

PRACE NAUKOWE GIG

GÓRNICTWO I ŚRODOWISKO

MINING & ENVIRONMENT

RESEARCH REPORTS	Quarterly
KWARTALNIK	2



GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA
CENTRAL MINING INSTITUTE

KATOWICE 2005

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

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

Redaktor Naczelny

prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan

Redakcja wydawnicza i korekta

Ewa Gliwa

Małgorzata Kuśmirek

Barbara Jarosz

Skład i łamanie

Krzysztof Gralikowski

ISSN 1643-7608

Nakład 100 egz.

Adres Redakcji:

Zespół Wydawnictw i Usług Poligraficznych

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

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

fax 032/2592774

e-mail: cintexmk@gig.katowice.pl

Spis treści

JÓZEF DUBIŃSKI, MARIAN TUREK, HENRYK ALEKSA

Węgiel kamienny dla energetyki zawodowej w aspekcie wymogów ekologicznych 5
Hard coal for professional power plants in the aspect of ecological demands

JERZY KORNOWSKI, JOANNA KURZEJA

Sejsmoakustyczna prognoza energii sejsmicznej i prawdopodobieństwo tąpnięcia..... 23
Seismoacoustic prediction of the seismic energy and the probability of rockburst

JANUSZ CYGANKIEWICZ, EUGENIUSZ KRAUSE

Kryteria warunkujące bezpieczeństwo prowadzenia eksploatacji w pokładach silnie metanowych i zagrożonych pożarami endogenicznymi, na przykładzie ściany nr 9 w pokładzie 405/2 w kopalni „Sośnica” 37
Criteria conditioning the safety of exploitation drivage in highly methane and spontaneous fire hazard seams basing on the example of number 9 face in 405/2 seam in “Sośnica” Colliery

TADEUSZ MAJCHERCZYK, ANTONI JAKUBÓW

Opóźnione deformacje ciągłe i wstrząsy na terenie pogórnym zlikwidowanej kopalni „Morcinek” 59
The delayed continuous deformations and quakes on the post-mining areas of the closed-down “Morcinek” coal mine

MARIUSZ SZOT

Kontrolne pomiary geometrii obudowy szybu i elementów jego zbrojenia..... 73
Control measurements of geometry of shaft support and elements of its equipment

STANISŁAW CHALUPNIK

Wtórne wymywanie radu z osadów kopalnianych 83
Leaching of radium from mine sediments

MIROSLAWA BUKOWSKA

Wskaźnikowe metody oceny skłonności do tupań skał i górotworu 95
Indicative methods for assessment of liability of rocks and rock mass to rock-bumps

MARIAN TUREK

Rynek zbytu węgla kamiennego w Polsce – stan aktualny, przewidywania..... 109
Market of hard coal in Poland – actually condition, predictions

Józef Dubiński, Marian Turek, Henryk Aleksa

WĘGIEL KAMIENNY DLA ENERGETYKI ZAWODOWEJ W ASPEKcie WYMOGÓW EKOLOGICZNYCH

Streszczenie

W świecie wytwarza się obecnie ponad 39% energii elektrycznej z węgla, w Polsce udział paliw węglowych w produkcji tej energii jest znacznie większy i wynosi około 95%. W 2003 roku zużycie węgla wyniosło nieco ponad 4 mld ton, a do 2030 roku przewiduje się jego podwojenie. Światowe zasoby kopalnych paliw stałych występują w olbrzymich ilościach i wystarczą na kilkadziesiąt lat, gdy tymczasem paliw węglowodorowych starczy zaledwie na 60 lat. Węgiel będzie więc nadal, przez najbliższe stulecia, podstawowym nośnikiem energii w wymiarze globalnym.

W Polsce zasoby węgla brunatnego i kamiennego są również znaczne i zapewniają produkcję energii przez najbliższe 100 lat. Węgiel, nasze bogactwo narodowe, jest atrakcyjnym surowcem dla energetyki, gdyż jest paliwem stabilnym, bezpiecznym w transporcie i magazynowaniu, a także w użytkowaniu. Jest również jednym z najtańszych nośników energii pierwotnej. Oprócz tych zalet produkcja i użytkowanie węgla powodują wiele ujemnych skutków w środowisku naturalnym. Powstają duże ilości odpadów, występuje emisja do atmosfery pyłów i gazów, zawierających wiele szkodliwych substancji, jak: tlenki siarki i azotu, chlor, fluor, pary rtęci i metale ciężkie. Energetycznemu użytkowaniu węgla towarzyszy również emisja dwutlenku węgla, który jest postrzegany jako gaz cieplarniany.

Praktyka wykazała, że natężenie negatywnych skutków, co należy podkreślić, pozostaje w bezpośrednim związku z jakością węgla. W polskiej energetyce zawodowej są użytkowane nadal węgle kamienne niskiej jakości, a stosowane technologie do energetycznej utylizacji węgla nie są tak nowoczesne jak w krajach Europy Zachodniej i USA, w których spala się węgle wysokiej jakości, uprzednio wzbogacone.

Skutki z powodu użytkowania węgla niskiej jakości są odczuwalne nie tylko w środowisku naturalnym, ale również w energetyce. Spalanie węgla o wysokiej zawartości popiołu skutkuje głównie powstawaniem większej ilości popiołu lotnego i żużla, co wpływa na zwiększenie kosztów eksploatacji przez energetykę. Większe są również koszty transportu węgla z kopalń do elektrowni. Koniecznością jest więc przeciwdziałanie tym niekorzystnym skutkom produkcji węgla i jego spalania w energetyce. Drogą poprawy jakości użytkowanego przez energetykę węgla, dzięki stosowaniu metod jego głębokiego wzbogacania, opanowanych i sprawdzonych w polskiej praktyce górniczej oraz przez zastosowanie w energetyce najnowocześniejszych układów przetwarzających węgiel, przy bardzo wysokiej sprawności konwersji, realna jest możliwość znaczącego zmniejszenia negatywnego oddziaływania kompleksu paliwowo-energetycznego na środowisko naturalne i zwiększenia jego efektywności. To stwierdzenie oraz fakt małej konkurencyjności energetyki gazowej względem węglowej pozwala wysnuć wniosek, że w strukturze produkcji energii elektrycznej nie nastąpią radykalne zmiany, a węgiel utrzyma nadal swoją pozycję gwaranta bezpieczeństwa energetycznego kraju i strategicznego nośnika energii pierwotnej.

Program przeciwdziałania negatywnym skutkom wydobywania węgla i jego energetycznego przetwarzania znany jako *clean coal technology*, to filozofia i strategia kompleksu węglowo-energetycznego na najbliższe dziesięciolecie.

Hard coal for professional power plants in the aspect of ecological demands

Abstract

39% of electricity produced around the world originates from coal. In Poland the share of coal fuels in electricity production is much higher and amounts to about 95%. The world coal consumption arises.

It was about 4 billion tons in 2003 and it is foreseen to increase twice up to 2030. World resources of solid fuels occur in huge amount and will be enough for a few hundred years. Meanwhile hydrocarbon base fuels will be enough only for 60 years. The coal will be still, for a few nearest hundred years, basic energy carrier in the global scale.

Resources of hard and brown coal in Poland are also considerable. They will protect the energy production for the nearest 100 years. The coal, our national natural resource, is very attractive for power industry, due to stability, safety of transport and storage and also safety of utilisation. It is also the cheapest primary source of energy. Despite of these advantages coal production and utilisation cause many disadvantageous impacts on environment. Huge amounts of waste come into existence, the emission of dust and gases occurs. Dust and gases comprise many harmful substances, like: sulphur oxides, nitrogen oxides, chlorine, fluorine, mercury vapours and heavy metals. The utilisation of coal in power industry is accompanied also by the emission of carbon dioxide, which is regarded as the greenhouse gas.

The practice demonstrates that the intensity of negative impact of coal utilisation, depends directly on, what should be emphasised, the coal quality. Polish power industry utilizes hard coal of poor quality, and technologies applied are not so modern like in Western European countries or in the USA, where in power sectors clean coals of good quality are combusted.

Impacts of utilisation of coal of poor quality are perceptible both for environment and for power industry. The combustion of coal of high ash content results in greater amount of dust and slag, what determines the costs in power industry. The costs of coal of poor quality transportation from the producer to the consumer are also higher. The necessity appears to counteract all those negative impacts of coal production and utilisation in power industry. Directions of change to the better is the utilisation in polish power industry of coal of better quality, due to implementation in mining industry of deep coal cleaning methods (such methods are known in Poland and are already used). Another solution is the implementation of the most modern method of coal utilisation in power industry, with the highest efficiency of conversion what decreases negative impacts of mining and power sectors on environment and increases its eco-efficiency. All above mentioned issues and low competitiveness of natural gas based power industry, comparing it with coal based power industry, enables to conclude that one shouldn't await huge changes in the share of the primary energy carriers consumption for the electricity production in Poland. The coal will remain the strategic primary energy source in Poland with its high position in the share of primary sources of energy consumption and it will guarantee the safety of the electricity and heat supply.

The program of the counteraction negative impacts of coal exploitation and utilisation is known as the *clean coal technologies*. It is the philosophy and the strategy of the coal and coal based power industry complex for the nearest decades.

WPROWADZENIE – WĘGIEL W ŚWIECIE, EUROPIE I POLSCE

W ostatnich kilkunastu latach, ze względu na niekorzystne oddziaływanie na środowisko naturalne, produkcja węgla dla energetyki zawodowej uległa zmniejszeniu.

W energetyce coraz częściej wykorzystywano gaz ziemny, co wynikało z dostępności taniego gazu oraz z przeświadczenia, że sytuacja ta utrzyma się przez bardzo długi czas. Z uwagi na tani gaz inwestowano w instalacje pracujące w kombinowanym układzie turbin gazowo-parowych, bo zapewniało to krótkie okresy realizacji przedsięwzięć i szybki zwrot nakładów.

Niestabilność polityczna świata arabskiego, głównie tam, gdzie koncentrują się bogate zasoby gazu ziemnego i ropy naftowej, systematyczny wzrost cen gazu i kosztów produkcji energii z tego paliwa, wzrost sprawności elektrowni węglowych nowej generacji, a także stabilność cen węgla – to czynniki, które zmieniają dotychczasowe podejście do stosowania węgla w energetyce.

Okazuje się, że węgiel będzie nadal podstawowym surowcem dla energetyki światowej, ponieważ jego zasoby są najbardziej obfitymi i najpowszechniej występującymi zasobami energii pierwotnej. Znajduje to odzwierciedlenie w światowej produkcji energii elektrycznej. Obecnie około 39% energii elektrycznej wytwarza się z węgla. Przewiduje się, że do 2030 roku produkcja energii z węgla wzrośnie do około 45% (World energy... 2003). W Stanach Zjednoczonych, gdzie znajdują się olbrzymie zasoby węgla, około 53% energii elektrycznej uzyskuje się z tego paliwa i jest zakładany dalszy wzrost produkcji energii z węgla.

Prognozę zużycia nośników podstawowych energii pierwotnej w świecie przedstawiono w tablicy 1 (Dubieński, Krzysoliński, Roszkowski, Tajduś 2005).

Tablica 1. Prognoza zużycia nośników energii pierwotnej w świecie

Wyszczególnienie	Prognoza zużycia nośników energii, mld toe	
	2020 rok	2050 rok
Węgiel	3,4	4,2
Ropa naftowa	3,8	4,1
Gaz ziemny	3,2	4,5
Energia jądrowa	0,9	2,7
Pozostałe nośniki	2,3	4,5
Ogółem	13,6	20,0

Przy obecnej wielkości wydobycia, węgla kamiennego wystarczy na ponad 250 lat, biorąc pod uwagę zasoby udokumentowane, gdy tymczasem ropy naftowej wystarczy na około 40 lat, a gazu na 60 lat (Przyszłość węgla... 2004). Węgiel jest wydobywany w ponad 50 krajach świata, natomiast większość ropy naftowej i gazu ziemnego wydobywa się w kilku krajach, które są politycznie niestabilne.

Cenną zaletą węgla są jego właściwości jako paliwa stałego. Jest paliwem stabilnym, bezpiecznym w transporcie i magazynowaniu, a przede wszystkim w użytkowaniu. Jest również jednym z najtańszych nośników energii chemicznej wykorzystywanej do przetwarzania na energię elektryczną. Koszt produkcji energii elektrycznej z węgla kamiennego jest wyższy niż z węgla brunatnego, ale znacznie niższy od kosztów produkcji energii z gazu ziemnego.

Prognozę wielkości i struktury wytwarzania energii elektrycznej przedstawiono w tablicy 2 (Dubieński, Krzysoliński, Roszkowski, Tajduś 2005).

Tablica 2. Wielkość i struktura wytwarzania energii elektrycznej w świecie – prognoza

Wyszczególnienie	Energia elektryczna, TW·h	
	2010 rok	2020 rok
Węgiel	7467	9763
Ropa naftowa	1442	1498
Gaz ziemny	4698	7745
Energia jądrowa	2467	2369
Energia wodna	3341	3904
Inne nośniki	395	603
Ogółem	19989	25881

Jednym z głównych problemów jest tzw. efekt cieplarniany powodowany między innymi przez dwutlenek węgla. Dwutlenek węgla jest emitowany do atmosfery

w wyniku spalania paliw kopalnych, przede wszystkim węgla brunatnego i kamiennego, w mniejszej ilości powstaje podczas spalania gazu ziemnego i ropy naftowej. Przykładowo, emisja CO₂ ze spalania węgla kamiennego wynosi około 94,6 kg CO₂/GJ, a ze spalania gazu ziemnego – około 56,1 CO₂/GJ. Jest więc o ponad 40% mniejsza podczas energetycznego przetwarzania gazu ziemnego. Układy energetyczne, w których wykorzystuje się gaz ziemny mają jeszcze inne zalety ekologiczne. Cechuje je praktycznie zerowa emisja pyłu, mniejsza emisja SO₂ i NO_x, brak stałych odpadów z procesu spalania, a także ścieków, które są typowe dla kotłów parowych. Właśnie te fakty powodują, że układy, w których stosuje się gaz ziemny były traktowane jako ekologicznie czystsze od układów, w których wykorzystuje się węgiel.

Obecnie coraz częściej w opinii specjalistów węgiel kamienny jest również przyjazny dla środowiska naturalnego w stopniu porównywalnym z innymi nośnikami energii pierwotnej. Takie czynniki, jak wzrost sprawności elektrowni węglowych, dzięki zastosowaniu układów energetycznych nowej generacji, o bardzo dużej sprawności, przy wysokim stopniu oczyszczania spalin, stosowanie zaawansowanych technologii czystego węgla oraz możliwość separacji CO₂ ze spalin w elektrowniach i jego magazynowania przemawiają za tym, że węgiel w skali globalnej ma dużą przyszłość jako długofalowe źródło energii oraz ze względu na znaczenie dla rozwoju gospodarczego, społecznego i bezpieczeństwa energetycznego (Przyszłość węgla... 2004; Dubiński 1997).

W krajach Europy Zachodniej w wyniku restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego została zamknięta znaczna liczba kopalń. Produkcja węgla kamiennego zmniejszyła się z 600 mln ton w latach sześćdziesiątych XX wieku do około 80 mln ton obecnie. W energetyce zaczęto stosować bardziej zdywersyfikowane źródła energii. Około 25% energii elektrycznej pochodzi z węgla, z czego około 17,5% z węgla kamiennego o wysokich parametrach jakościowych. Z gazu ziemnego produkuje się 17% energii elektrycznej, a z paliwa jądrowego 34% tej energii. Zapotrzebowanie na energię elektryczną w krajach Unii Europejskiej stale wzrasta o około 1–2% rocznie. W państwach nowo przyjętych zapotrzebowanie to będzie wzrastało jeszcze szybciej – o 3%, do 2020 roku. Ocenia się, że zapotrzebowanie na energię elektryczną w Europie do 2020 roku zwiększy się o około 55%, a do 2030 o około 74% (Chroszcz 2004).

W 1990 roku węgiel był jeszcze dominującym źródłem w produkcji elektrycznej energii (37%), ale w następnych latach, tj. 2010 i 2020 jego udział spadnie i będzie odpowiednio wynosił: 20,5 i 21,6%. Dopiero w 2030 roku udział ten wzrośnie do około 27%. Podstawowym surowcem do produkcji energii elektrycznej będzie w rozpatrywanym okresie gaz ziemny, którego udział w latach 2020 i 2030 będzie wynosił 38,2 i 36,5% (Chroszcz 2004).

Wzrost gospodarczy i wynikający z niego wzrost zapotrzebowania na energię elektryczną uzależnia kraje Europy Zachodniej od zewnętrznych dostaw nośników energii pierwotnej. Aktualnie zależność energetyczna tych krajów kształtuje się w wysokości około 56%, ale przewidywany wzrost gospodarczy spowoduje dalsze zwiększenie ich ilości do około 70% w ciągu 20–25 lat. W przypadku ropy naftowej

zależność ta osiągnie 86–88%, w przypadku gazu 75–81%, a węgla 68% (Olszowski 2004). Przewiduje się, że za około 25–30 lat zasoby gazu w basenie Morza Północnego oraz Śródziemnego ulegną wyczerpaniu. Pomimo znacznego postępu w wykorzystywaniu konwencjonalnych źródeł energii, zasoby ich w krajach Europy Zachodniej są niewielkie, a wydobycie coraz bardziej kosztowne.

Sytuacja w krajach UE jest inna jak na świecie. W celu zagwarantowania bezpieczeństwa energetycznego oraz dzięki rozwojowi metod, które pozwalają lepiej wykorzystać węgiel, rozważa się jednak utrzymanie określonych zdolności wydobywczych w celu zapewnienia ich sprawności ruchowej i technologicznej. Zgodnie z prognozami, wydobycie węgla wśród nośników energii pierwotnej nie zmniejszy się i w 2030 roku jego produkcja będzie większa niż obecnie, co wynika też z tego, że przewiduje się budowę nowych mocy produkcyjnych o około 550 GW.

Z porównania zapotrzebowania na energię pierwotną i możliwości produkcyjnych krajów rozszerzonej Unii Europejskiej wynika, że w krajach dawnej UE jest zużywane dwa razy więcej węgla niż jest produkowane. Wejście Polski do UE sprawiło, że stała się ona producentem ponad połowy węgla kamiennego w rozszerzonej Unii, w związku z czym rysują się dobre perspektywy dla polskiego górnictwa węglowego.

Warto podkreślić, że gremia decyzyjne Unii Europejskiej traktują węgiel kamienny jako łatwo dostępne, rodzime źródło energii pierwotnej. Podstawowe znaczenie dla większego zużycia paliwa węglowego ma również fakt, że sprawność wytwarzania energii z tego paliwa ulega ciągłej poprawie. Obecnie możliwe jest uzyskanie sprawności energetycznej rzędu 45%, przy istniejącym potencjale wzrostu sprawności do 51–53%. Wzrost sprawności elektrowni węglowych umożliwi bowiem uzyskanie takiej emisji szkodliwych substancji, jak podczas spalania gazu. Godnym podkreślenia jest również i to, że przemysł elektroenergetyczny, w którym jest wykorzystywany węgiel, zapewnia setki tysięcy miejsc pracy.

W świetle powyższych uwag węgiel może być paliwem potencjalnie ekologicznym, które zapewnia bezpieczeństwo energetyczne Krajów Wspólnoty. Polskie górnictwo po odpowiednim doinwestowaniu ma dużą szansę stać się jednym z filarów tego bezpieczeństwa.

Węgiel jest podstawowym paliwem polskiej gospodarki. Głównym użytkownikiem węgla jest sektor energetyczny, który wytwarza około 95% energii elektrycznej z węgla, w tym około 61% z węgla kamiennego i 34% z węgla brunatnego. Należy podkreślić, że polska energetyka zawodowa nabywa od kopalń miały energetyczne o znacznie gorszych parametrach jakościowych niż, na przykład energetyka niemiecka czy innych krajów UE (Ziółkowski 1980; Lorenz 2000; Nodzyński 1997; Kurczabiński 1995; Danielewski 1997).

Udział pozostałych paliw w produkcji energii elektrycznej jest bardzo mały.

Wśród krajów UE Polska ma jeden z najniższych wskaźników zużycia energii elektrycznej na mieszkańca, który wynosi około 3300 kW·h/r. Przykładowo w Czechach wskaźnik ten wynosi około 5700 kW·h, a w krajach UE około 7000. Prognozowany wzrost zapotrzebowania na energię, zwłaszcza energię elektryczną, spowoduje w nadchodzących dekadach wzrost zapotrzebowania elektroenergetyki na węgiel kamienny. Jednym z dowodów na to jest wydanie Rozporządzenia Rady UE z 23.07.2002 r. o pomocy państwa dla przemysłu węglowego. Z tego względu

w okresie najbliższych 25 lat węgiel kamienny, oprócz węgla brunatnego, będzie podstawowym surowcem do produkcji energii elektrycznej.

1. CHARAKTERYSTYKA PIERWOTNYCH NOŚNIKÓW ENERGII ZUŻYWANYCH W POLSKIEJ ENERGETYCE

Polska ma znaczne zasoby węgla kamiennego i brunatnego, stosunkowo niewielkie zasoby gazu ziemnego oraz niskie zasoby ropy naftowej. Mały jest również potencjał hydroenergetyczny. Zasoby energii geotermalnej, słonecznej i wiatrowej, nadające się do przemysłowego wykorzystania, są niewielkie i mają znaczenie lokalne. Nie ulega więc wątpliwości, że produkcja energii elektrycznej będzie bazować na węglu kamiennym i brunatnym, ponieważ paliwa te są dostępne w kraju w dostatecznej ilości, a koszty pozyskiwania z nich jednostki energii elektrycznej są konkurencyjne. Produkcja energii elektrycznej z gazu nie jest obecnie znacząca. Wzrastający udział gazu ziemnego obserwuje się natomiast w produkcji ciepła. Decydują o tym walory ekologiczne tego nośnika energii pierwotnej.

Oprócz wymienionych nośników energii pierwotnej udział w produkcji energii elektrycznej i ciepłej mają „nośniki pierwotne” energii odnawialnej.

Węgiel brunatny w Polsce, oprócz węgla kamiennego, jest podstawowym nośnikiem energii elektrycznej. Pod względem posiadanych, nadających się do eksploatacji zasobów węgla brunatnego, Polska należy do ścisłej czołówki światowej.

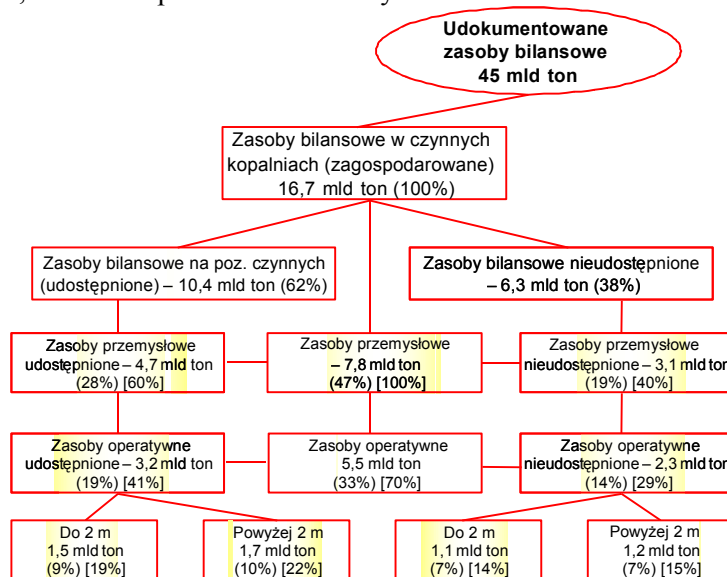
Obecnie produkcję węgla brunatnego prowadzi się w czterech zespołach kopalń, które dostarczają go bezpośrednio do elektrowni: „Adamów”, „Bełchatów”, „Konin” i „Turów” o łącznej ilości około 65 mln ton i łącznej mocy około 8,8 GW, co stanowi około 25% mocy zainstalowanej w polskich elektrowniach. Użytkowany węgiel ma wartość opałową około 8,5 GJ/Mg. Jego wydobycie, na przykład w latach 2000, 2001, 2002 i 2003 wynosiło odpowiednio: 59,5; 59,6; 58,2 i 60,9 mln ton. Prawie cała ilość tego węgla została wykorzystana do produkcji energii elektrycznej i ciepłej, przy niewielkim zużyciu bezpośrednim wynoszącym około 0,4 mln ton.

Udział węgla brunatnego w produkcji energii elektrycznej od wielu lat jest znaczący i wynosi około 34% (Przyszłość węgla... 2004; Kasztelewicz 2002, 2003 i 2004).

Węgiel brunatny jest najtańszym źródłem energii elektrycznej. Średnia cena sprzedaży energii elektrycznej z węgla brunatnego jest około 30% niższa od ceny energii wyprodukowanej z węgla kamiennego. W latach 2001, 2002 i 2003 średnie ceny sprzedanej energii elektrycznej, wyprodukowanej na bazie węgla brunatnego, były niskie w porównaniu z cenami innych paliw i kształtowały się odpowiednio: 106,1; 116,56 i 126,25 zł/MW·h. Również koszty pozyskania energii chemicznej z węgla brunatnego były niższe od kosztów pozyskania energii z węgla kamiennego i innych paliw, i wynosiły w latach 2001, 2002 i 2003 odpowiednio: 4,56; 4,93 i 5,2 zł/GJ.

Na podstawie przytoczonych danych można stwierdzić, że węgiel brunatny przez najbliższe 30 lat utrzyma swoją pozycję jako podstawowy surowiec do produkcji energii elektrycznej, pozyskiwanego z własnych źródeł i będzie współgwarantem, oprócz węgla kamiennego, bezpieczeństwa energetycznego kraju.

Głównym źródłem energii jest i pozostanie węgiel kamienny, który dla Polski jest strategicznym nośnikiem energii. Wynika to z faktu posiadania pokaźnych zasobów tego surowca, co zostało przedstawione na rysunku 1.



Rys. 1. Zasoby węgla kamiennego w Polsce

Fig. 1. Hard coal resources in Poland

Udokumentowane zasoby bilansowe wynoszą 45 mld ton, w tym w czynnych kopalniach jest około 16,7 mld ton węgla jako zasoby bilansowe zagospodarowane. Około 10,4 mld ton stanowią zasoby bilansowe na czynnych poziomach wydobywczych, reszta to zasoby bilansowe nieudostępniene. Zasoby przemysłowe wynoszą około 7,8 mld ton, z tego około 4,7 mld stanowią zasoby udostępniene.

Z ogólnej masy zasobów przemysłowych około 70% stanowią zasoby operatywne, co daje wartość około 5,5 mld ton. W masie tego węgla około 3,2 mld ton stanowią zasoby operatywne udostępniene. Przy rocznym wydobyciu węgla, przyjętym na poziomie 100 mln ton, wystarczy go na ponad 32 lata. Dotyczy to węgla typów 31, 32, 33, 34 i 35. Uwzględniając, że obecnie proporcje między zasobami węgla energetycznego i koksowego wynoszą: 69 i 31%, ostatecznie do wykorzystania przez energetykę pozostaje około 2,0 mld ton węgla.

W Polsce, jak już wspomniano, znajdują się jeszcze znaczne zasoby bilansowe, które dotychczas nie są zagospodarowane. Ich ilość ocenia się na około 36,4 mld ton. Część z nich w przyszłości będzie mogła być zagospodarowana. Oznacza to, że węgiel kamienny w ilości 100 mln ton będzie jeszcze można wydobywać przez następne 40–50 lat.

Jakość węgla w zasobach przemysłowych czynnych kopalń jest dość dobra. Węgłe charakteryzują się stosunkowo małą zawartością siarki i wysoką wartością opałową. Zasiarczenie węgla poniżej 0,8% cechuje około 48% zasobów, zaś zasiarczenie w granicach 0,8–1,5% obejmuje około 35% zasobów. Reszta zasobów cechuje się zasiarczeniem powyżej 1,5% (Przyszłość węgla... 2004; Kasztelewicz 2002, 2003

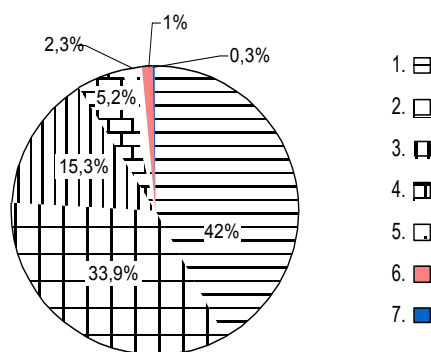
i 2004; Kicki, Sobczyk 2004). Na uwagę zasługuje fakt, że w polskich węglach siarka występuje w formie pirytów, które można dość łatwo wydzielić metodami mechanicznymi.

Wartość opałowa węgla w złożu jest duża i w 72% kształtuje się powyżej 25 GJ/Mg. Węgla o wartości opałowej 18–25 GJ/Mg jest około 28%, natomiast węgla o bardzo niskiej kaloryczności – poniżej 18 GJ/Mg jest niewiele (Przyszłość węgla... 2004).

Wartość opałowa węgla wydobytego na powierzchnię jest z reguły zawsze mniejsza, gdyż urobek zawiera określoną ilość skały płonnej w wyniku mechanicznego urabiania pokładu. Drugą przyczyną gorszej jakości urobku są właściwości skały płonnej, a w szczególności jej podatność na degradację i rozmywanie w wyniku jej kontaktu z wodą. Rzuca to na zawartość popiołu w urobku węglowym kierowanym do zakładu przerobczego. Jest ona mocno zróżnicowana i kształtuje się w granicach 15–40%.

Z danych za 2004 rok o sytuacji energetycznej w Polsce wynika, że produkcja prądu elektrycznego wyniosła 154,1 TW·h, w tym nieco ponad 145 TW·h pochodziła z elektrowni zawodowych. Jest to o blisko 20% więcej niż w roku poprzednim. Porównując zużycie w 2004 i 2003 roku trzeba stwierdzić, że nastąpił wzrost zużycia węgla kamiennego o ponad 2% (43,2 mld ton), a węgla brunatnego o około 0,3% (60,3 mln ton). Nastąpił też wyraźny wzrost zużycia gazu ziemnego o blisko 23%.

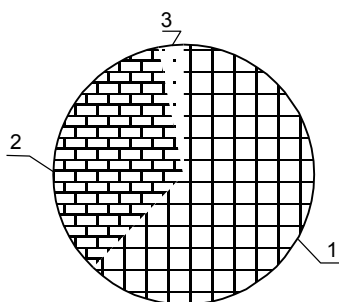
Zwiększyła się także produkcja energii elektrycznej ze źródeł odnawialnych. W 2004 roku wyprodukowano około 2,9 TW·h energii elektrycznej, tj. niemal ponad 50% więcej niż w roku poprzednim. Zauważyć należy wzrost wielkości produkcji energii elektrycznej z biomasy i biogazu wynoszący w sumie 0,52 TW·h, a także wzrost o ponad 21% produkcji energii wodnej i wiatrowej do około 0,44 TW·h. W strukturze produkcji energii elektrycznej w 2004 roku nie wystąpiły jednak istotne zmiany. Struktura ta została przedstawiona na rysunku 2 (Gabryś 2005).



Rys. 2. Struktura produkcji energii elektrycznej w 2004 roku: 1 – elektrownie bazujące na węglu kamiennym, 2 – elektrownie bazujące na węglu brunatnym, 3 – elektrociepłownie zawodowe, 4 – elektrownie, 5 – elektrownie wodne, 6 – elektrociepłownie niezależne, 7 – odnawialne źródła energii

Fig. 2. The structure of electricity production in 2004: 1 – hard coal based power plant, 2 – brown coal based power plants, 3 – professional thermal – electric power plants, 4 – electric power plants, 5 – hydroelectric power plants, 6 – autonomous thermal – electric power plants, 7 – renewables

W 2004 roku z węgla kamiennego wyprodukowano około 62,4% energii elektrycznej, natomiast z węgla brunatnego i gazu ziemnego produkcja tej energii wynosiła: 35,1 i 2,5%. Świadczy to o podstawowym znaczeniu paliw stałych w produkcji energii elektrycznej. Zużycie paliw podstawowych w elektroenergetyce zawodowej w 2004 roku zostało przedstawione na rysunku 3 (Gabrys 2005).



Rys. 3. Procentowe zużycie paliw podstawowych w elektroenergetyce zawodowej w 2004 roku:

1 – węgiel kamienny, 2 – węgiel brunatny, 3 – gaz

Fig. 3. The share of basic fuels in consumption in professional thermal – electric power plants in 2004:

1 – hard coal, 2 – brown coal, 3 – natural gas

Analizując wykorzystanie węgla kamiennego w polskiej energetyce jako paliwa strategicznego należy podkreślić, że jest on również stosunkowo tanim źródłem energii, o czym świadczą poniższe dane. W latach 2000, 2001 i 2002 średnia cena sprzedaży energii elektrycznej z węgla kamiennego wynosiła odpowiednio: 146,33; 159,23 i 161,89 zł/MW·h i była większa od ceny sprzedaży tej energii z węgla brunatnego o około 38–28%. Koszty pozyskania energii z węgla kamiennego były również niskie i wynosiły w tych latach odpowiednio: 5,75; 6,07 i 6,19 zł/GJ.

Koszty te są więc około dwa razy mniejsze od kosztów pozyskania energii z gazu ziemnego.

W Polsce udokumentowane zasoby przemysłowe gazu ziemnego są oceniane na 150–170 mld m³, co w przeliczeniu na gaz wysokometanowy daje około 120 mld m³ o wartości opałowej około 34,3 MJ/m³. Posiadany potencjał zasobowy umożliwia utrzymanie obecnie wydobywanego gazu na poziomie około 4,1 mld m³/rok. Przewiduje się wzrost zdolności wydobywczych do około 6 mld m³ w latach 2005–2008 oraz do 8 mld m³ w latach 2012–2020. Roczne zużycie gazu ziemnego wynosi około 12 mld m³, w tym około 2/3 gazu pochodzi z importu. Przewiduje się, że do 2030 roku gazownictwo będzie szybko rozwijającym się podsektorem energii. Gaz jako nośnik energii w porównaniu z węglem ma wyższą sprawność konwersji, mniejszą jednostkową emisję CO₂, która wynosi około 56,1 CO₂/GJ. Konkurencyjność gazu względem węgla kamiennego obniżają koszty wytwarzania energii elek-

trycznej z gazu ziemnego, które w latach: 2001 2002 wynosiły 10,67 i 12,14 zł/GJ. Są one około dwa razy większe od kosztów wytwarzania energii z paliwa węglowego.

Zaletą gazu ziemnego jest czystość, wygoda w użytkowaniu, duża koncentracja energii chemicznej, wysoka sprawność konwersji, niskie nakłady na budowę zakładów gazowych, krótki czas realizacji inwestycji. Jego wadą są cena, konieczność budowy dużych magazynów w celu zapewnienia odpowiednich zapasów oraz niepewność importu. Z tego względu, w warunkach polskich, budowa elektrowni gazowo-parowych, mimo niskich nakładów inwestycyjnych, z uwagi na konieczność importu gazu ziemnego i jego wzrastające ceny na świecie, jest mało realna. Nie dotyczy to jednostek gazowych dla pokrycia obciążeń szczytowych, co jest podyktowane potrzebami systemu. Tylko zwiększenie produkcji gazu ziemnego z krajowych złóż byłoby w stanie zmienić sytuację w tym zakresie. Tak więc węgiel kamienny będzie tym paliwem, które jest w stanie pokryć niedobory energii pierwotnej.

2. JAKOŚĆ UŻYTKOWANYCH WĘGLI ENERGETYCZNYCH

W poprzednich rozdziałach wykazano, że węgiel ze względu na olbrzymie zasoby nadal będzie podstawowym surowcem do produkcji energii elektrycznej na świecie. Jego udział w produkcji energii elektrycznej jest obecnie dominujący i jeszcze się zwiększy. Przedmiotem światowego obrotu towarowego jest węgiel o wysokich parametrach jakościowych.

W Polsce również w zaspokajaniu potrzeb energetycznych węgiel kamienny po zostanie przez najbliższe dwie dekady podstawowym źródłem energii chemicznej, stosowanej do przetwarzania na energię elektryczną. Problemem pozostaje jego jakość.

Urobek węglowy wydobywany z dołu kopalni na powierzchnię jest kierowany do zakładu przeróbczego. Tam jest poddawany operacjom technologicznym w celu wydzielenia z niego skały płonnej, siarczków i innych zanieczyszczeń.

W latach 2002 i 2003 wydobyte węgla kamiennego netto wynosiło odpowiednio 102,1 i 100,4 mln ton. W wydobywaniu tym produkcja węgla energetycznego wynosiła około 84%, to znaczy 86,2 oraz 84,3 mln ton. Natomiast w 2004 roku wydobyte w Polsce wyniosło około 100 mln ton.

Wartość opałowa węgla energetycznego, stanowiąca wypadkową wartości poszczególnych sortymentów handlowych, nie jest duża i wynosi średnio 22,8 GJ/Mg.

W produkcji netto węgla kamiennego, na które składa się węgiel koksowy w ilości około 16% oraz węgiel energetyczny w 84%, znajduje się około 30% węgla, który nie jest wzbogacany mechanicznie. Węgiel koksowy, jak wiadomo, podlega w całości wzbogacaniu mechanicznemu w całym zakresie uziarnienia 0–200 mm, natomiast węgiel energetyczny nie jest wzbogacany w całości. Tylko klasa ziarnowa (10)20–200 mm jest wzbogacana w całości, co stanowi regułę, zaś klasa ziarnowa 0–(10)20 mm jest wzbogacana tylko w części. Oznacza to, że spora część miałów energetycznych, ponad 60%, nie jest wzbogacana i tym głównie należy tłumaczyć małą wartość opałową węgla energetycznego podaną powyżej. Oznacza to również,

że jakość samych tylko sortymentów mialowych, traktowanych jako całość, jest jeszcze gorsza.

Jak już wspomniano, część mialów energetycznych jest wzbogacana mechanicznie, dlatego jakość ich jest korzystna (około 26 GJ/Mg) i odbiega od średniej wartości opałowej całości węgla energetycznego. Na rynku węgla energetycznego znajduje się więc produkty handlowe o bardzo zróżnicowanej charakterystyce jakościowej, tzn. o różnych zawartościach popiołu i siarki, zawartości wilgoci i wartościach opałowych. To zróżnicowanie jakościowe produkcji węgla energetycznego powoduje również różnicowanie tej produkcji pod względem ilościowym. Świadczy o tym duża liczba klas zbytu, w jakich jest sprzedawany węgiel energetyczny. Jest to zjawisko niekorzystne.

Poniżej, w tablicy 3 podano uśrednione parametry jakościowe węgla energetycznych zbywanych różnym odbiorcom w kraju (Kurczabiński 1996). Parametry te dotyczą stanu roboczego.

Tablica 3. Parametry jakościowe węgla nabywanych przez różnych odbiorców krajowych

Odbiorcy węgla	Wartość opałowa GJ/Mg	Zawartość popiołu %	Zawartość siarki %	Zawartość chloru %
Elektrownie	19–23 (śr. 21,6)	12–30	0,6–1,2	0,1–0,3
Elektrociepłownie	20–26	14–15	0,6–0,8	0,1–0,3
Metalurgia i przemysł metalowy	19–25	6–25	0,6–1,2 (0,6–0,8)	–
Przemysł chemiczny	17–25	12–28	0,6–1,3	–
Przemysł drzewny i papierniczy	19–26	10–22	0,5–1,0 (0,4–0,8)	–
Przemysł włókienniczy	20–26	8–25	0,5–1,0 (0,5–0,8)	–
Przemysł cukrowy	22–29	8–18	0,4–0,9	–
Przemysł wydobywczy	20–26	11–25	0,6–1,0 (0,5–0,7)	–
Przemysł cementowy	min. 22	12–18	0,8–1,0	–
Przemysł wapienniczy	min. 24	max 12	max 0,8	–

Z tablicy wynika, że kopalnie węgla kamiennego dostarczają na rynek węgiel energetyczny o diametralnie zróżnicowanych parametrach jakościowych. Świadczy to o możliwościach produkcyjnych przemysłu węglowego, który stara się dostosować do wygórowanych wymagań jakościowych rynku, jak np. w przypadku przemysłu wapienniczego czy węgla wysyłanego na eksport. Należy jednak odnotować z niepokojem, że w elektroenergetyce polskiej spala się nadal najgorsze jakościowo węgle. Jest to obecnie ewenementem w Europie. Cała prawie produkcja energii elektrycznej bazuje na mialach węglowych o małej wartości opałowej rzędu 21,6 GJ/Mg. Miały te spala się w elektrowniach w ilości około 34 mln ton, a w elektrowniach i elektrociepłowniach łącznie w ilości około 42 mln ton. Warto sobie uzmysłować, że węgle o małej wartości opałowej cechują się zawsze dużą zawartością popiołu oraz z reguły dużą, choć nie zawsze, zawartością siarki całkowitej. Obrazuje to tablica 4, w której przedstawiono strukturę ilościowo-jakościową węgla energetycznego w rozbiciu na poszczególne sortymenty, tj. grube, średnie i mialy.

Wynika z niej, że mialów energetycznych niewzbogaconych o zawartości popiołu powyżej 20% jest około 46 mln ton, natomiast mialów o zawartości siarki całkowitej powyżej 1% jest około 16 mln ton. Mialów energetycznych o małej zawartości popiołu, mniejszej niż 15%, jest około 14 mln ton. Są to mialy, które stanowią

przedmiot eksportu do krajów zachodnich. Należy podkreślić, że podaż na polski rynek pokaźnej ilości miału surowego o tak niskiej jakości nie wynika z ograniczonych możliwości produkcyjnych kopalń, ale od zapotrzebowania sektora produkcji energii elektrycznej, w którym do dziś jest stosowana dawna technika spalania węgla. Jest to więc przykład na to, że węgiel gorszej jakości wyparł z energetyki zawodowej węgiel lepszej jakości.

Tablica 4. Struktura produkcji węgla energetycznego typu 31–33 w 2003 roku

Sortymenty	Zawartość siarki, %	Parametry węgla				
		ilość, Mg	%	Str, %	Ar, %	Q _f , kJ/kg
Sortymenty grube	<= 1,0	6 582 586	7,81	0,61	6,7	28 863
>25 mm	> 1,0	39	0,00	1,16	6,7	27 558
Sortymenty średnie	<= 1,0	3 436 645	4,08	0,55	5,8	27 972
8–31,5 mm	> 1,0	187 887	0,22	1,16	6,5	27 557
Miały energetyczne,	<= 0,6	4 526 726	5,37	0,51	9,0	27 576
Ar <=15%	>0,6 <= 1,0	7 364 464	8,74	0,71	9,7	26 121
	> 1,0	2 060 911	2,45	1,24	11,9	20 251
Miały energetyczne,	<= 0,6	2 072 898	2,46	0,53	16,8	24 034
Ar >15 <=20%	>0,6 <= 1,0	7 611 664	9,03	0,70	17,9	23 054
	> 1,0	1 176 362	1,40	1,85	16,9	18 533
Miały energetyczne,	<= 0,6	3 124 005	3,71	0,53	22,4	21 961
Ar >20%	>0,6 <= 1,0	30 825 289	36,58	0,78	24,1	21 115
	> 1,0	12 843 003	15,24	1,19	21,2	20 436
Niesort		151 341	0,18	0,70	16,2	25 644
Węgiel drobny		301 198	0,36	0,83	9,4	23 321
Przerosty		337 281	0,40	0,75	26,3	20 704
Muły		1 623 122	1,93	0,74	17,7	18 957
Pył		38 900	0,05	0,74	15,1	27 557
Razem		84 264 321	100,00	0,80	18,1	22 892

W kopalniach węgla kamiennego została opanowana produkcja koncentratów miałowych o wysokich parametrach jakościowych, o czym świadczą wyniki uzyskiwane w przypadku węgla koksowych. Mała zawartość popiołu w koncentracie wsadowym, poniżej 8%, oraz duża jego kaloryczność, powyżej 29 GJ/Mg, jest standardem.

Jakość węgla energetycznych natomiast nabywanych przez elektroenergetykę państw UE-15 jest bardzo dobra, ich parametry są następujące:

- wartość opałowa 25–29 GJ/Mg,
- zawartość popiołu 12–15 %,
- zawartość siarki całkowitej < 1%.

Parametry węgla kamiennego znajdującego się w sprzedaży na rynkach zagranicznych przedstawiono w tablicy 5.

Tablica 5. Parametry jakościowe węgla, oferowanych do sprzedaży przez dziesięciu głównych światowych eksporterów według „Coal Week International” (Lorenz U. 2000)

Kraj	Wartość opałowa Q _{min} – Q _{max} GJ/Mg	Zawartość siarki S _{min} – S _{max} %	Zawartość popiołu A _{min} – A _{max} %
Australia	25,0–27,0	0,6–0,8	14–14
Chiny	24,2–25,0	0,8 - 1,0	8–15

Indonezja	20,9–27,0	0,1–0,8	1–8
Kanada	24,2–29,0	0,5–1,0	10–14
Kolumbia	25,4–27,0	0,7–0,8	8–9
Rosja	25,4–27,2	0,4–1,0	13–16
RPA	24,2–25,8	1,0	16–16
USA	19,7–29,0	0,4–2,5	5–15
Wenezuela	28,2–28,2	0,8	7
Polska-eksport „CWI”	25,1–28,5	0,8	8,5–15
Polska – 1999 energetyka zawodowa	18,6–24,2	0,5–1,45	6,5–26

Z tablicy wynika, że w obrocie handlowym znajdują się węgle o wysokich parametrach jakościowych. Potwierdzają to dane amerykańskie (Fiscov, Lyks 2000). Zawartość popiołu w produktach finalnych w 205 amerykańskich zakładach przerobczych jest bardzo mała i kształtuje się w granicach 5–15% (nie powinna przekraczać 15%). Przetoczone powyżej dane charakteryzują produkcję węgla energetycznego i jego jakość, dając wyobrażenie o energetyce, w szczególności, co nas interesuje najbardziej, o elektroenergetyce polskiej – producenta energii elektrycznej, nabywającego paliwo węglowe od górnictwa.

Po przystąpieniu Polski do Unii Europejskiej zgodnie z obowiązującymi w niej wymogami jakościowymi dotyczącymi węgla, szczególnie ważne stało się zagadnienie przeróbki mechanicznej węgla, która kształtuje jakość węgla handlowego.

W Polsce w 39 kopalniach, znajdują się zakłady przerobcze. Przed 2000 rokiem ukończono budowę 11 zakładów wzbogacania miałów węglowych. Łącznie więc jest 30 zakładów przerobczych, które są wyposażone w sekcje wzbogacania miałów. Jak wskazuje praktyka, zdolności przerobowe tych sekcji nie są w pełni wykorzystywane. Są one uruchamiane w zależności od popytu na węgiel. Wspomniane zakłady przerobcze, funkcjonujące poza kopalniami, stanowią znaczący potencjał produkcyjny, a zastosowane w nich technologie zapewniają uzyskiwanie dobrych jakościowo koncentratów węglowych, w tym przede wszystkim koncentratów miałowych dla energetyki. Właściwie wyposażone w nowe rozwiązania technologiczno-maszynowe, zakłady przerobcze stanowiłyby efektywne zaplecze produkcyjne dające bardzo dobre jakościowo węgle dla coraz bardziej wymagającego rynku polskiego i europejskiego.

3. SKUTKI TECHNICZNE, EKOLOGICZNE I EKONOMICZNE UŻYTKOWANIA WĘGLI O NISKIEJ JAKOŚCI I MOŻLIWOŚCI ICH MINIMALIZACJI

Jak wspomniano w elektroenergetyce są użytkowane węgle kamienne niskiej jakości. Ich wartość opałowa wynosi średnio 21,6 GJ/Mg, a zawartość popiołu 21% i więcej. Zawartość siarki całkowitej kształtuje się w granicach 0,8–1,2%. Oprócz tych cenotwórczych parametrów węgla, zwraca się obecnie coraz częściej uwagę na takie parametry, jak: zawartość chloru, fosforu, alkaliów, skład i właściwości popiołu, jak również na zawartość pierwiastków śladowych: As, Ba, B, Cd, Co, Cr, Cu, Ni, Hg, Pb, Zn, Mo, Se itp. Podczas procesu spalania dostają się one do jego produktów i wywierają negatywny wpływ na środowisko naturalne (Świetlik 2000; Rózkowska 1987; Łuckoś 1995; Skrzypiec, Janusz 1998).

Spalanie węgla niskiej jakości (o relatywnie dużej zawartości popiołu) powoduje wiele negatywnych skutków zarówno w samej energetyce, jak i poza nią (Ziółkowski 1980; Danielewski 1997). W układach młynowych występuje zwiększone zużycie elementów mielących młynów i przewodów pyłowych, zwiększenie ich awaryjności, wzrost zapylenia kotłowni, a także notuje się powstawanie większej ilości popiołu lotnego i żużla. Skutkuje to wzrostem kosztów remontu młynów i przewodów. W kotłach zauważa się większą erozję. W urządzeniach odzuszania i odpopielania występują awarie odzuszaczy, występuje awaryjne wyłączanie elektrofiltrów i wzrost erozji wentylatorów ciągu. Powoduje to zwiększone koszty eksploatacji tych układów w elektrowni, jak i zwiększone nakłady inwestycyjne, związane z infrastrukturą zagospodarowania żużla i popiołu, a w szczególności instalacji odpylających.

Również poza energetyką są odczuwalne skutki użytkowania węgla o niskiej jakości. Występuje zwiększenie kosztów transportu węgla do elektrowni. Szczegółowa analiza poświęcona aspektom spalania niskokalorycznego węgla kamiennego w polskich elektrowniach wykazała opłacalność wzbogacania węgla z korzyścią dla gospodarki narodowej, a przede wszystkim dla energetyki, głównie z powodu obniżonych kosztów wytwarzania energii elektrycznej w samych elektrowniach i obniżenia kosztów transportu węgla koleją z kopalni do elektrowni. Korzyści te wyniosły ponad 10 mld USD – za okres 1970–1993 – według cen obowiązujących na początku lat dziewięćdziesiątych XX wieku (Danielewski 1997).

Z powodu użytkowania węgla o niskiej jakości, środowisko naturalne ponosi określone straty. Są to straty przede wszystkim z powodu zwiększonej emisji pyłu, siarki i szkodliwych gazów zawierających pyły i pary pierwiastków śladowych, jak również z konieczności składowania i zagospodarowywania stałych produktów procesu spalania. Jakość węgla ma również wpływ na wielkość nakładów inwestycyjnych związanych z budową kotłów energetycznych opalanych węglem kamiennym. Stwierdzenie to nabiera obecnie znaczenia z uwagi na fakt, że energetyka polska staje przed koniecznością wymiany około 11 GW zainstalowanej mocy (Soliński 2004). Logika nakazuje, aby te nowe moce produkcyjne bazowały na instalacjach energetycznych zaprojektowanych na paliwo węglowe o bardzo wysokiej jakości, gdyż nie jest prawdą, że z kiepskiej jakości i taniego węgla jest tania energia elektryczna.

W tablicy 6 przedstawiono parametry jakościowe węgla przed i po wzbogaceniu i wpływ jakości na jego parametry ekologiczne.

Tablica 6. Jakość węgla przed i po procesie wzbogacania

Parametr	Jednostka	Przed wzbogacaniem	Po wzbogacaniu
Masa użytkowanego węgla	mln ton	42,5	36,7
Wartość opałowa	GJ/Mg	21,6	25
Zawartość popiołu	%	20,6	12
Zawartość siarki	%	1	0.65
Masa popiołu w węglu	mln ton	8,8	4,4
Emisja pyłu	g/GJ	162	82
Emisja SO ₂	g/GJ	880	494

Efektem zastosowania głębokiego wzbogacania węgla jest poprawa jego parametrów ekologicznych, zmniejszenie masy spalanego węgla o około 4 mln ton oraz ilości stałych produktów spalania.

Jak już wspomniano, bardzo szkodliwy dla środowiska naturalnego jest chlor w spalinach. Jego zawartość w węglu jest dość zróżnicowana i zmienia się w szerokim zakresie 0,05–0,4%. Chlor ten w formie chlorowodoru oddziałuje szkodliwie na środowisko naturalne oraz na urządzenia energetyczne, w których jest przetwarzany węgiel. Chlor używany jest również jako gaz, będący prekursorem tworzenia dioksyn w procesie spalania węgla (Świetlik 2000). Poprzez określone działania w obiegu wodno-mułowym i w procesie odwadniania węgla, jest możliwość zmniejszenia zawartości tego szkodliwego pierwiastka w węglu. Wstępne próby przemysłowe przeprowadzone w jednym z zakładów przeróbczych pozwoliły na redukcję zawartości chloru w węglu o około 0,03–0,06%.

W węglu kamiennym znajduje się także spora liczba pierwiastków, które szkodliwie oddziałują na środowisko naturalne. Ich zawartość w węglu waha się od kilku do kilkudziesięciu gramów na tonę. Są one zawarte w niewielkiej ilości substancji organicznej węgla, głównie jednak gromadzą się w substancji mineralnej zawartej w węglu i mu towarzyszącej. Okolicznością korzystną jest to, że metale ciężkie są związane przede wszystkim z wolną, zewnętrzną substancją mineralną, która może być w 40–60% (a nawet większym) usunięta tradycyjnymi metodami wzbogacania. Przykładowo takie metale, jak Cu, Zn, Cd, Pb są związane w ponad 91% z substancją mineralną, a metale takie, jak Ni, Co związane w 83–88% z tą substancją (Kurczabiński 1995). Ważna jest też forma występowania pierwiastków śladowych w węglu. Pierwiastki takie, jak: As, Cd, Co, Cu, Hg, Mo, Sn, Se, towarzyszą piritowi i innym związkom siarki, natomiast pierwiastki takie, jak: Cr i F, występują w materiale ilastym. Można więc stwierdzić, że przez zastosowanie metod przeróbczych, takich samych, jakie stosuje się do klasycznego już odkamieniania i odsiarczania węgla, można znacząco zmniejszyć zawartość pierwiastków śladowych w węglach energetycznych poddawanych spalaniu i zmniejszyć tym samym ich ilość w popiołach lotnych poddawanych odpylaniu.

Wzbogacanie węgla jest szczególnie istotne w przypadku występowania rtęci, gdyż metal ten znajduje się w spalinach w postaci par. Zatem wydzielenie jak największej ilości pirytu jest sposobem minimalizacji tego wybitnie toksycznego metalu w spalinach.

Duże znaczenie w ocenie redukcji pierwiastków śladowych ma wartość opałowa paliwa węglowego. Węgiel wzbogacony zawiera mniej pierwiastków śladowych, a ponieważ ma większą wartość opałową, na wyprodukowanie jednostki energii zużywa się go mniej. W ten sposób z mniejszym strumieniem paliwa wprowadzonego do spalania maleje też strumień pierwiastków śladowych.

Podczas spalania węgla następuje emisja CO₂ do atmosfery. W tym przypadku można również spodziewać się zmniejszonych emisji tego gazu do atmosfery wskutek zmniejszenia ilości substancji mineralnej kierowanej do spalania. Większy wpływ na zmniejszenie tej emisji ma wzrost sprawności przemiany energii chemicznej węgla na energię elektryczną, między innymi również na skutek poprawy jakości paliwa.

Zgodnie z literaturą (Couch 2000), spalanie węgla o wysokich parametrach jakościowych powoduje wzrost sprawności przetwarzania o co najmniej 2–3%, a zastosowanie najnowocześniejszych (ultranadkrytycznych) układów energetycznych umożliwia zwiększenie sprawności do 51–53%. Układy takie mogą być drogą dla polskiej energetyki. Warto pamiętać, że wzrost sprawności konwersji energii o 1% powoduje spadek emisji CO₂ o około 3%.

WNIOSKI

1. Górnictwo polskie charakteryzuje się dużymi zasobami dobrej jakości węgla kamiennego oraz dobrze rozwiniętą, nowoczesną i wydajną infrastrukturą techniczną w zakresie urabiania, eksploatacji i wzbogacania węgla. Pozwala to na zapewnienie odpowiedniej ilości i wysokiej jakości paliwa węglowego do produkcji energii elektrycznej i ciepłej.
2. Istotnym problemem związanym z energetycznym przetwarzaniem paliwa węglowego jest sprostanie coraz bardziej rygorystycznym wymaganiom ekologicznym, dotyczącym emisji do atmosfery pyłu i gazów, w tym dwutlenku węgla powodującego tzw. efekt cieplarniany. Przez poprawę jakości węgla użytkowanego przez elektroenergetykę i stosowanie metod głębokiego wzbogacania, opanowanych i sprawdzonych w polskiej praktyce górniczej, istnieje możliwość znaczącego ograniczenia emisji uciążliwych pyłów zawierających metale śladowe oraz szkodliwych gazów, np. dwutlenku siarki. Zastosowanie zaawansowanych technologii czystego węgla pozwoli natomiast na znaczące zmniejszenie emisji dwutlenku węgla. Praktyka użytkowania węgla kamiennego o dobrych parametrach jakościowych do produkcji energii elektrycznej jest obowiązującym standardem w wysoko rozwiniętych krajach Europy i świata.
3. Potencjał kadrowy, techniczny i organizacyjny górnictwa węgla kamiennego jest w stanie sprostać wymogom ekonomicznym i społecznym związanym z użytkowaniem paliwa węglowego, przy zachowaniu przyjaznych relacji względem środowiska naturalnego.
4. W strukturze produkcji energii elektrycznej w najbliższych latach, wobec małej konkurencyjności energetyki gazowej, nie należy spodziewać się radykalnych zmian. Węgiel kamienny będzie nadal stanowił podstawę gwarancji bezpieczeństwa energetycznego kraju i strategicznego nośnika energii pierwotnej. Dla utrzymania tej wiodącej pozycji przez następne dziesięciolecia należy zintensyfikować prace badawcze nad zaawansowanymi technologiami czystego węgla i racjonalizacją jego wykorzystania z myślą też o przyszłych pokoleniach. Potrzebna jest również rozsądna, odważna i odideologizowana promocja węgla dobrej jakości z korzyścią dla całego sektora paliwowo-energetycznego i gospodarki narodowej.

Literatura

1. *World energy, technology and climate policy outlook 2030*. WETO 2003.
2. Dubiński J., Krzystolik P., Roszkowski J., Tajduś A. (2005): *Górnictwo węgla kamiennego w Polsce – analiza stanu i kierunki rozwoju*. Referat wygłoszony na zebraniu Komisji Górniczej PAN, Katowice.
3. *Przyszłość węgla w gospodarce świata i Polski* (2004). Międzynarodowa Konferencja. Polski Komitet Światowej Rady Energetycznej. Katowice, Górnicza Izba Przemysłowo-Handlowa.
4. Dubiński J. (1997): *Czy polski węgiel będzie potrzebny Europie?* Przegląd Górniczy nr 1.
5. Chroszcz H. (2004): *Przyszłość górnictwa węgla i energetyki w Unii Europejskiej*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo z. 261.
6. Olszowski J. (2004): *Węgiel gwarantem bezpieczeństwa energetycznego Unii Europejskiej*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo z. 261.
7. Ziółkowski R. (1980): *Raport o negatywnych skutkach pogorszonej jakości węgla kamiennego i zagrożeniu bezpieczeństwa ruchu elektrowni*. Warszawa, Ministerstwo Energetyki i Energii Atomowej.
8. Lorenz U. (2000): *Wpływ jakości węgla na poziom emisji podczas jego spalania*. I Szkoła Inżynierii Mineralnej. Kraków, IGSMiE PAN.
9. Nodzyński R. (1997): *Paliwa stałe w bilansie energetycznym świata, krajów OECD i Polski*. Przegląd Górniczy nr 1 i 3.
10. Kurczabiński L. (1995): *Ekologiczno-ekonomiczne aspekty spalania węgla w funkcji jego parametrów jakościowych*. Przegląd Górniczy nr 4.
11. Danielewski I. (1997): *Ekonomiczne aspekty spalania niskokalorycznego węgla kamiennego w polskich elektrowniach*. VII Konferencja pt. Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej. Zakopane 1997.
12. Kasztelewicz Z. (2004): *Rola węgla brunatnego w gospodarce*. Gospodarka Surowcami Mineralnymi. T. 20 z. 3, 2004 r. Sytuacja energetyczna w Polsce. XRE S.X. 2002, 2003 i 2004.
13. Kicki I., Sobczyk E.I. (2004): *Wystarczalność zasobów węgla kamiennego w kopalniach GZW*. Gospodarka Surowcami Mineralnymi T. 20.
14. Gabrys H.L. (2005): *Dobry rok, gorsze perspektywy*. Nowy Przemysł. Kwiecień 2005.
15. Kurczabiński L. (1996): *Wymagania odbiorców co do ilości i jakości użytkowanych węgla energetycznych*. Prace Naukowe GIG. Seria Konferencje nr 12.
16. Fiscov S., Lyks J. (2000): *Prep plants population. Reflects Industry*. Coal Age. October 2000.
17. Świetlik U. (2000): *Chlor w węglu – występowanie i zachowanie w procesach chemicznych*. Karbo nr 13.
18. Różkowska A. (1987): *Zawartość chloru w węglach kamiennych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego*. Kwartalnik Geologiczny T. 31, nr 1.
19. Łuckoś A. (1995): *Emisja związków chloru w procesie spalania węgla w kotłach pyłowych i fluidalnych*. Inżynieria i Aparatura Chemiczna nr 3.
20. Skrzypiec K., Janusz M. (1998): *Chlor w węglu. Studium Podyplomowe. Gospodarka odpadami*. Gliwice, Politechnika Śląska, Wydział Inżynierii Środowiska i Energetyki.
21. Soliński I. (2004): *Kluczowe elementy rozwoju światowego i polskiego sektora energii*. Energetyka, wrzesień 2004.
22. Couch G.R. (2000): *Opportunities for coal preparation to lower emission IEA Coal Research*. March 2000.

Recenzent: prof. dr hab. Jerzy Sablik

*Jerzy Kornowski, Joanna Kurzeja***SEISMOAKUSTYCZNA PROGNOZA ENERGII SEJSMICZNEJ
I PRAWDOPODOBIENSTWO TĄPIŃCIA****Streszczenie**

Praca ta stanowi trzecią i ostatnią część cyklu publikacji opisujących niektóre, potencjalnie o szerszym znaczeniu, wyniki grantu celowego realizowanego wspólnie w Głównym Instytucie Górnictwa i Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego. W poprzedniej, drugiej części cyklu, opisano metodę i algorytm sekwencyjnej prognozy – na jedną jednostkę dyskretnego czasu do przodu – parametrów rozkładu całkowitej energii sejsmicznej emitowanej z obserwowanego obszaru. W niniejszej, trzeciej części cyklu, opisano dostosowany do potrzeb prognozy indukowanego zagrożenia sejsmicznego w górnictwie, algorytm prognozy wartości średniej $\bar{E}(t+H)$ i wariancji $\sigma_E^2(t+H)$ całkowitej energii sejsmicznej dla horyzontu H prognozy, większego od jednej jednostki czasu, gdy są znane wartości tych parametrów dla $H=1$. Przeanalizowano też zagadnienie przybliżonej prognozy prawdopodobieństwa tąpnięcia (utożsamianego z zagrożeniem tąpnięciem), gdy wyprognozowano już wartości $\bar{E}$ i σ^2 rozkładu energii całkowitej i gdy potrafi się aproksymować warunkowe prawdopodobieństwo tąpnięcia, pod warunkiem emisji energii E . Podano również równanie predyktora, który taką – przybliżoną – prognozę umożliwia.

Seismoacoustic prediction of the seismic energy and the probability of rockburst**Abstract**

This is the third and final part in the sequence of papers resulting from the project – realized by cooperating teams of the GIG and CSRG – attempting to build methods and programs allowing risk and hazard prediction during a rescue action after a rockburst. In the previous, second part, an algorithm of seismic energy prediction for a single time interval has been discussed and some examples have been presented. Now the predicting algorithm is generalized, allowing for prediction distance $H>1$ and problem of rockburst probability prediction – given the parameters of predicted energy distribution – is analysed. An approximate predictor of a rockburst hazard – defined as the probability of rockburst in the well defined time interval and space region – is suggested and some of its properties are discussed.

WPROWADZENIE

Publikacja stanowi trzecią i ostatnią część cyklu, którego częścią pierwszą jest publikacja Kornowskiego (2004a), a częścią drugą – publikacja Kornowskiego i Kurzeji (2005). W cyklu tym zostały opisane podstawy i wyniki realizacji grantu celowego KBN/NOT 6T120052002C//05823 pod tytułem „Procedury dynamicznej estymacji ryzyka sejsmicznego w czasie akcji ratowniczej, na podstawie pomiarów geofizycznych”, realizowanego wspólnie w Głównym Instytucie Górnictwa i Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego. Głównie zostały przedstawione wyniki, którym przypisać można znaczenie wykraczające poza bezpośredni zakres grantu.

W części pierwszej opisano podstawy realizacji projektu, w tym aparaturę, wprowadzono niezbędne definicje i podano elementarne sposoby obliczania oczekiwanego ryzyka finansowego, a także przedstawiono dane statystyczne (dotyczące wstrząsów i tąpnięć), które umożliwiają obliczenia.

W części drugiej szczegółowo opisano algorytm optymalnej prognozy (parametrów rozkładu) energii sejsmicznej i algorytm prognozy indukowanego zagrożenia sejsmicznego (w górnictwie) podkreślając, że jakość wyników prognozy zależy przede wszystkim – i w prosty sposób – od jakości wyników obserwacji energii sejsmicznej, będącej sumą energii zdarzeń AE i wstrząsów w ustalonym okresie czasu i obszarze.

W niniejszej, trzeciej części cyklu, opisano zagadnienie prognozy całkowitej (logarytmicznej) energii sejsmicznej E^c na odległość większą od jednej jednostki czasu (w seismoakustyce „stacjonarnej” jednostką T czasu jest zwykle godzina, w przypadku akcji ratowniczej $T = 15$ min). Prognoza na odległość $H > 1$ (gdzie H jest nazywane horyzontem prognozy) jest ważna w praktyce, gdy horyzont jednostkowy, z dowolnego powodu, jest zbyt krótki, a równocześnie jest potrzebna rozdzielczość czasowa wykluczająca wydłużenie okresu jednostkowego^{*)}. Analizowane jest też zagadnienie prognozy zagrożenia tąpnięciem – które odróżniać trzeba od zagrożenia sejsmicznego – i ryzyka finansowego eksploatacji (nie akcji!) przy występowaniu tego zagrożenia.

Estymacja i prognoza, które są opisywane w artykule, mają charakter sekwencyjny – to znaczy są powtarzane okresowo w chwilach $t_i = t_0 + iT$ gdzie $i = 1, 2 \dots$ natomiast T jest jednostką czasu – i dotyczą zawsze dobrze określonego „obszaru (T, P)” to znaczy okresu ($t, t + T$) oraz obszaru przestrzeni zwanego „polem P emisji”, którym jest zwykle część pokładu objęta obserwacją i ograniczona frontem ściany oraz chodnikami przyścianowymi.

Przedmiotem obserwacji i prognozy jest całkowita (logarytmiczna) energia „sejsmiczna” to znaczy będąca (zlogarytmowaną) sumą energii AE i wstrząsów z (T, P), oznaczana zależnie od chwilowej potrzeby, symbolem pełnym $E_{T,P}^c(t)$ lub skróconym $E^c(t)$, lub nawet E^c . Symbol (log) logarytmowania jest pomijany: należy pamiętać, że E^c jest zawsze dziesiętnym logarytmem energii całkowitej.

$E^c(t)$ wykorzystuje się dlatego, że – w odróżnieniu od pojedynczych wstrząsów, które są nieprognozowalne – jest ona częściowo prognozowalna. Ponieważ przyszła, nieznana w chwili t (gdy formułowana jest prognoza), wartość $E^c(t + 1)$ energii w praktyce zawsze musi być traktowana jako zmienna losowa, prognoza ma z konieczności charakter probabilistyczny, co oznacza, że prognozuje się parametry (opisującego tę energię) rozkładu prawdopodobieństwa. Przedmiotem prognozy są więc: wartość średnia $\bar{E}^c(t + 1)$ i wariancja $\sigma_E^2(t + 1)$. Ponieważ rozkład logarytmicznej energii całkowitej (a tylko taka postać energii została wzięta pod uwagę) może być aproksymowany (np. Kurzeja 2004) rozkładem normalnym – co oznacza, że

^{*)} Okres jednostkowy T jest zawsze okresem i obserwacji i interpretacji i prognozy. Energia wyemitowana z obserwowanego obszaru w okresie T jest dostępna w postaci jednej, skumulowanej wartości, zatem zdarzenia zaistniałe w okresie T są nierozróżnialne i okres T ogranicza czasową rozdzielczość metody.

nielogarytmowana energia może być aproksymowana rozkładem logarytmiczno-normalnym – obliczenie wartości średniej i wariancji wystarczy, aby następnie można było obliczyć wszystkie niezbędne „statystyki” i prawdopodobieństwa.

1. PROGNOZA ZMIENNEJ $E(t+H)$, GDY $H>1$

W części drugiej opisano optymalną metodę liniowej probabilistycznej prognozy zmiennej losowej $x(t+1)$ – na przykład całkowitej energii $E^c(t+1)$ – której wynikiem jest, w każdej dyskretnej chwili t , prognozowana wartość średnia $\bar{E}^c(t+)$ i wariancja $\sigma_E^2(t+)$ prognozowanej zmiennej, o której zakłada się, że ma rozkład normalny.

Metoda polega na ułożeniu i rozwiązaniu (zwykle okresowo powtarzanym) układu równań (część druga, równanie (3.7))

$$R A_p^1 = r_{BY1} \quad (1.1)$$

gdzie: R – macierz (o wymiarach pxp) autokorelacji prognozowanego szeregu czasowego ($E^c(t)$, $t = 1, 2 \dots$), A_p^1 – wektor $(a_0^1 \dots a_{p-}^1)^T$ – współczynników predyktora (lub „filtru predykcyjnego”), r_{BY1} – wektor $[r(1) \dots r(p)]^T$ autokorelacji (prognozowanego szeregu czasowego), przesunięty o jedną jednostkę czasu względem pierwszej kolumny macierzy R .

W symbolu A_p^1 górny indeks wskazuje horyzont prognozy (np. $H = 1$), natomiast dolny (np. $p = 3$) wskazuje liczbę elementów (lub rząd) predyktora.

Po obliczeniu – rozwiązaniu układu (1) – wartości $A_p^1 = (a_0^1 \dots a_{p-}^1)^T$, wektor ten należy splatać z ciągiem p najnowszych wartości prognozowanego szeregu $[E(t-p+1) \dots E(t-1), E(t)]$, otrzymując wartości $\bar{E}^c(t+)$. Operację splotu powtarza się co jednostkę czasu, czyli po otrzymaniu każdej nowej obserwacji $E(t)$.

Przez analogię wnioskuje się (i można to formalnie udowodnić, np. Brockwell i Davis 1991), że predyktor A_p^H , umożliwiający optymalną liniową prognozę z horyzontem $H \geq 1$, czyli na odległość H (od chwili rozpoczęcia prognozy) otrzymuje się, rozwiązując równanie

$$R A_p^H = r_{BYH} \quad (1.2)$$

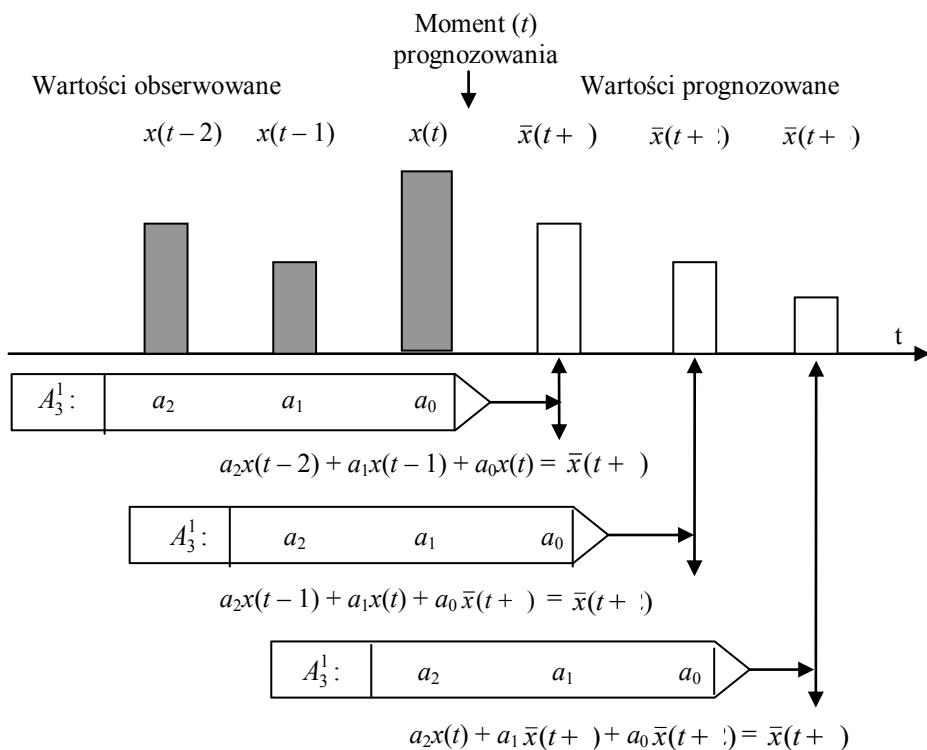
gdzie r_{BYH} jest wektorem $[r(H) \dots r(H+p-1)]^T$. Równanie prognozy na odległość H , będące odpowiednikiem równania (część druga, równanie 3.1a)) opisującego prognozę na jednostkową odległość, ma postać

$$\bar{E}(t+) = a_0^H E(t) + a_1^H E(t-) + \dots + a_{p-}^H E(t-p+) \quad (1.3)$$

i przedstawia spłot predyktora A_p^H z ciągiem $[E(t-p+1) \dots E(t)]$ najnowszych obserwacji. Jeśli trzeba, działanie to można powtarzać co jednostkę czasu.

Opisany sposób prognozy dla $H > 1$ jest w sensie koncepcyjnym prosty, lecz nie-wygodny w praktyce, kiedy zwykle potrzebna jest, w chwili t , nie tylko prognozowana wartość $\bar{E}(t+1)$, ale i cały ciąg wartości $\bar{E}(t+1), \bar{E}(t+2) \dots \bar{E}(t+T)$. Opisany wyżej schemat postępowania wymaga, w takiej sytuacji, rozwiązania H układów równań (2) – co może okazać się pracochłonne.

Istnieje jednak inny sposób rozwiązania tego zadania. W nieco już dziś zapomnianej publikacji, Smylie i inni (1973) wykazali, że rozwiązanie zadania optymalnej prognozy wartości $\bar{E}(t+1) \dots \bar{E}(t+T)$ otrzymać można obliczając, w chwili t , zwykły predyktor jednostkowy A_p^1 , zgodnie z (1.1), i splatając go H -krotnie z ciągiem obserwacji i prognoz: najpierw z ciągiem $[E(t-p+1) \dots E(t)]$ co daje wartość $\bar{E}(t+1)$, potem z ciągiem $[E(t-p+2) \dots E(t), \bar{E}(t+1)]$ co daje wartość $\bar{E}(t+2)$ i tak dalej aż do otrzymania wszystkich potrzebnych prognoz. Otrzymane wartości $\bar{E}(t+1) \dots \bar{E}(t+T)$ stanowią optymalną, w chwili t , prognozę dla wszystkich wartości horyzontu H .



Rys. 1a. Schemat prognozy w chwili t , wartości $\bar{x}(t+T)$ dla $H \geq 1$

Fig. 1a. Schematic illustration of prediction for prediction distance $H \geq 1$

```

for h = 1 to H
  xpred(h) = 0;
  for i = 1 to p
    if h - i > 0 then xpred(h) = xpred(h) + a(i-1)xpred(h-i)
    else xpred(h) = xpred(h) + a(i-1)x(t+h-i);
  end; {i}
end; {h}

```

Rys. 1b. Fragment programu prognozującego w chwili t wartość $\bar{x}(t+H) \equiv \text{xpred}(H)$, gdy znany jest rząd p i współczynniki $(a_0 \dots a_{p-1})$ p -elementowego predyktora oraz szereg czasowy $\dots X_{t-1}, X_t$

Fig. 1b. Segment of (Pascal) code predicting $\bar{x}(t+H)$ given the one-step-ahead prediction filter $(a_0 \dots a_{p-1})$ and the time series $\dots X_{t-1}, X_t$

Sposób postępowania zilustrowano na rysunku 1a, natomiast realizujący tę prognozę pseudoalgorytm (fragment programu w języku Pascal) – na rysunku 1b. Celem sporządzenia rysunków 1a, b było zademonstrowanie prostoty opisanego rozwiązania.

Do rozwiązania pozostało jeszcze zadanie prognozy wariancji (zatem „niepewności”) $\sigma_E^2(t+H)$ prognozowanej zmiennej losowej $E(t+H)$, gdy $H > 1$. Zaznaczyć należy, jako fakt oczywisty, którego nie trzeba udowadniać, że wariancja (zatem „niepewność”) prognozy szybko zwiększa się ze wzrostem wartości H (w dowolnych przyjętych jednostkach czasu), co powoduje, że przedziały ufności stają się bardzo szerokie, a prognoza szybko staje się niezbyt użyteczna. W praktyce rzadko analizuje się horyzont dalszy niż 3–5 jednostek (T) czasu.

Jak podają Box i Jenkins (1970, s. 127–138), wariancja prognozy z horyzontem H jest określona równaniem

$$\sigma^2(t+H) = 1 + \sum_{j=1}^{H-1} \psi_j^2 \sigma^2(t+j) \quad (1.4)$$

gdzie $\sigma^2(t+j)$ to wariancja prognozy na jedną jednostkę czasu do przodu, rutynowo estymowana przez większość algorytmów optymalnej prognozy liniowej; zakłada się dalej, że wielkość ta, $\sigma^2(t+j)$, została obliczona. Sposób estymacji współczynników ψ_j opisany poniżej. Alfa-procentowe ($\alpha\%$) granice (GG – górna granica i DG – dolna granica) przedziałów ufności dla prognozowanej zmiennej ($E(t+H)$) są określone równaniami

$$GG(\alpha) = \bar{E}(t+H) + U_\varepsilon \sqrt{\sigma^2(t+H)} \quad (1.5a)$$

$$DG(\alpha) = \bar{E}(t+H) - U_\varepsilon \sqrt{\sigma^2(t+H)} \quad (1.5b)$$

gdzie U_ε to ε -kwantyl (nazywany też: ε -percentylem) standardowego rozkładu normalnego $N(0,1)$, czyli taka wartość zmiennej losowej E , że prawdopodobieństwo $P(E > U_\varepsilon) \leq \varepsilon$. Ponadto wartość $\alpha = 1 - 2\varepsilon$ określa szerokość ($\alpha\%$) przedziału ufności dla prognozowanej zmiennej (E). Formalnie

$$U_{\varepsilon} = \int_{\varepsilon}^{\infty} \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp(-x^2/2) dx \quad (1.6)$$

gdzie $x \sim N(0,1)$.

Ograniczając zainteresowanie do kilku tylko, najczęściej w praktyce stosowanych kwantyli, można posługiwać się tablicą 1.

Tablica 1. Najczęściej stosowane kwantyle rozkładu normalnego $N(0,1)$

$\alpha\%$	80	90	95	96	97	98	99
E	0,1	0,05	0,025	0,02	0,015	0,01	0,005
U_{ε}	1,28	1,65	1,96	2,05	2,17	2,33	2,58

Gdy model (1.3) prognozy liniowej dobrze aproksymuje prognozowany proces – zatem w przypadku procesu autoregresji $AR(p)$ p -tego rzędu o współczynnikach $(a_0 \dots a_{p-1})$ – współczynniki ψ_j (które stanowią odwrotność predyktora A_p^1 , tzn. $\{\psi\} * \{a\} = 1$, gdzie nawias klamrowy oznacza ciąg współczynników) spełniają zależności (rys. 2),

```

ψ(1) = a(0)
for h = 2 to H
  if h > p then
    ψ(h) = 0
    for i = 1 to p do: ψ(h) = ψ(h) + a(i-1)ψ(h-i)
  else
    ψ(h) = a(h-1)
    for i = 1 to h-1 do: ψ(h) = ψ(h) + a(h-i-1)ψ(i)
  end {if}
end {h}

```

Rys. 2. Fragment programu obliczającego współczynniki ψ_j filtru odwrotnego, gdy znany jest horyzont prognozy $H > 1$ oraz p -elementowy predyktor $A_p^1 = (a_0 \dots a_{p-1})$

Fig. 2. Segment of (Pascal) code to calculate ψ_j – coefficients, given the one-step-ahead prediction filter $(a_0 \dots a_{p-1})$

podane przez Box'a i Jenkinsa (1970, s. 134) i przystosowane do potrzeb autorów i do używanej symboliki

$$\left. \begin{aligned} \psi_1 &= a_0 \\ \psi_2 &= a_0\psi_1 + a_1 \\ \psi_3 &= a_0\psi_2 + a_1\psi_1 + a_2 \\ &\dots \dots \dots \end{aligned} \right\} \quad \text{dla } j \leq p \quad (1.7)$$

$$\psi_j = a_0\psi_{j-1} + a_1\psi_{j-2} + \dots + a_{p-j}\psi_{j-p} \quad \text{dla } j > p$$

Należy zaznaczyć, że w – spotykanym w literaturze – przypadku, gdy współczynniki a_i predyktora są indeksowane od 1 do p (tzn. gdy $A_p^1 \equiv (a_1 \dots a_p)^T$), to indeksy współczynników a_i w równaniach (1.7) należy powiększyć o 1, pisząc a_1 w miejsce a_0 , a_2 w miejsce a_1 itd. Do obliczenia wartości („psi”) ψ_j , znając wartości a_i , stosuje się pseudoalgorytm (który jest fragmentem programu w języku Pascal) pokazany na rysunku 2. Tak jak w przypadku rysunków 1a, b, celem sporządzenia rysunku 2 było zademonstrowanie prostoty rozwiązania.

Po obliczeniu wartości oczekiwanej $\bar{E}^c(t+T)$, wariancji $\sigma_E^2(t+T)$ i współczynników ψ_j dla $j=1 \dots H-1$, równanie (1.4) umożliwia obliczenie wariancji $\sigma_E^2(t+T)$, a równania (1.5a, b, c) wraz z tablicą 1 – granic przedziału ufności dla prognozy, co stanowi rozwiązanie zadania prognozy dla $H>1$.

Obliczenie granic przedziałów ufności innych niż podane w tablicy 1, podobnie jak obliczenie zagrożenia sejsmicznego zgodnie z definicją podaną w części pierwszej, wymaga numerycznego obliczania całki (1.6) lub korzystania z obszerniejszych tablic.

2. ZAGROŻENIE TĄPIŃCIEM I RYZYKO FINANSOWE EKSPLOATACJI W OBECNOŚCI TEGO ZAGROŻENIA

Zgodnie z definicjami i analizami zawartymi w części pierwszej, **ryzyko** (lub bardziej szczegółowo: oczekiwane ryzyko finansowe) – wynikające wyłącznie z zagrożenia tąpnięciami – jest iloczynem prawdopodobieństwa tąpnięcia i średnich strat powstających wskutek tąpnięcia. Ryzyko i prawdopodobieństwo oraz ich prognozowane wartości zawsze dotyczą dobrze zdefiniowanego „obszaru” $(T,P) \equiv [(t, t+T), P]$ czyli łącznie, w chwili t , dotyczą okresu $(t, t+T)$ oraz pola P emisji, którym jest fragment pokładu ograniczony frontem ściany i chodnikami przyscianowymi.

W dalszej części tekstu symbol T^* oznacza tąpnięcie i należy go odróżnić od okresu czasu T .

Na podstawie definicji ryzyka (R) można napisać

$$R_{T^*}(t) = \bar{k}_{T^*} P_{T^*}(t) \quad (2.1)$$

gdzie:

$\bar{k}_{T^*}$ – średnia strata wskutek tąpnięcia, szacowana na podstawie danych o minionych tąpnięciach,

$P_{T^*}(t)$ – ewoluujące z upływem czasu t prawdopodobieństwo tąpnięcia w (T,P) .

Jak wspomniano w części pierwszej, prawdopodobieństwo tąpnięcia $P(T^*, E)$ jest to prawdopodobieństwo zdarzenia złożonego, polegającego na tym, że równocześnie musi wystąpić wstrząs o energii E (lub o energii w przedziale $\varepsilon_j = \varepsilon_j, \varepsilon_j$) i będące objawem tąpnięcia szkody

$$P_{T^*}(t) \equiv P_t(T^*, E) = P_t(\varepsilon_j)P(T^* | \varepsilon_j) \quad (2.2)$$

(gdzie $P(T^* | \varepsilon_j)$, to prawdopodobieństwo warunkowe tąpnięcia – czyli niezerowych szkód – pod warunkiem wystąpienia zdarzenia o energii $\varepsilon_j = \varepsilon_j, \varepsilon_j$), natomiast $P_t(\varepsilon_j)$, to zależne od czasu t prawdopodobieństwo wystąpienia zdarzenia o energii ε_j).

Równanie (2.2) uogólnia się (część pierwsza, rozdz. 5) na rozkłady ciągłe $p_t(E)$ i $P(T^* | E)$, gdzie p oznaczono gęstość prawdopodobieństwa w punkcie E . Rozkładając straty k (w równaniu (2.1)) na koszty wypadku (być może zbiorowego) oraz na straty w wyrobiskach i sprzęcie, zapisać można

$$R_{T^*}(t) = (m\bar{k}^1 + \bar{C}_2) P_{T^*}(t) \quad (2.3)$$

gdzie m to liczba osób w rejonie objętym skutkami (np. liczba górników w ścianie), $\bar{k}^1$ to średni koszt jednostkowy wypadku (część pierwsza, s. 87), określony przez ubezpieczyciela (dotyczy tylko poszkodowanych, a górny indeks „1” wskazuje, że odnosi się do 1 poszkodowanego niezależnie od losu pozostałych), $\bar{C}_2$ to średni koszt odbudowy – uszkodzonego wskutek tąpnięcia – wyrobiska i sprzętu.

W tablicy 2 podano zgrubnie (czasem, być może, z przesadą) oszacowane koszty $\bar{C}_2$ sześćdziesięciu tępnię z lat 1993–2003. Koszty te szacowano na podstawie dostępnych informacji o długości zniszczonych wyrobisk chodnikowych i ścianowych, zakładając – po konsultacji z inżynierami ds. tępnię w kilku najbardziej zagrożonych kopalniach – że w cenach z końca 2004 roku średni koszt odbudowy 1 m chodnika wynosił około 10 tys. zł, a koszt 1 m ściany – 40 tys. zł, i obejmował też znajdujące się tam urządzenia. Powtórzyć należy, że są to oszacowania zgrubne i nie zawsze obiektywne. W tablicy 2 podano zarówno koszt (w mln zł), jak i logarytm naturalny tego kosztu gdyż, jak wynika z rysunku 3a, b, rozkład kosztów aproksymować można równaniem rozkładu logarytmiczno-normalnego

$$p_1(k) = \sigma_k k \sqrt{2\pi}^{-1} \exp[-(\ln k - \mu_k)^2 / (2\sigma_k^2)] \quad (2.4a)$$

a rozkład logarytmu kosztów ($\ln k$) – równaniem rozkładu normalnego

$$p_0(k) = \sigma_k \sqrt{2\pi}^{-1} \exp[-(\ln k - \mu_k)^2 / (2\sigma_k^2)] \quad (2.4b)$$

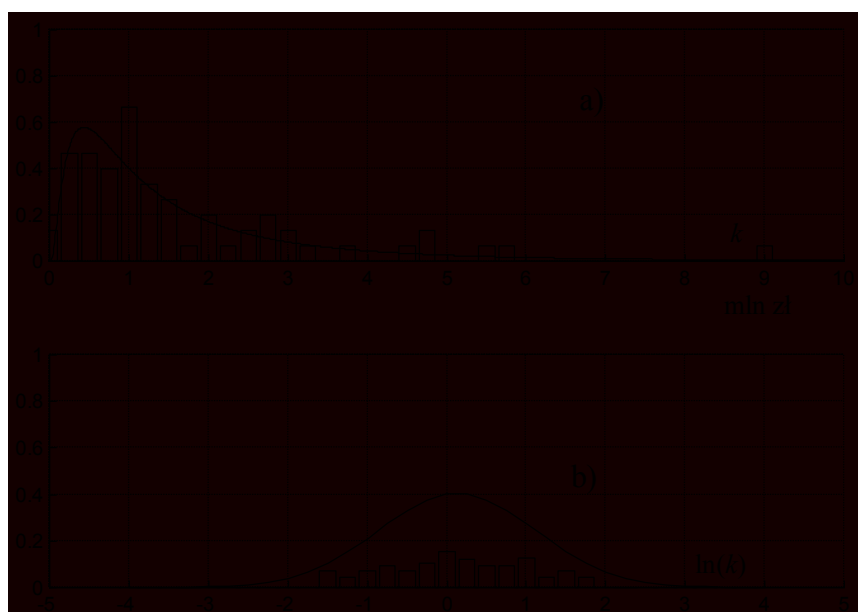
w obu przypadkach z parametrami $\mu_k = 0,127$, $\sigma_k = 0,977$, wyliczonymi jako średnia i odchylenie standardowe w zbiorze wartości $\ln k$. Zarówno dane zawarte w tablicy 1, jak i jakość dopasowania rozkładów mogą być w przyszłości ulepszone. Dokładniejsze wyniki można też uzyskać, stosując równanie (2.3) osobno do przypadków eksploatacji ścianowej, gdzie uszkodzeniom ulegać mogą i wyrobiska ścianowe i chodniki, a osobno do przypadków robót przygotowawczych, gdzie w grę wchodzi tylko wyrobiska chodnikowe. W tej publikacji oceny liczbowe służą tylko do ilustracji wyników ogólnych.

Oczekiwane ryzyko finansowe eksploatacji w warunkach zagrożenia tępnię, jak podano, jest określone równaniem (2.3).

Tablica 2. Logarytm naturalny zgrubnie oszacowanych strat k , mln zł powstałych wskutek – spowodowanego tapnięciem – uszkodzenia wyrobisk chodnikowych i/lub ścianowych

Lp.	Kopalnia	Data	k mln zł	$\ln(k)$
1.	Wujek	93.01.20	2,34	0,850
2.	Ślask	93.02.11	0,86	-0,151
3.	Bobrek	93.03.03	0,62	-0,446
4.	Wawel	93.03.04	1,81	0,593
5.	Wawel	93.03.05	1,33	0,285
6.	Ślask	93.03.17	1,20	0,182
7.	Katowice	93.05.19	0,49	-0,713
8.	Wujek	93.05.25	2,80	1,030
9.	Nowy Wirek	93.05.28	0,93	-0,073
10.	Wujek	93.06.03	5,73	1,746
11.	Porabka Klimontów	93.07.15	1,92	0,652
12.	Ślask	93.08.19	0,27	-1,309
13.	Wujek	93.09.11	4,80	1,569
14.	Miechowice	93.09.17	0,56	-0,580
15.	Halemba; Nowy Wirek	93.12.09	3,68	1,303
16.	Kleofas	93.12.14	0,37	-0,994
17.	Miechowice	93.12.21	2,68	0,986
18.	Nowy Wirek	93.12.24	0	-
19.	Halemba	94.01.12	1,60	0,470
20.	Halemba	94.02.22	0,30	-1,204
21.	Wujek	94.02.23	2,88	1,058
22.	Nowy Wirek	94.03.21	3,20	1,163
23.	Wujek	94.04.15	4,82	1,573
24.	Wujek	94.04.26	2,96	1,085
25.	Katowice	94.04.27	0,21	-1,561
26.	Zabrze-Bielszowice	94.06.23	0,64	-0,446
27.	Nowy Wirek	94.07.01	0,80	-0,223
28.	Miechowice	94.09.22	0,96	-0,041
29.	Wieczorek	94.10.27	2,40	0,875
30.	Ślask	94.12.08	0,46	-0,777
31.	Rozbark	95.02.24	0,49	-0,713

Lp.	Kopalnia	Data	k mln zł	$\ln(k)$
32.	Rozbark	95.04.21	0,98	-0,020
33.	Nowy Wirek	95.05.24	1,61	0,476
34.	Katowice	95.08.15	5,42	1,690
35.	Nowy Wirek	95.08.31	0,04	-3,219
36.	Nowy Wirek	95.09.11	0,80	-0,223
37.	Nowy Wirek	95.09.29	0,93	-0,073
38.	Pokój	96.02.20	0,38	-0,968
39.	Zabrze-Bielszowice	96.12.12	1,40	0,336
40.	Katowice-Kleofas	97.08.23	2,60	0,956
41.	Staszic	97.11.06	0,84	-0,174
42.	Katowice-Kleofas	98.05.26	0,23	-1,470
43.	Wujek	98.06.06	1,20	0,182
44.	Polska-Wirek	98.07.04	1,60	0,470
45.	Wujek	98.11.09	2,00	0,693
46.	Wesoła	98.11.12	1,10	0,095
47.	Wujek	99.03.03	4,60	1,526
48.	Bielszowice	99.08.04	0,84	-0,174
49.	Anna	00.06.11	0,50	-0,693
50.	Katowice-Kleofas	00.12.17	0,22	-1,514
51.	Anna	01.02.05	2,81	1,033
52.	Katowice-Kleofas	01.02.15	9,03	2,200
53.	Bytom II	01.06.26	0,90	-0,105
54.	Sośnica	02.01.08	1,10	0,095
55.	Ślask	02.01.25	1,00	0,0
56.	Wesoła	02.08.09	1,20	0,182
57.	Bielszowice	02.09.07	2,10	0,742
58.	Katowice-Kleofas	03.03.04	1,10	0,095
59.	Wesoła	03.03.24	0,35	-1,050
60.	Wujek	03.08.18	1,30	0,262
61.	Wujek	03.09.10	1,10	0,095

**Rys. 3.** Rozkład kosztów odbudowy wyrobisk uszkodzonych wskutek tapnięcia: a – na skali liniowej, b – na skali logarytmicznej**Fig. 3.** Distribution of losses (a – with linear, b – with logarithmic scale) resulting from rockbursts

Wykorzystując, podane w części pierwszej równanie (5.3), określające całkowite prawdopodobieństwo tąpnięcia (Fisz 1969, s. 62), równanie (2.3) zapisać można w postaci

$$R_{T^*}(t) = m\bar{k}^{-1} + \gamma_2 \int_{-\infty}^{\infty} p_t(E)P(T^*|E)dE \quad (2.5)$$

gdzie: – ryzyko R (a także prawdopodobieństwa $p(E)$ i $P(T^*|E)$) dotyczy obszaru (T,P) i liczone jest w dyskretnych chwilach t ,
 – $p_t(E)$ – prognozowany w chwilach t , dla obszaru (T,P) , parametryczny rozkład gęstości prawdopodobieństwa zdarzenia, polegającego na wyemitowaniu energii E ,
 – parametry $\bar{E}(t+)$ oraz $\sigma_E(t+1)$ tego rozkładu są obliczane algorytmem prognozy liniowej, opisanym w części drugiej,
 – $P(T^*|E)$ – warunkowe prawdopodobieństwo tąpnięcia (czyli wystąpienia niezerowych strat finansowych po wstrząsie) pod warunkiem wystąpienia zdarzenia o energii E .

Wielkość

$$P_{T^*}(t) = \int_{-\infty}^{\infty} p_t(E)P(T^*|E)dE \quad (2.6)$$

nazywa się całkowitym prawdopodobieństwem tąpnięcia, jego (oparte na znanych twierdzeniach matematycznych) proste wyprowadzenie podano w rozdz. 5 części pierwszej, tam też podano źródła matematyczne. **Równanie (2.6)** – bez interpretacji „tapaniowej” – jako znane twierdzenie matematyczne „o prawdopodobieństwie całkowitym dla zmiennych losowych typu ciągłego” (np. Fisz 1969, s. 62) **jest bezwarunkowo prawdziwe i ściśle** (tzn. nie jest to przybliżenie). **Wszystkie dalsze, z równaniem tym związane interpretacje, aproksymacje i analizy mają już, z konieczności, charakter przybliżony.** Ten przybliżony charakter analiz oznacza, że:

- wyniki autorów nie są dokładne, a także
- że pole badań jest otwarte i wyniki mogą być ulepszone.

Wyprowadzenie równania (2.6) do zagadnienia estymacji i prognozy zagrożenia tapaniami autorzy uważają za istotną nowość w tej dziedzinie, gdyż równanie to stanowi konstruktywną (tzn. pozwalającą na obliczenie) definicję zagrożenia tapaniami:

Prognozowane w chwili t zagrożenie $Z_{(T,P)}^{T^*}(t)$ tąpnięciem, jest to całkowite prawdopodobieństwo $P_{T^*}(t)$ tąpnięcia w obszarze (T,P) : $Z_{(T,P)}^{T^*}(t) \equiv P_{T^*}(t)$.

Zagrożenie to jest łatwo, choć tylko w przybliżony sposób, obliczalne i mieści się zawsze w granicach $(0, 1)$, a przedział możliwych zagrożeń $(0 \leq Z \leq 1)$ może być podzielony na podprzedziały (np.: $0 - 10^{-5} - 10^{-4} - 10^{-3} - 0$) nazywane stanami (a, b, c, d) zagrożenia tapaniami, co stanom tym nadaje interpretację fizyczną, a równocześnie ułatwia podejmowanie decyzji na podstawie przepisów.

Należy zaznaczyć, że zagrożenie tąpnięciem $Z^{T*}(t) \equiv P_{T*}(t)$ jest dokładnie tą wielkością, która interesuje górników i zadanie oceny i prognozy zagrożenia tąpnięciami sprowadza się do jak najlepszej oceny i prognozy tej wielkości w znanym obszarze (T, P) .

Autorzy tej pracy są przekonani, że jedna z możliwych dróg postępu w zadaniu oceny i prognozy zagrożenia tąpnięciami – i w tej chwili jedyna oparta na ścisłych, konstruktywnych i ilościowych definicjach i podstawach – polega na dociągnięciu do jak najlepszego określenia czynników $p_t(E)$ i $P(T^* | E)$ równania (2.6).

W części pierwszej (równanie (3.9b)), zaproponowano estymator warunkowego prawdopodobieństwa $P(T^* | E)$ tąpnięcia

$$P(T^* | E) = \{1 + \exp[-2,3(E - 8)]\}^{-1} \quad (2.7a)$$

W części drugiej wykazano, że prognozowana w chwili t , dla obszaru (T, P) , logarytmiczna energia emisji (symbolem E jest oznaczony dziesiętny logarytm całkowitej energii emisji), może być aproksymowana rozkładem

$$p_t(E) = \sigma_E(t) \sqrt{2\pi} \exp[-(E - \bar{E}(t))^2 / (2\sigma_E^2(t))] \quad (2.7b)$$

gdzie wartości $\bar{E}(t)$ oraz $\sigma_E(t)$ otrzymuje się z programu optymalnej prognozy liniowej. Podstawiając (2.7a, b) do (3.6) i

$$C_2 = \sigma_E(t) \sqrt{2\pi} \quad (2.8a)$$

$$C_3 = \sigma_E^2(t) \quad (2.8b)$$

otrzymuje się

$$Z_{(T,P)}^{T*} = C_2 \int_{-\infty}^{\infty} \frac{\exp[-(E - \bar{E}(t))^2 / C_3]}{1 + \exp[-2,3(E - 8)]} dE \quad (2.8c)$$

gdzie E jest logarytmem dziesiętnym z energii w obszarze (T, P) i wszystkie wchodzące w skład równania wielkości są – w przybliżeniu tylko, lecz bez istotnych trudności – obliczalne.

Zarówno równanie (2.7a), jak i (2.7b) są tylko przybliżeniem i mogą być ulepszone. Ulepszone mogą też być praktyczne metody prognozy parametrów $\bar{E}$ i σ_E , szczególnie w sytuacjach niestacjonarnych (np. gdy warunki górnicze i/lub geologiczne ulegają szybkim zmianom). Algorytmy prognozy $\bar{E}$ i σ_E , opisano w części drugiej (także Kurzeja 2004).

Ponieważ wstrząsy, rozumiane jako punktowe zdarzenia na osi czasu, nie są dziś – w nietrywialny sposób – prognozowalne (patrz np. część pierwsza rozdz. 1.1, a także Kornowski 2004b, s. 506 i literatura tam podana), istotne znaczenie ma założenie, że zdarzeniem o energii E nazywa się – nie wstrząs o energii E lecz – zdarzenie polegające na wyemitowaniu z obszaru (T, P) całkowitej (czyli będącej sumą energii AE i wstrząsów) energii $E^c(T, P)$. Energia $E^c(T, P)$ jest – w odróżnieniu

od energii wstrząsów – w znacznym stopniu prognozowalna, stąd użyteczność tego założenia. Łatwo można wykazać, że gdy $T \rightarrow 0$ i w obszarze (T, P) wystąpił wstrząs o energii E^w , to $E^c(T, P) \rightarrow E^w$, co oznacza, że gdy skraca się jednostkę czasu (T) to, jeśli był wstrząs, energia całkowita zbliża się do energii wstrząsu. W praktyce jednak dotychczas przyjmuje się, że T jest godziną (tzn. obserwacje AE interpretuje się i zagrożenie ocenia nie częściej jak co godzinę) i możliwość skrócenia tego okresu powinna stać się przedmiotem badań.

Teoria i praktyka liniowej prognozy wykazują, że średni błąd obserwacji jest dolną granicą średniego błędu prognozy. Wynika stąd, że obserwacje energii (AE i wstrząsów) z dokładnością „do rzędu wielkości” prowadzą do analogicznych błędów prognozy i dokładność obserwacji energii jest czynnikiem decydującym o dokładności prognoz.

Patrząc na równania (2.8a, b, c) Czytelnik bez trudu może sobie wyobrazić, że gdy – dla danego obszaru $(T, P) = [(t, t + T), P]$ – wyprognozowano już wartości $\bar{E}(t +)$ i $\sigma_E(t + 1)$, to obliczenie wartości całki (2.8c) jest, dla komputera, prostym zadaniem.

Całka występująca w równaniu (2.8c) jest wprawdzie „nieelementarna”, co oznacza, że musi być obliczana numerycznie, lecz nie sprawia to żadnych trudności. Przedział całkowania może być w praktyce ograniczony do obszaru $0 \leq E \leq 12$ (należy pamiętać, że E oznacza logarytm dziesiętny energii) i prosty schemat całkowania („Simpsona”, z podwajaniem liczby przedziałów aż do spełnienia kryterium dokładności) oblicza (2.8c) szybko i dokładnie. Przykłady sekwencyjnej liniowej prognozy (np. wartości $\bar{E}(t +)$ i $\sigma_E(t + 1)$ oraz związanych z nimi prawdopodobieństw przedziałowych) były podawane, na przykład w publikacjach Kornowskiego (2004b, 2003), Kurzeji (2004) i wspólnych (np. Kornowski i Kurzeja 2005, 2003), stąd niecelowe jest powtarzanie ich tutaj.

PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Publikacja ta kończy trzyczęściowy cykl prac (Kornowski 2004 – część pierwsza; Kornowski i Kurzeja 2005 – część druga i publikacja niniejsza, stanowiąca część trzecią) opisujących niektóre – o potencjalnym szerszym znaczeniu – wyniki grantu celowego KBN/NOT 6T1200562002C/05823 realizowanego wspólnie w Głównym Instytucie Górnictwa i Centralnej Stacji Ratownictwa Górniczego.

Zdaniem autorów, najważniejszym wynikiem przedstawionym w tym cyklu jest – po raz pierwszy sformułowana w części pierwszej – konstruktywna definicja (stanowiąca estymator i predyktor) zagrożenia tąpnięciem, analizowana w rozdziale 2 niniejszej pracy. Definicję tę warto zestawić z definicją zagrożenia sejsmicznego, pamiętając, że „obszarem (T, P) ” nazywa się łącznie okres czasu $(t, t + T)$ oraz pole P emisji, stanowiące obserwowany fragment pokładu (a symbolem T^* wskazuje się tąpnięcie):

1. **Prognozowane w chwili t zagrożenie sejsmiczne $Z_{T,P}(t, E_g)$ jest to prawdopodobieństwo przekroczenia, przez wyemitowaną w obszarze (T,P) energię całkowitą $E_{T,P}^c(t)$, lokalnie ustalonej wartości progowej E_g (np. $E_g = 1 \cdot 10^5$ J).**
2. **Prognozowane w chwili t zagrożenie tąpnięciem $Z_{T,P}^{T*}(t)$ jest to całkowite prawdopodobieństwo tąpnięcia w obszarze (T,P) .**

Termin „całkowite prawdopodobieństwo” ma znaczenie tylko matematyczne; dla użytkownika znaczy tyle co prawdopodobieństwo.

Zagrożenie sejsmiczne jest estymowane i prognozowane wyłącznie na podstawie obserwacji sejsmoakustycznych (AE) i sejsmologicznych (wstrząsów), wykorzystując, gdy to możliwe, informacje dodatkowe o czynnikach wpływających na AE i wstrząsy – na przykład informacje o aktualnej szybkości skrawania (np. Kurzeja 2004).

Estymacja i prognoza zagrożenia tąpnięciem wymaga – prócz tych samych informacji co powyżej – także informacji statystycznych (z przeszłości) o zależności $P(T^*|E)$ prawdopodobieństwa tąpnięcia od energii wstrząsu. Informacje te, choć niezbyt dokładne, są dostępne.

Zagrożenie tąpnięciem $Z_{T,P}^{T*}(t)$ jest dokładnie tą wielkością, która interesuje górników.

Obydwa zagrożenia są jednoznacznie, ilościowo zdefiniowane, mieszczą się w przedziale $(0, 1)$ i przedział ten może być dzielony na podprzedziały zwane stanami zagrożenia – odpowiednio sejsmicznego i tąpnięciem. W obu przypadkach możliwa i niezbyt trudna^{*)} jest przybliżona prognoza (o dokładności zależnej od dokładności obserwacji energii AE i wstrząsów), a pierwszym krokiem jest zawsze prognoza rozkładu $p_t(E)$ energii $Z_{T,P}^c(t+)$, która to energia aproksymuje dziś nieprognozowalną (metodami sejsmoakustyki i sejsmologii) energię pojedynczego „nadchodzącego” (?) wstrząsu. Zdaniem autorów, najważniejszym zadaniem sejsmoakustyki i sejsmologii górniczej (w tym zakresie) staje się teraz poprawa dokładności estymacji czynników $p_t(E)$ i $P(T^*|E)$ – wchodzących w skład ściśle definiującego zagrożenie $Z^{T*}(t)$ równania (2.6) – określających odpowiednio prawdopodobieństwo emisji, w obszarze (T,P) , energii E oraz prawdopodobieństwo warunkowe tąpnięcia, pod warunkiem wystąpienia zdarzenia o energii E .

Równania (2.7a) oraz (2.7b) stanowią – wraz z aproksymacją energii ewentualnego wstrząsu za pomocą energii całkowitej $E_{T,P}^c(t+)$ – przybliżenia, proponowane w tej pracy przez autorów, umożliwiające prognozę (za pomocą równania (2.8a, b, c)) zagrożenia tąpnięciem.

Wnioski:

1. W artykule przedstawiono, dostosowany do potrzeb sejsmoakustyki i sejsmologii górniczej, algorytm prognozy na odległość $H > 1$, będącą niewielką wielokrotnością okresu $T = 1$ obserwacji, wraz z przedziałami ufności. Szerokość przedziałów

^{*)} gdy istnieją i działają (dla danej ściany) sieci obserwacyjne oraz oprogramowanie prognozujące rozkład $p_t(E)$ energii.

- ufości szybko zwiększa się wraz z H , stąd niecelowa jest prognoza na odległość większą od kilku jednostek (T) czasu.
2. Przedstawiono też predyktor/estymator (2.8a, b, c) – umożliwiający łatwą, choć tylko przybliżoną – ocenę i prognozę zagrożenia tąpnięciem (zdefiniowanego jako prawdopodobieństwo tąpnięcia w obszarze (T,P)).
 3. W części drugiej opisano kompletną metodę prognozy parametrów rozkładu $p_A(E)$ energii całkowitej $E_{T,P}^c(t+)$ i wykazano, że błąd prognozy zależy od błędu obserwacji energii i od częstości tej obserwacji.
 4. Łącznie w części pierwszej, drugiej i trzeciej opisano kompletną, choć przybliżoną metodę prognozy oczekiwanego ryzyka finansowego oraz zagrożenia sejsmicznego i tąpnięciem.

Literatura

1. Box G.E.P., Jenkins G.M. (1970): *Time Series Analysis, Forecasting and Control*. San Francisco, Holden-Day.
2. Brockwell P.J., Davis R.A. (1991): *Time Series: Theory and Methods*. New York, Springer-Verlag.
3. Fisz M. (1969): *Rachunek prawdopodobieństwa i statystyka matematyczna*. Warszawa, PWN.
4. Kornowski J. (2003): *Linear Prediction of Hourly Aggregated AE and Tremors Energy Emitted from a Longwall and its Performance in Practice*. Arch. Min. Sci. Vol. 48 No. 3, s. 315–337.
5. Kornowski J. (2004a): *Wprowadzenie do zagadnienia sekwencyjnej prognozy ryzyka finansowego w czasie akcji ratowniczej po tąpnięciu*. Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko nr 4, s. 81–98.
6. Kornowski J. (2004b): *Przewidywanie i prognoza – nie tylko w geofizyce górniczej*. W: *Zagrożenia naturalne w górnictwie*. Warsztaty 2004. Kraków, Wydaw. IGSMiE PAN, s. 501–518.
7. Kornowski J., Kurzeja J. (2003): *Prognoza energii i zagrożenia sejsmicznego z zastosowaniem teorii pola emisji – na przykładzie dwóch ścian z kopalni „Wesola”*. Mat. Symp. Tąpania 2003. Katowice, GIG, s. 99–107.
8. Kornowski J., Kurzeja J. (2005): *Krótkookresowa prognoza indukowanego zagrożenia sejsmicznego w górnictwie*. Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko nr 1.
9. Kurzeja J. (2004): *Sekwencyjna prognoza emisji sejsmicznej generowanej eksploatacją pokładu węgla*. Katowice, GIG (Praca doktorska).

Recenzent: dr inż. Grzegorz Mutke

*Janusz Cygankiewicz, Eugeniusz Krause***KRYTERIA WARUNKUJĄCE BEZPIECZEŃSTWO PROWADZENIA
EKSPLOATACJI W POKŁADACH SILNIE METANOWYCH
I ZAGROŻONYCH POŻARAMI ENDOGENICZNYMI,
NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY NR 9 W POKŁADZIE 405/2
W KOPALNI „SOŚNICA”****Streszczenie**

W publikacji zostały omówione kryteria warunkujące bezpieczeństwo prowadzenia eksploatacji w pokładach silnie metanowych i zagrożonych pożarami endogenicznymi, przy dużej koncentracji wydobywania. Na kształtowanie się zagrożenia metanowego oraz pożarem endogenicznym w środowisku ścian na ich eksploatacyjnym wybiegu ma między innymi wpływ dobór sposobu przewietrzania. W warunkach współwystępowania tych zagrożeń na etapie projektowania eksploatacji ich znaczenie, jak i kryteria oceny, powinny decydować o doborze sposobu przewietrzania ściany. Podstawę kryteriów oceny zagrożeń stanowią prognozy zagrożenia metanowego i pożarowego opracowane w Głównym Instytucie Górnictwa.

Prognozowane wielkości wydzielania metanu do środowiska ściany, możliwość doprowadzenia powietrza do rejonu eksploatacyjnego oraz możliwa efektywność odmetanowania pozwalają na sporządzenie bilansu wentylacyjno-metanowego, stanowiącego wskazanie dla właściwego sposobu jej przewietrzania. W warunkach występowania zagrożenia pożarem endogenicznym, przy równoczesnym występowaniu zagrożeń wentylacyjno-metanowych, dla zwalczania których konieczne jest stosowanie przewietrzania ściany w układzie Y, mogą zaistnieć okoliczności sprzyjające rozwojowi procesu samozagrzewania węgla w zrobach.

Rozważania dotyczące kryteriów oceny zagrożenia metanowego i pożarowego przeprowadzono na przykładzie ściany nr 9 w pokładzie 405/2 w kopalni „Sośnica”, w rejonie której w dniu 7.11.2003 r. nastąpiło zapalenie metanu w wyniku pożaru endogenicznego w zrobach, czego konsekwencją był wypadek zbiorowy.

Criteria conditioning the safety of exploitation drive in highly methane and spontaneous fire hazard seams basing on the example of number 9 face in 405/2 seam in “Sośnica” Colliery**Abstract**

The criteria are discussed conditioning the safety of exploitation drive in highly methane and spontaneous fire hazard seams with the concentration of faces. The formation of the methane and spontaneous fire hazard in the face environment in the scope of the life of face is, among others, influenced by the choice of the method of ventilation. In conditions where both hazard coexist, during exploitation design, the significance of both hazards and the criteria of assessment should determine the choice of the faces ventilation. The bases for the assessment of hazards are the prognoses of methane and fire hazard elaborated in Central Mining Institute.

Prognosis of the amount of methane emission to the face environment, the possibility of air delivering to the exploitation district and possible performance of methane drainage enable to make the ventilation – methane balance, determining instructions for the proper method of ventilation. In conditions where exist spontaneous fire hazard, where, simultaneously, methane – ventilation criterion indicates the necessity of face ventilation with Y – system, there is possibility of occurrence the circumstances favouring the development of spontaneous warming of coal in cavities caused by exploitation.

Considerations dealing with criteria of assessment of methane and spontaneous fire hazard were carried out basing on the example of face 9 in 405/2 coal seam in Sośnica Colliery, in the district, where methane fire, as the result of spontaneous fire in cavities caused by exploitation, took place on November 7th 2003. The fire caused the joint accident.

WPROWADZENIE

Bezpieczne prowadzenie eksploatacji w pokładach metanowych i zagrożonych pożarami endogenicznymi wymaga równoczesnego stosowania często przeciwstawnych wentylacyjnych środków prewencji tych zagrożeń. W górnictwie węgla kamiennego w celu zmniejszenia zagrożenia metanowego stosuje się intensywne przewietrzanie ścian w układzie Y. W układzie tym część metanu wydzielającego się do zrobów środowiska ściany, w wyniku odprężenia eksploatacyjnego pokładów podebranych i nadebranych, na skutek różnicy potencjałów aerodynamicznych, zostaje przemieszczona w głąb zrobów. Układ przewietrzania Y ma bardzo korzystny wpływ na kształtowanie się zagrożenia metanowego w środowisku eksploatowanych ścian. W układzie przewietrzania Y doświeżający prąd powietrza dopływający do wylotu powietrza ze ściany powoduje zmniejszenie zawartości metanu w opływowym prądzie zużytego powietrza bezpośrednio za ścianą. Strumień objętości metanu dopływającego ze zrobów do chodnika wentylacyjnego powoduje zwiększenie zawartości metanu oraz metanowości bezwzględnej w chodniku wentylacyjnym. W chodniku tym, wzdłuż zrobów zawałowych na drodze odprowadzania powietrza następuje wzrost zagrożenia metanowego.

Metanowość bezwzględna ściany jest często wielokrotnie mniejsza od metanowości bezwzględnej całego rejonu eksploatacyjnego.

Nadmienić należy, że ilość metanu wydzielającego się do zrobów ściany jest zależna od objętości złoża, tj. pokładów podebranych i nadebranych odprężonych eksploatowaną ścianą oraz ich metanonośności.

Warunkiem skuteczności przewietrzania w układzie Y jest utrzymywanie odpowiednich gabarytów przekroju chodnika wentylacyjnego rzutujących na zdolność wentylacyjną rejonu. Jeżeli w zrobach takich ścian jest pozostawiana odpowiednio duża ilość rozkruszonego węgla (wynikająca, np. z występowania w stropie pokładów towarzyszących, przypinania łąty węglowej lub też węgla pozostawionego w rejonie uskoków), to istnieje duże prawdopodobieństwo jego samozapalenia, a w konsekwencji zapalenia metanu. Zaciskanie chodnika wentylacyjnego za frontem ściany powoduje sukcesywny wzrost migracji powietrza przez zrob poeksploatacyjny, zwiększając zagrożenie pożarem endogenicznym. Dlatego też w takich ścianach muszą być stosowane metody i środki profilaktyki, a także monitoring pożarowy, adekwatne do poziomu występujących zagrożeń. Ostatecznym środkiem profilaktyki pożarowej w takich ścianach powinna być zmiana układu ich przewietrzania z Y na U, (o ile jest możliwa), jednakże wiąże się to najczęściej z koniecznością zmniejszenia postępu ściany, a co za tym idzie wydobywania ze względu na wzrost poziomu zagrożenia metanowego. W literaturze polskiej jak i światowej brak jest jednoznacznych kryteriów, na podstawie których można stwierdzić, kiedy dla bezpieczeństwa dalszej

eksploatacji, w warunkach wzrostu zagrożenia pożarowego w zrobach, powyższa zmiana wentylacji powinna być wykonana.

W niniejszej publikacji podjęto próbę wyznaczenia takich kryteriów, na podstawie wyników prac naukowo-badawczych o charakterze użytkowym wykonanych w Głównym Instytucie Górnictwa. Uwzględniono najnowsze osiągnięcia z zakresu prognozowania i bieżącej oceny zagrożeń metanowego i pożarowego. Dotyczyło to zwłaszcza prognozowania rozwoju procesu samozagrzewania węgla w zrobach, a także oszacowania maksymalnej temperatury zagrzanego węgla na podstawie precyzyjnej analizy chromatograficznej gazów zrobowych.

Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego zawarte w Instrukcji nr 17 wydanej w Głównym Instytucie Górnictwa w 2004 roku, pozwalają na wyznaczenie warunków brzegowych zagrożenia metanowego dla układów przewietrzania ścian Y lub U i stanowią jednoznaczne kryterium do oceny poziomu tego zagrożenia.

1. CZYNNIKI KSZTAŁTUJĄCE POZIOM WYSTĘPUJĄCEGO ZAGROŻENIA METANOWEGO W ŚRODOWISKU ŚCIAN

Wzrost koncentracji wydobywania oraz eksploatacja na coraz większych głębokościach są czynnikami, które w ostatnich latach przyczyniły się do zwiększania wielkości wydzielania się metanu do środowiska eksploatowanych ścian, wymuszając konieczność nowego podejścia do projektowania eksploatacji.

Następstwem prowadzenia eksploatacji na coraz większych głębokościach w złożu, wzrastającej metanonośności pokładów, jest wzrost wielkości wydzielania metanu z urobionego węgla pokładu eksploatowanego oraz z odgazowania się odprężonych pokładów podebranych i nadebranych. Strumień objętości metanu wydzielającego się z pokładu eksploatowanego zależy w głównym stopniu od prędkości urabiania kombajnem oraz metanonośności urabianego węgla, natomiast dopływ metanu z odgazowania pokładów podebranych i nadebranych zależy od ich metanonośności oraz odległości od pokładu eksploatowanego.

Całkowite zasoby metanu uwolnione podczas prowadzenia eksploatacji są sumą desorbujących uwalnianych zasobów metanu z pokładu eksploatowanego oraz z pokładów podebranych i nadebranych do wyrobisk i zrobów środowiska ścian.

Reasumując, należy stwierdzić, że w kopalniach węgla kamiennego eksploatacja na coraz większych głębokościach przyczynia się do wzrostu ilości wydzielającego się metanu do środowiska ścian, a w konsekwencji do wzrostu zagrożenia metanowego.

Drugim czynnikiem rzutującym w ostatnim dziesięcioleciu na wzrost zagrożenia metanowego w środowisku ścian jest koncentracja wydobywania, przez zwiększanie długości ścian oraz ich postępów eksploatacyjnych.

Długość ściany wpływa bezpośrednio na zasięg odprężenia eksploatacyjnego otaczającego złoża, a to z kolei w zasadniczy sposób rzutuje na objętość odgazowywanego złoża oraz uwalnianych zasobów metanu w rejonie prowadzonej eksploatacji. W nowej metodzie prognozowania wydzielania metanu do ścian, zawartej w Instrukcji nr 14 Głównego Instytutu Górnictwa (2000), został uwzględniony wpływ

długości ściany na zasięg odprężenia eksploatacyjnego. Określenie zasięgu odprężenia eksploatacyjnego w stropie i spągu pokładu eksploatowanego pozwala na identyfikację pokładów podebranych i nadebranych, które są uwzględniane przy obliczaniu tą metodą prognozowanych desorbowlanych zasobów metanu.

Projektowanie skoncentrowanej eksploatacji w otoczeniu silnie metanowego złoża, przy założeniu długości ścian powyżej 250 metrów oraz planowanie dużych postępów, nie zawsze jest możliwe w określonych warunkach wentylacyjnych. W wyrobiskach ścianowych wielkość wydzielania metanu i możliwość doprowadzenia powietrza do rejonu będą wpływały na bilans wentylacyjno-metanowy, tym samym na poziom zagrożenia metanowego. W związku z powyższym przy projektowaniu ścian w złożu silnie metanowym należy określić możliwą wielkość koncentracji wydobywania zapewniającą bezpieczną pracę załogi w warunkach występującego zagrożenia metanowego. Wiarygodne oszacowanie poziomu zagrożenia metanowego na etapie projektowania ściany powinno być poparte dokładną prognozą wielkości wydzielania metanu na jej eksploatacyjnym wybiegu.

Na etapie prognozowania zagrożenia metanowego projektowanych rejonów eksploatacyjnych duży wpływ na dokładność mają dane wejściowe do obliczeń, ponieważ ich wartości kształtują wielkości prognoz weryfikowane podczas eksploatacji ścian. W wielu przypadkach, przy niepełnym rozpoznaniu złoża otaczającego projektowaną ścianę, część danych rzutujących na obliczoną wielkość prognozy jest szacunkowa. Powyższe względy najczęściej powodują rozbieżności między prognozowanymi a faktycznymi wielkościami wydzielania metanu na eksploatacyjnym wybiegu ścian.

W Kopalni Doświadczalnej „Barbara” Głównego Instytutu Górniczego opracowano nową metodę prognozowania „Dynamiczną prognozę metanowości bezwzględnej ścian”, którą zawarto w Instrukcji nr 14 wydanej w 2000 roku. Do tej metody prognozowania wprowadzono nowe elementy. Ponadto, częściowo bazuje ona na metodyce prognozowania wydzielania metanu do ścian opracowanej w Kopalni Doświadczalnej „Barbara” w latach siedemdziesiątych XX wieku.

Nowymi elementami w metodzie prognozowania są:

- określenie zasięgu odgazowania pokładów podebranych i nadebranych w zależności od długości i nachylenia ściany,
- uwzględnienie zmian metanonośności w parceli pokładu eksploatowanego oraz w pokładach podebranych i nadebranych,
- szacowanie metanonośności w pokładach podebranych i nadebranych na podstawie gradientu zmiany metanonośności.

Prognoza metanowości bezwzględnej ściany powinna być podstawą zarówno do ustalenia zasad profilaktyki metanowej wraz ze sposobem przewietrzania i odmetanowania, jak również do określania jej możliwej zdolności wydobywczej. Właściwie sporządzona i trafna prognoza determinuje nie tylko stan bezpieczeństwa, ale i parametry ekonomiczne eksploatacji. Wynika stąd celowość opracowywania prognoz wydzielania metanu, które ujmują całościowo problematykę jego wydzielania na całym wybiegu projektowanej ściany. Zastosowanie dynamicznej prognozy metanowości bezwzględnej ścian według Instrukcji nr 14 Głównego Instytutu Górniczego, pozwala z dużym przybliżeniem obliczyć szacunkową ilość wydzielającą-

go się metanu na kolejnych etapach eksploatacyjnego wybiegu. W ocenie poziomu występującego zagrożenia metanowego musi być dodatkowo uwzględniony projektowany układ przewietrzania, odmetanowanie oraz możliwość doprowadzenia powietrza do rejonu.

Poziom zagrożenia metanowego można ocenić po obliczeniu wartości kryterialnych metanowości bezwzględnych z zastosowaniem wzorów zawartych w obowiązującej Instrukcji nr 17, wydanej w listopadzie 2004 roku w Głównym Instytucie Górnictwa, pt. „Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego”. Instrukcja ta jest rozszerzeniem opracowanych wcześniej, jednakże nieobowiązujących już, „Zasad przewietrzania wyrobisk górniczych w warunkach zagrożenia metanowego wraz z doбором urządzeń wentylacyjnych dla jego zwalczania” zawartych w Instrukcji nr 8 wydanej w 1998 roku również w Głównym Instytucie Górnictwa.

Opracowanie Instrukcji nr 17 miało na celu ujednolicenie kryteriów oceny poziomu zagrożenia metanowego w środowisku projektowanych i eksploatowanych ścian. Jednolite kryteria pozwalają bowiem na dokonanie wyprzedzającej oceny zagrożenia metanowego w ścianach projektowanych oraz faktycznej oceny poziomu zagrożenia wentylacyjno-metanowego w eksploatowanych ścianach. Określanie postępów ścian, jak i wielkości wydobywania w poszczególnych parcelach eksploatacyjnych, przy których nie zostanie przekroczona zawartość metanu 2% na wylocie z chodnika przyścianowego z prądem zużytego powietrza, stanowi podstawowy warunek bezpieczeństwa projektowanej eksploatacji.

Określenie warunków bezpiecznej eksploatacji na wybiegu ściany wiąże się nie tylko z dokładnością obliczonych prognoz, lecz głównie ze spełnieniem warunków identyfikujących poziom występującego zagrożenia metanowego. Obliczona wartość kryterialnej metanowości bezwzględnej może stanowić warunek konieczności zastosowania odmetanowania lub podjęcia innych środków zmniejszających to zagrożenie, jak na przykład weryfikacja planowanej lub faktycznej wielkości wydobywania ze ściany.

Nowa metoda prognozowania (Krause, Łukowicz 2004), opracowana w KD „Barbara” Głównego Instytutu Górnictwa, znajduje zastosowanie w wielu kopalniach węgla kamiennego, a jej przydatność do prognozowania wydzielania metanu do środowiska ścian, jest tym większa im większa jest koncentracja wydobywania oraz metanonośność złoża w otoczeniu prowadzonej eksploatacji.

Przykładem zastosowania metody prognozowania są obliczenia prognozowanej wielkości wydzielania metanu do ściany nr 9 w pokładzie 405/2 w kopalni „Sośnica”, gdzie podczas eksploatacji w dniu 7.11.2003 roku nastąpiło zapalenie węgla, następnie metanu i pożar. Dla tej ściany w KD „Barbara”, przed rozpoczęciem eksploatacji, została opracowana prognoza zawarta w pracy naukowo-badawczej (Krause i inni 2002).

Dokładne oszacowanie wielkości wydzielania metanu, na eksploatacyjnym wybiegu ściany nr 9 w pokładzie 405/2, pozwoliło z wyprzedzeniem dokonać oceny wentylacyjno-metanowej wraz z określeniem zasad profilaktyki, łącznie ze sposobem przewietrzania.

2. PROGNOZA ZAGROŻENIA METANOWEGO NA WYBIEGU ŚCIANY NR 9 W POKŁADZIE 405/2

Pokład 405/2 w rejonie przecznicy C9 i C9R jest zaklasyfikowany do IV kategorii zagrożenia metanowego. W całej partii pokładu 405/2 na zachód od przecznicy C9 i C9R zostały wybrane dwie ściany: nr 11 i 10, a ściana nr 9 była kolejną eksploatowaną. Nadmienić należy, że eksploatacja kolejnymi ścianami była prowadzona w partii pokładu wznosząco, po upadzie, a kolejne ściany nr 11 i 10 były prowadzone systemem podłużnym z zawalem stropu. Zagrożenie metanowe podczas eksploatacji tych ścian w pokładzie 405/2 było dominujące, w warunkach współwystępowania zagrożeń tąpniowego i pożarowego. W projektowanej ścianie nr 9 w pokładzie 405/2, na podstawie prognozowanego wydzielania metanu, założono przewietrzanie w układzie Y odwrócone, który umożliwiał przemieszczenie w głąb zrobów niebezpiecznych nagromadzeń metanu w zrobach od pola roboczego ściany. Na wielkość wydzielania metanu do środowiska ściany nr 9 w pokładzie 405/2 na eksploatacyjnym wybiegu miała wpływ zmienność nasycenia metanem pokładu 405/2 oraz pokładów podebranych i nadebranych. Ściana nr 9 w pokładzie 405/2 została podebrana wyeksploatowanymi ścianami nr 9 i 8 w pokładzie 404/5, które przyczyniły się do odprężenia i częściowego odgazowania pokładów: 405/1, 404/4, 404/3, 404/2, 402 oraz siedmiu warstw węgla o zróżnicowanej miąższości.

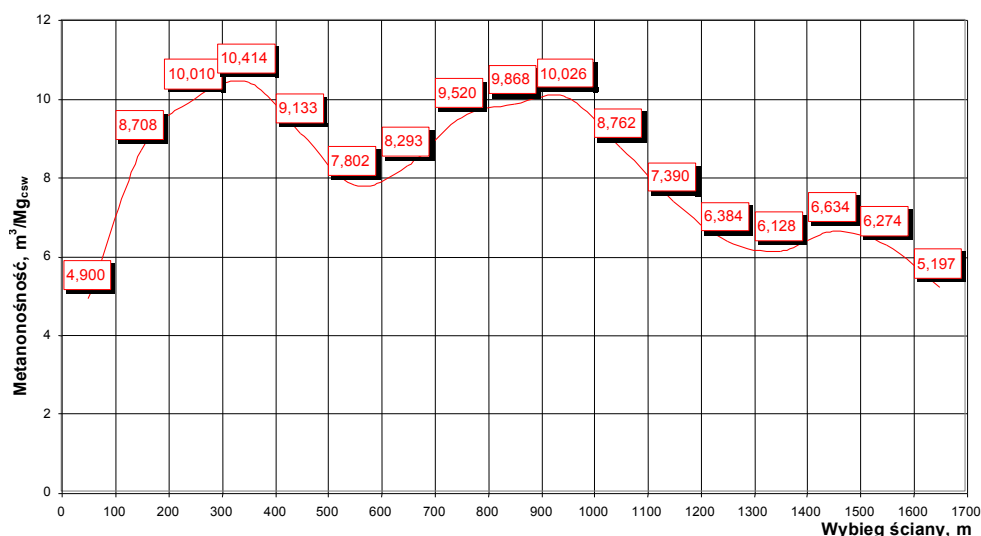
W warunkach eksploatacji ściany nr 9 w pokładzie 405/2 poziom nasycenia metanem węgla w parceli eksploatowanej ściany był wysoki i zmienny na jej wybiegu, co przedstawiono na rysunku 1. Nadmienić należy, że dwukrotny wzrost metanonośności w parceli pokładu 405/2 z 5 do 10 m³ CH₄/Mg_{csw} przyczynił się do uwolnienia wielokrotnie większej objętości desorbowlanego metanu podczas prowadzenia urabiania kombajnem na różnych etapach jej wybiegu.

Korzystając z odwzorowania nieliniowej krzywej stopnia odgazowania pokładu eksploatowanego, przedstawionej w Instrukcji nr 14, stwierdzono, że przy metanonośności 5 m³ CH₄/Mg_{csw} stopień odgazowania wynosił $\eta = 44\%$, natomiast przy metanonośności 10 m³ CH₄/Mg_{csw} stopień odgazowania wynosił $\eta = 63\%$.

Uwzględniając powyższe, ilość uwalnianego metanu z pokładu eksploatowanego 405/2 wynosi dla tych metanonośności odpowiednio 2,2 m³ CH₄/Mg_{csw} i 6,3 m³ CH₄/Mg_{csw}. Należy zaznaczyć, że dwukrotny wzrost metanonośności pokładu eksploatowanego z 5 m³ CH₄/Mg_{csw} do 10 m³ CH₄/Mg_{csw}, powodował zwiększenie ilości uwalnianego metanu podczas urabiania prawie trzykrotnie.

Reasumując, należy stwierdzić, że stopień odgazowania pokładu eksploatowanego wzrastał nieliniowo ze wzrostem metanonośności, tym samym zwiększała się objętość uwalnianych desorbowlanych zasobów metanu podczas urabiania kombajnem.

Znaczące zmiany metanonośności w pokładzie 405/2 na wybiegu eksploatacyjnym ściany nr 9 w zasadniczy sposób rzutowały na faktyczną wielkość wydzielania metanu do wyrobiska ścianowego. Obliczenie rozkładu metanonośności w pokładach podebranych i nadebranych ścianą nr 9 było możliwe na podstawie metanonośności w pokładach 404/5 oraz 405/1.



Rys. 1. Metanonośność średnia na wybiegu ściany nr 9 w pokładzie 405/2

Fig. 1. The medium methane content in the scope of the life of number 9 face in 405/2 seam

Metoda dynamicznej prognozy metanowości bezwzględnej pozwoliła na obliczenie wielkości wydzielania metanu dla poszczególnych parcel eksploatacyjnego wybiegu ściany nr 9 w pokładzie 405/2. Graficzną interpretację przeprowadzonych obliczeń przedstawiono na rysunku 2, wykonując obliczenia dla postępów ściany z przedziału 1–10 m/dobę.

W warunkach ściany nr 9 w pokładzie 405/2 występował dodatkowy dopływ metanu spoza środowiska ściany nr 9, ze zrobów wcześniej wyeksploatowanych ścian nr 10 i 11 w tym pokładzie. Obliczona ilość metanu dopływającego ze zrobów poeksploatacyjnych ścian nr 10 i 11 wynosiła 8,75 m³CH₄/min. Część metanu z obliczonej powyżej wartości, mogła migrować do środowiska eksploatowanej ściany nr 9 w pokładzie 405/2, a pozostała ilość migrowała do wyżej zalegających zrobów poeksploatacyjnych w pokładzie 404/5.

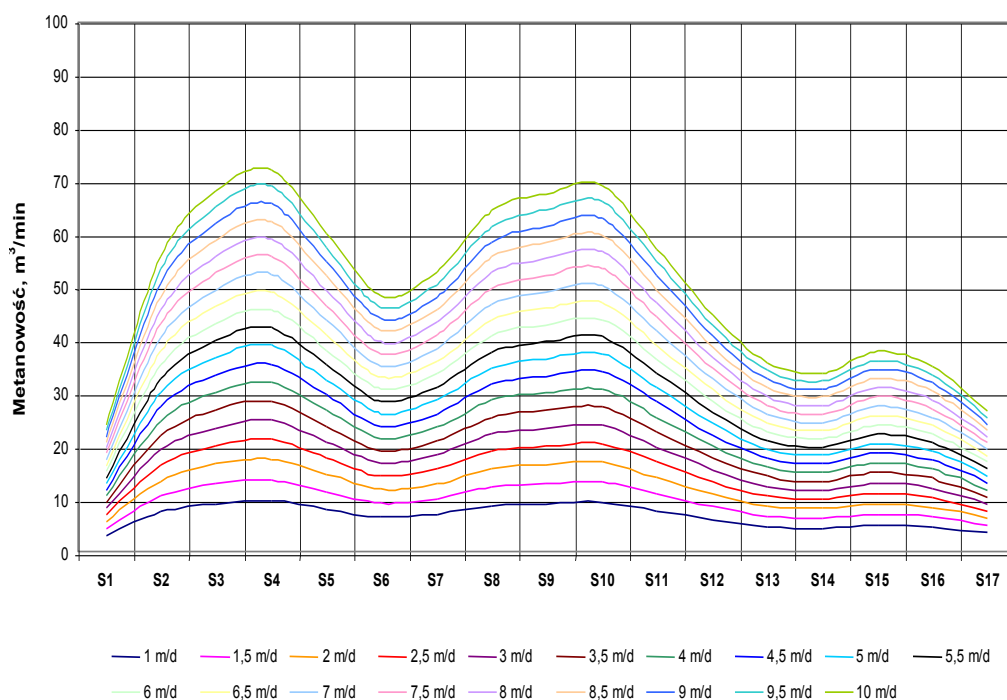
Wartości prognozowanej metanowości bezwzględnej ściany nr 9 w pokładzie 405/2 na jej eksploatacyjnym wybiegu zawarte w tabelicy 1 oraz graficznie na rysunku 2 należy powiększyć o ilość metanu dopływającego spoza środowiska ściany nr 9 o wartość nieprzekraczającą 8,75 m³CH₄/min.

Analiza prognozowanego zagrożenia metanowego na wybiegu projektowanej ściany nr 9 w pokładzie 405/2 pozwoliła na sformułowanie następujących wniosków:

- eksploatacja ściany była prowadzona w otoczeniu silnie metanowego złoża, powodując zmienną wielkość prognozowanego wydzielania metanu na jej wybiegu,
- rozkład metanonośności w zasadniczy sposób rzutował na prognozowane wielkości wydzielania,
- dodatkowy dopływ metanu ze zrobów poeksploatacyjnych ścian nr 10 i 11 w pokładzie 405/2 (spoza środowiska ściany nr 9) powinien być uwzględniony na etapie projektowania eksploatacji.

Tablica 1. Metanowość bezwzględna [m³/min] sciany nr 9 w pokładzie 405/2 w kopalni „Sośnica”

Numer przekroju	Postęp ściany, m/d																		
	1	1,5	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6	6,5	7	7,5	8	8,5	9	9,5	10
	Wydobycie dobowe, Mg																		
	1 061	1 591	2 122	2 652	3 182	3 713	4 243	4 774	5 304	5 834	6 365	6 895	7 426	7 956	8 486	9 017	9 547	10 078	10 608
	Metanowość bezwzględna																		
S1	3,46	4,81	6,10	7,35	8,57	9,77	10,95	12,11	13,26	14,40	15,53	16,65	17,76	18,86	19,96	21,05	22,14	23,22	24,29
S2	7,85	10,92	13,86	16,72	19,52	22,28	25,00	27,68	30,34	32,97	35,58	38,18	40,75	43,31	45,86	48,40	50,92	53,43	55,93
S3	9,55	13,28	16,87	20,36	23,78	27,15	30,47	33,75	37,00	40,22	43,42	46,59	49,74	52,88	56,00	59,10	62,19	65,27	68,34
S4	10,10	14,04	17,84	21,54	25,16	28,72	32,24	35,71	39,15	42,56	45,95	49,31	52,65	55,97	59,28	62,57	65,84	69,10	72,35
S5	8,49	11,79	14,97	18,06	21,08	24,05	26,98	29,88	32,74	35,58	38,40	41,20	43,97	46,74	49,48	52,21	54,93	57,64	60,34
S6	6,91	9,59	12,16	14,65	17,09	19,48	21,84	24,17	26,48	28,76	31,02	33,27	35,50	37,71	39,91	42,10	44,28	46,45	48,61
S7	7,53	10,46	13,26	15,98	18,65	21,26	23,84	26,38	28,90	31,40	33,87	36,32	38,76	41,18	43,59	45,99	48,37	50,74	53,10
S8	9,09	12,63	16,02	19,32	22,55	25,73	28,86	31,95	35,02	38,05	41,06	44,05	47,01	49,96	52,90	55,82	58,72	61,61	64,49
S9	9,52	13,23	16,79	20,25	23,64	26,98	30,26	33,51	36,73	39,92	43,08	46,22	49,33	52,43	55,52	58,59	61,64	64,68	67,71
S10	9,75	13,55	17,20	20,74	24,22	27,63	31,00	34,33	37,62	40,88	44,12	47,34	50,53	53,71	56,87	60,01	63,14	66,25	69,35
S11	8,14	11,30	14,33	17,28	20,16	22,99	25,78	28,53	31,26	33,96	36,64	39,29	41,93	44,56	47,17	49,76	52,34	54,91	57,47
S12	6,42	8,91	11,30	13,61	15,87	18,09	20,28	22,44	24,57	26,69	28,78	30,86	32,93	34,98	37,02	39,04	41,06	43,07	45,07
S13	5,14	7,14	9,05	10,91	12,72	14,50	16,25	17,98	19,69	21,39	23,06	24,73	26,38	28,03	29,66	31,28	32,90	34,51	36,11
S14	4,85	6,73	8,53	10,28	11,99	13,66	15,31	16,94	18,55	20,15	21,73	23,30	24,85	26,40	27,94	29,47	30,99	32,50	34,01
S15	5,42	7,53	9,55	11,51	13,42	15,30	17,15	18,98	20,79	22,58	24,35	26,11	27,86	29,60	31,32	33,04	34,75	36,45	38,14
S16	5,03	6,99	8,86	10,67	12,44	14,18	15,89	17,58	19,25	20,91	22,55	24,18	25,79	27,39	28,99	30,58	32,15	33,72	35,29
S17	3,86	5,35	6,78	8,16	9,51	10,84	12,14	13,43	14,70	15,96	17,21	18,44	19,67	20,89	22,10	23,31	24,50	25,69	26,88



Rys. 2. Metanowość bezwzględna ściany nr 9 w pokładzie 405/2 w zakresie postępów 1–10 m/d:
S1–S17 – przekroje

Fig. 2. The absolute methane content of number 9 face in the 405/2 coal seam in the scope of rate from 1 to 10 m/day: S1–S17 – intersections

Kolejność eksploatacji ścian w pokładzie 405/2 (po wzniosie pokładu) rzutowała niekorzystnie na wzrost zagrożenia metanowego w ścianie nr 9 z powodu dodatkowego dopływu metanu. Ponadto, przyjęty układ przewietrzania ściany nr 9, Y odwrócone, był korzystny w warunkach prognozowanej metanowości bezwzględnej i przyczyniał się do przemieszczenia w głąb niebezpiecznych nagromadzeń metanu w zrobach od wyrobiska ścianowego w czasie eksploatacji.

Zastosowanie Instrukcji nr 17 „Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego” wydanej w 2004 roku (Krause, Łukowicz 2004) pozwala na obiektywną ocenę poziomu zagrożenia wentylacyjno-metanowego w projektowanych i eksploatowanych ścianach w pokładach metanowych. Zastosowanie jednolitych kryteriów oceny kształtowania się zagrożenia metanowego w rejonach eksploatacyjnych, na podstawie instrukcji, umożliwia dokonanie doboru najbardziej bezpiecznych rozwiązań wentylacyjno-metanowych na etapie projektowania i prowadzenia eksploatacji.

3. KRYTERIA WARUNKUJĄCE BEZPIECZNE PROWADZENIE EKSPLOATACJI W POKŁADACH METANOWYCH

Podczas projektowania eksploatacji o dużej koncentracji wydobywania w pokładach metanowych należy prowadzić szczegółową analizę uwarunkowań wentylacyjno-metanowych, które w wielu przypadkach będą rzutowały na dobór sposobu przewietrzania, zakres stosowanej profilaktyki metanowej oraz określały zdolność wydobywczą. Dokładnie sporządzona prognoza wielkości wydzielania metanu do środowiska projektowanej ściany o dużej koncentracji wydobywania stanowi podstawę do określenia warunków bezpiecznej eksploatacji.

Graficzne przedstawienie wyników prognozy (rys. 2) daje natychmiastowy pogląd na kształtowanie się prognozowanego wydzielania metanu, przy danym postępie na całym projektowanym wybiegu, jednakże bez wyprzedzającej oceny poziomu występującego zagrożenia wentylacyjno-metanowego w czasie eksploatacji. Oceny poziomu zagrożenia metanowego można dokonać po obliczeniu wartości kryterialnych metanowości bezwzględnych, przy założeniu prognozowanych lub faktycznych wielkości wydzielania metanu. Instrukcja nr 17 „Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego” pozwala na dokonanie wyprzedzającej oceny zagrożenia wentylacyjno-metanowego w ścianach projektowanych oraz oceny faktycznego poziomu zagrożenia w ścianach eksploatowanych.

Określenie warunków bezpiecznej eksploatacji ścian wiąże się nie tylko z dokładnością prognoz, lecz głównie ze spełnieniem warunków identyfikujących poziom występującego zagrożenia wentylacyjno-metanowego, zgodnie z metodą obliczeń zawartą w tej instrukcji. Syntetyczna analiza prognozowanej metanowości bezwzględnej na wybiegu projektowanej ściany z obliczeniami wartości metanowości kryterialnych pozwala na wyprzedzającą ocenę poziomu zagrożenia metanowego.

W czasie eksploatacji ściany można na bieżąco wykonywać obliczenia kryterialnej metanowości bezwzględnej i porównywać ją z faktycznym wydzielaniem metanu, a także dokonywać identyfikacji poziomu występującego zagrożenia wentylacyjno-metanowego.

Zastosowanie kryteriów warunkujących bezpieczeństwo prowadzenia eksploatacji w pokładach metanowych, zawartych w Instrukcji nr 17 pozwala ponadto na określenie dopuszczalnej wielkości wydobywania na eksploatacyjnym wybiegu ściany w zależności od układu przewietrzania, wydatków powietrza oraz efektywności odmetanowania.

W warunkach przewietrzania ścian w układzie Y odwrócone należy liczyć się ze zmniejszaniem się gabarytów chodnika wentylacyjnego wzdłuż zrobów zawałowych, co powinno zostać uwzględnione na etapie projektowania eksploatacji. Zmniejszenie przekroju poprzecznego wyrobisk powoduje zwiększenie wartości jego oporu aerodynamicznego, tym samym ograniczenie zdolności wentylacyjnej wyrobisk rejonu eksploatacyjnego. W takiej sytuacji zwiększa się ilość powietrza migrującego przez zrob eksploatacyjnej ściany, powodując zmniejszenie zawartości metanu w gazach zrobowych, obniżając efektywność odmetanowania, a w konsekwencji przyrost zawartości metanu w opływowym prądzie zużytego powietrza na długości

zrobów poeksploatacyjnych. Stwierdzany jest znaczący przyrost metanowości bezwzględnej w chodniku wentylacyjnym, głównie w sąsiedztwie miejsca rozpoczęcia ściany.

W warunkach utrzymywania bezpiecznego bilansu wentylacyjno-metanowego oraz gabarytów wyrobisk na drodze odprowadzenia powietrza w układzie przewietrzania Y sytuacja nie budzi niepokoju, pod warunkiem, że nie wzrasta zagrożenie pożarem endogenicznym w zrobach poeksploatacyjnych ściany. W czasie eksploatacji ściany nr 9 w pokładzie 405/2 następowało sukcesywne zaciskanie chodnika wentylacyjnego, głównie na odcinku zaburzenia geologicznego.

Trudności w utrzymaniu gabarytów chodnika wentylacyjnego za frontem ściany nr 9 (wzdłuż zrobów) przyczyniły się do zmniejszenia zdolności wentylacyjnej rejonu i w konsekwencji do sukcesywnego zmniejszenia wydatku powietrza.

Zwiększenie wartości wypadkowego oporu aerodynamicznego chodnika wentylacyjnego ściany nr 9 w pokładzie 405/2 spowodowało zwiększenie migracji powietrza przez zroby, uniemożliwiając utrzymanie w nich koncentracji metanu pozwalającej, zgodnie z przepisami, na prowadzenie ich odmetanowania i jednocześnie utrzymywanie w zrobach dużej zawartości tlenu stwarzającej możliwość samozagrzania węgla w zrobach.

Zastosowanie „Zasad prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego” zawartych Instrukcji nr 17 pozwala na ocenę poziomu zagrożenia metanowego oraz podejmowanie racjonalnych decyzji dotyczących rygorów warunkujących bezpieczeństwo prowadzenia eksploatacji w warunkach występującego zagrożenia metanowego.

4. KRYTERIA WARUNKUJĄCE BEZPIECZEŃSTWO PROWADZENIA EKSPLOATACJI W POKŁADACH ZAGROŻONYCH POŻAREM ENDOGENICZNYM

4.1. Prognozowanie zagrożenia pożarem endogenicznym w zrobach ścian, wyznaczanie dopuszczalnej zawartości tlenu w gazach zrobowych

W ostatnich latach zostały rozwinięte metody prognozowania zagrożenia pożarowego w kopalniach, oparte na badaniach laboratoryjnych procesu samozagrzewania węgla w kalorymetrach adiabatycznych oraz na matematycznym modelowaniu samozagrzewania fragmentu złoża węgla (Branny, Cygankiewicz, Piotrowski, Waclawik 1997; Cygankiewicz 2000a; Cygankiewicz 2000b).

Podstawowym kryterium bezpieczeństwa prowadzenia ściany w warunkach zagrożenia pożarowego jest utrzymywanie w zrobach bezpiecznych, dopuszczalnych stężeń tlenu, tzn. takich, przy których rozwój procesu samozagrzewania jest niemożliwy. Musi być więc spełniony warunek

$$O_2 < O_2^d$$

gdzie:

O_2 – stężenie tlenu w zrobach,

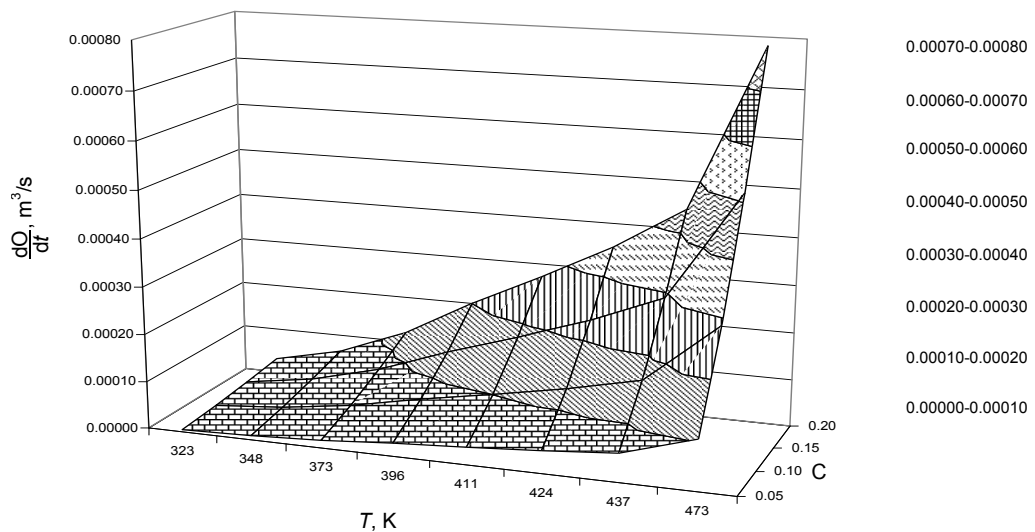
O_2^d – dopuszczalne stężenie tlenu.

Wartość dopuszczalnego stężenia tlenu wyznacza się na podstawie prognozy zagrożenia pożarowego opracowanej dla różnych wariantów stężeń gazów w zrobach.

4.2. Badania laboratoryjne wyznaczania parametrów węgla z pokładu 405/2 w kopalni „Sośnica” i otaczających skał niezbędnych do obliczeń prognostycznych

Badania są wykonywane na zbudowanym do tego celu, w Zakładzie Aerologii GIG, stanowisku badawczym. Podstawę stanowiska stanowi 10 kalorymetrów adiabatycznych. Świeżo pobraną z calizny próbkę węgla o masie około 1 kg umieszcza się w moździerzu, a następnie rozkrusza opuszczając na nią 15-krotnie, z wysokości 1 metra, obciążnik o masie 5 kg. Tak otrzymany miał węglowy umieszcza się w kalorymetrach, do których doprowadza się powietrze o zawartości tlenu 20,9, 15,0, 10 i 5% w ilościach od 0,2 do 1,0 l/godz., w zależności od typu węgla. W wyniku zachodzących egzotermicznych procesów utleniania węgiel zagrzewa się.

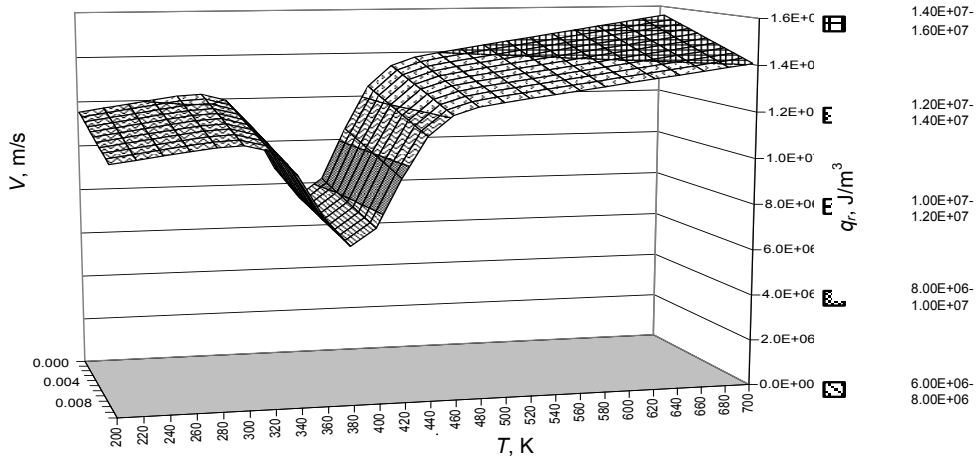
Zmierzoną w warunkach laboratoryjnych szybkość utleniania $\frac{dO}{dt}$ (ilość tlenu pochłanianą przez 1 m³ rozkruszonego węgla w jednostce czasu) węgla z pokładu 405/2 w kopalni „Sośnica” w zależności od temperatury pokazano na rysunku 3.



Rys. 3. Szybkość reakcji utleniania węgla $\frac{dO}{dt}$ z pokładu 405/2 w kopalni „Sośnica” w funkcji temperatury T i zawartości tlenu w dopływających gazach C

Fig. 3. The rate of oxidation $\frac{dO}{dt}$ of coal from 405/2 seam in “Sośnica” Colliery in the relation to the temperature T and the oxygen content C in inflowed gases

Równocześnie z szybkością reakcji utleniania jest wyznaczane ciepło reakcji utleniania q_r (całkowita ilość ciepła wydzielona przy pochłonięciu przez węgiel 1 m³ tlenu). Ciepło reakcji utleniania węgla o naturalnej zawartości wilgoci w funkcji temperatury i prędkości przepływu gazów pokazano na rysunku 4.



Rys. 4. Ciepło reakcji utleniania q_r wyznaczone dla próby węgla z pokładu 405/2 w kopalni „Sośnica” o naturalnej zawartości wilgoci: T – temperatura, V – prędkość przepływu gazów

Fig. 4. The heat of the oxidation reaction q_r determined for sample of coal from 405/2 seam in “Sośnica” Colliery for natural moisture content: T – temperature, V – rate of gases flow

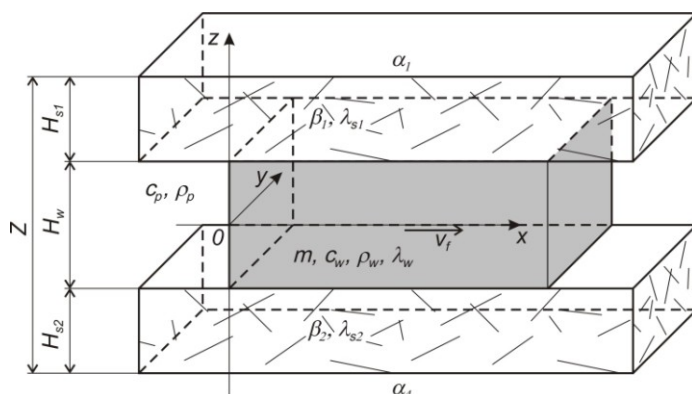
Pozostałe parametry węgla i otaczających skał, takie jak: gęstość, ciepło właściwe, współczynnik przewodnictwa cieplnego wyznacza się zgodnie z obowiązującymi normami.

4.3. Obliczenia prognostyczne procesu stygnięcia zagrzanego fragmentu złoża

MATEMATYCZNY MODEL PROCESU SAMOZAGRZANIA ZŁOŻA WĘGLA

Złoże rozkruszonego węgla traktuje się jako ośrodek porowaty, niejednorodny, ograniczony nieprzepuszczalnymi lub w niektórych przypadkach przepuszczalnymi skałami lub też wyrobiskami, przez które przepływa powietrze. Zakłada się, że rozpatrywane ciało porowate jest izotropowe i stałe fizyczne ośrodka charakteryzującego procesy transportu masy, pędu i energii, takie jak współczynniki przewodnictwa cieplnego, dyfuzji i przepuszczalności filtracyjnej są wielkościami skalarnymi. Składniki gazowe są przenoszone w tym ośrodku drogą konwekcji i dyfuzji.

W niniejszym opracowaniu przedstawiono model zagrzanego fragmentu złoża o kształcie prostopadłościanu obustronnie sąsiadującego ze skałami (rys. 5).



Rys. 5. Model geometryczny fragmentu złoża węgla obustronnie sąsiadującego ze skałami

Fig. 5. The geometrical model of the fragment of coal deposit on both sides bordering with rocks

Równania bilansu energii mają postać:

- dla skał znajdujących się nad złożem węgla

$$c_s \rho_s \frac{1}{s_h} \frac{\partial T}{\partial \tau} - \rho_s \left[\frac{\partial T}{\partial x^2} + \frac{\partial T}{\partial z^2} \right] = 0 \quad 0 < x < X, 0 < z < Z_{sw}, 0 < \tau < \tau_f$$

- dla zagrzewającego się złoża węgla

$$c_w \rho_w \frac{1}{s_h} \frac{\partial T}{\partial \tau} - \rho_w \left[\frac{\partial T}{\partial x^2} + \frac{\partial T}{\partial z^2} \right] + \rho_g v_f \frac{\partial T}{\partial x} = I_r \rho_g \frac{dO}{dt} \quad 0 < x < X, Z_{sw} < z < Z_{ws}, 0 < \tau < \tau_f$$

- dla skał znajdujących się pod złożem

$$c_c \rho_s \frac{1}{s_h} \frac{\partial T}{\partial \tau} - \rho_s \left[\frac{\partial T}{\partial x^2} + \frac{\partial T}{\partial z^2} \right] = 0 \quad 0 < x < X, Z_{ws} < z < Z, 0 < \tau < \tau_f$$

Równanie bilansu masy tlenu w złożu ma postać

$$m \frac{1}{s_h} \frac{\partial C}{\partial \tau} - D \left[\frac{\partial C}{\partial x^2} + \frac{\partial C}{\partial z^2} \right] + v_f \frac{\partial C}{\partial x} = -g \frac{dO}{dt} \quad 0 < x < X, Z_{sw} < z < Z_{ws}, 0 < \tau < \tau_f$$

Warunki graniczne są następujące:

Temperatura na brzegach złoża i w chwili początkowej

$$T(x, z, 0) = T_0 \quad 0 < x < X, 0 < z < Z$$

$$T(0, z, \tau) = T_0, \quad T_x(X, z, \tau) = 0 \quad 0 < z < Z, 0 < \tau < \tau_f$$

warunki wymiany ciepła na brzegu warstwy:

$$\lambda_{s1}T_z(x,0,\tau) - \iota_1(T(x,0,\tau) - T_1) = 0 \quad 0 < x < X, 0 < \tau < \tau_f$$

$$T(x, Z_{sw} - \iota, \tau) = T(x, Z_{sw} + \iota, \tau), \lambda_{s1}T_z(x, Z_{sw} - \iota, \tau) = \lambda_wT_z(x, Z_{sw} + \iota, \tau) \quad 0 < x < X, 0 < \tau < \tau_f$$

$$T(x, Z_{ws} - \iota, \tau) = T(x, Z_{ws} + \iota, \tau), \lambda_wT_z(x, Z_{ws} - \iota, \tau) = \lambda_{s2}T_z(x, Z_{ws} + \iota, \tau) \quad 0 < x < X, 0 < \tau < \tau_f$$

$$\lambda_sT_z(x, Z, \tau) + \alpha_4(T(x, Z, \tau) - T_4) = 0 \quad 0 < x < X, 0 < \tau < \tau_f$$

koncentracja początkowa tlenu

$$C(x, z, 0) = C_0 \quad 0 < x < X, Z_{sw} < z < Z_{ws}$$

koncentracja tlenu na brzegu warstwy

$$C(0, z, \tau) = C_e, C_x(X, z, \tau) = 0 \quad Z_{sw} < z < Z_{ws}, 0 < \tau < \tau_f$$

warunki wymiany tlenu na brzegu warstwy

$$mDC_z(x, Z_{sw}, \tau) - \iota_2C(x, Z_{sw}, \tau) = 0 \quad 0 < x < X, 0 < \tau < \tau_f$$

$$mDC_z(x, Z_{ws}, \tau) - \iota_3C(x, Z_{ws}, \tau) = 0 \quad 0 < x < X, 0 < \tau < \tau_f$$

Powyższe wyrażenia stanowią matematyczny model samozagrzewania złoża węgla przedstawionego na rysunku 5. Występujące w nim zmienne, stałe fizyczne i parametry węgla z pokładu, przepływających gazów i otaczających skał zestawiono w tablicach 2–4.

Rozwiązanie uzyskuje się metodą różnic skończonych. Uzyskany układ równań różnicowych rozwiązano metodą TDMA (*TRI-Diagonal Matrix Algorithm*).

Tablica 2. Zmienne występujące w modelu matematycznym

Zmienna	Symbol	Jednostka
Czas	τ	h
Parametry przestrzenne	x	m
	z	m
Temperatura	T	K
Zawartość tlenu w gazach	C	1
Grubości warstw	$Z_{sw} = H_{s1}$	m
	$Z_{ws} = H_{s1} + H_w$	m
	$Z = H_{s1} + H_w + H_{s2}$	m

Tablica 3. Stałe fizyczne występujące w modelu matematycznym

Stałe	Wartość	Jednostka
Ciepło właściwe powietrza	$c_g = 1000,0$	J/(kg · K)
Współczynnik przeliczeniowy sekunda na godzina	$s_h = 3600,0$	s/h

Tablica 4. Parametry węgla, przepływających gazów i otaczających skał występujące w modelu matematycznym

Parametr	Symbol	Jednostka	Wartości przyjęte w przykładzie
Ciepło właściwe węgla	c_w	J/(kg·K)	1200,00
Ciepło właściwe skał stropowych	c_{s1}	J/(kg·K)	2000,00
Ciepło właściwe skał spagowych	c_{s2}	J/(kg·K)	2000,00
Gęstość węgla	ρ_w	kg/m ³	800,00
Gęstość skał stropowych	ρ_{s1}	kg/m ³	2000,00
Gęstość skał spagowych	ρ_{s2}	kg/m ³	2000,00
Gęstość powietrza	ρ_g	kg/m ³	1,29
Współczynnik porowatości węgla	m	1	0,40
Współczynnik przewodnictwa cieplnego w węglu	λ_w	W/(m·K)	0,28
Współczynnik przewodnictwa cieplnego skał stropowych	λ_{s1}	W/(m·K)	1,80
Współczynnik przewodnictwa cieplnego skał spagowych	λ_{s2}	W/(m·K)	2,00
Współczynnik dyfuzji przez tlen	D	m ² /s	10 ⁻⁵
Prędkość przepływu gazu	v_f	m/s	0,0005
Temperatura na powierzchni warstwy skał stropowych	T_1	K	300,00
Temperatura na powierzchni warstwy skał spagowych	T_2	K	300,00
Temperatura początkowa węgla	T_0	K	300,00
Koncentracja początkowa tlenu w węglu	C_0	1	0,01
Koncentracja tlenu w powietrzu dopływającym	C_e	1	0,20
Długość warstwy węgla	X	m	7,00
Grubość warstwy węgla	H_w	m	1,00
Grubość skał stropowych	H_{s1}	m	3,00
Grubość skał spagowych	H_{s2}	m	3,00

4.4. Przykład obliczeniowy

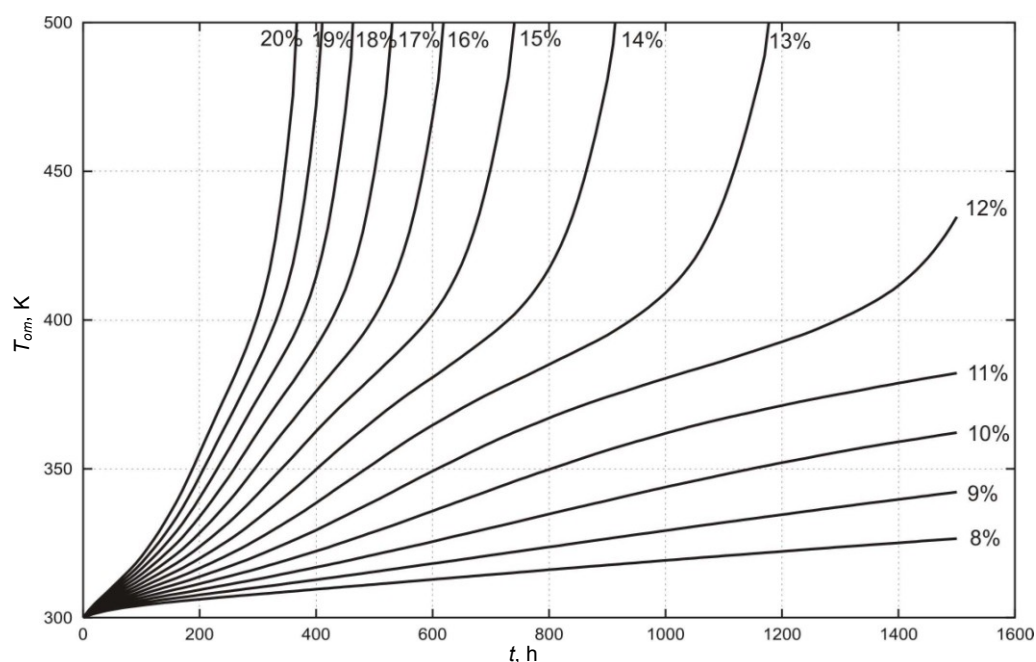
Przeanalizowano samozagrzewanie fragmentu pozostawionej w zrobach ściany nr 9 w pokładzie 405/2 w kopalni „Sośnica” warstwy węgla. Na podstawie zaburzeń geologicznych występujących w rejonie tej ściany przyjęto maksymalną grubość warstwy węgla równą 1 m i grubości skał zalegających bezpośrednio stropie i spągu (iłowce) po 2,5 m. Współczynnik przewodnictwa cieplnego dla tych skał wynosił $\lambda_s = 2 \text{ W/(m·K)}$. Jako prędkość migracji gazu przez złożę przyjęto wartość wyznaczoną podczas badań kalorymetrycznych w laboratorium (optymalną dla rozwoju samozagrzewania węgla z pokładu 405/2) $V_f = 0,0005 \text{ m/s}$. Pozostałe parametry węgla, przepływającego powietrza i otaczających skał zamieszczono w tablicach 3–4.

Podstawą obliczeń były wyznaczone wartości ciepła i szybkości reakcji utleniania pokazane na rysunkach 3 i 4.

WYNIKI OBLICZEŃ

Prognozowane przebiegi zmian maksymalnej temperatury zagrzewającej się warstwy węgla w zrobach ściany nr 9 w pokładzie 405/2 dla zawartości tlenu równych $O_2 = 20, 19, 18, 17, 16, 15, 14, 13, 12, 11, 10, 9, 8\%$ obj. gazów zrobowych przedstawiono na rysunku 6.

Wynika z niego, że czas samozagrzewania węgla w zakresie temperatury od 300 do 500 K w znacznym stopniu zależał od stężenia tlenu i zmieniał się od 350 godzin dla zawartości tlenu równej 20% do ponad 1500 godzin dla zawartości tlenu w gazach zrobowych równej 12%. Po zmniejszeniu stężenia tlenu w gazach zrobowych poniżej 11% węgiel nie ulegał samozagrzaniu. Zatem wyznaczona dla warunków ściany nr 9 405/2 dopuszczalna zawartość tlenu w zrobach wynosiła $O_2^d = 11\%$.



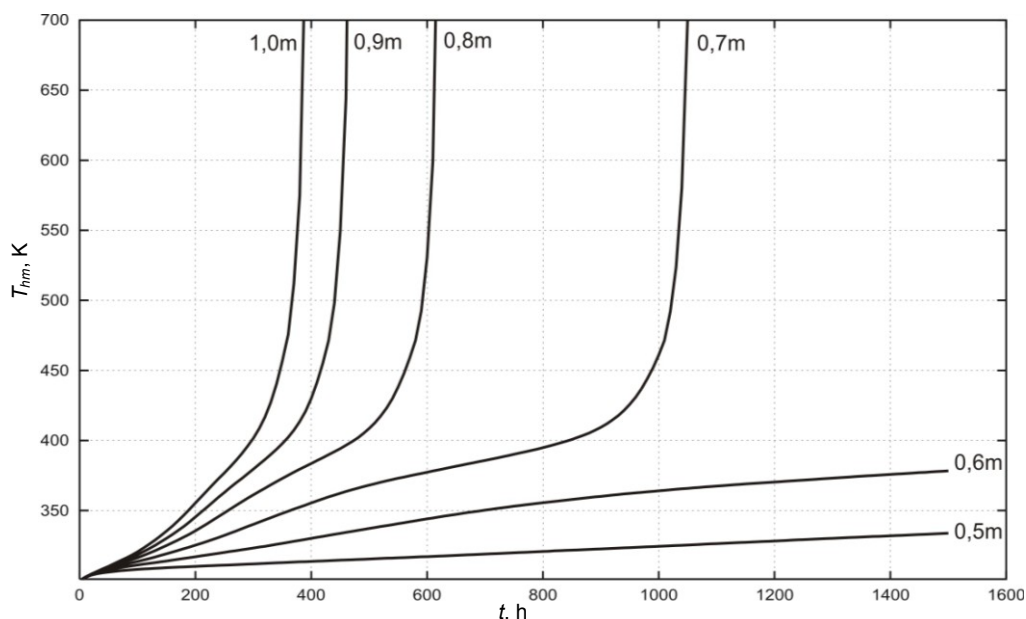
Rys. 6. Prognozowany przebieg zmian maksymalnej temperatury T warstwy węgla grubości $H_w = 1,0$ m podczas samozagrzewania w zrobach ściany nr 9 w pokładzie 405/2 w kopalni „Sośnica” dla zawartości tlenu w gazach zrobowych $O_2 = 20, 19, 18, 17, 16, 15, 14, 13, 12, 11, 10, 9, 8\%$: t – czas

Fig. 6. The forecasted course of changes of the maximum temperature T of a coal stratum (thickness of the stratum $H_w = 1$ m) during spontaneous warming in cavities, caused by exploitation of number 9 face in the 405/2 coal seam in “Sośnica” Colliery. The oxygen content in cavity gases $O_2 = 20, 19, 18, 17, 16, 15, 14, 13, 12, 11, 10, 9, 8\%$: t – time

Na rysunku 7 przedstawiono wyniki obliczeń – prognostyczny przebieg zmian temperatury warstwy węgla grubości H_w od 0,5 do 1,0 m podczas samozagrzewania w zrobach ściany nr 9 dla zawartości tlenu w gazach zrobowych równych 20%. Wynika z niego, że grubość 0,7 m jest krytyczną grubością warstwy węgla z pokładu 405/2 dla jakiej w zrobach ściany nr 9 może dojść do samozagrzewania.

Z przeprowadzonych badań i obliczeń wynikają następujące wnioski:

- zagrożenie pożarowe występowało w tych fragmentach zrobów ściany nr 9, w których warstwa rozkruszonego węgla przekraczała 0,7 m, a stężenie tlenu było większe od 11%,
- prawdopodobne wydaje się zapalenie węgla, a następnie metanu w sytuacji, kiedy przez warstwę rozkruszonego węgla w zrobach, w rejonie uskoków grubości około 1 m przepływało powietrze o zawartości tlenu 14–15%,
- czas indukcji pożaru od temperatury pierwotnej do 250–300 °C (temperatura zapłonu węgla) mógł wynieść (rys. 6) około 850 godzin (ok. 35 dni),
- z analizy składu chemicznego powietrza wypływającego z rejonu ściany nr 9 wynika, że w takim to właśnie okresie od początku października do 7 listopada następował systematyczny wzrost wydzielającego się ze zrobów tlenku węgla.



Rys. 7. Prognozowany przebieg zmian maksymalnej temperatury T warstwy węgla grubości od 0,5 do 1,0 m podczas samozagrzewania w zrobach ściany nr 9 w pokładzie 405/2 w kopalni „Sośnica” dla zawartości tlenu w gazach zrobowych $O_2 = 20\%$: t – czas

Fig. 7. The forecasted course of changes of the maximum temperature T of a coal stratum (thickness of the stratum from 0.5 to 1 m) during spontaneous warming in cavities caused by exploitation of number 9 face in 405/2 coal seam in “Sośnica” Colliery. The oxygen content in cavity gases $O_2 = 20\%$: t – time

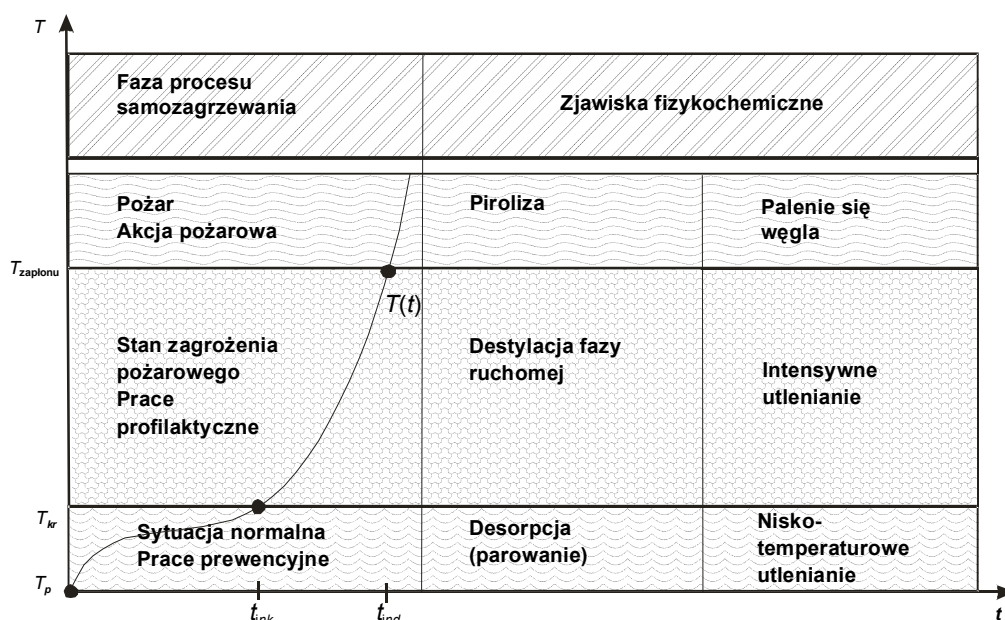
5. BIEŻĄCA OCENA ZAGROŻENIA POŻAROWEGO W ZROBACH ŚCIAN NA PODSTAWIE PRECYZYJNEJ ANALIZY CHROMATOGRAFICZNEJ GAZÓW

5.1. Fazy procesu samozagrzewania

Rozróżnia się dwie fazy samozagrzewania:

- Faza pierwsza – początkowa, w której temperatura zagrzewającego się węgla jest niższa od temperatury krytycznej. Sytuację w rejonie wydobywczym uznaje się wówczas za normalną. W kopalni są prowadzone przewidziane w planie ruchu prace prewencyjne.
- Faza druga – zaawansowanego procesu samozagrzewania, w której temperatura zagrzewającego się węgla jest wyższa od temperatury krytycznej, a niższa od temperatury zapłonu. Przekroczenie temperatury krytycznej węgla oznacza, że zastosowane środki prewencji pożarowej są niewystarczające i należy niezwłocznie przystąpić do prac profilaktycznych, których celem jest zahamowanie rozwoju, a następnie likwidacja ogniska samozagrzewania.

Po przekroczeniu przez węgiel temperatury zapłonu następuje samozapalenie węgla.



Rys. 8. Fazy procesu samozagrzewania, procesy fizyczne i chemiczne, towarzyszące samozagrzewaniu węgla:
 t – czas, T – temperatura

Fig. 8. Phases of the spontaneous warming process, physical and chemical processes accompanying the spontaneous warming: t – time, T – temperature

O zagrożeniu pożarem endogenicznym w wyrobiskach kopalń decyduje przebieg procesu samozagrzewania w zakresie od temperatury pierwotnej (początkowej) T_p do temperatury krytycznej T_{kr} , powyżej której szybkość samozagrzewania gwałtownie wzrasta. Miarą zagrożenia pożarowego jest czas, jaki jest niezbędny do osiągnięcia przez węgiel temperatury krytycznej w warunkach kopalnianych. Czas ten, nazywany też okresem inkubacji pożaru, należy wyznaczać na podstawie prognoz bilansu ciepła i masy w zagrzewającym się złożu.

Każdej z wyżej wymienionych faz procesu samozagrzewania oraz palenia się węgla towarzyszą charakterystyczne procesy fizyczne i chemiczne (rys. 8), w wyniku których do atmosfery kopalnianej wydzielają się charakterystyczne gazy. Ściany charakteryzujące się bardzo dużą metanowością bezwzględną są przewietrzane dużymi ilościami powietrza od 1500 do 3000 m³/min. W takim przypadku monitorowanie rozwoju zagrożenia pożarowego, zwłaszcza w jego wczesnym stadium, może być utrudnione. Zarówno CO-metria automatyczna, jak i analizy prób powietrza wykonywane w laboratoriach kopalnianych mogą nie wykazywać wzrostu stężeń tlenu w prądach wylotowych do poziomu 4–5 ppm, co z kolei może oznaczać, że wzrost wskaźnika ilości tlenu węgla $\dot{V}_{CO}$ nawet powyżej wartości 10 l/min, może być niezauważony. W takiej sytuacji podstawą do oceny zagrożenia pożarowego są

analizy chemiczne gazów pobieranych z umieszczonych w zrobach, wzdłuż chodnika wentylacyjnego, sond pomiarowych. Szczególnie cenne są precyzyjne analizy chromatograficzne, w których oprócz produktów utleniania, takich jak tlenek węgla i dwutlenek węgla, są wyznaczane śladowe zawartości gazów będących produktami destylacji fazy ruchomej lub pirolizy węgla. Do produktów tych należą przede wszystkim etylen, propylen, acetylen i wodór.

Jeżeli w gazach zrobowych zaobserwuje się wzrost zawartości tlenu węgla, przy równoczesnym wzroście wskaźnika Grahama, a wskaźniki pożarowe przekroczą wartości kryterialne:

$$WP1 = \frac{C_{CO}}{H_2} > WP1^{kr}$$

$$WP2 = \frac{C_2H_4 + C_3H_6}{H_2} > WP2^{kr}$$

$$WP3 = \frac{C_2H_4 + C_3H_6}{C_2H_2} > WP3^{kr}$$

to oznacza, że została przekroczona temperatura krytyczna zagrzewającego się węgla i należy przystąpić do prac profilaktycznych. Prace te powinny doprowadzić do ograniczenia zawartości tlenu w zrobach lub deaktywacji zagrzewającego się węgla.

Wartości kryterialne wskaźników $WP-1^{kr}$, $WP-2^{kr}$, $WP-3^{kr}$ są charakterystyczne dla danego typu węgla i wyznacza się je na podstawie badań kalorymetrycznych prób węgla podczas samozagrzewania w warunkach adiabatycznych. Na przykład wartości kryterialne wyznaczone dla węgla z pokładu 405/2 w kopalni „Sośnica” wynoszą odpowiednio

$$WP1^{kr} = 5$$

$$WP2^{kr} = 0,05$$

$$WP3^{kr} = 150$$

Jeżeli pomimo zastosowanej profilaktyki następuje dalszy wzrost zagrożenia pożarowego, a w gazach zrobowych jest widoczny wzrost stężenia acetyleny do wartości powyżej

$$C_2H_2 > 0,01 \text{ ppm}$$

to należy przystąpić do zmiany układu przewietrzania z Y na U.

PODSUMOWANIE

Podczas eksploatacji ściany nr 9 w pokładzie 405/2 w kopalni „Sośnica”, w okresie poprzedzającym zapalenie metanu w dniu 7.11.2003 r., zagrożenie metanowe i pożarowe kształtowało się na poziomie wartości ekstremalnych. Wzrost

zagrożenia nastąpił w związku z ograniczeniem zdolności wentylacyjnej rejonu na skutek zmniejszenia przekroju chodnika wentylacyjnego wzdłuż zrobów za frontem ściany. Ze wzrostu zagrożenia pożarem endogenicznym w zrobach ściany nr 9 wynikała bezwarunkowa konieczność zmiany układu przewietrzania z Y na U. Zmiana ta spowodowałaby zinertyzowanie atmosfery w zrobach w wyniku wzrostu zawartości metanu i przerwanie procesu samozagrzewania węgla.

Spełnianie przedstawionych w niniejszej publikacji kryteriów oceny zagrożeń metanowego i pożarowego pozwala na bardziej bezpieczne prowadzenie eksploatacji ścian.

Literatura

1. Branny M., Cygankiewicz J., Waclawik J. (1995): *Jednowymiarowy model pożaru endogenicznego w zrobach lub szczelinach węglowych*. Archiwum Górnictwa t. 40 nr 1, s. 39–51.
2. Branny M., Cygankiewicz J., Piotrowski A., Waclawik J. (1997): *Numeryczna symulacja procesu niskotemperaturowego utleniania węgla (uproszczone zagadnienie dwuwymiarowe)*. Archiwum Górnictwa t. 42 nr 4, s. 501–514.
3. Cygankiewicz J. (2000a): *About Determination of Susceptibility of Coals to Spontaneous Combustion Using an Adiabatic Test Method*. Archives of Mining Science t. 45, s. 247–273.
4. Cygankiewicz J. (2000b): *Badania niskotemperaturowego samozagrzewania węgla kamiennych w Głównym Instytucie Górnictwa*. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria z Perlikiem nr 2. Kraków, IGSMiE PAN, s. 5–29.
5. Cygankiewicz J. (2003): *Ocena ryzyka pożaru endogenicznego w rejonach eksploatacyjnych kopalń*. Wiadomości Górnicze nr 9, s. 416–424.
6. Deńca A. (1991): *Niskotemperaturowe utlenianie węgla kamiennych*. Wiadomości Chemiczne t. 45.
7. Krause E., Łukowicz K. (2000): *Dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej ścian (poradnik techniczny)*. Główny Instytut Górnictwa, Instrukcja nr 14.
8. Krause E., Łukowicz K. (2004): *Zasady prowadzenia ścian w warunkach zagrożenia metanowego (poradnik techniczny)*. Główny Instytut Górnictwa, Instrukcja nr 14.
9. Krause E. i inni (2002): *Dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej dla ściany 9 w pokładzie 405/2 w KWK „Sośnica”*. Praca badawczo-usługowa GIG.
10. Taraba B. (2003): *Nizkoteplotni oxidace a samovzneco vani uhelne hmoty*. Ostravska univerzita v Ostrave.

Recenzent: dr Józef Knechtel

Tadeusz Majcherczyk¹, Antoni Jakubów²

OPÓŹNIONE DEFORMACJE CIĄGŁE I WSTRZĄSY NA TERENIE POGÓRNICZYM ZLIKWIDOWANEJ KOPALNI „MORCINEK”

Streszczenie

Efektem procesów likwidacyjnych kopalń węgla kamiennego jest pojawianie się w dotychczasowych obszarach górniczych tzw. terenów pogórnich. Artykuł zawiera wyniki analizy deformacji ciągłych powierzchni terenu oraz aktywności sejsmicznej obszaru kopalni „Morcinek” po zaprzestaniu eksploatacji. Zanikający charakter deformacji ciągłych oraz ograniczona i malejąca liczba wstrząsów wykluczają możliwość wystąpienia większego zagrożenia dla terenu i posadowionych na nim budowli.

The delayed continuous deformations and quakes on the post-mining areas of the closed-down “Morcinek” coal mine

Abstract

The closing processes of coal mine results in the occurrence of the so-called post-mining areas. The paper presents the results of the analysis of the continuous deformations of the surface and the seismic activity in the premises of the Morcinek coal mine in a period after finishing the exploitation. The decrease of continuous deformation and the limited decreasing number of quakes excludes a possibility of a considerable hazard to the area and the buildings on surface.

WPROWADZENIE

Likwidacji kopalń węgla kamiennego towarzyszą zjawiska oddziaływające nie tylko na poziom bezpieczeństwa załogi podczas prac górniczo-likwidacyjnych pod ziemią, czy też prac remontowo-demontażowych na powierzchni, lecz także na stan bezpieczeństwa mieszkańców na terenie pogórnym. Za teren pogórnym uważa się fragment powierzchni w granicach zniesionego obszaru górniczego po zlikwidowaniu zakładu górniczego i po wygaśnięciu koncesji na wydobywanie kopaliny (Kwiatk 2000).

Występujące na terenach pogórnym liczne zagrożenia, mające decydujący wpływ na stan bezpieczeństwa powszechnego, to:

- zagrożenie wodne i powodziowe, spowodowane podniesieniem do pierwotnego poziomu wód w górotworze w wyniku zaprzestania odwadniania wyrobisk górniczych,
- zagrożenie gazowe, spowodowane wypieraniem do gleby i przedostawaniem się do obiektów budowlanych toksycznych i wybuchowych gazów kopalnianych,

¹ Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie.

² Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.

- zagrożenie deformacjami ciągłymi terenu i obiektów budowlanych wznoszonych na terenach pogórnich, wymagające odpowiedniego ich zabezpieczenia przeciw ruchom podłoża,
- zagrożenia zapadliskowe, występujące w rejonach płytkiej eksploatacji górniczej,
- zagrożenia wstrząsami, spowodowane aktywnością sejsmiczną górotworu w wyniku reaktywacji starych zrobów.

W artykule przedstawiono analizę deformacji ciągłych przypowierzchniowej warstwy górotworu oraz aktywności sejsmicznej obszaru kopalni „Morcinek” po zaprzestaniu eksploatacji.

1. MIEJSCE BADAŃ

Analizie poddano teren pogórnich byłej kopalni „Morcinek”, w której eksploatację zakończono 31.10.1998 roku. Kopalnia „Morcinek” wchodziła w skład Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. i była położona w najbardziej na południe wysuniętej części Rybnickiego Okręgu Węglowego, przy granicy z Republiką Czeską. Obszar górniczy kopalni nie sąsiadował z żadną czynną kopalnią polską, natomiast po stronie czeskiej znajduje się zagospodarowany górniczo obszar kopalni ČSM.

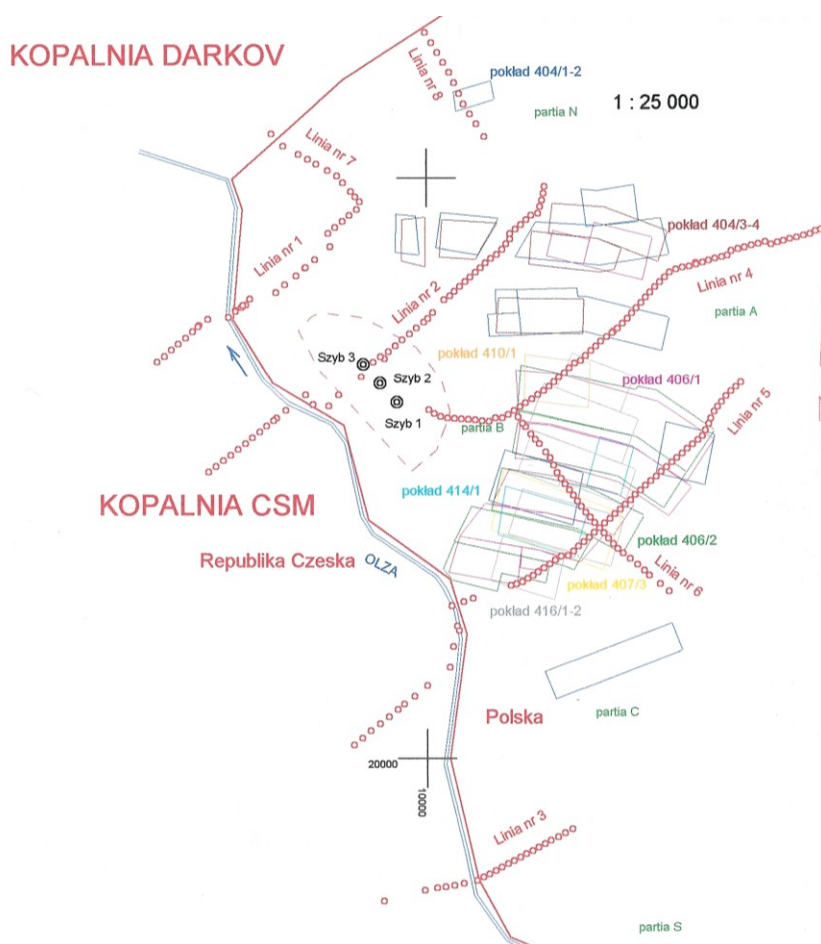
Budowę kopalni „Morcinek” rozpoczęto w 1978 roku, a eksploatację uruchomiono w pokładzie 404/1-2 w 1986 roku. Eksploatacja prowadzona w latach 1986–1998 była zlokalizowana w pokładach 404/1-2, 404/3-4, 406/1, 406/2, 407/3, 410/1, 414/1, 416/1-2, znajdujących się na głębokości 750–1100 m (rys. 1).

Złoże było udostępnione trzema szybami, które miały połączenia z poziomem wydobywczym 950 m i dwoma poziomami wentylacyjnymi 650 i 800 m. W budowie geologicznej złoża do głębokości 1500 m biorą udział warstwy czwartorzędowe, trzeciorzędowe, kredowe oraz karbońskie. Średnia miąższość pokładów węgla w czasie prowadzenia eksploatacji wynosiła 1,94 m.

Złoże charakteryzuje się bogatą tektoniką typu uskokowego, utworzoną z zespołu siedmiu dyslokacji o zrzutach od 20 do 300 m i kierunkach równoleżnikowych oraz trzech dyslokacji południkowych o zrzutach od 25 do 140 m. Dyslokacje te tworzą bloki tektoniczne o charakterze zrębów i rowów. Tak złożona tektonika, łącznie z kilkumetrowymi przemieszczeniami wewnątrz poszczególnych bloków, powodowała lokalne anomalie rozciągłości i zapadania warstw. Przebieg głównych dyslokacji tektonicznych spowodował wydzielenie w obszarze górniczym kopalni umownych partii eksploatacyjnych takich, jak partie: N, A, B, C, S.

Pod względem budowy geologicznej najlepiej rozpoznane były partie B i A w części, gdzie zalegały wiązki pokładów grupy rudzkiej. Partie S, N i C były rozpoznawane robotami górniczymi.

Podczas prowadzenia działalności górniczej stwierdzono, że w eksploatowanych pokładach występują przerosty, powodujące rozszczepienia i łączenia pokładów, przejścia w łupek węglowy i pogorszenie parametrów jakościowych pokładów. Wymienione zaburzenia geologiczne, a zwłaszcza zmienna grubość pokładów i skokowe zmiany jakości węgla spowodowały znaczne utrudnienia w eksploatacji



Rys. 1. Fragment obszaru KWK Morcinek z dokonaną eksploatacją oraz liniami pomiarowymi

Fig. 1. Sample of the Morcinek coal mine area with the exploitation carried out and with measurement lines

złoża (Jakubów, Nawrat 2000). Roboty górnicze były prowadzone w warunkach IV kategorii zagrożenia metanowego, I stopnia zagrożenia tąpnięciami, a w zależności od usytuowania rejonu robót od stropu karbonu – w warunkach zagrożenia wodnego I, II lub III stopnia. Z uwagi na skomplikowaną tektonikę, jak również zmienność zalegania pokładów oraz istniejące zagrożenia naturalne, eksploatacja złoża stawała się pod względem ekonomicznym nieopłacalna. W związku z trwałą nierentownością, Kopalnia Węgla Kamiennego „Morcinek” została postawiona w 1998 roku w stan likwidacji.

W wyniku eksploatacji dużym zmianom uległy stosunki hydrogeologiczne oraz gazowe. W efekcie w górotworze wytworzyły się partie odwodnione i odgazowane tworząc lej depresyjny, którego zasięg na powierzchni terenu sięgał około 3285 m. Według stanu na 01.01.1998 rok z kopalni przez cały okres eksploatacji odprowadzono 13,84 mln m³ wody i 189,24 mln m³ metanu. Uwzględniając objętość pustek po

dokonanej eksploatacji, która wyniosła około 2,6 mln m³ oraz całkowity dopływ wody do kopalni 1,33 m³/min, można przyjąć, że czas odbudowania się słupa wody do zatopienia kopalni wynosił 1357 dni, tj. 3,7 lat, a zatem obecnie kopalnia jest już zatopiona.

1.1. Zastosowana technologia likwidacji kopalni

Likwidacja wyrobisk eksploatacyjnych kopalni „Morcinek” obejmowała demontaż maszyn i urządzeń stanowiących wyposażenie frontu ścianowego oraz otamowanie rejonów wentylacyjnych zlikwidowanych ścian korkami przeciwwybuchowymi. Podczas likwidacji wyrobisk korytarzowych i komorowych z sieci wentylacyjnej kopalni były wyłączane poszczególne rejonów wentylacyjne, które po wytransportowaniu z nich wyposażenia były sukcesywnie otamowywane tamami murowymi lub korkami przeciwwybuchowymi. W ostatniej fazie likwidacji wyrobisk podziemnych wykonano korki izolacyjno-oporowe na podszybiach szybów I, II III. Miały one zabezpieczać przed ewentualną migracją materiału zasypowego z rur szybowych do podszybi (Jakubów, Nawrat 1999, 2000). Z uwagi na zagrożenie metanem zaprojektowano wykonanie szczelnych korków oporowych, co miało umożliwić odizolowanie wypływu metanu z kopalni do szybów w celu ich bezpiecznego podsadzania. Korki te z uwagi na naturalny dopływ wody miały również umożliwić odprowadzanie wody. Korki izolacyjno-oporowe wypełniano ekopianą lub materiałem durafoam i doszczelniano mariflexem S/GE 20. Zamykano je tamami ryglowymi drewnianymi lub murowymi. Długość korka była zależna od przekroju wyrobiska i wynosiła od 4 do 8 m.

Przyszybowe korki izolacyjno-oporowe miały stanowić szczelne oddzielenie wyrobisk dołowych od szybów i stanowić zabezpieczenie przed wypływem metanu ze zrobów do szybów, a równocześnie, przez przeprowadzone przez korki rury zaopatrzone w syfony, spełniać warunek wodoprzepuszczalności.

W kwietniu 1999 roku rozpoczęto zasypywanie szybu II kamieniem i pospółką zwirową w stosunku 4:1. Po dwóch miesiącach zakończono likwidację szybu, wsypując ogółem 133 919 ton materiału.

W maju 1999 roku przystąpiono do zasypywania szybu I mieszaniną kamienia, piasku, pyłu oraz iłu. Podczas zasypywania szybu I w dniu 28.06.1999 roku nastąpiło obsunięcie materiału zasypowego o 379 m, tj. z poziomu 608 m do poziomu 987 m. Przy średnicy szybu 8 m objętość materiału zasypowego, który przedostał się z szybu do poziomych wyrobisk kopalni, wyniosła 19 041 m³. Po obsunięciu się materiału nadal kontynuowano zasypywanie szybu I, aż do jego wypełnienia. Zasypywanie szybu I zakończono w dniu 06.08.1999 roku, tj. po około trzech miesiącach, wsypując łącznie 238 304 t materiału zasypowego, w tym 219 276 t kamienia, 13 328 t piasku, 4300 t pyłu oraz 1400 t iłu.

Podczas przygotowań do zasypywania szybu III, w dniu 24.06.1999 roku nastąpiło zapalenie, a następnie wybuch metanu. W ramach profilaktyki przeciwwybuchowej do szybu III podawano wodę oraz zatłaczano azot w celu uzyskania mieszaniny zinertyzowanej i niewybuchowej. Równocześnie od dnia 28.06.1999 roku rozpoczęto podawanie do szybu III pyłów dymnicowych. Od dnia 31.08.1999 roku

zaprzesztao podawania pyłów, natomiast rozpoczęto zasypywanie szybu III kamieniem popłuczkowym. Podczas zasypywania szybu III nastąpiło dwukrotne obsunięcie się materiału (o 436 m w dniu 10.09.1999 roku i 594 m w dniu 01.10.1999 roku). Ilość materiału zasypowego, jaka przedostała się z szybu do wyrobisk poziomych kopalni wyniosła odpowiednio 21 905 m³ i 29 843 m³. Większość materiału zasypowego była podawana z wodą (mieszanina pyłów oraz mokry kamień popłuczkowy) i przez długi czas znajdował się nad nim słup wody, powodując wzrost ciśnienia hydrostatycznego. Ciśnienie to, w odróżnieniu od ciśnienia w materiale suchym, jest funkcją głębokości. W zależności od uziarnienia zmniejsza się siła tarcia między ziarnami aż do stanu, w którym materiał wypełniający zacznie zachowywać się jak ciecz tiksotropowa. Oznacza to, że przy minimalnym bodźcu mechanicznym, jak wstrząs czy obsunięcie się materiału, dochodzi do całkowitego jego upłynnienia. W przypadku nagłego upłynnienia wzrost ciśnienia dynamicznego może być bardzo duży, co było prawdopodobną przyczyną przerwania korków izolacyjno-oporowych na podszybiach i obsuwania się materiału zasypowego. Po czterech miesiącach zakończono likwidację szybu III, wspując ogółem 236 102 tony materiału zasypowego.

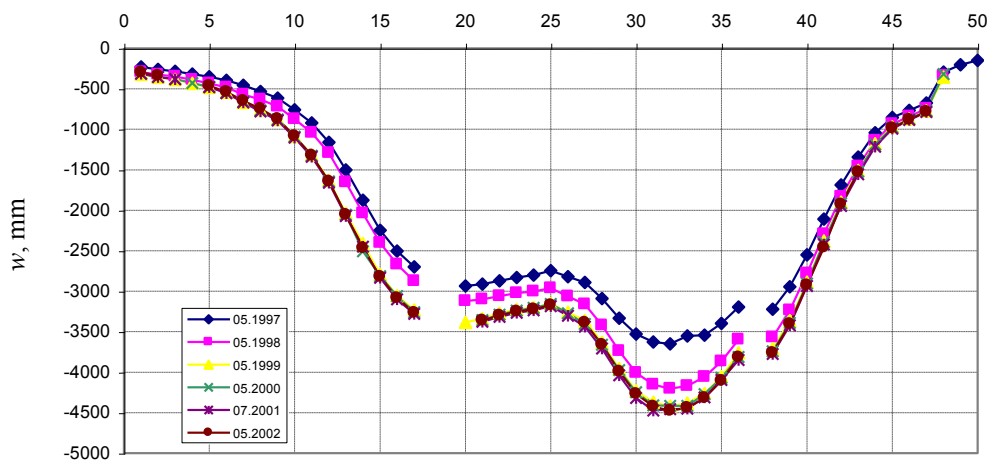
Obsuwanie się materiału zasypowego z szybu do wyrobisk poziomych kopalni nie mogło pozostać bez wpływu na osiadanie powierzchni. Ogółem do wyrobisk poziomych kopalni przedostało się 70 789 m³ materiału zasypowego, który spowodował podsadzenie ponad 5 000 m.b. wyrobisk.

2. WPŁYW EKSPLOATACJI NA POWIERZCHNIĘ

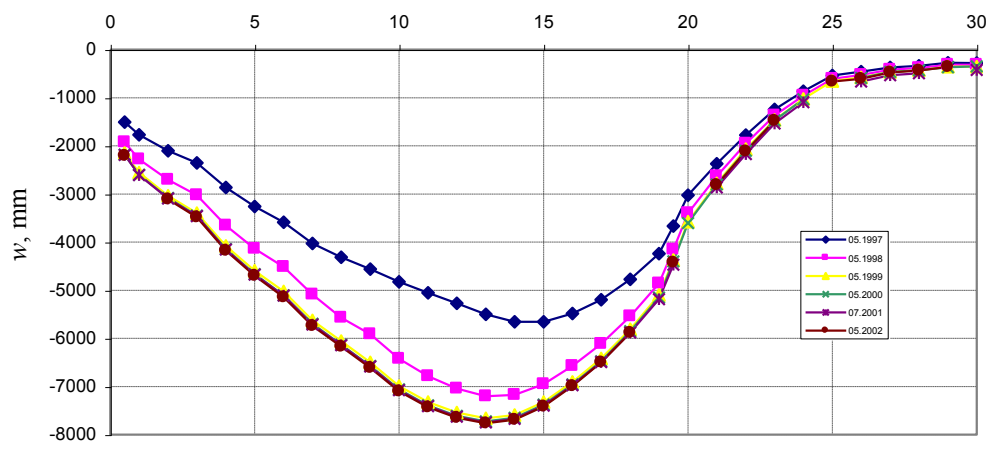
W celu obserwacji ruchów powierzchni terenu w obszarze kopalni „Morcinek” zarówno po stronie polskiej, jak i czeskiej zastabilizowano szereg punktów pomiarowych, które przedstawiono na rysunku 1. Ciągi poligonowe tworzyły osiem linii pomiarowych, z czego linia nr 2 przecinała filar szybów głównych. Jako pierwszą założono linię pomiarową nr 1 – w grudniu 1984 roku, następnie linię pomiarową nr 2 (grudzień ’84 – kwiecień ’87) oraz linie nr 5 i nr 6 – luty ’90, a także linie nr 7 i nr 8 – w lutym ’98. Najbardziej intensywna eksploatacja była prowadzona w rejonie południowo-wschodnim, tj. w partii B kopalni, stąd dla określenia wielkości przemieszczeń pionowych wykorzystano dwa ciągi, tj.: linię pomiarową nr 5 (rys. 2) i linię nr 6 (rys. 3).

Większość linii pomiarowych bądź nie przecinała krawędzi parcel eksploatacyjnych, bądź też biegła wzdłuż ich granic. Położenie takie należało uznać za niekorzystne w przypadku, gdy na podstawie obniżeń zarejestrowanych pomiarami geodezyjnymi z tych linii chce się wyznaczyć wielkości parametrów teorii Budryka-Knothego. Pod tym względem najbardziej odpowiednio była położona linia nr 6 złożona z punktów o numerach 1–30, gdyż przechodziła nad środkiem obrysu eksploatacji w partii B.

Wykonane analizy wykazały, że wraz z rozwojem eksploatacji zwiększała się wartość tg β oraz, że współczynnik osiadania *a* miał wartość typową dla GZW, co wskazywało na typowy przebieg obniżeń górotworu w partii B. Na liniach 4 i 6



Rys. 2. Wyniki obniżeń w czasie na linii pomiarowej nr 5: 0–50 numery punktów pomiarowych, w – obniżenie
Fig. 2. Results of subsidence in time on measurement line No. 5, w – subsidence



Rys. 3. Wyniki obniżeń w czasie na linii pomiarowej nr 6: 0–30 numery punktów pomiarowych, w – obniżenie
Fig. 3. Results of subsidence in time on measurement line No. 6, w – subsidence

maksymalne stwierdzone pomiarem, obniżenie wynosiło 5,65 m (do maja 1997 r.) – punkt nr 14. Punkt ten znajdował się w zasięgu wpływów eksploatacji dokonanych w pokładach 406/1, 406/2, 407/3 i 416/1 na sumaryczną miąższość około 13 m. Gdyby w każdym z wybieranych pokładów eksploatacja pod analizowanym punktem pomiarowym była dostatecznie rozległa, to wytworzyłaby się pełna niecka obniżeniowa, charakteryzująca się maksymalnym obniżeniem około 10,4 m. Ponieważ analizowany punkt był usytuowany między innymi nad krawędzią eksploatacji pokładu 407/3, sprawiło to, że przyrost obniżenia spowodowany dokonaną eksploatacją nie przekraczał 50% wartości maksymalnej osiadania powierzchni terenu. Podobna sytuacja występowała w pokładzie 416/1, w którym ponadto pod analizowanym punktem zalegał niewybrany pas calizny, wytworzony między polami ścian B-2

i B-4. Eksploatację w pozostałych pokładach charakteryzowały także niewielkie, w stosunku do dużej głębokości, pola wybierania. W konsekwencji na powierzchni terenu wpływy końcowe spowodowane eksploatacją wystąpiły w postaci tzw. niecki niepełnej, stąd też maksymalne zmierzone obniżenie na linii pomiarowej wynosi 5,6 m.

Analiza pomiarów wykazała ponadto, że w rejonie punktów 24–26 linii 6 uwidocznił się na powierzchni wpływ strefy uskokowej, co świadczyłoby o typowym przebiegu obniżania się górotworu również w strefie uskokowej. W świetle przeprowadzonej analizy nie było podstaw do stwierdzenia, że sztywne warstwy skalne powstrzymują proces obniżania się warstw górotworu, co mogłoby stwarzać wzrost zagrożenia wstrząsami wysokoenergetycznymi w następstwie gwałtownego przyrostu obniżenia. Wyniki, które poddano analizie dotyczą lat 1997–2002. Całkowite przemieszczenia pionowe, uzyskane w roku 1997 i 1998, dotyczą stanu, gdy w kopalni prowadzono eksploatację górniczą, natomiast wyniki z lat następnych dotyczą tzw. opóźnionych deformacji ciągłych na terenie pogórnictwa.

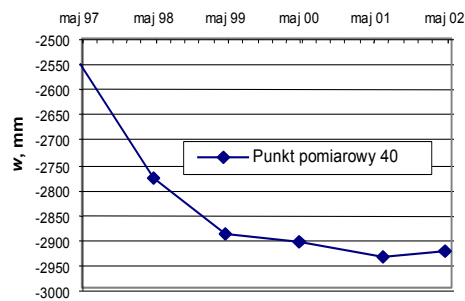
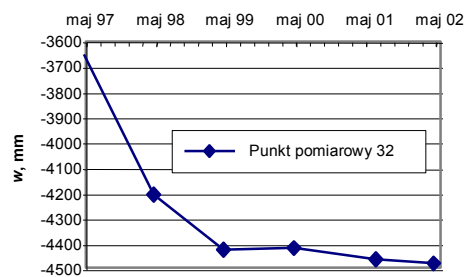
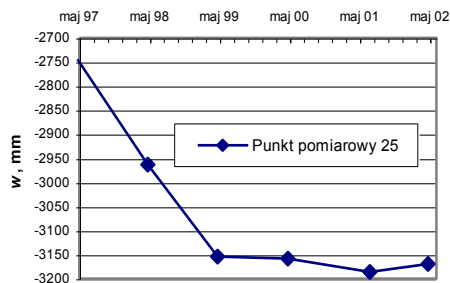
Maksymalne obniżenia powierzchni terenu do czasu zatrzymania eksploatacji zaobserwowano na odcinku między punktami 30–34 na linii pomiarowej nr 5 (nad parcelami w partii B) i wynosiły one 4476 mm (punkt 32), natomiast na linii nr 6 maksymalne obniżenie odnotowano między punktami 11–15 i wynosiły one 7765 mm (punkt 13).

Analizując przyrosty obniżeń w okresach rocznych w poszczególnych punktach na linii nr 6 (tabl. 1) zauważono, że w latach 1997–1998 maksymalne przyrosty wynosiły 1596 mm w 1997 roku i 1297 mm w 1998 roku, natomiast w latach kolejnych: 150 mm – 1999 rok, 14 mm – 2000 rok, 53 mm – 2001 rok i 31 mm – 2002 rok. W miarę upływu czasu na terenie pogórnictwa zaobserwowano pewne fluktuacje przemieszczeń pionowych, tzn. po okresie zmniejszania się wartości obniżeń następowały wypiętrzenia sięgające nawet 58 mm. Zjawisko wypiętrzenia było związane ze zmianą stosunków wodnych, tzn. z podniesieniem się poziomu wód. Pomiary tego typu są nieliczne i dlatego nie zbadano jeszcze tych deformacji w wystarczającym zakresie (Fenk 1999).

Kształtowanie się obniżeń całkowitych w czasie dla wybranych punktów na liniach pomiarowych nr 5 i nr 6 przedstawiono na rysunkach 4 i 5. Z analizy wynika, że deformacje ciągłe powierzchni, jakie występują po zakończeniu eksploatacji ujawniają się do kilku lat. Na ogół uważa się, że okres taki nie przekracza pięciu lat. Nie znaczy to jednak, że po tym okresie teren pogórnictwa stabilizuje się (Bromek, Kowalski, Kwiatek 2000). O wielkości i zakresie występowania deformacji ciągłych w danych warunkach górniczo-geologicznych decyduje czas upływający od zakończenia eksploatacji, rodzaj górotworu, sposób kierowania stropem, jak również sposób likwidacji wyrobisk podziemnych. Występujące opóźnione deformacje ciągłe powierzchni o niewielkiej intensywności nie mają większego wpływu na konstrukcje obiektów budowlanych, ale wpływają na ich elementy wykończeniowe, uwidaczniając się przez rysy i pęknięcia. Przyjmuje się, że stabilizacja procesów deformacji powierzchni terenu następuje wtedy, gdy w okresie kolejnych trzech lat przyrosty obniżeń nie przekraczają 10 mm/rok i zmierzają do zera (Kowalski A. i inni 2000).

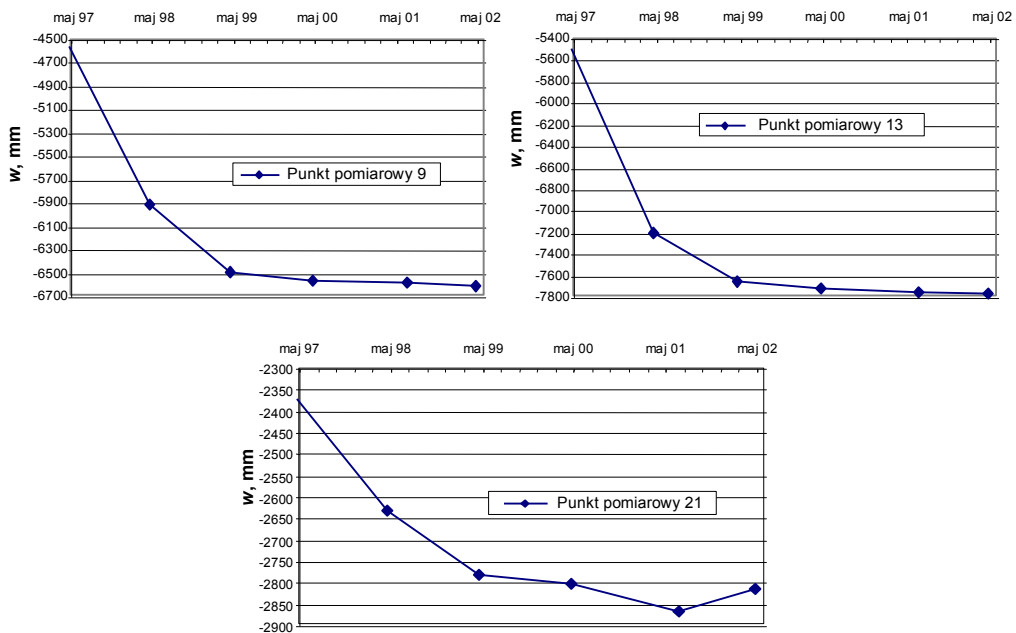
Tablica 1. Przyrosty obniżeń w okresach rocznych dla linii pomiarowej nr 6

Nr punktu	1996-1997	1997-1998	1998-1999	1999-2000	2000-2001	2001-2002
	mm	mm	mm	mm	mm	mm
1	-168	-159	-68	-2	4	-19
1	-236	-191	-88	-1	-8	
2	-314	-228	-106	-3	-6	-20
3	-375	-262	-118	-3	-11	-22
4	-494	-336	-133	-3	-8	-25
5	-576	-403	-144	-4	-9	-26
6	-639	-436	-150	-14	-4	-31
7	-716	-563	-148	0	-14	-27
8	-758	-747	-147	0	-9	-26
9	-787	-853	-141	7	-8	-26
10	-825	-1106	-143	2	-10	-26
11	-882	-1247	-139	2	-10	-24
12	-988	-1297	-136	3	-11	-20
13	-1148	-1242	-131	13	-12	-19
14	-1347	-1077	-127	10	-15	-19
15	-1506	-864	-125	13	-15	-18
16	-1579	-676	-117	18	-10	-19
17	-1596	-524	-108	8	-10	-5
18	-1552	-397	-100	20	-10	-5
19	-1467	-287	-89	-8	-15	
20	-1326	-200	-81	6	-24	50
20	-1106	-132	-70	-7		0
21	-825	-80	-55	-10	-40	53
22	-564	-50	-37	-5	-42	54
23	-337	-29	-26	-4	-40	54
24	-192	-16	-21	-1	-39	
25	-82	-5	-14			
26	-73	-8	-3	-4	-40	56
27	-63	-20	-4	5	-38	58
28	-57	-25	-3	-4	-52	56
29	-52	-22	-2	-10		
30	-42	-25	-6	2	-53	



Rys. 4. Zmiany obniżeń w czasie dla punktów pomiarowych 25, 32 i 40: w – obniżenie

Fig. 4. The changes of subsidence in time for measurement points No. 25, 32, 40: w – subsidence



Rys. 5. Zmiany obniżeń w czasie dla punktów pomiarowych 9, 13 i 21: w – obniżenie

Fig. 5. The changes of subsidence in time for measurement points No. 9, 13, 21: w – subsidence

3. AKTYWNOŚĆ SEJSMICZNA GÓROTWORU

Wpływy eksploatacji górniczej na górotwór oraz powierzchnię terenu, objawiające się w postaci wstrząsów, są rejestrowane także podczas procesów likwidacyjnych. Pewnym utrudnieniem w realizacji badań związanych z oceną aktywności sejsmicznej jest fakt, że kopalnia sieć sejsmologiczna jest z reguły likwidowana w kilka miesięcy po zaprzestaniu wydobywania. Wynika to między innymi z harmonogramów likwidacji poszczególnych wyrobisk podziemnych, w których lokalnie zabudowane są również stanowiska sejsmometrów (Dubiński 1999). Wyjątkiem może być teren pogórnicy kopalni „Morcinek”, gdzie dzięki istniejącej sieci sejsmologicznej w sąsiedniej kopalni ČSM (Republika Czeska), bezpośrednio przy granicy państwa, możliwa jest rejestracja wstrząsów górotworu.

Na podstawie porozumienia zawartego w dniu 24.09.1999 roku na 13 posiedzeniu Dwustronnej Międzyrządowej Komisji ds. współpracy przy eksploatacji węgla kamiennego w rejonie wspólnej polsko-czeskiej granicy państwowej, była prowadzona wymiana informacji o wstrząsach górotworu o energiach powyżej $1,0 \cdot 10^4$ J, zaistniałych po obu stronach granicy państwowej. Analiza porównawcza tych samych wstrząsów rejestrowanych przez stacje sejsmologiczne obu krajów wykazała, że w kopalni ČSM energia była o połowę rzędu wielkości zaniżona. Po zlikwidowaniu Stacji Geofizyki Górniczej kopalni „Morcinek” zaistniałe wstrząsy wysokoenergetyczne nadal mogą być rejestrowane przez stacje geofizyki górniczej kopalń „Jas-Mos” i „Zofiówka” oraz przez sieć sejsmologiczną kopalń czeskich.

Wykonanie analizy aktywności sejsmicznej pogórnicej jest możliwe jedynie przy uwzględnieniu sejsmiczności indukowanej w okresie eksploatacji złoża. Z obserwacji sejsmologicznych do czasu zakończenia eksploatacji wynika, że zdecydowana większość wstrząsów była indukowana prowadzonymi robotami górnictwami. Aktywność sejsmiczna występująca w kopalni była zmienna w czasie, a jej intensywność była uzależniona od stopnia zaangażowania robót górnictwowych w pokładach zagrożonych tąpnięciami. Skomplikowana budowa geologiczna oraz grube kompleksy piaskowców zdolne do akumulowania energii sprężystej, jak również duża głębokość eksploatacji i liczne zaszciski eksploatacyjne sprzyjały występowaniu wstrząsów. Pomimo, że niektóre wstrząsy wysokoenergetyczne zaistniały pod ziemią były odczuwane na powierzchni przez mieszkańców tych terenów, wzbudzając ich zaniepokojenie, to w czasie istnienia kopalni nie stwierdzono niszczącego działania drgań wywołanych wstrząsami górnictwami na zabudowę, jak też na infrastrukturę techniczną podziemną i naziemną (Jakubów, Nawrat 1999). Rejestrowana od 1993 roku aktywność sejsmiczna w kopalni „Morcinek” była niska i nie stanowiła zagrożenia dla prowadzonych robót górnictwowych. Od 1995 roku zaczęło przybywać wstrząsów o większych energiach, a najwyższa pod względem energetycznym, jak również ilościowym aktywność sejsmiczna wystąpiła w latach 1997–1998 (tabl. 2).

Tablica 2. Zestawienie wstrząsów, jakie wystąpiły w byłej kopalni „Morcinek” w latach 1993–1999

Rok	Liczba wstrząsów o energii rzędu, J						Sumaryczna energia, J
	10 ²	10 ³	10 ⁴	10 ⁵	10 ⁶	Suma	
1993	251	59	1	0	0	311	2,5·10 ⁵
1994	86	34	3	0	0	123	2,2·10 ⁵
1995	20	19	11	1	0	51	1,1·10 ⁶
1996	114	73	85	1	0	273	2,91·10 ⁶
1997	677	1 151	95	0	0	1 923	5,99·10 ⁶
1998	1 058	1 267	94	0	0	2 419	6,66·10 ⁶
1999	55	49	5	0	0	109	2,09·10 ⁵
Razem	2 261	2 652	294	2	0	5 209	1,74·10⁷

Przez cały okres istnienia Stacji Geofizyki Górniczej, tj. od 01.02.1993 do dnia 28.02.1999 roku zarejestrowano ogółem 5209 wstrząsów, w tym 2652 wstrząsy o energii rzędu 10³J, 294 wstrząsy o energii 10⁴J oraz dwa wstrząsy o energii rzędu 10⁵J. Przy czym w okresie między zaprzestaniem eksploatacji w kopalni w listopadzie 1998 roku a likwidacją Stacji Geofizyki Górniczej w lutym 1999 roku następowało sukcesywne zmniejszanie aktywności sejsmicznej (w listopadzie zarejestrowano 97 wstrząsów, tj. zmniejszanie w stosunku do października o 221 wstrząsy, w grudniu 50 wstrząsów, a więc dalsze zmniejszenie o 47 wstrząsów, w styczniu 1999 roku 43 wstrząsy oraz w lutym 66 wstrząsów).

W tablicy 3 zawarto zestawienie wstrząsów o energii powyżej 10²J, które zarejestrowano w latach 1997–2002, przy czym wstrząsy z roku 1997 i 1998 zostały zarejestrowane przez Stację Geofizyki Górniczej kopalni „Morcinek”, natomiast wartości z lat następnych pochodzą z sieci sejsmologicznej kopalni ČSM.

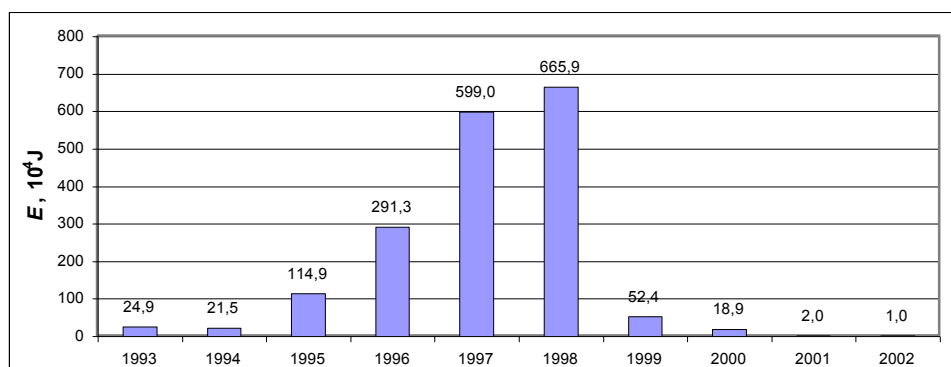
Po 28.02.1999 roku dalsze prace likwidacyjne były prowadzone bez możliwości obserwacji sejsmologicznej sieci kopalnianej. Nie ulega wątpliwości, że w tym okresie istniała także aktywność sejsmiczna górotworu, którą wiązać należy z pozostałymi

Tablica 3. Zestawienie wstrząsów, jakie wystąpiły w byłej kopalni „Morcinek” w latach 1997–2002

Energia, J	Liczba wstrząsów						Razem
	1997	1998	1999	2000	2001	2002	
10^3	1151	1267	33	2	2	3	2458
10^4	95	94	5	3	1	0	198
10^5	0	0	2	0	0	0	2
Ogółem	1246	1361	40	5	3	3	2658

naprężeniami górotworu w rejonach dokonanej eksploatacji górniczej. Rejestracja wstrząsów górotworu była możliwa dzięki istniejącej w kopalni ČSM sieci sejsmologicznej. Stanowiska sejsmometrów odległe są od granicy byłej kopalni „Morcinek” od 300–1500 m. Obserwacja ta niestety była obciążona pewnym błędem pomiarowym (zarówno lokalizacja zjawiska, jak i wielkość energii) z uwagi na położenie obserwowanego rejonu na zewnątrz sieci sejsmologicznej. Ponadto wstrząsy o energiach poniżej 10^3 J były rejestrowane w ograniczonym zakresie. Potwierdzeniem tego jest porównanie aktywności zarejestrowanej przez Stację Geofizyki Górniczej kopalni „Morcinek” w okresie I–II 1999 roku – ogółem zarejestrowano 109 wstrząsów – natomiast w tym samym okresie sieć sejsmologiczna kopalni ČSM zarejestrowała tylko 1 wstrząs o energii rzędu 10^3 J. W związku z powyższym dane z obserwacji sejsmologicznych sieci kopalni ČSM należy uważać za znacznie zaniżone pod względem ilościowym.

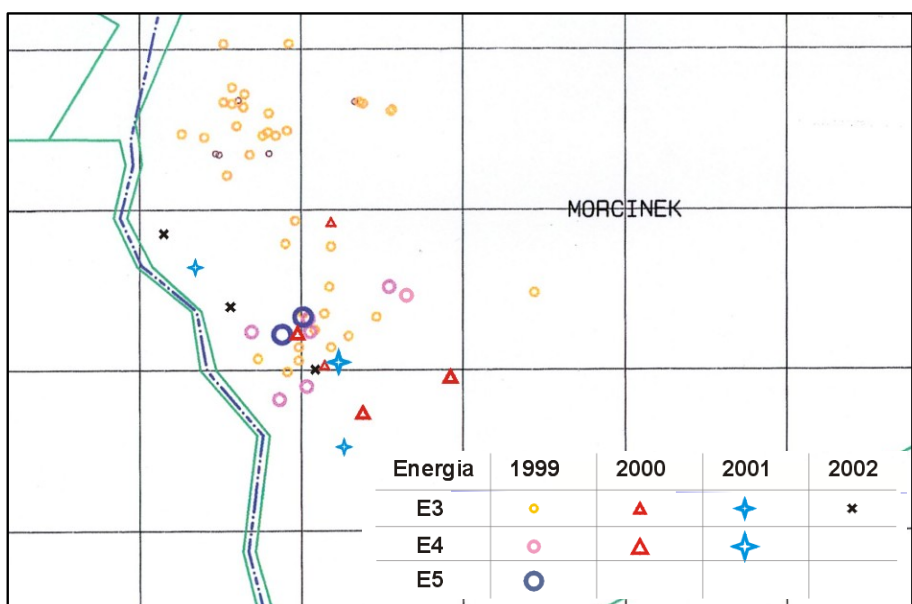
Porównując natomiast energię sejsmiczną wyemitowaną z górotworu w czasie eksploatacji z okresem po zakończeniu eksploatacji wyraźnie widać zanik aktywności sejsmicznej (rys. 6).



Rys. 6. Energia sejsmiczna wydzielona z górotworu w latach 1993–2002: E – energia

Fig. 6. Seismic energy emitted by rock mass in the years 1993–2002: E – energy

W okresie od 01.01.1999 do 31.12.2002 roku zarejestrowano w obszarze górniczym byłej kopalni „Morcinek” ogółem 51 wstrząsów o energiach większych od $1,0 \cdot 10^3$ J. W drugiej połowie sierpnia 1999 roku wystąpił okres wzmożonej emisji sejsmicznej w postaci wstrząsów niskoenergetycznych i średnioenergetycznych lokalizowanych przez kopalnię ČSM we wschodniej części obszaru górniczego kopalni „Morcinek” (rys. 7). Zarejestrowano również dwa wstrząsy o energii rzędu 10^5 J.



Rys. 7. Mapa z lokalizacją wstrząsów które wystąpiły po zakończeniu eksploatacji: E – energia
 Fig. 7. Map presenting the location of quakes occurring after the finished of exploitation: E – energy

Z uwagi na lokalizację wstrząsów na zewnątrz sieci sejsmologicznej kopalni ČSM, ich przybliżoną energię oraz prowadzoną w tym czasie eksploatację po stronie czeskiej, jak również stopniowe dociążanie górotworu przez zasypywanie szybów oraz zatapianie wyrobisk górniczych i zrobów kopalni „Morcinek”, powyższa sytuacja wymaga przeprowadzenia wnikliwej analizy.

WNIOSKI

1. Deformacje ciągłe, które pojawiają się na terenach pogórnich zmierzają do ustalonego stanu asymptotycznego. Zanikający charakter tych deformacji wyklucza możliwość występowania większego zagrożenia dla terenu i posadowionych na nim budowli.
2. Zmiana stosunków wodnych na terenie pogórnym ma wpływ na wartość przemieszczeń pionowych rejestrowanych na powierzchni terenu, szczególnie gdy w górotworze występują warstwy o dużej porowatości.
3. Zaprzeszczenie eksploatacji powoduje szybkie zmniejszenie zarówno liczby wstrząsów, jak i energii sejsmicznej. W sejsmiczności pogórnich dominują wstrząsy o energii mniejszej od 10^4 J, przy czym zjawiska sejsmiczne występują nawet do kilku lat po zakończeniu wydobywania.
4. Proces odbudowywania się słupa wody po zatopieniu kopalni wpływa nie tylko na własności ośrodka skalnego, ale również na warunki geodynamiczne zlikwidowanej kopalni, w szczególności może powodować redystrybucję naprężeń w górotworze.

5. Likwidacja kopalnianej sieci sejsmologicznej, względnie likwidacja linii pomiarowych lub zaniechanie pomiarów na powierzchni terenu utrudniają wykonanie analizy sejsmiczności pogórnicej, jak i opóźnionych deformacji na terenie pogórnim.

Literatura

1. Bromek T., Kowalski A., Kwiatek J. (2000): *Klasyfikacja terenów pogórnich. Człowiek i środowisko wobec procesu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego*. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN.
2. Dubiński J. (1999): *Problem sejsmiczności w likwidowanych kopalniach węgla kamiennego*. Materiały Konferencyjne Tapania '99. Prace Naukowe GIG, Seria Konferencje nr 32.
3. Fenk J. (1999): *Eine analitische Lösung zur Berechnung von Hebungen der Tagesoberfläche bei Flutuhg unterirdischer Bergwerksanlagen*. Sesja naukowa z okazji Jubileuszu 80-lecia AGH. Nauka i technika w rozwoju geodezji oraz inżynierii środowiska. Kraków, AGH.
4. Jakubów A., Nawrat S. (1999): *Rozwój zagrożenia sejsmicznego w okresie istnienia Kopalni Węgla Kamiennego „Morcinek”*. Materiały Konferencyjne Tapania '99. Prace Naukowe GIG, Seria Konferencje nr 32.
5. Jakubów A., Nawrat S. (2000): *Techniczne problemy likwidacji Kopalni Węgla Kamiennego „Morcinek”*. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN.
6. Kowalski A. i inni (2000): *Eksploatacja górnicza a ochrona powierzchni. Doświadczenia z walbrzyskich kopalń*. Katowice, Wydaw. GIG.
7. Kwiatek J. (2000): *Obiekty budowlane na terenach górniczych*. Katowice, Wydaw. GIG.

Recenzent: dr inż. Andrzej Kowalski

Mariusz Szot

KONTROLNE POMIARY GEOMETRII OBUDOWY SZYBU I ELEMENTÓW JEGO ZBROJENIA

Streszczenie

W artykule przedstawiono kryteria wykonywania kontrolnych pomiarów geometrii obudowy szybu i elementów jego zbrojenia, prostoliniowości torów prowadzenia naczyń oraz wartości luzów między prowadnikami a roboczymi płaszczyznami prowadnic ślizgowych. Przedstawiono sposoby wizualizacji wyników pomiarowych i algorytm matematyczny wykonywania obliczeń. Zestawiono w liczbach dopuszczalne wartości parametrów obudowy i zbrojenia szybowego. Zdefiniowano pojęcie geometrii obudowy szybu. Wyniki pomiarów zostaną wykorzystane do wykonania obliczeń i analizy uzyskanych danych. Przeprowadzona analiza pozwala na wykazanie niezgodności skrajni ruchowych, jak i zmian geometrycznych parametrów ciągów prowadniczych.

Control measurements of geometry of shaft support and elements of its equipment

Abstract

In the paper are presented criteria of the performance of control measurements of the shaft support and elements of its equipment, rectilinearity of running of cages and clearances between guides and working surfaces of slideways. Ways of the visualisation of measurement results and mathematical algorithm of calculation conducting are presented. Permissible values of the shaft support and equipment were put together. The term "shaft geometry" was defined. Results of measurements will be used for calculations and analytical purposes. The performed analysis enable to show incompatibility of working limiting outlines and also geometrical changes of parameters guiding lines.

WPROWADZENIE

Podczas budowy szybów najistotniejsze jest poprawne wykonanie ich obudowy, dotyczy to zwłaszcza jej pionowości, a także poprawności, zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 26.06.2002 w sprawie bezpieczeństwa i eksploatacji maszyn górniczych w podziemnych zakładach górniczych, wykonania tarczy szybowej (wymiary geometryczne). Zbyt duże odchyłki wymiarów utrudniają bowiem poprawne zabudowanie zbrojenia szybowego zgodnie z obowiązującymi przepisami. Dlatego niekiedy wykonuje się montaż zbrojenia szybowego, stosując dopuszczalne odchyłki montażowe tak, aby zapewnić właściwe parametry geometrii toru prowadzenia naczyń i odchyłek eksploatacyjnych.

Prowadzenie eksploatacji w pobliżu szybów oraz zmniejszenie powierzchni filarów ochronnych powoduje lokalne deformacje obudowy szybowej, odchylanie jej od pionu, a co za tym idzie zmianę geometrii prowadzenia naczyń i obudowy szybu.

Sztywne prowadniki, elastyczne prowadnice i konieczne luzy między nimi, wpływają na poziome ruchy naczynia, powodujące występowanie dodatkowych sił w układzie. Przypadkowe nierówności prowadników pobudzają naczynie do drgań

poziomych z amplitudą o rozkładzie losowym. Mogą być to powtarzające się cyklicznie nierówności na złączach przewodników, przypadkowe duże nierówności przewodników lub długie nierówności powodujące zwiększanie się odległości między czołami przewodników i zmianę położenia środka ciężkości naczynia wyciągowego.

Przy zmianie parametrów toru prowadzenia naczyń może nastąpić:

- zmniejszenie odległości między torami prowadzenia naczyń aż do zakleszczenia naczynia między przewodnikami,
- zwiększenie odległości grożącej wypadnięciem naczynia z torów prowadzenia naczyń,
- skrzywienie toru jazdy naczyń i zbliżenie ich do siebie, co grozi zderzeniem naczyń w miejscu ich mijania się lub zmniejszenie odległości naczynia, poniżej dopuszczalnych wartości, od konstrukcji zabudowanej w szybie i obudowy szybowej.

Z danych zebranych przez autora w protokóle (1961) wynika, że jedną z przyczyn zerwania się naczynia wyciągowego, do którego doszło w nieistniejącej już kopalni „Zabrze”, było pogorszenie parametrów geometrycznych sztywnego zbrojenia naczyń. Skutki tego zdarzenia jednoznacznie określają, jak ważna jest właściwa kontrola prowadzenia naczyń.

1. PODSTAWY PRAWNE WYKONYWANIA POMIARÓW

Podstawą prawną wykonywania pomiarów jest załącznik nr 4 do Rozporządzenia Ministra Przemysłu z dnia 28.06.2002 (Dziennik Ustaw nr 139) pozycja 1169 w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy. Treść zawarta w pkt. 5.13.9 załącznika dotyczy eksploatacji i kontroli sztywnego prowadzenia naczyń i zbrojenia szybu, ppkt 5.13.9.6 ma brzmienie: *W terminach ustalonych przez kierownika ruchu zakładu górniczego w zależności od warunków lokalnych i spokoju jazdy naczyń wyciągowych, lecz nie rzadziej niż co pięć lat powinny być przeprowadzone kontrolne pomiary geometrii obudowy szybu i elementów jego zbrojenia, prostoliniowości torów prowadzenia naczyń oraz wartości luzów między przewodnikami a roboczymi płaszczyznami prowadnic ślizgowych*, który precyzuje terminy wykonania badań i pomiarów.

Zacytowany przepis zastąpił poprzedni zawarty w Rozporządzeniu Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995 r., w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych: *W terminach ustalonych przez kierownika ruchu zakładu, w zależności od warunków lokalnych i spokoju jazdy naczyń, lecz nie rzadziej, niż co 5 lat, powinny być przeprowadzone kontrolne badania prostoliniowości torów prowadzenia naczyń i wartości luzów między przewodnikami a roboczymi płaszczyznami prowadnic ślizgowych, za pomocą mierniczych pomiarów od rozpiętych w szybie pionów mechanicznych lub za pomocą dopuszczonych do tego celu urządzeń.*

1.1. Geometria obudowy szybu i elementów jego zbrojenia

Pod pojęciem pomiaru geometrii obudowy szybu i elementów jego zbrojenia, prostoliniowości torów prowadzenia naczyń oraz wartości luzów między

przewodnikami a roboczymi płaszczyznami prowadnic ślizgowych rozumie się sprawdzanie podstawowych wymiarów geometrycznych warunkujących bezpieczną eksploatację urządzenia wyciągowego.

Przepis ten jest zawarty w części dotyczącej prowadzenia ruchu układów transportu pionowego w wyrobiskach o nachyleniu powyżej 45° (wspomniane Rozporządzenie załącznik nr 4, pkt 5), w punkcie dotyczącym eksploatacji i kontroli sztywnego prowadzenia naczyń wyciągowych (pkt 5.13.9), w podpunkcie dotyczącym ustalania terminów badań kontrolnych stanu utrzymania wyciągu szybowego (ppkt 5.13.9.6).

Wynika z tego, że pomiary stanowią część jednej z wielu kontroli okresowych i mają posłużyć do ustalenia, czy jest możliwy bezpieczny ruch urządzenia wyciągowego.

Geometryczne wymiary, jakie powinny być kontrolowane w czasie eksploatacji urządzenia wyciągowego zostały określone w Rozporządzeniu przez podanie minimalnych odstępów ruchowych i luzów na prowadnicach ślizgowych, które wynoszą odpowiednio dla zbrojenia nowo zabudowanego:

Odchyłki montażowe i wykonawcze	Prostopadłość płaszczyzn bocznej i czołowej prowadnika powinna być zachowana z dokładnością ± 1 mm.
	Odchylenie środków dźwigarów w płaszczyźnie pionowej może dochodzić do ± 10 mm.
	Szczelina na stykach prowadników drewnianych nie może przekraczać 5 mm.
	Czołowe i boczne płaszczyzny ciągów prowadników powinny być zabudowane w stosunku do pionu z odchyleniem ± 3 mm.
	Odległość czołowych płaszczyzn dwóch naprzeciwległych ciągów prowadniczych nie może przekraczać wartości nominalnej o więcej niż 10 mm.
	200 mm – między naczyniami wyciągowymi.
	150 mm – między naczyniami wyciągowymi a obudową szybu lub konstrukcjami zabudowanymi w szybie, do których nie jest mocowany prowadnik.
	50 mm – między naczyniem a dźwigarami szybowymi, do których jest mocowany prowadnik lub elementami tego mocowania.
	50 mm – między uchwytem prowadnika a prowadnicą naczynia wyciągowego.

Dopuszczalne odchyłki eksploatacyjne zgodne z obowiązującymi przepisami odpowiednio wynoszą:

Odchyłki eksploatacyjne	Minimalny luz między prowadnicą ślizgową a prowadnikiem powinien wynosić: - 3 mm – dla prowadników stalowych, - 6 mm – dla prowadników drewnianych.
	Największy dopuszczalny luz między prowadnicą ślizgową a prowadnikami powinien wynosić: - nie więcej niż 15 mm – przy prowadnicach tocznych sztywno połączonych z naczyniem, - nie więcej niż 25 mm – przy prowadnicach tocznych sprężysto połączonych z naczyniem.
	100 mm – między naczyniami na odcinku ich mijania się w szybie,
	80 mm – między naczyniem a obudową szybu lub konstrukcjami zabudowanymi w szybie.
	30 mm – między naczyniem a dźwigarami szybowymi, do których jest mocowany prowadnik lub elementy mocowania prowadnika do dźwigarów.

W przypadku spełnienia wymagań dotyczących prostoliniowości prowadzenia naczyń, odstępów ruchowych i luzów na prowadnicach ślizgowych, odchylenie rury szybowej względem ciągów prowadniczych jest istotne przy określaniu nośności obudowy szybowej i określania skutków eksploatacji w filarach ochronnych szybów.

Wielkość dopuszczalnych odchyłek montażowych, jak i eksploatacyjnych wymaga zastosowania odpowiednio dokładnych metod pomiarowych, jak i zastosowanego sprzętu pomiarowego.

2. SPOSÓB REALIZACJI POSTAWIONYCH WYMAGAŃ

Do realizacji wymagań postawionych w pkt. 2 niniejszego opracowania konieczne jest wyznaczenie następujących wartości:

- odległości między osiami sąsiednich prowadników,
- odległości od osi naprzeciwnych prowadników do konstrukcji zabudowanych w szybie,
- promienia wodzącego krzywizny obudowy szybu w punkcie nad płaszczyzną czołową dźwigara,
- odległości od osi symetrii płaszczyzn czołowych naprzeciwnych prowadników do elementów mocujących prowadnik (złącza śrubowe, ograniczniki boczne itp.) lub dźwigarów szybowych, do których mocowany jest prowadnik,
- odległości od osi naczynia wyciągowego do elementu konstrukcyjnego naczynia najbardziej wysuniętego w kierunku naczynia sąsiadującego,
- odległości od osi naczynia wyciągowego do elementu konstrukcyjnego naczynia najbardziej wysuniętego w kierunku konstrukcji zabudowanej w szybie,
- odległości od środka krzywizny obudowy szybu do elementu konstrukcyjnego naczynia najbardziej wysuniętego w kierunku obudowy szybu,
- odległości od osi naczynia wyciągowego do elementu konstrukcyjnego naczynia najbardziej wysuniętego w kierunku prowadnika,
- odległości pomiędzy czołowymi płaszczyznami prowadników,
- odległości pomiędzy bocznymi płaszczyznami prowadników.

Porównanie wyżej wymienionych wielkości pozwoli na obliczenie odstępów ruchowych, których sprawdzenie wymagane jest obowiązującymi przepisami oraz wyznaczenie profili torów prowadzenia naczyń.

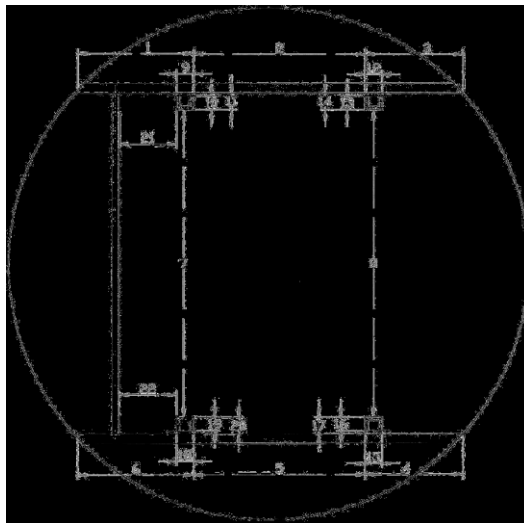
Przykładowy łańcuch pomiarowy niezbędny do wyznaczenia tych wielkości przedstawiono na rysunku 1.

Zgodnie z oznaczeniami domiarów, przedstawionych na rysunkach nr 1 i 2 przykładowe wartości odstępów ruchowych można obliczyć następującymi wzorami:

- odległości między osiami sąsiednich prowadników

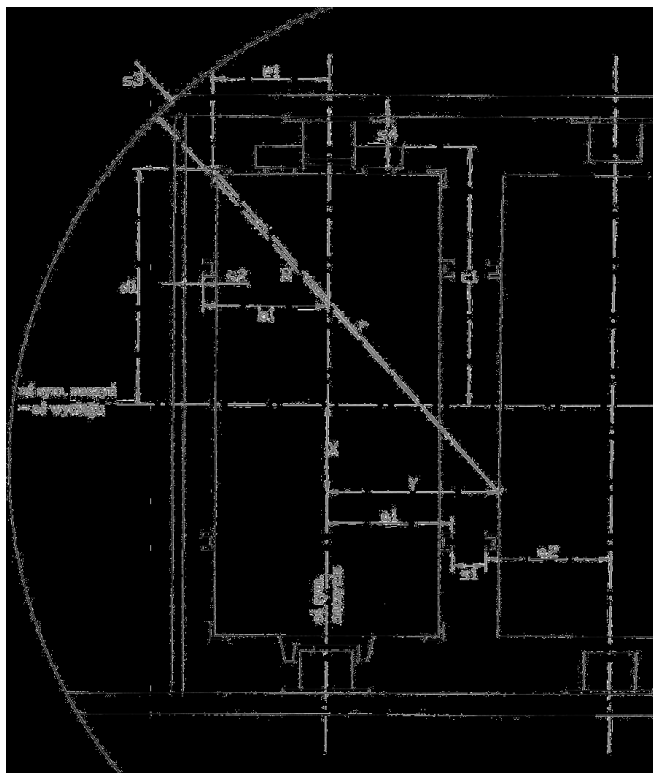
$$a = 5) + \frac{1}{2}[(18) + 15)] \quad (1)$$

- odległości od osi naprzeciwnych prowadników do konstrukcji zabudowanych w szybie



Rys. 1. Wartości pomierzone (geometria obudowy szybu i elementów jego zbrojenia)

Fig. 1. Measured values (shaft support and element of equipment geometry)



Rys. 2. Wartości pomierzone (gabaryty naczyń wyciągowych)

Fig. 2. Measured values (overall dimensions of cages)

$$b = 21) - \frac{1}{2}(9) \quad (2)$$

- promień wodzący krzywizny obudowy szybu w punkcie nad płaszczyzną czołową dźwigara

$$R = \sqrt{\left[x + \frac{1}{2}(7) + 11) + \frac{\frac{1}{2}(7) + 11) - \frac{1}{2}(8) - 14)}{(2)} \cdot (1)\right]^2 + \left[y + 1) - \frac{1}{2}(9)\right]^2} \quad (3)$$

- odległości od osi symetrii płaszczyzn czołowych naprzeciwległych przewodników do elementów mocujących przewodnik (złącza śrubowe, ograniczniki boczne itp.) lub dźwigarów szybowych, do których jest mocowany przewodnik

$$d = \frac{1}{2}(7) + 10) \quad (4)$$

- odległości od osi naczynia wyciągowego do elementu konstrukcyjnego naczynia najbardziej wysuniętego w kierunku naczynia sąsiedniego

$$e = l_1 + l_2 \quad (5)$$

- odległości od osi naczynia wyciągowego do elementu konstrukcyjnego naczynia najbardziej wysuniętego w kierunku konstrukcji zabudowanej w szybie

$$f = l_1 \quad (6)$$

- odległości od środka krzywizny obudowy szybu do elementu konstrukcyjnego naczynia najbardziej wysuniętego w kierunku obudowy szybu

$$r = \sqrt{\left[x + l_1\right]^2 + \left[y + l_1\right]^2} \quad (7)$$

$$h = l_1 \quad (8)$$

- odstępów ruchowe

$$S_1 = l - l_1 \quad (9)$$

$$S_2 = l - l_2 \quad (10)$$

$$S_3 = l - l_3 \quad (11)$$

$$S_4 = l - l_4 \quad (12)$$

Oznaczenia przyjęte we wzorach (1) do (12):

- cyfry w nawiasach, np. (1), oznaczają wartość domiaru zgodnie z załączonym rysunkiem,

- litery są wartościami stałymi nie zmieniającymi się dla danego naczynia wyciągowego, np. a_1 .
- x i y są koncesyjnymi wielkościami przesunięcia osi krzywizny obudowy szybu w odniesieniu do osi symetrii naczynia wyciągowego (osi ciągnięcia).

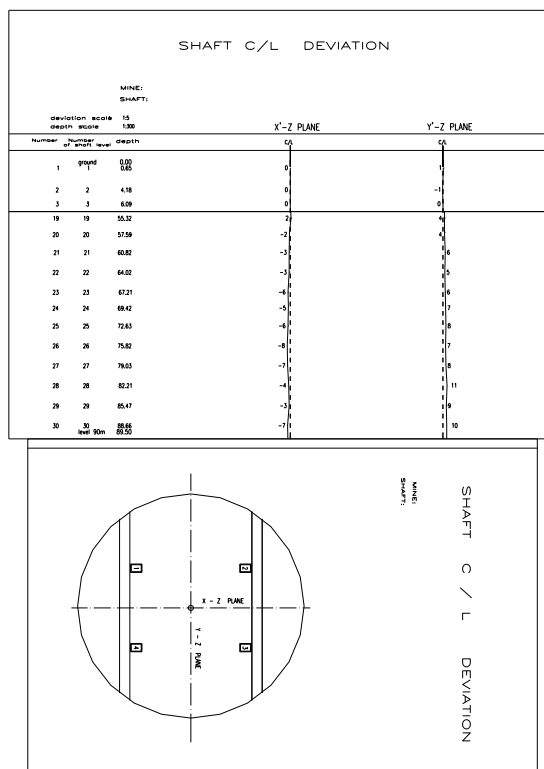
Pozostałe odstępki ruchowe obliczane są analogicznie dla pozostałych naczyń wyciągowych.

3. ZAKRES WYKONYWANYCH POMIARÓW I STOSOWANY SPRZĘT POMIAROWY ORAZ PREZENTACJA WYNIKÓW POMIARÓW

Aby zapewnić bezpieczne warunki eksploatacji należy wykonać pomiary wielkości przedstawionych na rysunkach 1 i 2 na kolejnych poziomach dźwigarów zabudowanych w szybie.

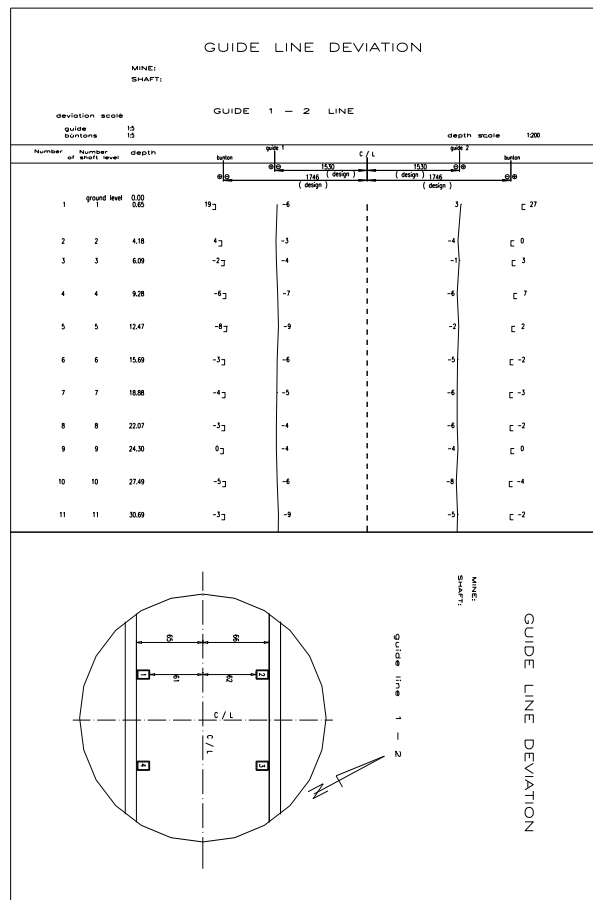
Pomiary są wykonywane z piętra lub głowicy naczynia wyciągowego za pomocą sprawdzonych przyrządów mierniczych takich, jak: przymiar stalowy wstęgowy, przymiary teleskopowe, liniały stalowe.

Wykonuje się je zgodnie z obowiązującymi górniczymi przepisami BHP oraz przepisami organizacyjno-technicznymi obowiązującymi w danym zakładzie górniczym.



Rys. 3. Zmiana położenia środka wyciągu szybowego

Fig. 3. The change of the location of the cage midpoint



Rys. 4. Profil czołowych płaszczyzn torów prowadzenia naczyń

Fig. 4. The profile of head surfaces of running of cages

Otrzymane wyniki pomiarów oraz obliczone odległości ruchowe należy zestawić w formie tabelarycznej dla poszczególnych poziomów zabudowy dźwigarów szybowych. Należy graficznie przedstawić przebiegi zarysów ciągów przewodniczych dla czołowych i bocznych płaszczyzn przewodników, jak i środka wyciągu szybowego (rys. 3 i 4).

Aby w prawidłowy sposób przeanalizować otrzymane wyniki pomiarów należy jednoznacznie określić je w odpowiednim układzie odniesienia lokalnym bądź „Sucha Góra”. Drugi z tych układów jest lepszym do przeprowadzenia analizy dla kilku obiektów z danego zakładu górniczego.

Wyniki należy poddać analizie pod kątem zgodności z dopuszczalnymi wartościami przedstawionymi w tablicach 1 i 2.

W omówieniu wyników badań należy wykazać niezgodności dotyczące zarówno skrajni ruchowych, jak i zmiany odległości między czołowymi płaszczyznami przewodników.

WNIOSKI I UWAGI KOŃCOWE

- Przedstawione zależności pozwalają na szczegółowy opis parametrów geometrycznych obudowy szybu.
- W opracowanej dokumentacji należy zwizualizować przestrzenny przebieg roboczych płaszczyzn prowadników, jak i środka wyciągu szybowego.
- Pomiary należy prowadzić pod nadzorem osób dozoru ruchu i uprawnionego mierniczego górniczego.
- Stosowany sprzęt pomiarowy powinien mieć wymagane dopuszczenia do pracy w podziemnych zakładach górniczych, jak i być nadzorowany metrologicznie w odniesieniu do wzorców.
- Opracowana dokumentacja powinna być zatwierdzona przez mierniczego górniczego i osoby dozoru ruchu.

Literatura

1. Protokół zgłoszenia wypadku w KWK Zabrze 1961 (niepublikowany).
2. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 26.06.2002 w sprawie bezpieczeństwa i eksploatacji maszyn górniczych w podziemnych zakładach górniczych wraz z obowiązującymi załącznikami. D.U. nr 139, poz. 1169.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Jan Hankus

*Stanisław Chałupnik***WTÓRNE WYMYWANIE RADU Z OSADÓW KOPALNIANYCH****Streszczenie**

Celem badań, omówionych w artykule, było stwierdzenie, w jakim stopniu rad, zaadsorbowany z wód radowych na różnego typu odpadach górniczych, może być uwalniany do środowiska naturalnego. W ostatnim czasie zainteresowanie tą tematyką na świecie jest dość znaczne; prowadzone są badania występowania naturalnych izotopów promieniotwórczych w środowisku i w odpadach przemysłowych. Tematyka NORM i TENORM (Technologically Enhanced Naturally Occurring Radioactive Materials), od kilku lat, stanowi poważną część prac badawczych w zakresie promieniotwórczości.

Na obszarze Górnego Śląska badania nad występowaniem radu w środowisku wokół kopalń są prowadzone od wielu lat. W ostatnim okresie stały się jeszcze bardziej istotne ze względu na zamykanie kopalń i planowane rekultywacje terenów składowisk i osadników. Stanowią one podstawę do opracowania metod zaradczych przeciw występowaniu wtórnych skażeń środowiska na terenach pogórniczych.

Opisane badania są kontynuacją badań rozpoczętych w latach 1999–2000, wykonywanych w celu określenia, jaka ilość radu może pojawiać się w wodach gruntowych w sąsiedztwie zbiornika Bojszowy po jego rekultywacji. Badania te wykazały również, że skażenia mogą występować w kopalniach, w których na powierzchnię były odprowadzane wody o minimalnej promieniotwórczości (np. z kopalni „Rymer”), a mimo to osady dennie z osadników charakteryzują się podwyższoną promieniotwórczością. Problem ten może dotyczyć także filtrów piaskowych z zakładów uzdatniania wód pitnych, jednak szczególną uwagę należy zwrócić na likwidowane i rekultywowane osadniki kopalniane.

Leaching of radium from mine sediments**Abstract**

Saline waters occurring in underground coal mines in Poland often contain natural radioactive isotopes, mainly ^{226}Ra from uranium series and ^{228}Ra from thorium series. Approximately 40% of total amount of radium remains underground in a form of radioactive deposits, but 225 MBq of ^{226}Ra and 400 MBq of ^{228}Ra are released daily to the rivers with mine effluents through surface settling ponds. Very peculiar situation is observed in coal mines, where as a result of precipitation of radium from radium-bearing waters radioactive deposits are formed. Sometimes natural radioactivity of such materials is very high, in case of scaling from coal mines radium concentration may reach 400 000 Bq/kg – similar activity as for 3% uranium ore. Usually such deposits can be found underground, but sometimes co-precipitation of radium and barium takes place on the surface, in settling pond and in rivers. Therefore maintenance of solid and liquid waste with technologically enhanced natural radioactivity (TENORM) is a very important subject.

Lately another problem appeared – due to the decrease of the production of Polish coal industry and dismantling of several coal mines, also the ground reclamation should be done in their vicinity. But in several cases deposits in the ponds contain enhanced levels of radium concentration. Therefore laboratory tests were done to investigate a possibility of the re-entry of radium into groundwater or river waters from such deposits. Results show, that in case of insoluble barium and radium sulphates co-precipitated out from waters type A, re-entry ratio is very small. Different situation can be observed in case of radium, adsorbed on bottom sediments from waters type B, because re-entry ratio is much higher. Nevertheless, this phenomenon seems to be not so important and significant for the further pollution of the adjacent areas of the settling ponds in the future.

WPROWADZENIE

Słone wody, występujące w kopalniach węgla kamiennego na Górnym Śląsku, często zawierają naturalne izotopy promieniotwórcze, a przede wszystkim izotopy radu – ^{226}Ra i ^{228}Ra (Tomza, Lebecka 1981). Stężenia ^{226}Ra w wodach dopływających do wyrobisk podziemnych mogą wynosić nawet 390 kBq/m^3 , podczas gdy stężenia tego izotopu w wodach powierzchniowych zazwyczaj nie przekraczają $0,1\text{ kBq/m}^3$. Tak duże stężenia radu, jakie występują w polskich kopalniach, są rzadko spotykane w przyrodzie, a ich odprowadzanie na powierzchnię powoduje skażenie środowiska naturalnego (Skubacz, Lebecka, Chałupnik, Wysocka 1990).

Badania wykonane przez Tomzę i Lebecką (1981) wykazały, że stężenie radu w wodzie jest związane z ich zasoleniem. Zasolenie wód kopalnianych zwiększa się zazwyczaj z głębokością eksploatacji, dlatego wody o wyższych stężeniach radu są spotykane na większych głębokościach. Wyróżniono dwa typy wód radowych, występujących w kopalniach węgla. Wody jednego typu (zwane wodami typu A) zawierają rad i bar, a nie zawierają jonów siarczanowych, podczas gdy wody drugiego typu (typ B) zawierają rad i jony siarczanowe, ale nie zawierają baru. Z wód typu A rad łatwo współstrąca się z barem w postaci siarczanów, po zmieszaniu z innymi wodami, które zawierają jony siarczanowe. W przypadku wód radowych typu B, nie występuje w nich nośnik dla radu (bar), dlatego wytrącanie radu nie zachodzi. Badania (Skubacz, Lebecka, Chałupnik, Wysocka 1990) wykazały, że czasami zrzucanie wód radowych z kopalń węgla powoduje rozległe skażenia małych cieków wodnych i większych rzek w rejonie zrzutu słonych wód. Skażenia te są powodowane zarówno przez izotopy radu występujące w wodach w formie jonowej, jak i w postaci zawiesiny oraz w osadach na dnie cieków. Osady promieniotwórcze powstają przede wszystkim na skutek współstrącania radu i baru w postaci siarczanu radowo-barowego z wód radowych typu A (Tomza, Lebecka 1981). Proces ten powoduje zmniejszenie całkowitej aktywności radu zrzucanego do rzek, gdyż wytrącanie zachodzi częściowo w wyrobiskach podziemnych. Wytrącanie siarczanów radu i baru w wyrobiskach jest czasami procesem spontanicznym, a niekiedy jest rezultatem zastosowania technologii, w celu oczyszczenia wód kopalnianych z radu do wartości poniżej dopuszczanej przez polskie przepisy.

Należy pamiętać, że znaczna ilość radu w latach ubiegłych pozostała w środowisku naturalnym i może stanowić pewne zagrożenie dla ludności Śląska. Obecnie przemysł węglowy zmniejsza wydobywanie i zamykane są kolejne kopalnie. Pozostają po nich osadniki powierzchniowe, w których są nagromadzone nieraz bardzo duże ilości osadów o zwiększonej promieniotwórczości. Problem wtórnego wymywania radu z osadów kopalnianych jest problemem bardzo słabo rozpoznanym. Autorzy niektórych publikacji sugerują (Rajaretnam, Spitz 2000), że może mieć on duży wpływ na narażenie radiacyjne osób, zamieszkujących w sąsiedztwie likwidowanych osadników. Ze względu na okres połowicznego zaniku ^{226}Ra , wynoszący 1620 lat, efekt ten może występować w bardzo długim czasie. Z tego powodu określenie znaczenia i natężenia procesu wtórnego wymywania radu z osadów o podwyższonej ich zawartości jest bardzo istotne. Konieczne wydaje się przede wszystkim zbadanie procesów przechodzenia izotopów radu z fazy stałej do ciekłej dla różnego typu

osadów – powstałych na skutek wytrącania się radu z barem w postaci siarczanów (np. Zbiornik Rontok przy kopalni „Silesia” (Michalik i inni 1999), czy też będących efektem adsorpcji radu na osadach dennych z wód bezbarowych (np. osadnik Bojszowy przy kopalni „Piaś” (Wysocka, Lebecka, Chalupnik 1997)). Problem ten jest tym bardziej ważny, że kopalnie te mają zamiar zlikwidować swoje osadniki – zbiornik Bojszowy został już opróżniony i jest opracowywany projekt jego rekultywacji. Ponadto, dotychczasowe badania wykazały, że izotopy radu mogą, przy zmianie zasolenia i składu chemicznego wód w ich otoczeniu, być wymywane, co może prowadzić do skażeń terenów przyległych do kopalnianych osadników wód dołowych. Może to umożliwić opracowanie metod rekultywacji terenów, gdzie występują takie osady, przede wszystkim zaś terenów likwidowanych osadników kopalnianych.

1. ZAKRES PRAC BADAWCZYCH

Zakres prac badawczych został wstępnie ustalony przed przystąpieniem do badań, ale podczas ich wykonywania był modyfikowany. Prace badawcze polegały na:

- opracowaniu metodyki badawczej wymywania radu z osadów dennych, która w pewnym stopniu została sprawdzona kilka lat temu w czasie przygotowań do badań, dotyczących zbiornika Bojszowy,
- wybraniu następujących metod wymywania i pomiaru: mieszanie za pomocą mieszadła magnetycznego w różnych roztworach, spektrometria ciekłoscintylacyjna do oznaczania w nich radu, spektrometria gamma do oznaczania radu w osadach,
- poszerzeniu zakresu badań, dotyczących wymywania radu z różnego typu osadów zawierających rad i powiązanie ich z wynikami badań nad ekshalacją radonu z takich osadów,
- porównaniu wyników badań wymywania radu z wynikami uzyskanymi w ośrodkach badawczych za granicą (ze względu na fakt, że wyniki badań w różnych ośrodkach wydają się być zależne od stosowanej metodyki badawczej).

2. BADANIA WYMYWANIA RADU Z OSADÓW

2.1. Wyniki oznaczeń stężeń radu w osadach

Badania wykonano na próbkach osadów dennych z różnych osadników kopalnianych, a także osadów dołowych. Były to osady z likwidowanego osadnika w kopalni „Rymer” i osady z osadnika Bojszowy, gdzie prowadzono badania ekshalacji w warunkach terenowych. Badaniom poddano także fosfogipsy, pochodzące z Hiszpanii.

Dane o zawartości naturalnych izotopów promieniotwórczych w badanych osadach zestawiono w tablicy 1. Wynika z niej, że zmienność stężeń izotopów radu w tych próbkach jest dość duża.

W badaniach stosowano próbki osadu o masie 50 g w stanie powietrznosuchym. Przed badaniami wykonywano pomiar stężenia radu w osadzie metodą spektrometrii promieniowania gamma (Lebecka, Skubacz, Chalupnik, Michalik 1993). Odważoną

Tablica 1. Stężenia naturalnych izotopów promieniotwórczych w próbkach osadów

Opis próbki	Zawartość, Bq/kg		
	Ra-226	Ra-228	Pb-210
Osad pobrany z likwidowanego osadnika w kopalni „Rymer”	1810±90	980±50	140±30
Osad pobrany z osadnika Bojszowy w pobliżu dopływu wód z kopalni „Czeczott”	5900±300	9950±500	n.o.
Fosfogipsy z Hiszpanii	680±40	18±3	980±90

ilość osadu zalewano 0,5 l wody destylowanej. W niektórych przypadkach do próbek dodawano chlorek sodu NaCl (5 g na próbkę) oraz dodatkowo siarczan lub węglan potasu K_2SO_4 lub K_2CO_3 (2 g/l) albo chlorek baru $BaCl_2$, czy chlorek strontu $SrCl_2$ (1 g/l). W ten sposób symulowano wymywanie radu przez wody o podwyższonej mineralizacji i różnym składzie chemicznym. Następnie przez jedną godzinę próbki były mieszane w sposób ciągły mieszadłem magnetycznym i odstawiane na określony czas – od 1 godziny do 6 dni. Po tym czasie woda z nad osadu była filtrowana i w przesączu, w standardowy sposób, oznaczano izotopy radu. Izotopy ^{226}Ra i ^{228}Ra oznaczano z wykorzystaniem techniki ciekłych scyntylatorów (Chałupnik, Lebecka 1993).

W badaniach została użyta woda destylowana, gdyż charakteryzuje się bardzo małą siłą jonową i powinna wymywać jedynie tę część atomów radu, która jest bardzo słabo związana z osadem – jest ona odpowiednikiem wód opadowych. Z kolei roztwór chlorku sodu stanowił odpowiednik wód gruntowych o zwiększonym zasoleniu (10 g/l), jakie może się pojawiać w rejonie likwidowanych osadników przez wymywanie soli z osadów. Do takiego roztworu w formie domieszek dodawano:

- siarczan potasu, co odpowiadało pojawianiu się w wodach gruntowych jonów siarczanowych, które powinny hamować przechodzenie radu do roztworu,
- węglan potasu, gdyż rad w postaci węglanu jest rozpuszczalny w wodzie, a zatem obecność tych jonów powinna ułatwiać wymywanie radu,
- chlorek baru, dostarczający jonów barowych, będących nośnikiem dla radu, co powinno ułatwiać jego wymywanie, ale także późniejsze wytrącanie,
- chlorek strontu, który jest pierwiastkiem z tej samej grupy co rad, mniej chemicznie zbliżonym do niego niż bar, stąd nie było wiadomo, jak będzie wpływał na wymywanie radu.

Ważnym wynikiem badań promieniotwórczości osadów było stwierdzenie, że nawet w przypadku, kiedy do osadników powierzchniowych odprowadza się wody o minimalnej promieniotwórczości, to osady denne mogą zawierać podwyższone stężenia radu. Taki przypadek stwierdzono podczas badań rekultywowanego osadnika KWK Rymer. Wody odprowadzane z tej kopalni nie zawierały dużych stężeń radu – zawartość ^{226}Ra nie przekraczała w nich nigdy $0,15 \text{ kBq/m}^3$. Mimo tego, stężenie ^{226}Ra w osadach dennych wynosiło $1,7\text{--}2,5 \text{ kBq/kg}$, a stężenie ^{228}Ra – $1,5 \text{ kBq/kg}$. Świadczy to o tym, jak ważnym zjawiskiem jest sorpcja radu na osadach dennych w osadnikach czy rzekach, nawet w przypadku, gdy w wodach nie ma nośnika barowego, a stężenie radu jest małe. W takich przypadkach stężenia izotopów radu w osadach po długim czasie mogą być znaczące z uwagi na skażenie środowiska czy

też narażenia radiacyjnego ludzi. Podobne zjawisko występuje w zakładach uzdatniania wód pitnych, szczególnie w przypadkach (Schonhofer 2003), gdy wody surowe są wodami ze studni, zwłaszcza głębinowych. Dlatego zużyte materiały filtracyjne powinny być badane na zawartość izotopów radu i ołowiu ^{210}Pb .

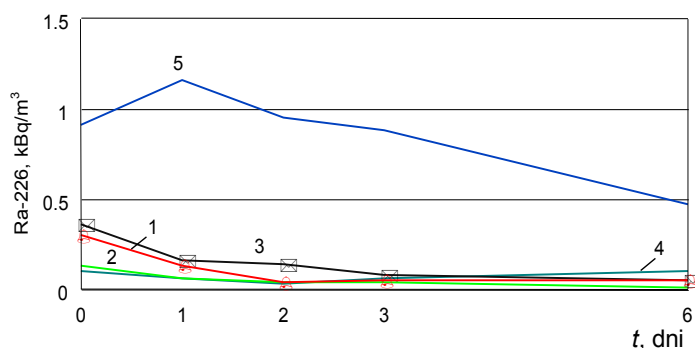
2.2. Wymywanie radu z osadów dennych z osadnika KWK Rymer

Osadniki na terenie kopalni „Rymer” są usytuowane na starej hałdzie kopalnianej, która poza ich terenem została zalesiona. Osad do badań został pobrany z osadnika nr 3, podczas prac rekultywacyjnych na terenie likwidowanej kopalni „Rymer”. Jak wspomniano, z kopalni tej nie odprowadzano na powierzchnię wód radowych, mimo to stężenia izotopów radu w osadach dennych są dość duże. Grubość warstwy osadów nie przekracza 30–40 cm. Technologia rekultywacji polegała na zasypianiu osadników kilkumetrową warstwą skały płonnej i zalesieniu tak powstałego wzgórka. Sposób rekultywacji osadników został pozytywnie zaopiniowany w Głównym Instytucie Górnictwa.

W próbce osadu z osadnika w kopalni „Rymer” stężenie ^{226}Ra wynosiło około 1800 Bq/kg, zaś stężenie ^{228}Ra – prawie 1000 Bq/kg. Osad ten był stosunkowo młodym osadem, gdyż stężenie ^{210}Pb wynosiło jedynie 140 Bq/kg, co świadczy o tym, że osad ten nie powstał wcześniej jak 2 lata temu. Na terenie osadnika i na terenie już zrekultywowanym wykonano pomiary ekshalacji radonu. Potwierdziły one przypuszczenia, że największa szybkość ekshalacji jest związana z osadami dennymi (pomimo ich nasycenia wodą), natomiast na terenie zrekultywowanym jest ona bardzo niewielka. Powodów jest kilka – stosunkowo mała powierzchnia osadników, cienka warstwa osadów, a gruba (4–5 m) warstwa skały płonnej, jak również dość duża przepuszczalność warstw skalnych po rekultywacji.

Osad po wysuszeniu mieszano z różnymi roztworami w celu określenia współczynników transferu radu z osadów do wody. W przypadku próbek z osadnika w kopalni „Rymer” zastosowano wodę destylowaną, roztwór chlorku sodu, jak również roztwory chlorku sodu z domieszkami węglanu potasu, chlorku baru lub chlorku strontu. Wyniki pomiarów stężenia ^{226}Ra w roztworach po zakończeniu cyklu pomiarowego przedstawiono na rysunku 1.

Próbki osadu o masie 50 g zawierały około 90 Bq ^{226}Ra i w przybliżeniu 50 Bq ^{228}Ra . Stwierdzono, że w roztworach po wymywaniu radu (tabl. 2a, 2b i 2c) znalazło się maksymalnie około 0,6 Bq ^{226}Ra i 0,4 Bq ^{228}Ra w przypadku roztworu z chlorkiem baru i tylko 0,2 Bq ^{226}Ra i 0,2 Bq ^{228}Ra w roztworze zawierającym jony węglanowe. Z badań wynika, że do wody z jonami baru przedostało się w przybliżeniu 0,6% ^{226}Ra i 0,8% ^{228}Ra i ponad dwa razy mniej do roztworu o zwiększonym zasoleniu i z jonami węglanowymi (odpowiednio 0,2 i 0,4%). Dla wody destylowanej maksymalne zmierzone współczynniki wymywalności wynosiły 0,15% dla ^{226}Ra i 0,3% dla ^{228}Ra . Trzeba jednak zaznaczyć, że nawet maksymalne współczynniki obliczone dla ^{228}Ra były obciążone bardzo dużym (co najmniej 30%) błędem. W przypadku ^{226}Ra błędy oznaczenia są znacznie mniejsze – około 10%.



Rys. 1. Wymywanie radu z osadu KWK Rymer: t – czas, ^{226}Ra – stężenie radu w roztworach, 1 – woda destylowana, 2 – woda + 5 g NaCl, 3 – woda + 5 g NaCl + 1 g K₂CO₃, 4 – woda + 5 g NaCl + 0,5 g SrCl₂, 5 – woda + 5 g NaCl + 0,5 g BaCl₂

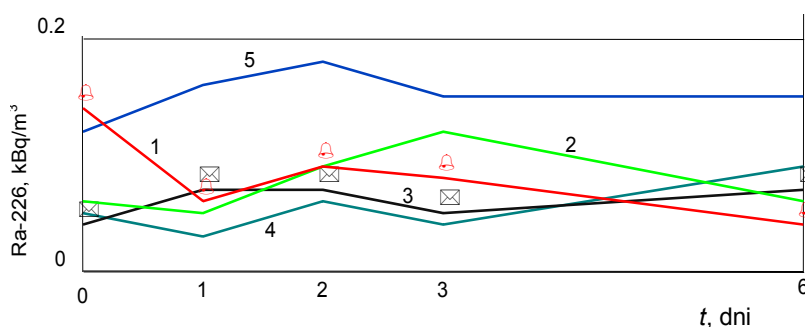
Fig. 1. The leaching of radium from the sediment from Rymer Colliery: t – time, ^{226}Ra – radium concentration in solutions, 1 – distilled water, 2 – water + 5 g NaCl, 3 – water + 5 g NaCl + 1 g K₂CO₃, 4 – water + 5 g NaCl + 0,5 g SrCl₂, 5 – water + 5 g NaCl + 0,5 g BaCl₂

Zwrócić należy uwagę na fakt, że obecność jonów strontu nie wpływa na zwiększenie wymywalności radu z osadów. W przypadku roztworu zawierającego jony strontu wyniki są prawie identyczne, jak w przypadku roztworu z chlorkiem sodu, lecz bez chlorku strontu. Wynika z tego, że właściwości chemiczne strontu są zbliżone do właściwości chemicznych wapnia i obecność baru w wodach (np. kopalnianych) nie powinna być skorelowana ze stężeniem w nich izotopów radu.

2.3. Wymywanie radu z osadów dennych z osadnika Bojszowy

W kolejnej serii pomiarów wykorzystano osad z osadnika Bojszowy. Został on pobrany już po opróżnieniu osadnika, w pobliżu miejsca, gdzie znajdował się wylot rurociągu odprowadzającego wody z kopalni „Czeczott”. W tym miejscu zostały stwierdzone największe wartości współczynnika ekshalacji radonu, pomimo tego, że osad był prawie całkowicie nasiąknięty wodą i ekshalacja zachodziła prawdopodobnie z warstwy o grubości kilku centymetrów. Potwierdziło to wcześniejsze przypuszczenia, że w niektórych przypadkach emisja radonu z osadów dennych osadników kopalnianych może być znaczącym źródłem zagrożenia. Wiąże się z tym konieczność odpowiedniego doboru technologii rekultywacji takich osadników.

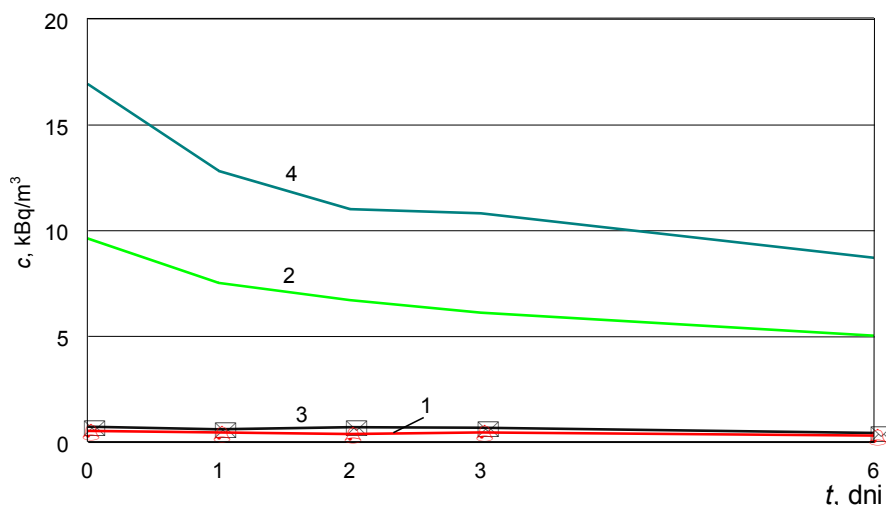
Na rysunku 2 przedstawiono wyniki stężeń ^{226}Ra w badanych roztworach. W próbce osadów z osadnika Bojszowy o masie 50 g było około 29 Bq ^{226}Ra i 50 Bq ^{228}Ra . Maksymalne ilości izotopów radu w roztworach to około 0,1 Bq w przypadku ^{226}Ra i 0,15 Bq w przypadku ^{228}Ra – wynikają stąd maksymalne współczynniki wymywalności wynoszące 0,3% dla obu izotopów radu. Należy jednak zauważyć, że nie obserwuje się znaczących różnic między poszczególnymi roztworami, poza nieco większymi wynikami dla roztworu, zawierającego jony baru. Ale taki efekt w przypadku osadów, powstałych z wód typu B, zaobserwowano już wcześniej (Chałupnik 2002).



Rys. 2. Wymywanie radu z osadu zbiornika Bojszowy: t – czas, ^{226}R – stężenie radu w roztworach, 1 – woda destylowana, 2 – woda + 5 g NaCl, 3 – woda + 5 g NaCl + 1 g K_2CO_3 , 4 – woda + 5 g NaCl + 0,5 g SrCl_2 , 5 – woda + 5 g NaCl + 0,5 g BaCl_2

Fig. 2. The leaching of radium from the sediment from Bojszowy reservoir: t – time, ^{226}R – radium concentration in solutions, 1 – distilled water, 2 – water + 5 g NaCl, 3 – water + 5 g NaCl + 1 g K_2CO_3 , 4 – water + 5 g NaCl + 0,5 g SrCl_2 , 5 – water + 5 g NaCl + 0,5 g BaCl_2

Osadnik Bojszowy został opróżniony na początku 2002 roku, a osad do badań został pobrany pod koniec sierpnia 2002 roku. Wyniki uzyskane dla tego osadu (podane powyżej) są w porównaniu z wcześniejszymi wynikami badań raczej zaskakujące. Wcześniejsze badania wykazały, że maksymalne współczynniki transferu radu z osadów do wody mogą wynosić nawet 10%. Porównanie tych wyników z wynikami badań z 2000 roku przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Porównanie wymywalności radu z osadów osadnika Bojszowy: t – czas, c – stężenie radu w roztworach, 1 – Ra-226 – 2002 rok, 2 – Ra-226 – 2000 rok, 3 – Ra-228 – 2002 rok, 4 – Ra-228 – 2000 rok

Fig. 3. The comparison of leachingability of radium from the sediments from Bojszowy reservoir: t – time, c – radium concentration in solutions, 1 – Ra-226 – 2002 (year), 2 – Ra-226 – 2000 (year), 3 – Ra-228 – 2002 (year), 4 – Ra-228 – 2000 (year)

Stwierdzono duże różnice we współczynnikach transferu radu z fazy stałej do ciekłej. Przypuszczano, że spadek wymywalności radu z osadów pobranych z opróżnionego zbiornika mógł być związany z wyschnięciem osadu lub wymyciem radu z jego górnej warstwy przez wody opadowe. Wysuszenie osadu powoduje zmniejszenie dostępności radu i tym samym spadek współczynników transferu. Potwierdza to tezę, że osady kopalniane z osadników wód dołowych powinny być izolowane od wód gruntowych i opadowych. Jeżeli pozostają w stanie suchym, możliwość przedostania się radu do wód gruntowych w sąsiedztwie takich osadników będzie znacznie mniejsza i skażenia nie powinny rozprzestrzeniać się na znaczące odległości od osadników.

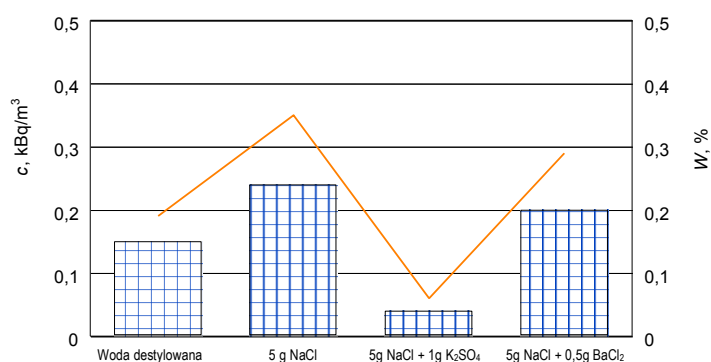
Nie można jednak negować możliwości wymywania radu z osadu przez wody opadowe, szczególnie w przypadku gdy osady denne z osadników kopalnianych są eksponowane na ich oddziaływanie przez długi czas. Stąd wynika jeszcze jedno zalecenie dotyczące rekultywacji takich terenów – osady nie powinny być usuwane na składowiska powierzchniowe, gdzie wpływ wód opadowych może być znaczący.

2.4. Porównanie wyników pomiarów z wynikami uzyskanymi w innych ośrodkach badawczych

W ostatnich latach różne ośrodki badawcze zajęły się badaniami procesów wtórnego transferu radu z różnego typu odpadów o podwyższonej promieniotwórczości. Możliwość wymywania z nich radu jest rozważana jako czynnik, wpływający na skażenia środowiska naturalnego wokół składowisk takich osadów. Podczas konferencji Natural Radiation Environment (Rodos 2002) przedstawiono kilka referatów na ten temat. Wyniki uzyskane w tych laboratoriach różniły się znacząco od wyników badań prowadzonych w Głównym Instytucie Górnictwa. Dyskusje na temat tych różnic doprowadziły do wniosku, że jednym z możliwych powodów mogą być zastosowane procedury badawcze. W celu uniknięcia ich wpływu na wyniki w Laboratorium Radiometrii GIG podjęto wspólne badania z innymi ośrodkami naukowymi w Europie.

Jednym z ośrodków, w którym są prowadzone badania nad wymywaniem radu z fosfogipsów jest hiszpański Uniwersytet Huelva (Aguado, Bolivar, San-Miguel 2002). Wyniki tych badań wykazały, że współczynniki transferu radu z fosfogipsów do fazy wodnej wynoszą 1%. Czas kontaktu fosfogipsów z wodą w ich badaniach wynosi od 7 do 14 dni. Rad w wodzie jest oznaczany techniką ciekłych scyntylatorów.

Okolo 200 g fosfogipsów przysłano do Laboratorium Radiometrii GIG z Huelva University na początku czerwca 2003 roku. Najpierw została wykonana analiza ich promieniotwórczości za pomocą spektrometrii promieniowania gamma (wyniki w tablicy 1). Następnie wykonano badania wymywania radu z fosfogipsów zgodnie z metodyką, stosowaną przez Laboratorium Radiometrii GIG. Ze względu na otrzymaną niewielką ilość fosfogipsów, zamiast standardowych próbek o masie 50 g używano próbek 25 g. Wyniki badań przedstawiono na rysunku 4.



Rys. 4. Wymywanie radu z fosfogipsów hiszpańskich: *c* – stężenie radu w roztworach, *W* – wydajność wymywania

Fig. 4. The leaching of radium from Spanish phosphogypsums: *c* – radium concentration in solutions, *W* – leaching capacity

Obliczone na ich podstawie współczynniki wymywania wahały się w zakresie od 0,04% dla wody z jonami baru, przez 0,19% dla wody destylowanej, do 0,29% dla roztworu z jonami siarczanowymi i 0,35% dla wody słonej. Wyniki te były porównywalne z wynikami badaczy hiszpańskich, a tym samym, została potwierdzona prawidłowość metodyki badawczej stosowanej w Laboratorium Radiometrii. Wyniki wymywalności radu z fosfogipsów i odpadów kopalnianych, różnił jedynie wpływ obecności jonów baru w roztworze. W przypadku odpadów kopalnianych powodowały one wzrost wymywalności, w przypadku fosfogipsów było odwrotnie. Jest to stosunkowo proste do wyjaśnienia – fosfogipsy są częściowo rozpuszczalne i podczas rozpuszczania siarczanu wapnia (gips) w roztworze pojawiają się jony siarczanowe. Powoduje to wytrącanie baru w postaci siarczanów i tym samym współstrącanie z nim radu. Tym samym rad wtórnie przechodzi do fazy stałej, co powoduje obniżenie efektywnego współczynnika transferu. Równocześnie dodawanie jonów siarczanowych nie ma praktycznie wpływu na transfer radu do wody, gdyż są one i tak obecne w roztworze właśnie na skutek rozpuszczania gipsu.

PODSUMOWANIE WYNIKÓW BADAŃ I WNIOSKI

Badania potwierdziły wcześniejsze przypuszczenia (Chałupnik 2002), że wtórne wymywanie radu z osadów, powstałych z wód typu B nie zawierających jonów baru, może być istotnym czynnikiem skażeń środowiska wokół osadników kopalnianych. Potrzebne jest więc opracowanie specjalnych technologii rekultywacji w celu ograniczenia przepływu wód gruntowych oraz monitoringu środowiska po jej zakończeniu. Będzie to miało znaczący wpływ na koszty rekultywacji.

W przypadku osadów powstałych z wód typu A, zawierających jony baru, efekty wymywania radu są niewielkie. Osady takie, nawet o stosunkowo dużych zawartościach radu, można by pozostawić w osadnikach, izolując je od wód opadowych i uniemożliwiając migrację radonu z osadów. Może to spowodować znaczące zmniejszenie kosztów prac, przy zachowaniu odpowiednich warunków bezpieczeństwa.

stwa ludności zamieszkującej tereny przylegające do osadników kopalnianych. Jednakże nawet w takich przypadkach część radu, zaadsorbowanego na powierzchni osadu a nie wytrąconego, może ulegać desorpcji przez wody gruntowe. Dlatego należy każdorazowo badać procesy wymywania wokół likwidowanych osadników kopalnianych.

Osady o zwiększonych stężeniach radu mogą powstawać także w przypadkach długotrwałego odprowadzania na powierzchnię wód o bardzo małych stężeniach radu (przykład – kopalnia „Rymer”). Dlatego badania promieniotwórczości powinny być wykonywane dla wszystkich osadników powierzchniowych, nawet tych, do których odprowadzano wody słodkie czy miernie zasolone. Powinno się badać także możliwość wymywania z nich radu, co musi być uwzględniane przy likwidacji i projektowaniu rekultywacji osadników kopalnianych. Potrzebna jest także kontrola materiałów filtracyjnych z zakładów uzdatniania wód pitnych, zwłaszcza gdy procesowi temu poddawane są wody z ujęć podziemnych.

Rozpoczęto badania innych materiałów odpadowych, zawierających zwiększone stężenia radu, takich jak fosfogipsy. Badania te podjęto częściowo w celu porównania metodyki badawczej, stosowanej w Laboratorium Radiometrii GIG i innych laboratoriach na świecie. Jednocześnie chodziło o ustalenie, na ile różne czy podobne są efekty wymywania radu z różnego typu odpadów o podwyższonej promieniotwórczości, nie tylko z osadów dennych osadników kopalnianych. W przypadku porównania metodyki badawczej – podobne wyniki dla fosfogipsów otrzymano w Laboratorium Radiometrii w GIG oraz na Uniwersytecie Huelva z Hiszpanii. Badania te trwają. Są wykonywane obecnie badania fosfogipsów z Grecji i Czech.

Dotychczasowe badania wykazały, że proces wtórnego przechodzenia radu z osadów czy odpadów o podwyższonej promieniotwórczości do wód powierzchniowych czy gruntowych nie jest problemem marginalnym dla ochrony środowiska naturalnego przed skażeniami i wymaga dalszych badań.

Literatura

1. Aguado J., Bolivar J.P., San-Miguel E.G. (2002): *Ra and U isotopes determination in phosphogypsum leachates by alpha particle spectrometry*. Natural Radiation Environment Conference, NRE-VII, Rodos 2002.
2. Chałupnik S. (2002): *Badania wtórnego wymywania izotopów radu z osadów dennych*. Praca statutowa. Katowice, GIG.
3. Chałupnik S. (2002): *Leaching of radium from mine deposits with enhanced radium concentration*. Int. Symposium NuRaHyd-1, Luxembourg 2002.
4. Chałupnik S., Lebecka J. (1993): *Determination of ^{226}Ra , ^{228}Ra and ^{224}Ra in water and aqueous solutions*. International Conference on Advances Liquid Scintillation Spectrometry, Vienna 1992. Radiocarbon 1993.
5. Lebecka J., Skubacz K., Chałupnik S., Michalik B. (1993): *Methods of Monitoring of Radiation Exposure Used in Polish Coal Mines*. Nukleonika 38 No 4, s. 137–154.
6. Michalik B. i inni (1999): *Contamination of settling ponds of coal mines caused by natural radionuclides*. II International Symposium on Technologically Enhanced Natural Radiation. Rio de Janeiro, IAEA Tecdoc-1271, Vienna 2002.

7. Rajaretnam G., Spitz H.B. (2000): *Effect of Leachability on Environmental Risk Assessment for Naturally Occurring Radioactivity Materials in Petroleum Oil Fields*. Health Physics 78 (2).
8. Schonhofer F. (2003): *Liquid Scintillation Counting for Environmental Survey*. International Conference on Advances in Liquid Scintillation Spectrometry, Karlsruhe, Radiocarbon 2003.
9. Skubacz K., Lebecka J., Chalupnik S., Wysocka M. (1990): *Possible changes in radiation background of the natural environment caused by coal mines activity*. International Symposium on Nuclear Techniques in Exploration and Exploitation of Energy and Mineral Resources, IAEA-SM-308, Vienna, June 1990.
10. Tomza I., Lebecka J. (1981): *Radium Bearing Waters in Coal Mines*. Proc of Int. Conf. on Radiation Hazard in Mining. Golden, Colorado, USA.
11. Wysocka M., Lebecka J., Chalupnik S. (1997): *Ocena oddziaływania na środowisko naturalne wód radowych w sąsiedztwie zbiornika Bojszowy*. Raport dla Komitetu Badań Naukowych. Katowice, GIG.
12. Wytyczne kontroli skażeń promieniotwórczych środowiska naturalnego powodowanych przez kopalnie węgla kamiennego (1986): Katowice, Ministerstwo Górnictwa i Energetyki.

Recenzent: prof. dr hab. Kazimierz Lebecki

Mirosława Bukowska

WSKAŹNIKOWE METODY OCENY SKŁONNOŚCI DO TĄPAŃ SKAŁ I GÓROTWORU

Streszczenie

W artykule przedstawiono opracowane w ostatnich latach w GIG wskaźniki skłonności skał i górotworu do tąpań stosowane dotychczas, a także nowo opracowane. Podstawę opracowania nowych wskaźników stanowiły badania z wykorzystaniem sztywnej maszyny wytrzymałościowej, w której uzyskuje się charakterystykę niszczenia skały w pełnym zakresie odkształcenia. Ponadto, opisano wskaźniki na tle metod analitycznych i laboratoryjnych, w których uwzględniono jedynie przedniszczeniową charakterystykę naprężeniowo-odkształceniową ściskanych próbek skalnych.

Indicative methods for assessment of liability of rocks and rock mass to rock-bumps

Abstract

Lately elaborated in Central Mining Institute indices of rocks and rock mass to rock-bumps are presented in the paper. The tests with rigid strength machine were the basis for the elaboration of new indices. Such machine enables to obtain the characteristics of rock destruction in the full range of deformation. Furthermore, the indices were described against the background of analytical and laboratory methods, where only the predestructive stress – deformation characteristic of compressed rock samples was taken into consideration.

WPROWADZENIE

Tąpania są związane z eksploatacją podziemną złóż kopalin. Są powszechnym zjawiskiem, przede wszystkim w podziemnym górnictwie węglowym w Europie (Polska, Czechy, Niemcy, Francja, Słowenia), Azji (Rosja, Indie, Chiny), Ameryce (USA, Kanada, Chile), Afryce (RPA) i Australii (Nowa Południowa Walia, Queensland, Zachodnia Australia). Tąpania występują również w górnictwie rudnym (Polska – kopalnie KGHM, Czechy – kopalnie uranu; Wielka Brytania – kopalnia Derbyshire, wapienie ołowionośne; Afryka Południowa – złóż Witwatersrand, kopalnie złota i diamentów w kwarcytach; Australia – kopalnie złota w złóżach kwarcytowych), solnym (Niemcy – kopalnie soli kamiennej; Francja – kopalnie soli potasowej) (Ragus, Zygadłowicz 1994). Znane są również tąpnięcia w odkrywkowym górnictwie skalnym, związane z eksploatacją marmuru w odkrywcę „Vermont” w USA.

Pierwsze opisane tąpnięcie wystąpiło podczas eksploatacji w kopalni rudy ołowiu „Derbyshire” w Wielkiej Brytanii w 1738 roku. W XIX wieku notowano tąpania w kopalniach węgla kamiennego w Zagłębiu Ruhry.

Zjawiska geodynamiczne opisywane jako tąpnięcia występują w Górnoląskim Zagłębiu Węglowym od końca XIX wieku. Najstarszy opis tąpań pochodzi z 1858

roku i dotyczy zjawisk, które wystąpiły w kopalni „Fanny” (obszar na granicy kopalń „Gottwald”, „Polska” i „Siemianowice”) i w kopalni „Król” w 1875 roku.

Wstrząsy górotworu indukowane działalnością górnictwem i tąpnięcia są zaliczane do górniczych zagrożeń naturalnych, które wynikają bezpośrednio z naturalnych właściwości środowiska geologicznego, a ich występowanie jest warunkowane sposobem prowadzonych robót górniczych. Złożoność budowy geologicznej odzwierciedla się zróżnicowaniem właściwości geomechanicznych węgla poszczególnych grup stratygraficznych, jak również skał płonnych. Zmienność budowy geologicznej natomiast, w tym litologii i petrografii, w profilu pionowym, jak i po rozciągłości warstw, odzwierciedla się w liczbie i intensywności tąpnięć, zróżnicowanej regionalnie w GZW. Poznanie więc właściwości węgla i skał płonnych, zarówno w zakresie petrografii, jak i cech geomechanicznych (w tym wytrzymałościowych), stopnia nasycenia skał wodą w różnych częściach GZW, ma istotne znaczenie przy rozpatrywaniu skłonności skał i górotworu do tąpnięć (Bukowska, Bukowski 2005). Tąpnięcia w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym występują głównie w jego północnej części w obszarze niecki bytomskiej, kazimierzowskiej i głównej oraz w siodle głównym.

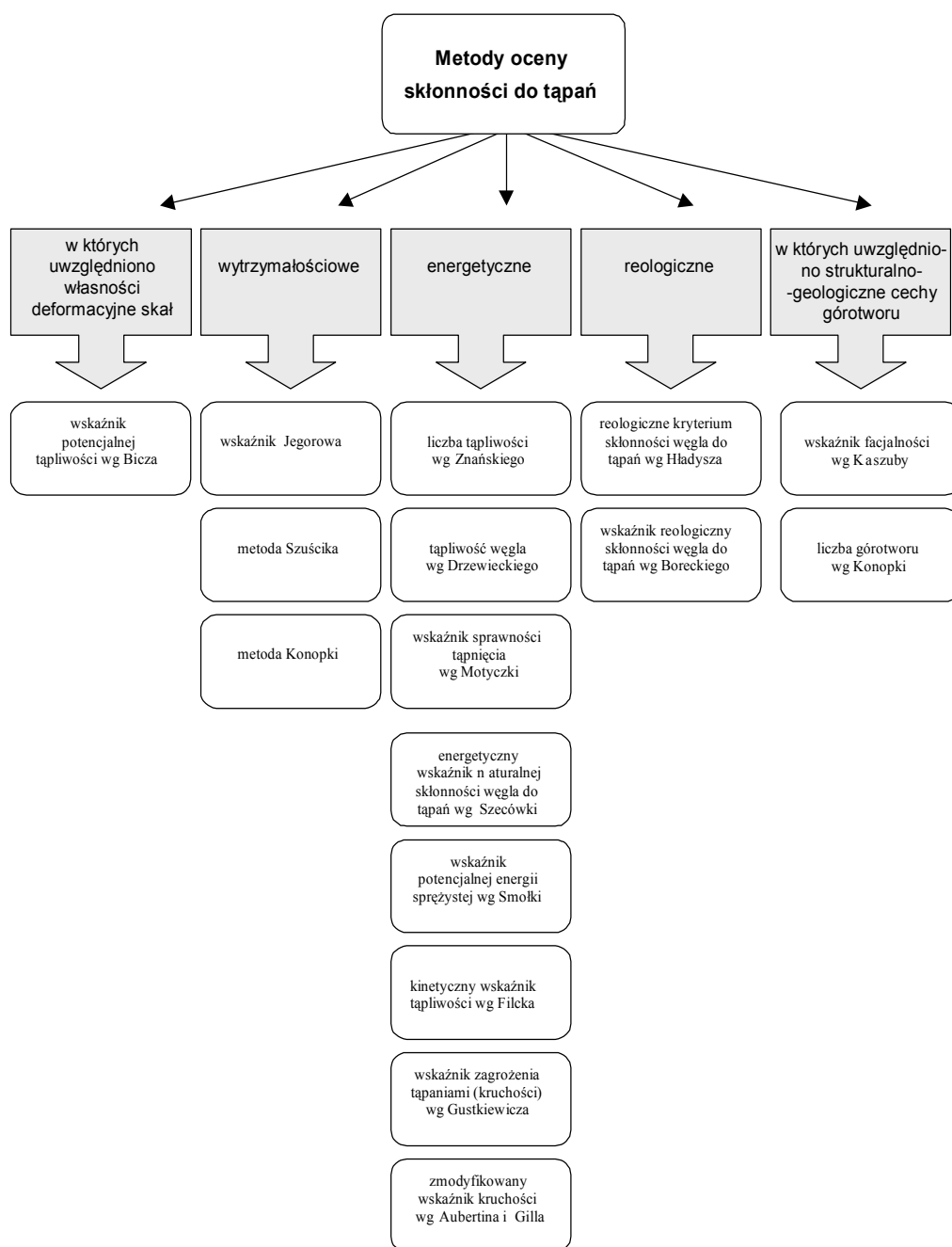
1. METODY ANALITYCZNE I LABORATORYJNE OCENY SKŁONNOŚCI SKAŁ DO TĄPŃ OPRACOWANE NA PODSTAWIE ICH PRZEDZNISZCZENIOWEJ CHARAKTERYSTYKI NAPRĘŻENIOWO-ODKSZTAŁCENIOWEJ

W efekcie wieloletnich badań nad problematyką tąpnięć opracowano wiele metod wskaźnikowych, służących do oceny skłonności skał do tąpnięć. Większość wskaźników odnosi się głównie do skłonności do tąpnięć węgla, a podrzędnie do skał otaczających pokłady węglowe. Jedynie nieliczne z nich służą do oceny skłonności górotworu do tąpnięć.

Niektóre spośród tych wskaźników zostały opracowane na podstawie przedzniszczeniowej charakterystyki naprężeniowo-odkształceniowej uzyskanej w próbie ściskania, w tzw. miękkiej maszynie wytrzymałościowej. Rozwój metod badawczych dotyczących oceny skłonności skał do tąpnięć doprowadził do zastosowania w badaniach geomechanicznych sztywnych maszyn wytrzymałościowych z serwomechanizmem, które umożliwiają uzyskiwanie pełnej charakterystyki naprężeniowo-odkształceniowej zarówno w części przedkrytycznej, jak i pokrytycznej.

Wskaźniki opisujące przedkrytyczne właściwości skał (odkształceniowe, wytrzymałościowe, energetyczne, reologiczne) są wykorzystywane w kilku grupach metod oceny skłonności skał i górotworu do tąpnięć (rys. 1). Metody te zostały opisane w publikacji Konopki (1994).

Jednym ze wskaźników, który uzyskuje się na podstawie wyników badań laboratoryjnych jednoosiowego ściskania i ma praktyczne zastosowanie do oceny skłonności węgla do tąpnięć, jest energetyczny wskaźnik naturalnej skłonności do tąpnięć W_{ET} (Szecówka, Domżał, Ożana 1973). Niektórzy badacze, między innymi Kidybiński i Smółka (1988), krytykują jednak znaczenie tego wskaźnika jako wyznacznika skłonności węgla do tąpnięć.

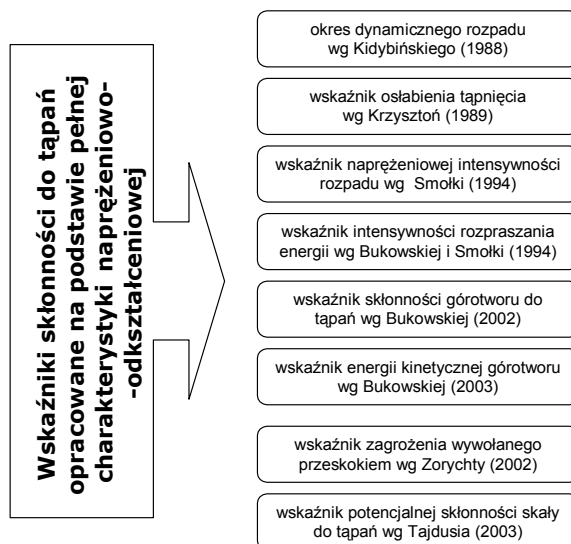


Rys. 1. Metody analityczne i laboratoryjne oceny skłonności skał do tępai opracowane na podstawie ich przedniszczeniowej charakterystyki naprężeniowo-odkształceniowej

Fig. 1. Analytical and laboratory methods of assessment of liability of rocks to rock-bumps, elaborated on the basis of predestructive stress-deformation characteristic

2. WSKAŹNIKOWE METODY OCENY SKŁONNOŚCI DO TAPAŃ OPRACOWANE NA PODSTAWIE PEŁNEJ CHARAKTERYSTYKI NAPRĘŻENIOWO-ODKSZTAŁCENIOWEJ

Od czasu zastosowania w niektórych polskich ośrodkach naukowych sztywnych maszyn wytrzymałościowych w badaniach laboratoryjnych własności geomechanicznych skał opracowywano wiele nowych wskaźników skłonności skał do tupań. Najważniejsze z nich przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Wskaźniki oceny skłonności do tupań opracowane na podstawie pełnej charakterystyki naprężeniowo-odkształceniowej

Fig. 2. Indices for assessment of liability to rock-bumps elaborated on the basis of full stress-deformation characteristic

Niektóre z wymienionych wskaźników mają znaczenie jedynie teoretyczne i nie znalazły zastosowania w praktyce górniczej. Inne natomiast są dopracowywane i weryfikowane w konkretnych warunkach geologiczno-górnich. Spośród wymienionych, wskaźnik o nazwie „okres dynamicznego rozpadu” znalazł zastosowanie do określania „wrażliwości” skał na obciążenia dynamiczne w aspekcie występowania wstrząsów lub tupań, a wskaźnik skłonności do tupań górotworu i wskaźnik energii kinetycznej górotworu są wykorzystywane do prognozowania skłonności górotworu do tupań.

Niektóre spośród wskaźników, do opracowania których wykorzystano pełną charakterystykę naprężeniowo-odkształceniową i służą do oceny skłonności do tupań, omówiono szerzej.

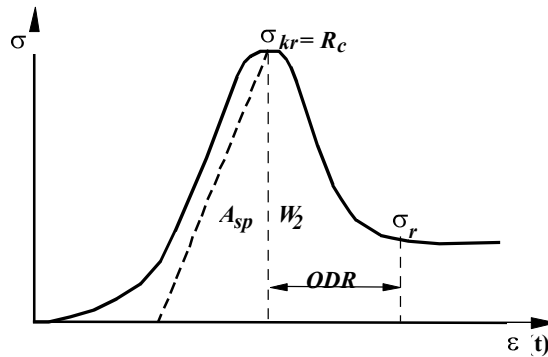
Okres dynamicznego rozpadu węgla

Wskaźnik nazwany okresem dynamicznego rozpadu i oznaczony symbolem *ODR* został opracowany przez Kidybińskiego i Smółkę (1988). Jest on określany na

podstawie krzywej $\sigma = f(\varepsilon, t)$, rejestrowanej podczas prób jednoosiowego ściskania z prędkością 1 mm/s). ODR jest różnicą czasu między momentem początku rozpadu próbki $\sigma_{kr} = R_c$ a momentem osiągnięcia wartości naprężenia resztkowego σ_r (rys. 3).

Badania prowadzone w GIG pozwoliły na sformułowanie przedstawionej niżej klasyfikacji skłonności węgla do tępań na podstawie wskaźnika ODR :

- | | |
|---|----------------------------------|
| $300 \text{ ms} < ODR < 300 \text{ ms}$ | – węgiel nieskłonny do tępań |
| $50 < ODR \leq 300 \text{ ms}$ | – węgiel słabo skłonny do tępań |
| $ODR \leq 50 \text{ ms}$ | – węgiel silnie skłonny do tępań |



Rys. 3. Interpretacja wyznaczania wskaźnika ODR : $\varepsilon(t)$ – odkształcenie, σ – naprężenie, R_c – wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie, A_{sp} – energia odkształcenia sprężystego, W_2 – energia pokrytycznego niszczenia

Fig. 3. The interpretation of determining the ODR index: $\varepsilon(t)$ – deformation, σ – stress, R_c – uniaxial compression strength, A_{sp} – energy of elastic strain, W_2 – energy of postcritical destruction

Wskaźnik naprężeniowej intensywności rozpadu

Wskaźnik naprężeniowej intensywności rozpadu według Smółki (1994) został opracowany na podstawie wyników badań węgla i skał płonnych GZW. Badania prowadzono na próbkach o smukłości równej 1. Do sterowania przebiegiem badania zastosowano sygnał przemieszczeń tłoka maszyny wytrzymałościowej, przy czym prędkość przyrostu odkształceń wynosiła 1,0 mm/s. Wskaźnik naprężeniowej intensywności rozpadu określa wzór

$$\dot{\sigma} = \frac{\sigma_r - \sigma}{t_r}$$

gdzie:

- σ_r – naprężenie resztkowe odpowiadające wytrzymałości resztkowej, MPa;
 t_r – czas rozpadu, s.

Wskaźnik ten, w opinii jego autora, w dość wierny sposób odzwierciedla niszczenie skały zachodzące w czasie tąpnięcia z uwagi na *quasi*-dynamiczny sposób przeprowadzenia testu laboratoryjnego – prędkość narastania obciążeń do $425 \text{ MPa} \cdot \text{s}^{-1}$ dla węgla i do $1651 \text{ MPa} \cdot \text{s}^{-1}$ dla skał płonnych.

Zakres zmienności wskaźnika naprężeniowej intensywności rozpadu, wynoszący od 72,4 do 732,8 MPa · s⁻¹ pozwolił autorowi na wydzielenie trzech grup skłonności skał do tąpań:

< 250 MPa · s ⁻¹	– skały nieskłonne do tąpań
250–500 MPa · s ⁻¹	– skały słabo skłonne do tąpań
> 500 MPa · s ⁻¹	– skały silnie skłonne do tąpań

Wskaźnik intensywności rozpraszania energii

Wskaźnik intensywności rozpraszania energii R_e został opracowany przez Bukowską i Smółkę (1994) na podstawie wyników badań węgla, piaskowców, mułowców i ilowców karbonu produktywnego w GZW. Badania wykonano na próbkach o smukłości 1. Do sterowania przebiegiem badania stosowano sygnał przemieszczeń tłoka maszyny wytrzymałościowej, przy czym prędkość przyrostu odkształceń wynosiła 1,0 mm/s, co z uwagi na wymiary próbek odpowiadało prędkości odkształcenia rzędu 10⁻¹ · s⁻¹. Prędkość odkształcenia tego rzędu mieści się w przedziale wartości prędkości odkształcenia odpowiadających zjawiskom tąpań, wyrzutów skał, trzęsieniom ziemi, urabianiu skał narzędziami skrawającymi i udarowymi.

Do wyznaczania wartości wskaźnika naprężeniowej intensywności rozpadu autorzy podali wzór

$$R_e = \frac{ENr}{t_r}$$

gdzie:

ENr – różnica między wartościami energii w chwili początkowej rozpadu PES (przy $\sigma = R_c$) oraz końcem rozpadu PES_r (przy $\sigma = R_{cr}$), kJ;
 t_r – bezwzględny czas rozpadu, s.

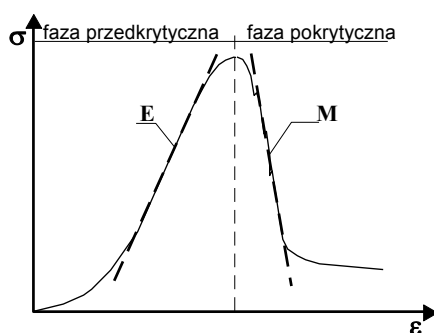
Zakres zmienności wskaźnika intensywności rozpraszania energii R_e , który wynosi od 200 do ponad 5000 kJ · s⁻¹, pozwolił na wydzielenie trzech grup skłonności skał do tąpań:

< 1000 kJ · s ⁻¹	– skały nieskłonne do tąpań
1000–2500 kJ · s ⁻¹	– skały słabo skłonne do tąpań
> 2500 kJ · s ⁻¹	– skały silnie skłonne do tąpań

Wskaźnik skłonności do tąpań górotworu W_{TG}

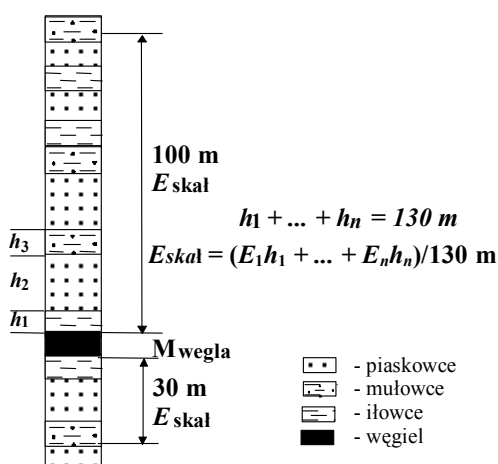
Wskaźnik W_{TG} (Bukowska 2002) został wyznaczony na podstawie wyników badań laboratoryjnych własności geomechanicznych wykonywanych w sztywnej maszynie wytrzymałościowej, przy założeniu, że układ „płyty maszyny wytrzymałościowej–próbka skalna” jest najprostszym układem modelowym górotworu w ujęciu „strop–pokład–spąg” (rys. 4). Wskaźnik W_{TG} jest ilorazem cech węgla w fazie pokrytycznej, wyrażonych wartością modułu pokrytycznego węgla $M_{węgla}$ i wartości średniej ważonej cech sprężystych w fazie przedkrytycznej, wyrażonych

wartością modułu sprężystości podłużnej pakietu skał otaczających pokład węglowy $E_{\text{skół}}$ (rys. 5).



Rys. 5. Moduł sprężystości podłużnej E i moduł pokrytyczny M wyznaczany z charakterystyki naprężeniowo-odkształceniowej: ε – odkształcenie, σ – naprężenie

Fig. 5. The module of elasticity E and the postcritical module M determined from stress-deformation characteristic: ε – deformation, σ – stress



Rys. 4. Interwał opróbowania górotworu w celu wyznaczenia wartości modułów sprężystości $E_{\text{skół}}$ i pokrytycznego $M_{\text{węgla}}$

Fig. 4. The interval of rock mass sampling to determine the values of modules: elasticity E_{rocks} and postcritical M_{coal}

Wskaźnik W_{TG} wyznacza się według wzoru opracowanego do oceny skłonności górotworu karbońskiego do tępań

$$W_{TG} = \frac{M_{\text{węgla}}}{E_{\text{skół}}}$$

gdzie:

$M_{\text{węgla}}$ – moduł pokrytyczny węgla, MPa;

$E_{\text{skał}}$ – moduł sprężystości 130-metrowego pakietu skał otaczających pokład, dla którego

$$E_{\text{skał}} = (E_1 h_1 + \dots + E_n h_n) / 130 \text{ m},$$

gdzie:

E_n – moduł sprężystości n -tej warstwy, MPa;

h_n – miąższość n -tej warstwy, m.

Klasyfikację górotworu pod względem skłonności do tupań na podstawie W_{TG} przedstawiono w tablicy 1.

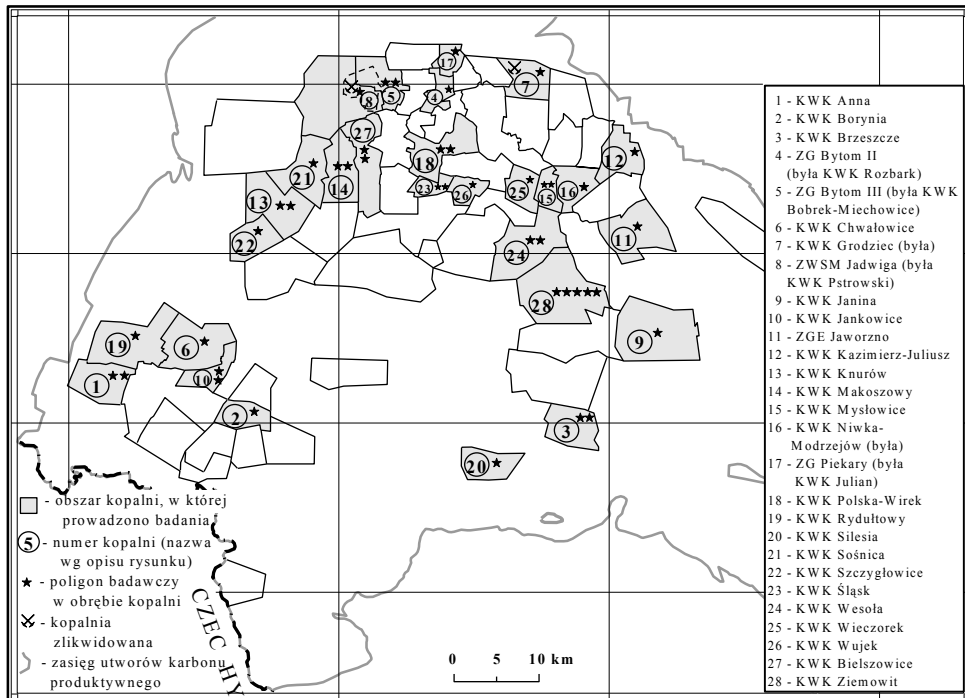
Tablica 1. Klasyfikacja skłonności do tupań (tąpliwości) górotworu według wskaźnika W_{TG} (Bukowska 2002, 2003)

$W_{TG} < 1$	układ „strop–pokład–spąg” nieskłonny do tupań	Gdy moduł sprężystości skał płonnych jest znacznie większy niż moduł pokrywiczny węgla ulegającego zniszczeniu ($M_{\text{węgl}} < E_{\text{skał}}$), pokład pod wpływem obciążenia nadległych skał odkształca się, a ze względu na małą wartość naprężenia krytycznego poszczególne partie pokładu ulegają zniszczeniu – statyczne niszczenie pokładu.
$1 \leq W_{TG} \leq 2$	układ „strop–pokład–spąg” skłonny do tupań	Gdy moduł sprężystości stropu jest mniejszy od modułu pokrywicznego węgla ($M_{\text{węgl}} > E_{\text{skał}}$), ale jest spełniony warunek $E_{\text{skał}} < M_{\text{węgl}} \leq 2E_{\text{skał}}$, układ „skały otaczające–pokład” pracuje jak próbka skalna ściskana w miękkiej maszynie wytrzymałościowej. Po przekroczeniu wytrzymałości węgla równocześnie następuje wzmocnienie efektu dynamicznego przez wyładowanie energii sprężystej zakumulowanej w stropie – dynamiczny model niszczenia pokładu.
$W_{TG} > 2$	układ „strop–pokład–spąg” nieskłonny do tupań	Gdy $M_{\text{węgl}} \gg E_{\text{skał}}$ ($M_{\text{węgl}} > 2E_{\text{skał}}$) układ jest nieskłonny do tupań, ponieważ skały otaczające cechują się niskimi parametrami mechanicznymi, a co za tym idzie słabą zdolnością do gromadzenia energii sprężystej i układ traci możliwość do przeskoku (przejścia z jednego stanu równowagi do innego).

W celu porównania warunków panujących w górotworze z najprostszym układem modelowym, jakim w warunkach laboratoryjnych jest maszyna wytrzymałościowa i próbka skalna, przeanalizowano 43 układy „strop–pokład–spąg” w 28 kopalniach GZW położonych w rejonach, w których występują tąpięcia, jak i w rejonach, gdzie nie odnotowuje się tego typu zjawisk dynamicznych (rys. 6).

Opracowana i przedstawiona w publikacji metoda oceny skłonności górotworu do tupań – na podstawie wskaźnika W_{TG} – stanowi rozwiązanie nowatorskie z uwagi na jednoczesne uwzględnianie w niej własności geomechanicznych węgla (modułu pokrywicznego) oraz cech sprężystych górotworu otaczającego dany pokład (modułu sprężystości), w przedziale wysokościowym, który ma decydujące znaczenie dla zagrożenia tąpaniami.

Wskaźnik (W_{TG}), oprócz oceny skłonności górotworu do tąpnięć, może być stosowany w metodach oceny zagrożenia tąpnięciami. Może być także wykorzystywany w metodzie rozeznania górniczego wchodzącego w skład metody kompleksowej, czego przykładem jest próba jej nowelizacji przy użyciu wskaźnika W_{TG} dokonana przez Konopkę i Patyńską (2004). Może być również elementem opracowanej wskaźnikowej metody oceny naturalnego zagrożenia tąpnięciami (Bukowska 2004).



Rys. 6. Szkic sytuacyjny obszarów górniczych kopalń, w których zlokalizowano poligony badawcze (liczba „gwiazdek” oznacza liczbę poligonów badawczych w jednej kopalni)

Fig. 6. The location sketch of mining areas of collieries, where proof grounds were located (the number of “stars” means the number of proof grounds in one colliery)

Wskaźnik energii kinetycznej górotworu W_{Ek}

Do wyznaczania wskaźnika energii kinetycznej górotworu W_{Ek} , dla przyjętego modelu „strop-pokład-spąg”, w interwale 100 m nad stropem i 30 m poniżej jego spągu, przeanalizowano kilkadziesiąt poligonów badawczych w GZW. Wartości energii kinetycznej niezbędne do jej wyznaczenia (rys. 7) obliczono według wzoru (Bukowska 2000)

$$E_k = A_{sp} - W_2 + W_3$$

w którym:

- A_{sp} – energia odkształcenia sprężystego na granicy wytrzymałości próbki,
- W_2 – energia pokrytycznego odkształcenia próbki,
- W_3 – odzyskiwalna energia odkształcenia.

Na podstawie energii kinetycznej górotworu i pokładu zdefiniowano wskaźnik energii kinetycznej górotworu W_{Ek} (Bukowska 2003), który opisuje wzór

$$W_{Ek} = \frac{E_{kg}}{E_{kp}}$$

gdzie:

E_{kp} – energia kinetyczna (właściwa) pokładu, kJ/m^3 ;

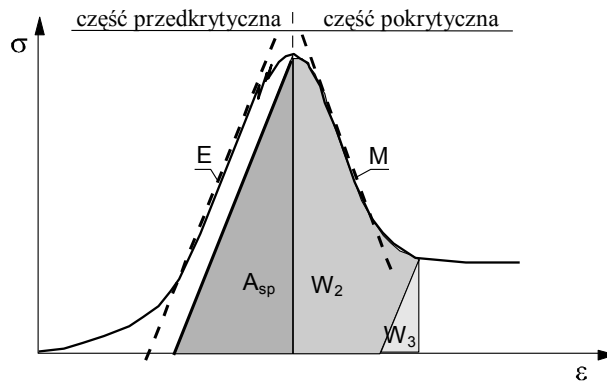
E_{kg} – energia kinetyczna (właściwa) górotworu, czyli 130-metrowego pakietu skał otaczających pokład, z uwzględnieniem współczynnika osłabienia strukturalnego

$$E_{kg} = (E_{kg1} h_1 + \dots + E_{kgn} h_n) / 130$$

gdzie:

E_{kgn} – energia kinetyczna obliczona dla n -tej warstwy w interwale 100 m nad stropem i 30 m poniżej spągu pokładu, kJ/m^3 ;

h_n – miąższość n -tej warstwy, m.



Rys. 7. Energie właściwe odkształcenia do określania energii kinetycznej: ε – odkształcenie, σ – napężenie, E – moduł sprężystości podłużnej, M – moduł pokrytyczny, A_{sp} – energia sprężysta, W_2 – energia pokrytycznego niszczenia, W_3 – odzyskiwana energia odkształcenia

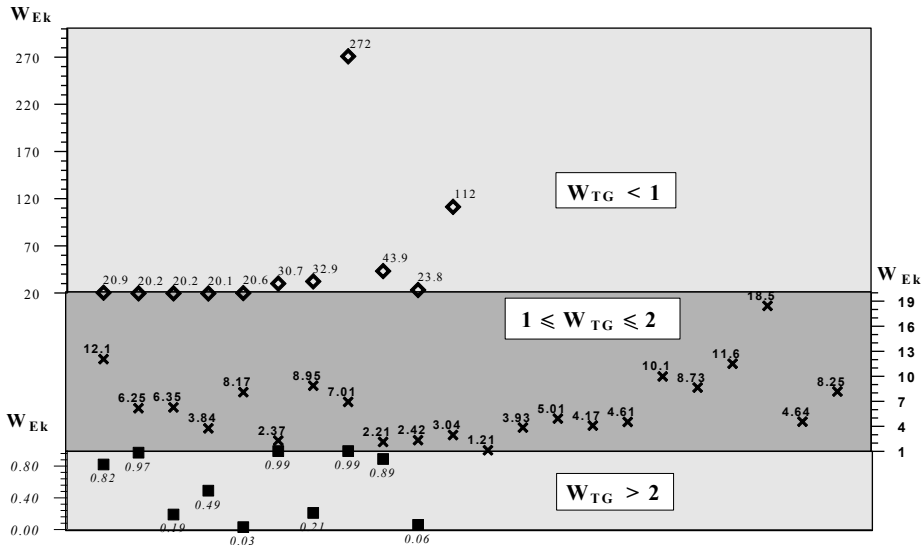
Fig. 7. Specific energies of deformation for the kinetic energy determination: ε – deformation, σ – stress, E – module of elasticity, A_{sp} – elastic strain energy, W_2 – energy of postcritical destruction, W_3 – recovered energy of deformation

Wartości wskaźnika energii kinetycznej górotworu W_{Ek} zmieniają się w szerokim zakresie, od setnych części jednostki do kilkuset (rys. 8). Obliczenia przeprowadzone, z uwzględnieniem budowy strukturalnej rejonów badań (rys. 6) wykazały możliwość wydzielenia trzech przedziałów zmienności wskaźnika energii kinetycznej górotworu W_{Ek} . Granice tych przedziałów są tożsame, w sposobie ich wyznaczania, z granicami wskaźnika skłonności górotworu do tąpnięć W_{TG} . W obu przypadkach wynikają bowiem z przyjętego założenia, że układ „płyty maszyny wytrzymałościowej–próbka skalna” jest najprostszym, przyjętym układem modelowym górotworu w ujęciu „strop–pokład–spąg” (rys. 5). Odpowiadające sobie wartości graniczne obu wskaźników są następujące:

- $W_{TG} = 1$ odpowiada $W_{Ek} = 20$,
- $W_{TG} = 2$ odpowiada $W_{Ek} = 1$,

zatem:

- zakresowi zmienności $W_{TG} < 1$ odpowiada zakres zmienności wskaźnika $W_{Ek} > 20$,
- zakresowi zmienności $W_{TG} = 1-2$ odpowiada zakres zmienności wskaźnika $W_{Ek} = 1-20$,
- zakresowi zmienności $W_{TG} > 2$ odpowiada zakres zmienności wskaźnika $W_{Ek} < 1$.



Rys. 8. Zmienność wskaźnika energii kinetycznej W_{Ek} względem klasyfikacyjnych przedziałów zmienności wskaźnika skłonności górotworu do tąpnięć W_{TG} w poligonach badawczych w obszarze GZW

Fig. 8. The variability of the index of kinetic energy W_{Ek} in relation to the classification intervals of variability of the index of rock mass liability to rock – bumps W_{TG} for proof grounds in the area of Upper Silesia Coal Basin

Przeprowadzone obliczenia z uwzględnieniem budowy strukturalnej rejonów badań (kilkadziesiąt poligonów) jednoznacznie wskazują na istnienie trzech przedziałów zmienności wskaźnika energii kinetycznej górotworu W_{Ek} :

- $0,0 < W_{Ek} \leq 1,0$ – górotwór nieskłonny do tąpnięć
- $1,0 < W_{Ek} \leq 20,0$ – górotwór skłonny do tąpnięć
- $W_{Ek} > 20,0$ – górotwór nieskłonny do tąpnięć

W ostatnich latach również w AGH zostały opracowane nowe wskaźniki skłonności skał do tąpnięć, których podstawę stanowią własności przedniszczeniowe i pogniszczeniowe skał. Przykładem są:

- wskaźnik zagrożenia spowodowanego przeskokiem według Zorychty (2002), który wyznacza się według wzoru

$$\Omega_r = \frac{1}{E_{sod}} \left| \frac{df(\epsilon_{..p})}{d\epsilon_{..p}} \right|_{\epsilon_{..p} = \epsilon_{..p}^{max}}$$

gdzie:

E_{sod} – moduł sprężystości przy odciażaniu,

$\varepsilon_{kr} < \varepsilon_{np} < \varepsilon_n$ – przedział odkształceń, w którym możliwy jest przeskok;

- wskaźnik potencjalnej skłonności skały do tępów według Tajdusia, Flisiaka i Klisowskiego (2003) określa wzór

$$W_{ET}^{pz} = \frac{1}{\frac{E_{od}}{M} +} \text{ gdy } |R_{cd}^p| \leq |p_z|$$

gdzie:

E_{od} – moduł sprężystości przy odciażaniu próbki w części przedniszczeniowej,

M – moduł pokrytyczny.

ZAKOŃCZENIE

Złożoność mechanizmu tąpnięcia była powodem, że do tej pory nie opracowano w pełni skutecznej metody prognozowania tego zjawiska. Rozwój nauki i postęp w rozwoju bazy sprzętowej przyczyniają się do opracowywania coraz to nowocześniejszych i oryginalniejszych oraz wiarygodniejszych wskaźnikowych metod oceny skłonności do tępów. Jednakże większość z tych metod ma charakter jedynie teoretyczny i jak dotąd nie były weryfikowane w warunkach górniczych.

Omawiane w publikacjach wskaźniki skłonności do tępów, wyznaczone na podstawie badań w maszynie wytrzymałościowej, odnoszą się najczęściej jedynie do poszczególnych rodzajów skał, na przykład określa się je oddzielnie dla węgla a oddzielnie dla poszczególnych warstw i skał otaczających pokłady węglowe (piaskowców, mułowców i iłowców), podając wartości wyznaczanych wskaźników odrębnie. Przyjmując taki schemat postępowania nie uwzględnia się wpływu na zagrożenie tąpnięciami układu składającego się z pokładu węgla i otaczającego go kompleksu skał jako zespołu wielu warstw skalnych o różnych właściwościach i zmiennej miąższości.

Taki układ przyjęty jako modelowy dla warunków Górnośląskiego Zagłębia Węglowego stał się podstawą do opracowania nowych wskaźników skłonności górotworu do tępów. Należą do nich wskaźniki opracowane w ostatnich latach w GIG:

- wskaźnik skłonności górotworu do tępów W_{TG} ,
- wskaźnik energii kinetycznej górotworu W_{Ek} .

Prognoza skłonności górotworu do tępów na podstawie wskaźników W_{TG} i W_{Ek} została zweryfikowana w warunkach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (w ponad czterdziestu poligonach).

Opracowane w GIG nowe metody oceny skłonności górotworu do tępów znalazły odzwierciedlenie w znowelizowanych w 2002 roku przepisach Prawa geologicznego i górniczego, w zakresie zaliczania pokładów do odpowiednich stopni zagrożenia tąpnięciami. W Rozporządzeniu Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia

14 czerwca 2002 r. (Dz. U. Nr 94 poz. 841) pojęcie skłonności do tąpnięć zostało rozszerzone przez wprowadzenie pojęcia skłonności górotworu i skał do tąpnięć, uzależnione od całokształtu własności skał otaczających i pokładu.

Literatura

1. Bukowska M. (2000): *The influence of strain rate on indices of rock bump susceptibility*. Archives of Mining Sciences Vol. 45/1, s. 23–45.
2. Bukowska M. (2002): *Geomechanical properties of rocks from the rockburst hazard point view*. Archives of Mining Sciences. Vol. 47/2, s. 111–138.
3. Bukowska M. (2003): *Wskaźnik skłonności do tąpnięć układu „skały otaczające – pokład węgla”*. Przegląd Górniczy nr 1, s. 41–46.
4. Bukowska M. (2004): *Wskaźnik W_{NT} naturalnego zagrożenia tapaniami*. Przegląd Górniczy nr 3, s. 18–23. Errata – Przegląd Górniczy nr 5.
5. Bukowska M., Smółka J. (1994): *Intensywność rozpraszania energii węgla i skał płonnych wybranych pokładów GZW wg badań laboratoryjnych*. Mat. V Konf.: Problemy geologii i ekologii w górnictwie podziemnym. Katowice, GIG, s. 103–109.
6. Bukowska M., Bukowski P. (2005): *Uwagi dotyczące wpływu zawodnienia na ocenę skłonności górotworu do tąpnięć dla obszarów granicznych kopalń czynnych i zlikwidowanych w GZW*. Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Pol. Wrocław. 75. Seria: Konf. 41, s. 49–58.
7. Kidybiński A., Smółka J. (1988): *Wpływ wytrzymałości i dynamiki rozpadu skał na skłonność górotworu do tąpnięć*. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej nr 960, seria: Górnictwo z. 172, s. 341–350.
8. Konopko W. (1994): *Doświadczalne podstawy kwalifikowania wyrobisk górniczych w kopalniach węgla kamiennego do stopni zagrożenia tapaniami*. Prace Głównego Instytutu Górnictwa nr 795.
9. Konopko W., Patyńska R. (2004): *Podstawy nowelizacji metody rozeznania górniczego dla oceny stanu zagrożenia tapaniami*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 10 (122), s. 10–16.
10. Krzysztoń D. (1989): *Badanie energii odkształcenia podłużnego suchych i mokrych próbek piaskowca*. Zeszyty Naukowe AGH. Seria Górnictwo z. 145.
11. Ragus E., Zygałłowicz T. (1994): *Rys historyczny występowania tąpnięć*. Przegląd Górniczy nr 2, s. 1–3.
12. Szecówka Z., Domżał J., Ożana P. (1973): *Energetyczny wskaźnik skłonności naturalnej węgla do tąpnięć*. Prace GIG, Komunikat nr 594.
13. Smółka J. (1994): *Naprężeniowo-deformacyjna charakterystyka niszczenia węgla i skał w próbie jednoosiowego ściskania*. Symp. Nauk.-Techn. Tapania '94. Katowice, GIG, s. 53–61.
14. Tajduś A., Flisiak D., Klisowski R. (2003): *Propozycja wskaźnika dla oceny skłonności do tąpnięć układu warstwy stropowe–pokład*. Geotechnika w budownictwie i górnictwie. Wrocław, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, s. 254–263.
15. Zorychta A. (2002): *Tąpnięcie jako utrata stateczności wyrobiska podziemnego*. Międzyn. Symp. Nauk.-Tech. Tapania 2002. Katowice, GIG, s. 441–468.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Władysław Konopko

Marian Turek

RYNEK ZBYTU WĘGLA KAMIENNEGO W POLSCE – STAN AKTUALNY, PRZEWIDYWANIA

Streszczenie

W artykule przedstawiono sytuację na rynku zbytu węgla kamiennego w 2004 roku oraz przewidywania na przyszłość. Na podstawie informacji wynikających z polityki energetycznej Polski dużo uwagi poświęcono takim zagadnieniom, jak chłonność rynku krajowego. Przedstawiono także dane dotyczące wydobywania i sprzedaży węgla kamiennego oraz zasad jego dystrybucji.

Market of hard coal in Poland – actually condition, predictions

Abstract

In article represented formation of sale market of pit-coal in year 2004 and expectations in this range. In support for informations resulting from energy policy of Poland much attentions one sacrificed to such problems as absorptiveness of national market. It also present concerning mine and sale of hard coal and principles of distributions of coal.

WPROWADZENIE

Podobnie jak w przypadku innych paliw i surowców mineralnych, zapotrzebowanie na węgiel podlega wahaniom koniunktury, będących rezultatem różnorodnych uwarunkowań ekonomicznych i pozaekonomicznych. Węgiel, stanowiący niegdyś podstawę światowej energetyki, w ciągu ostatnich dziesięcioleci zaczął być zastępowany paliwami alternatywnymi, pojawiło się też wiele prognoz wskazujących na stopniowe zaprzestanie stosowania go w energetyce. Mimo to węgiel nadal jest uznawany za jedno z najtańszych i najpewniejszych źródeł energii, a jego zużycie w skali globalnej charakteryzuje stały wzrost.

Od pierwszych tygodni 2004 roku ceny węgla energetycznego na rynkach światowych wykazywały wyraźną tendencję wzrostową, z niewielkimi okresowymi wahaniami. Istotny wpływ na ten wzrost miała coraz bardziej napięta sytuacja na rynku azjatyckim, spowodowana w znacznej mierze decyzją władz chińskich o ograniczeniach eksportu węgla, a także poważne zmniejszenie wydobycia w Indonezji wskutek intensywnych opadów we wschodnim Kalimantanie. Na wysokie ceny w portach wyładowniczych w 2004 roku wpłynęły także wysokie stawki na rynku frachtowym.

Chłonność rynku w pierwszych miesiącach 2004 roku była stabilna, jednak zainteresowanie odbiorców węgla wzrosło pod koniec czerwca. Doprowadziło to do wzrostu cen w portach ARA (Amsterdam-Rotterdam-Antwerpia). Jeśli na początku II kwartału 2004 roku jego średnie miesięczne notowania wynosiły 65,50 USD/t, to na początku II półrocza 2004 roku wzrosły do 77,56 USD/t. Pod koniec okresu letniego ceny nieznacznie spadły, po czym ustabilizowały się na dość wysokim poziomie – w notowaniach za wrzesień oraz październik 2004 roku, ceny netto na bazie CIF

portów ARA węgla o kaloryczności 6000 kcal/kg wynosiły odpowiednio: 74,19 oraz 74,04 USD/t.

Zapotrzebowanie na węgiel wśród europejskich nabywców zmniejszyło się w ostatnich miesiącach 2004 roku. Ceny węgla z RPA na bazie FOB zaczęły szybko obniżać się – o ile pod koniec października ich poziom sięgał 59 USD/t, to już w listopadzie ceny wahały się w przedziale 55–57 USD/t FOB Richards Bay (w odniesieniu do 6000 kcal/kg netto).

W ocenie przeważającej większości analityków na rynku węgla energetycznego mogą wystąpić w najbliższym czasie trudności w znalezieniu jego nabywców po cenach zapewniających rentowność spółkom węglowym.

Sytuację na rynku węgla koksowego kształtowała korzystna koniunktura wiążąca się ze wzrostem zapotrzebowania na stal. W pierwszych miesiącach 2004 roku występowała duża różnica między cenami zawartymi w umowach długoterminowych, a cenami w transakcjach spotowych.

Średnia cena standardowej jakości węgla typu hard (odpowiednik typu 35) w kontraktach na dostawy węgla w 2004 roku między stalowniami japońskimi (JSM) a BHP Billiton-Mitsubishi Alliance (BMA) osiągnęła niezwykle wysoki poziom 125 USD/t FOB, co w porównaniu z 2003 rokiem oznacza wzrost o ponad 117% (z poziomu 57,50 USD/t). W opinii większości specjalistów, cena była konsekwencją napiętej sytuacji w zakresie podaży, w sytuacji dość znacznego wzrostu zapotrzebowania państw azjatyckich i Ameryki Południowej.

Warto zwrócić uwagę, że w 2004 roku produkcja stali surowej w krajach zrzeszonych w Międzynarodowym Instytucie Żelaza i Stali (IISI) wyniosła 1 054,6 mln ton, co w porównaniu z 2003 rokiem oznacza wzrost o 8,8%. To więc było przyczyną dynamicznego wzrostu zapotrzebowania.

Pod koniec 2004 roku rozpoczęto negocjacje między stalowniami japońskimi (JSM) i australijską grupą Xstrata, dotyczące dostaw w 2005 roku (od 1 kwietnia 2005 r. do 31 marca 2006 r.). Odbiorcy japońscy wynegocjowali cenę w wysokości 125 USD/t FOB za węgiel typu hard, zaakceptowaną przez innych dostawców.

Zapotrzebowanie w 2005 roku stalowni japońskich na pochodzący z Australii i Kanady węgiel typu semi-soft (odpowiednik typu 34) według przewidywań powinno być większe niż w 2004 roku. Według oceny producentów australijskich, propozycje cenowe będą oscylować około 85 USD/t.

Ceny na dostawy zdecydowanej większości tonażu węgla zakontraktowanego przez stalownie brazylijskie wydają się być wysokie. Wahają się one w przedziale 100–102 USD/t FOB za węgle typu PCI oraz węgle typu semi-soft, a także do 125–130 USD/t za węgle typu hard z Australii. BHP-Billiton w przypadku węgla typu hard uzgodnił cenę 128–129 USD/t FOB. W przypadku węgla typu semi-soft (South Walker Creek i Blackwater) cena wyniosła ponad 100 USD/t (w 2004: 44,10–45,35 USD/t).

Według przewidywań specjalistów, w 2005 roku na rynku węgla koksowego będzie utrzymywać się z punktu widzenia dostawców, korzystna koniunktura. Ma to wynikać z faktu, że światowa gospodarka rozwija się obecnie w tempie najszybszym od kilkunastu lat, a w rozwoju tym przodują USA i kraje Azji.

1. STRUKTURA RYNKU

Polska gospodarka bazuje w znacznym stopniu na węglu kamiennym. W bilansie energetycznym Polski węgiel kamienny zajmuje podstawową pozycję. Z danych za 2004 rok dotyczących sytuacji energetycznej w Polsce wynika, że produkcja prądu elektrycznego wyniosła 154,1 TW·h, w tym nieco ponad 145 TW·h pochodziło z elektrowni zawodowych. Jest to blisko o 2% więcej niż w roku poprzednim. Porównując zużycie węgla kamiennego na produkcję prądu i energii cieplnej w 2004 roku w stosunku do 2003 roku trzeba stwierdzić, że nastąpił wzrost jego zużycia o ponad 2% (43,2 mln t), a węgla brunatnego o około 0,3% (60,3 mln t). Nastąpił też wyraźny wzrost zużycia gazu ziemnego o blisko 23% (44 795 878 GJ).

Zwiększyła się produkcja energii elektrycznej ze źródeł odnawialnych. W 2004 roku wyprodukowano blisko 2,9 TW·h energii elektrycznej, tj. blisko ponad 50% więcej niż w roku poprzednim. Wzrosła także produkcja energii elektrycznej z biomasy i biogazu, która wynosiła w sumie 0,52 TW·h. Należy także odnotować wzrost o ponad 21% produkcji energii wodnej i wiatrowej do około 0,44 TW·h. Warto jednak wyraźnie podkreślić, że w strukturze produkcji energii elektrycznej nie wystąpiły w 2004 roku istotne zmiany. W 2004 roku z węgla kamiennego wyprodukowano około 62,4% energii elektrycznej, natomiast z węgla brunatnego i gazu ziemnego produkcja tej energii wynosiła odpowiednio: 35,1 i 2,5%. Świadczy to o dominującym znaczeniu paliw stałych w produkcji energii elektrycznej, w tym węgla kamiennego.

Polscy producenci praktycznie w całości realizują potrzeby surowcowe krajowego przemysłu koksochemicznego. Uważa się, że pomimo stopniowo wzrastającego udziału innych nośników energii w bilansie energetycznym kraju, w tym gazu i ropy naftowej, węgiel jest i nadal pozostanie podstawowym paliwem w Polsce.

Własności użytkowe węgla kamiennego, sposób jego użytkowania oraz różnorodność zastosowań wyznaczają kryteria, według których można scharakteryzować strukturę krajowego rynku węgla kamiennego. Podstawowym kryterium, w obserwacji zjawisk gospodarczych oraz prognozowaniu trendów przyszłego zużycia, jest wielkość zapotrzebowania na rodzaje i sortymenty węgla. Według tego kryterium określa się trzy podstawowe grupy odbiorców węgla:

- sektor elektroenergetyki zawodowej grupującej elektrownie systemowe oraz duże elektrociepłownie i ciepłownie, których podstawową działalnością jest wytwarzanie energii elektrycznej lub cieplnej,
- przemysł koksochemiczny,
- pozostałych odbiorców krajowych, między innymi sektor ciepłownictwa przemysłowego i komunalnego, odbiorców przemysłowych zużywających węgiel kamienny do celów technologicznych oraz użytkowników indywidualnych zużywających węgiel kamienny do bezpośredniej przemiany na energię ciepłą (spalanie) w celu zaspokojenia swoich potrzeb bytowych.

Dodatkowymi kryteriami, charakteryzującymi rynek węgla kamiennego w ujęciu ilościowym, głównie ze względu na własności użytkowe tego surowca, są:

- rodzaj węgla wyróżniający węgiel energetyczny (do celów energetycznych) oraz węgiel koksowy,
- sortyment (granulacja węgla), mający zastosowanie w odniesieniu do węgla energetycznego w aspekcie stosowanych technologii spalania.

Udział węgla do celów energetycznych w sprzedaży krajowej wynosi obecnie około 83,2%. Dominującą pozycję wśród krajowych odbiorców węgla kamiennego zajmuje sektor elektroenergetyki zawodowej z udziałem w krajowej sprzedaży wynoszącej około 50,6%. Sprzedaż bezpośrednia węgla dla tego sektora wynosi około 37,792 tys. t rocznie. Sprzedaż węgla dla koksownictwa kształtuje się na poziomie około 13,129 tys. t rocznie, z udziałem 16,8% w sprzedaży krajowej. Sprzedaż ta jest determinowana głównie koniunkturą na krajowym i światowym rynku koksu oraz wyrobów hutniczych. Stan taki wynika z głębokich przemian strukturalnych gospodarki, których celem jest obniżenie energochłonności produkcji przemysłowej oraz rozwój energooszczędnych technologii w sferze budownictwa i eksploatacji zasobów mieszkaniowych.

W 2004 roku największy udział w sprzedaży węgla w kraju miała Kompania Węglowa S.A. – wyniósł on 49,6% i zmniejszył się w porównaniu z 2003 rokiem o 1%. Druga pod względem udziału w rynku sprzedaży w kraju była Katowicka Grupa Kapitałowa. Jej udział w 2004 roku w krajowej sprzedaży węgla ogółem wyniósł 19,6% i wzrósł w porównaniu z 2003 rokiem o 0,3%. W 2004 roku Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. zwiększyła, w porównaniu z 2003 rokiem, udział w sprzedaży krajowej o 0,2% (wyniósł on 14,6%), natomiast kopalnie–spółki zwiększyły udział w sprzedaży w kraju o 2,3% (z 13,9% w 2003 r.). Wzrost tego udziału był wynikiem uwzględnienia w 2004 roku sprzedaży węgla przez kopalnię „Siltech” Sp. z o.o. oraz włączeniem od 01.04.2004 roku do tej grupy kopalń ZGE „Janina” Sp. z o.o. – po uprzednim wyłączeniu tej kopalni ze struktur Kompanii Węglowej S.A.

W 2004 roku, ze względu na wysoką cenę węgla do koksowania, w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. nastąpiło zwiększenie wartościowego udziału sprzedaży węgla w kraju, w porównaniu z ilościowym udziałem sprzedaży (z 14,6 do 41,9%). W Katowickiej Grupie Kapitałowej oraz w kopalniach–spółkach zmniejszenie, w porównaniu ze sprzedażą ilościową, wartościowego udziału sprzedaży węgla w kraju wyniosło odpowiednio: 1,9 oraz 3,3%.

Największy ilościowy udział w sprzedaży węgla w wywozie do UE i w eksporcie poza granice UE w 2004 roku uzyskała Kompania Węglowa S.A. (71,8%), zwiększając go w stosunku do 2003 o 4,4%.

Udział w wywozie do UE i eksporcie ogółem Katowickiej Grupy Kapitałowej w 2004 roku wyniósł 15,9% i w porównaniu z 2003 rokiem obniżył się o 2%.

Udział Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. w wywozie i eksporcie obniżył się z 11,5% w 2003 roku do 9,9% w 2004 łącznej sprzedaży w wywozie i eksporcie.

W 2004 roku Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. – wskutek wysokiej ceny w wywozie i eksporcie węgla do koksowania – zwiększyła, w porównaniu z ilościowym udziałem sprzedaży, wartościowy udział sprzedaży węgla w wywozie do UE i eksport poza granice UE (z 9,9 do 18,1%).

Zmniejszenie wartościowego udziału sprzedaży węgla w wywozie i eksporcie, w porównaniu z ilościowym udziałem sprzedaży, odnotowano w Kompanii Węglowej S.A. (z 71,8 do 64,5%) oraz Katowickiej Grupie Kapitałowej (z 15,9 do 14,8%).

W grupie kopalń–spółek, wartościowy udział sprzedaży węgla w wywozie i eksporcie, w porównaniu z ilościowym udziałem sprzedaży, wzrósł o 0,2% (z 2,4 do 2,6%).

2. CHŁONNOŚĆ RYNKU KRAJOWEGO

Chłonność krajowego rynku węgla kamiennego w zasadniczy sposób wpływa na bieżącą sytuację sektora górnictwa węgla kamiennego. Miara chłonności w okresie od 1990 do 2004 roku było całkowite zużycie węgla, które miało zdecydowanie i w 2004 roku wyniosło zaledwie 69% wartości z 1990 roku.

Zużycie energii pierwotnej w ostatnich latach w Polsce było związane z realizowanymi programami restrukturyzacyjnymi i modernizacją gospodarki prowadzącą do zmniejszenia jej energochłonności oraz przejściowym osłabieniem wzrostu gospodarczego. Zużycie poszczególnych nośników energii przedstawiono w tablicy 1.

Tablica 1. Zużycie nośników energii w Polsce

Nośniki energii	Jednostka miary	1994	1995	2000	2001	2002	2003
Węgiel kamienny	tys. t	104,9	107,8	83,4	84,2	80,4	84,7
Węgiel brunatny	tys. t	66,0	63,2	59,5	59,5	58,2	60,8
Koks	tys. t	8,3	8,3	5,8	5,0	4,7	5,0
Gaz ziemny wysokometanowy	mln m ³	8,6	9,5	10,5	10,9	10,5	11,8
Gaz ziemny zaazotowany	mln m ³	2,7	2,9	3,1	3,3	3,3	3,4
Benzyny silnikowe	tys. t	4,7	5,5	5,2	4,7	4,5	4,3
Oleje napędowe	tys. t	5,8	6,3	6,0	5,7	5,2	5,8
Oleje opalowe	tys. t	2,9	3,0	4,4	5,3	3,8	3,7
Energia elektryczna	GW · h	132,7	136,2	138,8	138,9	137,0	141,6
Ogółem	PJ	4,1	4,2	3,8	3,8	3,8	3,9

Źródło: Polityka energetyczna Polski do 2025 roku, informacje statystyczne ARE.

Istotnym wskaźnikiem rozwoju gospodarczego, zwłaszcza w okresie przemian gospodarczych każdego kraju, oprócz zużycia energii pierwotnej i energochłonności gospodarki, jest struktura zużycia paliw pierwotnych.

W okresie od 1994 do 2003 roku udział węgla kamiennego w strukturze zużycia energii pierwotnej zmalał o 11%. Zmniejszenie udziału węgla kamiennego odbywało się przede wszystkim na rzecz udziału ropy naftowej (wzrost z 16% w 1994 roku do 23% w 2003) i gazu ziemnego (wzrost z 8% w 1994 roku do 12% w 2003).

Struktura zużycia energii pierwotnej w Polsce zasadniczo różni się od struktury energii pierwotnej państw należących od wielu lat do Unii Europejskiej. Duże krajowe zasoby węgla kamiennego powodują, że jest on podstawowym surowcem w strukturze energii pierwotnej w Polsce. Pomimo zmniejszenia jego udziału w strukturze zużycia paliw pierwotnych w latach 1994–2003 o 10%, udział węgla kamiennego jest nadal znacznie większy niż w krajach byłej UE.

Na podstawowe różnice w strukturze zużycia energii pierwotnej w Polsce i dawnej Unii Europejskiej wpływają:

- ponad czterokrotnie większy udział zużycia węgla w Polsce (ok. 62%) niż w UE (15%),
- dwukrotnie mniejszy udział paliw węglowodorowych w Polsce (ponad 35%) w porównaniu z UE (63%),
- brak energetyki jądrowej w Polsce, w UE to średnio około 16% udziału w strukturze paliw pierwotnych.

Porównując struktury zużycia paliw pierwotnych w Polsce i w UE można wyciągnąć następujące wnioski:

1. W zużyciu nośników energii pierwotnej można odnotować trendy, które prawdopodobnie będą występowały w przyszłych latach, przy czym można wyróżnić dwie grupy nośników:
 - pierwsza grupa to paliwa stałe (węgiel kamienny, węgiel brunatny, drewno) – wykazujące ogólnie trend malejący, przy czym jest obserwowany spadek zużycia węgla kamiennego, a wzrost zużycia drewna i torfu,
 - druga grupa nośników, to: ropa naftowa, gaz ziemny, z zaobserwowanym wyraźnym wzrostem zużycia obu nośników.
2. Zmiany w ilości zużycia nośników energii są skutkiem zmian zachodzących w gospodarce, wynikających z realizowania polityki energetycznej państwa.
3. Produktywność wymienionych nośników, mierzona uzyskiwaną wielkością PKB na jednostkę energii, systematycznie wzrasta, jakkolwiek produktywność ta w porównaniu ze średnią w krajach UE jest stosunkowo mała; podstawowym czynnikiem jest w dalszym ciągu mała efektywność systemu gospodarczego.
4. Na podstawie porównywania produktywności energii w Polsce w stosunku do krajów UE można ocenić, że istnieją szanse na wzrost PKB, bez wyraźnego zwiększania zużycia energii (pod warunkiem ciągłego inwestowania w oszczędzanie energii).
5. Obecna struktura i poziom rozwoju gospodarki w Polsce, a także struktura zużycia nośników energii pierwotnej odbiegają od występujących w krajach dawnej UE.

Do rozważań nad obecną i przyszłą sytuacją na krajowym rynku węgla kamiennego istotne są prognozy zapotrzebowania na ten surowiec, z uwzględnieniem różnych wariantów przewidywanego rozwoju gospodarczego. Obecną długoterminową prognozę krajowego zapotrzebowania na węgiel kamienny do 2025 roku przedstawiono w dokumencie pt. „Polityka energetyczna Polski do 2025 roku”, który został przyjęty przez Radę Ministrów RP 4 stycznia 2005 roku. Podstawą prognozy jest przewidywane zużycie tego paliwa przez największego krajowego odbiorcę – sektor elektroenergetyki zawodowej.

Łączna zdolność produkcyjna kopalń w 2004 roku wyniosła 99,3 mln t, w tym węgla energetycznego około 82,7 mln t, natomiast węgla koksującego około 16,6 mln t.

Produkcja energii elektrycznej w latach 1994–2004 pokrywała krajowe zapotrzebowanie na moc i energię, i wynosiła 135,3 TW·h w 1994 roku oraz 154,1 TW·h w 2004 roku. W ubiegłym roku, poza granicami kraju zakupiono 5,3 TW·h, a sprzedano za granicą 14,6 TW·h.

Zużycie na potrzeby własne, tj. tylko do produkcji energii elektrycznej, odniesione do zużycia globalnego zwiększyło się z 6,93% w 1994 roku do 8,7% w 2003. Zużycie to odniesione do produkcji zwiększyło się odpowiednio z 6,43 do 7,89%. W tym okresie przewaga eksportu nad importem wzrosła z 2,68 TW · h w 1994 roku do 10,2 TW · h w 2003.

Ogólną tendencją jest spadek zużycia ciepła sieciowego w latach 1995–2002 z 420,8 do 351,4 PJ, czyli średnio o 2,3% w roku.

Podstawowym paliwem dla elektrowni i elektrociepłowni jest węgiel kamienny i brunatny, a dla ciepłowni tylko węgiel kamienny.

W przypadku elektrowni i elektrociepłowni udział węgla w zużyciu paliw wyniósł w 1995 roku 98,2%, a w 2004 roku zmalał do 97% (w elektroenergetyce zawodowej).

W przypadku ciepłowni udział węgla malał szybciej: z 95,34% w 1995 roku do 88,92% w 2002 na rzecz gazu ziemnego, którego udział wynosił odpowiednio: 0,83 i 6,79%, udział paliw odnawialnych wzrósł z 0,16 do 0,46% (odpowiednio w 1994 i 2002), udział oleju opałowego oscylował wokół 4%.

Zużycie węgla kamiennego wykazujące ogólnie tendencję malejącą, jest spowodowane zastępowaniem go innymi nośnikami energii – gazem ziemnym oraz produktami przetwórstwa ropy naftowej. Jednak znaczenie paliwa węglowego, szczególnie w produkcji energii elektrycznej, jest wyraźne.

3. WYDOBYCIE I SPRZEDAŻ

W 2004 roku wydobycie węgla kamiennego wyniosło 99 269,8 tys. t i było mniejsze niż w 2003 roku o 1 140,3 tys. t, tj. o 1,1%. Kształtowanie się wielkości wydobycia węgla kamiennego w 2003 i 2004 roku według rodzajów węgla przedstawiono w tablicy 2.

Tablica 2. Wydobycie węgla kamiennego w latach 2003 i 2004

Wyszczególnienie		Wydobycie, tys. t		Różnica	Dynamika %
		2003	2004	2004–2003	
Wydobycie ogółem		100 410,1	99 269,8	–1 140,3	98,9
w tym	węgiel energetyczny	84 262,9	82 744,4	–1 518,5	98,2
	węgiel koksowy	16 147,2	16 525,4	378,2	102,3

Zródło: Informacja o przebiegu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w 2004 roku. Warszawa, MGiP 2004, 2005.

Udział wydobycia węgla koksowego w wydobyciu ogółem wzrósł z 16,1% w 2003 roku do 16,6% w 2004. Stan zapasów węgla kamiennego ogółem w kopalniach na koniec 2004 roku wyniósł 1 995 tys. t. W porównaniu z grudniem 2003 roku nastąpiło zmniejszenie stanu zapasów węgla w kopalniach o 907,9 tys. t. W spółkach węglowych, w stosunku do których Walne Zgromadzenie Akcjonariuszy podjęło uchwały o dopuszczalnej ilości zapasów na 2004 rok (Kompania Węglowa S.A., Katowicki Holding Węglowy S.A., Jastrzębska Spółka Węglowa S.A., KWK Budryk S.A.); stan zapasów węgla nie przekroczył określonych w tych uchwałach limitów.

Sprzedaż ogółem węgla kamiennego w 2004 roku wzrosła, w porównaniu z 2003 rokiem, o 325,4 tys. t, osiągając 98 851,1 tys. t. Kształtowanie się wielkości sprzedaży według kierunków oraz głównych odbiorców krajowych w latach 2003 i 2004 przedstawiono w tablicy 3.

Tablica 3. Wielkość sprzedaży w latach 2003 i 2004

Wyszczególnienie		Wydobycie, tys. t		Różnica	Dynamika	
		2003	2004	2004–2003	%	
Sprzedaż ogółem		98 525,7	98 851,1	325,4	100,3	
w tym	wywóz do UE i eksport	20 023,6	20 791,6	768,0	103,8	
	kraj	78 502,1	78 059,5	–442,6	99,4	
	w tym	energetyka zawodowa	36 215,0	37 792,3	1 577,3	104,4
		energetyka przemysłowa	832,5	601,5	–231,0	72,3
		ciepłownie przemysłowe i komunalne	2 045,1	4 547,4	2 502,3	222,4
		inni odbiorcy przemysłowi	2 055,7	1 884,9	–170,8	91,7
		koksownie	13 367,2	13 129,8	–237,4	98,2
		pozostali odbiorcy krajowi	23 986,6	20 103,6	–3 883,0	83,8

Zródło: Informacja o przebiegu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w 2004 roku. Warszawa, MGiP 2004, 2005.

Zwiększenie sprzedaży ogółem było wynikiem wzrostu wywozu i eksportu o 3,8%, w tym głównie węgla koksowego (o 546,5 tys. t).

W sprzedaży węgla kamiennego w kraju charakterystyczna jest zmiana struktury sprzedaży. Nastąpił wzrost o 2,5% (z 2,1 w 2003 roku do 4,6% w 2004) udziału sprzedaży dla ciepłowni przemysłowych i komunalnych oraz zmniejszenie o 4% (z 24,3% w 2003 roku do 20,3 w 2004) udziału sprzedaży dla pozostałych odbiorców krajowych. Zmiana struktury sprzedaży węgla kamiennego w kraju była wynikiem:

- racjonalizacji polityki sprzedaży prowadzonej przez czołowych producentów węgla,
- zmiany wielkości zakupów węgla kamiennego przez ciepłownie przemysłowe i komunalne oraz pozostałych odbiorców krajowych,
- znaczącego ograniczenia bezgotówkowych form rozliczania.

Całkowita ilość węgla kamiennego dostarczonego w 2004 roku przez polskich producentów na rynek krajowy wyniosła 78 772,8 tys. t, z czego 78 059,5 tys. t, to sprzedaż zrealizowana przez kopalnie węgla kamiennego, a 713,3 tys. t, to sprzedaż zrealizowana przez samodzielne zakłady wzbogacania węgla kamiennego.

Wywóz do Unii Europejskiej i eksport węgla kamiennego poza granice UE był realizowany przez pośredników oraz bezpośrednio przez spółki węglowe. Wywóz i eksport w 2004 roku wyniósł łącznie 20 791,6 tys. t, w tym 17 490,4 tys. t węgla energetycznego (o 221,5 tys. t więcej niż w 2003 r.) oraz 3 301,2 tys. t węgla koksowego (o 546,5 tys. t więcej). Za pośrednictwem „Węglókoks” S.A., głównego pośrednika w sprzedaży węgla kamiennego za granicę, sprzedano w 2004 roku do UE i poza granice Unii 19 583,8 tys. t węgla (94,2% węgla ogółem kierowanego za granicę). W porównaniu z 2003 rokiem wywóz i eksport węgla za pośrednictwem „Węglókoks” S.A. wzrósł o 650,2 tys. t, tj. o 3,4%. Poprzez innych pośredników

sprzedano poza granice kraju 454 tys. t, a bezpośrednio przez spółki 753,7 tys. t. W 2004 roku poza granice kraju sprzedano 19 897,4 tys. t węgla kamiennego (95,7% węgla, który kopalnie sprzedają na wywóz i eksport), z tego:

- wywieziono do krajów UE 18 695,2 tys. t (94% sprzedanego za granicą węgla), w tym 15 640,1 tys. t węgla do celów energetycznych oraz 3 055,1 tys. t węgla do koksowania,
- wyeksportowano poza kraje UE 1 202,2 tys. t (6%), w tym 1 043,8 tys. t węgla do celów energetycznych oraz 158,4 tys. t węgla do koksowania.

Różnica między ilością sprzedanego przez kopalnie węgla na wywóz i eksport (20 791,6 tys. t), a faktyczną ilością węgla wywiezionego i wyeksportowanego (19 897,4 tys. t) w 2004 roku wyniosła 894,2 tys. t. Nadwyżka ta dotyczy największego polskiego dostawcy węgla na rynki światowe – Węgłokoks S.A. Powiększyła ona stan jego zapasów na składowiskach portowych oraz śródlądowych. Zapasy te pozwalają na niwelowanie różnic między dużym popytem na węgiel na rynku europejskim a małą podażą tego surowca ze strony producentów polskich. W 2004 roku Węgłokoks S.A. zakupił na wywóz i eksport, drogą morską, 12 636,9 tys. t węgla, natomiast drogą lądową 6 946,9 tys. t. Za jego pośrednictwem wywieziono i wyeksportowano poza granice kraju łącznie 18 689,6 tys. t węgla, z tego drogą morską 11 742,7 tys. t. Największym odbiorcą węgla kamiennego wśród krajów UE były w 2004 roku Niemcy, gdzie wywieziono 7 198,7 tys. t (38,5% węgla ogółem wywiezionego do krajów UE), natomiast wśród krajów spoza UE – Maroko – wyeksportowano 500,6 tys. t (41,6% węgla ogółem wyeksportowanego poza granice UE).

W 2004 roku sprzedaż ogółem węgla do celów energetycznych wyniosła 82 417,3 tys. t (83,4% sprzedaży ogółem). Sprzedaż węgla do celów energetycznych według podstawowych sortymentów w 2004 roku przedstawiono w tablicy 4.

Tablica 4. Sprzedaż węgla do celów energetycznych

Wyszczególnienie		Sprzedaż, tys. t		Różnica	Dynamika %
		2003	2004	2004–2003	
Węgiel do celów energetycznych ogółem		82 399,2	82 417,3	18,1	100,0
w tym	sortymenty grube	6 574,4	6 132,3	–442,1	93,3
	sortymenty średnie i drobne	3 007,1	3 431,8	424,7	114,1
	miał	71 168,2	72 026,5	858,3	101,2
	pozostałe sortymenty	1 649,5	826,7	–822,8	50,1

Źródło: Informacja o przebiegu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w 2004 roku. Warszawa, MGİP 2004, 2005.

W sprzedaży węgla do celów energetycznych zmiana jej struktury wiązała się ze spadkiem o 0,6% (z 8 w 2003 roku do 7,4% w 2004) udziału sprzedaży sortymentów grubych oraz wzrostem o 1% (z 86,4 w 2003 roku do 87,4% w 2004) udziału sprzedaży mialów. Zmiana struktury sprzedaży nie jest jednak odzwierciedleniem poprawy jakości węgla do celów energetycznych (wzrost wartości opałowej wyniósł tylko 72 kJ/kg).

Sprzedaż węgla do koksowania w 2004 roku wyniosła 16 433,8 tys. t i według typów kształtowała się następująco (tabl. 5).

Tablica 5. Sprzedaż węgla do koksowania

Wyszczególnienie		Sprzedaż, tys. t		Różnica	Dynamika %
		2003	2004	2004–2003	
Węgiel do koksowania		16 126,5	16 433,8	307,3	101,9
w tym	typ 34.1	1 479,2	1 446,5	–32,7	97,8
	typ 34.2	4 031,1	4 159,0	127,9	103,2
	typ 35.1	7 819,7	8 151,2	331,5	104,2
	typ 35.2B	2 796,5	2 677,1	–119,4	95,7

Zródło: Informacja o przebiegu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w 2004 roku. Warszawa, MGiP 2004, 2005.

4. CENY WĘGLA KAMIENNEGO

Istotnym zagadnieniem z uwagi na funkcjonowanie rynku węgla kamiennego jest wysokość i sposób regulowania cen. Węgiel kamienny nie podlega żadnym regulacjom przez państwowe organa regulacyjne, w związku z czym producent ma prawo ustanawiania cen i powinien być zainteresowany taką ich wielkością, która pokrywa koszt produkcji. Jednocześnie, ceny powinny być kształtowane w ten sposób, aby węgiel produkcji krajowej stanowił konkurencję dla możliwego importu.

W kontaktach, producent – odbiorca bezpośredni lub producent – autoryzowany sprzedawca, ceny i sposób ich ustalania są przedmiotem negocjacji handlowych. Praktyka negocjacji jest uzależniona głównie od rodzaju węgla. W przypadku węgla koksowego cena zależy od typu węgla, a więc jego własności koksowniczych, i jest okresowo negocjowana. Ceny węgla do celów energetycznych najczęściej są związane z wartością użytkową tego paliwa.

Podstawą ustalania cen miałow energetycznych, stanowiących około 87% sprzedaży węgla do celów energetycznych, była dawniej cena tzw. węgla normatywnego, będąca przedmiotem negocjacji, natomiast cena konkretnej partii węgla była określana odpowiednią formułą obliczeniową, uzgadnianą również podczas negocjacji i zależała od relacji między średnią jakością a jakością węgla normatywnego.

Ceny sortymentów opałowych węgla energetycznego również zależały od ich wartości użytkowej – przede wszystkim od uziarnienia mającego bezpośredni związek z technologią spalania i związanym z nią kosztem pozyskiwania ciepła, a także od wartości opałowej. W praktyce dla tych sortymentów funkcjonowały odpowiednie cenniki, wprowadzane do stosowania odrębnymi uchwałami zarządów spółek węglowych. Obecnie cena węgla energetycznego jest w zasadzie uzależniona od jego wartości opałowej.

Kształtowanie cen w kontaktach handlowych między autoryzowanymi sprzedawcami węgla a nabywcami (użytkownikami) odbywa się, z uwagi na znaczną liczbę tak sprzedających, jak i kupujących, na zasadach gry rynkowej. Zasadniczy wpływ na wielkość cen zbytu uzyskiwanych przez producentów na rynku ma kształtowanie się bieżących relacji między popytem i podażą węgla, dość mocno uzależnionej od pór roku.

Ceny zbytu (loco kopalnia) węgla do celów energetycznych i do koksowania w latach 2003 i 2004 przedstawiały się następująco (tabl. 6).

Tablica 6. Ceny zbytu węgla do celów energetycznych i do koksowania

Wyszczególnienie		Ceny, zł/t		Dynamika %
		2003	2004	
Cena zbytu węgla ogółem		143,13	187,85	131,2
w tym	do celów energetycznych	133,38	155,36	116,5
	do koksowania	192,99	350,78	181,8

Zródło: Informacja o przebiegu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w 2004 roku. Warszawa, MGiP 2004, 2005.

W odniesieniu do powyższych danych uwagę zwraca przede wszystkim znaczny wzrost cen zbytu węgla ukształtowany przez wyjątkowo dobrą koniunkturę. Od lutego 2004 roku ceny, z nieznacznymi spadkami, stale wzrastały. W okresie od stycznia do grudnia 2004 roku średnie ceny wyniosły 187,85 zł/t i w porównaniu z 2003 rokiem wzrosły o 31,2%. Najniższe ceny były w lutym (162,95 zł/t), natomiast najwyższe w lipcu (198,23 zł/t).

Cena zbytu węgla energetycznego utrzymywała się w 2004 roku niemalże na tym samym poziomie. Średnie ceny to 155,36 zł/t, co dało wzrost w porównaniu z 2003 rokiem o 16,5%. Najniższe ceny węgla energetycznego były w lutym (146,15 zł/t), a najwyższe we wrześniu (159,82 zł/t).

Ceny węgla koksowego charakteryzowały się największą dynamiką. Cena w grudniu była wyższa o 58,2% w stosunku do stycznia 2004 roku. Średnia cena zbytu węgla koksowego w 2004 roku, to 350,78 zł/t, co w porównaniu z 2003 rokiem oznacza wzrost o ponad 81%. Najniższa cena przypadła na styczeń (243,25 zł/t), a najwyższa na październik (405,50 zł/t). W 2003 roku cena zbytu węgla do celów energetycznych stanowiła 69,1% ceny węgla do koksowania, a w 2004 roku udział ten zmniejszył się do 44,3%.

Korzystna sytuacja na rynku węgla kamiennego w 2004 roku była uzależniona od wielu czynników, w tym w szczególności nastąpiło:

- zmniejszenie wydobycia węgla kamiennego o 1 140,3 tys. t,
- zwiększenie ilości węgla przeznaczonego na wywóz do Unii Europejskiej i eksportu poza granice UE o 768 tys. t,
- wzrost cen zbytu ogółem (loco kopalnia) o 31,2%.

Efektem wymienionych zmian był wzrost wielkości przychodów ze sprzedaży węgla ogółem. W skali całego górnictwa węgla kamiennego wzrosły one, w porównaniu z 2003 rokiem, o 4 466,8 mln zł (o 31,7%), tj. z 14 102,3, do 18 569,1 mln zł.

5. ORGANIZACJA I ZASADY DYSTRYBUCJI

Zniesienie w 1990 roku obowiązkowego pośrednictwa w handlu węglem i usamodzielnienie kopalń węgla kamiennego stworzyło warunki do powstania wolnego rynku węgla. Należy jednak pamiętać, że górnictwo węgla kamiennego

weszło w fazę rozwoju gospodarki ze znaczną nadwyżką zdolności produkcyjnych w stosunku do malejącego zapotrzebowania na węgiel. Równocześnie lata 1990–1993 charakteryzowały się ograniczonymi możliwościami kształtowania cen węgla przez jego producentów. Praktycznie do sierpnia 1992 roku ceny były cenami urzędowymi, a ich wielkość ustalono centralnie. Zgodnie z ustawą o cenach, organ ustalający poniżej kosztów wytworzenia, był zobowiązany do wskazania źródeł pokrycia strat.

Uwolnienie cen węgla, zarządzeniem nr 4 ministra finansów z 31 lipca 1992 roku, zmieniło radykalnie sytuację na rynku węglowym. W warunkach istniejącej nadprodukcji węgla i charakterystycznego dla tego przemysłu braku możliwości szybkiego jej ograniczania, rynek stał się rynkiem konsumenta. Skutkiem tego było gwałtowne zmniejszenie się przychodów kopalń ze sprzedaży węgla oraz istotne pogarszanie się ich wyników finansowych. Zaczęto również rejestrować symptomy zjawisk patologicznych w kontaktach producentów węgla z odbiorcami, prowadzących do utraty przez kopalnie części przychodów z powodu braku możliwości skutecznego egzekwowania należności. Konieczne stało się obniżenie zdolności produkcyjnej, co w znacznej mierze mogło przyczynić się do poprawy wyników finansowych.

Często trudne do przewidzenia w fazie opracowywania programu reformy górnictwa, a postępujące w dużym tempie zmniejszanie się krajowego rynku węgla, pogłębiało stan nie zrównoważenia podaży popytem. Skutkiem było dalsze pogarszanie się sytuacji finansowej spółek węglowych i narastanie strat z działalności gospodarczej. Konieczność powstrzymania tych tendencji wymagała podjęcia przez Walne Zgromadzenie Akcjonariuszy, stanowiące organ właścicielski spółek węglowych, wielu inicjatyw w celu stworzenia warunków do dostosowania produkcji węgla do realnych możliwości sprzedaży oraz uporządkowania sfery zbytu węgla. Inicjatywy te wyrażały się w postaci odpowiednich uchwał, regulujących sferę produkcji i sprzedaży węgla. Regulacja w zakresie dostosowywania produkcji do możliwości zbytu dotyczy w praktyce określenia przez Walne Zgromadzenie Akcjonariuszy dopuszczalnych zapasów węgla, bowiem ich nadmierna ilość z reguły zaburza względną równowagę na rynku. Regulacje właścicielskie dotyczą również uporządkowania strefy współpracy producentów z podmiotami gospodarczymi, pośredniczącymi w obrocie węglem i zobowiązują zarządy spółek do ustalania zasad wzajemnej współpracy w sposób chroniący interesy spółki.

Obecnie funkcjonowanie systemu obrotu węglem kamiennym, ukształtowanego także przez omawiane wcześniej uregulowania, można scharakteryzować w następujący sposób:

- Odbiorcy przemysłowi, wykazujący duże zużycie węgla i mający strategiczną pozycję w gospodarce, a w szczególności zakłady elektroenergetyki zawodowej oraz koksownie, są zaopatrywani w węgiel przez producentów, na podstawie bezpośrednich umów wieloletnich, rocznych, czy też jednorazowych.
- Na rynku pozostałych odbiorców węgla kamiennego – przedsiębiorstw przemysłowych poza elektroenergetyką zawodową i koksownictwem, lokalnych ciepłowni i użytkowników indywidualnych, funkcjonuje – poza bezpośrednimi zakupami u producentów – grupa firm pośredniczących w dostawach, mających status autoryzowanych sprzedawców węgla. Autoryzowani sprzedawcy węgla współpracują

z producentami na podstawie wzajemnych umów, określających ramy tej współpracy. Zasadniczą rolą autoryzowanych sprzedawców węgla jest poszukiwanie i tworzenie rynków zbytu dla spółek węglowych w tych obszarach, w których działalność marketingowa producentów byłaby obciążona wysokimi kosztami z uwagi na duży stopień rozdrobnienia rynku oraz różnorodność preferencji odbiorców pod względem gatunku węgla.

- Kopalnie węgla kamiennego funkcjonujące w strukturach spółek węglowych nie mają osobowości prawnej, a sfera marketingu i sprzedaży jest skoncentrowana na szczeblu spółek węglowych.
- Funkcjonuje tradycyjny system tzw. sprzedaży drobnicowej, w ramach którego klienci dysponujący własnym transportem lub korzystający z usług zawodowych przewoźników dokonują zakupów niewielkich partii węgla bezpośrednio w kopalni.
- Kontakty handlowe producentów z odbiorcami bezpośrednimi oraz autoryzowanymi sprzedawcami węgla bazują na dwustronnych umowach kupna–sprzedaży, zawierających między innymi postanowienie dotyczące ilości, parametrów jakościowych i ceny węgla, terminów i sposobów płatności, sposobów zagwarantowania płatności, odpowiedzialności stron za niedotrzymanie warunków umowy, okresu obowiązywania umowy i warunków jej rozwiązania, a także określają zasady postępowania reklamacyjnego.
- Podstawową formą płatności jest forma pieniężna. Ograniczono w ten sposób możliwość stosowania w rozliczeniach z odbiorcami wszelkich form kompensat finansowych czy też wymiany barterowej, które najczęściej powodowały straty w sprzedaży węgla i pogarszały płynność finansową producentów.
- W stosunku do odbiorców bezpośrednich jest stosowany wymóg zapłaty za węgiel w terminie 30-dniowym, od daty wystawienia faktury VAT.
- Autoryzowanych sprzedawców węgla obowiązuje generalnie 30-dniowy termin płatności.
- Spółki węglowe realizują także transakcje handlowe z nabywcami, którzy nie zawarli umów, a więc nie złożyli stosownych zabezpieczeń transakcji. W tym przypadku jest wymagana jednak przedpłata lub zapłata gotówkowa przed wysyłką węgla.

PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Restrukturyzacja górnictwa spowodowała poprawę efektywności rynku węgla kamiennego w Polsce, jednak nie osiągnięto stanu, który gwarantowałby taką efektywność w długim czasie. Oceniając doświadczenia innych krajów europejskich należy przypuszczać, że restrukturyzacja górnictwa będzie procesem ciągłym. Sytuacja taka występuje we wszystkich branżach, na których produkty popyt nieustannie spada.

Rynek węgla kamiennego nie jest jednorodny. Można zauważyć, że przyjmowane powszechnie kryteria udziałów w rynku i dostępie do informacji wskazują, że rynki węgla energetycznego dla elektrowni i węgla koksującego mają charakter oligopolistyczny, podczas gdy w obszarze obrotu węgla energetycznego, dla pozostałych odbiorców, działają pełne relacje rynkowe.

Największe ilościowo spadki nastąpiły w grupie odbiorców przemysłowych. Znaczący był również spadek zużycia w gospodarstwach domowych. Inne gałęzie

gospodarki również zmniejszały zużycie, ale wobec niewielkiego ich udziału w zużyciu całkowitym spadki te mają niewielki wymiar względny. Z kolei w przemyśle zużycie węgla energetycznego pozostało na stałym poziomie dla sektora wytwarzania energii elektrycznej, w pozostałych sektorach następuje zmniejszenie zużycia o różnej skali.

Polska gospodarka, pomimo procesów dostosowawczych, od 1990 roku jest nadal uzależniona od energii z węgla kamiennego, tym samym surowiec ten jest i będzie podstawowym nośnikiem energii pierwotnej i podstawą bezpieczeństwa energetycznego. Relatywnie zasoby węgla kamiennego są korzystne, jednak ich wykorzystanie zależy od zdolności przedsiębiorstw górniczych do konkurencyjności. Zmniejszenie wydobywania oraz utrzymanie się zapotrzebowania na węgiel kamienny na obecnym poziomie zapewni, że rynek zbytu na ten surowiec będzie w stanie „wchłonąć” zdolności produkcyjne polskiego górnictwa węgla kamiennego.

Reasumując, należy stwierdzić ogólnie korzystną sytuację na rynku węgla kamiennego i sformułować następujące wnioski szczegółowe:

1. Należy stwierdzić, że w 2004 roku:
 - nastąpił wzrost ceny zbytu ogółem o 31,2%,
 - zwiększyła się ilość węgla, który został sprzedany za granicę o 768 tys. t w stosunku do stanu z 2003 roku,w efekcie przychody ze sprzedaży węgla ogółem wyniosły 18 569,1 mln zł i wzrosły w stosunku do 2003 roku o 4 466,8 mln zł.
2. Nastąpiło zmniejszenie wydobywania węgla o 1 140,3 tys. t.
3. W sprzedaży węgla do celów energetycznych (82 417,3 tys. t) zmiana struktury sprzedaży wiązała się z nieznacznym spadkiem udziału sortymentów grubych, przy niewielkim wzroście udziału sprzedaży miałów.
4. W strukturze sprzedaży węgla do koksowania nastąpił nieznaczny wzrost udziału sprzedaży węgla typu 34.2 i 35.1.

Literatura

1. *European Energy and Transport, Trends to 2030*. (2003): European Commission, Directorate – General for Energy and Transport, Brussels, January.
2. *Informacja o przebiegu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w 2004 roku* (2004, 2005): Warszawa, MGIP.
3. *Ku europejskiej strategii bezpieczeństwa energetycznego* (2000): Komisja Europejska Bruksela, 29.11.2000 r.
4. *Polityka energetyczna Polski do 2025 roku* (2004): Materiały niepublikowane, robocza wersja z 5.08.04, 23.09.04, 15.12.04.
5. *Polityka energetyczna Polski do 2025 roku* (2005): Dokument przyjęty przez Radę Ministrów RP. Warszawa 4.01.05.
6. Sprawozdanie G.09.1 o obrocie węglem kamiennym za 2004 rok.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Józef Dubiński