych z 1 hektara upraw. Rośliny zbiera się z pola po zakończeniu okresu wegetacji, ale najlepiej kiedy wilgotność powietrza jest bardzo mała. Dlatego najczęściej zbiór odbywa się wczesną wiosną, wtedy kiedy rośliny są wysuszone po zimie. Zebrane rośliny są przetwarzane w zależności od dalszego zastosowania. Wierzbę energetyczną, można zrębkować na małe kawałki i brykietować. Rośliny energetyczne mogą być także wykorzystywane w ochronie środowiska między innymi do sporządzania mat, które ulegają biodegradacji i mogą być stosowane do tworzenia profilu glebowego na hałdach. Można je także wykorzystywać do ochrony dróg i otwartych terenów przed erozją i nawiewaniem.

Plantacje roślin energetycznych można zlikwidować po 15–20 latach. Należy wtedy wyorać karpy z ziemi i zebrać je z pola.

W tablicy 1 [9, 12] zostały porównane wartości energetyczne paliw kopalnych i koszty wytwarzania ciepła. Z danych wynika, że koszt wytwarzania ciepła z roślin energetycznych jest najniższy w porównaniu do innych paliw.

Tablica 1. Wartość energetyczna paliw kopalnych i roślin energetycznych oraz koszty wytwarzania z nich ciepła

Paliwo	Wartość energetyczna GJ/t lub GJ/1000 m ³	Ilość paliwa równoważna zbiorom ze 100 ha plantacji wierzby	Koszt jednostki ciepła, zł/GJ
Olej opałowy	43	726 t	33,7
Gaz ziemny	35	891 m ³	20,8
Węgiel kamienny	25	1248 t	14,4
Miał węglowy	21	1486 t	9,5
Zrębki wierzby	10,4	3000 t	7,7–8,5
Miscanthus	12	2600 t	

W związku z tym można prognozować, że popularność roślin energetycznych w najbliższym czasie gwałtownie wzrośnie [7].

W ostatnich latach można zauważyć coraz większe zainteresowanie wykorzystaniem roślin energetycznych jako surowca energetycznego. Plantacje roślin energetycznych w Polsce stają się coraz bardziej popularne, zwłaszcza na terenach, na których tradycyjne uprawy polowe przestały być opłacalne ze względu na zbyt małe plony i niskie ceny skupu zbiorów. Najbardziej rozpowszechnioną rośliną energetyczną w Polsce jest wierzba – *Salix viminalis* [3, 5, 6, 7, 11]. Plantacje wierzby znajdują się: w Markusach w woj. warmińsko-mazurskim, w Zatoniu pod Zieloną Górą, w Marzęcinie w Lubuskiem, w Żukowicach koło Głogowa.

Rynek opału drzewnego, na bazie biomasy pochodzącej z roślin energetycznych jest dopiero w fazie organizacji i w związku z tym nie ma podstaw instytucjonalnych oraz gwarancji zbytu wyprodukowanego surowca. W Europie Zachodniej ważnym czynnikiem stymulującym rozwój plantacji energetycznych jest nadprodukcja żywności i wynikająca stąd mała opłacalność upraw spożywczych. Dlatego rośliny energetyczne stanowią alternatywę wobec naturalnych płodozmianów. W przypadku

zdegradowanych gruntów o przeznaczeniu rolniczym, uprawy roślin energetycznych mogą być sposobem na ich wykorzystanie i rekultywację.

3. CHARAKTERYSTYKA GLEB WYSTĘPUJĄCYCH W POLSCE

Gleby występujące w Polsce można podzielić na: gleby początkowego stadium rozwoju, bielcowe, brunatne, płowe, czarnoziemy, czarne ziemie, gleby bagienne, mady, rędziny. Największą powierzchnię zajmują gleby bielcowe, brunatne i płowe. Gleby wykorzystywane rolniczo zajmują około 58% powierzchni Polski, pozostałą część kraju zajmują lasy (29%) oraz tereny zurbanizowane. Podstawę produkcji rolniczej stanowią gleby płowe, czyli odmiana gleb brunatnych; stanowią one około 60% gleb rolniczych. Najbardziej urodzajne są czarnoziemy (1%) i czarne ziemie (2%). Reszta to gleby bagienne – około 9%, mady w dolinach rzek – 5% i rędziny – 1%, występujące głównie na wyżynach. W celu oceny gospodarczej przydatności użytkowej gruntów opracowano klasyfikację bonitacyjną, zgodnie z którą wyróżnia się cztery grupy gruntów:

- grunty orne – obejmujące 9 klas bonitacyjnych (od I do VI Rz) o zróżnicowanych właściwościach gleb pod różne uprawy,
- użytki zielone,
- grunty pod lasami,
- grunty pod wodami.

Podział powierzchni Polski pod względem użytkowania gruntów oraz podział użyteczności gruntów w poszczególnych województwach przedstawiono w tablicach 2 i 3.

Tablica 2. Podział powierzchni Polski pod względem użytkowania gruntów

Wyszczególnienie	Tys. ha	%
Polska	31 269	100
użytki rolne	18 329	58,6
las i zadrzewienia	9 088,9	29,1
wody	825	2,6
użytki kopalniane	37	0,1
tereny komunikacyjne	1142	3,7
tereny osiedlowe	748	2,4
nieużytki	497	1,6

Polska jest krajem, w którym istnieją odpowiednie gleby i klimat do uprawiania roślin energetycznych. Dotyczy to zwłaszcza gleb słabszych klas bonitacyjnych – III, IV, V oraz terenów zdewastowanych i zdegradowanych, wymagających rekultywacji. Jest to jedna z alternatyw na zwiększenie udziału energii ze źródeł odnawialnych w ogólnej produkcji energii oraz sposób na zagospodarowanie gruntów o bardzo słabej przydatności rolniczej do produkcji żywności, jak i jeden z lepszych sposobów na rekultywację terenów przemysłowych.

W tablicach 4 i 5 przedstawiono użytki rolne według klas bonitacyjnych w województwach oraz w poszczególnych grupach użyteczności.

Tablica 3. Podział użyteczności gruntów w poszczególnych województwach w Polsce w 2002 r (8)

Wyszczególnienie	Powierzchnia ogólna	Użytki rolne		Grunty leśne		Grunty zdegradowane i zdewastowane	
	tys. ha	tys. ha	W tym orne %	tys. ha	w tym lesistość %	tys. ha	%
Polska	31 269	18329,4	78	9088,5	28,4	68,483	0,21
Województwa							
zachodnio-pomorskie	2290,2	1104,2	78,8	810,3	34,4	3,075	0,13
dolnośląskie	1994,8	1149,5	77,3	579,6	28,3	5,735	0,28
kujawsko-pomorskie	1797	1165,2	87,9	416,5	22,6	4,505	0,25
lubelskie	2511,4	1707	78,9	565,5	22,2	3,702	0,12
lubuskie	1398,4	553,2	74,9	693,6	48,2	1,319	0,094
łódzkie	1821,9	1243	81	380,8	20,5	4,516	0,25
małopolskie	1514,4	881,7	67,9	434,2	28,4	3,038	0,26
mazowieckie	3557,9	2416	73	793,6	22	5,244	0,14
opolskie	9412	576,6	86,1	253,0	26,2	3,569	0,37
podkarpackie	1792,6	934	68,4	661,3	36,3	3,771	0,21
podlaskie	2018	1189,4	67,4	605,6	29,6	2,850	0,14
pomorskie	1829,3	918	79,9	667,4	35,6	2,804	0,153
śląskie	1229,4	615,1	73,6	397,8	31,7	5,863	0,470
świętokrzyskie	1169,1	730,8	77	320,7	26,9	2,900	0,25
warmińsko-mazurskie	2429,3	1259,6	70,3	736	29,6	4,857	0,193
wielkopolskie	2982,6	1902	89,3	772,4	28,2	10,735	0,35

Tablica 4. Użytki rolne wg klas bonitacyjnych w województwach w 2002 r. [8]

Wyszczególnienie	Powierzchnia gruntów rolnych, tys. ha	Klasy bonitacyjne tys. ha							Grunty nieobjęte klasyfikacją gleboznawczą, tys. ha
		I	II	III	IV	V	VI	Viz	
Polska	18 329,4	67,782	536,41	4201,9	7402,9	4197,3	2114,9	154,4	15,7
Województwa									
dolnośląskie	1161,5	6,2	76,93	390,3	435,5	191,8	60,03	2,12	0,65
kujawsko-pomorskie	1157,9	2,1	29,23	367,8	469,7	182,1	103,05	12,02	3,7
lubelskie	1728,5	14,96	121,8	549,9	643,8	287,4	110	6,68	0,38
lubuskie	551,9	0,004	2,057	89,2	224,3	152,8	83,07	2,4	0,29
łódzkie	1271,9	0,097	11,5	228,3	444,8	382,4	204,6	15,7	0
małopolskie	896,2	12,85	46,91	237,6	326,2	195,1	77,2	6	0,073
mazowieckie	2405,6	1,715	16,36	409,9	892,4	683,3	39,4	31,4	2,057
opolskie	585,7	2,9	43,599	199,1	212,4	91,54	35,9	0,251	0,064
podkarpackie	948,3	4,5	46,255	230,3	406,3	190,8	69,7	5,6	0,214
podlaskie	1206,1	0,001	0,053	82,7	554,8	355,5	212,6	17,2	0,198
pomorskie	910,1	2,041	42,8	209,5	340,4	193,8	121,3	10,67	0,19
śląskie	639,4	1,189	8,715	119,0	279,3	165,6	64,1	7,2	1,2
świętokrzyskie	742,7	18,906	60,1	155,2	241,3	163,4	100,9	10,3	2,57
warmińsko-mazurskie	1312,5	0,106	5,79	292,1	676,2	246,3	88,5	2,07	3,3
wielkopolskie	1899,2	0,054	14,4	407,8	682,06	485,3	309,2	18,2	0,252
zachodnio-pomorskie	1119,7	0,001	9,739	232,9	572,7	229,2	74,5	6,13	0,57

Tablica 5. Użytki rolne według klas bonitacyjnych w 2000 r. (8)

Wyszczególnienie	Ogółem tys. ha	Klasy bonitacyjne, tys. ha						VIZ nie objęte klasyfikacją gleboznawczą
		I	II	III	IV	V	VI	
Grunty rolne	18 536,9	67,8	536,4	4 201,6	7 402,9	4 197,2	2 114,9	154,3
	100%	0,4	2,9	22,7	39,9	22,6	11,4	0,8
Grunty orne i sady	14 451,1	65	479,6	3 664,6	5 640,2	2 908,3	1 682,6	114,1
	100%	0,5	3,3	25,4	39	20,1	11,6	0,8
Użytki zielone	4 085,8	2,8	56,8	537,3	1 762,7	1 288,9	432,3	40,2
	100%	0,1	1,4	13,2	43,1	31,5	10,6	1,0

Planując założenie plantacji roślin energetycznych należałoby brać pod uwagę tereny, których przydatność dla upraw roślin spożywczych jest niewielka ze względu na zbyt duże zanieczyszczenie gleb, na przykład metalami ciężkimi, czyli tereny zdewastowane przez działalność przemysłową, eksploatowane górniczo, zanieczyszczone przez rozwinięty transport. Interesujące są również grunty, na których ze względu na rynek zbytu uprawa zbóż jest już nieopłacalna. Powyższe kryteria spełniają, niektóre tereny woj. śląskiego.

4. MOŻLIWOŚCI ENERGETYCZNEGO WYKORZYSTANIA BIOMASY ROŚLINNEJ W WOJEWÓDZTWIE ŚLĄSKIM

Województwo śląskie zajmuje powierzchnię 1229,4 tys. ha, położone jest na Wyżynie Śląskiej. Jest to najbardziej uprzemysłowiony region Polski, w którym jest skupione górnictwo węgla kamiennego, hutnictwo i energetyka. Dużą powierzchnię woj. śląskiego, bo aż 50%, zajmują użytki rolne, a największą ich część stanowią gleby III i IV klasy bonitacyjnej. W południowej części województwa znajdują się tereny góryste o dużej powierzchni gruntów leśnych. Przemysł i górnictwo są skupione w środkowej części województwa, a większość terenów rolniczych znajduje się w północnej i południowo-zachodniej jego części. Grunty przeznaczone do użytkowania rolniczego w dużej części są zanieczyszczone, w związku z tym areal gruntów wyłączanych spod użytkowania rolniczego z roku na rok powiększa się.

Najwięcej użytków rolnych znajduje się w powiatach: będzińskim, bielskim, cieszyńskim, częstochowskim, gliwickim, kłobudzkiem, mikołowskim, myszkowskim, raciborskim, tyskim, wodzisławskim i zawierciarskim [8]. Powiaty te znajdują się zarówno w północnej, jak i południowej części województwa. Na gruntach zagospodarowanych rolniczo są uprawiane przede wszystkim podstawowe mieszanki zbożowe i ziemniaki. Najwięcej gruntów rolniczych, które ze względu na zanieczyszczenia nie nadają się do produkcji upraw spożywczych znajduje się w powiatach: będzińskim, częstochowskim, gliwickim, mikołowskim, myszkowskim, tarnogórskim, tyskim i częściowo w zawierciańskim. W związku z tym, że rośliny energetyczne przynoszą wysokie plony nawet na glebach słabszych klas bonitacyjnych, a zanieczyszczenie gleb metalami ciężkimi nie wpływa na ich wegetację, to właśnie w tych powiatach rośliny te mogłyby być uprawiane. Rozwiązanie takie jest

interesujące w świetle przyjętej przez Sejm Rzeczypospolitej „Strategii rozwoju energetyki odnawialnej w Polsce” z dnia 23 sierpnia 2000 roku oraz Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 15 grudnia 2000 roku narzucającego zakładom energetycznym zakup energii elektrycznej ze źródeł odnawialnych w ilości 2,5% w roku 2001 aż do 7,5% w roku 2010 (Dz.U. z dnia 31.12.2001). Energia elektryczna wyprodukowana ze źródeł odnawialnych nie jest obciążona akcyzą. Na obszarze woj. śląskiego nie ma dogodnych warunków do wprowadzenia energetyki wiatrowej czy słonecznej, nie ma również naturalnych spiętrzeń wodnych, które byłoby można wykorzystać do celów energetycznych. Dlatego najbardziej optymalnym rozwiązaniem wydaje się wykorzystanie biomasy do produkcji energii. Uprawy wierzby energetycznej na terenie Śląska byłyby optymalnym rozwiązaniem, ponieważ roślina ta ma szczególne predyspozycje do akumulowania zanieczyszczeń w systemie korzeniowym [2, 3, 5, 11] oraz jest przydatna w tworzeniu profilu glebowego.

Ustawa o samorządzie terytorialnym i Prawo energetyczne (art. 18 pkt 1) wskazuje gminę, jako jednostkę odpowiedzialną za planowanie i organizację zaopatrzenia jej obszaru w ciepło. Gminny system zaopatrzenia w ciepło w znacznym stopniu rzutuje na stan zanieczyszczenia powietrza. Gmina, w ramach swoich uprawnień może podjąć decyzję o kierunku rozwoju bądź modernizacji sposobu zaopatrzenia w ciepło. Podstawę do podjęcia decyzji stanowią gminne plany zaopatrzenia w ciepło, energię elektryczną i paliwa gazowe. Tego rodzaju plany powinny zawierać analizę możliwości wykorzystania lokalnych zasobów energii. Uprawy roślin energetycznych są dobrym rozwiązaniem dla gmin, które mogłyby wdrażać programy ochrony powietrza, promując zamianę z tradycyjnych kotłów opalanych węglem kamiennym na kotły opalane biomasą. Tym samym motywując rolników do zamiany upraw na gruntach nieprzydatnych rolniczo na dające doskonałe plony uprawy biomasy.

W tablicach 6 i 7 przedstawiono powierzchnię woj. śląskiego według kierunków wykorzystania oraz wybrane wyniki ekonomiczno-produkcyjne w rolnictwie na tym terenie.

Tablica 6. Powierzchnia województwa Śląskiego według kierunków wykorzystania w 2001 r.

Wyszczególnienie	w tys. ha	%
ogółem	1229,4	100
użytki rolne	641,9	52,2
las i zadrzewienia, zakrzewienia	396,3	32,2
wody	27,4	2,2
grunty zabudowane i zurbanizowane:	138,8	11,3
- tereny osiedlowe	86,2	7,0
- tereny komunikacyjne	49,7	4,0
- użytki kopalne	2,8	0,2
użytki ekologiczne	0,197	0,0
tereny różne	8,4	0,7
nieużytki	15,8	1,3

Tablica 7. Wybrane wyniki ekonomiczno-produkcyjne w rolnictwie w woj. śląskim

Wyszczególnienie	Ogółem	W tym gospodarstwa indywidualne
powierzchnia użytków rolnych	619,5 tys. ha 100,0 %	494,8 tys. ha 79,9 %
udział w ogólnej powierzchni zasiewów:		
- zbóż	63,9 %	64,1 %
- ziemniaków	12,8 %	14,1 %
plony z 1 ha w dt zbóż podstawowych z mieszankami zbożowymi	30,8	30,0

Zakładanie plantacji roślin energetycznych jest uzależnione od lokalizacji ciepłowni. Odległość między ciepłownią i plantacją powinna być na tyle mała, aby koszty transportu surowca były jak najmniejsze. Drugą istotną sprawą jest powierzchnia upraw, która w danym rejonie powinna zaspokoić zapotrzebowanie energetyczne na surowiec lokalnych ciepłowni. Aby zasilić kocioł o mocy 1 MW należy spalić około 0,4 tony biomasy z roślin energetycznych w ciągu godziny (przyjmując, że wartość opałowa surowca energetycznego wynosi 10–12 GJ/t). Jeżeli z jednego hektara upraw roślin energetycznych otrzymuje się około 30 ton surowca, to aby zasilić 1 MW kocioł w surowiec energetyczny należałoby uprawiać rośliny energetyczne na powierzchni 100 ha.

Istotną kwestią decydującą o opłacalności upraw roślin energetycznych jest rozmieszczenie gruntów rolnych na terenie województwa. W woj. śląskim produkcja rolnicza w 80% skupia się w małych gospodarstwach rolnych. Według wstępnych obliczeń, plantacje komercyjne przyniosą zysk, jeżeli areał upraw będzie większy niż 40 ha. Łączny koszt posadzenia wierzb energetycznej na powierzchni 1 hektara wynosi 8240 zł, a w przypadku założenia plantacji z własnych sadzonek koszt ten zmniejsza się do 2440 zł [5, 6]. Właściwe plony z plantacji można uzyskać po trzech latach, wynoszą one wtedy około 30 ton surowca z hektara. Zatem inwestycja zwraca się po upływie około czterech lat.

W tablicy 8 zostały podane przychody z uprawy podstawowych roślin spożywczych w Polsce i założone przychody z upraw roślin energetycznych. Uprawy spożywcze w woj. śląskim to przede wszystkim uprawy zbóż: pszenicy, pszenżyta, żyta oraz ziemniaków.

Tablica 8. Uprawy w województwie śląskim

Uprawy	Plony z 1 ha	Cena za 1 dt w zł	Przychód ze sprzedaży z 1 ha
pszenica	32,9	50,4	1658,6
żyto	23,2	36,46	845,8
pszenżyto	28,6	40,28	1166,8
ziemniaki	197	22,88	4194,6
wierzba energetyczna	300	10	3000

Porównując założone przychody ze sprzedaży roślin energetycznych z 1 ha upraw (z plantacji czteroletniej), które wynoszą 3000 zł do średnich przychodów ze sprzedaży zbóż lub ziemniaków, można zauważyć korzyści wynikające z upraw

roślin energetycznych. Nakłady związane z przygotowaniem gruntu pod uprawę są podobne i wzrastają wraz ze stopniem zaniedbania gruntu ornego. Jeżeli zostanie stworzony rynek zbytu roślin energetycznych w Polsce, to uprawy roślin spożywczych będzie można w przyszłości zastępować uprawami roślin energetycznych tam, gdzie przestanie być opłacalna tradycyjna produkcja rolnicza.

Głównym rynkiem zbytu surowców energetycznych do produkcji ciepła i energii na Śląsku mogłyby stać się zarówno małe jednostki lokalne, jak również elektrownie systemowe zainteresowane możliwością spalania roślin energetycznych, w celu zwiększenia produkcji energii ze źródeł odnawialnych zgodnie ze stawianymi wymaganiami. Gospodarstwa indywidualne o małych powierzchniach gruntów odłogowych i nieużytków mogłyby wykorzystywać rośliny energetyczne do ogrzewania domu i gospodarstwa; 1 hektar upraw wystarczy do ogrzania domu jednorodzinnego. Możliwość wykorzystania roślin energetycznych w celu rekultywacji terenów przemysłowych jest dodatkowym atutem przemawiającym za uprawianiem roślin energetycznych w woj. śląskim. Ważnym elementem jest także możliwość dofinansowania zakupu roślin energetycznych przez Wojewódzki Fundusz Ochrony Środowiska [6], co może zachęcić rolników do tego rodzaju upraw, a producentów energii i ciepła do zakupu surowców energetycznych o konkurencyjnej cenie w stosunku do innych nośników energii.

Na Śląsku powstają już pierwsze inwestycje, głównie wykorzystujące biomasę. Duża inwestycja została podjęta w Elektrociepłowni Tychy S.A., w której zbudowany kocioł fluidalny może być częściowo zasilany biomasą. W Elektrociepłowni Tychy zamierza się zastąpić 20% paliwa węglowego wierzwą energetyczną. Duże zainteresowanie uprawą roślin energetycznych wykazują też kopalnie węgla kamiennego, które są właścicielem większości gruntów wymagających rekultywacji. W woj. śląskim powiaty o najbardziej zanieczyszczonych glebach rolniczych są skupione wokół centralnej – przemysłowej części województwa. Powierzchnia gruntów rolnych w tych powiatach wynosi około 250 tys. ha i w znacznej części gleby te są nieprzydatne do upraw spożywczych ze względu na duże zanieczyszczenie.

5. ZYSKI EKOLOGICZNE BĘDĄCE WYNIKIEM UPRAW ROŚLIN ENERGETYCZNYCH

Zysk ekologiczny, jaki zostanie osiągnięty przez zastąpienie węgla roślinami energetycznymi można oceniać na podstawie redukcji emisji dwutlenku węgla i dwutlenku siarki. Każda plantacja roślin energetycznych o areale 100 ha może zastąpić około 1,5 tysiąca ton węgla energetycznego. W procesie spalania takiej ilości węgla powstaje rocznie 3480 ton CO₂ i 30 ton SO₂. Zastępując powyższą ilość węgla biomasą z roślin energetycznych, o tyle zmniejszyłaby się emisja do atmosfery tych dwóch gazów.

Istotną zaletą upraw roślin energetycznych są ich właściwości rekultywacyjne, zdolność pochłaniania zanieczyszczeń metali ciężkich z gleby oraz możliwość nawadniania ich ściekami.

Rośliny energetyczne służą również do ochrony terenów narażonych na erozję. Uprawy roślin energetycznych na gruntach wyłączonych spod użytkowania rolniczego na okres wiele lat, ze względu na zanieczyszczenie, są w stanie w ciągu 15-20 lat, oczyścić grunt z zanieczyszczeń.

Na podstawie prognoz zużycia energii odnawialnych w przyszłości można przewidywać, że zainteresowanie uprawami roślin energetycznych wzrośnie, a uprawa ich stanie się źródłem dochodu dla wielu osób. Perspektywy otwierają się przed rolnikami, których nieopłacalność tradycyjnych upraw zmusi do poszukiwania nowego źródła dochodu.

Literatura

1. Berneder G., Hoogvijk M., R. van der Broek: *The Contribution of biomass in the future global energy supply: a review of 17 studies*. Biomass&Bioenergy 2003 Vol. 25.
2. Brylińska E.: *Wielkie sprawy małej gminy*. Czysta energia 2003 nr 3.
3. Dubas J.: *Uprawy wierzby na cele energetyki cieplnej*. Czysta energia 2003 nr 1.
4. Fischer G., Scharettentolzer L.: *Global bioenergy potential trough 2050*. Biomass&Bioenergy 2001 Vol. 20.
5. <http://biomasa.republika.pl/>
6. <http://wfosigw.katowice.pl/>
7. Olejniczak J.: *Możliwości i perspektywy energetycznego wykorzystania biomasy w produkcji rolniczej*. Przegląd komunalny 2000 nr 4 (103).
8. Rocznik statystyczny. Warszawa GUS 2000, 2001, 2002.
9. Ruszkowski J.: *Biomasa-źródłem energii odnawialnej*. Czystsza Produkcja w Polsce 1999 nr 5.
10. Stolarski M.: *Instrukcja zakładania i prowadzenia połowych plantacji energetycznych wierzb krzewiastych*. Materiały szkoleniowe, Sosnowiec, marzec 2003.
11. Szwałek K.: *Energetycy krzewią wierzbę, aby palić nią w piecach*. Świat energii 2003 nr 3.
12. Weber H.: *Odpady roślinne źródłem energii*. Gospodarka Paliwami i Energią 2000 nr 5.

Recenzent: dr Leszek Trząski

Wojciech Koza, Jan Skowronek, Stanisław Chałupnik

KOMORA DO BADAŃ WSPÓŁCZYNNIKÓW EKSHALACJI RADONU

Streszczenie

Radon i jego pochodne obecne w powietrzu w domach są źródłem ponad połowy rocznej dawki promieniowania jonizującego, jaką przeciętny człowiek przyjmuje z otoczenia [2]. Jest drugim co do znaczenia, po tytoniu, czynnikiem wywołującym raka płuc. W większości przypadków jego źródłem są zawarte w skorupie ziemskiej naturalne szeregi promieniotwórcze. W budynkach mieszkalnych w wielu przypadkach mogą to być również materiały, z których są one zbudowane. Radon, będący gazem szlachetnym, dość łatwo ekshaluje z nich do powietrza. W zamkniętych pomieszczeniach jego stężenie może wzrosnąć na tyle, by stanowić zagrożenie dla zdrowia przebywających w nim osób.

W celu ograniczenia zagrożenia z tego źródła ważne jest wyznaczenie współczynników ekshalacji radonu z materiałów budowlanych i/lub surowców, z których te materiały zostały wykonane. Znajomość wartości współczynników ekshalacji może być także użyteczna do prognozowania zagrożenia na stanowiskach pracy, na których występują materiały zawierające rad, np. w kopalniach.

Do badań współczynników ekshalacji radonu buduje się specjalne komory pomiarowe, by uniemożliwić kontakt ze środowiskiem zewnętrznym.

W artykule przedstawiono budowę komory ekshalacyjnej o zmiennej objętości. Umożliwia to badanie próbek o różnych rozmiarach. Przedstawiono również wyniki testowania komory pod względem szczelności. Zaproponowano dwie metody wyznaczania współczynnika ekshalacji radonu, różniące się sposobem prowadzenia badań i zastosowanymi metodami pomiaru stężenia radonu. Pierwszy sposób polega na pomiarze stężenia radonu w ciągu pierwszych kilkunastu godzin po rozpoczęciu badań. Można wtedy przyjąć, że ekshalacja radonu powoduje liniowy wzrost jego stężenia w komorze, bowiem rozpad promieniotwórczy radonu jest wówczas znikomo mały w porównaniu z szybkością ekshalacji i można go zaniedbać w obliczeniach. Drugi sposób polega na pomiarze stężenia radonu w komorze po osiągnięciu równowagi dynamicznej między jego ekshalacją a rozpadem promieniotwórczym. Jest to sposób bardziej czasochłonny.

Do pomiarów stężenia radonu zastosowano zarówno metody czynne (pobór próbek powietrza do badań metodą przepompowywania przez układ detekcyjny), a także bierne. Stwierdzono, że stosując metody czynne należy zwrócić szczególną uwagę na szczelność układu pomiarowego. W części detekcyjnej zastosowano radiometrię z komórkami Lucasa lub sondy Barasol.

Opisano podstawy teoretyczne przedstawionych sposobów badania współczynnika ekshalacji radonu. Na zakończenie przedstawiono wyniki badania współczynnika ekshalacji z kilku różnych materiałów.

Development of the chamber for measurements of radon exhalation coefficients

Abstract

Radon and its progeny concentrations in dwellings are a source of significant effective dose for inhabitants, usually more than 50% of annual dose from all natural radionuclides in the environment. Radon, similarly as tobacco, is stated as one of the most important factors, inducing lung cancers. In most of the cases, main sources of radon in dwellings are natural series of radionuclides in underlying ground. But in some buildings, also construction materials may be additional and important source of radon. Radon, as a noble gas, relatively easy can migrate through solid materials and exhales from it to the air. In confined spaces, like dwellings, cellars, caverns or tunnels, radon concentration may grow to such level, to cause a health hazard for inhabitants or workers.

Determination of radon exhalation coefficients from building materials or/and ingredients of such materials is important to reduce negative influence of radon. Additionally, the knowledge of exhalation factors can be useful for the prediction of radon hazard at workplaces, located in confined spaces, like underground galleries in mines or in tunnels.

To enable investigations of radon exhalation coefficients, special chambers are constructed to seal samples of different materials inside, without contact with other radon sources.

In the paper a construction of exhalation chamber is described, with a possibility to regulate its volume. Such feature enables investigations of exhalation from different samples with a wide span of dimensions. Results of leaking tests of exhalation chamber are presented in the paper as well.

Two methods of the assessment of radon exhalation factor have been described, with application of different radon detectors and time regimes of measurements. First approach is based on radon measurements in the chamber within first several hours after sealing of the chamber. In this case a linear increase of radon concentration is taken into account, because the decay of this radionuclide in this period can be neglected. In the second method, measurements are done, when the dynamic equilibrium in the chamber is established (after at least 14 days). This method is a time-consuming one, but often giving more precise results.

For measurements of radon concentration in exhalation chamber different methods have been applied, active and passive ones. In active methods air from the chamber has been pumped through detection unit. We found, when active methods have been applied, very important issue was the proper sealing of the system to avoid any leakage, which can occur during pumping. Pylon AB-5 monitor and Barasol radon probe have been used as radon monitors.

The theoretical basis for both methods of investigation of radon exhalation coefficient is presented in the paper. Several results of experiments for different materials are included in the text.

1. WSTĘP

Badania, które przeprowadza się w wielu laboratoriach na świecie dowodzą, że radon oraz produkty jego rozpadu wdychane z powietrzem zwiększają ryzyko zachorowań na choroby nowotworowe wśród ludzi [1]. Radon i jego pochodne obecne w powietrzu w domach są źródłem ponad połowy rocznej dawki promieniowania jonizującego, jaką przeciętny człowiek przyjmuje z otoczenia [2]. Uwarunkowania geologiczne, a czasami wpływ górnictwa [3, 4] powodują, że w niektórych domach stężenie radonu i jego pochodnych może być dziesiątki, a nawet setki razy większe niż w innych [5, 6]. Atomy radonu rozpadają się, wytwarzając radioaktywne produkty rozpadu. Pochodne rozpadu dalej sukcesywnie rozpadają się emitując szkodliwe dla zdrowia cząstki alfa. Energia cząstek alfa wyemitowanych przez wchłonięte do płuc pochodne radonu absorbowana jest przez tkanki układu oddechowego i może w efekcie spowodować rozwój choroby nowotworowej.

Radon jest gazem szlachetnym i dlatego łatwo ekshaluje do powietrza. Zdolność przechodzenia radonu z materiałów stałych lub cieczy do powietrza określa się przez pomiar współczynnika ekshalacji: jest to aktywność radonu (w bekerelach) wydzielana do powietrza w jednostce czasu (sekundzie) z jednostki powierzchni (1 metra kwadratowego) tego materiału.

2. OPIS KOMORY EKSHALACYJNEJ I METOD BADAWCZYCH

Do badań współczynnika ekshalacji radonu zaprojektowano i zbudowano specjalną komorę. Komora ta została wykonana ze stalowej rury w postaci modułowej.



W czasie wstępnych badań wykorzystano dwie różne metody pomiaru radonu. W pierwszej metodzie zastosowano radiometr typu AB-5 firmy PYLON z komorami scyntylacyjnymi. Powietrze z komory ekshalacyjnej zasysane było do komórki Lucasa, dołączonej do radiometru. Całość tworzyła układ zamknięty, w którym obieg powietrza był wymuszany za pomocą wbudowanej w radiometr pompy lub też powietrze dyfundowało do biernej komórki Lucasa. Dolny próg detekcji (LLD) dla metody scyntylacyjnej wynosił około 30 Bq/m³ przy czasie pomiaru 30 minut.

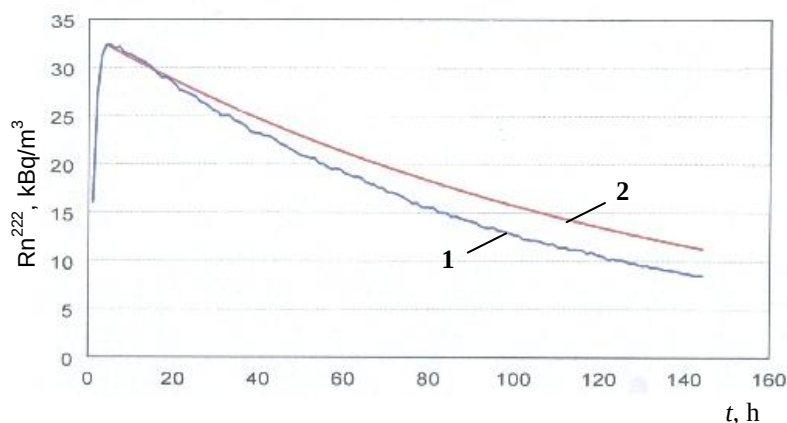
W drugiej metodzie wykorzystano sondę „BARASOL” wyposażoną w krzemowy detektor półprzewodnikowy. Sonda ta zawiera układy: detekcji, obróbki sygnału, sterowania i zarządzania danymi oraz układ zasilania. Służy ona przede wszystkim do określania stężenia radonu w powietrzu glebowym. Może być dołączona do komory ekshalacyjnej. Omawiana metoda jest metodą bierną, radon dyfunduje do komory pomiarowej sondy poprzez membranę. Próg detekcji tej metody pomiarowej wynosi około 200 Bq/m^3 , przy czasie pojedynczego pomiaru 30 minut.

Badania szczelności komory ekshalacyjnej polegały na wytworzeniu w niej atmosfery radonu, a następnie śledzeniu jego rozpadu. Źródło atmosfery radonowej stanowiła komora radonowa o pojemności $7,25 \text{ m}^3$, w której utrzymywane było stałe stężenie radonu wynoszące około 35 kBq/m^3 . W komorze tej została umieszczona, na jedną dobę, otwarta komora ekshalacyjna. Po tym czasie została ona zamknięta i wyciągnięta z komory. Badania jej szczelności prowadzono dwoma metodami: czynną i bierną.

Metoda bierna

W metodzie biernej zastosowano komórkę scyntylacyjną typu PRD (Passive Radon Detector), która była połączona na stałe z radiometrem AB-5. Umożliwiało to bezpośrednie śledzenie zmian aktywności radonu w komorze. Komórkę PRD wprowadzono z jednej strony do komory ekshalacyjnej przez otwór montażowy sondy, co umożliwiło dyfuzję radonu z komory do komórki Lucasa. Jednak ze względu na nieco mniejszą średnicę komórki PRD, konieczne było zastosowanie dodatkowego uszczelnienia za pomocą uszczeltek, wykonanych z gumy silikonowej.

Ponieważ radon jest gazem szlachetnym, podlegającym jedynie prawom rozpadu promieniotwórczego, jego ubytek w komorze spowodowany jest jego rozpadem, ale może być powiększony nieszczelnością układu. Porównując teoretyczny ubytek radonu wynikający z prawa rozpadu oraz wyniki pomiarów można było wyznaczyć nieszczelność układu (rys. 2).



Rys. 2. Test szczelności komory metodą bierną przy użyciu radiometru AB-5: 1 – krzywa teoretyczna zaniku Rn , 2 – wynik pomiaru metodą bierną

Fig. 2. Results of a leakage test of the chamber. Pylon AB-5 monitor was used in a passive mode. 1 – theoretical decay curve of Rn -222, 2 – results of experiment

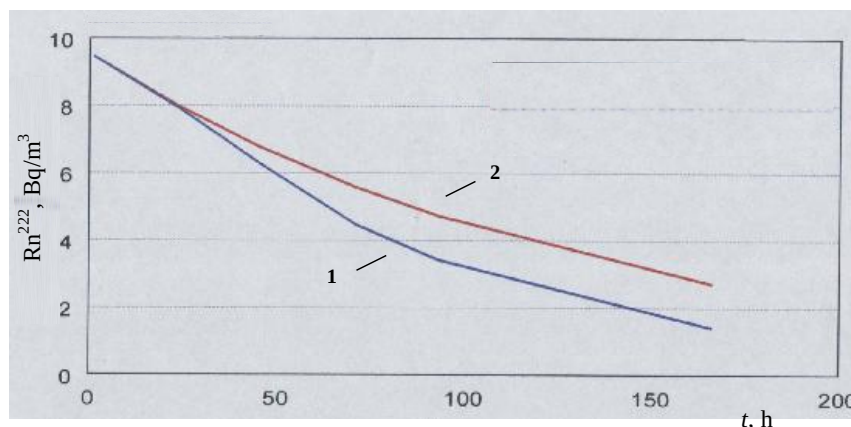
Doświadczalnie wyznaczone stężenie radonu było znacznie większe od teoretycznego spadku stężenia wynikającego z prawa rozpadu. Pomiar jednoznacznie wykazał nieszczelność układu. Stwierdzono że trudności ze szczelnym zamocowaniem komórki Lucasa w komorze ekshalacyjnej wykluczają zastosowanie tej metody.

Metoda czynna

Badania szczelności metodą czynną zostały przeprowadzone bezpośrednio po zakończeniu badania szczelności metodą bierną, dlatego początkowe stężenie radonu w komorze ekshalacyjnej wynosiło około 12 kBq/m^3 (rys.3). Pomiary wykonane zostały przy użyciu komórki Lucasa typu 300A, dołączonej do radiometru AB-5. Komórka Lucasa podłączona była z jednej strony do komory ekshalacyjnej za pomocą przewodu z tworzywa sztucznego zakończonego szybkozłączką gazową. Drugi

konektor komórki połączony był przewodem z pompą powietrza, w jaką jest wyposażony radiometr AB-5. Z kolei wylot pompy, również za pomocą węża zakończonego szybkozłączką gazową, był połączony z komorą ekshalacyjną, co zapewniało zamknięty obieg powietrza w systemie. Komórka scyntylacyjna 300 A dołączona była w czasie pomiarów na stałe do fotopowielacza radiometru AB-5.

Tak jak w przypadku stosowania metody biernej, szczelność komory określono na podstawie porównania wartości stężenia radonu, wynikającego z prawa rozpadu promieniotwórczego, z wartościami otrzymanymi z pomiarów. Badania wykazały nieszczelność układu. Ucieczka radonu mogła zachodzić na drodze powietrza pomiędzy komorą ekshalacyjną, komórką Lucasa i radiometrem AB-5. Najprawdopodobniej nieszczelna była pompa powietrza, wymuszająca jego przepływ w układzie.



Rys. 3. Test szczelności komory metodą aktywną przy pomocy urządzenia Pylon-AB5:
1 – krzywa teoretyczna, 2 – wynik pomiaru metodą aktywną

Fig.3. Results of a leakage test of the chamber. Pylon AB-5 monitor was used in the active mode.
1 – theoretical decay curve of Rn-222, 2 – results of experiment

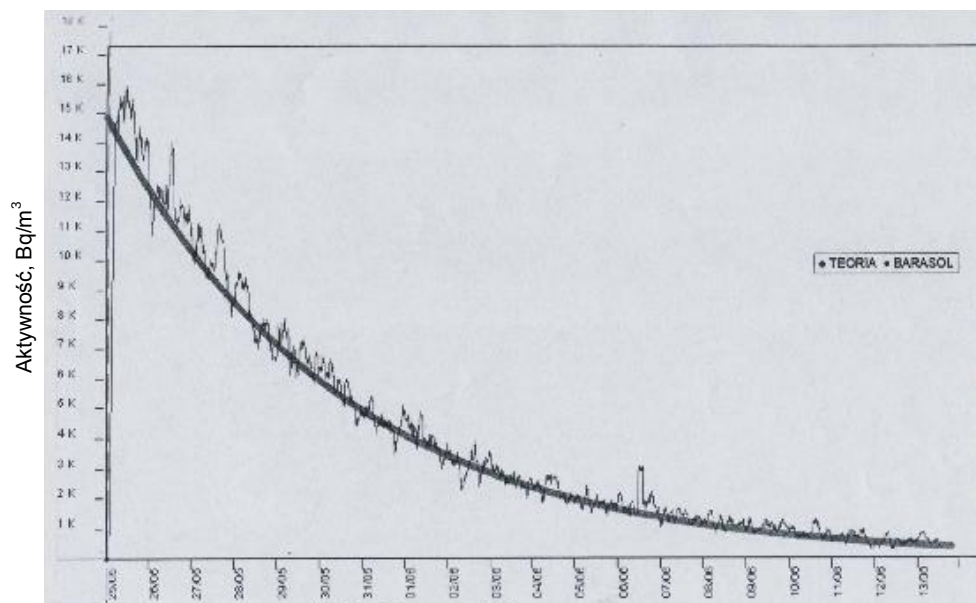
Oba testy wykazały, że radiometr typu AB-5 firmy PYLON nie może być stosowany do pomiarów ciągłych stężenia radonu w komorze ekshalacyjnej ze względu na nieszczelności w systemie pomiarowym. Możliwe jest natomiast wykorzystanie go do pomiarów chwilowych, co niejednokrotnie może być konieczne. Rozwiązanie może stanowić wykonanie dodatkowych pierścieni uszczelniających, gdyż metoda ta charakteryzuje się bowiem niższym progiem detekcji niż sonda Barasol.

2.2 Test szczelności komory dla radonu przy użyciu sondy Barasol

Podobnie jak w poprzednich badaniach, otwarta komora ekshalacyjna została umieszczona w dużej komorze radonowej o ustalonym stężeniu radonu w powietrzu. Komorę pozostawiono w niej na czas jednej doby, a następnie zamknięto i wyjęto na zewnątrz w celu wykonanie testów szczelności z zastosowaniem sondy Barasol.

Stwierdzono, że wykreślona na podstawie uzyskanych wyników krzywa doświadczalna zmian stężenia radonu w komorze miała niemal identyczny przebieg jak

teoretyczna. Układ pomiarowy był więc dobrze przystosowany do ciągłego pomiaru zmian stężenia radonu w komorze, a wyniki badań świadczyły o tym, że system pomiarowy jest szczelny.



Rys. 4. Test szczelności komory przy użyciu sondy BARASOL

Fig. 4. Results of a leakage test with application of Barasol radon probe

3. POMIARY EKSHALACJI RADONU

3.1. Metoda wyznaczania współczynnika ekshalacji radonu

Współczynnik ekshalacji można wyznaczać albo podczas liniowego narastania stężenia radonu w komorze ekshalacyjnej przez kilka lub kilkanaście godzin od rozpoczęcia badań, albo też w stanie ustalonym, po okresie co najmniej 15 dni od umieszczenia próbki w komorze.

W pierwszym przypadku, dla czasu eksperymentu dużo krótszego od czasu połowicznego zaniku radu (około 91 godzin), można przyjąć, że stężenie radonu w powietrzu wewnątrz komory jest proporcjonalne do współczynnika ekshalacji radonu z określonego materiału i zależy liniowo od czasu ekspozycji i powierzchni, z której następuje ekshalacja [7].

Reasumując powyższe można napisać wzór

$$C_{Rn} = \frac{e_{Rn} P t}{V} \quad (1)$$

gdzie:

- C_{Rn} – stężenie radonu w komorze, Bq/m³;
 e_{Rn} – współczynnik ekshalacji, Bq/hm²;
 P – powierzchnia, z której następuje ekshalacja, m²;
 t – czas trwania ekshalacji, h;
 V – objętość powietrza w komorze, m³.

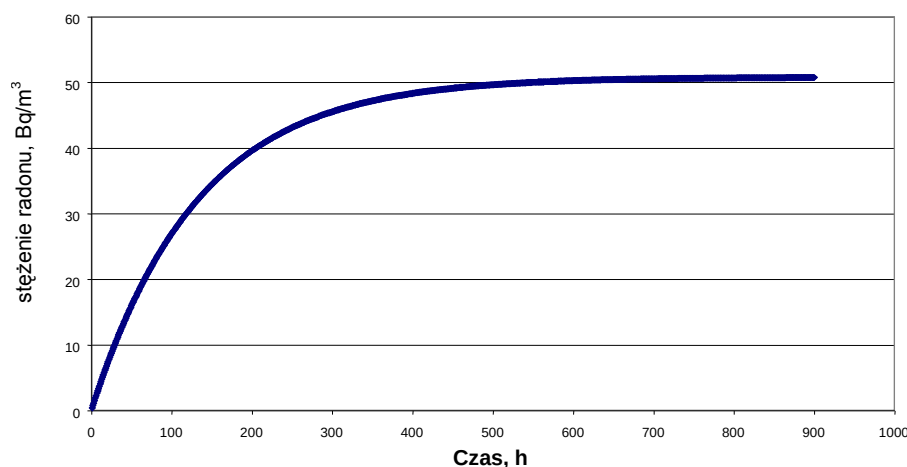
W związku z tym, że radon ulega rozpadowi, od wartości związanej z ekshalacją radonu z badanego materiału należy odjąć wartość składowej związanej z rozpadem radonu. Wzór na stężenie radonu w powietrzu w komorze ekshalacyjnej będzie następujący

$$C_{Rn} = \frac{e_{Rn}P}{V\lambda} (1 - e^{-\lambda t}) \quad (2)$$

czyli

$$e_{Rn} = \frac{C_{Rn}V\lambda}{P} \frac{1}{(1 - e^{-\lambda t})} \quad (3)$$

Rozpatrując zależność stężenia od ekshalacji radonu oraz rozpadu promieniotwórczego w czasie (rys. 5), można zauważyć, że po pewnym okresie, jest ona stała.



Rys. 5. Teoretyczny przebieg zmian stężenia radonu w komorze radonowej

Fig. 5. Theoretical grow curve of radon concentration in the exhalation chamber

Obszar oddzielony i zamknięty krzywą na rysunku 5 nazywa się obszarem równowagi dynamicznej między ekshalacją a rozpadem promieniotwórczym, tzn., że w tych samych przedziałach czasu tyle samo atomów pierwiastka promieniotwórczego jest uwalniane z materiału, ile się rozpada. Stan równowagi dynamicznej radonu jest osiągany po okresie około 600 godzin. Stan ten można opisać następującymi równaniem

$$C_{\text{Rn}} = \frac{e_{\text{Rn}} P}{V \lambda} = \frac{e_{\text{Rn}} P T_{1/2}}{V \ln 2} \quad (4)$$

Jak wspomniano, dla krótkiego czasu badań t w porównaniu z czasem połowicznego zaniku radonu $T_{1/2\text{Rn}}$ ($t \ll T_{1/2\text{Rn}}$) można zaniedbać rozpad promieniotwórczy. Stężenie radonu w tym przedziale zwiększa się liniowo z czasem, co opisuje poniższy wzór

$$C_{\text{Rn}} = \frac{e_{\text{Rn}} P t}{V} \quad (5)$$

3.2. Przebieg pomiarów

Badaną próbkę umieszcza się w szczelnie zamkniętej komorze ekshalacyjnej na określony czas i monitoruje stężenie radonu w powietrzu za pomocą sondy Barasol. Na zakończenie badań powietrze z komory wraz z radonem jest zasysane do komórki Lucasa w celu wykonania pomiarów chwilowych. Należy dążyć do tego, aby objętość badanej próbki jak najmniej różniła się od objętości komory, aby stężenie radonu w komorze ekshalacyjnej było wyższe.

W przeciwieństwie do metody chwilowej, pomiar sondą Barasol wykonuje się w sposób ciągły od momentu zamknięcia układu pomiarowego. Umocowana w specjalnym kołnierzu dokręcanym do komory radonowej i odpowiednio uszczelniona sonda dokonuje pomiarów w interwałach czasu wynoszących 15 lub 30 min. Po zakończeniu pomiarów lub nawet w ich czasie wyniki mogą być przesyłane do zewnętrznego komputera.

Sonda Barasol została wykalibrowana przez producenta i wprowadzenie wyników do programu obsługi sondy pozwala na bezpośrednie odczytanie stężenia radonu.

3.3. Wyniki pomiarów współczynnika ekshalacji

W badaniach zostały wyznaczone współczynniki ekshalacji radonu z: cegły, kostek brukowych oraz osadów kopalnianych umieszczonych w pojemnikach typu Marinelli.

Współczynniki ekshalacji radonu oznaczono dwoma różnymi sposobami:

1. Pomiar wykonywano w krótkim czasie po umieszczeniu próbki w komorze, kiedy czas wykonania pomiaru był krótki w porównaniu z czasem połowicznego rozpadu radonu, więc wzrost stężenia radonu w komorze był w przybliżeniu liniowy. Powyższy fakt wskazuje, że do obliczenia współczynnika ekshalacji z cegły można posłużyć się wzorem

$$e_{\text{Rn}} = \frac{C_{\text{Rn}} V}{P t} \quad (6)$$

gdzie:

$$V = V_{\text{ukł}} - V_p,$$

V_{ukt} – objętość powietrza w komorze, pompie próżniowej, komórce Lucasa oraz w przewodach gumowych łączących poszczególne elementy układu, m^3 ;

V_p – objętość próbki, m^3 ;

P – powierzchnia, z której następuje ekshalacja, m^2 ;

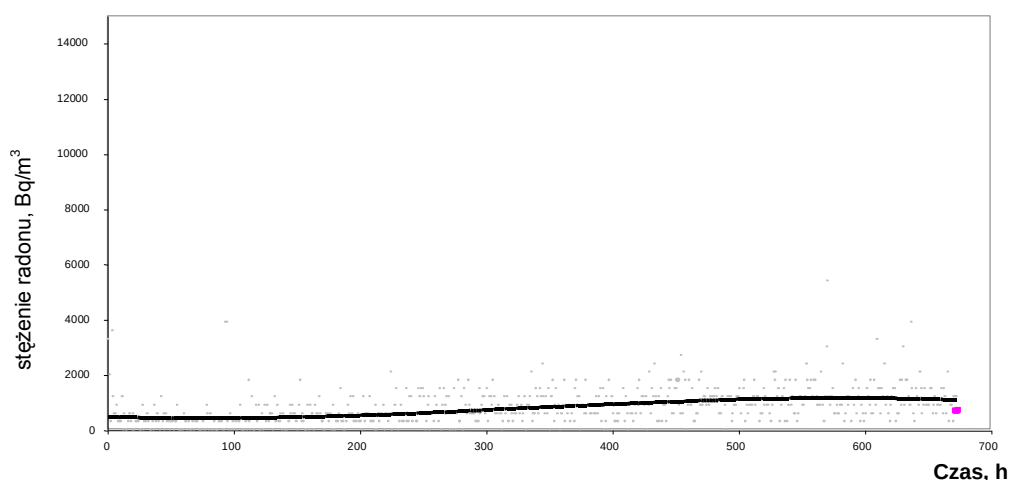
C_{Rn} – stężenie radonu, Bq/m^3 ;

t – czas trwania ekshalacji, h.

2. Pomiar wykonano po ustaleniu równowagi między ekshalacją a rozpadem promieniotwórczym radonu. Do obliczenia współczynnika ekshalacji radonu użyto wzoru

$$e_{Rn} = \frac{C_{Rn} V \lambda}{P} \quad (7)$$

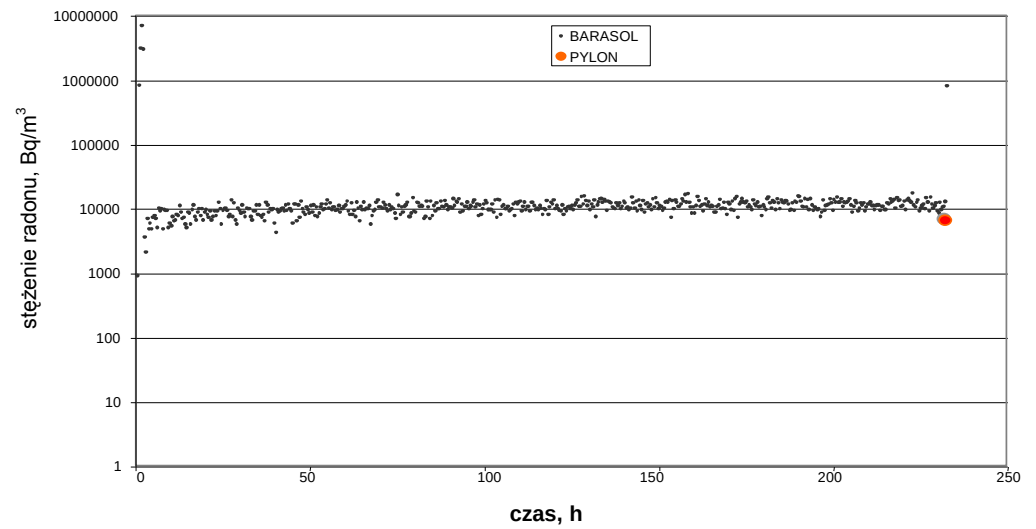
gdzie: λ – stała rozpadu ^{222}Rn , 1/h.



Rys. 6. Porównanie wyników pomiarów stężeń radonu ekshalującego z kostki brukowej wykonanych sondą BARASOL oraz urządzeniem PYLON

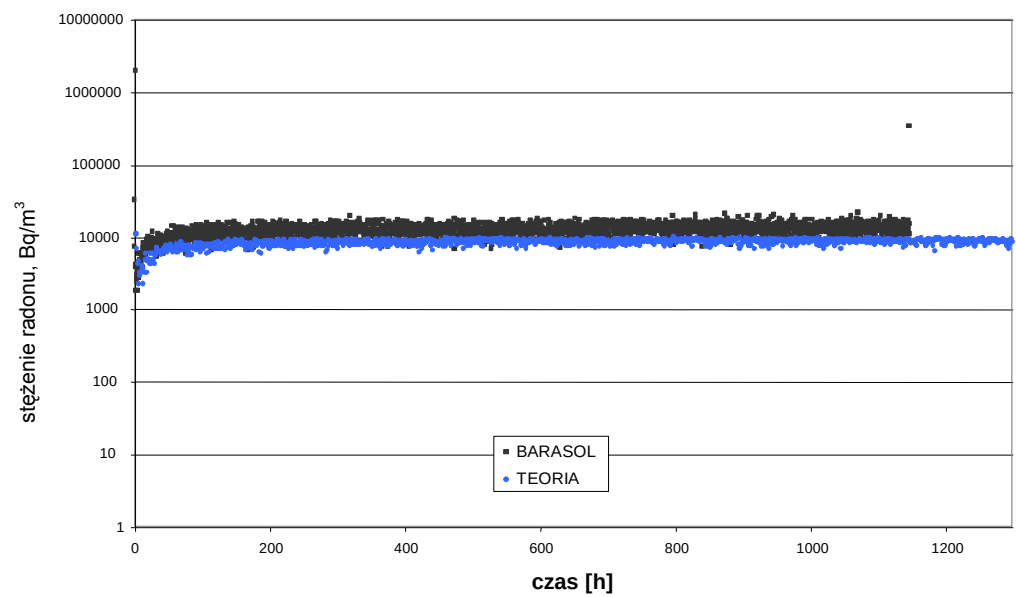
Fig.6. A comparison of investigation results of the radon exhalation from a granite cube, performed with application of Barasol probe and Pylon AB-5 monitor

Badania wykonano wykorzystując tylko jeden segment komory ekshalacyjnej o pojemności około 15 litrów. Pomiary z kostki brukowej oraz czerwonej cegły dokonane zostały, gdy stężenie radonu w komorze rosło liniowo z czasem, natomiast pozostałe pomiary przeprowadzono, gdy w komorze panowała równowaga dynamiczna pomiędzy ekshalacją radonu a jego rozpadem.



Rys. 7. Porównanie wyników pomiarów stężeń radonu ekshalującego z próbki osadu wykonanych sondą BARASOL oraz urządzeniem PYLON

Fig. 7. A comparison of exhalation coefficients for mine sediment, Barasol and Pylon AB-5 have been used.



Rys. 8. Porównanie teoretycznego stężenia radonu w komorze ekshalacyjnej ze stężeniem zarejestrowanym przez sondę BARASOL

Fig. 8. A comparison of theoretical changes of radon concentration in exhalation chamber with experimental results, obtained from Barasol probe

Tablica 1. Wyniki pomiarów współczynnika ekshalacji dla różnych materiałów

Badany materiał	C_{Rn} Bq/m ³	V_p m ³	P m ²	t h	e_{Rn} Bq/hm ²	Uwagi
Czerwona cegła	35 ± 25	0,0014	0,0864	19	0,29 ± 0,23	Pomiar metodą chwilową przyrządem firmy PYLON
Kostka brukowa	680 ± 65	0,0032	0,176	144	0,32 ± 0,04	Pomiar metodą chwilową przyrządem firmy PYLON
	1140 ± 230	0,001	0,346	144	0,34 ± 0,07	Pomiar metodą ciągłą sondą BARASOL
Osad kopalniany próbka 1	6870 ± 700	0,001	0,346	–	2,10 ± 0,22	Pomiar metodą chwilową przyrządem firmy PYLON
	11740 ± 1200	0,001	0,346	–	3,44 ± 0,45	Pomiar metodą ciągłą sondą BARASOL
	9420 ± 900	0,001	0,346	–	2,86 ± 0,30	Powtórny pomiar metodą chwilową przyrządem firmy PYLON
	8870 ± 1100	0,001	0,346	–	2,62 ± 0,30	Miesięczny ciągły pomiar sondą BARASOL
Osad kopalniany próbka 2	5950 ± 600	0,001	0,346	–	1,81 ± 0,20	Pomiar metodą chwilową przyrządem firmy PYLON
	4390 ± 440	0,001	0,346	–	1,34 ± 21	Powtórny pomiar metodą chwilową przyrządem firmy PYLON
	6110 ± 610	0,001	0,346	–	1,80 ± 0,20	Powtórny pomiar metodą chwilową przyrządem firmy PYLON

4. PODSUMOWANIE

Skonstruowano i przetestowano komorę ekshalacyjną do badania współczynnika ekshalacji radonu z materiałów stałych. Badania wykonane dwoma metodami wykazały, że układ pomiarowy złożony z komory ekshalacyjnej oraz radiometru AB-5 firmy PYLON był nieszczelny. Ucieczka radonu zachodziła najprawdopodobniej w pompie wymuszającej przepływ powietrza w układzie. Stwierdzono, że należy do minimum skrócić czas pracy pompy, w związku z czym powyższy zestaw nadaje się wyłącznie do chwilowego pomiaru stężenia radonu.

Szczelność układu, w skład którego wchodziła sonda, wykazana podczas miesięcznego testu, dowiodła możliwości prowadzenia długoterminowych ciągłych pomiarów. Jednak próg detekcji uzyskany tą metodą był wyższy niż z zastosowaniem komór Lucasa, dlatego sonda BARASOL lepiej sprawdza się dla wyższych stężeń radonów w powietrzu. Przy niższych stężeniach obserwowany był duży rozrzut wyników pomiarowych. Dlatego podczas przeprowadzania ciągłych eksperymentów, objętości komory ekshalacyjnej oraz próbek powinny być jak najbardziej zbliżone.

Współczynniki ekshalacji mierzone za pomocą zarówno sondy BARASOL, jak i radiometru AB-5 firmy PYLON są bardzo zbliżone do siebie i nie różnią się od wartości podawanych w literaturze dla badanych typów materiałów [8, 9].

Skonstruowana komora ekshalacyjna może więc być wykorzystywana do pomiarów ekshalacji radonu z próbek materiałów budowlanych, gleb, osadów kopalnianych, a także innych materiałów stałych.

Literatura

1. Skowronek J.: *Charakterystyka zagrożenia krótkożyciowymi produktami rozpadu radonu w kopalniach węgla kamiennego*. Komunikat nr 771. Prace Głównego Instytutu Górnicztwa, Katowice 1992.
2. Miklaszewicz A.: *Radon*. Warszawa, PWN 1978.
3. Wysocka M.: *Opracowanie metody długoterminowych pomiarów radonu przy pomocy detektorów śladowych*. Dokumentacja GIG, Katowice 1995.
4. Wysocka M., Mielnikow A., Chałupnik S.: *Radon in houses of the Upper Silesian Coal Basin*, Proc. of the 7th Tohwa University International Symposium Radon and Thoron in the Human Environment, World Scientific, Singapore, 1998.
5. Kanski J., Klingel R.: *Influence of underground mining on the geogenic radon potential*: Proc. of Workshop Radon in the Living Environment. Athens, Greece, 1999.
6. Akerblom G.: *Investigation on mapping of risk areas*. Lulea Sweden, Swedish Geol. Copm. Raport IRAP 86036., 1986.
7. Nazaroff W.W., Nero A.V. (eds): *Radon and its decay products in indoor air*. New York, John Wiley&Sons, Inc. 1988.
8. Fisenne I.: *Radiation protection*. Fifth International Symposium on the Natural Radiation Environment. Tutorial session, Salzburg 1993.
9. Colle R., Rubin R.J., Knab L.I., Hutchins T.M.R.: *Radon transport through and exhalation from building materials*. National Bureau of Standards Technical Note 1139 (National Technical Information Service, Springfield, Virginia), 1981.

Artykuł został opracowany na podstawie badań przy realizacji w Głównym Instytucie Górnictwa pracy magisterskiej studenta Uniwersytetu Śląskiego.

Recenzent: doc. dr hab. Kazimierz Lebecki