

PRACE NAUKOWE GIG

GÓRNICTWO I ŚRODOWISKO MINING & ENVIRONMENT

RESEARCH
REPORTS

Quarterly

KWARTALNIK

2



GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA
CENTRAL MINING INSTITUTE

KATOWICE 2007

Rada Programowa ds. Wydawnictw: *prof. dr hab. inż. Jakub Siemek (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Tadeusz Chmielniak, prof. dr hab. inż. Józef Dubiński, prof. dr hab. inż. Andrzej Maranda, prof. dr hab. inż. Korneliusz Miksch, prof. dr hab. inż. Joanna Pinińska, prof. dr hab. inż. Krystian Probiez, prof. dr hab. inż. Czesława Rosik-Dulewska, prof. dr hab. inż. Janusz Roszkowski, prof. dr hab. inż. Antoni Tajduś*

Komitet Kwalifikacyjno-Opiniodawczy: *prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Krystyna Czaplicka, doc. dr hab. inż. Józef Kabiesz, prof. dr hab. inż. Władysław Konopko, prof. dr hab. inż. Jerzy Kwiatek, prof. dr hab. Kazimierz Lebecki, prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan, doc. dr hab. inż. Krzysztof Stańczyk, doc. dr hab. inż. Marian Turek, doc. dr hab. inż. Jan Wachowicz, mgr Małgorzata Zielińska*

Redaktor Naczelny

prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan

Redakcja wydawnicza i korekta

Ewa Gliwa

Małgorzata Kuśmirek-Zegadło

Barbara Dusik

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. 032-259-24-03, 032-259-24-04

fax 032-259-27-74

e-mail: cintexmk@gig.katowice.pl

Spis treści

JÓZEF DUBIŃSKI, MARIAN TUREK

Dostępność zasobów węgla dla polskiej energetyki.....	5
Accessibility of coal resources for the Polish power industry	

ANTONI KIDYBIŃSKI

Pole dynamicznego wyężenia skał stropowych wyrobiska korytarzowego po wstrząsie górotworu	19
The field of dynamic effort of roof strata of a roadway resulted from induced mining tremor occurrence	

ZDZISŁAW DYDUCH, BLANDYNA MAJCHER-MORAWIEC

Oznaczanie prędkości spalania w mieszaninach pyłowo-powietrznych z wykorzystaniem modelu wybuchu w zamkniętej objętości.....	35
Determination of the laminar burning velocity of dust-air mixtures by applying the model of dust explosion in as closed vessel	

KAROL KURA

Budowa i funkcjonowanie systemu informacji o terenie oraz przykłady zastosowań dla obszarów kopalń węgla kamiennego w GZW	53
Construction and functioning of an information system about the terrain and examples of application for hard coal mine areas in the Upper Silesian Coal Basin	

EUGENIUSZ KRAUSE

Wpływ uwarunkowań geologicznych i gazowych na kształtowanie się zagrożenia wyrzutami gazów i skał w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym	65
Impact of geological and gas determinants on the formation of rock and gas outburst hazard in the Upper Silesian Coal Basin	

JACEK BOBA

Wdrażanie systemu EMAS w państwach Unii Europejskiej.....	75
Implementation of EMAS in the European Union countries	

Józef Dubiński, Marian Turek

DOSTĘPNOŚĆ ZASOBÓW WĘGLA DLA POLSKIEJ ENERGETYKI

Streszczenie

W związku ze wzrostem zapotrzebowania na energię elektryczną, konieczne jest prowadzenie badań nad możliwością zapewnienia paliwa dla elektrowni. Energetyka krajowa bazuje na węglu i nie należy przewidywać radykalnych zmian w strukturze wytwarzania energii. Posiadane zasoby węgla brunatnego i kamiennego pozwalają również na sformułowanie postulatów o ważnej roli tych paliw w zapewnieniu bezpieczeństwa energetycznego. Znaczenie węgla zależy jednak od jego konkurencyjności w stosunku do innych nośników energii, ale także od właściwych decyzji dotyczących udostępniania złóż. Prowadzone do tej pory analizy wskazują na to, że węgiel może stanowić bazę bezpieczeństwa energetycznego, jednak pod warunkiem przestrzegania zasad zrównoważonego rozwoju.

Accessibility of coal resources for the Polish power industry

Abstract

In connection with the increase of electric energy demand it is necessary to conduct investigations into the possibility of ensuring fuel for power plants. The Polish power industry is based on coal and no radical changes in the energy production structure are anticipated. The brown and hard coal resources being in possession allow also to formulate the postulate relating to the important role of these fuels in the energy safety assurance. The significance of coal, however, depends on its competitiveness in relation to other energy carriers, but also on appropriate decisions concerning deposit opening. The analyses conducted till now indicate that coal can constitute the basis of energy safety, however, on condition that the rules of sustainable development will be obeyed.

WPROWADZENIE

Z raportów Międzynarodowej Agencji Energii (IEA) wynika, że do 2030 roku zapotrzebowanie na węgiel w skali światowej wzrośnie o blisko 60%. Szacowany w 2030 roku popyt na węgiel to prawie 9 mld ton w ciągu roku. Popyt ten wynika ze zwiększonego zapotrzebowania na to paliwo przez elektrownie. Według analiz IEA zużycie właśnie w elektrowniach węglowych powinno wzrosnąć o ponad 80%. W związku z tym, że popyt na paliwa węglowodorowe wzrasta bardzo dynamicznie, pojawiają się obawy o bezpieczeństwo dostaw zarówno w sensie technicznym (brak dostaw), jak i w sensie ekonomicznym (niestabilność cen). Należy pamiętać o coraz bardziej realnej szansie wykorzystania węgla do produkcji paliw płynnych. Mimo, że proces produkcji paliw płynnych jest od dawna znany, to jednak wysokie ceny paliw uzyskiwanych z ropy, spowodują, że węgiel będzie w dalszym ciągu stanowił surowiec dla energetyki. Warto przypomnieć, że w RPA paliwa płynne z węgla zaspokajają blisko 1/3 zapotrzebowania na ropę naftową.

Konkurencyjność węgla wynika z następujących przesłanek:

- zasoby węgla są dużo większe niż paliw węglowodorowych; szacuje się, że węgla wystarczy na blisko 160 lat, natomiast ropy na 40, a gazu na 65 lat.

- rozmieszczenie zasobów węgla jest bardziej równomierne niż złóż ropy i gazu,
- ceny węgla są bardziej stabilne i zdecydowanie niższe niż ceny ropy i gazu,
- paliwa ciekłe z węgla są bardziej przyjazne dla środowiska, w szczególności powodują niższy poziom emisji CO₂ niż tradycyjne z ropy naftowej.

Obecnie świat jest „uzależniony” od energii elektrycznej. Energia elektryczna to nieodzowne medium w przemyśle, transporcie, telekomunikacji, w funkcjonowaniu aglomeracji miejskich i każdego gospodarstwa domowego. Wykorzystanie tego rodzaju energii elektrycznej zwiększa się na świecie z szybkością ponad 2,5% rocznie. Podobną tendencję można zaobserwować również w Polsce. Po wstąpieniu naszego kraju do UE naturalne jest dążenie do zrównania poziomu życia mieszkańców Polski z poziomem życia mieszkańców Wspólnoty. Poziom życia w społeczeństwie jest wyznaczany między innymi przez wskaźnik wykorzystania energii elektrycznej na mieszkańca, dlatego na podstawie doświadczeń krajów przyjętych do UE w latach osiemdziesiątych XX w., można spodziewać się, co najmniej 3% rocznego przyrostu zapotrzebowania na energię elektryczną w Polsce, po 2010 roku.

Z uwagi na wzrost zapotrzebowania na energię elektryczną, są poszukiwane coraz to nowsze sposoby jej pozyskiwania. W Polsce, ze względu na zasoby naturalne, energia elektryczna w ponad 90% jest produkowana na bazie paliw stałych. Udział energii wytwarzanej na bazie węgla kamiennego stanowi przy tym około 60%. Taka struktura zużycia energii pierwotnej jest unikatowa w skali europejskiej.

Uprzywilejowana pozycja węgla w Polsce wynika z dwóch przyczyn:

- posiadania nadal znacznych zasobów węgla opałowych; w przypadku węgla brunatnego niepodważalnym atutem jest korzystne sprzężenie eksploatacji odkrywkowej z usytuowaniem elektrowni;
- z potencjału już istniejących zakładów energetyki zawodowej i przemysłowej, tzn. elektrociepłowni przemysłowych, elektrowni ciepłych i ciepłowni zawodowych oraz komunalnych, spalających węgiel kamienny i brunatny.

1. KRYTERIA KWALIFIKACJI ZASOBÓW WĘGLA KAMIENNEGO DO EKSPLOATACJI

Projekty zagospodarowania złoża lub jego zmiany są sporządzane w kopalni (zakładzie górniczym) dla obszaru górniczego określonego w koncesji na wydobywanie węgla. Musi on odpowiadać wymaganiom określonym w Ustawie z dnia 4 lutego 1994 r. Prawo geologiczne i górnicze (z późniejszymi zmianami) oraz w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 28 grudnia 2001 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać projekty zagospodarowania złóż (PZZ). W związku z tym w projekcie zagospodarowania złóż należy określić:

- zasoby przemysłowe będące zasobami bilansowymi, a w szczególnie uzasadnionych przypadkach zasobami pozabilansowymi złoża, które mogą być przedmiotem eksploatacji uzasadnionej technicznie i ekonomicznie, przy uwzględnieniu wymagań określonych w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań ochrony środowiska,

- zasoby nieprzemysłowe będące częścią zasobów bilansowych złożyć niezaliczoną do zasobów przemysłowych, których eksploatacja może stać się uzasadniona w wyniku zmian technicznych, ekonomicznych lub zmian w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań ochrony środowiska,
- straty w zasobach, będące częścią zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych przewidzianą do pozostawienia w złożu, której na skutek zamierzonego sposobu eksploatacji nie da się wyeksploatować w przewidywalnej przyszłości, w sposób uzasadniony technicznie i ekonomicznie.

Podstawą do ustalenia zasobów przemysłowych, nieprzemysłowych i strat powinna być szczegółowa analiza zasobów bilansowych i pozabilansowych pod kątem:

- ilości i struktury ich rozmieszczenia,
- możliwości i kierunków zbytu węgla,
- parametrów jakościowych węgla w złożu oraz możliwości jego wzbogacania,
- warunków geologicznych zalegania pokładów,
- warunków górniczych, a w szczególności zagrożeń naturalnych,
- możliwości technicznych udostępnienia, przygotowania i bezpiecznej eksploatacji zasobów węgla,
- wykorzystania kopalin towarzyszących,
- ochrony wyrobisk, obiektów i urządzeń górniczych,
- ochrony zagospodarowania powierzchni, a w szczególności uwarunkowań miejscowych planów zagospodarowania przestrzennego,
- możliwości zagospodarowania odpadów pogórniczych,
- uwarunkowań ekonomicznych,
- uwarunkowań organizacyjno-społecznych.

Analiza bazy zasobowej powinna obejmować wszystkie pokłady, w których występują parcele o zasobach bilansowych oraz te parcele o zasobach pozabilansowych, które mogą być w najbliższej przyszłości przedmiotem technicznie i ekonomicznie uzasadnionej eksploatacji. Jako przykład szczegółowych kryteriów kwalifikowania parcel do zasobów przemysłowych można podać następujące kryteria, przyjęte w jednym z zakładów górniczych:

a. Kryteria geometryczne:

- minimalna średnia miąższość pokładu w parceli 1,5 m (wyjątkowo, gdy istnieje uzasadnienie techniczne i ekonomiczne – 1,2 m),
- maksymalny kąt upadu pokładu w parceli mniejszy niż 35° ,
- minimalna powierzchnia parceli pokładu większa niż 10 ha, a minimalna ilość zasobów do wybrania jedną ścianą – 200 tys. ton.

b. Kryteria geologiczno-górnicze:

- zaburzenia tektoniczne zezwalają na prowadzenie ciągłej eksploatacji, a uskoki nie uniemożliwiają przejścia ich frontem ścianowym,
- zanieczyszczenie przerostami skały płonnej nie przekracza objętościowo 20%,
- zagrożenia naturalne, tj. metanowe, tąpniętami, pożarowe, pyłowe, wyrzutowe, zawałowe i wodne, nie stanowią bariery dla bezpiecznego prowadzenia wydobycia,

- nie zalegają w filarach oporowych i ochronnych dla wyrobisk górniczych, jak również w filarach bezpieczeństwa,
 - nie zalegają w polach pożarowych,
 - nie zalegają powyżej czynnego poziomu wentylacyjnego,
 - nie zalegają poniżej czynnego, najniższego poziomu wydobywczego, w uzasadnionych technicznie i ekonomicznie przypadkach można założyć eksploatację podpoziomową.
- c. Kryteria jakościowe:
- średnia zawartość popiołu w węglu A_r nie przekracza 20%,
 - średnia zawartość siarki w węglu S_{ir} nie przekracza 1,6%,
 - minimalna wartość opałowa A_{ir} jest większa od 20 tys. KJ/kg.
- d. Kryteria ochrony powierzchni:
- eksploatacja spełnia uwarunkowania określone w koncesji,
 - zalegają w filarach ochronnych obiektów powierzchniowych, ale prognozowane wpływy ich eksploatacji są mniejsze od dopuszczalnych dla chronionych obiektów,
 - prognozowane wpływy eksploatacji górniczej nie kolidują z ustaleniami „miejscowych planów zagospodarowania przestrzennego”.
- e. Kryteria ekonomiczne są ustalane indywidualnie dla poszczególnych kopalń, na podstawie dotychczasowych doświadczeń oraz przewidywanych uwarunkowań techniczno-ekonomicznych, przy bezwzględnym zachowaniu zasady, że przewidywany przychód z eksploatacji parceli musi być większy od całkowitych kosztów pozyskania węgla.

Kwalifikacja zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych węgla do strat powinna być poprzedzona szczegółową analizą dotychczasowego wykorzystania złoża kopalni, a w szczególności jego bezpiecznej eksploatacji, przyjętych systemów eksploatacji i uzyskiwanych współczynników wykorzystania złoża.

Zasoby operatywne oblicza się według wzoru

$$Z_{po} = Z_p k$$

gdzie:

Z_{po} – zasoby operatywne,

Z_p – zasoby przemysłowe,

k – współczynnik wykorzystania zasobów przemysłowych złoża, ustalany dla poszczególnych pokładów (partii pokładów) na podstawie doświadczenia kopalni oraz przewidywanych systemów eksploatacji.

2. ZASOBY WĘGLA KAMIENNEGO W POLSCE

Złoża węgla kamiennego w Polsce występują w trzech zagłębiach:

- W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym (GZW) występuje 79,8% udokumentowanych zasobów bilansowych węgla kamiennego, od węgla energetycznego typu 31 do antracytu. Średnie zawartości popiołu wahają się od 11 do 17%, a siarki całko-

witej od 0,59 do 2,3%. Według stanu na koniec 2004 roku zasoby węgla kamiennego w GZW złóż zagospodarowanych przedstawiały się następująco:

- zasoby geologiczne bilansowe – 15 342 mln Mg,
- zasoby przemysłowe – 6594 mln Mg,
- zasoby geologiczne pozabilansowe – 11 029 mln Mg.
- W Lubelskim Zagłębiu Węglowym (LZW) występuje węgiel kamienny typu od 31 do 34. Zawartość popiołu wynosi średnio 14,63%, a zawartość siarki całkowitej waha się od 1,21 do 1,46%. Według stanu na koniec 2004 roku zasoby węgla kamiennego w LZW złóż zagospodarowanych przedstawiały się następująco:
 - zasoby geologiczne bilansowe – 595 mln Mg,
 - zasoby przemysłowe – 326 mln Mg,
 - zasoby geologiczne pozabilansowe – 427 mln Mg.
- Na obszarze Dolnośląskiego Zagłębia Węglowego (DZW) w 2000 roku zakończono wydobywanie węgla. Zasoby odpowiadające parametrom bilansowym, w obszarach zaniechanych, zostały oszacowane na 369 mln Mg. Zasoby te w bilansie zasobów kopalin są traktowane jako zasoby pozabilansowe.

Zasoby geologiczne bilansowe w złożach zagospodarowanych górnictwem, według stanu na 31.12.2005 roku, wynoszą 26 859 mln Mg, z tego 15 716 mln Mg stanowią zasoby bilansowe. Wydzielone z kolei z tej ilości zasoby przemysłowe, które mogą być przedmiotem ekonomicznie uzasadnionej eksploatacji, to 6004 mln Mg. Zasoby przemysłowe pomniejszone o straty stanowią wielkość zasobów przewidzianych do wydobywania, tj. zasobów operatywnych. Zasoby operatywne natomiast, na koniec 2005 roku, wyniosły 3807 mln Mg. Ponad połowa tych zasobów została uznana za łatwo dostępne. Większość zasobów operatywnych stanowią zasoby węgla energetycznego (tabl. 1). Dotyczy to w szczególności kopalń Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. oraz kopalń Kompanii Węglowej S.A. Zasoby węgla koksowego stanowią zdecydowaną większość zasobów kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. (tabl. 2).

Należy zaznaczyć, że stan bazy zasobowej węgla kamiennego w kopalniach czynnych został uaktualniony w wyniku wdrażania zasad gospodarki rynkowej i kolejnych działań restrukturyzacyjnych (rys. 1).

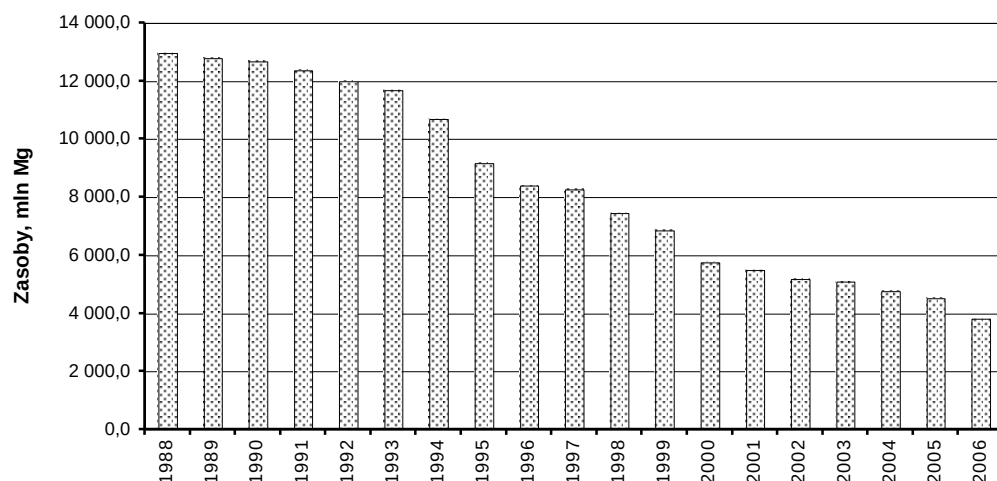
Działania wymuszone wdrażaniem zasad gospodarki rynkowej w celu dostosowania górnictwa węgla kamiennego do nowych warunków gospodarczych spowodowały, że w kopalniach czynnych w okresie od 1991 do 2005 roku stan zasobów bilansowych zmniejszył się o 13,1 mld Mg, z czego zasobów przemysłowych ubyło o 9,2 mld Mg. Te zmiany tylko w nieznacznym stopniu były spowodowane eksploatacją. Główną przyczyną tak dużych ubytków bazy zasobów bilansowych, w tym także przemysłowych, były przekwalifikowania tych zasobów pozabilansowych do grupy „b”. Przekwalifikowania wynikały z zalegania złoża poniżej głębokości 1000 m oraz małej grubości pokładów.

Tablica 1. Zasoby węgla kamiennego według stanu na 31.12.2005

Wyszczególnienie	Zasoby, mld Mg
Zasoby geologiczne (udokumentowane), w tym w złożach zagospodarowanych górnictwo	75,865 26,859
Zasoby bilansowe (udokumentowane), w tym w złożach zagospodarowanych górnictwo	45,900 15,716
Zasoby przemysłowe	6,004
Zasoby operatywne	3,807

Tablica 2. Zasoby węgla kamiennego w spółkach węglowych w Polsce według stanu na dzień 31.12.2005
(bez Siltech Sp. z o.o.)

Wyszczególnienie	Zasoby, tys. Mg			
	zasoby pozabilansowe	zasoby bilansowe	zasoby przemysłowe	zasoby operatywne
Spółki węglowe razem:	9 279 377	12 360 194	4 728 215	2 973 358
Kompania Węglowa S.A.	6 178 779	8 385 126	3 224 813	1 979 493
Katowicka Grupa Kapitałowa S.A.	1 763 242	2 750 853	1 051 685	708 027
Jastrzębska SW S.A.	1 337 356	1 224 215	451 717	285 838
Kopalnie – spółki:	1 863 728	3 353 187	1 273 639	832 662
Lubelski Węgiel Bogdanka S.A.	426 687	590 257	320 380	247 163
KWK Budryk S.A.	252 613	683 634	345 507	237 246
PKW S.A.	1 184 428	2 079 296	607 752	348 253
Zasoby ogółem	11 143 105	15 713 381	6 001 854	3 806 020



Rys. 1. Zasoby węgla kamiennego kopalń czynnych – zasoby operatywne ogółem

Fig. 1. Hard coal resources of operating mines – total recoverable resources

Bardzo duże zmiany w wielkości bazy zasobowej były także bezpośrednim wynikiem działań restrukturyzacyjnych. Duże ubytki w bilansie zasobów były wynikiem procesów decyzyjnych, związanych z likwidacją kolejnych zakładów górniczych. Likwidacja kopalń, która jest pochodną procesów restrukturyzacyjnych, została rozpoczęta w 1990 roku i jest prowadzona nadal. O ile w 1990 roku funkcjonowało 71 kopalń węgla kamiennego, to na koniec 2005 roku były czynne już tylko 32 kopalnie.

W wyniku działań restrukturyzacyjnych część kopalń została zlikwidowana ze względu na wyczerpanie się zasobów, część uznano za trwale nierentowne, a niektóre połączono, tworząc nowe jednostki wydobywcze.

Według danych szacunkowych obecnie koszt węgla kamiennego stanowi blisko 20% całkowitego kosztu energii. Koszt energii elektrycznej produkowanej z węgla brunatnego, ale i kamiennego, należy do najniższych w porównaniu z kosztami energii pochodzących z innych nośników. W celu zilustrowania tych relacji w tablicy 3 przedstawiono średnie ceny ciepła wytwarzanego z różnych rodzajów paliw bez uwzględnienia kosztów przesyłu.

Tablica 3. Średnia cena ciepła wytworzonego z różnych rodzajów paliw (bez kosztów przesyłu)

Rodzaj paliwa	Średnia cena wytworzonego ciepła, zł/GJ
Węgiel kamienny	22,61
Węgiel brunatny	17,07
Olej opałowy lekki	53,08
Olej opałowy ciężki	23,75
Gaz ziemny wysokometanowy	32,99
Biomasa	23,82
Biogaz	22,95
Odpady komunalne	35,15

Wpływ na warunki ekonomiczne kopalń, determinowane ceną węgla, mają przede wszystkim jego parametry jakościowe, w tym między innymi wartość opałową oraz zawartość siarki i popiołu w węglu. W całkowitej ilości zasobów operatywnych dominuje węgiel energetyczny typu 31–33. Stanowi on 61,6% zasobów ogólnych. Pozostała część bazy zasobów operatywnych, to węgiel koksowy, głównie typu 34, wykorzystywany do produkcji koksu przemysłowo-opałowego oraz jako składnik mieszanek koksowych. Węgiel koksowy najwyższej jakości, czyli ortokoksowy – typu 35, stosowany do produkcji wysokiej jakości koksu do procesu wielkopiecowego, stanowi jedynie 13,1% całkowitych zasobów operatywnych.

Na ostatni dzień 2005 roku ogólne ilości zasobów węgla kamiennego kopalń czynnych wynosiły:

- bilansowych – 15,7 mld Mg,
- przemysłowych – 6,0 mld Mg,
- operatywnych – 3,8 mld Mg.

Zasoby operatywne na poziomach udostępnianych (czynnych i w budowie) wynoszą około 2,5 mld Mg.

Wśród kryteriów decydujących o eksploatacji pokładów węgla należy przede wszystkim wymienić:

- typ węgla,
- wartość opałową,
- zawartość popiołu,
- zawartość siarki,
- grubość pokładu,
- kąt nachylenia.

Ze względu na typ węgla w zasobach operatywnych, ogółem węgle 31–33 stanowią 2138,6 mln Mg, tj. ponad 56% udziału, zaś węgle typu 34–1035,5 mln Mg, czyli ponad 27% udziału (tabl. 4).

Biorąc pod uwagę wartość opałową, to ponad 78% zasobów operatywnych ogółem, czyli 2975,1 mln Mg stanowią węgle o kaloryczności powyżej 25 000 kJ/kg. W przedziale 22 000–25 000 kJ/kg mieszczą się zasoby stanowiące 543,2 mln Mg, tj. ponad 14% zasobów operatywnych ogółem (tabl. 4).

Zawartością popiołu do 10% charakteryzują się zasoby w ilości 2058,1 mln Mg, co stanowi ponad 54% zasobów operatywnych ogółem. Blisko 30%, tj. 1126,7 mln Mg to zasoby o zawartości popiołu 11–15% (tabl. 5).

Tablica 4. Zasoby węgla – typ i kaloryczność (stan na 31.12.2005)

Parametr	Przedział zmienności	Zasoby operatywne ogółem mln Mg	Procentowy udział, %
Typ węgla	31–33	2 138,6	56,2
	34	1 035,5	27,2
	35	601,8	15,8
	36–38	31,4	0,8
Wartość opałowa kJ/kg	do 18000	128,3	3,4
	18000–20000	13,9	0,4
	20000–22000	146,8	3,8
	22000–25000	543,2	14,3
	powyżej 25000	2 975,1	78,1

Tablica 5. Zasoby węgla – zanieczyszczenia, popiół i siarka (stan na 31.12.2005)

Parametr	Przedział zmienności	Zasoby operatywne ogółem mln Mg	Procentowy udział, %
Zawartość popiołu, %	do 10	2058,1	54,1
	11–15	1126,7	29,6
	16–20	452,4	11,9
	21–25	106,5	2,8
	26–30	53,8	1,4
	powyżej 30	9,8	0,2
Zawartość siarki, %	do 0,6	1637,8	43,0
	0,7–0,9	1149,4	30,2
	1,0–1,2	539,5	14,2
	1,2–1,5	218,1	5,7
	1,6–2,0	109,6	2,9
	powyżej 2,0	152,9	4,0

W pokładach zalegających w kraju węgiel jest relatywnie mało zsiarczony. I tak, węgle o zawartości siarki poniżej 0,6% stanowią 43% zasobów operatywnych ogółem, tj. 1637,8 mln Mg, natomiast zasobów o zawartości siarki 0,7–0,9% jest 1149,4 mln Mg, tj. ponad 30%, zaś zasobów o zawartości siarki 1,0–1,2% – odpowiednio 539,5 mln Mg, tj. ponad 14% (tabl. 5).

Rozpatrując parametry geometryczne pokładów, stanowiących operatywne zasoby węgla, należy stwierdzić, że są one dość „przyjazne”. Miąższość 33% pokładów wynosi 2,0–3,5 m, natomiast ponad 23% to pokłady o grubości 1,5–2,0 m. Ponad 80%

zasobów operatywnych ogółem, to pokłady o nachyleniu do 12°, które stanowią ponad 12% w strukturze zasobów operatywnych ogółem (tabl. 6).

Tablica 6. Zasoby węgla – parametry geometryczne, grubość i kąt nachylenia (stan na 31.12.2005)

Parametr	Przedział zmienności	Zasoby operatywne ogółem, mln Mg	Procentowy udział, %
Grubość, m	do 1,2	77,4	2,0
	1,2–1,5	640,8	16,8
	1,5–2,0	885,7	23,4
	2,0–3,5	1264,8	33,2
	3,5–4,5	328,1	8,6
	powyżej 4,5	610,5	16,0
Kąt nachylenia stopień	do 12	3048,9	80,1
	13–20	466,3	12,3
	21–25	135,8	3,6
	26–30	112,0	2,9
	31–35	31,8	0,8
	36–45	12,2	0,3
	powyżej 45	0,3	0,0

3. ZASOBY WĘGLA BRUNATNEGO I WYKORZYSTANIE WĘGLA W ELEKTROWNIACH WĘGLOWYCH

W Polsce, w ostatnich latach, zużycie energii pierwotnej było związane z realizowanymi programami restrukturyzacyjnymi i modernizacją gospodarki, prowadzącą do spadku jej energochłonności oraz przejściowym osłabieniem wzrostu gospodarczego. Strukturę produkcji energii elektrycznej przedstawiono w tablicy 7.

Tablica 7. Struktura produkcji energii elektrycznej w latach 2004 i 2005

Segment	Produkcja energii, GWh		Dynamika, % 2005/2004	Struktura wytwarzania, %	
	2004	2005		2004	2005
Produkcja w kraju ogółem:	154 159	156 938	101,8	100,0	100,0
Elektrownie zawodowe, w tym					
elektrownie ciepłe:	145 613	148 359	101,9	94,5	94,5
- na węgiel kamienny	64 636	63 702	98,6	41,9	40,6
- na węgiel brunatny	52 159	54 865	105,2	33,8	35,0
- na pozostałe paliwa	3 515	3 721	105,9	2,3	2,4
w tym gaz	3 264	2 944	90,2	2,1	1,9
Elektrociepłownie	21 841	22 543	103,2	14,1	14,4
Elektrownie wodne	3 462	3 528	101,9	2,2	2,2
Elektrownie niezależne pozostałe w tym:	8 546	8 579	100,4	5,5	5,5
odnawialne	990	1 122	113,3	0,6	0,7

W bilansie energetycznym Polski węgiel kamienny zajmuje podstawową pozycję. Łącznie z węglem brunatnym jest paliwem pierwotnym do produkcji 97% energii elektrycznej. Mimo wzrastającego udziału ropy naftowej i – w mniejszym stopniu – gazu w zużyciu paliw, węgiel kamienny również w przyszłości będzie ważnym stabilizatorem bezpieczeństwa energetycznego kraju.

Zaletą węglowej struktury bilansu energetycznego jest bazowanie na najtańszych nośnikach. Świadczy o tym koszt pozyskiwania energii elektrycznej z poszczególnych surowców. Ponadto, dominujący udział pozyskiwanych w kraju paliw stałych w strukturze zużycia energii pierwotnej i produkcji energii elektrycznej zapewnia bezpieczeństwo energetyczne na wysokim i stabilnym poziomie oraz ogranicza obciążenie bilansu handlowego kosztem importu energii.

Znacząca rola węgla kamiennego w zaspokajaniu potrzeb energetycznych Polski jest zdeterminowana zasobami tego nośnika energii. Pozycja węgla kamiennego wśród pierwotnych nośników energii, zużywanych do produkcji energii elektrycznej, zapewniającej bezpieczeństwo energetyczne, jest w Polsce zagwarantowana na przynajmniej kilkadziesiąt lat, podobnie jak w gospodarce światowej. Węgiel kamienny będzie miał w dalszym ciągu szczególne znaczenie w elektroenergetyce. Zarówno istniejące, jak i perspektywiczne możliwości pozyskiwania energii pierwotnej z krajowych źródeł, praktycznie wykluczają radykalne zmiany w strukturze udziału nośników tejże energii. Nie bez znaczenia jest również jakość węgla kamiennego dostarczanego do elektrowni.

Przemysł węgla kamiennego dysponuje pokaźną liczbą, w miarę nowoczesnych i wydajnych, zakładów przeróbczych, w których surowy urobek węglowy jest wzbogacany. Przez wydzielenie z niego skały płonnej uzyskuje się poprawę parametrów energetycznych i ekologicznych węgla handlowego przeznaczonego do spalania. Istniejący w kopalniach potencjał techniczny i kadrowy w zakładach przeróbki węgla zapewnia uzyskiwanie wysokojakościowych węgli, w tym również węgli o bardzo małej zawartości siarki całkowitej poniżej 0,6%, w ilości około 12 mln Mg/rok.

Pod względem zasobów węgla brunatnego Polska znajduje się w ścisłej światowej czołówce. Świadczy o tym prawie 14 mld Mg zasobów bilansowych, w tym w złożach zagospodarowanych zalega 1878 mln Mg. Stan zasobów węgla brunatnego podano w tablicy 8.

Tablica 8. Zasoby węgla brunatnego mln Mg (stan na 31.12.2005)

Zasoby geologiczne				Zasoby przemysłowe
bilansowe			pozabilansowe	
A + B + C1	C2	razem		
4301	9424	13 724	4592	1528
w tym zasoby złóż zagospodarowanych				
1790	88	1878	109	1490
w tym zasoby złóż niezagospodarowanych				
2501	9 335	11 837	4478	37

Węgiel brunatny jest wydobywany w czterech kopalniach, które są dostawcami do pięciu elektrowni. W ostatnich latach produkcja węgla brunatnego ulegała pewnemu zmniejszeniu. Wielkość wydobycia węgla brunatnego w poszczególnych kopalniach przedstawiono w tablicy 9.

Przy utrzymaniu wydobycia węgla, wynoszącym około 60 mln Mg rocznie, zasobów w udokumentowanych złożach wystarczy na ponad 400 lat. Problemem w branży węgla brunatnego jest fakt, że zasoby w czynnych obecnie czterech kopalniach stanowią niespełna 15% udokumentowanych zasobów. Może to zapewnić utrzymanie

wydobycia węgla w obecnej ilości przez zaledwie około 20 lat, natomiast przez następne 20–25 lat następowałoby sukcesywne zmniejszanie jego wydobywania aż do całkowitego zaprzestania. Jednym z rozwiązań, zapewniających utrzymanie znaczącego wydobywania węgla brunatnego w przyszłości, jest uruchomienie nowego zagłębia górniczo-energetycznego bazującego na złożu Legnica (tabl. 10).

Tablica 9. Wydobywanie węgla brunatnego w latach 1996–2005, mln Mg

Rok	Kopalnia węgla brunatnego				
	„Adamów”	„Bełchatów”	„Konin”	„Turów”	razem
1996	5,2	34,6	13,1	11,0	63,8
1997	5,0	34,9	12,9	10,4	63,1
1998	4,7	35,4	12,7	9,9	62,8
1999	4,5	35,5	11,8	9,0	60,8
2000	3,9	34,8	10,6	10,2	59,5
2001	4,3	34,7	11,4	9,2	59,5
2002	4,7	34,0	10,8	8,7	58,2
2003	4,5	34,6	11,7	10,1	60,9
2004	4,4	35,2	10,7	10,8	61,1
2005	4,5	35,2	10,0	11,9	61,6

Tablica 10. Przewidywane wydobywanie węgla brunatnego, mln Mg

Rok	Kopalnia węgla brunatnego						
	„Adamów”	„Bełchatów”	„Konin”	„Turów”	„Legnica”		Razem
					Front I	Front II	
2010	4,4	40	10,4	13,8			68,6
2015	4,4	42,5	10,4	9,4			66,7
2020	4,4	37,3	10,4	9,4			61,5
2021	4,4	35,5	10,2	8,3			58,4
2022	3,3	36	10,2	8,3	4,5		62,3
2023	1,4	35	10,3	8,3	9,0		64,0
2024		35,7	10,3	8,3	9,7		64,0
2025		37,5	10,3	8,3	13,9		70,0
2030		17,5	4,2	8,3	30,0	10,0	70,0
2031		15,2	4,2	8,3	30,0	12,3	70,0
2032		9,7	4,2	8,3	30,0	17,8	70,0
2035			3,6	8,3	30,0	28,1	70,0
2040			0,6	8,3	30,0	30,0	68,9
2041				8,3	30,0	30,0	68,3
2042				8,3	30,0	30,0	68,3
2043				8,3	30,0	30,0	68,3
2044				8,3	30,0	30,0	68,3
2045				8,3	30,0	30,0	68,3
2046–2050				5,5	150,0	150,0	305,5
2051–2060					125,0	125,0	250,0
2061–2065					110,0	106,8	216,8

Kopalnie eksploatujące złoża węgla brunatnego odkrywkowo, łącznie z elektrowniami pracującymi na tym paliwie, tworzą ważne ogniwo zaopatrzenia energetycznego kraju. Trzecia część krajowej energii elektrycznej pochodzi z węgla brunatnego; stan taki utrzymuje się od wielu lat.

W 2005 roku wydobyto łącznie ponad 61,5 mln Mg węgla brunatnego, z czego 98,9% zostało zużyte w elektrowniach, a pozostałą część przeznaczono na zaopatrzenie rynku lokalnego i na potrzeby własne kopalń. Wydobywanie w całości pokrywało

bieżące zapotrzebowanie i było zależne od warunków pogodowych oraz od stopnia wykorzystania mocy elektrowni przez Krajową Dyspozycję Mocy. Porównując wielkość wydobycia i zużycia węgla brunatnego w ostatnich latach, potwierdza się teza o stabilnej pozycji górnictwa węgla brunatnego w sektorze elektroenergetyki.

PODSUMOWANIE

- W bilansie energetycznym Polski węgiel kamienny zajmuje wiodącą pozycję. Łącznie z węglem brunatnym stanowi paliwo pierwotne dla produkcji 97% energii elektrycznej.
- Polska ma zasoby węgla kamiennego i brunatnego, które mogą zapewnić bezpieczeństwo energetyczne na wiele dziesięcioleci. Mimo wzrastającego udziału ropy naftowej i gazu w zużyciu paliw, węgiel kamienny, również w przyszłości, będzie ważnym stabilizatorem bezpieczeństwa energetycznego kraju.
- Obecnie stan bazy zasobów węgla kamiennego w Polsce w kopalniach czynnych, został zaktualizowany w wyniku wdrażania, od 1990 roku, zasad gospodarki rynkowej oraz koniecznych działań restrukturyzacyjnych.
Zmiany te wymusiły w głównej mierze:
 - inne podejście do wartości gospodarczej zasobów, tak w kopalniach czynnych, jak i w złożach niezagospodarowanych,
 - likwidację kopalń uznanych za trwale nierentowne,
 - dążenie do rentowności pozostałych kopalń, przede wszystkim przez wzrost koncentracji wydobycia.
- W latach 1990–2005 zasoby bilansowe wszystkich krajowych złóż węgla kamiennego zmniejszyły się o 13 846 mln Mg, z tego zasoby operatywne o 8560 mln Mg.
- W dniu 31.12.2005 roku w Polsce było zlokalizowanych około 3807,3 mln Mg zasobów operatywnych węgla kamiennego, w tym 2000 mln Mg zasobów operatywnych na poziomach czynnych.
- Istniejący potencjał zakładów przeróbczych zapewnia produkcję dla energetyki węgla kamiennego o korzystnych parametrach energetycznych i ekologicznych, a w szczególności produkcję węgla o małej zawartości siarki – poniżej 0,6%, w ilości około 12 mln Mg/rok.
- Węgiel brunatny, paliwo o relatywnie niskich kosztach pozyskiwania i znaczących zasobach w Polsce, jest i powinien być w znacznym stopniu wykorzystywany jako źródło energii elektrycznej.
- Utrzymanie odpowiedniego dla energetyki wydobycia w dłuższym czasie wymaga nakładów inwestycyjnych na udostępnienie złóż. Stwierdzenie to odnosi się zarówno do złóż węgla kamiennego, jak i brunatnego.
- Budowa kopalń, poziomów wydobywczych to przedsięwzięcie kapitałochłonne, długotrwałe i obciążone pokaźnym ryzykiem, stąd konieczne jest zintensyfikowanie prac badawczych i projektowych.

Literatura

1. *Bilans zasobów kopalin i wód w Polsce wg stanu na 31.XII.2005*. Warszawa, Ministerstwo Środowiska i PIG, 2006.
2. *Informacja statystyczna o energii elektrycznej*. Agencja Rynku Energii S.A. 2006.
3. Kasztalewicz Z. (2007): *Parametry pracy branży węgla brunatnego w Polsce*. Część I. Przegląd Górniczy nr 1.
4. *Polityka energetyczna Polski do 2025 roku*. Dokument przyjęty przez Radę Ministrów w dniu 4 stycznia 2005 roku. Ministerstwo Gospodarki i Pracy. Zespół do spraw polityki energetycznej, 2005.
5. Stańczyk K. (2002): *Powstawanie i emisja tlenków azotu w procesie spalania węgla i karbonizatów*. Prace naukowe GIG nr 850.
6. *Strategia działalności górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 2007–2015*. Warszawa, Ministerstwo Gospodarki 2006.

Recenzent: doc. dr hab. inż. Krzysztof Stańczyk

Antoni Kidybiński

POLE DYNAMICZNEGO WYŁĘŻENIA SKAŁ STROPOWYCH WYROBISKA KORYTARZOWEGO PO WSTRZĄSIE GÓROTWORU

Streszczenie

W artykule omówiono – na podstawie modelowania w skali 1:1 metodą cząstkową – zmienne parametry pola wyłężenia górotworu stropowego nad wyrobiskiem korytarzowym w obudowie ŁP9 po wstrząsie górotworu, takie jak prędkość i kierunek chwilowych przemieszczeń, naprężenia dynamiczne, udział objętości zaangażowanej w ruchy poślizgowe (SF), makroporowatość oraz gradienty prędkości ruchu cząstek w kierunku pionowym i poziomym. Omówiono przebieg sumarycznej energii kinetycznej modelu w pełnym cyklu jego pracy i podano energię kinetyczną symulowanych na modelu wstrząsów stropowych. Zrealizowane badania modelowe tworzą podstawy do prognozowania dynamicznych obciążeń obudowy wyrobisk korytarzowych podczas wstrząsów górotworu.

The field of dynamic effort of roof strata of a roadway resulted from induced mining tremor occurrence

Abstract

Parameters of roadway's roof strata dynamic effort are analysed as based on PFC2D (Particle Flow Code) modelling and namely velocity and direction of particle displacement, dynamic stress, sliding fraction (SF), changing porosity and (x,y) gradient of particle displacement velocities. Complete kinetic energy of the model in a full cycle of static/dynamic loading is also analysed as dependent of tremor's kinetic energy induced to the roof strata. Fundamentals for possible forecasting of yielding arch type of steel supports dynamic loads are presented as a result of these investigations.

WPROWADZENIE

W miarę wzrostu stopnia wyeksploatowania złóż węgla kamiennego w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym coraz bardziej nasila się częstotliwość występowania oraz energia wstrząsów sejsmicznych, wywołanych robotami górniczymi (Dubieński, Konopko 2000). Wstrząsy te w wielu przypadkach stwarzają istotne zagrożenie dla bezpieczeństwa i ciągłości pracy załóg kopalnianych, jak również stateczności zabudowy mieszkalnej na powierzchni.

Podstawowym zagadnieniem górniczym, związanym z występowaniem wstrząsów indukowanych eksploatacją podziemną, jest utrzymanie stateczności i drożności wyrobisk (zarówno korytarzowych, jak i eksploatacyjnych) przez odpowiedni dobór, rozmieszczenie i wzajemne powiązanie elementów obudowy wyrobisk. Szczegółne znaczenie ma także utrzymanie wyrobisk korytarzowych, stanowiących podstawowy szkielet strukturalny każdej kopalni.

Najczęściej stosowana obudowa łukowa tych wyrobisk (ŁP) jest poddawana statycznym i dynamicznym obciążeniom o różnej wielkości, kierunku i prędkości, a od

szczegółów jej zabudowy i konstrukcji zależy w znacznej mierze utrzymanie wymaganego poprzecznego przekroju wyrobiska. Podstawą dotychczasowych metod obliczania i doboru tej obudowy jest przede wszystkim analiza statycznego wyężenia skał stropu, ociosów i spągu, zaś wielkość prognozowanego obciążenia obudowy wynika głównie z wyznaczonych rozmiarów strefy niestatecznej w stropie.

W przypadku decydującego wpływu silnego wstrząsu sejsmicznego na stateczność wyrobiska, wymieniona wyżej metoda analizy statycznej nie jest w pełni wystarczająca, bowiem uszkodzenie bądź zniszczenie wyrobiska wraz z obudową, może nastąpić w bardzo krótkim czasie i być skutkiem wyłącznie dynamicznego oddziaływania otaczających wyrobisko mas skalnych.

W niniejszym artykule zostały zrelacjonowane wstępne badania autora – w ramach realizowanego przez GIG badawczego projektu rozwojowego MNiSW nr R09 007 01 – nad dynamicznymi czynnikami obciążenia obudowy i stateczności górotworu, a w szczególności nad parametrami pola dynamicznego wyężenia skał stropowych bezpośrednio sąsiadujących z wyrobiskiem. W celu umożliwienia późniejszych porównań charakteru pola wyężenia skał, przy różnych energiach wstrząsów, badania przeprowadzono wyłącznie dla wstrząsu o przyłożeniu liniowym i energii kinetycznej około $3 \cdot 10^5$ J.

1. MODELOWANIE CZĄSTKOWE

Do niedawna metody numerycznej symulacji procesów mechanicznych polegały głównie na badaniu ośrodków ciągłych – z możliwością wyznaczania w nich stref zniszczenia wykazujących odmienne cechy mechaniczne niż otoczenie. Największą popularność zyskały: metoda elementów skończonych, metoda różnic skończonych oraz metoda elementów brzegowych (a właściwie – obciążen brzegowych). Wymienione metody są nadal modyfikowane i rozwijane, a także coraz bardziej uniwersalnie stosowane (FLAC, ANSYS i inne). Brak było natomiast możliwości modelowania ośrodków rozdrobnionych (lub skonsolidowanych z rozdrobnionych) do czasu, kiedy Cundall (1971) stworzył podstawy przyszłego programu obliczeniowego UDEC (*Universal Distinct Element Code*), a następnie programu PFC (*Particle Flow Code*), (Patyondy, Cundall 2004; ITASCA 2004). Ten ostatni umożliwia tworzenie płaskich (zbudowanych z dysków) lub przestrzennych (zbudowanych z kulek) modeli ośrodków stałych, dyspersyjnych lub mieszanych, przez wprowadzenie do modelu nie tylko podstawowych elementów struktury (o dowolnej wielkości), lecz także więzów stykowych i równoległych między tymi elementami – w postaci sił. Ponadto, elementy strukturalne (dyski, kulki), jak i częściowo więzy – mają określone cechy ośrodka rzeczywistego, na przykład odkształcalności (sztywności), wytrzymałości (sił granicznych), gęstości oraz współczynnika tarcia, zaś ich wzajemne upakowanie w modelowanym ośrodku może odpowiadać pierwotnej makroporowatości (w przypadku modelowania górotworu) lub porowatości (w przypadku modelowania próbek skalnych zbudowanych z ziarn mineralnych dowolnego kształtu). Górotwór – niezależnie od podstawowych parametrów mechanicznych skał – mogą charakteryzować szczeliny o zadanej długości, kierunku, ciągłości oraz zagęszczeniu, a także

sztywne struktury blokowe, które tworzy się przez określenie zasięgu współrzędnych odpowiadających poszczególnym blokom w masywie skalnym (w ich początkowym położeniu). Przepływy płynu (gaz, ciecz) przez górotwór oraz zmiany temperatury mogą być realizowane przez zastosowanie dodatkowych podprogramów do kodu PFC, a mianowicie FLUID oraz THERMAL. Czynniki czasu jest realizowany w modelach przez rejestrację bieżącej liczby cykli przeliczania i odniesienie liczby cykli do rzeczywistych jednostek czasu (sekundy). Odnosnie do czasu należy dodać, że wspomniany stosunek nie jest wielkością stałą dla danego modelu, bowiem przy różnym stopniu skomplikowania obliczeń w różnych częściach liczonego programu – czas jednostkowy tych obliczeń może być różny. Ponadto w modelach prostych (o małej liczbie cząstek) obliczanie następuje szybciej niż w modelach dużych (np. kilkadziesiąt tysięcy elementów). Czas obliczeń zależy ponadto od prędkości pracy procesora komputerowego oraz – w pewnej mierze – od organizacji pamięci operacyjnej.

Stosunkowo niewielki stopień popularyzacji kodu PFC, szczególnie w warunkach krajowych, jest spowodowany – zdaniem autora – głównie tym, że do każdego modelu należy stworzyć własny, oddzielny program obliczeniowy w kodzie PFC, zaś przy bardziej złożonych funkcyjnie procedurach – dodatkowo wstawki w języku wewnętrznym FISH.

2. MODEL GÓROTWORU OTACZAJĄCEGO WYROBISKO

Do realizacji przedstawionych w niniejszym artykule obliczeń autor opracował w kodzie PFC2D program komputerowy DOŁP9_4, który generuje w pamięci komputera model o wymiarach $11 \times 11 \times 1$ m z wyrobiskiem w obudowie ŁP9. Między obrysem wyrobiska (w części stropowej i ociosowej) a zewnętrznym obrysem odrzwi obudowy, pozostawiono pierwotny odstęp 0,25 m (do wypełnienia przez osiadający górotwór stropowy i wyciskane ociosy), zwany w dalszej części strefą kontaktową. Profil geologiczny skał przedstawionych w modelu obejmuje (od dołu): 1,8 m grubości mułowca ($R_{CL} = 60$ MPa), 2,0 m węgla kamiennego ($R_{CL} = 20$ MPa) oraz 7,2 m iłowca ($R_{CL} = 40$ MPa), gdzie R_{CL} oznacza wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie, badaną w warunkach laboratoryjnych (na próbkach).

Poza cechami sztywności, wytrzymałości, współczynnika tarcia i gęstości, odpowiadającymi wspomnianym skałom karbońskim, do modelu wprowadzono spękania poziome odpowiadające warstwowaniu skał – w stropie bezpośrednim oraz spągu wyrobiska, a także strukturę blokową górotworu w bezpośrednim otoczeniu przekroju wyrobiska, a ponadto – pole grawitacyjne odpowiadające przyspieszeniu ziemskiemu (w całym modelu).

Do wyrobiska wstawiono odrzwia ŁP9V25 – wytestowane statycznie i dynamicznie w odrębnym własnym programie komputerowym – a wykazujące cechy materiałowe stali normowej, obustronną zakładkę 0,6 m i równomiernie rozłożone obustronne siły dociskowe w złączach ciernych. Model górotworu otaczającego wyrobisko na drodze konsolidacji doprowadzono do makroporowatości 7,5%, co

odpowiada skałom zwięzłym niespękanym. Całość modelu obejmowała około 8200 elementów strukturalnych.

3. STATYCZNO-DYNAMICZNE OBCIĄŻENIE MODELU

Omówiony pokrótce model, obciążano kilkaset razy w celu otrzymania reakcji zarówno górotworu, jak i obudowy oraz zarejestrowania jej na wykresach. Obciążanie to powodowało każdorazowo trzyetapową reakcję, a mianowicie:

1. Osiadanie górotworu stropowego i dociśnięcie ociosów (wymuszeniem małej i stałej prędkości przemieszczenia górnej krawędzi modelu – odpowiadającym naciskowi warstw skalnych wyżej leżących – do czasu całkowitego wypełnienia strefy kontaktu).
2. Obciążenie statyczne (sposobem j.w.) realizowane w okresie zależnym od potrzeb rejestrowanego procesu.
3. Obciążenie dynamiczne (realizowane równomiernie rozłożoną i skierowaną ku dołowi siłą pionową, przyłożoną do cząstek całej górnej strefy modelu przez około 100 ms, następnie całkowite wyzerowanie tej siły). Wielkość siły odpowiadała masie pięciometrowej grubości warstwy skalnej nagle obciążającej (bez udaru) górną warstwę modelu.

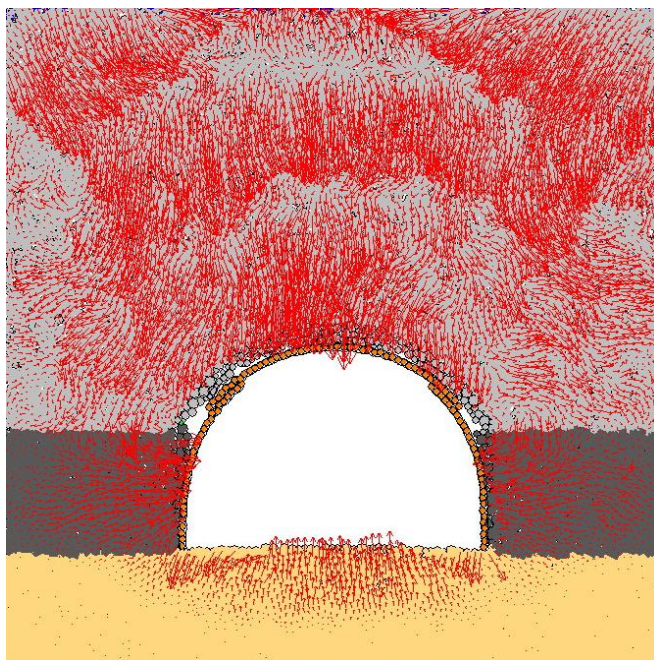
W czasie wielokrotnych badań modelu, podanym wyżej sposobem, stwierdzono całkowitą powtarzalność zjawisk w poszczególnych strefach i punktach modelu – do trzeciego miejsca po przecinku – rejestrowanych wartości. Dotyczyło to oczywiście identycznej procedury wymuszeniowej na modelu. Wielokrotność obciążania modelu była konieczna ze względu na jeden istniejący kanał rejestracyjny dostępny w programie obliczeniowym, co wymuszało odrębne uruchamianie pełnego przebiegu programu w celu uzyskania wykresu pełnego przebiegu danego parametru w jednym punkcie modelu (lub w jednym uśredniającym wynik kręgu pomiarowym).

4. POLE PRĘDKOŚCI PRZEMIESZCZENIA SKAŁ

Jakościowo-ilościowy obraz pola prędkości przemieszczeń jest możliwy do zapisania bezpośrednio na obrazie modelu w postaci strzałek barwnych, których kierunek wskazuje na trajektorię danej cząstki górotworu (nawet tkwiącej w strukturze blokowej), zaś długość jest proporcjonalna do prędkości przemieszczenia tej cząstki.

Model w momencie wejścia fali wstrząsu od strony jego górnej krawędzi przedstawiono na rysunku 1. Wynika z niego falisty charakter ruchu cząstek (fala zgęszczeniowo-rozgaźczeniowa) oraz reakcja (mały ruch ku górze) w środkowej partii rejonu górnej krawędzi. To ostatnie zjawisko można uważać za odchylenie od rzeczywistości górniczej, spowodowane skończoną (i niewielką) wysokością modelu. Na rysunku można stwierdzić ponadto początkową fazę ruchu środkowej części stropu bezpośrednio nad stropnicą oraz ruch spągu (ku górze) i ociosów węglowych – ku wyrobisku. Już na tym etapie dała zauważyć się drobna asymetria przemieszczeń pionowych (stropu) oraz poziomych (ociosu), polegająca na większej liczbie cząstek

będących w ruchu po lewej stronie modelu. Może to być związane z większym zsuwem odrzwi po tej stronie (0,24 m) w porównaniu z prawą stroną (0,12 m).



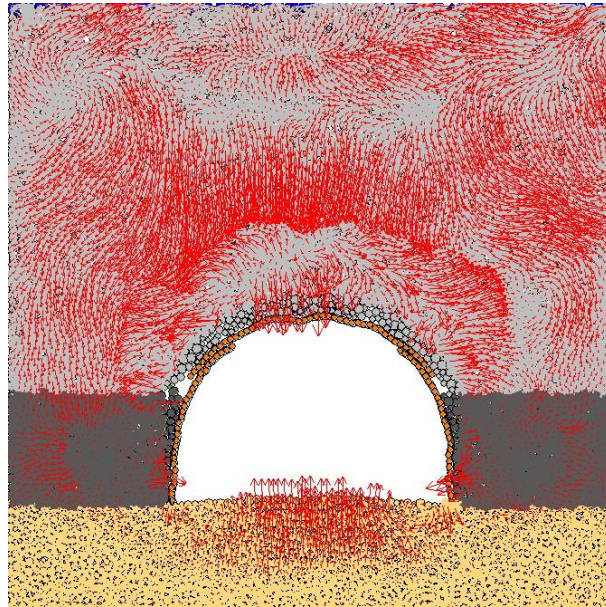
Rys. 1. Widok modelu (11×11×1 m) w momencie wejścia fali wstrząsu stropowego

Fig. 1. View of model (11×11×1 m) at the moment of roof tremor wave entry

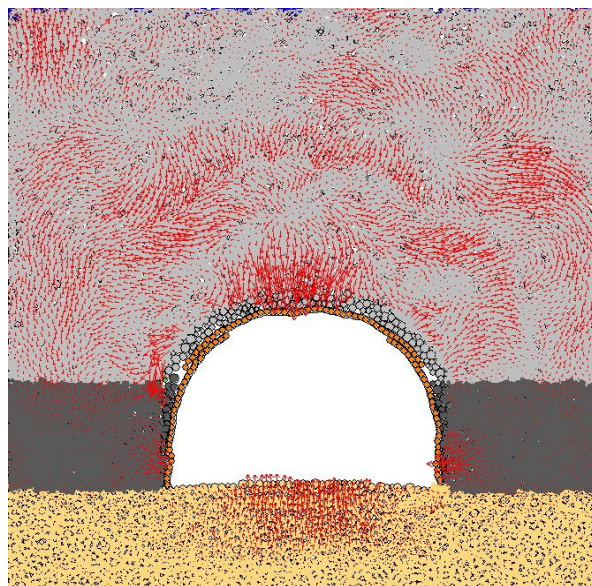
Należy zauważyć, że w tej fazie procesu deformacji modelu po wstrząsie elementy odrzwi zachowują właściwości sprężyste, zaś cząstki spągu znajdujące się pod stopami łuków ociosowych oraz ich najbliższe sąsiedztwo przemieszczają się minimalnie, lecz z dużą prędkością – ku dołowi.

Na rysunku 2 przedstawiono prędkość przemieszczenia cząstek górotworu po około 100 ms od chwili wejścia fali wstrząsu stropowego. Można na nim zauważyć powstanie w górotworze stropowym fali odbitej od górnej części obrysu wyrobiska i podążającej ku górze. Fala ta zderzyła się z podążającą ku dołowi kolejną fazą fali zgęszczeniowej – w wyniku czego na wysokości około 1,5 m nad stropnicą powstało chwilowe dynamiczne sklepienie sił. Wzrósł zsuw u odrzwi w złączach (do ok. 0,48 m w lewym i ok. 0,24 m w prawym), zaś w stropnicy i prawym łuku ociosowym wystąpiły drobne deformacje o charakterze plastycznym. Zarejestrowano również gwałtowny ruch dolnej części prawego ociosu ku wyrobisku i poszerzenie się strefy osiowego obciążenia stropnicy. O prawidłowej pracy odrzwi w tej fazie świadczy ciągły nacisk stóp łuków ociosowych na spąg, wyrażający się ruchem cząstek spągu w tych obszarach – ku dołowi. Na podkreślenie zasługuje również znaczny spadek sił kontaktowych (łańcuchy sił kontaktowych w barwach lokalnie występujących skał pokrywają cały model) w stosunku do sytuacji przedstawionej na rysunku 1, świadczący o ogólnym osłabieniu spągu – czego wyrazem jest wzrost powierzchni obszaru

spągu objętego ruchem wypiętrzającym. Podobne zjawisko zachodzi w ociosach, gdzie strefa intensywnego ruchu przesuwa się na obszar położony około 2 m w głębi ociosów.



Rys. 2. Widok modelu po upływie około 100 ms od wejścia fali wstrząsu stropowego
Fig. 2. View of model after the passage of about 100 ms from the roof tremor wave entry



Rys. 3. Widok modelu po upływie około 300 ms od wejścia fali wstrząsu stropowego
Fig. 3. View of model after the passage of about 300 ms from the roof tremor wave entry

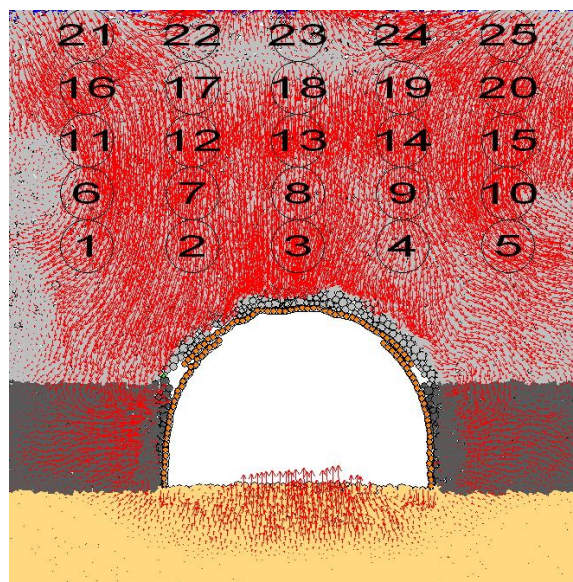
Na rysunku 3 przedstawiono końcową fazę oddziaływania wstrząsu na górotwór otaczający wyrobisko, która ma miejsce w modelu około 300 ms po wejściu fali wstrząsu stropowego. Na rysunku widać ogólny spadek intensywności ruchu cząstek górotworu, z zachowaniem obciążenia środkowej partii stropnicy i dalszy przyrost odkształceń plastycznych w elementach odrzwi. Całkowity zsuw lewego złącza w tej fazie wynosił 0,6 m, zaś prawego – 0,4 m.

5. SYSTEM POMIAROWY PARAMETRÓW DYNAMICZNEGO WYŁĘŻENIA GÓROTWORU

Pomiary i rejestracja parametrów wyłężenia górotworu w omawianym modelu obejmowały wiele specyficznych wielkości dla zjawisk dynamicznych. Różnią się one charakterem od parametrów wyłężenia statycznego, które – najogólniej ujmując – obejmują stosunek wielkości naprężeń maksymalnych do naprężeń krytycznych, w danym stanie naprężenia. W czasie pełnego cyklu badania modelu rejestrowano:

- ogólne pole prędkości i kierunek przemieszczeń dynamicznych cząstek górotworu (co omówiono powyżej),
- chwilowe maksymalne naprężenia dynamiczne w wybranych 25 punktach górotworu stropowego,
- chwilowy rozkład uśrednionego parametru SF (*Sliding Fraction*) w 25 strefach ograniczonych kręgami pomiarowymi,
- chwilowy rozkład uśrednionej makroporowatości górotworu w 25 strefach ograniczonych kręgami pomiarowymi,
- chwilowy rozkład gradientu prędkości ruchu pionowego i poziomego cząstek w liniowym profilu pionowym nad środkiem wyrobiska (24 punkty pomiarowe),
- ogólne zmiany energii kinetycznej całego wycinka górotworu (modelu).

Układ kręgów pomiarowych na modelu pokazano na rysunku 4. Punkty pomiarowe były usytuowane w centrach poszczególnych kręgów pomiarowych. Różne podejście do pomiarów (punkty lub kręgi) poszczególnych rejestrowanych parametrów wynikały z konieczności uśredniania niektórych wartości (stąd kręgi pomiarowe), jak również z możliwości i ograniczeń programistycznych. Można dodać, że w momencie tworzenia (generowania) cząstek modelu, każda z nich otrzymuje swój stały numer identyfikacyjny. Po procesie konsolidacji można wyznaczyć (wg współrzędnych) punkty, w których będzie prowadzona rejestracja poszczególnych parametrów. Program PFC, według wskazanych współrzędnych, odszukuje odpowiednie numery identyfikacyjne najbliższych podanych współrzędnych cząstek (wg ich geometrycznego środka), a następnie rejestruje przebieg danego parametru – w odniesieniu do wytypowanej cząstki modelu – w całym zaprogramowanym do rejestracji przedziale cykli obliczeniowych (pomimo niejednokrotnej zmiany położenia wytypowanej cząstki).



Rys. 4. Usytuowanie na modelu kręgów pomiarowych parametrów pola wyężenia

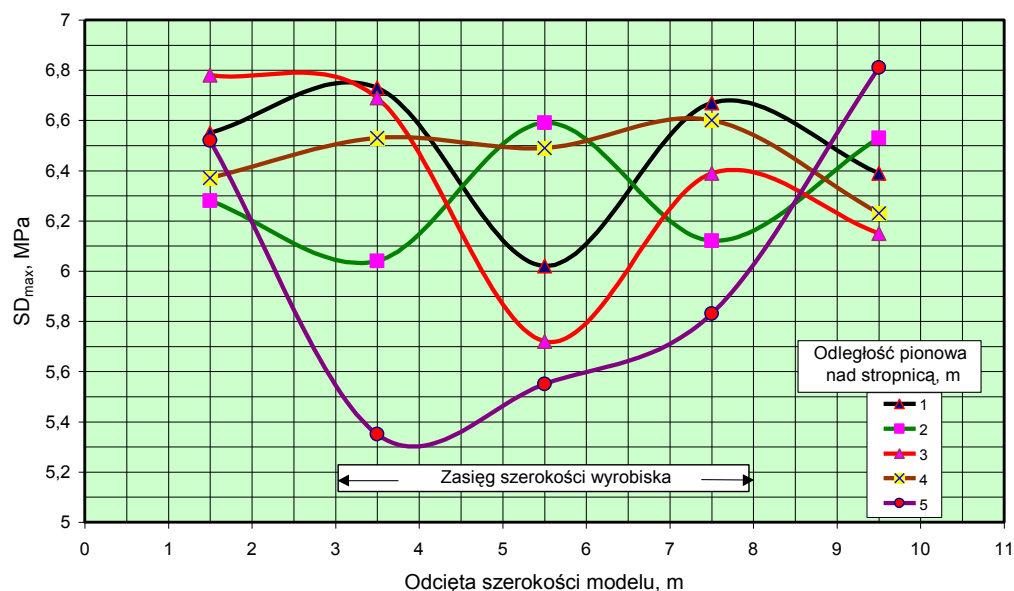
Fig. 4. Placement on the model of measurement circles of effort field parameters

6. POLE DYNAMICZNYCH NAPRĘŻEŃ MAKSYMALNYCH

Dynamiczne naprężenia maksymalne w poszczególnych punktach określano z wykresów naprężeń składowych w kierunkach x oraz y (poziome i pionowe), wykonanych dla poszczególnych punktów, a następnie obliczano ich wypadkowe w płaszczyźnie modelu. Wykres tych naprężeń w stropie, w chwili około 100 ms po wejściu wstrząsu, pokazano na rysunku 5, gdzie poziomy wymiar wykresu odpowiada szerokości modelu, zaś poszczególne krzywe dotyczą odpowiednich poziomów nad górnym punktem stropnicy. Tak więc na przykład krzywa nr 1 dotyczy wysokości 1 m nad poziomem strzałki stropnicy (w jej początkowym położeniu) i oparta jest na wielkościach naprężenia zarejestrowanych w punktach nr 1, 2, 3, 4 i 5 itd. (rys. 4).

Z przedstawionego na rysunku 5 wykresu można wyciągnąć następujące wnioski, dotyczące rozkładu (pola) maksymalnych chwilowych naprężeń dynamicznych w górotworze stropowym badanego modelu:

- pomierzone wielkości naprężeń maksymalnych zawierają się w przedziale 5–7 MPa,
- największe i jednolite wielkości naprężeń sytuują się nad calizną węglową (punkty o współrzędnej x wynoszącej 1,5 oraz 9,5 m),
- nad osią podłużną wyrobiska ($x = 5,5$ m) największy przyrost naprężenia zaobserwowano na wysokości 2,0 m nad stropnicą, natomiast spadek – na wysokości 1 m i 3 m nad stropnicą,
- najmniejsze wartości naprężenia stwierdzono w górnej części modelu, w obrębie współrzędnej $x = 3$ –8 m, co świadczy o chwilowym odprężeniu tego poziomu górotworu po przejściu w dół fali zgęszczeniowej.



Rys. 5. Rozkład maksymalnych chwilowych naprężeń dynamicznych w stropie około 100 ms po wstrząsie górotworu ($E_k = 3 \times 10^5$ J)

Fig. 5. Distribution of maximum temporary dynamic stresses in the roof about 100 ms after the rock mass tremor ($E_k = 3 \times 10^5$ J)

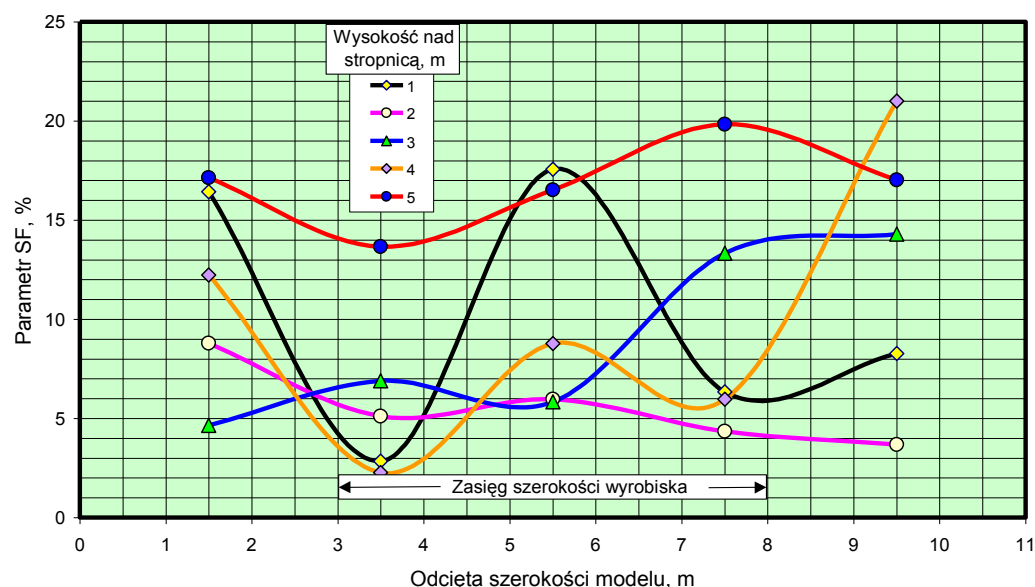
Można stwierdzić, że istnienie i wymiary wyrobiska wpływają w znacznym stopniu na wielkość naprężeń dynamicznych w skałach stropowych. Zaznacza się przy tym falowy charakter zmiany naprężeń w pionie. Przypuszczalnie, w chwili wykonania rejestracji poziomy w przybliżeniu front fali zgęszczeniowej, spowodowanej wstrząsem, znajdował się na wysokości około 2 m nad wyrobiskiem.

7. POLE INTENSYWNOŚCI RUCHÓW POŚLIZGOWYCH (PARAMETR SF)

Parametr SF (*Sliding Fraction*) był rejestrowany w modelu jako wielkość średnia każdego z jednometrowej średnicy kręgów pomiarowych (rys. 4). Oznacza on procentowy udział tych cząstek w badanym kręgu, które biorą w danej chwili udział w przemieszczeniach o charakterze poślizgowym. Charakteryzuje on więc znaczne międzycząstkowe przemieszczenia względne – co jest wyrazem odkształcenia postaciowego badanego ośrodka i stopnia jego wyężenia. Rozkład przestrzenny chwilowych wartości SF pokazano na rysunku 6.

Z rysunku tego można wyciągnąć następujące wnioski:

- wielkość SF zmieniała się w modelu (część stropowa) w granicach od 2 do 21%,
- poziom największego i jednolitego udziału ruchów poślizgowych (14–20%) jest położony na wysokości 5 m nad stropnicą, co można tłumaczyć reakcją górnego pasa modelu na krótkie liniowe obciążenia dynamiczne,



Rys. 6. Rozkład przestrzenny chwilowych wartości parametru SF w stropie około 100 ms po wstrząsie górotworu
Fig. 6. Spatial distribution of temporary SF parameter values in the roof about 100 ms after the rock mass tremor

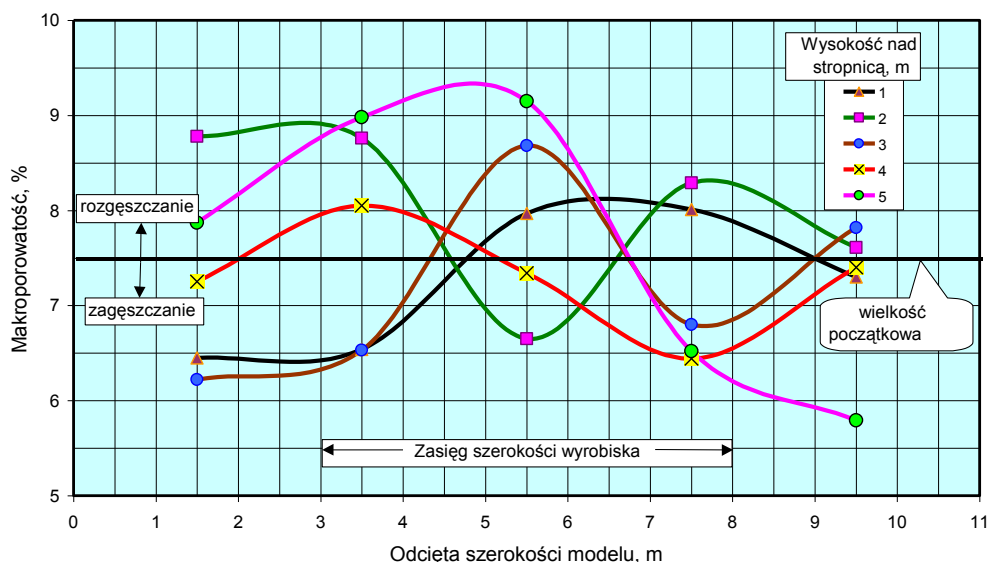
- najmniejsze udziały ruchów poślizgowych występują (w obrębie szerokości wyrobiska) w środkowym pasie wysokości modelu (2–4 m nad wyrobiskiem),
- największe zróżnicowanie SF występuje na wysokości około 1 m nad wyrobiskiem, z tym, że maksymalne wielkości (17,5%) występują nad osią podłużną wyrobiska.

8. POLE ZMIAN CHWILOWEJ MAKROPOROWATOŚCI GÓROTWORU STROPOWEGO

Makroporowatość modelowego górotworu stropowego mierzono w obrębie każdego z 25 kręgów pomiarowych (rys. 4). Należy przypomnieć, że średnia makroporowatość modelu nadana mu w czasie konsolidacji wynosiła 7,5% – co mieści się w przedziale pierwotnej naturalnej porowatości górotworu karbońskiego. Tak więc zmierzone różnice w stosunku do wymienionej wielkości można rozpatrywać obszarowo jako strefy chwilowego zagęszczenia lub rozrzedzenia górotworu stropowego. W drugim z wymienionych przypadków (rozrzedzenie) oznacza to całkowite lub częściowe zerwanie więzów międzycząstkowych górotworu – ze względu ma bardzo małą odporność skał na odkształcenia rozciągające – czyli powstanie w górotworze strefy spękanej (nieciągłej). Obraz zmian makroporowatości w modelu po wstrząsie górotworu pokazano na rysunku 7. Z rysunku tego wynikają następujące główne wnioski:

- wymuszone wstrząsem zmiany makroporowatości nie przekraczają 2% – zarówno po stronie rozrzedzenia, jak i zagęszczenia,

- zwraca uwagę asymetria pozioma omawianych zmian, szczególnie na poziomach 1 i 5 m nad wyrobiskiem, czyli na poziomie największego oraz najmniejszego oddziaływania wstrząsu,
- najbardziej regularne i symetryczne wpływy wstrząsu stwierdzono na wysokości 2 i 3 m nad obudową, z tym, że na wysokości 2 m nad osią wyrobiska było to zagęszczenie, zaś na wysokości 3 m – rozrzedzenie górotworu.



Rys. 7. Rozkład przestrzenny chwilowej makroporowatości skał stropowych około 100 ms po wstrząsie górotworu

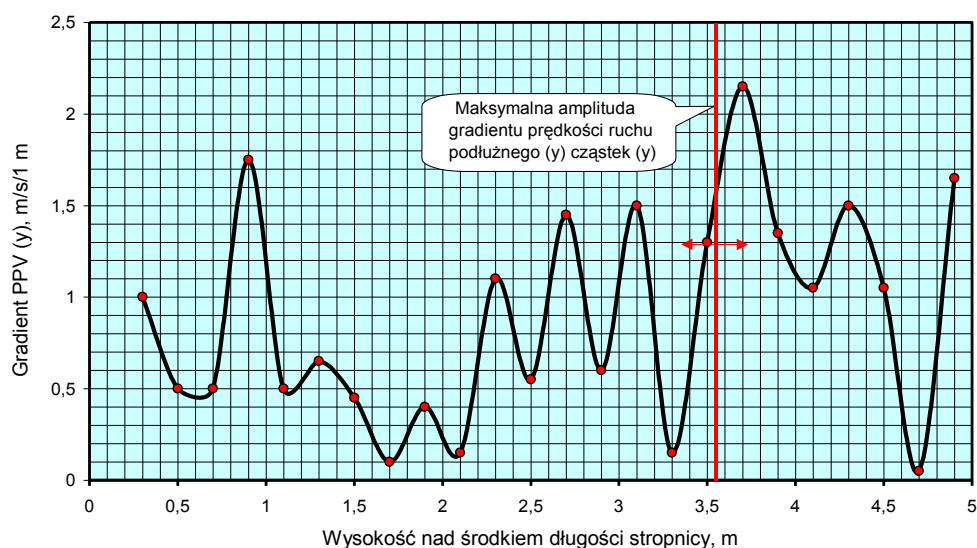
Fig. 7. Spatial distribution of temporary macroporosity of roof strata about 100 ms after the rock mass tremor

9. GRADIENT PRĘDKOŚCI RUCHU PODŁUŻNEGO I POPRZECZNEGO

W przypadku brył złożonych z ośrodków stałych, w całości będących w ruchu lub w całości poddanych oddziaływaniom zewnętrznym, kryterium prędkościowe stanu wyężenia – stosowane z powodzeniem dla większych obszarów górotworu (Kidybiński 1999) – wydaje się nie mieć zastosowania. Istotą wyężenia w tym przypadku mogą być natomiast ściśle lokalne **różnice** przemieszczeń, a zwłaszcza różnice prędkości tych przemieszczeń, one bowiem powodują największe chwilowe spiętrzenia lokalnych naprężeń generujących powstawanie pęknięć.

Mając to na uwadze w pionowym środkowym przekroju części stropowej modelowanego górotworu założono zagęszczony ciąg punktów pomiarowych i rejestrowano w nich występujące w czasie wstrząsu gradienty prędkości ruchu podłużnego cząstek (zgodnego z kierunkiem rozprzestrzeniania się fali podłużnej) i oddzielnie – poprzecznego ruchu cząstek (prostopadłego do tego kierunku) (rys. 8 i 9). Na obu rysunkach jest wyraźnie uwidoczniona zmienna amplituda skokowo zmieniających się wartości gradientu PPV (*Peak Particle Velocity*), z tym, że ruchy o amplitudzie maksymalnej w pierwszym przypadku sytuują się na wysokości około 3,5 m nad

wyrobiskiem, w drugim zaś – na wysokości około 1,5 m nad wyrobiskiem. Oznacza to, że największa jednostkowa energia powodująca uszkodzenie górotworu stropowego, wydziela się na wymienionych poziomach nad wyrobiskiem. Jeśli – co bardzo prawdopodobne – pionowo przemieszczająca się podłużna fala zgęszczeniowo-rozgęszczeniowa niesie ze sobą głównie energię powodującą rozwarstwienie skał stropowych, zaś fala poprzeczna – poziome siły dezintegrujące górotwór w tym kierunku, to można stwierdzić, że wymienione wyżej poziomy nad wyrobiskiem korytarzowym mają decydujące znaczenie w uszkodzaniu lub niszczeniu skalnego stropu wyrobiska w czasie stropowego wstrząsu górotworu. Dla szerokości wyrobiska wynoszącej około 5 m masa skał odniesiona do szerokości wyrobiska i poziomu 1,5 m nad obudową wynosi około 20 ton, zaś poziomu 3,5 m – około 45 ton. Odpowiada to maksymalnym siłom statycznego, chwilowego obciążenia pionowego wynoszącym odpowiednio 200 oraz 450 kN. Wartości te w przypadku przybliżonej interpretacji dynamicznej powinny być odnoszone do konkretnej energii kinetycznej wstrząsu stropowego (patrz p. 10).

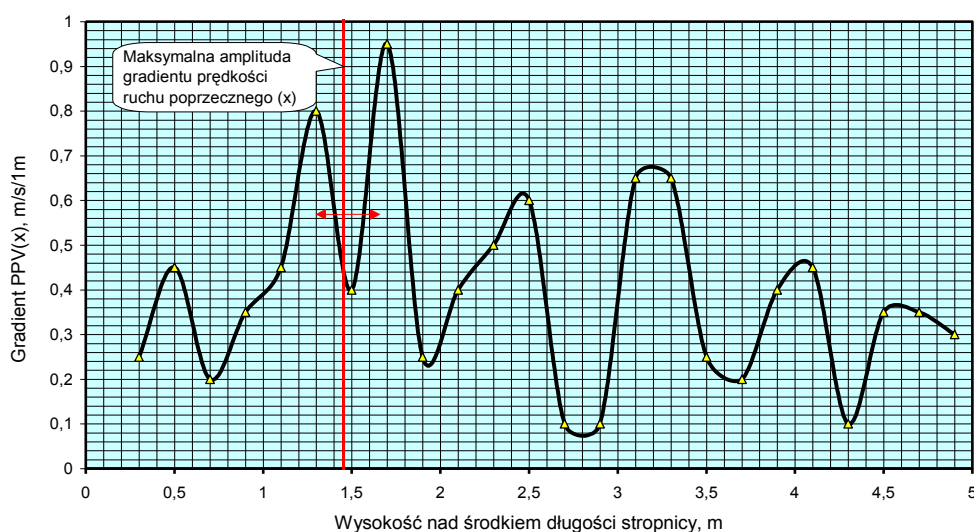


Rys. 8. Rozkład gradientu prędkości ruchu podłużnego (y) cząstek skał stropowych około 0,1 s po wstrząsie górotworu (pionowy przekrój osiowy)

Fig. 8. Distribution of the velocity gradient of longitudinal movement (y) of roof strata particles about 0.1 s after the rock mass tremor (vertical axial section)

Majcherczyk i współautorzy (2007) w publikacji będącej podsumowaniem długotrwałych pomiarów i obserwacji ekstensometrycznych i endoskopowych w otworach wiertniczych, wykonanych w stropach wyrobisk korytarzowych kopalni węgla, napisali: „Przeprowadzone pomiary wykazują, że warstwy takie (tzn. odspojone od masywu – przyp. autora) mają najczęściej grubość 1,5–3,5 m i mogą pracować niezależnie od innych pakietów skalnych...”. Cytowany fragment świadczy o zgodności wyników dynamicznego modelowania z wynikami pomiarów rozwar-

stwień górotworu stropowego, będących zapewne wynikiem zarówno ruchów statycznych, jak i sumy uprzednich oddziaływań dynamicznych na strop.



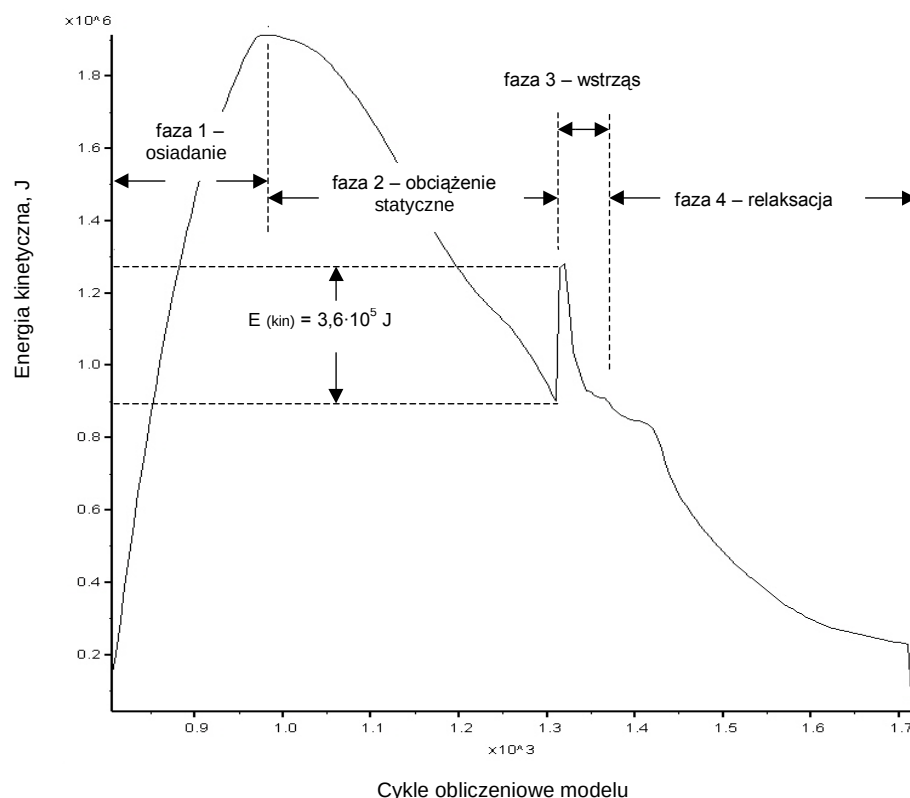
Rys. 9. Rozkład gradientu prędkości ruchu poprzecznego (x) cząstek skał stropowych około 100 ms po wstrząsie górotworu (pionowy przekrój osiowy)

Fig. 9. Distribution of the velocity gradient of transverse movement (x) of roof strata particles about 100 ms after the rock mass tremor (vertical axial section)

10. ENERGIA KINETYCZNA PRZEMIESZCZEŃ GÓROTWORU

Rozważania na temat statycznych, a zwłaszcza dynamicznych obciążeń obudowy wyrobisk korytarzowych przez otaczający górotwór powinny mieć odniesienie do energii kinetycznej zaistniałych wstrząsów. Jest ona stosunkowo łatwa do oszacowania w przypadku modelowego obciążenia udarem masy, bowiem jest ona proporcjonalna do wielkości masy udarowej oraz kwadratu prędkości przemieszczenia tej masy. W przypadku natomiast krótkiego w czasie impulsu siły równomiernie rozłożonej na górnych cząstkach rozpatrywanego górotworu stropowego (co ma miejsce w omawianym trybie modelowania) – ocena energii kinetycznej może być jedynie przybliżona. Dla omawianego modelu została ona przez autora oceniona analitycznie na około $2,3 \cdot 10^5$ J.

W celu sprawdzenia tej wielkości zaprogramowano i zrealizowano – w pełnym cyklu obciążenia modelu – rejestrację całkowitej jego energii kinetycznej (rys. 10). Składa się ona – w początkowym okresie – z dużej lecz spokojnie wydzielanej, a następnie rozpraszanej – energii osiadania górotworu na obudowie (wypełniania przez odłamki i bryły skalne strefy kontaktu obudowa/górotwór) – faza 1 i 2, następnie – krótkiego impulsu energii wstrząsu – faza 3, zaś w końcu – spokojnego rozpraszania energii po wstrząsie – faza 4.



Rys. 10. Wykres przebiegu wydzielania się sumarycznej energii kinetycznej w czasie obciążania modelu

Fig. 10. Diagram of the run of summary kinetic energy release during model loading

Ocena energii kinetycznej tą drogą dała wynik $3,6 \cdot 10^5 \text{ J}$. Uśredniając obie wartości energii można stwierdzić, że w przypadku każdego z realizowanych na omawianym modelu wstrząsów wynosiła średnio $3 \cdot 10^5 \text{ J}$. Należy także wspomnieć, że energia kinetyczna wstrząsu w obrębie bliskiego otoczenia wyrobiska jest czymś odmiennym od energii sejsmicznej wstrząsu w jego ognisku (Dubieński, Mutke, Barański 2006; Lurka, Stec 2006) bądź energii sejsmoakustycznej, pochodzącej ze zniszczenia więzów między dyskami modelu realizowanego w kodzie PFC (Hazzard, Young 2004).

WNIOSKI

Modele cząstkowe górotworu otaczającego wyrobisko (w kodzie PFC) mogą być wykorzystywane do realistycznego – zdaniem autora – prognozowania parametrów pola dynamicznego wyężenia górotworu otaczającego wyrobisko korytarzowe, a co z tego wynika – również dynamicznego obciążenia obudowy tego wyrobiska. Modele te bowiem są faktycznie realizowane w skali 1:1, z dużą dokładnością obliczeniową, mogą w pełni uwzględniać elementy podporności i podatności wybranego typu

obudowy (oraz materiału, z którego jest ona wykonana), jej geometrię, a także początkowy stan dezintegracji górotworu w jej otoczeniu.

Zrealizowane badania wykazały, że cykl głównych przemieszczeń górotworu zalegającego nad wyrobiskiem – po wstrząsie o energii kinetycznej około $3 \cdot 10^5$ J (przyłożonym w czasie ok. 100 ms) trwa około 400–500 ms. W tym czasie (do 0,5 s) naprężenia dodatkowe w skałach stropowych oscylują w przedziale 5–7 MPa, 2–21% objętości skał stropowych jest poddawanych ruchom poślizgowym, wymuszone zmiany makroporowatości górotworu stropowego osiągają $\pm 2\%$ w stosunku do średniej początkowej (w tym przypadku 7,5%), zaś amplituda gradientów prędkości ruchów cząstek skał wykazuje istnienie w stropie wyrobiska dwóch wyraźnych poziomów dezintegracji – na wysokości około 1,5 oraz 3,5 m nad wyrobiskiem. Otrzymane wykresy całkowitej energii kinetycznej modelu w pełnym cyklu obciążenia wskazują, że uszkodzenie skał stropowych nie zależy od sumarycznej energii kinetycznej lecz od gradientu jej przyrostu oraz spadku – w czasie.

Literatura

1. Cundall P.A. (1971): *Computer model for simulating progressive large scale movements in blocky rock systems*. Proc. Symp. ISRM, Vol. 1 (ref. II–8). Nancy.
2. Dubiński J., Konopko W. (2000): *Tapania, ocena, prognoza, zwalczanie*. Katowice, GIG.
3. Dubiński J., Mutke G., Barański A. (2006): *Nowe kryteria empirycznej oceny wpływu wstrząsów górniczych na powierzchnię w rejonie kopalń rybnickich*. XIII Międzyn. Konf. Nauk.-Techn. nt. Górnicze Zagrożenia Naturalne. Katowice, GIG, s. 38–51.
4. Hazzard J.F., Young R.P. (2004): *Dynamic modelling of induced seismicity*. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 41, s. 1365–1376.
5. ITASCA (2004): *PFC2D Particle Flow Code in 2 Dimensions*. Theory and Background, Minneapolis.
6. Kidybiński A. (1999): *Kryteria uszkodzenia lub zniszczenia wyrobisk korytarzowych i komorowych wskutek wstrząsów*. Bezpieczeństwo i Ochrona Pracy w Górnictwie nr 5.
7. Lurka A., Stec K. (2006): *Określenie radiacji drgań sejsmicznych na podstawie parametrów ogniska wstrząsu określonego metodą tensora momentu sejsmicznego*. XIII Międzyn. Konf. Nauk.-Techn. nt. Górnicze Zagrożenia Naturalne. Katowice, GIG, s. 202–208.
8. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z. (2007): *Badania in situ dla oceny wpływu czasu na zasięg strefy spekań oraz rozwarstwienie skał stropowych w wybranych wyrobiskach korytarzowych*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN s. 731–740.
9. Patyondy D.O., Cundall P.A. (2004): *A bonded-particle model for rock*. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 41.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Władysław Konopko

Zdzisław Dyduch, Blandyna Majcher-Morawiec

**OZNACZANIE PRĘDKOŚCI SPALANIA
W MIESZANINACH PYŁOWO-POWIETRZNYCH
Z WYKORZYSTANIEM MODELU WYBUCHU
W ZAMKNIĘTEJ OBJĘTOŚCI**

Streszczenie

W artykule przedstawiono wyniki oznaczania laminarnej szybkości spalania deflagacyjnego mieszanin pyłowo-powietrznych metodą pozwalającą na rutynowe wykonywanie tego typu oznaczeń. Po raz pierwszy metoda ta została zastosowana przez Dahoe'a (2000). Polega ona na wykorzystaniu pomiarów zmian ciśnienia w czasie wybuchu mieszaniny pyłowo-powietrznej w zamkniętej, sferycznej objętości oraz modelu wybuchu opracowanego z uwzględnieniem zasad zachowania masy, pędu i energii w ujęciu całkowym. Dopasowanie parametrów modelu do zmierzonych zmian ciśnienia pozwala na wyznaczenie laminarnej szybkości spalania w mieszaninie pyłowo-powietrznej. W artykule przedstawiono wyniki oznaczeń laminarnych szybkości spalania dwóch pyłów: lycopodium i skrobi kukurydzianej.

**Determination of the laminar burning velocity of dust-air mixtures by applying
the model of dust explosion in as closed vessel**

Abstract

The article describes the method of determining the laminar burning velocity of dust-air mixtures by use of experimental data from standardized tests. For the first time the method was applied by Dahoe (2000). Data on pressure development in a closed, spherical vessel were used as an input to the integral balance model of dust explosion. Pressure history predicted by the model was fitted to the experimental data with the laminar burning velocity as the model's parameter. The article presents the results obtained for two dusts: lycopodium and maize starch.

WPROWADZENIE

Właściwy wybór sposobu zwalczania wybuchu pyłu wymaga informacji o przebiegu tego zjawiska w konkretnej instalacji przemysłowej. Do tej pory podstawowym sposobem ich uzyskiwania były badania. Mimo, że znaczenie badań jest bezsporne, to sposób ten ma również pewne ograniczenia. Należą do nich wysoki koszt i ograniczenie stosowalności wyników do ściśle określonych warunków, narzuconych przez parametry urządzenia badawczego. Uzupełnieniem badań są ostatnio coraz częściej stosowane symulacje numeryczne zjawiska wybuchu mieszaniny pyłowo-powietrznej.

Od pewnego czasu obserwuje się bardzo szybki rozwój metod modelowania zjawisk przepływu płynów (CFD – *Computational Fluid Dynamics*), związany z ciągle wzrastającym rozszerzaniem się mocy obliczeniowej nowych komputerów. Równocześnie, metody CFD są także systematycznie rozwijane. Powstają nowe, bardzo szybkie i dokładne schematy numeryczne, całkujące podstawowe równania z zakresu

mechaniki płynów. Tendencje te umożliwiły znaczący postęp w dziedzinie modelowania numerycznego wybuchów gazu i pyłu. Powstaje obecnie nowa generacja modeli wybuchów. Do przeprowadzania symulacji numerycznych z wykorzystaniem tych modeli można już stosować komputery typu „silna stacja robocza” (*workstation*), co wydatnie przyczynia się do upowszechniania symulacji numerycznych w badaniach i zastosowaniach praktycznych. Do tej pory wykonano niewiele prób modelowania wybuchów pyłu ze spalaniem deflagacyjnym, podczas kiedy właśnie ten rodzaj wybuchów jest najbardziej interesujący z uwagi na bezpieczeństwo pożarowo-wybuchowe instalacji przemysłowych, ponieważ stanowi on największe ich zagrożenie.

Przyczyny takiego stanu rzeczy należy upatrywać między innymi w dużej złożoności zjawiska deflagacyjnego wybuchu mieszaniny pyłowo-powietrznej. Jedną z podstawowych trudności w modelowaniu tego zjawiska jest właściwy opis przebiegu wydzielania energii cieplnej w czasie przemiany chemicznej mieszaniny palnej na produkty spalania. Obecnie stosuje się modele bazujące na uproszczonym opisie propagacji frontu płomienia, uwzględniające pewną grupę zjawisk mających wpływ na szybkość spalania. Tak jak w przypadku modeli dla mieszanin gazowych, własności materiału palnego próbuje uwzględniać się przez pojęcie laminarnej szybkości spalania mieszaniny pyłowo-powietrznej, której wartość zależy od własności pyłu, nie zależy natomiast od warunków panujących w miejscu wybuchu. W ten sposób próbuje się oddzielić wpływ własności materiału palnego od pozostałych czynników decydujących o szybkości wydzielania energii w reakcji spalania.

W artykule przedstawiono wyniki oznaczania laminarnej szybkości spalania deflagacyjnego w mieszaninach pyłowo-powietrznych z wykorzystaniem metody pozwalającej na rutynowe wykonywanie tego typu oznaczeń. Po raz pierwszy metoda ta została zastosowana przez Dahoe’a (2000). Polega ona na pomiarach zmian ciśnienia w czasie wybuchu mieszaniny pyłowo-powietrznej w zamkniętej sferycznej objętości oraz na zastosowaniu modelu wybuchu opracowanego z uwzględnieniem zasad zachowania masy, pędu i energii w ujęciu całkowym. Dopasowanie parametrów modelu do zmierzonych zmian ciśnienia pozwala na wyznaczenie laminarnej szybkości spalania mieszaniny pyłowo-powietrznej. W artykule przedstawiono wyniki oznaczeń laminarnych szybkości spalania dwóch pyłów: lycopodium i skrobi kukurydzianej. Powszechnie znane własności pyłu lycopodium sprawiają, że został on potraktowany jako w pewnym sensie pył odniesienia. W literaturze można też znaleźć informacje na temat laminarnej szybkości spalania pyłu skrobi kukurydzianej.

1. LAMINARNA SZYBKOŚĆ SPALANIA MIESZANIN PYŁOWO-POWIETRZNYCH

Stosowanie pojęcia laminarnej szybkości spalania w odniesieniu do mieszanin pyłowo-powietrznych budzi pewne kontrowersje. W przypadku mieszanin gazowych laminarna szybkość spalania jest fizyczną własnością mieszaniny, podobną na przykład do lepkości płynu. Podobnie jak lepkość, laminarna szybkość spalania mieszaniny gazów palnych zależy od składu chemicznego mieszaniny, struktury

molekularnej składników, temperatury i ciśnienia. Zależy ona także od lokalnych gradientów prędkości, analogicznie jak w przypadku lepkości cieczy nieniu-tonowskich.

Kontrowersje związane z laminarną szybkością spalania mieszanin pyłowo-powietrznych wynikają z trudności z fizyczną interpretacją tej wielkości. Laminarna szybkość spalania jest definiowana jako szybkość przemieszczania się frontu płomienia w kierunku normalnym do jego powierzchni, w stronę niespalonej mieszaniny. Zatem, aby można było mówić o laminarnej szybkości spalania, konieczne jest istnienie ciągłej powierzchni frontu płomienia. Tymczasem, choć w makroskali wybuch mieszaniny pyłowo-powietrznej wydaje się przebiegać w jednorodnej mieszaninie paliwa z utleniaczem, w rzeczywistości ma się do czynienia z pewną liczbą ziaren paliwa znajdujących się w ośrodku ciągłym utleniacza. Można wprawdzie twierdzić, że w przypadku mieszanin gazowych też ma się do czynienia z rozmieszczonymi w przestrzeni dyskretnymi cząstkami – molekułami. W tym jednak przypadku molekuły paliwa i utleniacza są oddalone od siebie zaledwie o kilka rozmiarów samych molekuł. Są to odległości znacznie mniejsze od ich średniej drogi swobodnej i dlatego fizyczne własności mieszaniny, które decydują o wartości laminarnej szybkości spalania, takie jak przewodnictwo cieplne, czy entalpia tworzenia, można rozpatrywać jako wartości lokalnie uśrednione po objętości. W przypadku ziaren paliwa o gęstości rzędu 1000 kg/m^3 i średnicy $15 \text{ }\mu\text{m}$, odległości między ziarnami w mieszaninie o koncentracji 500 g/m^3 wynoszą około $150 \text{ }\mu\text{m}$.

Mechanizm propagacji płomienia w mieszaninie pyłowo-powietrznej nie jest jeszcze dokładnie poznany, istnieje jednak zgoda, że spalanie odgrywa zasadniczą rolę w fazie gazowej produktów odgazowania i pirolizy bądź odparowanego materiału ziarna. Zależnie od relacji między szybkością spalania i szybkością wydzielania produktów lotnych, spalanie może zachodzić w atmosferze otaczającej ziarno lub bezpośrednio na jego powierzchni. Jeżeli spalanie odbywa się bezpośrednio w pobliżu powierzchni ziaren, obszar spalania składa się z pewnej liczby oddzielnie palących się stref nietworzących jednego ciągłego frontu płomienia. W takim przypadku trudno mówić o laminarnej szybkości spalania w zdefiniowanym wyżej sensie. Równocześnie, w przypadku wielu mieszanin pyłowo-powietrznych doświadczalnie stwierdzono, że spalanie przebiegało z wyraźnym ciągłym frontem płomienia.

Pomimo opisanych zastrzeżeń, wykonano dotychczas wiele doświadczeń, w których mierzono laminarną szybkość spalania mieszanin pyłowo-powietrznych. W niektórych przypadkach sens fizyczny wyznaczanych wielkości był wątpliwy, jednak ich znajomość ułatwiała parametryzację szybkości reakcji, a więc i szybkości wydzielania energii, wpływającej w decydujący sposób na przebieg wybuchu mieszaniny pyłowo-powietrznej. W procesie modelowania takich wybuchów laminarna szybkość spalania określa wpływ własności materiału na przebieg reakcji. Jej znajomość ma zatem podstawowe znaczenie w symulacjach numerycznych wybuchów mieszanin pyłowo-powietrznych.

Pomiar laminarnej szybkości spalania mieszanin pyłowo-powietrznych wiąże się z dość poważnymi trudnościami wynikającymi głównie z problemów związanych z uzyskaniem jednorodnych obłoków pyłu w nieruchomym ośrodku gazowym lub

ośrodka z przepływem laminarnym. Pył tworzy warstwy i występuje w postaci nagromadzeń. Utworzenie jednorodnego obłoku wymaga czynnika powodującego uniesienie pyłu, na przykład podmuchu powietrza. Czynniki takie zaburzają stan fazy gazowej, wprowadzając niepożądaną turbulencję.

Istnieje kilka tradycyjnych metod pomiaru laminarnej szybkości spalania mieszanin pyłowo-powietrznych. Z uwagi na wspomniane wyżej trudności, we wszystkich tych metodach jest wymagane stosowanie dość złożonych urządzeń i/lub specjalistycznej aparatury pomiarowej. Z tego powodu są one wykorzystywane w nielicznych laboratoriach.

Użyteczność symulacji numerycznych wybuchów pyłów jest ściśle związana z łatwym dostępem do niezbędnych danych wejściowych modeli wybuchu, w szczególności laminarnej szybkości spalania mieszanin pyłowo-powietrznych. Specyficzne właściwości pyłów palnych, odróżniające je od gazów palnych, wymagają znajomości tego parametru praktycznie w przypadku każdej mieszaniny, której właściwości wybuchowe mają być ocenione. Z tego powodu tak ważne stają się metody pozwalające na oszacowanie wartości laminarnej szybkości spalania z zastosowaniem powszechnie dostępnych urządzeń badawczych. Do takich metod należą metody, w których są wykorzystywane wyniki pomiarów dokonywanych podczas wybuchów doświadczalnych w zamkniętych komorach.

2. SPOSOBY WYZNACZANIA LAMINARNEJ SZYBKOŚCI SPALANIA

Szybkość spalania mieszaniny pyłowo-powietrznej można również wyznaczyć, wykorzystując informacje o zmianach ciśnienia podczas wybuchu w zamkniętej komorze sferycznej i uśredniając wartości ciepła właściwego spalającej się mieszaniny. W najczęściej stosowanym przybliżeniu zakłada się związek między udziałem masowym produktów spalania i wartością chwilową ciśnienia wybuchu

$$m_b = \frac{P - 1}{P_f - 1} \quad (1)$$

gdzie:

- m_b – udział masowy produktów spalania,
- P – ciśnienie, znormalizowane ciśnieniem początkowym,
- P_f – podobnie znormalizowane ciśnienie końcowe.

Opracowane, na podstawie (1), proste formuły pozwalające na szacowanie prędkości spalania zaproponowali Evans (1992), Eschenbach i Agnew (1958), czy też Manton i współpracownicy (1953). W ich wyniku otrzymuje się bardzo różne, często sprzeczne, oszacowania szybkości spalania. Można je raczej traktować jako zerowe przybliżenie tej wielkości.

Szybkość narastania ciśnienia jest bezpośrednio związana z prędkością spalania, która z kolei jest miarą szybkości reakcji spalania. Łącznie z grubością płomienia natomiast, szybkość spalania pozwala na uwzględnienie w modelowaniu wybuchu

własności mieszaniny pyłowo-powietrznej (ciśnienia i temperatury początkowej, rozdrobnienia, koncentracji, stężenia tlenu itp.), jak również wpływu turbulencji.

Modele opracowane z uwzględnieniem zasad zachowania masy, pędu i energii w ujęciu całkowym pozwalają na przewidywanie zmian ciśnienia podczas wybuchu w zamkniętej objętości. Pierwszy tego typu model został opracowany przez Bradleya i Michesona (1976). Później wielu innych autorów stworzyło podobne modele, na przykład: Nagy i Verakis (1983), Tamanini (1993), czy Bradley i inni (1994). Określenie tego typu modeli wywodzi się z faktu, że ich równania mogą być traktowane jak równania zachowania masy, pędu i energii, uśrednione przez scałkowanie po całej przestrzeni i w ten sposób zamienione na równania różniczkowe zwyczajne. W odróżnieniu od prawa sześciennego, które przewiduje przyrost ciśnienia tylko w jednym momencie, modele te umożliwiają przewidywanie zmian ciśnienia podczas całego wybuchu. Jednym ze sposobów wykorzystania modeli opartych na zasadach zachowania w ujęciu całkowym jest dopasowanie ich równań do zmierzonych doświadczalnie zmian ciśnienia w czasie i wyznaczenie w ten sposób nieznanymi parametrów tych równań, między innymi laminarnej szybkości spalania mieszaniny pyłowo-powietrznej.

2.1. Metoda Dahoe'a

Model zaproponowany przez Dahoe'a (2000) jest klasycznym przykładem modeli bazujących na zasadach zachowania masy, pędu i energii w ujęciu całkowym. Parametrami wejściowymi są ciśnienie początkowe P_0 i maksymalne ciśnienie wybuchu P_e . W czasie wybuchu w przestrzeni wewnętrznej komory doświadczalnej występują trzy strefy: sferyczny obszar centralny, w którym mieszanina jest całkowicie wypalona, strefa płomienia o skończonej grubości δ zawierająca zarówno produkty spalania, jak i niespaloną mieszaninę i obszar zewnętrzny, między frontem płomienia i ścianą komory, zawierający wyłącznie niespaloną mieszaninę. W modelu tym strefa płomienia jest obszarem, w którym, w miarę przemieszczania się od frontu płomienia do wewnętrznej granicy płomienia, następuje stopniowa przemiana całkowicie niespalonej mieszaniny w produkty końcowe spalania. W celu uproszczenia zakłada się, że przemiana ta ma charakter liniowy. W modelu przyjmuje się dodatkowo następujące założenia:

- Dowolna objętość kontrolna oddalona od środka komory o $r = \text{const}$ zawiera wyłącznie niespaloną mieszaninę o udziale masowym $f(r)$ i produkty spalania o udziale masowym $1 - f(r)$. W chwili, kiedy płomień jest w pełni rozwinięty $f(r) = 0$ w obszarze produktów spalania ($r < r_{\text{rear}}$), $f(r)$ jest funkcją liniową r w strefie płomienia ($r_{\text{rear}} \leq r \leq r_{\text{front}}$) i $f(r) = 1$ przed frontem płomienia ($r > r_{\text{front}}$).
- Skład niespalonej mieszaniny, jak i produktów spalania nie zmienia się podczas trwania wybuchu.
- Przemiana niespalonej mieszaniny na produkty spalania następuje w wyniku jednostopniowej reakcji nieodwracalnej, którą można opisać ogólnym wyrażeniem na szybkość reakcji.
- Podczas wybuchu temperatura niespalonej mieszaniny T_u stale wzrasta w wyniku sprężania adiabatycznego.

- Szybkość spalania ma stałą wartość podczas trwania wybuchu.
- Wybuch jest inicjowany punktowym źródłem zapłonu o zanedbywalnie małej energii.

Podstawowym założeniem modelu jest relacja (1), podana przez Lewisa i von Elbego (1987), wiążąca udział masowy produktów spalania z odpowiadającym mu przyrostem ciśnienia. Posługując się tym wyrażeniem można napisać zależność na udział masowy niespalonej mieszaniny w postaci

$$\frac{m_u}{m_{u0}} = \frac{P_e - P}{P_e - P_0} \quad (2)$$

gdzie:

- P_e – maksymalne ciśnienie wybuchu,
- P – ciśnienie chwilowe,
- P_0 – ciśnienie początkowe,
- m_u – masa niespalonej mieszaniny,
- m_{u0} – masa początkowa niespalonej mieszaniny.

Różniczkując tę zależność względem czasu, otrzymuje się

$$\frac{dP}{dt} = - \frac{P_e - P_0}{m_{u0}} \frac{dm_u}{dt} \quad (3)$$

Podczas wybuchu strefa spalania przemieszcza się z prędkością, która jest sumą prędkości ekspansji S_e i prędkości spalania S_u . Ponieważ niespalona mieszanina bezpośrednio przed frontem płomienia porusza się z prędkością S_e , szybkość, z którą dociera do strefy płomienia, jest równa prędkości spalania wziętej ze znakiem minus. Przemiana niespalonej mieszaniny zachodzi wyłącznie w przemieszczającej się strefie płomienia i może być wyrażona w następujący sposób

$$\frac{dm_u}{dt} = \frac{d}{dt} \int_{V_\rho} \rho_u f(r) dV \quad (4)$$

Formalnie f jest funkcją skalarną położenia r i czasu t , a zatem do pochodnej z całki można zastosować formułę Leibniza, co prowadzi do zależności

$$\frac{dm_u}{dt} = \int_{V_\rho} \frac{\partial(\rho_u f(r))}{\partial r} \frac{dr}{dt} dV + \int_{S_\rho} \rho_u f(r) (\vec{v}_s \cdot \vec{n}) dS \quad (5)$$

Przy rozpatrywaniu całej przestrzeni wewnętrznej komory należy brać pod uwagę tylko pierwszy składnik po prawej stronie równania (5), ponieważ strumień niespalonej mieszaniny przechodzący przez granice strefy płomienia nie wpływa na jej całkowitą ilość. Zatem podstawiając relację (5) do zależności (3) otrzymuje się

$$\frac{dP}{dt} = - \frac{P_e - P_0}{m_{u0}} \int_{V_\rho} \frac{\partial(\rho_u f(r))}{\partial r} \frac{dr}{dt} dV \quad (6)$$

Dla obserwatora poruszającego się wraz z frontem płomienia dr/dt jest równe $-S_u$. Uwzględniając to w równaniu (6), otrzymuje się

$$\begin{aligned} \frac{dP}{dt} &= \frac{P_e - P_0}{m_{u0}} \int_{r_{rear}}^{r_{front}} 4\pi r^2 S_u \left[\rho_u \frac{\partial f(r)}{\partial t} + f(r) \frac{\partial \rho_u}{\partial t} \right] dt = \\ &= \frac{P_e - P_0}{m_{u0}} \int_{r_{rear}}^{r_{front}} 4\pi r^2 S_u \frac{\partial f(r)}{\partial t} \left[1 + \frac{\partial \ln \rho_u}{\partial \ln f(r)} \right] dr \end{aligned} \quad (7)$$

Zakładając dodatkowo, że podczas wybuchu następuje sprężenie adiabatyczne

$$\frac{dP}{dt} = \frac{P_e - P_0}{V} \left(\frac{P}{P_0} \right)^{\frac{1}{\gamma}} 4\pi S_u \int_{r_{rear}}^{r_{front}} r^2 \frac{\partial f(r)}{\partial t} \left[1 + \frac{\partial \ln \rho_u}{\partial \ln f(r)} \right] dr \quad (8)$$

Wiadomo, że gęstość niespalonej mieszaniny zmienia się w strefie płomienia w modelu, więc przyjmuje się, że $\partial \ln \rho_u / \partial \ln f(r) = 0$. Przy tym założeniu, po wykonaniu całkowania, otrzymuje się ostateczną postać równania na szybkość narastania ciśnienia

$$\frac{dP}{dt} = \frac{P_e - P_0}{V} \left(\frac{P}{P_0} \right)^{\frac{1}{\gamma}} 4\pi S_u \frac{r_{front}^3 - r_{rear}^3}{3\delta} \quad (9)$$

Równanie to uzupełniają zależności pozwalające na wyznaczanie położenia granic strefy spalania. W początkowej fazie wybuchu, kiedy promień frontu płomienia jest mniejszy od grubości płomienia ($r_{front} < \delta$)

$$\begin{aligned} r_{front} &= \left(\frac{3\delta V}{\pi} \left[1 - \left(\frac{P_0}{P} \right)^{\frac{1}{\gamma}} \frac{P_e - P}{P_e - P_0} \right] \right)^{\frac{1}{4}} \\ r_{rear} &= 0 \end{aligned} \quad (10)$$

W późniejszej fazie wybuchu granice te oblicza się z zależności

$$\begin{aligned} -\frac{\pi}{3\delta} [r_{front}^4 - (r_{front} - \delta)^4] + V = V \left(\frac{P_0}{P} \right)^{\frac{1}{\gamma}} \frac{P_e - P}{P_e - P_0} \\ \frac{\pi}{\delta} [r_{rear}^4 - r_{rear}^4] + \frac{4\pi}{3\delta} [r_{rear}^4 - R^3 r_{rear}] = V \left(\frac{P_0}{P} \right)^{\frac{1}{\gamma}} \frac{P_e - P}{P_e - P_0} \end{aligned} \quad (11)$$

2.2. Relacje uzupełniające metodę Dahoe'a

Warunki panujące w komorze doświadczalnej podczas przeprowadzania wybuchu powodują, że parametr S_u modelu Dahoe'a nie jest jeszcze poszukiwaną laminarną szybkością spalania. Szybkość spalania mieszaniny zmienia się z temperaturą,

ciśnieniem, a także stopniem turbulencji. Podobny rodzaj zależności wykazuje kolejny parametr modelu: grubość płomienia δ . Uwzględnienie tych zjawisk przez uzupełnienie modelu Dahoe'a o kolejne relacje opisujące zależność szybkości spalania od wymienionych zjawisk, powinno umożliwić uzyskanie poszukiwanej laminarnej szybkości spalania, odniesionej do warunków normalnych ciśnienia i temperatury. W czasie badań okazało się jednak konieczne wprowadzenie do zależności dodatkowego parametru. Jego obecność nie wynika ani z teorii, ani z przyjętych założeń, lecz jest raczej związana z warunkami przeprowadzania doświadczeń.

2.3. Zależność prędkości spalania i grubości płomienia od temperatury i ciśnienia

Jak wspomniano, zarówno szybkość spalania mieszaniny pyłowo-powietrznej, jak i grubość płomienia zależą od temperatury. Fakt ten należało uwzględnić przez odpowiednie relacje określające zmiany szybkości spalania i ewentualnie grubości płomienia przy zmianie temperatury i ciśnienia w niespalonej mieszaninie przed frontem płomienia. Najczęściej pojawiającą się w różnego rodzaju publikacjach relacją tego typu jest relacja potęgowa

$$S_u = S_{u0} \left(\frac{T_u}{T_{u0}} \right)^{\beta_T} \left(\frac{P_0}{P} \right)^{\beta_P} \quad (12)$$

W równaniu tym indeks 0 oznacza warunki odniesienia: temperaturę 300 K i ciśnienie atmosferyczne. Wykładniki β_T i β_P są stałymi empirycznymi. Przyjmując, tak jak w modelu Dahoe'a, że podczas wybuchu niespalona mieszanina ulega sprężaniu adiabatycznemu

$$\frac{T_u}{T_{u0}} = \left(\frac{P}{P_0} \right)^{\frac{\gamma-1}{\gamma}} \quad (13)$$

równanie (12) można zapisać w postaci

$$S_u = S_{u0} \left(\frac{P}{P_0} \right)^{\alpha} \quad (14)$$

W równaniu tym parametr α jest równy

$$\alpha = \beta_T - \frac{\beta_T}{\lambda} - \beta_P \quad (15)$$

Na podstawie równania energii Shvaba-Zeldowicza, Dahoe (2003) wyprowadził własne relacje opisujące wpływ temperatury i ciśnienia na laminarną szybkość spalania, a także grubość płomienia laminarnego. Relacje te mają postać

$$\begin{aligned}
 S_u &= S_{u0} \left(\frac{P}{P_0} \right)^{c + \frac{\gamma-1}{\gamma} + \alpha} \\
 \delta_L &= \delta_{L0} \left(\frac{P}{P_0} \right)^{c-\alpha}
 \end{aligned}
 \tag{16}$$

Wartości parametrów c i α należy wyznaczać empirycznie, na przykład przez dopasowanie do wyników doświadczalnych. Podobnie jak przy wyprowadzaniu zależności (14), przy wyprowadzaniu zależności (16) zakłada się, że podczas wybuchu niespalona mieszanina ulega sprężaniu adiabatycznemu.

2.4. Wpływ turbulencji

Wybuchy mieszanin pyłowo-powietrznych w zamkniętej objętości są nierozłączne związane z turbulencją mieszaniny bezpośrednio przed zainicjowaniem wybuchu i w czasie jego rozwoju. Wytworzenie jednorodnego obłoku wymaga czynnika powodującego rozpylenie ściśle określonej ilości pyłu. Najczęściej czynnikiem tym jest sprężone powietrze, powodujące wdmuchanie pyłu do przestrzeni roboczej komory. Gwałtowny przepływ powietrza wywołuje silną turbulencję. Z tego powodu w przypadku mieszanin pyłowych szybkość spalania S_u w modelu Dahoe'a (9) nie jest laminarną szybkością spalania S_L , a raczej szybkością turbulentną. Do oznaczenia laminarnej szybkości spalania potrzebna jest znajomość wpływu turbulencji na szybkość spalania mieszaniny pyłowo-powietrznej. W literaturze można znaleźć bardzo wiele prób opisanie tej zależności. Poniżej podano dwie, które zostały wykorzystane w niniejszym artykule.

Często stosowaną zależnością jest równanie podane przez Braya (1990)

$$S_u = 15,1 S_L^{0,784} u_{rms}'^{0,412} l_I^{0,196} \tag{17}$$

W równaniu tym, oprócz laminarnej S_L i turbulentnej S_u szybkości spalania, występuje średniokwadratowa prędkość pulsacyjna u_{rms}' i całkowita skala długości l_I .

Dahoe (2000), posługując się metodami analizy wymiarowej wyprowadził inną relację wiążącą laminarną i turbulentną szybkość spalania, a także podobną relację dla grubości laminarnego δ_L i turbulentnego δ_T płomienia:

$$\begin{aligned}
 \frac{S_u}{S_L} &= 1 + \mathbf{Da}^{a'} \left(\frac{u_{rms}'}{S_L} \right)^{b'} \\
 \frac{\delta_T}{\delta_L} &= 1 + \mathbf{Da}^{a''} \left(\frac{l_I}{\delta_L} \right)^{b''}
 \end{aligned}
 \tag{18}$$

W równaniu (18) $\mathbf{Da}$ jest liczbą Damköhlera zdefiniowaną jako

$$\mathbf{Da} = \frac{\frac{l_t}{u'_{rms}}}{\frac{\delta_L}{S_L}} \quad (19)$$

Wielkości u'_{rms} i l_t w równaniach (17–19) były obliczane z relacji empirycznych dla komory sferycznej 20-l, uzyskane przez Dahoe'a (2000):

$$\frac{u'_{rms}}{u'^0_{rms}} = \left(\frac{t}{t_0} \right)^n$$

$$\ln \left(\frac{l_t}{l_t^0} \right) = a_1 \ln \left(\frac{t}{t_0} \right) + a_2 \left[\ln \left(\frac{t}{t_0} \right) \right]^2 \quad (20)$$

gdzie: u'^0_{rms} , t_0 , l_t^0 , a_1 i a_2 są stałymi, których wartości zostały wyznaczone eksperymentalnie.

3. EKSPERYMENTALNE WYZNACZANIE ZMIAN CIŚNIENIA WYBUCHU

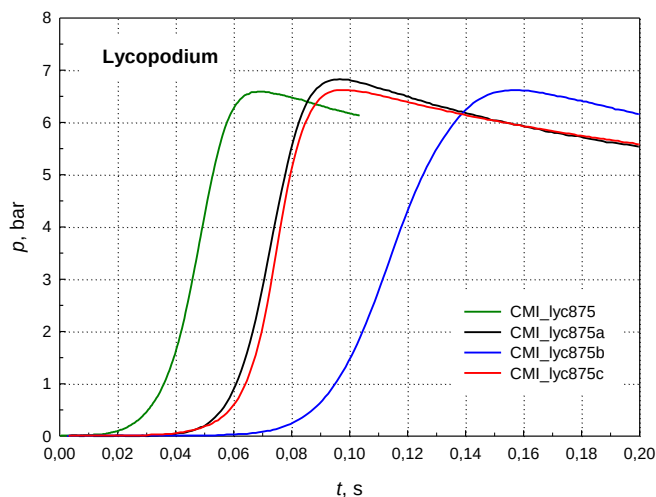
Model Dahoe'a zawiera kilka nieznanymi parametrów. Parametry te można wyznaczyć doświadczalnie przez dopasowanie przebiegu zmian ciśnienia opisanych zależnością (9) do przebiegów doświadczalnych z wykorzystaniem relacji dodatkowych (14) lub (16), (17) lub (18) oraz (19).

Aby wyznaczyć laminarną szybkość spalania mieszaniny pyłowo-powietrznej, przy użyciu opisanego wyżej modelu Dahoe'a, wykonano serię doświadczeń w standardowej 20-l sferycznej komorze badawczej. W badaniach stosowano skrobię kukurydzianą i zarodniki lycopodium. W rezultacie otrzymano dwa zestawy wyników obejmujących zmiany ciśnienia w czasie wybuchu w komorze sferycznej 20-l, w warunkach jak w modelu Dahoe'a. W przypadku obu pyłów wybuchy przeprowadzono w szerokim zakresie koncentracji nominalnych.

Rodzaj i energia źródła zapłonu wpływa nie tylko na inicjację wybuchu pyłu, ale również na następującą po niej propagację płomienia. Z tego powodu jednym z podstawowych założeń modelu Dahoe'a jest punktowość źródła zapłonu i jego zanedbywalnie mała energia, która nie wpływa bezpośrednio na przebieg wybuchu. Szybkość spalania jest szacowana, przy założeniu uproszczonej, sferycznej propagacji płomienia od umieszczonego centralnie źródła zapłonu w kierunku ścian komory doświadczalnej. Źródło zapłonu wykorzystywane do tego typu badań powinno dostarczać odpowiednią ilość energii, ale jednocześnie jej uwolnienie nie powinno wprowadzać znacznych zakłóceń we wczesnej fazie propagacji płomienia wybuchu. Aby sprostać tym wymaganiom, do inicjowania wybuchów w komorze 20-l użyto wyładowania iskrowego o energii 6 J.

4. CZAS INDUKCJI WYBUCHU

Przegląd uzyskanych danych doświadczalnych wykazał konieczność wprowadzenia do modelu jeszcze jednego parametru określającego czas potrzebny do zainicjowania wybuchu, liczony od momentu wygenerowania iskry elektrycznej (rys. 1). Na rysunku tym przedstawiono przebiegi ciśnienia wybuchu pyłu lycopodium, uzyskane przy takich samych koncentracjach nominalnych. Znaczne przesunięcia przebiegów na osi czasu wskazują, że zapoczątkowanie poszczególnych wybuchów następowało w niektórych przypadkach po upływie znaczącego czasu, wynoszącego nawet 60 ms. Takiego zachowania nie uwzględnia model Dahoe'a i dlatego było konieczne wprowadzenie parametru korygującego, odgrywającego rolę swego rodzaju czasu indukcji wybuchu t_i . Parametr taki został wprowadzony do równań modelu i był wyznaczany w opisaney niżej procedurze aproksymacyjnej.



Rys. 1. Porównanie kilku przebiegów ciśnienia wybuchu pyłu lycopodium w tych samych warunkach, przy koncentracji nominalnej C_n wynoszącej 875 g/m³

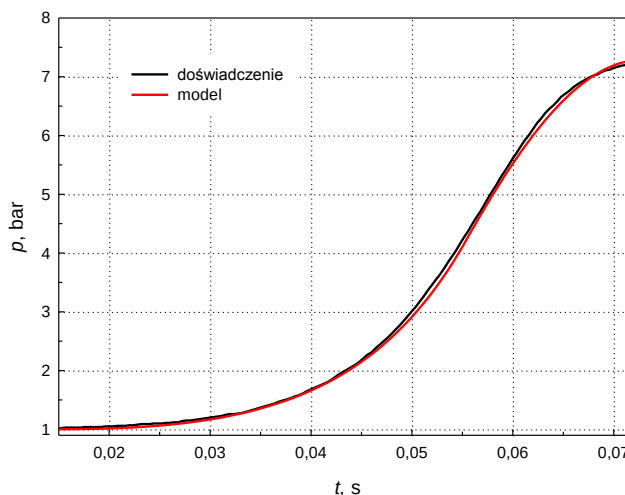
Fig. 1. Pressure histories of lycopodium measured in the same conditions; nominal dust concentration $C_n = 875 \text{ g/m}^3$

5. DOPASOWANIA PARAMETRÓW MODELU – LAMINARNA SZYBKOŚĆ SPALANIA

Model Dahoe'a, wraz z relacjami uzupełniającymi, został wykorzystany do wyznaczania nieznanych parametrów, w szczególności do wyznaczania laminarnej szybkości spalania mieszaniny pyłowo-powietrznej i grubości płomienia wybuchu. Problem polegał na znalezieniu najlepszej zgodności, w sensie χ^2 , funkcji opisującej zmiany ciśnienia w czasie z przebiegami doświadczalnymi, przy czym funkcja ta była dana równaniem różniczkowym zwyczajnym pierwszego rzędu (9). W początkowym etapie prac było używane całkowicie oryginalne oprogramowanie, łącznie z procedurą dopasowywania funkcji nieliniowej z zastosowaniem algorytmu Levenberga-

-Marquardta. W późniejszym etapie, kiedy stosowano bardziej złożone modele, z większą liczbą parametrów, prosta procedura dopasowywania okazała się niewystarczająca. Z tego powodu zastąpiono ją pakietem oprogramowania MINUIT (James) udostępnionym przez Europejskie Centrum Badań Fizyki Wysokich Energii (CERN) w Genewie.

Typowy przykład dopasowania zmian ciśnienia wybuchu przedstawiono na rysunku 2. Wynika z niego, że zastosowana procedura dopasowywania pozwalała na uzyskiwanie dobrej zgodności przewidywań modelu z danymi doświadczalnymi.

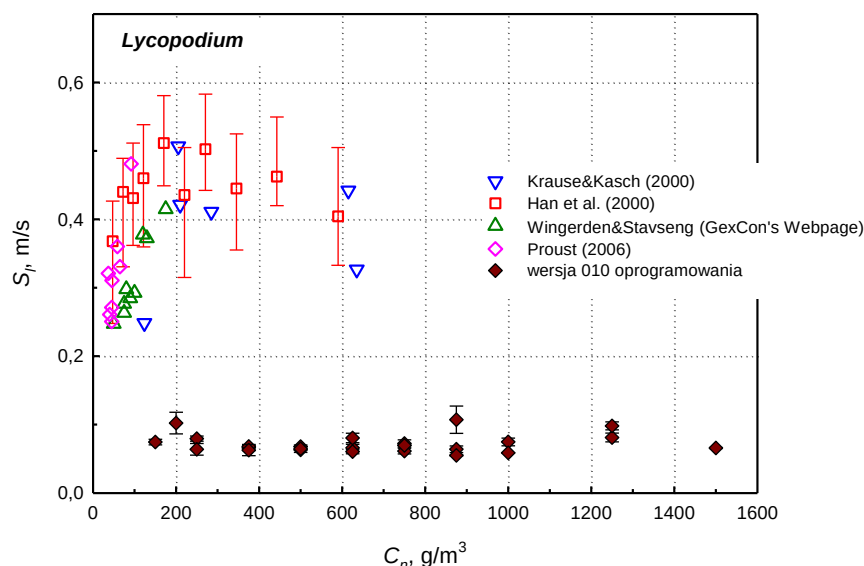


Rys. 2. Przykład dopasowania modelu Dahoe'a do danych doświadczalnych; wybuch pyłu lycopodium, przy koncentracji nominalnej C_n wynoszącej 1000 g/m^3

Fig. 2. An example of fitting the model prediction to the experimental data; nominal dust concentration $C_n = 1000 \text{ g/m}^3$

W ramach prowadzonych badań opracowano kilka wariantów modelu i relacji uzupełniających, a do ich rozwiązania stosowano różne techniki numeryczne. Każdy z wariantów otrzymywał swój numer, identyfikujący przyjęte założenia i zastosowany sposób rozwiązania. W dalszej części artykułu przedstawiono wyniki otrzymane za pomocą dwóch wariantów modelu: wersji najprostszej i wersji najbardziej złożonej.

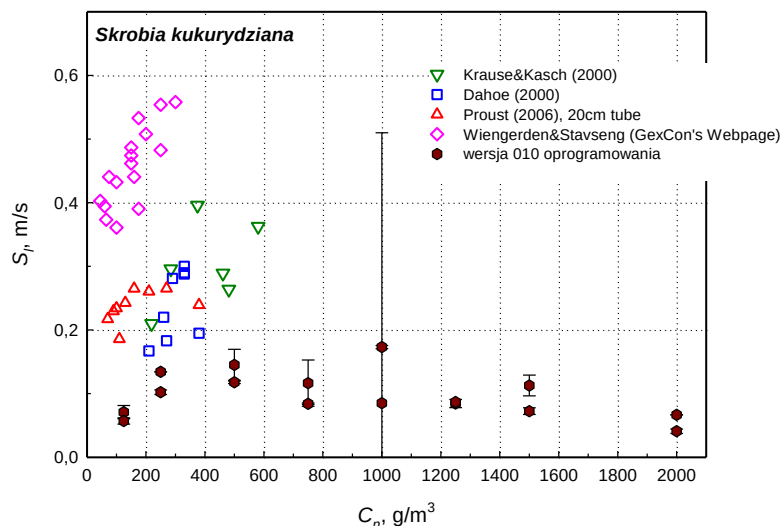
W wersji 010 założono najprostszą zależność laminarnej szybkości spalania od temperatury i ciśnienia (14). Turbulentną prędkość spalania wyznaczano z relacji Braya (17). Czas indukcji był traktowany jako dodatkowy parametr modelu. Wyniki uzyskane w ten sposób przedstawiono na rysunkach 3 i 4. Oprócz wyników dopasowania na rysunkach zamieszczono także literaturowe wartości laminarnej szybkości spalania lycopodium i skrobi kukurydzianej otrzymane innymi metodami.



Rys. 3. Laminarna szybkość spalania S_L dla różnych koncentracji nominalnych C_n pyłu lycopodium, wyznaczona za pomocą wersji 010 programu w zestawieniu z danymi literaturowymi

Fig. 3. The laminar burning velocity for different nominal concentration of lycopodium calculated with model version 010. For comparison, data from literature also included

Wartości laminarnej prędkości spalania przedstawione na rysunkach 3 i 4 były znacznie mniejsze od wyników podanych w literaturze, uzyskanych w innych badaniach pyłów lycopodium i skrobi kukurydzianej. W przypadku lycopodium, ze wzrastającą koncentracją nominalną pyłu wartości otrzymane w innych badaniach wykazały wzrost laminarnej szybkości spalania, która wynosiła 0,5 m/s, przy koncentracji około 200 g/m^3 . Przy większych koncentracjach zaznaczał się słaby spadek laminarnej szybkości spalania. Wyniki uzyskane w ramach opisywanej pracy wykazały praktycznie brak zależności S_L od koncentracji nominalnej pyłu. W szerokim zakresie koncentracji, wartości laminarnej szybkości spalania utrzymywały się na poziomie 0,06–0,1 m/s, tzn. były ponad pięciokrotnie mniejsze od odpowiednich wartości uzyskanych w innych badaniach. W przypadku skrobi kukurydzianej rozbieżność między obecnie uzyskanymi wynikami i danymi zaczerpniętymi z literatury była mniejsza. Gorsza jednak była zgodność między wynikami uzyskanymi przez poszczególnych autorów. Wartości S_L uzyskane w ramach opisywanej pracy wykazują typową zależność od koncentracji nominalnej pyłu, z maksimum przy koncentracji około 500 g/m^3 .



Rys. 4. Laminarna szybkość spalania S_L dla różnych koncentracji nominalnych skrobi kukurydzianej wyznaczona za pomocą wersji 010 programu w zestawieniu z danymi literaturowymi

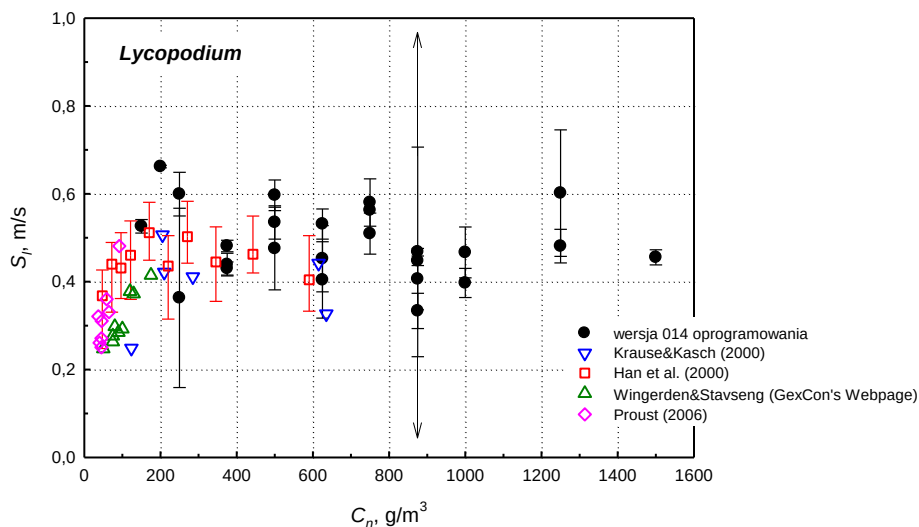
Fig. 4. The laminar burning velocity for different nominal concentration of maize starch calculated with model version 010. For comparison, data from literature also included

W wersji 014 modelu przyjęto, że zarówno laminarna szybkość spalania, jak i grubość płomienia zależą od temperatury i ciśnienia zgodnie z (16). Wprowadzono też relacje Dahoe'a (18) dla turbulentnej szybkości spalania i grubości płomienia turbulentnego. Podobnie, jak w wersji poprzedniej, czas indukcji był traktowany jako dodatkowy parametr modelu. Wyniki uzyskane w ten sposób przedstawiono na rysunkach 5 i 6. Na rysunkach tych zamieszczono także te same, co poprzednio, literaturowe wartości laminarnej szybkości spalania lycopodium i skrobi kukurydzianej.

W przypadku obu pyłów wyznaczone wartości laminarnej szybkości spalania były bliższe spodziewanych wartości. Potwierdziła to dobra zgodność z wynikami badań cytowanymi w literaturze, w których stosowano inne metody pomiaru. Zwracają uwagę nieco większe niepewności pomiarów w porównaniu z wynikami otrzymanymi przy zastosowaniu wersji 007 modelu. Wiąże się to prawdopodobnie ze znacznie większą liczbą dopasowywanych parametrów w wersji 014 modelu. Zaskakującym wynikiem są wartości S_L uzyskane dla skrobi. W żadnym z opisanych w literaturze badań nie uzyskiwano wartości większych niż 0,6 m/s. Rozstrzygnięcie, czy tak duże wartości są wynikiem nieprawidłowych założeń przyjętych dla modelu, czy też rzeczywiście jest to cecha mieszanin pyłu skrobi kukurydzianej z powietrzem, wymaga wykonania dalszych badań.

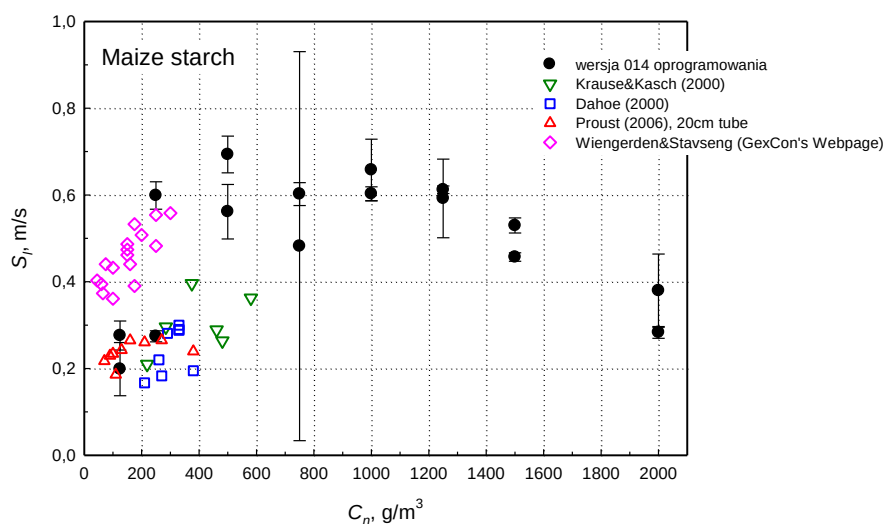
Warto podkreślić, że metoda wyznaczania laminarnej szybkości spalania w mieszaninach pyłowo-powietrznych, polegająca na wykorzystywaniu przebiegów zmian ciśnienia wybuchu w zamkniętej, sferycznej komorze, ma bardzo istotną zaletę. Jako jedyna z dostępnych metod pozwala na wyznaczanie tego parametru w mieszaninach o bardzo dużych koncentracjach pyłu. Stosując inne metody nie uzyskano wyników

przy koncentracjach wyższych niż 600 g/m^3 . Ma to bardzo istotne znaczenie w aspekcie wspomnianych wcześniej sposobów wykorzystania laminarnej szybkości spalania.



Rys. 5. Laminarna szybkość spalania S_L dla różnych koncentracji nominalnych pyłu lycopodium wyznaczona za pomocą wersji 014 programu w zestawieniu z danymi literaturowymi

Fig. 5. The laminar burning velocity for different nominal concentration of lycopodium calculated with model version 014. For comparison, data from literature also included



Rys. 6. Laminarna szybkość spalania S_L dla różnych koncentracji nominalnych skrobi kukurydzianej wyznaczona za pomocą wersji 014 programu w zestawieniu z danymi literaturowymi

Fig. 6. The laminar burning velocity for different nominal concentration of maize starch calculated with model version 014. For comparison, data from literature also included

PODSUMOWANIE

Metoda wyznaczenia laminarnej szybkości spalania mieszanin pyłowo-powietrznych na podstawie wyników wybuchów w sferycznej komorze badawczej i modelu takiego wybuchu, bazującego na zasadach zachowania masy, pędu i energii w ujęciu całkowym, daje dobre rezultaty. Pozwala ona na stosunkowo łatwe wyznaczanie parametru, który odgrywa podstawową rolę w procesie modelowania wybuchów mieszanin pyłowo-powietrznych. Opracowanie skutecznej metody wyznaczania S_L wymaga jednak dalszych badań. Jak wykazały przedstawione wyniki, uzyskiwane wartości S_L w bardzo znacznym stopniu zależą od wyboru relacji pomiędzy laminarną i turbulentną szybkością spalania. Konieczne jest zgromadzenie wyników dla większej liczby pyłów o różnych właściwościach wybuchowych i porównanie ich z wynikami uzyskanymi za pomocą innych metod. Szczególnie interesujące byłoby porównanie pyłów metali, w których mechanizm propagacji frontu płomienia wybuchu jest inny niż w przypadku pyłów organicznych.

Literatura

1. Bradley D., Mitcheson A. (1976): *Mathematical solutions for explosions in spherical vessels*. Combustion & Flame Vol. 26.
2. Bradley D., Lawes M., Scott M.J., Mushi E.M.J. (1994): *Afterburning in spherical premixed turbulent explosions*. Combustion & Flame Vol. 99.
3. Bray K.N.C. (1990): *Studies of the turbulent burning velocity* Proceedings of Royal Society London Vol. 431.
4. Dahoe A.F. (2000): *Dust explosions: a study of flame propagation*. Ph.D. Thesis. Technical University of Delft.
5. Dahoe A.F., de Goey L.P.H. (2003): *On the determination of the laminar burning velocity from closed vessel gas explosions*. Journal of Loss Prevention in the Process Industries Vol. 16.
6. Eschenbach R.C., Agnew J.T. (1958): Combustion & Flame Vol. 2.
7. Evans A.A. (1992): Tran. I. Chem. E. 70(B3).
8. Han O.S. i in. (2000): *Behaviour of flames propagating through lycopodium dust clouds in a vertical duct*. Journal of Loss Prevention in the Process Industries Vol. 13.
9. James F.: *MINUIT Function Minimization and Error Analysis*. Reference Manual. CERN Program Library Long Writeup D506 GERN Geneva.
10. Krause U., Kasch T. (2000): *The influence of flow and turbulence on flame propagation through dust-air mixtures*. Journal of Loss Prevention in the Process Industries Vol. 13.
11. Lewis B., von Elbe G. (1987): *Combustion, Flames and Explosions of Gases*, third edition. Academic Press.
12. Lipatnikov A.N., Chomiak J. (2002): *Turbulent flame speed and thickness: phenomenology, evaluation, and application in multi-dimensional simulations*. Progress in Energy and Combustion Science Vol. 28.
13. Manton J., von Elbe G., Lewis B. (1953): *Forth Symposium (International) on Combustion*. Baltimore, Williams & Wilkins.
14. Nagy J., Verakis H.C. (1983): *Development and Control of Dust Explosions*. New York Inc. Marcel Dekker.
15. Press W.H., Flannery B.P., Teukolsky S.A., Vetterling W.T. (1989): *Numerical Recipes in Pascal*. Cambridge University Press.

16. Proust Ch. (2006): *Flame propagation and combustion in some dust-air mixtures*. Journal of Loss Prevention in the Process Industries Vol. 19.
17. Skjold T. (2003): *Selected aspects of turbulence and combustion in 20-litre explosion vessels*. Thesis. Department of Physics University of Bergen.
18. Tamanini F. (1993): *Modeling of turbulent unvented gas/air explosions*. Progress in Aeronautics and Astronautics 154.
19. Van Wingerden K., Stavseng L.: *Measurement of the laminar burning velocities in dust-air mixtures*. GexCon's Webpage.
20. Zimont V.L. (2000): *Gas premixed combustion at high turbulence. Turbulence flame closure combustion model*. Experimental Thermal and Fluid Science 21.

Recenzent: prof. dr hab. Kazimierz Lebecki

Karol Kura

**BUDOWA I FUNKCJONOWANIE SYSTEMU INFORMACJI
O TERENIE ORAZ PRZYKŁADY ZASTOSOWAŃ DLA OBSZARÓW
KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO W GZW**

Streszczenie

W artykule przedstawiono główne pojęcia oraz zasady związane z metodyką tworzenia warstw informacyjnych i baz danych, w systemach informacji o terenie. Opisano strukturę map rastrowych i wektorowych oraz metody ich sporządzania. Mapy przedstawione w artykule, opracowane w Zakładzie Geologii i Geofizyki GIG, są dobrym przykładem praktycznego zastosowania systemu informacji o terenie.

**Construction and functioning of an information system about the terrain
and examples of application for hard coal mine areas
in the Upper Silesian Coal Basin**

Abstract

The article presents the main notions and principles connected with the construction methodology of information layers and data bases in information systems about the terrain. The structure of raster and vector maps and methods of their preparation were described. The maps presented in the article, worked out in the Department of Geology and Geophysics, are a good example of practical use of the information system about the terrain.

WPROWADZENIE

Rozwój technologii informatycznych, w szczególności systemów informacji przestrzennej (GIS), jest powodowany wzrastającą ilością i jakością przetwarzanych danych. Z uwagi na to, że w okresie wieloletniej działalności Instytutu wykonywano prace badawcze związane w szczególności z rejonem Górnego Śląska i kopalniami węgla kamiennego, które były dokumentowane, jest zasadne wykorzystanie do tworzenia warstw informacyjnych systemów, rozwiązań stosowanych w technologii GIS. Powinno to dotyczyć prac między innymi z zakresu geologii, hydrogeologii, geofizyki czy górnictwa.

Dzięki temu będzie możliwe usystematyzowanie, zarchiwizowanie oraz analiza danych, niezbędnych do opracowań związanych z tematyką oceny zagrożeń z uwagi na przestrzenne zagospodarowanie terenów przemysłowych i poprzemysłowych, szczególnie zdegradowanych w wyniku eksploatacji górniczej. Artykuł stanowi próbę wyjaśnienia koncepcji oraz metodyki tworzenia systemu informacji o terenie i jego stosowania.

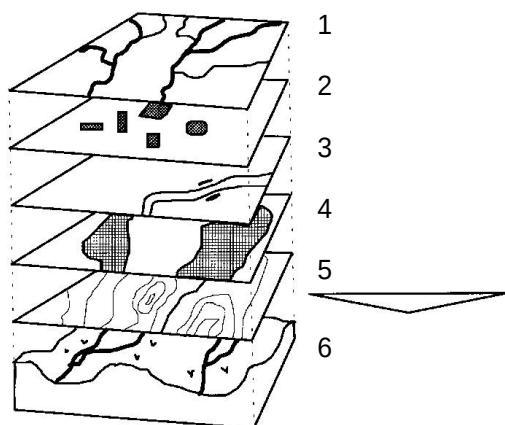
1. POJĘCIA PODSTAWOWE

System informacji przestrzennej składa się z bazy danych zawierającej dane przestrzenne i opisowe dotyczące obiektów świata realnego. Aby umożliwić efektywne tworzenie systemu informacji przestrzennej, są niezbędne: odpowiednie oprogramowanie i urządzenia zewnętrzne. Przez urządzenia zewnętrzne należy rozumieć urządzenia do pozyskiwania danych (skanery, digitizery, instrumenty geodezyjne, odbiorniki GPS) oraz sprzęt do generowania opracowań kartograficznych (plotery wielkoformatowe, naświetlarki, drukarki) (Izdebski 2006).

Funkcjonowanie systemu informacji przestrzennej polega na przechowywaniu informacji o umiejscowieniu i kształcie geometrycznym obiektów wraz z danymi opisującymi te obiekty. Obiektem w systemie może być niemal wszystko, od rzeczywistych składników naturalnych krajobrazu, jak na przykład rzeki, jeziora, lasy (drzewa), przez obiekty pochodzenia antropogenicznego: budynki, drogi, sieci elektryczne, po obiekty wirtualne: granice administracyjne, parki, strefy zagospodarowania przestrzennego itd. Obiekty są przedstawiane w systemie za pomocą figur geometrycznych lub symboli. Każdy obiekt w systemie ma nadane atrybuty, które są przechowywane w bazie danych. W zależności od rodzaju przechowywanych informacji można je podzielić na informacje przestrzenne – opisujące położenia przestrzenne obiektu, wielkość i kształt geometryczny oraz ich topologiczne relacje, i informacje opisowe – informacje skojarzone z obiektem (informacje tematyczne), na przykład nazwa kopalni, właściciel itd. To, co odróżnia system informacji przestrzennej od programów graficznych, to możliwość opisanie każdego obiektu. Obiekt może być opisany dowolną ilością informacji różnego typu, są to na przykład dane liczbowe, dane tekstowe, dane typu data, dźwięk, animacja. Informacja związana z każdym pojedynczym obiektem jest przechowywana w rekordach bazy danych. Zwykle pojedynczemu obiektowi odpowiada jeden rekord z tabeli opisowej, który może zawierać dowolną liczbę pól różnego typu.

W celu ułatwienia opisu świata realnego, treść bazy danych jest podzielona na warstwy informacyjne zawierające informacje o jednym typie obiektów, mające pewną cechę wspólną, obiekty są powiązane ze sobą tematycznie. Zastosowanie takiego podziału treści sprawia, że istnieje możliwość zastosowania, dla każdej warstwy, optymalnego dla jej treści modelu danych przestrzennych. Aby informacja na ekranie była jak najbardziej przejrzysta, użytkownik może wyświetlić jedną warstwę lub nakładać na siebie dowolną liczbę warstw (rys. 1).

Do każdej warstwy jest podłączona jedna tabela atrybutów z określonymi polami wspólnymi dla każdego obiektu i w związku z tym obiekty zgrupowane w warstwie charakteryzują się informacjami opisowymi tego samego typu. Pojedyncza warstwa, poza atrybutami opisowymi, zawiera też zestaw parametrów określających wygląd jej elementów, tj.: kolor, grubość i typ linii, rodzaj wypełnienia dla poligonów itd. (Myrda 1997).



Rys. 1. Warstwy informacyjne: 1 – wody powierzchniowe, 2 – zabudowania, 3 – sieć komunikacyjna, 4 – użytkowanie gruntów, 5 – opady, 6 – obraz świata rzeczywistego

Fig. 1. Information layers: 1 – surface waters, 2 – buildings, 3 – communication network, 4 – land use, 5 – precipitations, 6 – real world image

1.1. Rodzaje map

W systemie informacji przestrzennej mogą być używane (tworzone) dwa typy map: mapy rastrowe i mapy wektorowe.

Mapa rastrowa to siatka punktów zorganizowanych w wiersze i kolumny. Każdy z tych punktów może przyjmować różne wartości (kolory), co w sumie tworzy obraz. Najprościej raster można porównać z fotografią (Myrda 1997). Mapa rastrowa powstaje w wyniku skanowania materiałów źródłowych takich, jak na przykład podkłady map zasadniczych, zdjęcia satelitarne lub lotnicze, mapy pokładowe, plany miast. Zeskanowaną mapę należy skalibrować, a następnie poddać edycji w programie graficznym, w celu zlikwidowania drobnych zniekształceń, mogących powstać w czasie skanowania oryginałów lub usuwania zbędnych elementów. Następnie, tak przygotowane rastry, są poddawane georeferencji, czyli umieszczane w systemie informacji przestrzennej na podstawie współrzędnych. Aby to zrobić trzeba znać, co najmniej współrzędne czterech elementów znajdujących się na mapie, na przykład skrzyżowania ulic, budynki, narożniki mapy itp.

Mapa w postaci wektorowej stanowi zbiór obiektów opisanych współrzędnymi w zadanym układzie odniesienia. Obiekt punktowy jest określony parą współrzędnych (x, y) , linia natomiast ciągiem punktów (x_1, y_1) , (x_2, y_2) , (x_3, y_3) . Na mapie wektorowej jest możliwe wyodrębnianie poszczególnych obiektów, dzięki temu można je uzupełnić informacjami z bazy danych, co nie jest możliwe w przypadku mapy rastrowej. Mapa wektorowa jest dobra do przechowywania danych, które muszą być bardzo dokładne, na przykład granice działek, ulice, budynki.

Wyróżnia się następujące metody wprowadzania danych wektorowych do systemu informacji przestrzennej: ręczną digitalizację (wektoryzacją) za pomocą digitizera, ręczną digitalizację z ekranu i wektoryzację automatyczną.

Ręczna digitalizacja – wprowadzanie danych odbywa się za pomocą urządzenia zwanego digitizerem (fot. 1).



Fot. 1. Digitizer

Phot. 1. Digitizer

Jest to prosta metoda pod względem założeń technologicznych; do jej zastosowania są potrzebne: komputer, digitizer, odpowiednie oprogramowanie do digitizera. Jednak wymaga ona dużego nakładu pracy przy wprowadzaniu map. Dużo czasu zajmuje konieczność każdorazowego dopasowywania arkuszy mapy do digitizera i ich synchronizacji z obrazem na ekranie. Mimo wszystko jest to niezastąpiona metoda w przypadku mało czytelnych materiałów źródłowych (Myrda 1997).

Digitalizacja z ekranu – metoda ta polega na ręcznym przerysowywaniu mapy na podstawie jej rastrowego obrazu, który uzyskano w procesie skanowania. Zaletą tej metody, w porównaniu z metodą digitalizacji za pomocą digitizera, jest dużo większa dokładność; nie występuje błąd astygmatyzmu, charakterystyczny dla wskaźnika digitizera (Myrda 1997). Stanowisko do digitalizacji powinno składać się z: komputera, skanera wielkoformatowego, oprogramowania do kalibracji map i systemu GIS, umożliwiającego korzystanie z podkładów rastrowych. Oprogramowanie systemu informacji przestrzennej zawiera wiele funkcji, które pozwalają w bardzo precyzyjny i wygodny sposób wektoryzować rastry, przypisując im odpowiednie atrybuty. Raster można dowolnie powiększać czy pomniejszać, dokonywać dokładnej georeferencji, transformować na odpowiedni układ odniesienia, czy zmieniać parametry wyświetlania rastra.

Wektoryzacja automatyczna – podstawą w tej metodzie jest dobrej jakości obraz rastrowy otrzymany przez skanowanie oraz program do automatycznej wektoryzacji. Po przygotowaniu rastra i ustaleniu parametrów wektoryzacji, następuje zamiana obrazu rastrowego na linie, figury geometryczne o określonych współrzędnych – innymi słowy obraz zostaje zmieniony wstępnie na wektory. W następnym etapie wektory są porównywane ze sobą i łączone, dzięki czemu system może rozpoznać linie, łuki, regiony, symbole, tekst. W ostatnim etapie obraz jest dzielony na warstwy. Stanowisko do wektoryzacji składa się z: komputera, skanera wielkoformatowego, oprogramowania do automatycznej wektoryzacji, systemu GIS. Zaletą tego rozwiązania jest szybkość wektoryzacji, której nie uzyska ręczny operator. Należy jednak zaznaczyć, że algorytmy programów do automatycznej wektoryzacji, rozpoznających poszczególne elementy rastra, nie zawsze działają prawidłowo – w związku z tym może dojść do przekłamań czy pomyłek w procesie rozpoznawania obiektów, co stanowi wadę metody.

2. PRZYKŁADY ZASTOSOWANIA SYSTEMU INFORMACJI O TERENIE W ZAKŁADZIE GEOLOGII I GEOFIZYKI GIG

Podjęto próbę zaimplementowania danych, wyników analiz i opracowań dotyczących Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, do systemu informacji przestrzennej.

Informacje wprowadzane do systemu można podzielić na dwie kategorie: informacje tabelaryczne oraz informacje dotyczące topografii, granic administracyjnych, obszarów górniczych, znajdujących się na mapach papierowych. Informacje tabelaryczne i opisowe wprowadzono do bazy danych w formacie *.dbf, natomiast mapy papierowe zostały zeskanowane i przekształcone na formę elektroniczną, dzięki temu było możliwe umieszczenie ich w systemie. Zeskanowane mapy można przechowywać jako obraz rastrowy, który będzie służył jako podkład do map tematycznych lub poddać je dalszej analizie i na przykład zwektoryzować obiekty – ulice, budynki, poziomice – dzięki czemu powstanie nowa mapa wektorowa, z obiektami bez elementów, które mogą zaciemniać tworzoną mapę tematyczną. Tak wprowadzone dane są podstawą do wygenerowania map.

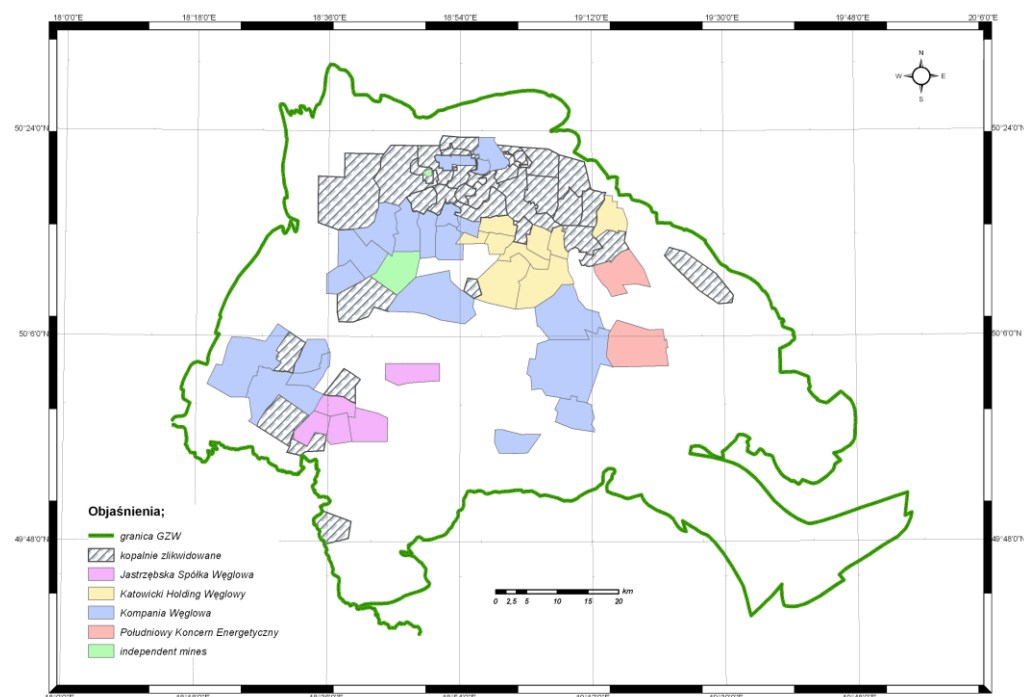
Dane są zorganizowane w postaci zbiorów wektorowych i rastrowych oraz informacji opisowych zorganizowanych w obrębie jednego zagadnienia, czyli w warstwy tematyczne, na przykład warstwa informacyjna z obszarami kopalń węgla kamiennego, lokalizacja silniejszych wstrząsów itp. Poszczególne warstwy tematyczne są wygenerowane w obowiązującym w Polsce układzie współrzędnych, oznaczonym symbolem „1992”.

2. PRZYKŁADOWE MAPY WYGENEROWANE Z WYŻEJ OMAWIANYCH DANYCH

2.1. Mapa obszarów koncesji węgla kamiennego

Na mapie (rys. 2) zostały przedstawione obszary górnicze kopalń węgla kamiennego czynnych i zlikwidowanych, w rejonie Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Obszary, w postaci wektorów (poligonów), zawierają następujące atrybuty opisowe:

- nazwa kopalni,
- właściciel,
- rok rozpoczęcia eksploatacji,
- eksploatowane pokłady,
- maksymalna głębokość eksploatacji,
- główne typy węgla,
- zawartość popiołu.



Rys. 2. Mapa koncesji węgla kamiennego w GZW

Fig. 2. Map of hard coal concessions in the Upper Silesian Coal Basin

Źródłem do sporządzenia mapy były dane własne Zakładu Geologii i Geofizyki, skorygowane z danymi zawartymi w opracowaniu „Vademecum – górnictwo i geologia, energetyka, hutnictwo 2005/2006”.

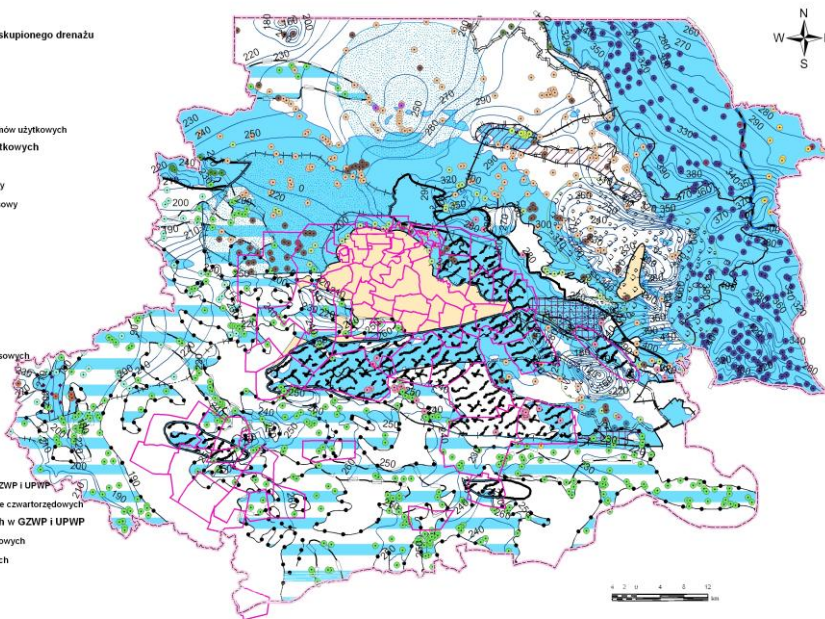
2.2. Mapa dynamiki zwykłych wód podziemnych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego

Materiałem wyjściowym do sporządzania tej mapy była „Mapa dynamiki zwykłych wód podziemnych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego i jego obrzeżenia” (Rózkowski, Chmura 1996). Mapa w wersji papierowej została zeskanowana i przygotowana w programie graficznym. Otrzymany raster został poddany procesowi georeferencji. W następnym etapie raster zwektoryzowano i poszczególnym obiektom nadano właściwe atrybuty. Mapa zawiera następujące elementy (rys. 3):

- granice opracowania (polilinie i atrybuty opisowe),
- rejony koncesji węglowych (region i atrybuty opisowe) – warstwa ta zawiera między innymi takie informacje, jak: nazwa kopalni, właściciel, eksploatowane pokłady, maksymalna głębokość eksploatacji, główne typy węgla, zawartość popiołu,
- stratygrafia ujętych poziomów użytkowych (punkt i atrybuty opisowe),
- warstwa z hydroizohipsami głównych poziomów użytkowych,
- rejony łączności poziomów wodonośnych w Głównych Zbiornikach Wód Podziemnych (GZWP) i Użytkowych Poziomach Wód Podziemnych (UPWP) – pięć kategorii zróżnicowania poziomów (region i atrybuty opisowe),
- obszary GZWP i UPWP w zasięgu skupionego drenażu – cztery kategorie zróżnicowania w zależności od czynnika (region i atrybuty opisowe),
- zasilanie w strefie wychodni GZWP i UPWP (poligon i atrybuty opisowe).

Objaśnienia:

- Granica opracowania
- Mining_area_region layer
- Obszary GZWP i UPWP w zasięgu skupionego drenażu
- kopalnie węgla kamiennego
- kopalnie cynku i ołowiu
- piaskownice
- studnie
- Hydroizohipsy Głównych poziomów użytkowych
- Stratygrafia ujętych poziomów użytkowych
- czwartorzędowy
- czwartorzędowo-trzeciorzędowy
- czwartorzędowy i środkowotriasowy
- trzeciorzędowy
- górnokredowy
- górnokredowo-górnourajski
- górnourajski
- środkowourajski
- triasowych
- środkowotriasowych
- środkowotriasowych i dolnotriasowych
- dolnotriasowe
- triasowe i dewońskie
- górnokarbońskie
- dewońskie
- brak GZWP i UPWP
- zasilanie w strefie wychodni GZWP i UPWP
- GZWP i UPWP w tym podzłożu czwartorzędowym
- łączność poziomów wodonośnych w GZWP i UPWP
- czwartorzędowych i trzeciorzędowych
- czwartorzędowych i karbońskich
- jurajskich i triasowych
- triasowych i karbońskich
- triasowych i dewońskich



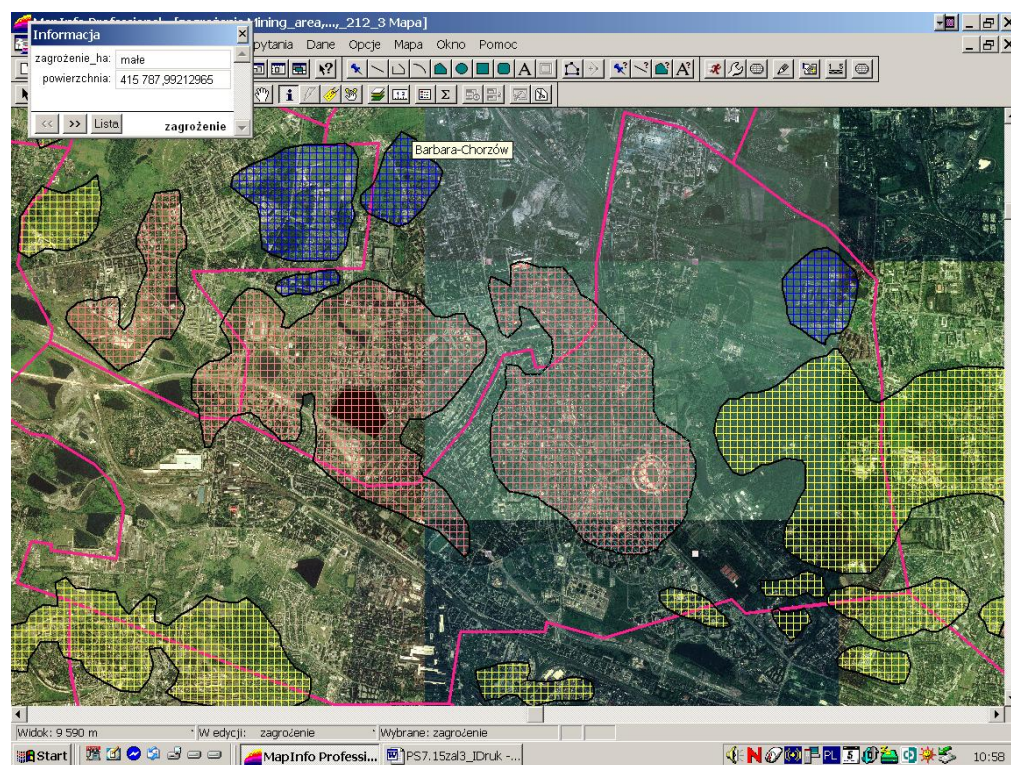
Rys. 3. Mapa dynamiki wód podziemnych GZW i jego obrzeżenia (Rózkowski, Chmura 1996)

Fig. 3. Map of underground water dynamics of the Upper Silesian Coal Basin and its periphery, according to (Rózkowski, Chmura 1996)

2.3. Mapa obszarów płytkiej eksploatacji

Mapa ta powstała z danych zebranych w Głównym Instytucie Górnictwa. Zbiór o deformacjach obejmuje informacje o zapadliskach, które wystąpiły w latach 1960–1980 w obszarze GZW. Uzupełniono go w następnych latach jedynie o zapadliska, które były przedmiotem badań lub konsultacji Instytutu. W zebranych zapadliskach brak jest danych z południowej części obszaru GZW. Do opracowania tej mapy posłużono się mapami w skali 1:10 000 (Kotyrbka i in. 1997), z których zostały zwektoryzowane zasięgi płytkiej eksploatacji węgla w obszarach kopalń. Mapa ta składa się z następujących elementów:

- rejonów zasięgu płytkiej eksploatacji wraz z klasyfikacją zagrożeń dla powierzchni,
- rejonów górniczych,
- granicy GZW,
- podkładu rastrowego, w postaci zdjęć lotniczych.



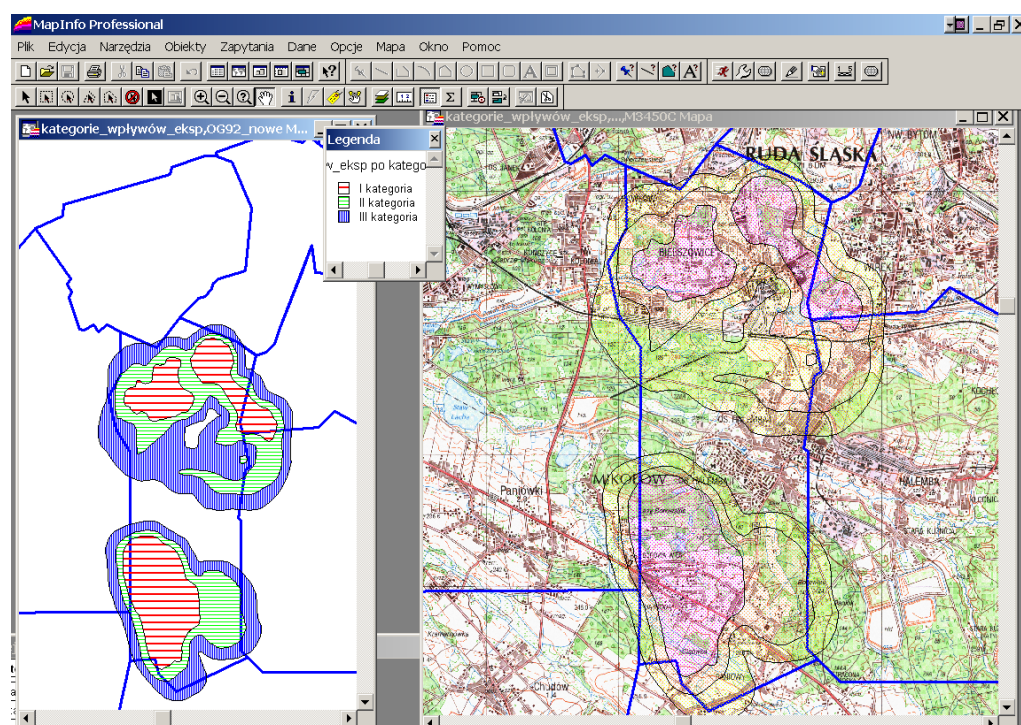
Rys. 4. Mapa obszarów płytkiej eksploatacji w rejonie kopalni „Polska-Wirek”

Fig. 4. Map of shallow extraction areas in the region of the “Polska-Wirek” mine

Na podkładzie, którym są zdjęcia lotnicze, umieszczono warstwę zdigitalizowanych rejonów płytkiej eksploatacji oraz warstwę z obszarami górniczymi – czerwona linia. Dodatkowo rejonu płytkiej eksploatacji zróżnicowano szrafurą, wskazującą na stopień zagrożenia powierzchni.

2.4. Mapy wykonane dla kopalni węgla kamiennego „Bielszowice”

Mapa wpływu projektowanej eksploatacji. Prognoza wpływów projektowanej eksploatacji górniczej została wykonana na podstawie pakietu programów MDE, z wykorzystaniem algorytmów opracowanych przez prof. dr hab. inż. B. Drzęźłę z Politechniki Śląskiej. W programach zastosowano wzory teorii Budryka-Knothego – najczęściej stosowane do tego celu. Wyniki obliczeń zostały przedstawione w postaci mapy izolinii deformacji powierzchni. Mapa ta była podstawą do stworzenia warstwy tematycznej – wpływu projektowanej eksploatacji na powierzchnię terenu. Mapa wpływu projektowanej eksploatacji na lata 2005–2020 dla rejonu kopalni „Bielszowice” (rys. 5) składa się z warstwy rastrowej podkładu topograficznego, warstwy wektorowej wygenerowanych izolinii deformacji powierzchni terenu oraz warstwy obszarów górniczych. Stanowi ona doskonały przykład na to, że do systemu informacji o terenie można zaimplementować mapy wygenerowane w innym specjalistycznym programie. Wystarczy tylko w odpowiedni sposób przygotować pliki eksportowe.

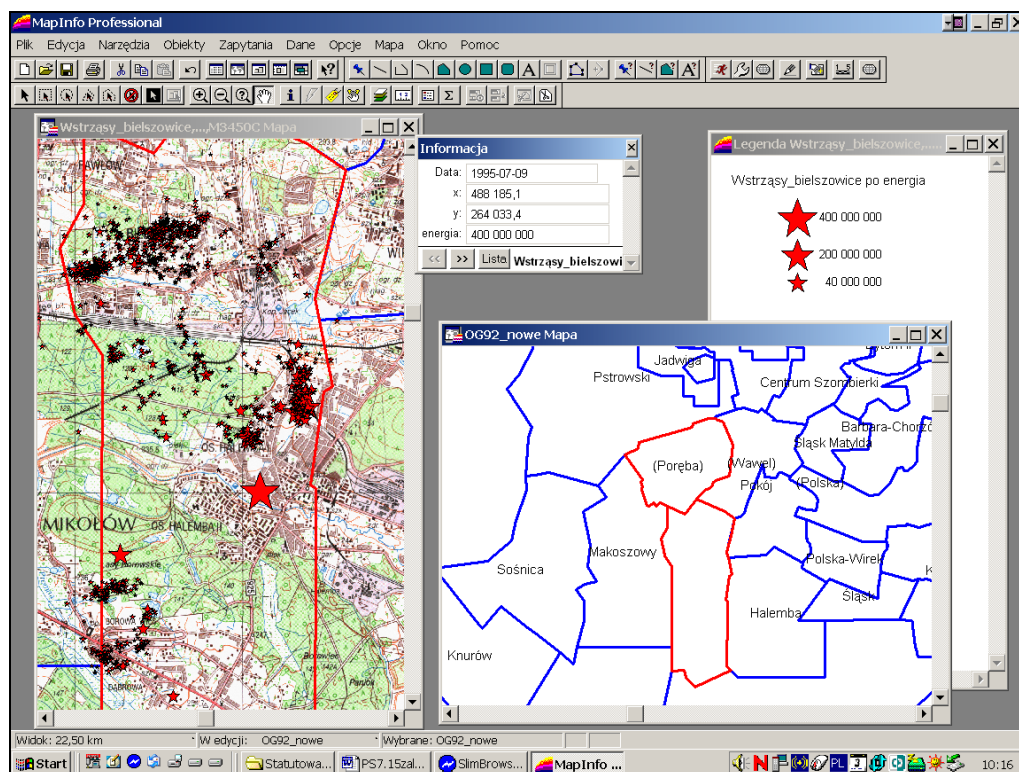


Rys. 5. Mapa wpływu projektowanej eksploatacji na lata 2005–2020

Fig. 5. Map of designed extraction impact for the period 2005–2020

Mapa lokalizacji silniejszych wstrząsów w latach 1991–2003. Źródłem danych do sporządzenia tej mapy były informacje z banku wstrząsów prowadzonego w ramach Górnośląskiej Regionalnej Sieci Sejsmologicznej (GRSS) (Mutke, Stec

2005). Baza parametrów sejsmologicznych wstrząsów jest tworzona na bieżąco w wyniku codziennej analizy zarejestrowanych zjawisk sejsmicznych o energii $E \geq 10^5$ J. Obliczone parametry wstrząsów wprowadza się do komputerowej bazy danych o nazwie wstgzw.dbf, która znajduje się w Laboratorium Sejsmologii i Sejsmiki Górniczej.



Rys. 6. Mapa lokalizacji silniejszych wstrząsów dla kopalni „Bielszowice”

Fig. 6. Map of location of stronger tremors relating to the “Bielszowice” mine

Mapa lokalizacji silnych wstrząsów (rys. 6) zawiera informacje o dacie wystąpienia wstrząsu, jego lokalizacji oraz wartości energii [J]. Na przedstawionej mapie warstwa ta jest połączona z podkładem topograficznym w skali 1:50 000. Kolejne warstwy przedstawiają miejsca wstrząsu o wartościach energii skalowanej logarytmicznie (czerwone gwiazdki). Ostatnią warstwą jest warstwa rejonów górniczych. Przykład ten bardzo dobrze ilustruje możliwości łączenia kilku warstw informacyjnych, co w efekcie daje czytelne wyniki przedstawiania przestrzennego różnego rodzaju danych.

PODSUMOWANIE

System informacji przestrzennej może być wykorzystywany przez agencje obrotu nieruchomościami lub administrację budynków mieszkalnych. Funkcjonowanie tych instytucji wiąże się z ewidencją oraz inwentaryzacją budynków czy lokali; każdy budynek może być opisany w dowolny sposób, zawierać informacje o właścicielu, przyłączonych mediach.

Następną grupę wykorzystującą tego rodzaju systemy stanowią instytucje/firmy, które są związane w jakiś sposób ze środowiskiem naturalnym i jego ochroną, a także geologią, meteorologią, sejsmologią, archeologią. System jest stosowany do przetwarzania informacji o lokalizacji różnego rodzaju zjawisk, a w szczególności zjawisk cechujących się zmiennością w czasie. Doskonałym rozwiązaniem jest zastosowanie w monitoringu zjawiska, zdalnych urządzeń pomiarowych lub czujników sprzężonych z systemem informacji o terenie – dzięki temu na bieżąco uzyskuje się odczyty i zapis w systemie, który jest zainstalowany na komputerze stacjonarnym, z urządzeń zamontowanych w terenie.

Kolejna grupa użytkowników to urzędy administracji centralnej i lokalnej, których działalność jest związana z podejmowaniem decyzji administracyjnych, lokalizacyjnych, zagospodarowaniem przestrzennym oraz zarządzaniem nieruchomościami i gruntami.

Systemy informacji przestrzennej są stosowane w służbach ratowniczych w celu szybkiej lokalizacji miejsca zagrożenia, wypadku, czy określenia strefy zagrożeń.

Następna grupa odbiorców, korzystająca z systemu informacji przestrzennej, to instytucje/firmy zajmujące się transportem. W tym przypadku system służy do optymalizacji tras przejazdu, a dzięki współpracy z systemem GPS jest możliwe śledzenie ruchu pojazdów na bieżąco.

Nieocenioną zaletą stosowania systemów informacji przestrzennej jest archiwizacja danych oraz ich systematyzowanie. Dzięki temu materiały analogowe, tj.: stare mapy, notatki terenowe, wyniki, opracowań czy analiz, zostają zgromadzone w jednym miejscu (systemie), mogą być na bieżąco weryfikowane i aktualizowane.

Literatura

1. Izdebski W. (2006): *Wykład Nr 01-02 z zagadnień SIT*. <http://www.izdebski.edu.pl/>.
2. Kotyrba A. (red.) (1997): *Projekt prac badawczych dla określenia zagrożeń zapadliskowych w rejonie prowadzonej płytkiej eksploatacji węgla kamiennego i rud cynkowo-olowiowych na terenie województwa katowickiego*. Warszawa, MOŚ-NFOŚiGW (niepublikowana).
3. Mutke G., Stec K. (2005): *Biuletyn najsilniejszych wstrząsów górotworu w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym*. Raport Roczny (2005) (niepublikowany).
4. Myrda G. (1997): *GIS czyli mapa w komputerze*. Wydawnictwo HELION.
5. Różkowski A., Chmura A. (1996): *Mapa dynamiki zwykłych wód podziemnych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego i jego obrzeżenia*. Warszawa, Państwowy Instytut Geologiczny.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan

Eugeniusz Krause

WPLYW UWARUNKOWAŃ GEOLOGICZNYCH I GAZOWYCH NA KSZTAŁTOWANIE SIĘ ZAGROŻENIA WYRZUTAMI GAZÓW I SKAŁ W GÓRNOŚLĄSKIM ZAGŁĘBIU WĘGLOWYM

Streszczenie

W artykule omówiono uwarunkowania tektoniczne i gazowe oraz wyniki badań predyspozycji wyrzutowych węgla, pozwalające na określenie potencjalnych miejsc zagrożenia wyrzutowego w południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Przedstawiono analizę wyników badań własności sorpcyjnych na próbkach węgla z dwóch kopalń zagrożonych wyrzutami metanu i skał, tj. KWK Pniówek i KWK Brzeszcze oraz porównawczo na próbkach z KWK Bogdanka S.A., w której jest eksploatowane słabo metanowe złożo. Analizie poddano również inne uwarunkowania, mogące być pomocne w ocenie kształtowania się zagrożenia wyrzutami metanu i skał.

Artykuł jest wynikiem realizacji projektu badawczego nr 4T12A01027 pt. „Uwarunkowania strukturalne i hydrogeochemiczne zjawisk gazogeodynamicznych w kopalniach południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego”, finansowanego przez Komitet Badań Naukowych. Inspiracją do zajęcia się tematyką był wyrzut metanu i skał, jaki wystąpił w dniu 23.08.2002 r. w KWK Pniówek – największy w historii kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (Krause, Chrószcz 2002). W czasie realizacji projektu w dniu 22.11.2005 roku zaistniał kolejny wyrzut metanu i skał w KWK Zofiówka, w wyniku którego śmierć poniosło trzech górników (Krause 2006). Badania, wykonywane w ramach realizacji projektu dotyczyły poszukiwania dodatkowych kryteriów warunkujących poprawę bezpieczeństwa podczas prowadzenia robót górniczych w warunkach występowania zagrożenia wyrzutami metanu i skał.

Impact of geological and gas determinants on the formation of rock and gas outburst hazard in the Upper Silesian Coal Basin

Abstract

The article relates to tectonic and gas determinants and investigation results of coal outburst predispositions allowing to determine potential sites of outburst hazard in the south-western part of the Upper Silesian Coal Basin. The analysis of results of sorptive property tests on coal samples from two mines prone to rock and methane outbursts, i.e. Pniówek Colliery and Brzeszcze Colliery were presented, and comparatively on samples from the Bogdanka JSC Colliery, where a low-gassy deposit is mined. Subject to analysis were also other determinants that could be helpful in the assessment of rock and methane outburst hazard formation.

The article is the effect of realisation of the research project No 4T12A01027 entitled: “Structural and hydrogeochemical determinants of gasogeodynamic phenomena in mines of the south-western part of the Upper Silesian Coal Basin, financed by the Committee of Scientific Research. The involvement inspiration relating to this problem was a methane and rock outburst, which took place on 23rd August 2002 in the Pniówek Colliery, the biggest in the history of mines of the Upper Silesian Coal Basin (Krause, Chrószcz 2002). During the realisation of the project on 22nd November 2005 occurred a subsequent methane and rock outburst in the Zofiówka Colliery, where three miners were killed (Krause 2006). The investigations, carried out in the framework of project realisation, concerned the search for additional criteria conditioning safety improvement during mining activity conducting in conditions of methane and rock outburst hazard occurrence.

WPROWADZENIE

Prowadzenie robót górniczych w zaburzonych i silnie nasyconych gazami strukturach geologicznych stwarza potencjalną możliwość zaistnienia wyrzutu gazów i skał, co znalazło potwierdzenie w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Wyrzuty gazów i skał oraz wstrząsy górotworu, towarzyszące podziemnej eksploatacji kopalni, należą do zjawisk o bardzo gwałtownym przebiegu. W ostatnich dziesięciu latach obserwowano wzmożone wypływy metanu do wyrobisk, po zaistniałych wysokoenergetycznych wstrząsach górotworu, w otoczeniu silnie metanowego złoża.

Strumień metanu wydzielającego się do wyrobiska zależy od lokalizacji ogniska wstrząsu, stopnia zniszczenia struktury pokładu węgla oraz nasycenia metanem. Podczas wyrzutów gazów i skał objętość gazu wydzielającego się do wyrobiska jest większa niż po wystąpieniu wysokoenergetycznych wstrząsów, co stwarza zagrożenie rejonu wentylacyjnego i drogi odprowadzania powietrza do szybu wydechowego. Załoga zatrudniona w wyrobisku, w strefie bezpośredniego oddziaływania wyrzutu, może ulec przysypaniu powyrzutowymi masami skalnymi lub uduszeniu na skutek powstania atmosfery niezdatnej do oddychania. Jednocześnie odprowadzenie metanu z miejsca wyrzutu drogami wentylacyjnymi poza rejonem, powoduje najczęściej okresowe powstanie zagrożenia wybuchowego.

Wyrzuty gazów i skał są trudno prognozowalne i często brak jest wcześniejszych symptomów narastania tego zagrożenia. W południowo-zachodniej i południowej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego zjawiska gazogeodynamiczne wystąpiły w czasie prowadzenia robót górniczych w kopalniach: „Zofiówka”, „Pniówek”, „Brzeszcze”, bez wcześniejszych objawów zagrożenia wyrzutowego. W przyszłości należy liczyć się z możliwością wystąpienia zjawisk, szczególnie w strefach zaburzeń geologicznych i tektonicznych, w obszarach o podwyższonej metanonośności złoża. W świetle powyższego należy zwrócić szczególną uwagę na prognozowanie zagrożenia w drążonych wyrobiskach, z uwzględnieniem tektoniki złoża i warunków gazowych oraz na pomiary parametrów wyrzutowych, w tym własności sorpcyjne węgla.

1. WPŁYW WARUNKÓW GEOLOGICZNYCH I TEKTONICZNYCH NA WYSTĘPOWANIE WYRZUTÓW GAZÓW I SKAŁ

Wyrzuty gazów i skał towarzyszą najczęściej złożom węgla kamiennego. Warunki, sprzyjające tworzeniu się struktur wyrzutowych, tektoniczne, jak i gazowe, występują również w lignitach, solach kamiennych (sól jadalna, sole potasowo-magnezowe, karnality), rudach miedzi, a także w silnie porowatych i zmetamorfizowanych piaskowcach (Kobiela i in. 1988). Wspólną cechą wyrzutów jest regionalny charakter ich występowania, związany nierozzerwalnie z diastrofizmem oraz warunkami gazowymi w obrębie naruszonych struktur geologicznych. Większość naukowców i praktyków uważa, że występowanie tych zjawisk ma związek głównie z podłożem geologicznym, ściślej tektoniką dysjunktywną (uskokową) i intruzywną (magmaokinetyczną). Zgodnie ze statystyką zjawiska takie występują w miejscach niewielkich zaburzeń

lokalnych (małych uskokach) nieprzerywających ciągłości warstw, w zmylonityzowanych soczewkach zakłócających naturalny kłiważ i uwarstwienie, w niewielkich rozmiarów sfałdowaniach, w lokalnych zmianach miąższości i przegięciach oraz w dużych uskokach, nasunięciach i sfałdowaniach.

Analizując zjawiska wyrzutowe zaistniałe w złożach zlikwidowanych kopalń węgla kamiennego, w rejonach wałbrzyskim i noworudzkim, można stwierdzić, że występowały one przede wszystkim w antyklinach, gdzie dominowały siły rozciągające, powodujące rozerwanie i zniszczenie struktury pierwotnej skał (mylonityzacja). Rozciągające naprężenia w antyklinie i ściskające w synklinie, były powodem przemieszczenia gazu z części synklinalnej (łękowej) w kierunku rozluźnionej struktury skał w antyklinie (siodłowej części fałdu) i tworzenia gniazdowych nagromadzeń gazu, w formie „pułapek gazowych”, tj. potencjalnych miejsc ośrodków wyrzutowych.

W złożach węgla kamiennego zagrożenie wyrzutowe obserwuje się również w strefach uskokowych – dotyczy to zwłaszcza uskoków podłużnych (równoległych do uwarstwienia) i skośnych, a także uskoków odwróconych, utożsamianych z nasunięciami. Wszystkie te uskoki zalicza się do uskoków zamkniętych, uniemożliwiających przemieszczanie się gazu. W przeciwieństwie do nich, uskoki otwarte, rozciągające, powodują łatwe uwalnianie się gazu z pokładów, tym samym wykluczają się możliwość powstania wyrzutu w ich sąsiedztwie. W Górnośląskim Zagłębiu Węglowym przykładem takich uskoków są duże dyslokacje tektoniczne w obszarach górniczych kopalń: „Halemba”, „Bielszowice”, „Nowy Wirek” i „Śląsk”, gdzie w ich bezpośrednim sąsiedztwie, w odległości do około 100 metrów, występuje wielokrotnie mniejsze nasycenie złoża metanem niż w partiach odległych.

Wyrzutowy charakter antyklin, uskoków podłużnych i skośnych oraz nasunięć, został potwierdzony w licznych pracach specjalistów zagranicznych (Noack i in. 1983). W Dolnośląskim Zagłębiu Węglowym występowanie wyrzutów wiązano z grupą uskoków przebiegających skośnie do rozciągłości. Miejsca te charakteryzowały się mniejszą wytrzymałością, tym samym były bardziej podatne na wystąpienie wyrzutów.

Reasumując, warunki geologiczne, a w szczególności tektonika złoża, stanowią podstawowy czynnik powodujący zaistnienie wyrzutów gazów i skał w rejonach objętych silnym metamorfizmem dyslokacyjnym i iniekcyjnym. W takich warunkach złoża węgla podlegały znacznym przeobrażeniom strukturalnym i termicznym, co uwiadamia się w formie:

- silnej mylonityzacji, polegającej na zmniejszeniu zwięzłości i spójności węgla oraz braku kłiważu i uwarstwienia,
- wzrostu uwęglenia oraz zmniejszenia zawartości części lotnych pod wpływem wysokich ciśnień i temperatury,
- zmniejszonej zawartości wilgoci w wyniku oddziaływania wysokiej temperatury,
- nierównomiernego rozkładu gazonośności z lokalnymi przesyceniami gazu, znacznie przekraczającymi pojemność sorpcyjną węgla w złożu.

Powyższe czynniki powinny być brane pod uwagę podczas sporządzania regionalnej prognozy zagrożenia wyrzutowego oraz analizowane pod kątem występowania specyficznych cech złoże.

Tektonika Górnośląskiego Zagłębia Węglowego jest wynikiem głównie orogenezy hercyńskiej, w czasie której utworzyło się wiele fałdów i niecek, a także nasunięć oraz liczne uskoki. W obszarze niecki głównej dominuje typ tektoniki blokowej charakteryzującej się licznymi uskokami o różnych amplitudach, kierunkach zbliżonych do południkowego i równoleżnikowego, występują również zafałdowania warstw. Największe zaangażowanie tektoniczne wykazuje zachodnia, a w szczególności południowo-zachodnia część zagłębia.

W zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego wyraźnie zaznaczają się sfałdowania o kierunku południkowym, tzw. fałd michałkowicki (zachodni) i fałd orłowski (wschodni), biegnące od rejonu ostrawsko-karwińskiego na południu, przez rejon rybnicki do gliwickiego na północy. Zaburzenia michałkowickie i orłowskie zbadano najlepiej w rejonie ostrawsko-karwińskim. Wyrzuty w tym rejonie mają prawdopodobnie związek z nasunięciem i sfałdowaniami.

Na wschód od zaburzenia orłowskiego w okolicach Jastrzębia i dalej na wschód po okolicę Golasowic, występują sfałdowania o kierunku zbliżonym do południkowego. Stanowią one fragment południowo-zachodniego, dodatkowo sfałdowanego, skrzydła niecki głównej. Osie antyklin są skierowane na północ, zaś znajdujące się między nimi synkliny, wynurzają się w kierunku południowym. Antykliny, nasunięcia oraz sfałdowania stwarzają w tym rejonie warunki do występowania zagrożenia wyrzutami metanu i skał w złoże. Małe uskoki i lokalne naruszenia struktury węgla w powiązaniu z tymi dużymi dyslokacjami w złoże były, są i będą, przyczyną występowania zjawisk wyrzutowych.

Analiza lokalizacji miejsc wyrzutów w kopalniach „Pniówek” i „Zofiówka”, na tle budowy geologiczno-strukturalnej złoże wykazała, że zjawiska te miały miejsce w serii mułowcowej utworów karbonu na zboczach dolin wciosowych Bzie I, III i IV (Pluta, Jura 2001). Struktury te, zwane potocznie utworami „pstrymi”, są zwietrzałe i przeobrażone termicznie, a po zakryciu ich osadami miocenu mogła nastąpić migracja, a następnie kumulacja metanu. W strukturach zuskokowanych, w strefach spękań zwietrzeniowych, w dnach dolin, proces ten był ułatwiony w wyniku nacisku i izolacji tworzących się ilastych nieprzepuszczalnych osadów miocenu. W takich warunkach, w otoczeniu silnie metanowego złoże węglowego występują zwiększone objętości metanu wolnego pod ciśnieniem. Prowadzenie robót górniczych może spowodować więc nagły wypływ dużych objętości gazu do wyrobiska lub spowodować wyrzut metanu i skał.

Reasumując, w ocenie autora, w identyfikacji rejonów potencjalnie zagrożonych wyrzutami metanu i skał w obszarze Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, wymagane jest prowadzenie analizy porównawczej budowy geologiczno-strukturalnej złoże, przy uwzględnieniu warunków geologicznych w miejscach zaistniałych wyrzutów metanu i skał w kopalniach „Zofiówka”, „Pniówek” i „Brzeszcze”.

2. UWARUNKOWANIA GAZOWE ORAZ WŁASNOŚCI SORPCYJNE WĘGLI W POKŁADACH ZAGROŻONYCH WYRZUTAMI GAZÓW I SKAŁ

Obecność gazu w węglu, na określonym poziomie, jest niezbędnym warunkiem do zaistnienia wyrzutu, a ilość wydzielonego gazu wraz z ilością wyrzuconego węgla lub skały, decyduje o skali zjawiska.

Badania prowadzone przez pracowników Kopalni Doświadczalnej „Barbara” GIG w kopalniach węgla kamiennego Górnośląskiego Zagłębia Węglowego wykazały, że stopień nasycenia pokładów metanem, jest zróżnicowany w zależności od obszaru górniczego, partii złoże i głębokości jej zalegania. Najbardziej metanowe są obszary południowo-zachodniej i południowej części zagłębia, gdzie metanonośność pokładów przekraczająca $10 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$ występuje pod stropem karbonu, pod nieprzepuszczalnym nadkładem warstw trzecio- i czwartorzędowych.

W północnej i wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, przy braku nadkładu lub przy nadkładzie przepuszczalnym dla gazu, nie stwierdza się występowania przystropowej strefy silnej gazonośności pokładów. Karbon wychodzi bezpośrednio na powierzchnię lub jest przykryty cienkimi czwartorzędowymi piaskami, stwarzającymi od tysięcy lat możliwość ciągłej migracji metanu z pokładów do atmosfery.

W wielu kopalniach węgla kamiennego zawartość metanu pochodzenia naturalnego w pokładach węgla jest duża, a zagrożenie wyrzutami gazów i skał nie występuje. Oznacza to, że oprócz ilości gazu, jaką jest nasycone złoże, znaczenie ma również sposób jego związania ze strukturą węgla w pokładach i otoczeniu. Charakterystyczną cechą każdego ośrodka porowatego jest jego pojemność sorpcyjna, tj. zdolność gromadzenia gazów w strukturze o określonej objętości, co zależy między innymi od rodzaju węgla, jego powierzchni wewnętrznej, stopnia metamorfizmu i własności fizykochemicznych.

Węgla kamienne cechuje zróżnicowana porowatość, a w zależności od stopnia metamorfizmu oraz głębokości zalegania różne własności sorpcyjne. Często węgiel charakteryzuje się dużą pojemnością sorpcyjną i zawiera w porach znaczne ilości gazu, a mimo to w pokładach nie stwierdza się zagrożenia wyrzutami gazów i skał. Jest to wynikiem porównywalnych ilości gazu w węglu z jego pojemnością sorpcyjną. W przypadku, gdy zawartość gazu w węglu jest mniejsza, równa lub nieznacznie przekracza jego pojemność sorpcyjną, w danym pokładzie istnieje nieznaczne zagrożenie wyrzutami gazów i skał. Oznacza to, że w warunkach zbliżonych wartości ilości gazu w węglu i pojemności sorpcyjnej węgla, nie występuje gradient ciśnienia gazu skierowany od węgla na zewnątrz. W takiej sytuacji, kinetyka wydzielania gazu charakteryzuje się większą lub mniejszą intensywnością, w zależności od stopnia nasycenia otaczającego złoże.

W pokładach węgla gaz występuje w postaci gazu wolnego oraz sorbowanego. W stosunku do całkowitej pojemności gazowej węgla, tj. sumarycznej ilości gazu sorbowanego i wolnego, ilość gazu wolnego w pokładach niezagrożonych wyrzutami gazów i skał wynosi do około 9%. Gaz wolny, ulegając sprężaniu i rozprężaniu pod

wpływem zmian ciśnienia górotworu, może bezpośrednio przyczyniać się do powstawania stref wyrzutowych w złożu.

Ilość gazu sorbowanego zależy od właściwości sorbentu (tzn. rodzaju węgla), ciśnienia i temperatury gazu oraz ciśnienia w górotworze. Węgiel jako sorbent charakteryzuje się powierzchnią wewnętrzną, która może wynosić nawet 200–300 m²/g. Ilość sorbowanego gazu zwiększa się ze wzrostem ciśnienia według hiperbolicznej krzywej zwanej izotermą sorpcji.

3. WYNIKI BADAŃ WŁASNOŚCI SORPCYJNYCH WĘGLI Z KOPALŃ „BRZESZCZE”, „PNIÓWEK” I „ZOFIÓWKA”

Do wykonania badań własności sorpcyjnych użyto dwóch gazów, tj. dwutlenku węgla i metanu. Wyniki wcześniejszych badań potwierdziły, że węgle sorbują więcej dwutlenku węgla niż metanu.

Próbki węgla do badań pochodziły z pokładów silnie metanowych kopalń „Pniówek” i „Brzeszcze” oraz słabo metanowych z kopalni „Bogdanka” S.A. Próbki węgla do badań zostały pobrane w przodkach górniczych aktualnie eksploatowanych pokładów. Izotermy sorpcji wykonano przy ciśnieniu 0–60 atm dla metanu i 0–55 atm dla dwutlenku węgla.

Na rysunku 1 przedstawiono izotermy pojemności sorpcyjnej węgla z kopalń „Brzeszcze”, „Pniówek” i „Bogdanka”, uzyskane na podstawie wyników badań wykonanych na mikrowadze sorpcyjnej „Sartorius”. Stwierdzono, że najmniejszą pojemność sorpcyjną wykazał węgiel z kopalni „Pniówek”, a mianowicie:

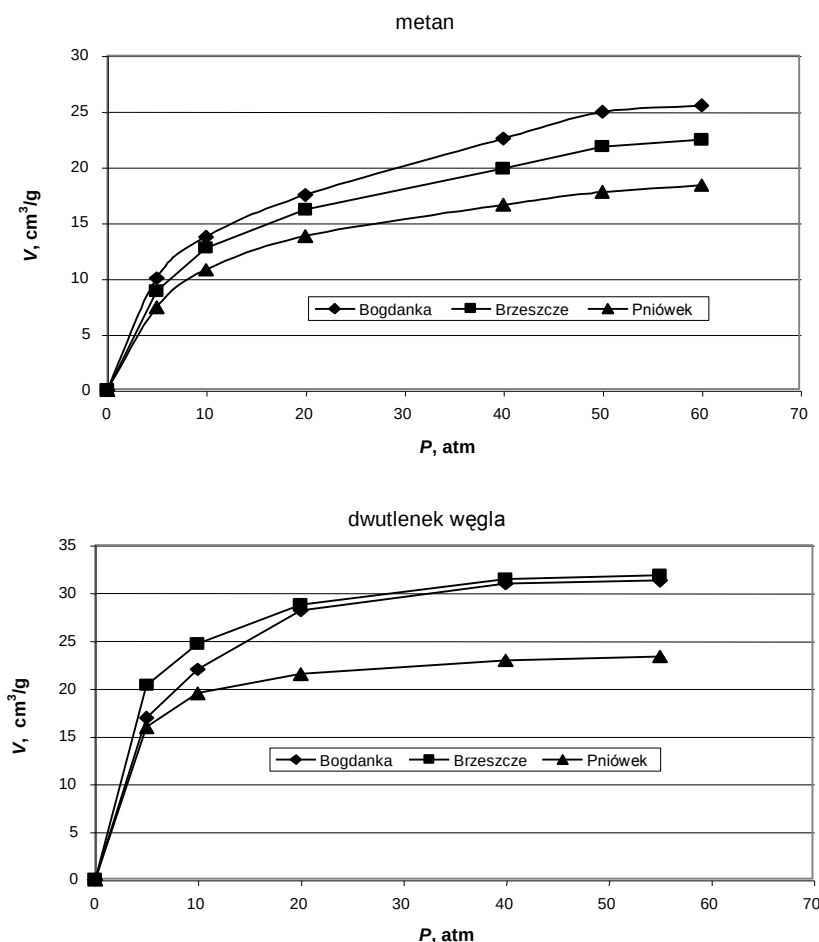
- dla metanu przy ciśnieniu 60 atm – 18 cm³/g,
- dla dwutlenku węgla przy ciśnieniu 55 atm – 23,5 cm³/g.

Spośród badanych węgli z trzech kopalń największą pojemnością sorpcyjną, tj. największą zdolnością do akumulowania metanu, charakteryzował się węgiel z kopalni „Bogdanka” S.A., pomimo małej zawartości metanu pochodzenia naturalnego wynoszącej 1 m³ CH₄/Mg_{csw}. W związku z tym, że izotermy wykonano dla próbek węgla uprzednio wysuszonych, ponieważ tak przewiduje metodyka prowadzenia badania na mikrowadze, ilość akumulowanego przez węgiel gazu była zatem jedynie funkcją struktury porowatej (powierzchni wewnętrznej węgla) i ciśnienia.

Można wnioskować, że w przypadku badania własności sorpcyjnych na węglach wilgotnych przebieg krzywych sorpcji byłby jeszcze bardziej zróżnicowany, woda spełniałaby najprawdopodobniej rolę czynnika blokującego dostęp metanu do powierzchni wewnętrznej węgla.

Wyznaczone izotermy sorpcji (rys. 1) potwierdziły większą pojemność sorpcyjną w przypadku dwutlenku węgla, będącą wynikiem mniejszych wymiarów molekuł CO₂, lepiej sorbowanych przez system porów węgla.

Próbki węgla z kopalni „Pniówek” miały mniejszą pojemność sorpcyjną w stosunku do węgla z kopalni „Bogdanka”, co wskazywało na mniejsze możliwości akumulowania metanu w jednostce objętości węgla (rys. 1).



Rys. 1. Izotermi pojemności sorpcyjnej węgla z kopalń „Bogdanka”, „Pniówek” i „Brzeszcze”;
 V – ilość akumulowanego gazu, P – ciśnienie gazu w węglu

Fig. 1. Isotherms of sorptive volume of coals from the “Bogdanka”, “Pniówek” and “Brzeszcze” Collieries;
 V – quantity of accumulated gas, P – gas pressure in coal

Mniejsza pojemność sorpcyjna węgla, przy większej wartości metanonośności, wpływa na kierunek gradientu ciśnienia z pokładu na zewnątrz, tym samym na wzrost zagrożenia wyrzutami metanu i skał.

Podczas badań wykonywanych w celu wykreślenia izoterm sorpcji, ilość gazu akumulowanego w węglu była funkcją sorpcji (zarówno fizycznej, jak i chemisorpcji) zachodzącej na powierzchni węgla oraz ciśnienia (kompresji). Kompresji ulegają wolne cząsteczki gazów, które nie zostały zaadsorbowane, a znalazły się wewnątrz struktury porowej węgla. Im większa objętość makroporów, tym więcej gazu wolnego akumuluje się w jego strukturze. Jeżeli struktura węgla ma charakter makroporowaty (przewaga porów o dużych wymiarach) ilość gazu, która ulega kompresji jest znacznie większa niż ilość gazu, zaadsorbowana na jej powierzchni wewnętrznej. W przypadku

mikroporowatej struktury węgla (przewaga porów o bardzo małych rozmiarach), czyli o dużej powierzchni wewnętrznej, ilość gazu, który uległ adsorpcji, będzie znacznie większa niż gazu, który uległ kompresji.

Należy przypuszczać, że powyższe ma bezpośredni związek ze skłonnością węgla do wyrzutów gazów i skał. W przypadku węgla o strukturze makroporowatej, jego skłonność do wyrzutów będzie znacznie większa niż węgla o strukturze mikroporowatej. Ponadto przebieg wyrzutu będzie znacznie bardziej gwałtowny.

W warunkach dużego ciśnienia gazu wewnątrz ośrodka wyrzutowego i wysokiego gradientu ciśnienia między nim a strefą buforową w czole przodka, strefa ta do momentu wyrzutu chroni przodek przed skutkami jego wystąpienia. Przodek zabezpieczony jest do czasu, gdy wytrzymałość strefy buforowej jest większa niż wartość ciśnienia gazu w ośrodku wyrzutowym.

Na znaczący udział metanu wolnego wskazują dane uzyskane podczas dwóch wyrzutów metanu i skał zaistniałych w dniu 23.08.2002 w kopalni „Pniówek” oraz w dniu 22.11.2005 w kopalni „Zofiówka”. Wyniki badań metanonośności pokładu węgla oraz pojemności sorpcyjnej w obydwu przypadkach nie przekraczały $8 \text{ m}^3\text{CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$, natomiast wskaźnik odgazowania w czasie wyrzutu wynosił powyżej $30 \text{ m}^3\text{CH}_4/\text{Mg}$ mas powyrzutowych. Powyższe potwierdza znaczący udział, podczas wyrzutu, metanu wolnego zakumulowanego w niezidentyfikowanych zaburzeniach geologicznych przed czołem drążonych wyrobisk.

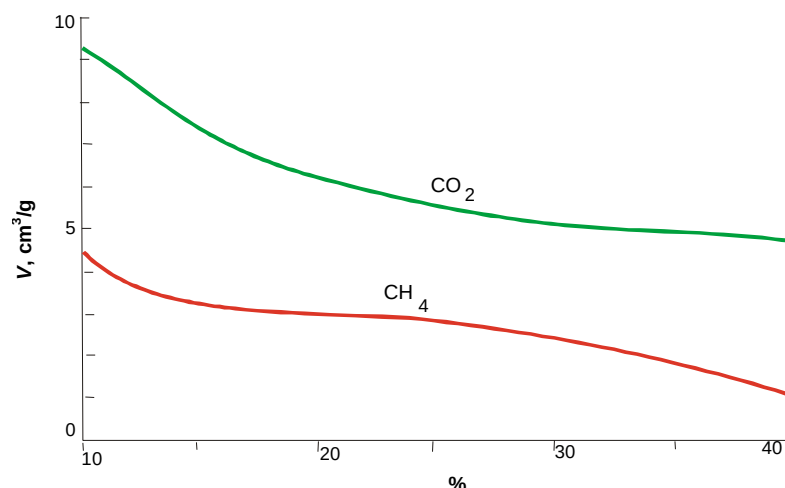
Wyniki przeprowadzonych badań wykazały, że podczas prognozowania zagrożenia wyrzutami gazów i skał jest celowe uwzględnianie czynników, takich jak: zawartość wilgoci i zawartość części lotnych w węglu. Mała zawartość wilgoci oraz części lotnych jest charakterystyczna dla węgla silnie zmetamorfizowanych, wysoko uwęglonych, skłonnych do wyrzutów gazów i skał. Większa zawartość wilgoci w węglu zmniejsza znacząco pojemność sorpcyjną dla akumulacji metanu, tym samym zmniejsza poziom zagrożenia wyrzutowego.

Badania własności sorpcyjnych węgla charakteryzujących się zawartością części lotnych w przedziale 10–40% wykonano przy ciśnieniu 1 atm i w temperaturze 293 K (20°C). Zależność ilości sorbowanego pod ciśnieniem dwutlenku węgla i metanu od zawartości części lotnych, przedstawiono na rysunku 2. Wynika z nich, że ze wzrostem zawartości części lotnych zmniejszała się pojemność sorpcyjna, tzn. możliwość akumulowania gazów, tym samym obniżały się predyspozycje węgla do wyrzutów gazów i skał.

Ilość sorbowanego gazu w węglu zmniejsza się ze wzrostem zawartości wilgoci oraz temperatury.

Węgiel z kopalń „Pniówek” i „Brzeszcze” zawierał do około 2,5%, natomiast węgiel z kopalni „Bogdanka” S.A. do około 6,5% wilgoci higroskopijnej. Duża zawartość wilgoci w węglu kopalni „Bogdanka” S.A. ograniczała możliwość akumulowania metanu.

W pokładach węgla charakteryzujących się dużą zawartością wilgoci, najczęściej jest mało metanu pochodzenia naturalnego (metanonośność złoża).



Rys. 2. Zależność ilości gazów CO₂ i CH₄ sorbowanych od zawartości części lotnych w węglu

Fig. 2. Dependence of the quantity of sorbed CO₂ and CH₄ gases on the content of volatile matter in coal

Największą pojemnością sorpcyjną, tym samym zdolnością do akumulowania metanu, charakteryzował się węgiel z kopalni „Bogdanka”. Jednakże zawartość naturalnej wilgoci zmniejszała jego zdolności do akumulowania metanu. Zawartość wilgoci pochodzenia naturalnego i części lotnych w węglu oraz temperatura, są czynnikami, które w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego mogą być pomocniczymi parametrami charakteryzującymi partie złoża pod kątem zróżnicowanego poziomu zagrożenia wyrzutami metanu i skał.

WNIOSKI

1. Wyniki badań własności sorpcyjnych węgli potwierdziły, że z głębokością zalegania pokładów obniża się pojemność sorpcyjna węgla, co przy dużej metanonośności pokładów węgla przyczynia się do występowania dużego gradientu ciśnienia metanu skierowanego od pokładów do wyrobisk, tym samym wzrasta zagrożenie wyrzutami metanu i skał.
2. Zawartość wilgoci w pokładach węgla jest czynnikiem, który ogranicza ilość akumulowanego metanu. Predyspozycje wyrzutowe węgli wilgotnych są więc mniejsze niż węgli suchych.
3. Węgłe bardziej zmetamorfizowane charakteryzują się mniejszą zawartością części lotnych, co daje możliwość akumulacji większej ilości metanu w jednostce objętości, zwiększając predyspozycję tych węgli do występowania zjawisk wyrzutowych.
4. W warunkach dużego nasycenia pokładów węgla metanem, złożona tektonika południowo-zachodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego jest główną przyczyną wyrzutów metanu i skał. Obecność w złożu antyklin, nasunięć, sfałdowań i uskoków zamkniętych, w których występują zmylonityzowane węgle

i struktury porowate skał, a wraz z nimi strefy spiętrzenia gazowego nasycone wolnym metanem, są czynnikiem, który w zasadniczym stopniu kształtuje zagrożenie wyrzutami metanu i skał.

5. Analiza uwarunkowań geologicznych i gazowych w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego wykazała, że istnieje potencjalna możliwość występowania wyrzutów gazów i skał w jego południowo-zachodniej i południowej części, gdzie złoża ulegało przeobrażeniom strukturalnym, polegającym na jego silnej mylonityzacji powodującej zmniejszenie zwężłości pokładów węgla.

Literatura

1. Kobiela Z. i in. (1988): *Strefy wysokiej metanonośności a zagrożenie wyrzutami metanu i skał w pokładach Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego*. Materiały na XII Międzynarodowe Kolokwium „Kierunki Zwalczania Zagrożenia Wyrzutami Metanu i Skał w Górnictwie Podziemnym”.
2. Krause E., Chrószcz A. (2002): *Wyrzut metanu i skał w lunecie rurowej poz. 1000 m w KWK „Pniówek”*. Materiały konferencyjne. XXVII Dni ROW 2002. XIX Seminarium nt. Zagrożenie wybuchem metanu i pyłu węglowego w kopalniach – teoria i praktyka.
3. Krause E. (2006): *Kształtowanie się zagrożenia metanowego oraz wyrzutami metanu i skał w pokładzie 409/4 w partii „D” w KWK „Zofiówka”*. XXIII Seminarium ROP.
4. Noack K. i in. (1983): *The status of technology for control of gas and coal outbursts in West German coal mines*. Proc. 20th Int. Conf. Safety in Mines Res. Inst. Sheffield, Paper B3.
5. Pluta I., Jura D. (2001): *Uwarunkowania geologiczno-strukturalne lokalizacji zjawisk gazogeodynamicznych w kopalniach „Pniówek” i „Zofiówka”*. XVIII Seminarium nt. Zwalczanie zagrożenia metanowego w kopalniach – teoria i praktyka.

Recenzent: doc. dr hab. inż. Jan Drzewiecki

Jacek Boba

WDRAŻANIE SYSTEMU EMAS W PAŃSTWACH UNII EUROPEJSKIEJ

Streszczenie

W artykule przedstawiono tak zwane dobre praktyki związane z wdrażaniem systemów zarządzania środowiskowego zarówno sformalizowanych (ISO 14001, EMAS), jak i niesformalizowanych (eko-profit, eco-mapping itp.) w państwach Unii Europejskiej oraz Norwegii. Zaprezentowano także podstawowe wymagania związane z wdrażaniem systemu EMAS w organizacji, dane liczbowe dotyczące rozwoju systemu w Unii Europejskiej oraz akty prawne wprowadzające system EMAS w Polsce.

Implementation of EMAS in the European Union countries

Abstract

In the paper, examples of so called „good practice”, connected with implementation of environmental management systems, both formal (ISO 14001, EMAS) and less formal (eko-profit, eco-mapping etc.) in the European Union countries and Norway are presented. The main requirements connected with implementation of EMAS in an organisation, statistical data concerning EMAS development in the European Union and legislation introducing EMAS in Poland are also included.

WPROWADZENIE

Po przystąpieniu Polski do Unii Europejskiej obowiązuje Rozporządzenie (WE) Nr 761/2001 Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 19 marca 2001 roku, dopuszczające dobrowolny udział organizacji we wspólnotowym systemie ek zarządzania i audytu (EMAS) [1]. W rozporządzeniu zostały określone wymagania, jakim powinien odpowiadać system zarządzania środowiskowego organizacji, aby mogła być zarejestrowana przez jednostkę kompetentną. EMAS jest zbudowany podobnie jak system zarządzania środowiskowego (SZŚ), którego wymagania opisano w obowiązującej aktualnie normie ISO 14001 [2]. Posiada jednak pewne istotne elementy, których nie uwzględniono we wspomnianej normie.

Wdrażanie systemu EMAS jest intensywnie promowane w Unii Europejskiej przez Dyрекję Generalną ds. Przedsiębiorstw oraz Dyрекję Generalną ds. Środowiska Komisji Europejskiej, zwłaszcza w odniesieniu do małych i średnich przedsiębiorstw (MŚP).

Dowodem znaczenia, jakie Unia Europejska przywiązuje do wdrażania systemów zarządzania środowiskowego w małych i średnich przedsiębiorstwach, było ustanowienie projektu (tzw. Best Project) „Systemy zarządzania środowiskowego w małych i średnich przedsiębiorstwach” („Environmental management systems in small and medium – sized enterprises”) [3], realizowanego w latach 2002–2003 przez ekspertów z państw członkowskich, Norwegii oraz krajów kandydujących wówczas do Unii.

1. HISTORIA SYSTEMU EKOZARZĄDZANIA I AUDYTU (EMAS)

Pierwsze koncepcje systemów zarządzania środowiskowego powstały w latach osiemdziesiątych XX wieku i od tego czasu są ciągle rozwijane. Zasadniczym wspólnym celem funkcjonowania systemów zarządzania środowiskowego jest osiąganie ciągłego zmniejszania niekorzystnego wpływu działalności człowieka na środowisko. Można do tego doprowadzić poprzez zintegrowanie zarządzania środowiskowego z ogólnym systemem zarządzania organizacją. Aktualnie najbardziej rozpowszechnione sformalizowane systemy zarządzania środowiskowego, to system opisany w normie ISO 14001 oraz system ekzarządzania i audytu (EMAS).

Pierwsze międzynarodowe normy ISO serii 14000 ustanowiono w 1996 roku. W tym samym czasie, w krajach Unii Europejskiej, powstała koncepcja rejestrowania przedsiębiorstw i instytucji, które dobrowolnie prowadzą działania prośrodowiskowe według ustalonych, jednolitych reguł. Tak powstał zarys systemu ekzarządzania i audytu – EMAS. Obowiązuje on w państwach Unii Europejskiej od 1995 roku. Początkowo system EMAS był konkurencyjny w stosunku do systemu zarządzania środowiskowego, którego wymagania określono w obowiązującej wówczas wersji normy ISO 14001 [4]. Po długotrwałych dyskusjach i uzgodnieniach zintegrowano obydwa akty normatywne przez włączenie wymagań systemu zarządzania środowiskowego według normy ISO 14001 do rozporządzenia EMAS.

Zasady organizacji i funkcjonowania systemu ekzarządzania i audytu (EMAS) zostały określone po raz pierwszy w rozporządzeniu Rady (EWG) 1836/93 z dnia 23 czerwca 1993 roku w sprawie dobrowolnego uczestnictwa przedsiębiorstw przemysłowych we wspólnotowym systemie ekzarządzania i audytu [5]. Jego zasadniczym celem było zachęcanie do prowadzenia działalności przemysłowej w taki sposób, aby zapewnić systematyczne ograniczanie negatywnego oddziaływania na środowisko. Narzędziem miał być ujednolicony system samooceny i samokontroli przedsiębiorstw w zakresie ich wpływu na środowisko. Ważne też było zapewnienie społeczeństwu dostępu do wiarygodnej informacji na ten temat. Początkowo założenia EMAS wdrażano tylko w przedsiębiorstwach przemysłowych, traktując podobne działania w innych sektorach, takich jak: administracja publiczna, szkolnictwo, czy ochrona zdrowia, jako działania eksperymentalne.

W kolejnych latach Unia Europejska podjęła wiele decyzji ustalających podstawy funkcjonowania systemów zarządzania środowiskowego. W latach 1999–2001 nastąpiła rewizja założeń organizacyjnych i formalnoprawnych EMAS. Opracowany został i przyjęty nowy akt prawny – Rozporządzenie nr 761/2001 Parlamentu Europejskiego i Rady. Jest to tzw. EMAS II, jeden z ważniejszych unijnych aktów prawnych, odnoszących się do sfery ochrony środowiska. Po dokonanej w 2001 roku rewizji wyników wdrożenia pierwszego Rozporządzenia w sprawie EMAS postanowiono, że w systemie tym mogą uczestniczyć wszystkie organizacje, nie tylko przedsiębiorstwa przemysłowe, ale także wszelkiego typu instytucje użyteczności publicznej, szkoły, stowarzyszenia itp. Ogólna dostępność ma spowodować zwiększenie efektów działań prośrodowiskowych, a tym samym zmniejszenie negatywnego wpływu na środowisko przemysłu, rolnictwa oraz gospodarki komunalnej.

2. WDRAŻANIE SYSTEMU EMAS W ORGANIZACJI

W Rozporządzeniu nr 761/2001 zostały określone precyzyjnie warunki, jakie musi spełnić organizacja, aby uzyskać rejestrację w odpowiednim krajowym systemie EMAS [6]. Najważniejsze z nich to:

- spełnianie w sposób ciągły wymogów prawa ochrony środowiska,
- wdrożenie systemu zarządzania środowiskowego opisanego w Załączniku I do Rozporządzenia EMAS,
- przeprowadzanie audytów¹ środowiskowych,
- przedstawianie deklaracji środowiskowych, zatwierdzanych przez weryfikatora środowiskowego, w odstępach czasu określonych w Rozporządzeniu.

Wdrożenie systemu ek zarządzania i audytu EMAS w organizacji wiąże się z przedstawionymi poniżej działaniami:

- przeprowadzenie przeglądu środowiskowego – zgodnie z Załącznikiem VII do Rozporządzenia EMAS,
- wdrożenie systemu zarządzania środowiskowego, zgodnego z wymaganiami Załącznika I (część A) do Rozporządzenia EMAS (wg rozdziału 4 normy EN ISO 14001),
- przeprowadzenie audytu środowiskowego,
- opracowanie deklaracji środowiskowej,
- weryfikacja,
- rejestracja,
- opublikowanie deklaracji środowiskowej.

Jak wynika z przedstawionej powyżej specyfikacji, wdrożenie i zarejestrowanie organizacji w systemie EMAS wymaga większych nakładów sił i środków niż w przypadku wdrożenia i certyfikacji systemu zarządzania środowiskowego na zgodność z wymaganiami normy ISO 14001.

3. SYTUACJA SYSTEMU EMAS W PAŃSTWACH CZŁONKOWSKICH UNII EUROPEJSKIEJ

3.1. Dane statystyczne

W niniejszym rozdziale zestawiono podstawowe dane liczbowe dotyczące systemu EMAS w państwach Unii Europejskiej i Norwegii². Na przestrzeni ostatnich dziesięciu lat zainteresowanie wdrażaniem i rejestracją systemu zarządzania środowiskowego, określonego w Rozporządzeniu EMAS, było bardzo zróżnicowane w poszczególnych państwach Unii Europejskiej. Zmiany w liczbie organizacji zarejestrowanych w systemie EMAS na przestrzeni ostatnich dziesięciu lat przedsta-

¹ Terminy: audyt i audytor są stosowane w polskim tłumaczeniu Rozporządzenia EMAS, natomiast terminy: audit i auditor są stosowane w normie PN-EN ISO 14001.

² Strona internetowa EMAS Helpdesk: http://ec.europa.eu/environment/emas/documents/articles_en.htm

wiono w tablicy 1. Całkowitą liczbę organizacji zarejestrowanych aktualnie w systemie EMAS, przedstawiono w tablicy 2 (stan na dzień 25 maja 2007 r.).

Tablica 1. Liczba organizacji zarejestrowanych w systemie EMAS w latach 1997–2007

Lp.	Rok	Liczba rejestracji
1	1997	1269
2	1998	2140
3	1999	2775
4	2000	3417
5	2001	3912
6	2002	3797
7	2003	3110
8	2004	3067
9	2005	3195
10	2006	3532

Tablica 2. Liczba organizacji zarejestrowanych w wybranych krajach Unii Europejskiej

Lp.	Kraj	Liczba rejestracji
1	Niemcy	1486
2	Hiszpania	728
3	Włochy	627
4	Austria	263
5	Dania	112
6	Szwecja	84
7	Wielka Brytania	64
8	Portugalia	56
9	Grecja	51
10	Finlandia	42

Z tablicy 2 wynika, że państwem, w którym liczba zarejestrowanych organizacji jest największa są Niemcy. 1486 zarejestrowanych w Niemczech w systemie EMAS organizacji stanowi około 40% wszystkich zarejestrowanych w tym systemie. Kolejne miejsca w rankingu organizacji zarejestrowanych w systemie EMAS zajmują: Hiszpania (728 organizacji), Włochy (627 organizacji), Austria (263 organizacje), Dania (112 organizacji) i Szwecja (84 organizacje).

Liczba obiektów (ang. *sites*) zarejestrowanych w poszczególnych państwach jest nawet ponad dwukrotnie większa od liczby zarejestrowanych organizacji, czego przykładem jest Dania z 278 zarejestrowanymi obiektami i 112 zarejestrowanymi organizacjami. Szczególny przypadek w tym względzie stanowi Belgia, gdzie liczba zarejestrowanych obiektów (332) jest niemal dziewięciokrotnie większa od liczby zarejestrowanych organizacji (38).

Jednak dane prezentujące całkowitą liczbę zarejestrowanych w systemie organizacji i/lub obiektów nie oddają w pełni zaangażowania każdego z krajów Unii Europejskiej w promocję systemu ekzarządzania i audytu EMAS. Całkowita liczba zarejestrowanych organizacji i/lub obiektów nie odzwierciedla również stopnia świadomości ekologicznej najwyższego kierownictwa organizacji prowadzących działalność gospodarczą w poszczególnych państwach Unii.

Zastosowanie wskaźników do oceny stopnia sukcesu systemu EMAS w poszczególnych państwach Unii Europejskiej wydaje się być jak najbardziej uzasadnione. Wskaźnik może reprezentować liczbę zarejestrowanych w systemie EMAS organizacji i/lub obiektów w odniesieniu do liczby ludności danego kraju lub na przykład liczby zarejestrowanych w tym kraju podmiotów gospodarczych. W niniejszym artykule, jako poziom odniesienia, przyjęto liczbę ludności kraju. Tablica 3 zawiera liczbę organizacji zarejestrowanych w systemie EMAS w przeliczeniu na milion mieszkańców, co w pewnym stopniu oddaje rzeczywistą popularność systemu w danym kraju (stan na dzień 25 maja 2007 r.).

Tablica 3. Liczba organizacji zarejestrowanych w systemie EMAS w przeliczeniu na milion mieszkańców danego kraju

Lp.	Kraj	Liczba rejestracji/milion mieszkańców
1	Austria	32,34
2	Dania	20,76
3	Niemcy	18,05
4	Hiszpania	17,71
5	Włochy	10,82
6	Szwecja	9,44
7	Finlandia	8,10
8	Norwegia	5,98
9	Portugalia	5,59
10	Grecja	4,82

Czołówka zobiektywizowanej w ten sposób listy rankingowej w odniesieniu do zarejestrowanych organizacji przedstawia się następująco: Austria, Dania, Niemcy, Hiszpania i Włochy. Jeżeli jako kryterium uszeregowania przyjmujemy liczbę zarejestrowanych w systemie EMAS obiektów, lista liderów wygląda następująco: Austria, Dania, Belgia, Niemcy i Hiszpania.

Liczba rejestracji w systemie EMAS w państwach, które wstąpiły do Unii Europejskiej 1 maja 2004 roku jest również mocno zróżnicowana. W niektórych krajach (Cypr, Litwa, Łotwa) do 25 maja 2007 roku nie zarejestrowano w systemie EMAS żadnej organizacji. W większości przyjętych do Unii w 2004 roku krajów (Estonia, Malta, Polska, Słowenia, Węgry, Republika Słowacka) jest zarejestrowanych kilka organizacji. Krajem, który przoduje wśród państw przyjętych do „nowej Unii” w liczbie zarejestrowanych organizacji, jest Republika Czeska, gdzie w systemie EMAS zarejestrowano dotychczas 28 organizacji (30 obiektów).

Oczywiście, mniejsza liczba organizacji i obiektów zarejestrowanych w systemie EMAS w państwach, które wstąpiły do Unii Europejskiej w 2004 roku nie wynika bezpośrednio z niższej świadomości ekologicznej kierownictwa organizacji, prowadzących działalność gospodarczą w tych krajach, lecz przede wszystkim z braku rozwiązań instytucjonalno-organizacyjnych służących promocji, wdrażaniu i rejestracji organizacji w systemie EMAS przed przystąpieniem tych państw do Unii.

W państwach, które przystąpiły do Unii Europejskiej w styczniu 2007 roku (Rumunia, Bułgaria) nie zarejestrowano dotychczas – z podobnych powodów – żadnej organizacji.

3.2. Promocja systemu EMAS

Artykuł 11 rozporządzenia unijnego nr 761/2001 (EMAS) nakłada na władze państwowe obowiązek promowania systemu ek zarządzania i audytu, zwłaszcza w małych i średnich przedsiębiorstwach.

W krajach Unii Europejskiej opracowano i sprawdzono wiele modeli służących do efektywnego wdrażania systemu EMAS, między innymi w jednym sektorze działalności gospodarczej, w przedsiębiorstwach zlokalizowanych na tym samym obszarze geograficznym lub funkcjonujących w sieci powiązanych wzajemnie organizacji.

Tak zwane dobre praktyki dotyczące wdrażania sformalizowanych systemów zarządzania środowiskowego zebrano w trakcie realizacji projektu „Systemy zarządzania środowiskowego w małych i średnich przedsiębiorstwach” [3].

„Dobrymi praktykami” mogą być następujące przykłady struktur organizacyjnych sprzyjających wdrażaniu systemów zarządzania środowiskowego, bądź specyficzne programy realizowane w państwach Unii Europejskiej:

- | | |
|--|--------------------|
| • Struktura organizacyjna EMAS | – Niemcy, |
| • Struktura organizacyjna EMAS | – Dania, |
| • Struktura organizacyjna ISO 14000 | – Holandia, |
| • Agenda 21 i system zarządzania środowiskowego | – Finlandia, |
| • Środowiskowy Grant na Rozwój Biznesu | – Szwecja, |
| • Projekty sektorowe ADEGE | – Francja, |
| • Model Hackefors | – Szwecja, |
| • Etapowe wdrażanie SZŚ: projekt Acorn i norma BS 8555 | – Wielka Brytania, |
| • Eco-profit Vienna | – Austria, |
| • Eco-mapping | – Belgia, |
| • Integracja systemów zarządzania | – Szwecja. |

Podane przykłady zostały wybrane spośród 24 „dobrych praktyk” opracowanych w ramach realizacji projektu.

4. „DOBRE PRAKTYKI” PRZY WDRAŻANIU SYSTEMU ZARZĄDZANIA ŚRODOWISKOWEGO W UNII EUROPEJSKIEJ

Przedstawione w tym punkcie „dobre praktyki” zaczerpnięto z raportu końcowego projektu „Systemy zarządzania środowiskowego w małych i średnich przedsiębiorstwach” [3], w którego realizacji uczestniczył autor niniejszego artykułu.

4.1. Struktura organizacyjna EMAS – Niemcy

W niemieckich strukturach organizacyjnych administrowania EMAS ważną rolę odgrywają organizacje biznesowe, co do pewnego stopnia wyjaśnia dobre stosunki panujące między nimi a EMAS. Obecny układ organizacyjny został uzgodniony w 1995 roku, po sporze między Federalnym Ministerstwem Ochrony Środowiska i organizacjami pozarządowymi (NGO) ochrony środowiska z jednej strony a Federalnym Ministerstwem Handlu i Przemysłu (BMWI) oraz organizacjami biznesowymi z drugiej.

Wypracowany kompromis doprowadził do powstania następujących instytucji:

- Niemieckie Stowarzyszenie Akredytacji Ochrony Środowiska (DAU): odpowiedzialne za akredytację i nadzór instytucji weryfikujących.
- Komisja Środowiskowych Instytucji Weryfikujących (UGA). Zadaniem tej instytucji jest wspieranie i kontrola DAU w celu zapewnienia odpowiedniej jakości systemu akredytacji i nadzoru EMAS. Składa się ona z 25 członków reprezentujących wszystkie strony zainteresowane, włącznie z organizacjami biznesowymi i organizacjami pozarządowymi ochrony środowiska.
- Rejestracja w systemie EMAS jest przypisana Izbie Handlu i Przemysłu oraz Izbie Rzemiosła.

Układ taki nie tylko rozproszył obawy firm, że ich uczestnictwo w EMAS doprowadzi do dodatkowych kontroli ze strony władz ustawodawczych, lecz również wykazał, że organizacje biznesowe są wyraźnie zainteresowane powodzeniem systemu i będą uczestniczyły aktywnie w jego promocji. Rejestracja uczestników EMAS przez izby oferuje rozmaite korzyści. Po pierwsze, wszystkie izby mają regularny kontakt ze spółkami w obszarze ich działania i „mówią ich językiem”. Po drugie, izby rozumieją, że są dostawcami usługi i szukają skutecznych rozwiązań w administrowaniu rejestracją EMAS, unikając tym samym nadmiernego obciążenia spółek sprawami administracyjnymi. Po trzecie, izby działają jako moderatorzy, jeśli pojawiają się problemy między przedsiębiorstwem a audytorem lub władzami środowiskowymi.

Włączenie Izb Handlu i Rzemiosła w ramy organizacyjne EMAS oznacza, że promują one system w obszarze swego działania, np. poprzez prezentację w swoich czasopismach firm, które uzyskały rejestrację. Izby dostarczają również informacji na temat EMAS i przepisów prawnych z zakresu ochrony środowiska.

4.2. Struktura organizacyjna EMAS – Dania

Stworzenie struktur instytucjonalnych w Danii, których celem było wspomaganie wdrażania EMAS, pokazuje, jaką wagę rząd tego kraju przywiązuje do ochrony środowiska. Było to widoczne szczególnie w latach 1994–2000. Struktury organizacyjne EMAS w Danii rozwinęły się w ramach partnerstwa rządu i przemysłu oraz dzięki zaangażowaniu interesariuszy w nadzorowanie i szerzenie informacji o systemach zarządzania środowiskowego w społeczności biznesowej.

W rozwój systemu EMAS były bardzo zaangażowane dwa kluczowe departamenty rządu duńskiego: Duńska Agencja Ochrony Środowiska i Duńska Agencja Handlu

i Przemysłu. Agencje te wspólnie opracowały i wdrożyły wiele inicjatyw środowiskowych, w tym programy promujące EMAS w małych i średnich przedsiębiorstwach. Oprócz tego DANAK, centralny organ państwowy w zakresie akredytacji, odegrał w tym procesie znaczącą rolę, rejestrując duńskie spółki w systemie EMAS.

Znaczne zaangażowanie interesariuszy wykorzystano jako zachętę dla MŚP do włączenia się w proces wdrażania SZŚ poprzez podniesienie świadomości, udzielenie pomocy i doradztwa dla sieci.

Jednym z kluczowych czynników decydujących o powodzeniu systemu EMAS w Danii jest jego szczególna orientacja na MŚP, jako że to właśnie one stanowią jeden z najważniejszych sektorów gospodarki duńskiej, z liczebnym udziałem (ponad połowa wszystkich firm) i znacznym już stopniem wdrożenia SZŚ w większych firmach. MŚP stały się kluczowymi interesariuszami w procesie promowania EMAS, jako zaangażowane w struktury decyzyjne wraz z rządem i organizacjami normalizacyjnymi.

Oprócz tego stosunkowo duże powodzenie tego sposobu wdrażania SZŚ można przypisać duńskiej „kulturze biznesu”, w której sprawy związane z ochroną środowiska były i są w dalszym ciągu kluczową siłą napędową wydajności. Taki model postrzegany jest jako mający wystarczający potencjał, aby być powielanym w tych krajach, gdzie poziom zrozumienia i świadomości środowiskowej w społeczności biznesowej jest stosunkowo wysoki i gdzie sieci wspomagające biznes są szczególnie rozwinięte.

4.3. Struktura organizacyjna ISO 14000 – Holandia

Przykład Holandii pokazuje, jak ważną rolę odgrywa państwo w stosowaniu „silnej” procedury certyfikacji ISO 14001, a tym samym w zwiększaniu wiarygodności systemu. Obecny system został opracowany w odpowiedzi na obawy rządu i przemysłu, że jakość certyfikacji na zgodność z wymaganiami norm jakości ISO serii 9000, stopniowo ulega pogorszeniu, ponieważ organy certyfikacyjne różnie interpretowały wymagania normy dotyczącej jakości. Uznano, że systemów zarządzania środowiskowego nie powinien spotkać podobny los.

Od 1993 roku Stowarzyszenie ds. Koordynacji Certyfikacji SZŚ (SCCM) stało się odpowiedzialne za nadzór nad normą ISO 14001 w Holandii. Jego członkowie to departamenty rządowe (w tym Ministerstwo Budownictwa, Planowania Przestrzennego i Ochrony Środowiska), władze środowiskowe i afiliowane organy certyfikacyjne. SCCM daje pewność, że certyfikowane w MŚP systemy mają taką samą jakość w całym kraju, co z kolei zapewnia ich porównywalność i przejrzystość. SCCM określa „zasady”, jakich muszą przestrzegać organy certyfikacyjne w swojej pracy i zawiera z nimi umowy dotyczące przestrzegania tych zasad. Podstawowe zasady określone w ISO 14001 zostały przez SCCM zaadaptowane i wzmocnione poprzez działanie specjalnej Komisji Ekspertów. SCCM odpowiada również za bazę danych organizacji certyfikowanych zgodnie z wymaganiami normy ISO 14001.

„Siła” systemu przejawia się w różny sposób. Na przykład, Holenderska Rada Akredytacyjna (RvA) nadzoruje organy certyfikacji poprzez losowe uczestnictwo w audytach certyfikacyjnych. Ponadto SCCM zaprasza władze środowiskowe do przedstawiania swoich doświadczeń związanych ze spółkami certyfikowanymi na

zgodność z normą ISO 14001, w zakresie przestrzegania prawa ochrony środowiska, ciągłego doskonalenia itp. Oprócz tego, SCCM pyta certyfikowane spółki o ich stosunki z władzami środowiskowymi i jak w praktyce są wykorzystywane certyfikaty itp. W systemie holenderskim, organy certyfikacyjne są zobowiązane do przekazywania SCCM informacji na temat wymiaru czasu poświęconego certyfikacji poszczególnych firm na zgodność z ISO 14001, a wszelkie rozbieżności są na bieżąco badane.

Informacja zwrotna z certyfikowanych firm, z których 70% zatrudnia mniej niż 250 pracowników, jest pozytywna. Doceniają one „siłę” systemu i rygorystyczne monitorowanie, zapewniające wysoki poziom zgodności z prawem oraz ciągłe doskonalenie. Poprawia to stosunki między firmami a władzami środowiskowymi oraz zmniejsza konieczność zaostreżania przepisów, wpływa też na obniżenie kosztów. Wprawdzie takie podejście nie jest ukierunkowane na MŚP, lecz SCCM zapewnia, że ich potrzeby są uwzględniane, dzięki obecności co najmniej jednego członka Komisji Ekspertów o dużym doświadczeniu w pracy z MŚP.

Taki model można powielić w każdym miejscu Europy, choć kluczowymi przyczynami jego powodzenia jest relatywnie niewielka powierzchnia Holandii oraz partnerskie podejście interesariuszy.

4.4. Agenda 21 i system zarządzania środowiskowego – Finlandia

Spośród 450 gmin w Finlandii, około 300 opracowało strategię wynikającą z Agendy 21 [7]. Około 30% spośród nich (90) postawiło sobie za cel wdrożenie sformalizowanego lub niesformalizowanego systemu zarządzania środowiskowego. Można powiedzieć, że takie podejście zaprezentowały duże gminy, miasta i miasteczka. Motywacją do opracowania strategii wynika z lepszego zrozumienia, że jeśli mają być spełnione cele środowiskowe Agendy 21, takie jak np. redukcja emisji CO₂ i minimalizacja ilości odpadów, należy zaangażować w program większą liczbę organizacji.

Współpraca oparta na zasadzie partnerstwa organizacji publicznych i prywatnych oferuje władzom lokalnym możliwość zaangażowania większej liczby interesariuszy, co pozwala na osiągnięcie strategicznych celów w zakresie ekorozwoju. Społeczność biznesowa, jako grupa wpływająca na zachowanie regionu w zakresie ochrony środowiska, jest uważana za ważnego partnera. Wprowadzenie SZŚ przez przedsiębiorstwa jest postrzegane jako mechanizm wspomagający poprawę zarówno jego wydajności, jak i stanu środowiska regionu.

Miasto Mikkeli – usytuowane w Etelä-savo znanym jako ekoregion – postawiło sobie za cel, aby 80% przedsiębiorstw, zatrudniających ponad 20 osób, wdrożyło SZŚ (sformalizowany lub niesformalizowany) do 2005 roku. Przekłada się to na około 140 przedsiębiorstw, głównie MŚP. Zarząd miasta wspomagał projekty skierowane na promocję SZŚ i stwierdził, że mniejsze firmy wymagają uproszczonego SZŚ.

Wspólny projekt, realizowany przez dział konsultantów Fińskiej Federacji Gmin, obejmujący 30 gmin, stowarzyszeń biznesowych i 215 przedsiębiorstw, zorientowany głównie na gospodarkę odpadami i opracowanie polityki środowiskowej dla firm

– w oparciu o model prezentowany w normie ISO 14001 – pokazał pozytywny wpływ partnerstwa publiczno-prywatnego na efektywność wdrażania SZŚ.

W wyniku współpracy zmniejszyły się uprzedzenia między partnerami, zwiększyła się otwartość, rozszerzono kompetencje MŚP i okazało się, że nie mają one problemu z dostępem do ekspertów ochrony środowiska wśród lokalnych władz.

4.5. Środowiskowy Grant na Rozwój Biznesu – Szwecja

W Szwecji MŚP stanowią znaczącą większość przedsiębiorstw. Biorąc pod uwagę ten fakt, program znany jako Środowiskowy Grant na Rozwój Biznesu (MAF), miał na celu dostarczenie wsparcia finansowego sieci MŚP, podejmujących działania w obszarze ochrony środowiska. Program, administrowany przez NUTEK (Agencja Rozwoju Biznesu) od 2001 roku, dążył do wzmocnienia konkurencyjności MŚP, przez zachęcanie ich do doskonalenia swojej działalności oraz produktów z punktu widzenia ekorozwoju. Program koncentrował się na całej firmie, z udoskonaleniami nie tylko zmniejszającymi negatywny wpływ na środowisko, lecz oferującymi również nowe możliwości biznesowe. Agencja nie współpracowała bezpośrednio z firmami uczestniczącymi w programie, lecz czyniła to za pośrednictwem organizacji regionalnych, które ostatecznie stawały się liderami projektów. Projekty były realizowane w ramach sieci z aktywnie uczestniczącymi w nich MŚP. Program MAF był otwarty dla instytucji lokalnych i regionalnych (np. samorządy), organizacji pozarządowych oraz organizacji handlowych, instytutów badawczych, uniwersytetów lub grup spółek.

Program podzielono na dwa obszary tematyczne. Pierwszy dotyczył opracowania produktów nieszkodliwych dla środowiska, jako sposobu na zwiększenie konkurencyjności. Drugi odnosił się do rozwoju działalności firmy, skoncentrowanego na ciągłym doskonaleniu i miał na celu wykorzystanie potencjału SZŚ, „drzemiącego” w tych firmach, w których możliwości wykazywania ciągłej poprawy malały. Zatem celem programu była stymulacja, mierzenie i przekazywanie ciągłych ulepszeń za pomocą SZŚ firmy, z położeniem nacisku na: organizację, przywództwo, uczestnictwo, komunikację i budowanie kompetencji.

Firmy nie uzyskiwały finansowania bezpośredniego. Zamiast tego, otrzymały one w ramach sieci dostęp do wiedzy, do ekspertów oraz wydarzeń takich, jak np. seminaria podnoszące kwalifikacje. Fundusze przekazywano liderowi projektu – w większości przypadków był to uniwersytet, instytut badań przemysłowych lub organizacja samorządowa.

Proces wyboru przez NUTEK projektu przewidywał, że wnioskodawcy muszą współpracować w sieci minimum trzech spółek, zaspokajając istniejące potrzeby w oparciu o konkretną dziedzinę handlu lub przemysłu i przedstawić dokumentację, która umożliwia udostępnienie wyników większej grupie.

Biorące udział w projekcie MŚP miały zróżnicowany charakter. Odmienna była również wielkość tych firm, lecz znaczna ich część liczyła około 50 pracowników. Wnioskodawcy z reguły mieli już zapisy dotyczące kwestii środowiskowych, doświadczenie w dziedzinie zarządzania jakością i wykazywali zainteresowanie sprawami zarządzania środowiskowego.

4.6. Programy sektorowe ADEGE – Francja

Program ADEGE (Action de Developpement de la Gestion Environnementale – Akcja Rozwoju Zarządzania Środowiskowego) był inicjatywą sektorową podjętą przez władze publiczne i francuski sektor tworzyw sztucznych, obejmujący około 4000 przedsiębiorstw. Program ADEGE został utworzony w 1994 roku przez francuską federację „Plasturgie”. Zawierał on szczegółowe cele środowiskowe i sektorowe, w tym również przygotowanie narzędzi podnoszenia świadomości w zakresie SZŚ dla MŚP.

Celem programu było przygotowanie działań odpowiednich dla sektora tworzyw sztucznych z pewnym naciskiem na MŚP. Program obejmował szkolenia na temat aktualnych przepisów prawnych, nadzorowania kosztów ochrony środowiska, oceny stanu wyjściowego oraz opracowania podstaw systemu zarządzania środowiskowego, zgodnego z wymaganiami normy ISO 14001. W ramach programu ADEGE nie wypracowano wprowadzić szczegółowych narzędzi SZŚ, lecz zintegrowano aspekty środowiskowe, specyficzne dla przemysłu tworzyw sztucznych, z głównymi elementami SZŚ.

Program oferował małym i średnim przedsiębiorstwom szkolenia dotyczące podstaw SZŚ i przepisów prawnych, pomoc na terenie zakładu w zakresie oceny wpływu organizacji na środowisko oraz opracowania i wdrożenia SZŚ. Szkolenia były prowadzone pod kątem potrzeb sektora i przygotowane nawet dla małych przedsiębiorstw, zatrudniających jedynie 8 pracowników.

4.7. Model Hackefors – Szwecja

Model Hackefors stanowi przykład sieciowego podejścia do wdrażania SZŚ w skupiskach MŚP zlokalizowanych na tym samym obszarze geograficznym, w tym samym sektorze przemysłu lub należących do tej samej grupy firm. Model zapoczątkowany został w okręgu przemysłowym Hackefors w Szwecji w 1997 roku i stanowił innowacyjne, zorientowane na MŚP, podejście do wdrożenia SZŚ. Wówczas, we wspomnianym okręgu istniało stowarzyszenie, zaangażowane w pewną liczbę projektów – głównie dotyczących odpadów – którego celem było stworzenie „zielonego” wizerunku okręgu. W obliczu rosnącego zapotrzebowania na informację środowiskową ze strony klientów, członkowie stowarzyszenia zdecydowali o wdrożeniu wspólnego SZŚ.

Model Hackefors składa się z dwóch części:

- elementy budowy SZŚ, które są wspólne dla całej grupy MŚP, takie jak np. szkolenia, spotkania robocze, seminaria, procedury ogólne i audyty, oraz
- elementy budowy SZŚ, które są charakterystyczne dla każdego przedsiębiorstwa np. aspekty środowiskowe, cele i zadania środowiskowe, procedury szczegółowe i przeglądy.

W rozpatrywanym modelu każde przedsiębiorstwo ma swój własny SZŚ, spełnia wymagania normy ISO 14001 oraz posiada własny certyfikat. W tym zakresie procedura certyfikacji jest taka sama, jak w przypadku każdej innej firmy. Jednakże to innowacje w sposobie organizacji wspomagania MŚP i wspólnie prowadzona

dokumentacja stanowią o szczególnym zainteresowaniu ze strony MŚP dla modelu Hackefors.

Pierwszą grupę MŚP, która w 1999 roku z powodzeniem przebyła z powodzeniem ścieżkę wdrażania SZŚ, proponowaną w modelu Hackefors, stanowiło 26 firm. Niezwykle jest to, że większość z nich stanowiły firmy typu „mikro”. Od tego czasu model Hackefors – który jest prowadzony komercyjnie – został powtórzony w 37 różnych grupach i regionach Szwecji. Projekt wygenerował 520 MŚP certyfikowanych na zgodność z wymaganiami normy ISO 14001.

Model Hackefors wzbudził zainteresowanie i był oceniany przez niezależne organizacje w celu określenia, jakie rzeczywiste korzyści daje on firmom uczestniczącym oraz jego skuteczności. Oszczędność kosztów energii, paliwa, ograniczenia zużycia materiałów oraz lepsze stosunki biznesowe, wydają się być najbardziej namacalnymi korzyściami.

4.8. Fazowe wdrażanie SZŚ: projekt Acorn i norma BS 8555 – Wielka Brytania

Niewielkie zainteresowanie systemami zarządzania środowiskowego ze strony brytyjskich MŚP spowodowało konieczność określenia barier, na jakie trafia ten sektor we wdrażaniu SZŚ. Okazało się, że wewnętrzne bariery dla wdrożenia SZŚ, takie jak brak zasobów ludzkich, problemy praktyczne z wdrożeniem i fakt, że wdrażanie SZŚ w MŚP jest zazwyczaj procesem możliwym do przerwania i często przerywanym, były ważniejsze niż bariery zewnętrzne. Należy zatem skupić się na przełamaniu barier wewnętrznych, jeśli w doskonalenie środowiskowe mają być zaangażowane mniejsze przedsiębiorstwa. Wyzwanie takie podjęto w projekcie Acorn. W ramach tego projektu opracowano model fazowego wdrożenia SZŚ z silnym naciskiem na ocenę efektów działalności środowiskowej, zgodnie z wytycznymi normy ISO 14031 [8]. Podejście to usuwało tradycyjne bariery wewnętrzne przez:

- opracowanie wdrożenia SZŚ w „możliwych do ugryzienia” kawałkach;
- prowadzenie modułowych auditów zewnętrznych, pozwalających na zademonstrowanie przez firmę osiągniętych postępów,
- promowanie zarządzania w oparciu o działania, które zwiększają wartość firmy.

Jedną z charakterystycznych cech modelu było podkreślanie uznania dla MŚP za osiągnięte wyniki, w trakcie auditów dotyczących kolejnych faz wdrażania systemu. Model był zgodny z wymaganiami normy ISO 14001 i rozporządzenia EMAS. Po piątej fazie wdrożenia SZŚ firma mogła uzyskać certyfikat ISO 14001, natomiast faza szósta doprowadzała do rejestracji w systemie EMAS.

Model Acorn stanowił podstawę do opracowania normy brytyjskiej BS 8555 „SZŚ – przewodnik po fazowym wdrożeniu SZŚ wraz z zastosowaniem oceny efektów działalności środowiskowej” i został wycofany po zatwierdzeniu wspomnianej normy w 2003 roku.

W projekcie Acorn wzięły udział:

- 42 przedsiębiorstwa „szybkiej ścieżki”, czyli takie, które opracowały pełny SZŚ w fazie piątej (35 z tych przedsiębiorstw uzyskało w 2003 roku certyfikat ISO 14001),
- 15 – nie „tak szybkich” firm, czyli takich, które osiągnęły fazę trzecią modelu i opracowały program zarządzania środowiskowego,
- oraz ponad 140 MŚP, które w 2003 roku były w trakcie procesu – w fazie drugiej lub poniżej.

Opracowanie systemu certyfikacji związanego z projektem Acorn pozostaje problemem nadal nierozwiązanym. Najczęściej podnoszona jest kwestia kompetencji auditorów oraz sugestie, że typowe jednostki certyfikujące system zarządzania na zgodność z wymaganiami normy ISO 14001 nie są odpowiednio przeszkolone i zaznajomione ze specyfiką MŚP i wykazują tendencję do posiadania mniejszej ilości dokumentacji niż duże firmy.

4.9. Eco-profit Vienna – Austria

Eco-profit jest inicjatywą szkoleniową i konsultingową, której cel stanowi udzielenie pomocy przedsiębiorstwom przy przeprowadzaniu wstępnego przeglądu środowiskowego i przygotowaniu pierwszych programów środowiskowych.

Eco-profit był jednym z sześciu modułów w większym programie środowiskowym dla biznesu, zwanym „Eco-business Plan Vienna”, na lata 2002–2005, prowadzonym przez radę miejską Wiednia pod przewodnictwem wielostronnego komitetu interesariuszy. Eco-profit Vienna dążył do ekonomicznego wzmocnienia firm, wykorzystujących przyjazne dla środowiska technologie, poprawiające stan środowiska w Wiedniu oraz dostarczał fundusze do ich wdrożenia.

Eco-profit Vienna składał się z:

- jednodniowego „sprawdzenia” w celu stwierdzenia, czy firma będzie uczestniczyła w Eco-profit, czy też nie,
- serii ośmiu warsztatów dla przedstawicieli różnych firm,
- czterodniowego indywidualnego konsultingu na rzecz firmy.

Po zakończeniu tych etapów przez firmę i przygotowaniu programu środowiskowego, zadowolającego komisję Eco-profit, otrzymuje ona etykietę Eco-profit Vienna. Cały proces zajmuje około 10 miesięcy. Eco-profit obejmuje główne elementy wstępnego przeglądu środowiskowego i przygotowanie pierwszego programu środowiskowego. Można to zatem uznać za pierwszą fazę wdrożenia systemu zarządzania środowiskowego. Pośród pięciu innych modułów Eco-business Plan Vienna znajduje się jeden moduł EMAS i jeden moduł ISO 14001. Firmy posiadające etykietę Eco-profit mogą kontynuować uczestnictwo w jednym z wyżej wymienionych modułów.

Po pierwszym przyznaniu etykiety Eco-profit, firmy otrzymują zaproszenie do dostarczenia danych oraz nowego programu środowiskowego na następny rok. Jeśli to uczynią, uzyskają po raz kolejny etykietę Eco-profit.

Firmom pomaga się również w stworzeniu wewnętrznych „Zielonych grup” w celu zapewnienia, że po pierwszym roku uczestnictwa, w pracę zostanie zaangażowanych więcej pracowników, a współpraca sieciowa z innymi firmami zostanie ułatwiona.

MŚP są określone jako grupa docelowa, a Eco-profit Vienna jest najbardziej odpowiedni dla firm posiadających ponad 20 pracowników. W Eco-profit Vienna w latach 2000–2002 uczestniczyły 82 firmy. Firmy te były bardzo zróżnicowane pod względem wielkości i branży, poczynając od wielkich zakładów chemicznych, a kończąc na małych producentach żywności. Średnia liczba pracowników wynosiła 120.

Informacja zwrotna od użytkowników Eco-profit była pozytywna. Firmy wyraziły duże zadowolenie z pracy konsultantów. Wśród firm dobrze sprawdziła się współpraca sieciowa. Eco-profit Vienna nie mógłby funkcjonować bez zarządzania projektem oraz bez komunikowania się między firmami, koordynowanego przez wydziały środowiskowe miasta Wiedeń. Projekt nie mógłby także funkcjonować bez pewnego wsparcia finansowego.

4.10. Eco-mapping – Belgia

Eco-mapping jest kreatywnym i prostym narzędziem wspomagającym małe firmy we wdrażaniu zarządzania środowiskowego oraz w podążaniu w kierunku EMAS i ISO 14001. Zostało ono opracowane w Belgii w 1996 roku, w odpowiedzi na zapotrzebowanie agencji środowiskowej (IBGE) i jednostki zajmującej się ekspansją gospodarczą (SDRB), które zamierzały skupić się na małych firmach z obszarów miejskich w celu poprawy efektów ich działalności środowiskowej.

W programie pilotażowym, którego celem było wprowadzenie systemu zarządzania środowiskowego, doradcy techniczni odwiedzali firmy reprezentujące różne sektory, identyfikując szczegółowe problemy związane z rozbieżnościami między niesformalizowaną strukturą organizacyjną małych przedsiębiorstw a sztywnymi procedurami SZŚ.

W tym kontekście Eco-mapping został przygotowany jako łatwy, kreatywny wizualnie proces „skanowania” ważnych dla środowiska tematów i praktyk bezpośrednio „na miejscu” w firmie. Narzędzie to wymaga obserwacji, osądu, komunikacji i niewielkiej dokumentacji. Pomaga ustalać cele i monitorować postępy w efektach działalności środowiskowej, jak również w szkoleniu i wzroście świadomości pracodawcy, kierowników i pracowników.

Eco-mapping koncentruje się na doskonaleniu efektów działalności środowiskowej i wprowadzaniu podstawowej zasady plan-do-check-act (PDCA), charakterystycznej dla systemu zarządzania środowiskowego. Proces wdrażania zmusza MŚP do definiowania działań korygujących, ograniczenia celów i związanych z nimi metod postępowania, co prowadzi do łatwych do weryfikacji i policzalnych wyników. Eco-mapping ewoluuje w kierunku wspierania wdrażania EMAS i może być wykorzystywany jako pierwszy krok do osiągnięcia tego celu.

Narzędziem Eco-mappingu, jest program komputerowy typu „shareware”, przeznaczony do bezpłatnej dystrybucji przez INEM (Międzynarodowa Sieć Zarządzania Środowiskowego) oraz w ramach EMAS Toolkit.

4.11. Integracja systemów zarządzania – Szwecja

Prezentowany przykład pokazuje, że możliwa jest integracja systemów zarządzania w MŚP. W 2001 roku Szwedzkie Stowarzyszenie Przemysłowe (SINF environment & quality) ustanowiło projekt pilotażowy obejmujący piętnaście MŚP, którego celem było wdrożenie innowacyjnego podejścia do zintegrowanego zarządzania środowiskowego, jakością oraz bezpieczeństwem i higieną pracy. Inicjatywa stworzenia takiego podejścia pojawiła się wśród firm domagających się szerszej informacji środowiskowej od sieci swoich dostawców oraz wśród członków stowarzyszenia, dostrzegających biurokrację spowodowaną oddzielnym wprowadzaniem trzech systemów zarządzania.

Zintegrowany system zarządzania opiera się na podstawowych wymaganiach i strukturze normy ISO 14001. Dla omawianego przypadku charakterystyczne jest wykorzystanie wspólnych elementów norm międzynarodowych oraz skoncentrowanie się na aspektach środowiskowych, jakościowych oraz BHP, co stanowi podstawę do opracowania systemu zintegrowanego. Celem integracji było stworzenie prostego, niebiurokratycznego systemu, który może być certyfikowany, dając przedsiębiorstwom uczestniczącym w projekcie jeden certyfikat dla trzech systemów zarządzania.

Firma SINF environment & quality szkoliła konsultantów jakości i środowiska w technikach integracji systemów oraz oferowała pomoc konsultacyjną firmom biorącym udział w projekcie pilotażowym.

Szkolenia, literatura na temat podejścia do certyfikatu dla trzech systemów, instrukcja z listami kontrolnymi i pakietem oprogramowania, stanowią produkty dodatkowe dostarczane jako pomoc przy wdrażaniu systemu zintegrowanego. MŚP mogły wybrać integrację trzech systemów lub tylko dwóch.

MŚP potrzebuje zazwyczaj od 10 do 12 miesięcy na wdrożenie systemu zintegrowanego; niektórym firmom udaje się to w ciągu 6 miesięcy, inne potrzebują 18 miesięcy.

Uczestnicy projektu stwierdzili, że najbardziej korzystne jest takie podejście, w którym uwzględnia się aspekty finansowe związane z wdrażaniem, ponieważ umożliwia to wyraźne pokazanie oszczędności, wynikających z integracji trzech systemów.

Liczba uzyskiwanych certyfikatów nie jest jednak tak duża, jak początkowo oczekiwano. Sugerowane przyczyny tej sytuacji to: brak wiedzy na temat potrójnych certyfikatów, brak obiektywnej oceny wartości potrójnych certyfikatów i – co ciekawsze – brak doświadczenia dużych firm w integracji systemów, a co za tym idzie niezdolność do docenienia wysiłków mniejszych firm, które wprowadzają systemy zintegrowane.

Stwierdzono ponadto, że w organach certyfikacyjnych nie ma ekspertów technicznych kompetentnych w zakresie trzech systemów zarządzania. Dlatego też w celu przeprowadzenia auditu certyfikacyjnego konieczna jest obecność co najmniej dwóch auditorów. Oznacza to, że koszty certyfikacji nie są tak niskie, jak oczekiwano i są one nadal znaczącym obciążeniem dla wielu MŚP.

5. ROZWÓJ SYSTEMU EMAS W POLSCE

Wprowadzenie rozwiązań prawno-instytucjonalnych, transponujących do polskiego prawa przepisy unijnego Rozporządzenia EMAS, obejmuje:

- Ustawę o systemie ekozarządzania i audytu (EMAS), uchwaloną przez Sejm RP 12 marca 2004 r.
- akty wykonawcze Ministra Środowiska, ustanowione 23 kwietnia 2004 r.

Ustawa z dnia 12 marca 2004 r. o krajowym systemie ekozarządzania i audytu (EMAS) została opublikowana w Dzienniku Ustaw nr 70 poz. 631 z 21 kwietnia 2004 r. Związane z ustawą Rozporządzenia Ministra Środowiska z 23 kwietnia 2004 r.:

- w sprawie wzoru wniosku o wpis podmiotu do rejestru weryfikatorów środowiskowych oraz wzorów dokumentów, formy, częstotliwości i terminów przekazywania informacji z rejestru wojewódzkiego do rejestru krajowego,
 - w sprawie zakresu danych, które zawiera rejestr wojewódzki, oraz wzoru wniosku o rejestrację organizacji w rejestrze wojewódzkim,
 - w sprawie współczynników różnicujących wysokość opłaty rejestracyjnej w krajowym systemie ekozarządzania i audytu (EMAS),
- zostały opublikowane w Dzienniku Ustaw nr 94 z 30 kwietnia 2004 r., odpowiednio poz. 930, 931 i 932.

Ustawa i akty wykonawcze weszły w życie z dniem uzyskania przez Rzeczpospolitą Polskę członkostwa w Unii Europejskiej.

W ciągu trzech lat od wprowadzenia unijnego Rozporządzenia 761/2001 do polskiego prawodawstwa, w systemie EMAS w Polsce, zarejestrowano siedem organizacji.

Aktualnie w krajowym rejestrze EMAS, prowadzonym przez Ministra Środowiska figurują:

1. BOT Elektrownia Opole S.A. w Brzeziu k. Opola.
2. Centrum Onkologii im. prof. Franciszka Łukaszczyka w Bydgoszczy.
3. Spółka Handlowo-Usługowa KAZ K.A.Z. Dawiccy Sp. Jawna w Skarszewach.
4. Fabryka Kotłów RAFAKO S.A. w Raciborzu.
5. Przedsiębiorstwo Budowy Dróg i Mostów Spółka z o.o. w Mińsku Mazowieckim.
6. Bombardier Transportation Polska Spółka z o.o. we Wrocławiu.
7. WFOŚiGW w Katowicach.

W tym samym okresie Polskie Centrum Akredytacji udzieliło akredytacji 10 weryfikatorom środowiskowym, w tym 6 instytucjonalnym i 4 indywidualnym. Liczba akredytowanych przez PCA weryfikatorów środowiskowych stawia nasz kraj na równi z takimi państwami, jak: Wielka Brytania, Hiszpania i Austria.

PODSUMOWANIE

- Rozporządzenie unijne nr 761/2001 (EMAS) nakłada na władze państwowe wszystkich szczebli obowiązek promowania systemu ek zarządzania i audytu (EMAS), zwłaszcza w małych i średnich przedsiębiorstwach.
- Zainteresowanie wdrażaniem i rejestracją systemu zarządzania środowiskowego, którego wymagania określono w Rozporządzeniu jest bardzo zróżnicowane w poszczególnych państwach członkowskich Unii Europejskiej.
- W krajach Unii Europejskiej opracowano i sprawdzono wiele modeli służących do efektywnego wdrażania systemu EMAS, między innymi w jednym sektorze działalności gospodarczej, w przedsiębiorstwach zlokalizowanych na tym samym obszarze geograficznym lub funkcjonujących w sieci powiązanych ze sobą organizacji.
- W Polsce stworzono już wprawdzie podstawy prawno-instytucjonalne, umożliwiające funkcjonowanie systemu EMAS, lecz wiedza o wymaganiach systemu wśród większości polskich przedsiębiorców jest znikoma. Konieczne jest podejmowanie przez organy administracji publicznej dalszych, intensywnych działań na rzecz promowania systemu ek zarządzania i audytu (EMAS) w Polsce.
- Po upływie trzech lat od wstąpienia Polski do Unii Europejskiej nadal trudno jest przewidzieć, jakie będzie zainteresowanie polskich organizacji wdrażaniem unijnego systemu ek zarządzania i audytu.
- Główny Instytut Górnictwa jest odpowiednio przygotowany do wdrażania systemu zarządzania środowiskowego zgodnego z wymaganiami normy PN-EN ISO 14001 oraz Rozporządzenia EMAS w różnego rodzaju organizacjach. Kompetencje w tej dziedzinie potwierdzają: wdrożony w GIG i certyfikowany zintegrowany system zarządzania, referencje dotyczące wdrożonych przez Instytut systemów zarządzania (jakość, środowisko, BHP), zespół auditorów środowiskowych oraz kilkudziesięcioosobowa grupa ekspertów w dziedzinie inżynierii i ochrony środowiska, zatrudnionych w Instytucie.

Literatura

1. Rozporządzenie (WE) Nr 761/2001 Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 19 marca 2001 roku, dopuszczające dobrowolny udział organizacji we wspólnotowym systemie ek zarządzania i audytu (EMAS) (Regulation No 761/2001 of the European Parliament and of the Council of 19 March 2001 allowing voluntary participation by organisations in a Community eco-management and audit scheme).
2. PN-EN ISO 14001:2005 Systemy zarządzania środowiskowego. Wymagania i wytyczne stosowania.
3. Best project on “Environmental management systems in small and medium – sized enterprises” („Systemy zarządzania środowiskowego w małych i średnich przedsiębiorstwach”). Final report. European Commission, DG Enterprise, Brussels, 2003.
4. PN-EN ISO 14001:1998 Systemy zarządzania środowiskowego. Specyfikacja i wytyczne stosowania.

5. Rozporządzenie Rady (EWG) 1836/93 z dnia 23 czerwca 1993 roku w sprawie dobrowolnego uczestnictwa przedsiębiorstw przemysłowych we wspólnotowym Systemie Eko-Zarządzania i Audit (EMAS).
6. Jaźwińska D. (2002): EMAS – Eko-Zarządzanie i Auditowanie. Materiały seminarium. Warszawa, Ministerstwo Środowiska.
7. Agenda 21 – dokument końcowy konferencji ONZ „Środowisko i rozwój”, Rio de Janeiro, 1992.
8. PN-EN ISO 14031:2002 Zarządzanie środowiskowe – Ocena efektów działalności środowiskowej – Wytyczne.

Recenzent: mgr Wiesława Parysiewicz

