

PRACE NAUKOWE GIG

GÓRNICTWO I ŚRODOWISKO
MINING & ENVIRONMENT

RESEARCH
REPORTS

Quarterly

KWARTALNIK

1



GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA
CENTRAL MINING INSTITUTE

KATOWICE 2002

Rada Programowa ds. Wydawnictw: *prof. dr hab. inż. Henryk Filcek (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Jerzy Sadowski (zastępca przewodniczącego), prof. zw. dr hab. inż. Tadeusz Chmielniak, prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźła, prof. dr hab. inż. Józef Dubiński, prof. zw. dr hab. Sławomir Gibowicz, prof. dr hab. Jerzy Gustkiewicz, prof. dr hab. med. Danuta Koradecka, prof. dr hab. inż. Joanna Krajewska-Pinińska, prof. dr hab. inż. Korneliusz Miksch, prof. zw. dr hab. inż. Janusz Roszkowski, prof. dr hab. inż. Janusz W. Wandrasz, prof. dr hab. inż. Piotr Wolański*

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

Adres Redakcji:

Zespół Wydawnictw i Usług Poligraficznych
Głównego Instytutu Górnictwa, 40-166 Katowice, Pl. Gwarków 1
tel. (0-32) 259-24-03, 259-24-04, 259-24-05
fax 032/259-65-33
e-mail: cinxmk@gig.katowice.pl

Spis treści

Słowo wstępne Naczelnego Dyrektora	5
---	----------

Józef Dubiński

Główny Instytut Górnictwa na tle przyszłych potrzeb badawczych polskiego przemysłu wydobywczego.....	Błąd! Nie zdefiniowano zakładki.
The Central Mining Institute against the background of future research-related needs of the Polish extractive industry	

Adam Lipowczan

Stan i perspektywy rozwoju sprzętu ochrony indywidualnej w górnictwie.....	9
State and prospects of personal safety equipment	

Mirosława Bukowska, Antoni Kidybiński

Wpływ czynników naturalnych masywu skalnego na jego wytrzymałość określoną metodami penetrometryczną i laboratoryjną	23
Impact of natural features of the rockmass on its strength determined by penetrometric and laboratory methods	

Józef Kabiesz

Współwystępowanie i wzajemne oddziaływanie naturalnych zagrożeń górniczych	35
Co-occurrence and mutual impact of natural mining hazards	

Kazimierz Lebecki, Krzysztof Cybulski, Zdzisław Dyduch, Ryszard Słotwiński

Skuteczność zapór przeciwwybuchowych zbudowanych z pojemników typu zamkniętego	55
Efficiency of bagged water and stone dust barriers against coal dust explosion propagation	

Witold Mrukwa, Janusz Świder, Andrzej Staniek

Ocena możliwości pomiaru drgań w miejscu kontaktu rąk z ich źródłem.....	79
Assessment of vibration measurement possibility at the contact point of hands with the vibration source	

Józef Knechtel

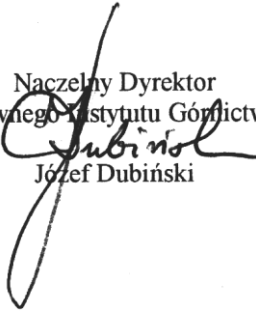
Wpływ zmniejszenia intensywności przewietrzania oddziału w okresie przerwy w wydobywaniu na temperaturę powietrza w oddziale po wznowieniu wydobywania.....	91
The influence of diminishing of ventilation intensity in mining sections during idle periods on air temperature after production restart	

Ryszard Marszowski

Analiza rynku pracy w wymiarze mikrospołeczno-gospodarczym. Założenia organizacyjno-metodyczne	101
Labour market analysis in the social and economic dimension. Organizational and methodological assumptions	

Vacat

Słowo wstępne

Naczelny Dyrektor
Głównego Instytutu Górnictwa

Józef Dubiński

Vakat

**PRACE NAUKOWE GIG
GÓRNICTWO I ŚRODOWISKO**

**RESEARCH REPORTS
MINING AND ENVIRONMENT**

Kwartalnik

Quarterly

1/2002

Adam Lipowczan

STAN I PERSPEKTYWY ROZWOJU SPRZĘTU OCHRONY INDYWIDUALNEJ W GÓRNICTWIE

Streszczenie

Na podstawie analizy charakterystycznych cech górniczych środowisk pracy oraz źródeł i przyczyn wypadków w kopalniach, określono znaczenie środków ochrony indywidualnej dla bezpieczeństwa pracy. Duża koncentracja górniczych (naturalnych) i technicznych zagrożeń w środowisku w zestawieniu z możliwymi do praktycznego zastosowania technicznymi środkami chroniącymi pracowników wynika ze specyfiki technologii górniczych, które powodują, że mimo postępu, nadal trudno jest przewidzieć reakcję naruszonego eksploatacją górotworu, wyzwalającego w ekstremalnych sytuacjach znaczące ilości energii, powodującej zjawiska wypadkowe, takie jak: tąpnięcia, zawaly i wyrzuty gazów i skał. Ograniczona przestrzeń górniczych środowisk pracy, niewystarczające oświetlenie oraz następstwa oddziaływania zagrożeń technicznych takich jak: hałas, silne zapylenie, często drgania mechaniczne, powodują znaczące utrudnienia w stosowaniu technicznych środków ograniczania zagrożeń bezpośrednio u ich źródła tj. na maszynach i urządzeniach, a także na drodze propagacji (rozchodzenia się) pomiędzy źródłem i odbiornikiem (organizmem człowieka).

Na tej podstawie opracowano klasyfikację środków ochrony indywidualnej wyróżniając ochrony: głowy, słuchu, oczu i twarzy, układu oddechowego, kończyn oraz odrębnie odzież ochronną i roboczą. Do oddzielnej grupy zaliczono sprzęt specjalny i wyposażenie. Zamieszczony w artykule schemat (rys. 7) przedstawia szczegółowy podział.

Przepisy i normy krajowe zharmonizowane z wymaganiami Unii Europejskiej, określają szczegółowe procedury badań certyfikacyjnych omawianych środków. Wspomniana wyżej specyfika górniczych środowisk pracy wskazała na konieczność włączenia w uniwersalny proces certyfikacji, postępowania opiniotwórczego specjalnie powołanej przez Wyższy Urząd Górniczy Komisji ds. Zagrożeń Zdrowia Czynniki Środowiska Pracy w Zakładach Górniczych. Postępowanie ilustruje schemat na rysunku 8. Doskonalone od siedmiu lat działania Komisji, ukierunkowane są przede wszystkim na uwzględnienie wpływu lokalnych warunków środowiskowych (miejsca bezpośredniego stosowania środków ochronnych) na skuteczność i trwałość eksploatacyjną sprzętu ochrony indywidualnej, która ma także wymiar ekonomiczny. Stosowana procedura eksploatacji nadzorowanej połączona z badaniami ankietowymi wśród użytkowników w istotnym stopniu przyczyniła się do ograniczania liczby ochron o słabej efektywności ochronnej i małej trwałości, stanowiących raczej utrudnienie w wykonywaniu czynności zawodowych,

State and prospects of personal safety equipment

Summary

On the basis of analysis of characteristic features of the mining work environment, as well as sources and reasons of accidents in mines, the significance of personal safety equipment for work safety was determined. Extensive concentration of mining (natural) and technical hazards relating to the environment, in comparison with technical means protecting the personnel, suitable for practical application, results from the specificity of mining technologies. In spite of the progress, it is still difficult to predict the reaction of the rock mass, disturbed in consequence of mining operations, liberating in extreme situations considerable energy amounts, which cause accident-prone phenomena, such as: rockbursts, roof caving, and gas and rock outbursts. The limited space of the mining work environment,

insufficient lighting, and consequences of the technical hazard impact, such as: noise, strong dustiness, frequently mechanical vibrations, cause considerable difficulties in respect of the use of technical means designed for hazard reduction directly at their source, i.e. machines and devices, as well as on the way of propagation between the source and the receiver (human body).

On this basis a classification of personal safety equipment was worked out, distinguishing the protection of: head, audition organ, eyes and face, respiratory system, limbs, and separately protective and working clothing. To a separate group were counted special devices and equipment. A scheme (Fig. 7), inserted in the article, presents the detailed division.

The domestic regulations and standards, harmonized with European Union requirements, determine the detailed procedures of certification tests concerning the described equipment. The above-mentioned specificity of the work environment in mines indicated the necessity to include in the universal certification process the advisory proceeding of the Commission for Hazards relating to Work Environment Factors in Mines, established specially by the State Mining Authority. This proceeding illustrates the scheme in Fig. 8. The activities of the Commission, improved since seven years, are directed first of all at the consideration of impact of local environmental conditions (place of direct use of protective means) on the efficiency and service life of personal safety equipment, what has also an economic dimension. The used supervised exploitation procedure, combined with questionnaire surveys among users, contributed to a great extent to the reduction of the quantity of protective means of low efficiency and low service life, constituting rather a difficulty when performing professional activities.

Szczególne znaczenie sprzętu ochrony indywidualnej w przemyśle wydobywczym surowców mineralnych, a przede wszystkim kopalniach podziemnych wynika z charakterystycznych cech górniczego środowiska pracy [8]. Do cech tych należy zaliczyć:

- jednoczesne występowanie zagrożeń naturalnych i technicznych,
- ciągła zmiana przestrzennej lokalizacji stanowisk pracy,
- ograniczona przestrzeń przebywania i poruszania się ludzi,
- duże nagromadzenie ciężkiego sprzętu mechanicznego w ograniczonej przestrzeni,
- ograniczona widoczność, wynikająca z możliwości stosowania jedynie lokalnych i punktowych źródeł światła,
- ograniczona możliwość porozumiewania się pracowników zatrudnionych w tym samym środowisku pracy, jak i dalszym otoczeniu,
- częste występowanie sytuacji ekstremalnych, wymagających specyficznych reakcji pracowników zarówno zatrudnionych w danym środowisku, jak i uczestniczących w działaniach interwencyjnych (ratowniczych).

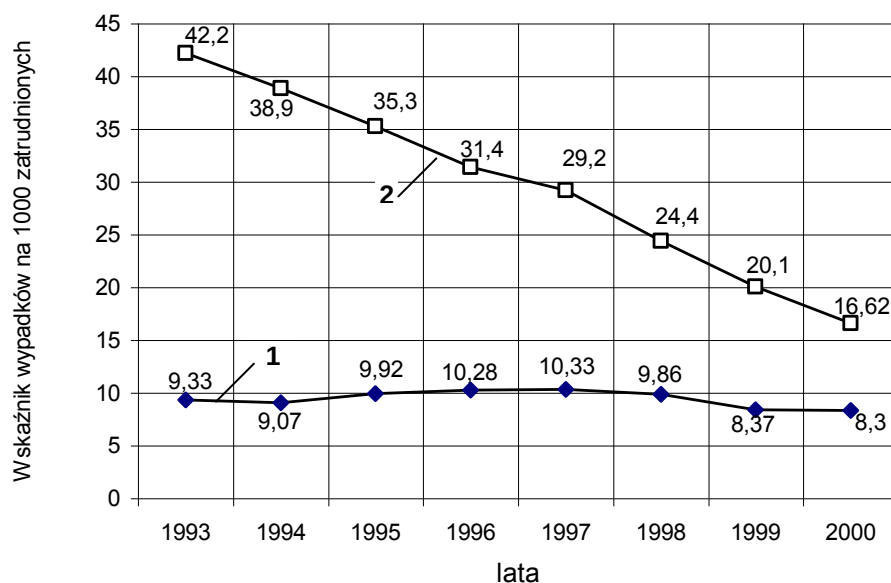
Wymienione główne czynniki kształtujące górnicze środowisko pracy są następstwem zarówno poziomu technicznego poszczególnych procesów technologicznych, jak i specyfiki górniczych środowisk pracy wynikających z naruszenia naturalnej równowagi górotworu spowodowanej eksploatacją jego zasobów. Stopień rozpoznania i możliwość sterowania zaburzeniami tej równowagi decyduje o poziomie bezpieczeństwa poszczególnych procesów technologicznych i realizujących je ludzi. Wymienione wyżej czynniki, a zwłaszcza geometryczne i funkcjonalne parametry stanowisk pracy powodują ograniczenia, a często uniemożliwiają stosowanie zabezpieczeń technicznych przeciwdziałających emisji czynników wypadko- i patogennych. Stan ten wymusza niespotykane w innych rodzajach przemysłu znaczenie środków ochrony indywidualnej nie tylko do zabezpieczania narażonych w procesie pracy ludzi, ale w wielu przypadkach warunkuje bezpieczne

wykonanie czynności i prac technologicznych [1]. Należy podkreślić, że warunki charakteryzujące górnicze stanowiska pracy w większości przypadków wymagają jednoczesnego stosowania kilku środków ochrony indywidualnej przez pojedynczego pracownika. Fakt ten powoduje, że jakość i ergonomia, a także prawidłowy dobór ochron osobistych, ma podstawowe znaczenie dla szeroko rozumianej sprawności funkcjonowania poszczególnego pracownika. Zdawać sobie należy sprawę z dużego wysiłku fizycznego, jaki w dalszym ciągu charakteryzuje większość prac górniczych wykonywanych często przez pracowników w niefizjologicznych pozycjach i w wysoce niekorzystnym mikroklimacie.

Drugim elementem potęgującym znaczenie środków ochrony indywidualnej jest, mimo tendencji malejących, nadal wysoka wypadkowość i zapadalność na choroby zawodowe w przemyśle wydobywczym.

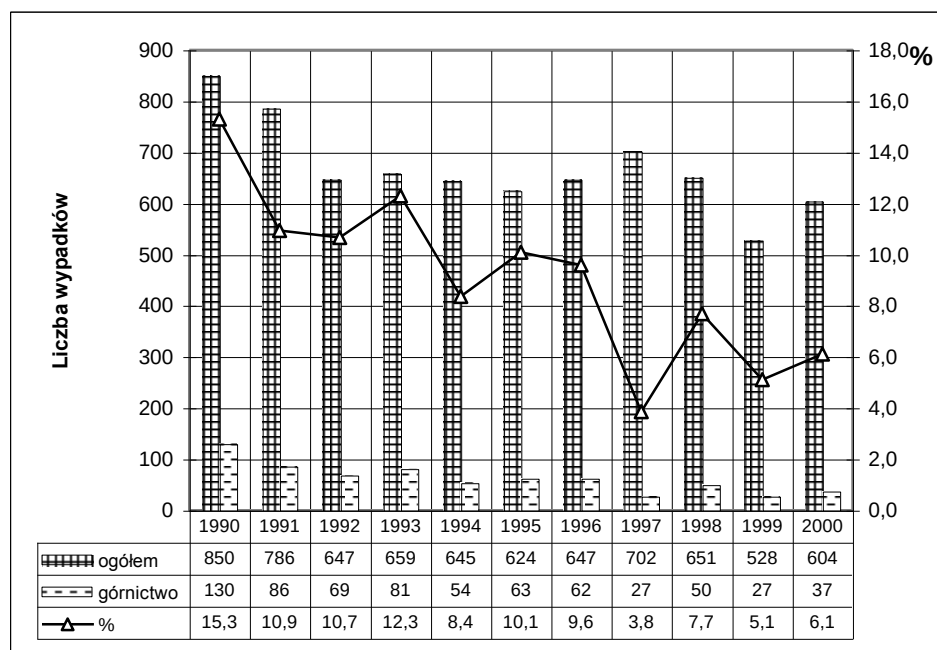
Wypadkowość i zachorowalność na choroby zawodowe wyrażona w liczbach bezwzględnych, przy uwzględnieniu następstw restrukturyzacyjnych (zmniejszenie zatrudnienia) jest relatywnie wysoka i w 1999 roku wskaźnik wypadkowości ogółem na 1000 pracujących, według danych Państwowej Inspekcji Pracy, wynosił 20,1 przy średniej krajowej 8,37 – ilustruje to wykres (rys. 1).

Porównanie liczby przypadków śmiertelnych w latach 1990–2000 w kraju i w górnictwie przedstawiono na rysunku 2, na rysunku 3 zaś – liczbę wypadków śmiertelnych w poszczególnych branżach górnictwa.

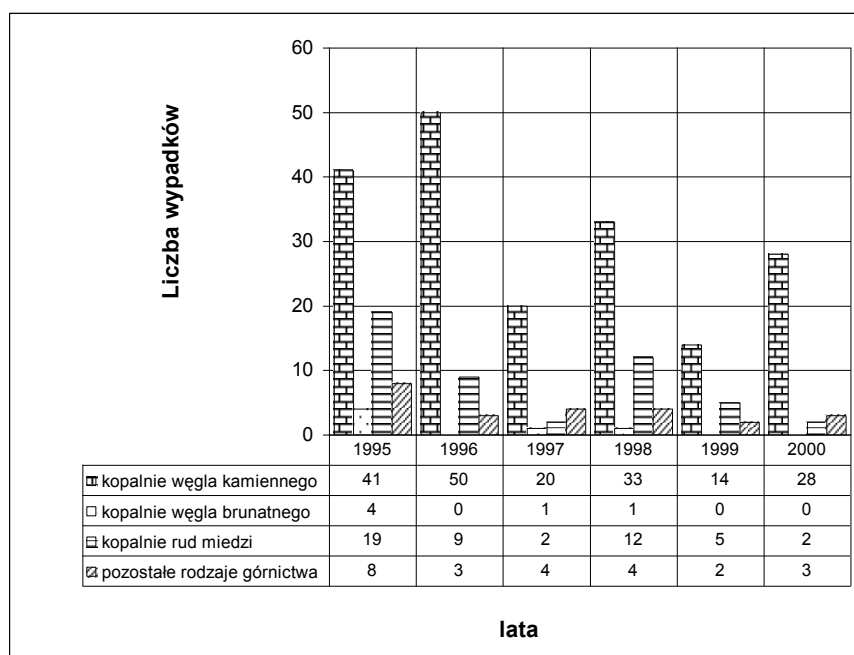


Rys. 1. Wskaźnik częstości wypadków na 1000 zatrudnionych ogółem w kraju i górnictwie w latach 1993–1999: 1 – ogółem, 2 – górnictwo

Fig. 1. Index of accident frequency per 1000 persons employed in total in Poland and in the mining sector within the period 1993–1999: 1 – in total, 2 – mining sector

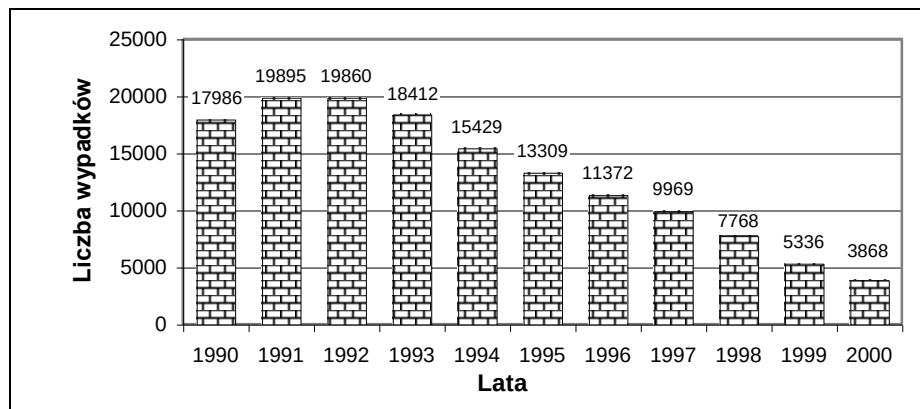


Rys. 2. Liczba i procent wypadków śmiertelnych w kraju i górnictwie
Fig. 2. Number and per cent of fatal accidents in Poland and in the mining sector



Rys. 3. Wypadki śmiertelne w poszczególnych branżach górnictwa w latach 1995–2000
Fig. 3. Fatal accidents in individual mining branches within the period 1995–2000

Na rysunku 4 przedstawiono wypadkowość w górnictwie ogółem w latach 1990–2000.

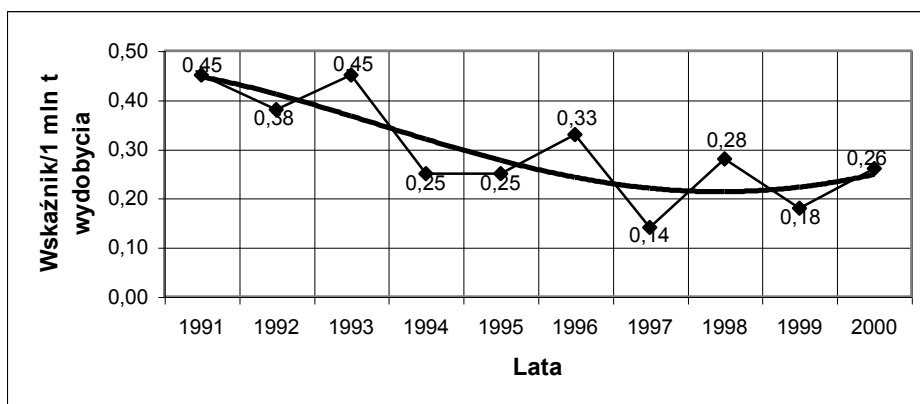


Rys. 4. Liczba wypadków ogółem w górnictwie w latach 1990–2000

Fig. 4. Number of accidents in total within the period 1990–2000

Według danych Wyższego Urzędu Górniczego w 2000 roku ogółem w górnictwie było 3868 wypadków wobec 5336 w 1999 roku, co daje spadek o 27,5%. Znacznemu zmniejszeniu uległa również liczba wypadków ciężkich, których w 2000 roku odnotowano 22 w porównaniu z 46 w 1999 roku – spadek o 52%. Z podanych wyżej wykresów wynika, że wzrosła liczba wypadków śmiertelnych, która w 2000 roku wyniosła 37 przy 27 w 1999 roku. Wypadki zaistniałe w pierwszych dwóch miesiącach 2001 roku wskazują, że niepokojąca tendencja może się utrzymać.

Wskaźnik częstości wypadków śmiertelnych na 1 mln ton wydobycia węgla kamiennego (w tej branży wypadkowość jest najwyższa – patrz rys. 3) w 2000 roku wyniósł 0,26, podczas gdy w 1999 roku 0,18. Na rysunku 5 przedstawiono zmiany



Rys. 5. Zmiany wskaźnika częstości wypadków śmiertelnych na 1 mln ton wydobycia w kopalniach węgla kamiennego w latach 1991–2000

Fig. 5. Changes of the index of fatal accident frequency per 1 million tons of output in hard coal mines within the period 1991–2000

wskaźnika częstości wypadków śmiertelnych na 1 mln ton wydobycia w kopalniach węgla kamiennego w latach 1991–2000. Wynika z niego, że mimo ogólnej tendencji do zmniejszania się liczby wypadków (co zobrazowano krzywą), sytuacja nie jest jednoznaczna.

Systematyczna analiza przyczyn wypadków pozwoliła na ustalenie najczęstszych przyczyn wypadków śmiertelnych i ciężkich, którymi są:

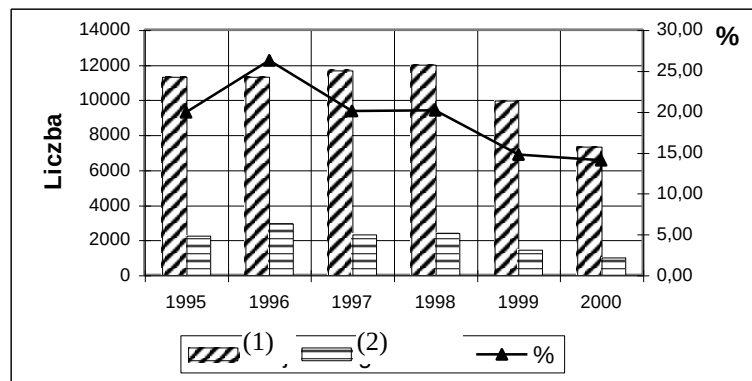
- nieprzestrzeganie ustaleń technologicznych i organizacyjnych, które przejawiało się między innymi stosowaniem ryzykownych i wadliwych metod pracy,
- niewypełnianie przez osoby dozoru ruchu podstawowych obowiązków w zakresie: prowadzenia kontroli wykonywanych robót, nadzoru i organizacji robót, instruowania pracowników o bezpiecznych metodach pracy,
- niewłaściwe opracowanie technologii, regulaminów i instrukcji lub ich brak.

Ponadto, istotny wpływ na stan bezpieczeństwa miały czynniki pozatechniczne, takie jak:

- destabilizacja kadrowa osób dozoru i pracowników wysoko kwalifikowanych w związku z prowadzoną restrukturyzacją zakładów górniczych,
- obciążenie stresem zawodowym wynikającym z niepewności zatrudnienia,
- rezygnacja z wprowadzania do likwidowanych zakładów nowoczesnych metod zarządzania bezpieczeństwem,
- niewłaściwa ocena ryzyka bezpośredniego zagrożenia na stanowiskach pracy,
- przekraczanie granic dopuszczalnego ryzyka w czasie wykonywanej pracy.

Drugim kosztogennym czynnikiem jest wysoka zapadalność na choroby zawodowe w przemyśle górnym. Na rysunku 6 przedstawiono kształtowanie zapadalności na choroby zawodowe w górnictwie w latach 1995–2000.

Procentowy udział orzeczonych przypadków chorób zawodowych w górnictwie węglowym (węgiel kamienny + węgiel brunatny) w zapadalności ogółem dla górnictwa, przedstawiono w tablicy 1.



Rys. 6. Zapadalność na choroby zawodowe w kraju – (1) i górnictwie – (2) w latach 1995–2000

Fig. 6. Incidence of occupational diseases in Poland – (1) and in the mining sector – (2) within the period 1995–2000

Tablica 1. Procentowy udział orzeczonych przypadków chorób zawodowych

	Lata					
	1995	1996	1997	1998	1999	2000
ogółem	2253	2068	2341	2415	1470	1031
górnictwo węgla	2125	1938	2207	2269	1364	958
%	94,32	93,71	94,28	93,95	92,79	93

Wynika z niej, że ponad 92% wszystkich orzeczonych przypadków chorób zawodowych występuje w górnictwie węgla.

Szacunki kosztów wypadków i chorób zawodowych

Ocena kosztów ponoszonych w następstwie wypadków i chorób zawodowych jest bardzo utrudniona i daleka od precyzji. Szacunkowe dane dotyczą jedynie świadczeń odszkodowawczych i rentowych ponoszonych przez ZUS. Według tych danych w ZUS w 1999 roku została określona liczba osób w kraju pobierających renty z tytułu niezdolności do pracy spowodowanej skutkami wypadków na około 115 tysięcy, zaś liczbę osób pobierających renty rodzinne na około 23,1 tysięcy. Osobom tym wypłacono łącznie 1797,68 mln zł, w tym samym roku przyznano 3472 nowe renty z tytułu niezdolności do pracy spowodowanej skutkami wypadków przy pracy (o 0,4% więcej niż w 1998 roku). Zestawiając przytoczone cyfry z wynikami analizy podanymi na rysunku 4, to jest 5336 wypadkami jakie zaistniały w 1999 roku w górnictwie, przy 98 774 osobach poszkodowanych w skali kraju, daje to 5,6% udziału górnictwa w wypadkowości ogółem.

W tablicy 2 przedstawiono liczbę orzeczonych przypadków chorób zawodowych w poszczególnych branżach górnictwa, według klasyfikacji Instytutu Medycyny Pracy w Łodzi.

Z zestawienia sporządzonego według danych Ministerstwa Pracy i Polityki Socjalnej (tabl. 3) wynika, że na przykład w 1999 roku wypadków śmiertelnych ogółem było 528, w tym w górnictwie 6,25%, natomiast wypadków ciężkich było 1323 w tym w górnictwie 4,08%.

Na podstawie przedstawionej analizy można przyjąć, że udział górnictwa w ponoszonych przez ZUS kosztach wynosi około 8%, to jest 107 mln zł rocznie.

Należy podkreślić, że znaczące koszty związane z wypadkami ponoszą zakłady pracy. Według GUS w zakładach objętych statystyką zatrudnionych jest 5,718 miliona osób. W przykładowym roku 1999 odszkodowania wypłacone z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych wyniosły 127,46 mln zł, świadczenia i dodatki wyrównawcze 20,02 mln zł oraz zasiłki wyrównawcze z tytułu rehabilitacji 1,86 mln zł. Łączne koszty świadczeń zakładów objętych sprawozdawczością GUS wyniosły w 1999 roku 149,34 mln zł, co przy przyjętym wyżej udziale górnictwa szacowanym w przedziale od 8 do 10% daje kwotę 11–15 mln zł.

Przytoczone specyficzne uwarunkowania kształtujące górnicze środowiska pracy oraz liczby charakteryzujące wypadkowość i zapadalność na choroby zawodowe wskazują na szczególne znaczenie środków ochrony indywidualnej w kształtowaniu warunków bezpiecznej pracy w górnictwie. Istniejący stan techniki i technologii górniczych wymusza stosowanie w kopalniach szerokiego asortymentu ochron

osobistych [3, 4, 5 i 6] mimo, że są one niejednokrotnie uciążliwe dla górników. Zbiorczą klasyfikację ochron stosowanych w górnictwie przedstawiono na rysunku 7.

Tablica 2. Liczba orzeczonych przypadków chorób zawodowych w poszczególnych branżach górnictwa

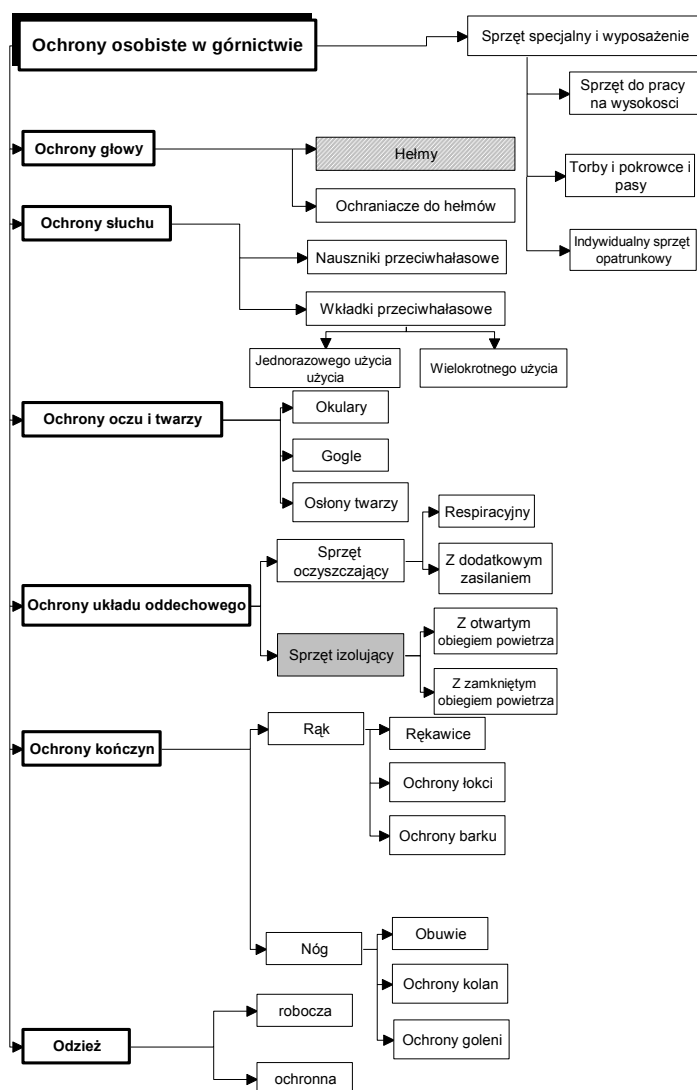
Górnictwo węgla	Lata				
	1996	1997	1998	1999	2000
pylica	437	494	516	530	439
zaw. uszkodzenie słuchu	1331	1543	1601	740	440
zespół wibracyjny	80	64	54	27	28
przewlekłe zapalenie oskrzeli	8	10	9	8	12
inne choroby zawodowe	82	96	89	59	39
razem	1938	2207	2269	1364	958
Kopalnictwo rud metali					
pylica	19	14	22	28	18
zaw. uszkodzenie słuchu	33	25	29	20	10
zespół wibracyjny	4	2	3	1	2
przewlekłe zapalenie oskrzeli	1	1	1	1	–
inne choroby zawodowe	7	2	4	3	1
razem	64	44	59	53	31
Wydobycie ropy i gazu					
pylica	–	–	–	–	–
zaw. uszkodzenie słuchu	4	6	5	5	2
zespół wibracyjny	1	–	–	1	1
przewlekłe zapalenie oskrzeli	–	–	–	–	–
inne choroby zawodowe	3	1	2	1	1
razem	8	7	7	7	4
Pozostałe górnictwo i kopalnictwo					
pylica	14	12	16	15	10
zaw. uszkodzenie słuchu	18	13	18	10	16
zespół wibracyjny	5	8	5	2	5
przewlekłe zapalenie oskrzeli	4	2	3	7	2
inne choroby zawodowe	17	48	38	12	5
razem	58	83	80	46	38

Tablica 3. Zestawienie wypadków zaistniałych w latach 1998–1999

Wyszczególnienie	1998					1999				
	wypadki				liczba dni niezdolności do pracy	wypadki				liczba dni niezdolności do pracy
	ogółem	śmiertelne	ciężkie	lekkie		ogółem	śmiertelne	ciężkie	lekkie	
kraj	117503	651	1850	115002	4097667	98774	528	1323	9623	3557480
górnictwo	7598	47	62	7489	425133	5440	33	54	5353	312405
liczba %	6,47	7,22	3,35	6,51	10,38	5,51	6,25	4,08	55,63	8,78

Przytoczona klasyfikacja (wersja uproszczona) wskazuje na bardzo szeroki asortyment środków ochrony indywidualnej stosowanych w górnictwie, zwłaszcza podziemnym. Na schemacie zaznaczono rodzaje środków o szczególnym znaczeniu albo ze względu na powszechność stosowania (hełmy), albo ze względu na poważne trudności konstrukcyjno-produkcyjne (izolujący sprzęt ochrony układu oddechowego o wielogodzinnym działaniu). Warunki stosowania omawianego sprzętu w górnictwie

podziemnym, wynikające z omówionych na wstępie właściwości i cech górniczych środowisk pracy dalece odbiegają od środowisk występujących w innych rodzajach przemysłu. Jednoczesne występowanie kilku, a nawet kilkunastu zagrożeń technicznych, potęgowanych przez zagrożenia naturalne wymaga innego podejścia zarówno do doboru, jak i zasad eksploatacji ochron w tych złożonych warunkach [2, 8].



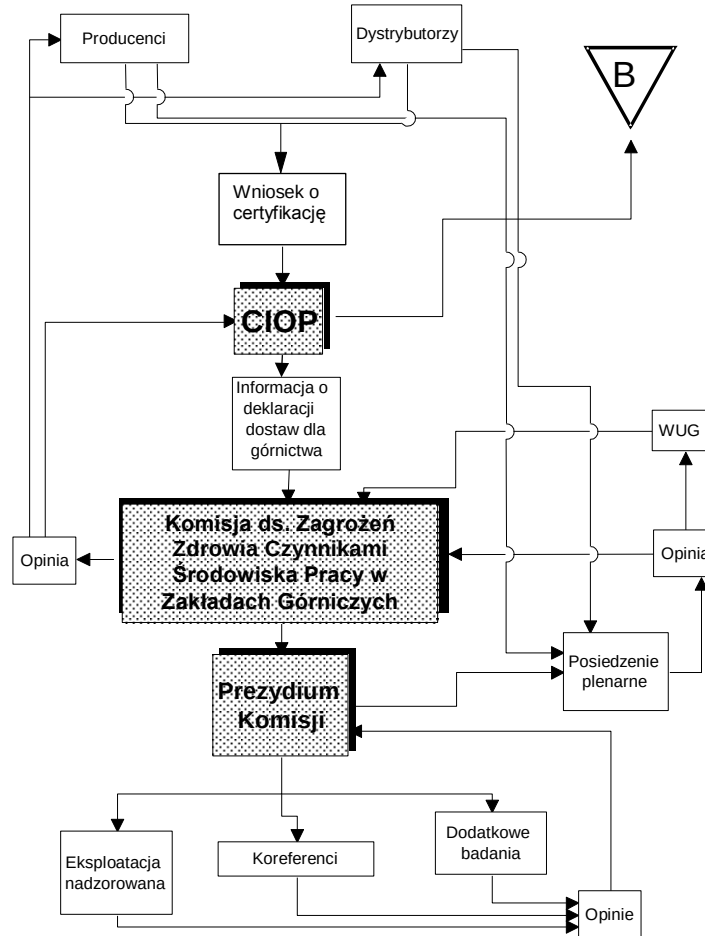
Rys. 7. Zbiorcza klasyfikacja środków ochrony indywidualnej stosowanych w górnictwie

Fig. 7. Collective classification of personal protection equipment used in the mining sector

Wiadomo, że Polska jest krajem aspirującym do członkostwa w Unii Europejskiej, dlatego na podstawie konkretnych dyrektyw Unii [9] został wprowadzony system certyfikacji środków ochrony. Procedury badania

poszczególnych rodzajów sprzętu, objęte systemami jakości, realizowane są w Centralnym Instytucie Ochrony Pracy w Warszawie. Podstawę tych systemów stanowią precyzyjne metody badań laboratoryjnych wynikających zarówno z norm międzynarodowych, jak i wspomnianych dyrektyw UE. W wielu jednak przypadkach metody te nie uwzględniają warunków eksploatacji sprzętu w omówionych, złożonych warunkach górniczych środowisk pracy. Powołana w 1995 roku przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego Komisja do Spraw Zagrożeń Zdrowia Czynnikiem Środowiska Pracy podjęła działania zmierzające do uwzględnienia w procesie certyfikacji szczególnych wymagań górniczych.

W wyniku inicjatywy Komisji, po zatwierdzeniu przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego, wprowadzono do stosowania system, którego schemat przedstawiony jest na rysunku 8. Działania te mają bardzo istotne znaczenie wobec napływu ogromnych



Rys. 8. Schemat funkcjonalny systemu opiniowania sprzętu ochrony indywidualnej stosowanego w górnictwie

Fig. 8. Functional system of giving opinions relating to personal protection equipment used in the mining industry

ilości zarówno sprzętu importowanego, jak i krajowego, często niemającego certyfikatu, a przede wszystkim niesprawdzonego w warunkach kopalnianych. Dotyczy to dużego liczebnie (ponad 4000 wzorów) asortymentu oferowanych rozwiązań.

Działania opiniodawcze Komisji ujęte zostały w krajowym systemie certyfikacji sprzętu ochronnego realizowanym, jak już wspomniano, w Centralnym Instytucie Ochrony Pracy [9]. Postępowanie certyfikacyjne, uwzględniające wprowadzenie sprzętu ochronnego do górnictwa, rozpoczyna się od poinformowania przez CIOP zgłaszającego się producenta lub dystrybutora o istnieniu procedury dopuszczeniowej do stosowania sprzętu w górnictwie i wykonywaniu tych czynności przez wymienioną Komisję. Producent lub dystrybutor zainteresowany dostawami dla górnictwa składa wniosek do Komisji wraz wymaganymi dokumentami. W zależności od przewidywanego zakresu stosowania sprzętu, roli ochrony dla bezpieczeństwa i higieny pracy, złożoności i ceny rozwiązania itp. Komisja poddaje ocenie nadesłane wzory, przez powołanych kompetentnych koreferentów spośród praktyków, jak i przedstawicieli środowisk naukowych. Często, zwłaszcza w przypadku wzorów nowych, dotychczas niestosowanych w górnictwie, prowadzi się kilkutygodniową eksploatację nadzorowaną bezpośrednio na stanowiskach pracy wybranych kopalń. Opinia formułowana jest na podstawie wyników, z uwzględnieniem zarówno stanu ochron po okresie eksploatacji, jak i ankietowej oceny bezpośrednich użytkowników.

Omówiona procedura zapobiegła wprowadzeniu do górnictwa kilkudziesięciu wzorów środków ochrony osobistej, niesprawdzających się w ciężkich, kopalnianych warunkach eksploatacji. Wiele z tych wzorów miało certyfikaty na znak „B”, ponieważ przeszło procedury badań laboratoryjnych, wystarczających do stosowania w przemyśle poza górnictwem. Wykaz wzorów sprzętu ochronnego, zaopiniowanych pozytywnie przez Komisję, publikowany jest raz w roku w miesięczniku Wyższego Urzędu Górniczego Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie.

Jednym z istotnych i charakterystycznych dla górnictwa zagadnień w procesie doboru sprzętu ochronnego jest problem powierzchniowej elektryczności statycznej. Sprawa ta nie jest jednoznacznie rozwiązana zarówno pod względem metod pomiarowych, jak i interpretacji wyników pod kątem potencjalnego ryzyka wybuchu gazów lub pyłu węglowego w atmosferze kopalnianej. Zgodnie z zaleceniem sprzęt ochronny jest oceniany w Kopalni Doświadczalnej „Barbara” oraz w Instytucie Przemysłu Organicznego w Warszawie. Dopiero zbieżność obydwu ocen decyduje o uzyskaniu pozytywnej opinii.

W ostatnim okresie coraz częściej dostarczane są zagraniczne dokumenty certyfikacyjne, które zgodnie z przedakcesyjnymi deklaracjami Polski do Unii Europejskiej muszą być honorowane w naszym kraju. Problem ten narasta i stwarza istotne zagrożenia zarówno dla bezpieczeństwa, jak i pragmatyki prawnej. Zgodnie z obowiązującym Kodeksem pracy (Art. 237⁶ § 2) poprzestaje się na pisemnej deklaracji producenta, importera lub dystrybutora o zgodności tych wyrobów z normami wprowadzonymi do obowiązkowego stosowania oraz wymaganiami określonymi właściwymi przepisami. Natomiast dla powszechnie stosowanych – odzieży i obuwia roboczego – Kodeks pracy (Art. 237⁷ § 1) nie wymaga od

producenta, importera lub dystrybutora wydania pisemnej deklaracji zgodności. Dotychczasowa praktyka wskazuje, że nie jest to pewne i niezawodne rozwiązanie, zwłaszcza w odniesieniu do bezpieczeństwa i higieny pracy w specyficznych warunkach górniczych. Istotnym uregulowaniem w tym zakresie jest pismo Prezesa WUG z dnia 8 czerwca 1999 roku znak OZP-30/99/PB.

W dalszym ciągu nierozwiązany jest problem nadzoru nad jakością sprzętu ochronnego, a przede wszystkim odzieży ochronnej i obuwia, w okresie po uzyskaniu przez producentów dopuszczenia do stosowania lub certyfikatu. Z informacji przekazywanych przez kopalnie często inne wzory dostarczane są do przeprowadzenia procesu opiniodawczo-certyfikacyjnego, czy też przedstawiane w czasie przetargów, a inne, jakościowo gorsze, dostarczane są bieżąco do kopalń. Działania takie są trudne do wykrycia i wymagają bieżącego współdziałania pracowników zaopatrzenia (logistyki), służb kopalnianych, inspektorów urzędów górniczych, Państwowej i Społecznej Inspekcji Pracy oraz członków komisji bezpieczeństwa pracy działających w przemysłowych organizacjach górniczych.

Prawidłowy dobór sprzętu ochrony indywidualnej przewidzianego do stosowania w górniczych środowiskach pracy to nie tylko spełnienie ostrych wymagań funkcjonalnych, ale także znaczący problem ekonomiczny. Z danych uzyskanych przez Komisję wynika, że roczne nakłady na zakup sprzętu ochrony indywidualnej ponoszone przez spółki węglowe wynoszą około 50 milionów złotych, a w KGHM Polska Miedź – ponad 12 milionów złotych. Dane te nie uwzględniają nakładów górnictwa węgla brunatnego, ropy i gazu oraz górnictwa stałych surowców mineralnych. Ostrożne szacunki wskazują, że jest to kwota około 100 milionów złotych rocznie. Z przytoczonych, nawet fragmentarycznych danych wynika, że zarówno dla producentów oraz dystrybutorów, jak i użytkowników jest to rynek ekonomicznie znaczący, stanowiący istotne źródło dochodów dla jednych, a kosztów dla drugich. Optymalizacja relacji aplikacyjno-ekonomicznych jest istotnym zadaniem dla obu stron. Funkcjonalność, a w tym przede wszystkim zapewnienie wymaganego poziomu bezpieczeństwa załóg górniczych, przy tolerowalnej cenie wyrobów, wobec dużej konkurencji na rynku, wymaga dobrej znajomości szeroko rozumianych warunków użytkowania środków ochrony indywidualnej tak, aby ochrona zapewniała maksymalne bezpieczeństwo pracownika, a nie była zbędnym balastem utrudniającym lub ograniczającym jego sprawność zawodową w górniczym środowisku pracy.

Literatura

1. *Bezpieczeństwo pracy i ergonomia*. Praca zbiorowa pod red. D. Koradeckiej T. I i II. Warszawa, CIOP 1997.
2. Bról H.: *Standardy bezpieczeństwa*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 1998 nr 3.
3. Dyrektywa EWG dotycząca środków ochrony indywidualnej, nr 2389/686/EWG. Warszawa, CIOP 1996.
4. Dyrektywa UE z 12.06. 1989 o wprowadzeniu środków w celu zwiększenia bezpieczeństwa i poprawy zdrowia pracowników podczas pracy, nr 89/391/EWG. Warszawa, CIOP 1992.

5. Dyrektywa UE z dnia 28 lipca 1977 w sprawie ujednolicenia przepisów prawnych państw członkowskich, dotyczących znaków bezpieczeństwa w miejscach pracy, nr 77/576/EWG. Warszawa, CIOP 1982.
6. Dyrektywa UE z 24 czerwca 1982 dotycząca zagrożeń katastrofami w wybranych dziedzinach przemysłu, nr 82/501/EWG. Warszawa, CIOP 1992.
7. Lipowczan A.: *Zagrożenia techniczne w górniczych środowiskach pracy oraz problematyka ochron osobistych*. Materiały na IV. Ogólnopolską Konferencję Naukowo-Szkoleniową: Zagrożenia środowiska pracy w górnictwie. Prace Naukowe GIG, Seria Konferencje nr 23. Katowice 1998.
8. Migda J.: *Urzędy górnicze w służbie bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Materiały konferencyjne. Katowice, WUG 1997.
9. Podgórski D., Jędrzejowska M.: *Zasady badań i certyfikacji środków indywidualnej w Polsce w świetle ich dostosowania do wymagań Unii Europejskiej*. Materiały na IV. Ogólnopolską Konferencję Naukowo-Szkoleniową: Zagrożenia środowiska pracy w górnictwie. Prace Naukowe GIG, Seria Konferencje nr 23. Katowice 1998.

Recenzent: doc. dr hab. inż. Paweł Krzystolik

Mirosława Bukowska, Antoni Kidybiński

WPLYW CZYNNIKÓW NATURALNYCH MASYWU SKALNEGO NA JEGO WYTRZYMAŁOŚĆ OKREŚLONĄ METODAMI PENETROMETRYCZNĄ I LABORATORYJNĄ

Streszczenie

W latach siedemdziesiątych w Głównym Instytucie Górnictwa opracowano penetrometryczną metodę badania wytrzymałości skał w otworach wiertniczych wykonywanych na ogół w stropie wyrobisk górniczych. Wyniki badań wytrzymałościowych skał tworzących strop wyrobisk, uzyskiwane tą metodą, stanowią podstawę do oceny jego stateczności i doboru optymalnej obudowy podporowej lub kotwiowej.

Ze względu na to, że do obliczania stateczności górotworu używa się standardowych wyników badań laboratoryjnych, takich jak: wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie (R_c , MPa), wytrzymałość na rozciąganie (R_r , MPa), moduł odkształcenia (E_o , MPa) itp., konieczne było znalezienie korelacji między wynikami tych badań a oporem (krytycznym ciśnieniem) penetracji, będącym wynikiem badań penetrometrycznych. Dokonano tego sposobem przybliżonym, bez szczegółowej analizy wilgotności i szczelinywości skał i otrzymano współczynnik przeliczeniowy krytycznego ciśnienia penetracji na wytrzymałość na ściskanie wynoszący 1,2 i współczynnik przeliczeniowy krytycznego ciśnienia penetracji na wytrzymałość na rozciąganie równy 0,077. Stosowanie tych współczynników przez wiele lat wykazało, że w szeregu przypadkach zachodzą znaczne odchylenia uzyskanych w ten sposób wyników od wyników badań laboratoryjnych. Wobec powyższego przeprowadzono powtórne próby korelacji, w których uwzględniono zmienność litologiczną skał, ich wilgotność oraz stan spękania.

Dla skał płonnych oraz dla węgla pokładów GZW obliczono liczbę $a = R_c / p_m$ wyrażającą stosunek wytrzymałości na ściskanie do maksymalnego ciśnienia penetrometrycznego oraz liczbę $b = R_r / p_m$ będącą stosunkiem wytrzymałości na rozciąganie do niszczącego ciśnienia penetrometrycznego. Rozrzut wartości liczby a dla wszystkich przebadanych skał wraz z wartościami średnimi przedstawiono na rysunku 1. Wartości liczby a zależą od rodzaju skały i wynoszą 0,7–1,9, średnio dla całej populacji przebadanych próbek skalnych $a = 1,3$. Zmienność wartości liczby a dla poszczególnych odmian litologicznych z tych rejonów badań, gdzie pomiary ciśnień niszczących nie były obniżone oddziaływaniem różnych czynników naturalnych, w tym spękań i powierzchni osłabienia, przedstawiono na rysunku 2. Mieszczą się one w przedziale wartości 0,72–1,18. Zróżnicowanie wartości liczby b wyrażającej stosunek laboratoryjnej wytrzymałości na rozciąganie do niszczącego ciśnienia penetrometrycznego in situ zilustrowano na rysunku 5. Wartości liczby b zależą od rodzaju skały i zawierają się w przedziale wartości 0,037–0,073.

Badania laboratoryjne wytrzymałości skał na ściskanie wykonano na próbach w stanie powietrzno-suchym (ps) oraz, po raz pierwszy w badaniach geomechanicznych, w stanie nasycenia kapilarnego (nk). Spośród badanych typów skał najwyższy współczynnik korelacji pomiędzy wytrzymałością na ściskanie określoną w stanie powietrzno-suchym i w stanie nasycenia kapilarnego wykazały piaskowce (rys. 4). Spadek wytrzymałości na ściskanie w stanie nasycenia kapilarnego w stosunku do wytrzymałości w stanie powietrzno-suchym wyniósł od 20 do 40%. Z uwagi na różnice w wilgotności naturalnej górotworu i próbek laboratoryjnych, zalecono przeprowadzanie badań laboratoryjnych piaskowców w stanie nasycenia kapilarnego nawiązującego do wilgotności naturalnej skał i do nasycenia skał wodą w strefie przyotworowej, do którego dochodzi w strefie oddziaływania płuczki wiertniczej, a badania mułowców, iłowców i węgla w stanie powietrzno-suchym, który w przybliżeniu odpowiada wilgotności naturalnej po odsączeniu z górotworu wody wolnej.

Różnice w wytrzymałości próbek laboratoryjnych oraz ciśnień krytycznych iglicy penetrometru otworowego mogą również wynikać z oddziaływania tzw. czynnika skali, czyli różnicy wielkości (objętości) obciążanego w badaniach obszaru skały. Autorzy przeprowadzili obliczenia wpływu defektów strukturalnych na różnice wytrzymałości według teorii Weibulla i Hoeka/Browna, na podstawie których stwierdzili, że wzrost wymiaru próbki z 5 mm (średnica iglicy) do 50 mm (wymiar próbki laboratoryjnej) powoduje spadek wytrzymałości skał średnio od 33,7% (wg Hoeka/Browna) do 57,7% (wg Weibulla) i tylko w nieznacznym stopniu jest uzależniony od rodzaju skały. Wyższe wartości p_m w stosunku do R_c tych samych skał mogą być interpretowane jako skutek odmiennego stanu naprężeń w badaniach laboratoryjnych (jednoosiowe ściskanie) oraz próbie penetrometrycznej (wciskanie tłoczniaka w półprzestrzeń materialną), jakkolwiek przy małej grubości warstwy obciążanej tłoczkiem penetrometru wpływ tego czynnika jest zapewne niewielki.

Wpływ spękań i powierzchni osłabienia obserwowany był w przypadku piaskowców i iłowców. Badaniami stwierdzono spadek niszczącego ciśnienia penetrometrycznego w stosunku do wytrzymałości na ściskanie o 23÷66%.

Mając na uwadze fakt, że w czasie badań wykonywanych penetrometrem otworowym szczegółowe zidentyfikowanie odmiany litologicznej w otworze na określonej głębokości jest często bardzo trudne, można zalecić stosowanie ogólnego współczynnika przeliczeniowego a o wartości 1,0, a współczynnika b o wartości 0,055.

Impact of natural features of the rockmass on its strength determined by penetrometric and laboratory methods

Summary

In the 1970s at the Central Mining Institute a penetrometric testing method was worked out, related to rock strength in boreholes, made mostly within roof strata of mine openings. Results of strength tests on rocks obtained when using this method made it possible to assess roof stability and to select optimum standing supports or roof bolting system.

Having in mind that for rock mass stability calculations standard laboratory test results are used, such as uniaxial compressive strength (R_c , MPa), tensile strength (R_r , MPa) and deformation modulus (E_o , MPa) it was necessary to find correlation between results of these tests and penetration resistance (ultimate pressure) resulting from penetrometer tests. This was carried out by means of an approximate method, without detailed analysis of rock humidity and fracturing, and coefficient of ultimate pressure conversion to compressive strength, valued 1.2, was obtained (0.077 for tensile strength). The use of these coefficients throughout the years has shown that in some cases deviations of results obtained in this manner from the results of laboratory tests were considerable. New correlation tests were carried out therefore taking account of lithologic variety of rocks, their humidity and fracturing status.

For barren rocks and coal from Silesian seams the number $a = R_{c\ ps}/p_m$ has been calculated, where $R_{c\ ps}$ is compressive strength and p_m is maximum penetrometric pressure, as well as number $b = R_{r\ ps}/p_m$, where $R_{r\ ps}$ is tensile strength. The scatter of a for all tested rocks along with the average values were presented in Fig. 1. The value of a depends on type of rock and amounts 0.7÷1.9, (1.3 being an average). Variation of a for lithologic species from those areas where pressure measurements were not affected by structural factor such as fissures and cleats is presented in Fig. 2 and ranges from 0.72 to 1.18.

The scatter of b is shown in Fig. 5 where various rocks differ from 0.037 to 0.073.

Laboratory tests of compressive strength were carried out on samples in air-dry state (ps) and in capillary saturation state (nk). Among tested types of rocks sandstones have the highest correlation coefficient between compressive strength determined in air-dry state and capillary saturation (Fig. 4). Drop of compressive strength in capillary saturation state in relation to strength in air-dry state amounted from 20 to 40 per cent. Considering differences between natural humidity of rockmass and laboratory samples it is recommended to carry out laboratory tests on sandstones in capillary saturation state but tests on mudstones, shales, and coal in air-dry state.

Differences regarding strength of laboratory samples and ultimate pressures at borehole penetrometer plunger can also result from scale factor, i.e. difference between magnitude (volume) of rock area loaded. Authors performed calculations related to effect of structural defects on strength according to Weibull's and Hoek/Brown's theories. It was found that increasing of sample size from 5 mm (plunger diameter) to

50 mm (laboratory sample size) causes strength drop of 33.7% (Hoek/Brown) to 57.7% (Weibull) of laboratory value and do not depend on rock type. Higher p_m in relation to R_c of the same rocks can be interpreted as a result of different stress state in laboratory tests (uniaxial compression) and penetrometric test (piston element penetration) however in case of low thickness of layer loaded effect of this factor is insignificant.

The influence of fissures and fractures was observed in case of sandstones and shales, as a drop of penetrometer pressure in relation to laboratory tests by 23–66 per cent.

Finally, having in mind that during penetrometer testing lithological layers in borehole are hard to detect it is recommended to use conversion coefficient a of 1.0 but coefficient b of 0.055 value.

1. WSTĘP

W latach siedemdziesiątych w Głównym Instytucie Górnictwa opracowano penetrometryczną metodę badania wytrzymałości skał w otworach wiertniczych, wykonywanych na ogół w stropach wyrobisk górniczych. Wyniki badań wytrzymałości skał tworzących strop wyrobisk, uzyskiwane tą metodą, stanowią podstawę do oceny jego stateczności i doboru optymalnej obudowy podporowej lub kotwiowej. Konieczność opracowania takiej metody była spowodowana małym uzyskiem rdzeni wiertniczych służących do sporządzania próbek laboratoryjnych do badań wytrzymałościowych, wynikającym z niskiego poziomu wiertnictwa kopalnianego. Pobrane z otworów rdzenie i wycięte z nich próbki reprezentowały tylko najmocniejsze skały warstw karbońskich, wyniki badań laboratoryjnych były więc zawyżone w stosunku do rzeczywistych właściwości pakietu skał.

Ze względu na to, że podstawę obliczeń stateczności górotworu stanowią standardowe wyniki badań laboratoryjnych, takie jak: wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie (R_c , MPa), wytrzymałość na rozciąganie (R_r , MPa), moduł odkształcenia (E_o , MPa) itp., konieczne było znalezienie korelacji między wynikami tych badań a oporem (krytycznym ciśnieniem) penetracji, będącym wynikiem badań penetrometrycznych. Dokonano tego sposobem przybliżonym bez szczegółowej analizy wilgotności i szczelinowatości skał, otrzymując współczynniki przeliczeniowe (krytycznego ciśnienia penetracji płaskiego tłoczka o średnicy 5 mm, MPa) p_m na wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie R_c i rozciąganie R_r . Stosowanie tych współczynników przez wiele lat wykazało, że w niektórych przypadkach odchylenia uzyskanych w ten sposób wyników od wyników porównawczych badań laboratoryjnych są znaczne – zaistniała przeto potrzeba przeprowadzania systematycznych prób korelacyjnych uwzględniających zmienność litologiczną skał, ich wilgotność oraz stan spękania.

2. WPŁYW RÓŻNIC LITOLOGICZNYCH NA WYTRZYMAŁOŚĆ

Wśród karbońskich skał osadowych formacji węglonośnej Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW), stanowiących otoczenie pokładów węglowych, występują głównie piaskowce, mułowce i ilowce, podrzędnie zlepieńce. Warstwy karbońskie nie są jednorodne, często w obrębie każdego z wymienionych typów skał występują inne, w postaci przewarstwień, konkrecji lub innych form.

Badaniami objęto piaskowce drobnoziarniste, wśród których często występował detrytus roślinny, czasem obecne były konkretne syderytów ilastych, a laminacja podkreślona była sedymentacją substancji węglowej. W niektórych próbkach widoczne były żyłki węglanowe grubości kilku milimetrów, a czasem warstewki mułowca. Ponadto, przebadano mułowce, które charakteryzowały się obecnością lamin i warstewek piaskowców drobnoziarnistych, a także iłowce. Iłowce cechowały się zmiennym zapiaszczeniem, obecnością lamin węgla błyszczącego, żyłek węglanowych i lokalnie detrytus roślinny.

Metodą laboratoryjną oznaczono wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie i rozciąganie skał pochodzących z poligonów badawczych (tabl. 1). Na tych samych poligonach określono wytrzymałość skał w warunkach naturalnego ich zalegania za pomocą penetrometru otworowego.

Tablica 1. Udział skał w profilu pionowym poligonowych otworów wiertniczych

Grupa stratygraficzna	Udział skał w profilu pionowym otworów wiertniczych, %			
warstwy łaziskie	skała	KWK Piast, strop p. 207 (6 m)		KWK Piast, strop p. 209 (4,6 m)
	p-c	100		100
warstwy rudzkie	skała	KWK Makoszowy strop p. 404/2 (7 m)	KWK Makoszowy strop p. 407/1 (4,2 m)	KWK Szczygłowice strop p. 403/1 (2,6 m)
	p-c	–	29	100
	m-c	–	62	–
	i-c	100	9	–
warstwy siodłowe	skała	ZG Piekary, strop p. 510 (4 m)		
	p-c	25		
	i-c	75		

Dla wymienionych skał oraz dla węgla pokładów 351/1, 401/1, 403/1 i 407/2 z KWK Szczygłowice obliczono liczbę $a = R_{c\ ps}/p_m$ oraz liczbę $b = R_{r\ ps}/p_m$ obrazujące wytrzymałość na ściskanie i rozciąganie obliczone obiema metodami.

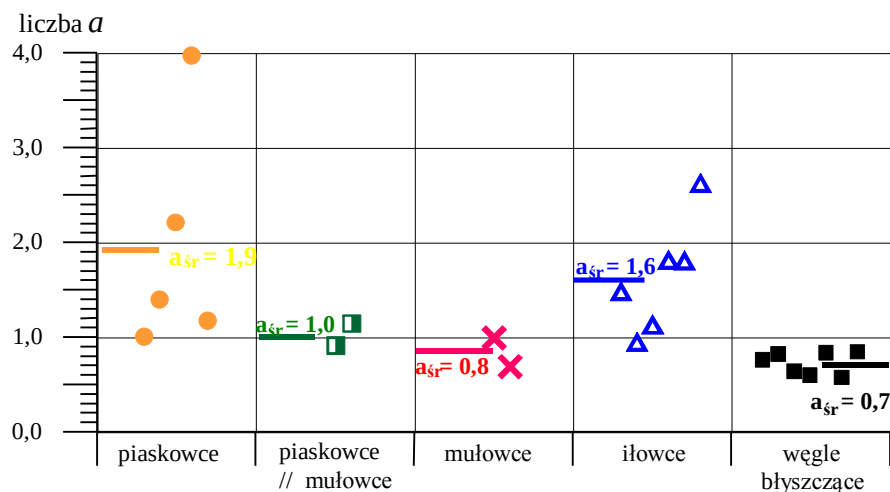
Rozrzut wartości liczby $a = R_{c\ ps}/p_m$ dla wszystkich przebadanych skał wraz z wartościami średnimi (gdzie $R_{c\ ps}$ – wytrzymałość na ściskanie w stanie powietrzno-suchym) przedstawiono na rysunku 1.

Z rysunku tego wynika, że wartości liczby a w obrębie poszczególnych rodzajów skał są zróżnicowane i wynoszą: dla piaskowców $1,0 \div 4,0$, dla piaskowców warstwowanych mułowcami $0,9 \div 1,2$, dla mułowców $0,7 \div 1,0$, dla iłowców $0,9 \div 2,6$, dla węgla błyszczących $0,6 \div 0,8$. Wartość średnia liczby a dla całej populacji przebadanych próbek skalnych wynosi 1,3. Nie wydaje się jednak właściwe stosowanie tej wartości jako przelicznika krytycznego ciśnienia penetrometrycznego na wytrzymałość na ściskanie skał w masywie. Wysokie wartości przelicznika dla piaskowców i iłowców należy wiązać z wpływem czynników naturalnych w postaci spękań i powierzchni osłabienia występujących w górotworze, których odzwierciedleniem są niskie wartości maksymalnego ciśnienia penetrometrycznego p_m , a także ze zróżnicowaną wilgotnością w badaniach wytrzymałości na ściskanie w warunkach laboratoryjnych i w warunkach in situ.

Zmienność wartości liczby $a = R_{c\ ps}/p_m$ dla poszczególnych odmian litologicznych, z tych rejonów badań, w których wyniki pomiarów ciśnień niszczących nie

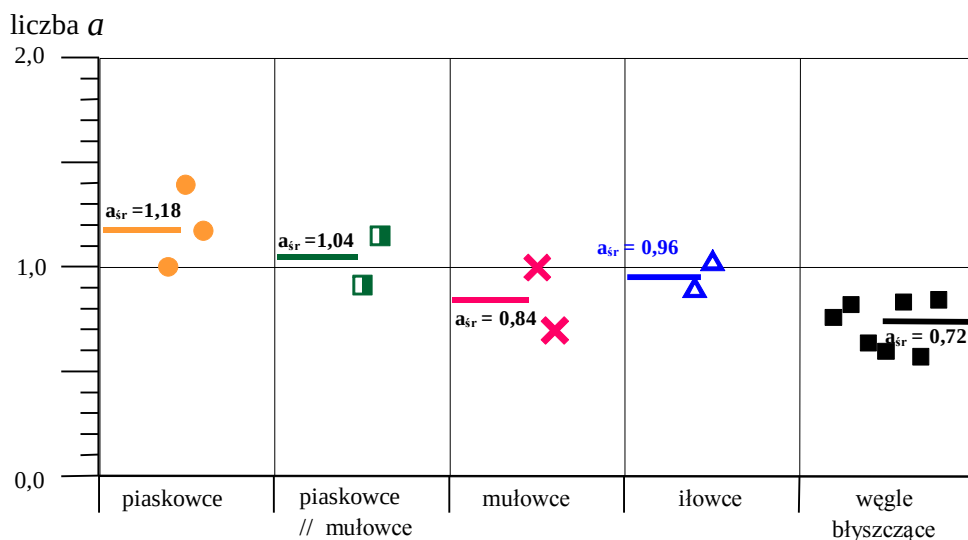
są obniżone oddziaływaniem różnych czynników naturalnych przedstawiono na rysunku 2.

Z porównania rysunków 1 i 2 wynika, że wpływ powierzchni osłabienia ujawnił się najsilniej w przypadku piaskowców oraz iłowców.



Rys. 1. Wartości liczby $a = R_{c\ ps}/p_m$ dla skał osadowych GZW z rejonów badań

Fig. 1. Value of the number $a = R_{c\ ps}/p_m$ for USCBB sedimentary rocks from investigation areas



Rys. 2. Wartość liczby $a = R_{c\ ps}/p_m$ dla skał osadowych GZW z rejonów badań bez większego wpływu spękań i powierzchni osłabienia

Fig. 2. Value of the number $a = R_{c\ ps}/p_m$ for USCBB sedimentary rocks from investigation areas free of extensive impact of fractures and surface of attenuation

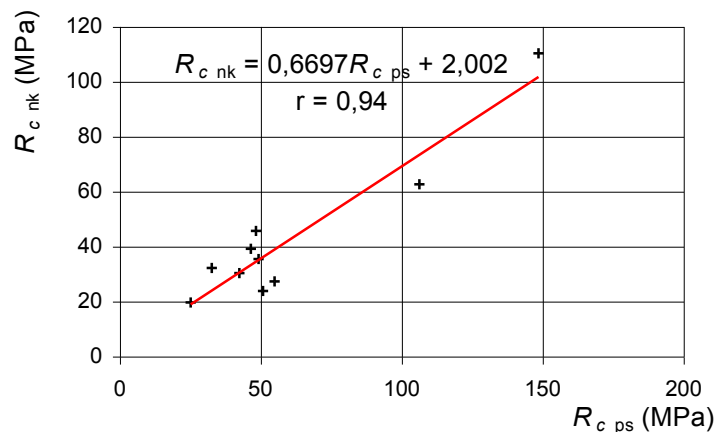
3. WPLYW WILGOTNOŚCI SKAŁ NA WYTRZYMAŁOŚĆ

Spękanne masywy skalne są doskonałym typem wodonośca, a otwór wiertniczy jest swoistego rodzaju drenem. Stąd wynika konieczność szczegółowej analizy wytrzymałości w zależności od stopnia zawilgocenia górotworu i próbki skalnej, co ściśle wiąże się z rodzajem badanej skały.

W warunkach laboratoryjnych badano próbki skał o różnej wilgotności. Mogą być to próbki świeżo wycięte, w 24 h, a także w 48 h po wycięciu lub po stopniowym zanurzeniu w wodzie przez kilka do kilkudziesięciu godzin, jak również po wysuszeniu w temperaturze 105–110°C przez kilkadziesiąt godzin (Konopko, Kostyk 1974).

Badania laboratoryjne wytrzymałości skał na ściskanie, omawiane w niniejszym artykule, wykonano na próbkach w stanie powietrzno-suchym (ps) oraz w stanie nasycenia kapilarnego (nk). Stan nasycenia kapilarnego skał, związany ze zjawiskiem kapilarności czynnej, uzyskiwany i wykorzystywany był dotychczas w oznaczaniu odsączalności grawitacyjnej skał zwięzłych (Bukowski 1999). Według tego autora, stan ten najlepiej oddaje naturalne stosunki wilgotnościowe w skałach górotworu w warunkach naturalnego zalegania, po odsączeniu ich z wody wolnej.

Próbki skał w stanie powietrzno-suchym cechowały się następującą wilgotnością: i tak od 0,26 do 0,9% piaskowce drobnoziarniste, od 0,65 do 0,87% piaskowce warstwowe i mułowcami, od 0,8 do 0,88% mułowce i 0,85% iłowce. Po nasyceniu wodą nastąpił wzrost wilgotności odpowiednio: 0,69÷5,61%, 1,27÷1,73%, 0,95÷1,24% i 1,4%. Zależność między wytrzymałością na jednoosiowe ściskanie w stanie nasycenia $R_{c\ nk}$ a wytrzymałością w stanie powietrzno-suchym $R_{c\ ps}$ aproksymowano funkcją liniową o wysokim współczynniku korelacji (rys. 3).

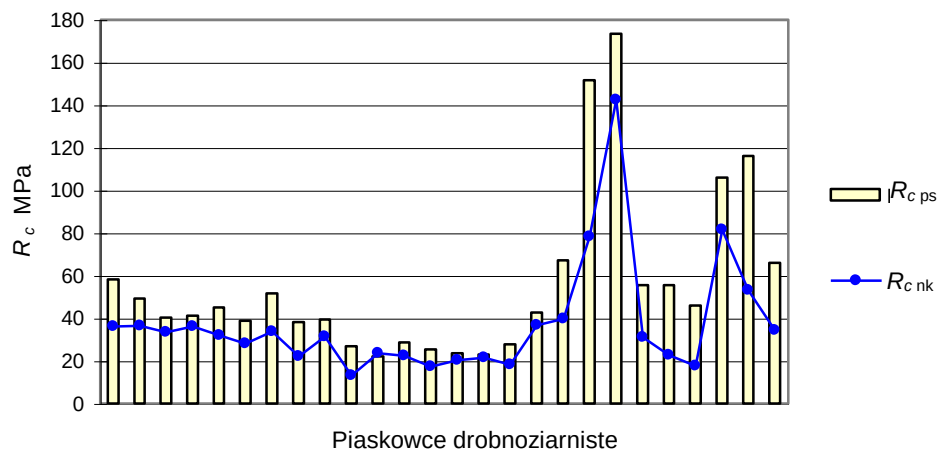


Rys. 3. Zależność $R_{c\ nk} = f(R_{c\ ps})$ dla piaskowców, mułowców i iłowców GZW (Bukowska 2001)
Fig. 3. Dependence $R_{c\ nk} = f(R_{c\ ps})$ for USBC sandstones, mudstones and claystones (Bukowska 2001)

Stwierdzono, że wskaźnik zmniejszenia wytrzymałości pod wpływem działania wody kształtował się na poziomie wartości 0,59÷0,74 dla piaskowców

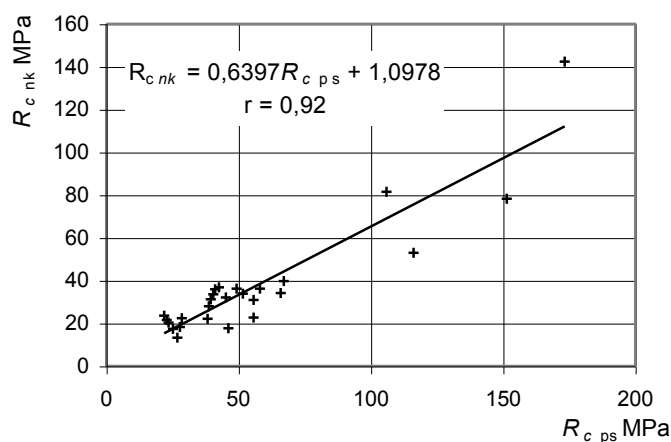
drobnoziarnistych, $0,46 \div 0,84$ dla piaskowców warstwowych mułowcami i $0,94 \div 0,98$ dla mułowców. W przypadku iłowca wskaźnik ten przyjął wartość 0,5. Oznacza to, że piaskowce w wyniku nasączenia wodą tracą przeciętnie na wytrzymałości 23÷40%, piaskowce warstwowe mułowcami 16÷53%, a iłowiec zmniejsza wytrzymałość o 50%. Najmniejszy spadek wytrzymałości ($1,5 \div 5,5\%$) odnotowano w przypadku mułowców.

Zmiany wytrzymałości na ściskanie w zależności od wilgotności dla piaskowców drobnoziarnistych przedstawiono na rysunku 4, a zależność $R_{c\ nk} = f(R_{c\ ps})$ na rysunku 5.



Rys. 4. Wytrzymałość na jednoosiowe ściskanie w stanie powietrzno-suchym i w stanie nasycenia kapilarnego różnych piaskowców drobnoziarnistych GZW

Fig. 4. Uniaxial compressive strength in the air-dry state and capillary saturation state of different USCB fine-grained sandstones



Rys. 5. Zależność $R_{c\ nk} = f(R_{c\ ps})$ dla drobnoziarnistych piaskowców karbońskich GZW (Bukowska 2001)

Fig. 5. Dependence $R_{c\ nk} = f(R_{c\ ps})$ for USBC fine-grained carboniferous sandstones (Bukowska 2001)

Spośród badanych typów skał piaskowce wykazały najwyższy współczynnik korelacji, pomiędzy wytrzymałością na ściskanie badaną w stanie powietrzno-suchym i w stanie nasycenia kapilarnego, wynoszący 0,92. W odniesieniu do przeprowadzonych badań mułowców, zależność $R_{c\text{ nk}} = f(R_{c\text{ ps}})$ dobrze opisuje równanie $R_{c\text{ nk}} = 0,71 R_{c\text{ ps}} + 9,37$ o współczynniku korelacji wynoszącym 0,79.

Przeprowadzona analiza porównawcza wyników pomiarów in situ i wyników badań laboratoryjnych pozwoliła na zweryfikowanie przelicznika służącego do wyznaczania wytrzymałości na ściskanie skał w maszywie. W tabelicy 2 zestawiono wartości liczby $a = R_c/p_m$ wyznaczone na podstawie prezentowanych w pracy wyników badań laboratoryjnych iłowców i mułowców, badanych w stanie powietrzno-suchym (ps) oraz piaskowców w stanie nasycenia kapilarnego (nk). Ta ostatnia nawiązuje do wilgotności naturalnej skał oraz do nasycenia skał wodą w strefie przyotworowej, wynikającego z oddziaływania płuczki wiertniczej. Jednocześnie w tabelicy 2 przedstawiono wyniki badań porównawczych wytrzymałości na ściskanie R_c i oporów penetracji p_m piaskowców, przeprowadzonych w warunkach laboratoryjnych. Przedstawione w tabelicy 2 wartości liczby $b = R_r/p_m$ omówione są w dalszej części.

Tabela 2. Wartości liczby $a = R_c/p_m$ i liczby $b = R_r/p_m$

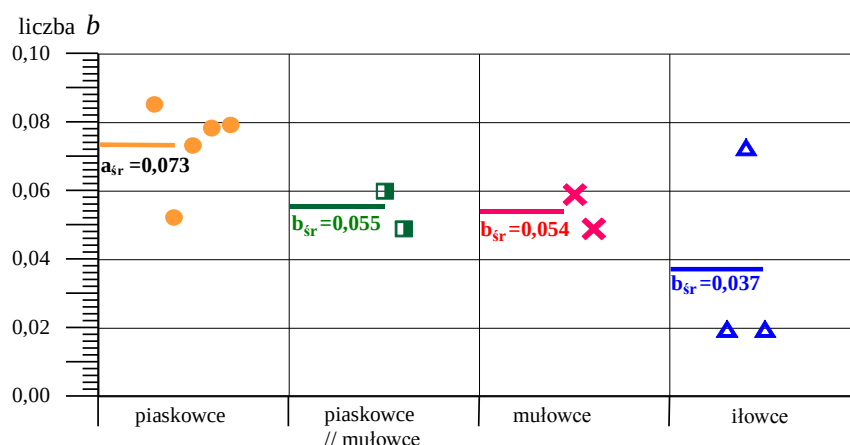
Skala	Stan górotworu	R_c laboratoryjna niszczące ciśnienie penetracji in situ a	R_c laboratoryjna w stanie powietrzno-suchym / opór penetracji iglicy – stan powietrzno-suchy	R_r laboratoryjna niszczące ciśnienie penetracji in situ b
piaskowce drobnziarniste; stan nasycenia kapilarnego zbliżony do stanu wilgotności naturalnej po odsączeniu z górotworu wody wolnej	średni – bardzo dobry, powierzchnie osłabienia zajmują do 25% długości odcinka pomiarowego, pogie zaleganie warstw	0,85 (nk)	$0,82 \div 0,98$ średnia = 0,89 (ps)	0,073
piaskowce drobnziarniste z mułowcami (zmienne proporcje); stan nasycenia kapilarnego zbliżony do stanu wilgotności naturalnej po odsączeniu z górotworu wody wolnej	średni–bardzo dobry, powierzchnie osłabienia zajmują 30÷60% długości odcinka pomiarowego, oddziaływanie struktur fałdowych	$0,6 \div 0,9$ (m-c) średnia 0,75 (nk)	—	0,055
mułowce; stan powietrzno-suchy odpowiadający wilgotności naturalnej po odsączeniu z górotworu wody wolnej	dobry, powierzchnie osłabienia zajmują 36÷40% długości odcinka pomiarowego, oddziaływanie struktur fałdowych	0,84 (ps)	—	0,054
iłowce; stan powietrzno-suchy odpowiadający wilgotności naturalnej po odsączeniu z górotworu wody wolnej	slaby, powierzchnie osłabienia zajmują 30÷60% długości odcinka pomiarowego, oddziaływanie spekań i struktur fałdowych, prawdopodobne osłabienie ścianki otworu w wyniku działania płuczki wiertniczej	0,96 (ps)	—	0,037
węgle; stan powietrzno-suchy odpowiadający wilgotności naturalnej po odsączeniu z górotworu wody wolnej	brak danych	0,72 (ps)	—	brak danych

Średnia liczba a dla piaskowców w stanie nasycenia kapilarnego (nk) mułowców i iłowców, badanych w stanie powietrzno-suchym (ps) wynosi 0,83. Różnice wartości pomiędzy laboratoryjną wytrzymałością oznaczaną dla piaskowców w stanie nasycenia kapilarnego, dla iłowców i mułowców w stanie powietrzno-suchym a wartością niszczącego ciśnienia penetrometrycznego in situ są niewielkie, można przyjąć, że w granicach błędu (poniżej 20%). Wartość liczby a określonej dla skał w stanie powietrzno-suchym wynosi 0,95. Dla węgla błyszczących liczba a przyjmuje wartość 0,72.

Różnice w wytrzymałości próbek laboratoryjnych oraz w ciśnieniach krytycznych iglicy penetrometru otworowego mogą również wynikać z oddziaływania tzw.

czynnika skali, czyli różnicy wielkości (objętości) obciążanego w badaniach obszaru skały. Różnice te ilościowo zostały ujęte w teoriach defektów strukturalnych, między innymi autorstwa Weibulla (Weibull 1939) i Hoeka/Browna (Hoek i Brown 1988). Przeprowadzone przez autorów niniejszego artykułu obliczenia z wykorzystaniem tych teorii wykazały, że wzrost wymiaru próbki z 5 mm (średnica iglicy) do 50 mm (wymiar próbki laboratoryjnej) powoduje spadek wytrzymałości skał średnio od 33,7% (wg Hoeka/Browna) do 57,7% (wg Weibulla) i tylko w nieznacznym stopniu jest uzależniony od rodzaju skały. Należy dodać, że różnica między pomierzonymi wartościami p_m i R_c dla słabszych skał karbońskich wynosi średnio 21,4% wartości R_c , tak więc jest zbliżona do efektu skali liczonego według nowszej z wymienionych teorii defektów strukturalnych, a mianowicie teorii Hoeka/Browna. Niezależnie od powyższego, wyższe wartości p_m w stosunku do R_c tych samych skał mogą być interpretowane jako skutek odmiennego stanu naprężeń w badaniach laboratoryjnych (jednoosiowe ściskanie) oraz próbie penetrometrycznej (wciskanie tłoczniaka w półprzestrzeń materialną), jakkolwiek przy małej grubości warstwy obciążanej tłoczkiem penetrometru wpływ tego czynnika jest zapewne niewielki.

W tabelicy 2 zestawiono również wartości liczby b wyrażającej stosunek laboratoryjnej wytrzymałości na rozciąganie do niszczonego ciśnienia penetrometrycznego in situ, których rozkład ilustruje rysunek 6.



Rys. 6. Wartości liczby $b = R_{rps}/p_m$ dla skał osadowych GZW z rejonów badań

Fig. 6. Value of the number $b = R_{rps}/p_m$ for USCBB sedimentary rocks from investigation areas

4. WPŁYW SPEKAŃ I POWIERZCHNI OSŁABIENIA NA WYTRZYMAŁOŚĆ

Defekty strukturalne wynikające z występowania powierzchni osłabienia oraz powierzchni nieciągłości w postaci spękań (pęknięcie, rysa, fuga), szczelin, jak również niejednorodność budowy i anizotropia wytrzymałości są powodem występowania znacznych różnic w wartościach wytrzymałości oznaczanych na próbkach skalnych oraz metodą in situ. Wśród czynników wpływających na

wytrzymałość na ściskanie istotny jest kąt nachylenia powierzchni spękania w stosunku do kierunku działającej siły obciążającej. F.G. Horino i M.L. Ellickson, badając zależność między wytrzymałością na ściskanie skały osłabionej rysą a wytrzymałością skały litej stwierdzili, że najbardziej osłabiający wpływ rysy występuje przy wartości kąta nachylenia jej powierzchni do kierunku działającej siły około 30° (Horino i Ellickson 1970).

Wpływ spękań i powierzchni osłabienia strukturalnego w praktyce można ocenić w skali makro (rdzenia otworu wiertniczego) lub w skali mikro (otoczenia punktu penetracji iglicy w otworze). W skali makro najczęściej stan spękania ocenia się za pomocą wskaźnika jakości rdzenia (RQD), zaś stopień osłabienia masywu w obliczeniach geomechanicznych przyjmuje się jako współczynnik przy wytrzymałości zależnej od wartości RQD (np. $MIR = RQD/100$), znany w literaturze anglojęzycznej jako *mass/intact ratio*. W przypadku skali mikro zauważono (Kidybiński, Sołtys 1981), że w badaniach penetrometrycznych przy zbliżaniu się tłoczka do szczeliny lub rysy w ścianie otworu wiertniczego opór penetracji znacznie zmniejsza się w stosunku do wartości uzyskanych w większej odległości od szczelin. Badanie ilościowego wpływu spękań na wytrzymałość masywu wymaga jednak dużego i pracochłonnego zagęszczania ciągów pomiarowych (penetrometrycznych) w otworze do wzajemnych odległości wgniotów znacznie mniejszej od średniej odległości spękania skał wzdłuż osi otworu. Stwierdzany osłabiający wpływ spękań i powierzchni osłabienia na piaskowce karbońskie ($RQD = 39 \div 87\%$) wyraża się spadkiem p_m o $23 \div 66\%$ w stosunku do wartości $R_{c\text{ nk}}$, zaś dla iłowców laminowanych ($RQD = 27 \div 82\%$) spadek ten wynosi $41 \div 62\%$ w stosunku do wartości $R_{c\text{ ps}}$, przy czym w wymienionych przedziałach spadek p_m jest tym większy im mniejsza jest wielkość RQD. Zagadnienia te ilustruje tablica 3.

Tablica 3. Wartości liczby $a = R_c/p_m$ w rejonach spękanego górotworu

Skala	Stan górotworu	R_c laboratoryjna niszczące ciśnienie penetracji in situ	R_c laboratoryjna w stanie powietrzno- suchym / opór penetracji iglicy stan powietrzno-suchy
piaskowce drobnziarniste; stan nasycenia kapilarnego zbliżony do stanu wilgotności naturalnej po odsączeniu górotworu z wody wolnej	dobry ($RQD = 87\%$)	1,3 (nk)	–
	słaby ($RQD = 39\%$), strefa spękań zajmuje do 86% długości odcinka pomiarowego	3,0 (nk)	
iłowce; stan powietrzno-suchy odpowiadający wilgotności naturalnej po odwodnieniu górotworu z wody wolnej	słaby ($RQD = 27\%$), strefa spękań zajmuje do 50% długości odcinka pomiarowego	2,6 (ps)	1,41÷1,47 średnia 1,44 (ps) próbki rozpadały się wzdłuż płaszczyzn osłabienia– można je traktować jako skały osłabione strukturalnie
	dobry ($RQD = 82\%$), strefa spękań zajmuje do 50% długości odcinka pomiarowego	1,7 (ps)	

5. WNIOSKI

Wykonane badania pozwoliły na sformułowanie następujących wniosków:

1. Wytrzymałość skał, określona dwiema metodami – laboratoryjną i in situ – jest uzależniona od:

- wilgotności (stanu nasycenia kapilarnego n_k lub stanu tzw. powietrzno-suchego p_s) powodującej spadek wartości $R_{c\ n_k}$ w stosunku do $R_{c\ p_s}$ o 20÷40%,
 - spękań i powierzchni osłabienia powodujących spadek wartości p_m w stosunku do $R_{c\ n_k}$ o 23÷66% dla piaskowców drobnoziarnistych, spadek wartości p_m w stosunku do $R_{c\ p_s}$ o 41÷62% dla iłowców.
2. Liczba $a = R_c/p_m$ zależy od typu litologicznego skały i wynosi:

	<i>Stan powietrzno-suchy</i>	<i>Stan nasycenia kapilarnego</i>
dla piaskowców	1,18	0,85
dla piaskowców // mułowcami	1,04	0,75
dla mułowców	0,84	–
dla iłowców	0,96	–
dla węgla błyszczących	0,72	–

Mając na uwadze fakt, że w czasie badań penetrometrem otworowym często trudno jest zidentyfikować na danej głębokości otworu szczegółową odmianę litologiczną występującą tam skały, można zalecić stosowanie ogólnego współczynnika przeliczeniowego a o wartości 1,0.

3. Liczba $b = R_r/p_m$ zależy od typu litologicznego:

dla piaskowców	0,073
dla piaskowców // mułowcami	0,055
dla mułowców	0,054
dla iłowców	0,037

Postać równania wyznaczającego wytrzymałość na rozciąganie skał w górotworze proponuje się zdefiniować następująco: $R_{r\ skał\ w\ górotworze} = 0,055 p_m$.

4. Należy stwierdzić, że w wielu przypadkach wyniki badań laboratoryjnych i penetrometrycznych są trudno porównywalne, bowiem wilgotność skał w otworach penetrometrycznych nie jest określona, zaś stopień spękania ścianki otworu możliwy jest do określenia tylko w przypadku dysponowania kamerą endoskopową.
5. Metoda penetrometryczna nadal pozostaje podstawowym narzędziem badawczym skał stropowych do celów projektowania inżynierskiego, należy wspomagać ją jednak badaniami laboratoryjnymi – w celu zwiększenia dokładności wykonywanych oznaczeń.
6. Uwzględniając różnice w wilgotności naturalnej górotworu i próbki laboratoryjnej, badania laboratoryjne należy prowadzić w następujących stanach wilgotnościowych:
- a) piaskowce w stanie nasycenia kapilarnego nawiązującego do wilgotności naturalnej skał i do nasycenia skał wodą w strefie przyotworowej, do którego dochodzi w strefie oddziaływania płuczki wiertniczej,
 - b) mułowce, iłowce i węgle w stanie powietrzno-suchym, który w przybliżeniu odpowiada wilgotności naturalnej po odwodnieniu górotworu z wody wolnej.

Literatura

1. Bukowska M.: *Geomechaniczne uwarunkowania ryzyka wystąpienia tąpnięcia*. Etap II pt.: *Analiza czynników naturalnych masywu skalnego ze względu na wartości wytrzymałości określone metodą in situ i laboratoryjną*. Dokumentacja nr 11403001-142. Katowice, GIG 2001.
2. Bukowski P.: *Chłonność wodna górotworu karbońskiego i jej wpływ na przebieg zatapiania likwidowanych kopalń*. Katowice, GIG 1999 (praca doktorska).
3. Hoek E., Brown E.T.: *The Hoek-Brown failure criterion*. Proc. 15th Canadian Rock Mechanics Symposium. Toronto, Toronto University Press 1988.
4. Horino F.G., Ellickson M.L.: *A method for estimating strength of rock containing planes of weakness*. U.S. Bur. of Mines, Rep. of Invest. 7449, 1970.
5. Kidybiński A., Gwiazda J., Hładysz Z.: *Ocena mechanicznych własności skał oraz stateczności górotworu hydraulicznym penetrometrem otworowym*. Prace GIG, Seria dodatkowa. Katowice 1976.
6. Kidybiński A., Sołtys K.: *Metoda wyznaczania nośności i odkształcalności skalnego podłoża fundamentowego na podstawie badań wykonywanych w otworach wiertniczych*. Przegląd Geologiczny 1981 nr 9, s. 458-462.
7. Kidybiński A.: *Podstawy geotechniki kopalnianej*. Katowice, Wydaw. „Śląsk” 1982.
8. Konopko W., Kostyk T.: *Wpływ zawilgocenia na wytrzymałość skał karbońskich*. Biuletyn GIG 1974 nr 3, s. 7-9.
9. Weibull W.: *A statistical theory of the strength of materials*. IVA Handl. No. 151. Stockholm.

Recenzent: dr inż. Jan Drzewiecki

Józef Kabiesz

WSPÓŁWYSTĘPOWANIE I WZAJEMNE ODDZIAŁYWANIE NATURALNYCH ZAGROŻEŃ GÓRNICZYCH

Streszczenie

Współwystępowanie naturalnych zagrożeń górniczych w podziemnych kopalniach jest przyczyną powstawania katastrof oraz narażenia ludzi na czynniki szkodliwe dla zdrowia. Część z tych zdarzeń jest związana z więcej niż jednym zagrożeniem, które przyczyniały się do ich zaistnienia i wpłynęły na formę ich przebiegów. Można wykazać, że jednocześnie i w jednym miejscu występujące zagrożenia mogą wpływać na inicjację, intensywność oraz przejawy swojego występowania. Systematyka oddziaływań między zagrożeniami obejmuje ich formy bezpośrednie i pośrednie, wśród których można wyróżnić (rys. 3):

- powodowanie ujawniania się innego zagrożenia, dotychczas nieistniejącego lub istniejącego w formie utajonej,
- powodowanie zmian intensywności występowania innego zagrożenia,
- inicjowanie katastroficznych form wystąpienia innego zagrożenia,
- ograniczanie efektywności stosowania prewencji innego zagrożenia.

Zagrożenia znajdujące się w stanie wzajemnych interakcji nazywane są zagrożeniami skojarzonymi. Nie jest to nowy rodzaj zagrożenia, są to nietypowe formy i stany występowania istniejących zagrożeń naturalnych. Nie zawsze są one wystarczająco dokładnie i wiarygodnie opisywane przez klasyczne metody oceny i prognozy.

Do oceny stanu zagrożeń skojarzonych niezbędne jest:

- dokonanie oceny stanu poszczególnych zagrożeń współwystępujących,
- normalizacja ocen stanów poszczególnych zagrożeń [zależność (8)] do jednorodnego zbioru umownych wartości punktowych [(zależności (5) i (7)) tworzących tzw. przestrzeń zagrożeń (rys. 4),
- zidentyfikowanie rodzaju oddziaływań między zagrożeniami,
- ustalenie charakterystyki tych oddziaływań,
- modyfikacja wartości ocen stanów poszczególnych zagrożeń stosownie do charakterystyki oddziaływań między nimi,
- sumowanie zmodyfikowanych stanów zagrożeń [zależność (6)] oraz identyfikacja wyniku ze stanami kryterialnymi (rys. 5).

W warunkach współwystępowania wielu zagrożeń naturalnych często skutki profilaktyki stosowanej dla jednego z nich obejmują zagrożenia pozostałe [zależności (9), (10) i (11)]. Skutki te niekoniecznie muszą korzystnie wpływać na te zagrożenia (rys. 6 i 7). Może się zdarzyć, że powodują pojawienie się zagrożenia innego, zwiększają intensywność występowania innych zagrożeń lub/i ograniczają możliwości skutecznego stosowania innych metod profilaktycznych.

Szczególnym przypadkiem stosowania profilaktyki w warunkach zagrożeń skojarzonych jest występowanie tzw. zagrożenia dominującego. Może ono w decydującym stopniu wpływać na ogólny stan bezpieczeństwa pracy. W takich warunkach dobór metod profilaktyki musi obejmować:

- identyfikację zagrożenia dominującego (rys. 8 i 9),
- ustalenie charakterystyk oddziaływania skutków zastosowania profilaktyki na każde z zagrożeń (rys. 7), w tym ocenę kolizyjności profilaktyki [zależność (12)],
- ocenę globalnych skutków zastosowania wybranych metod profilaktyki, uwzględniając także odpowiednią kolejność ich wykonania.

Do oceny stanu zagrożeń skojarzonych oraz optymalizacji profilaktyki zasadnicze znaczenie ma poprawność charakterystyk oddziaływań między zagrożeniami i skutków stosowania profilaktyki. Poza nielicznymi wyjątkami ustalanie takich charakterystyk jest możliwe jedynie na drodze ustaleń eksperckich.

Co-occurrence and mutual impact of natural mining hazards

The natural mining hazards occurring simultaneously in underground mines involve generation of the disasters and situations posing threat to human health. Some of these events involve more than one hazard leading to their occurrence and influencing forms of their processes. It can be found that the hazards occurring at the same time and place may influence their mutual initiation, intensity and the occurrence forms. Systematic of the interaction between the hazards take into account their direct and indirect forms of which the following can be distinguished (Fig. 3):

- causing the occurrence of another hazard not existing in the past, or existing in the latent form;
- causing changes in the rate of another hazard occurrence;
- initiating catastrophic forms of the occurrence of another hazard;
- reducing the effectiveness of using the measures to prevent another hazard form occurring.

The interaction – related hazards are called the associated hazards. These are not a new type of hazard but rather non-typical occurrence forms and states of the existing natural hazards. They may often be not quite precisely and reliably defined by the classical prognostic and assessment methods. To obtain an estimate of the state of the associated hazards, the following steps should be taken:

- assessing the state of each concurrent hazard;
- standardization of the hazard state estimates [relation (8)] in order to obtain a uniform data set of conventional point values [relations (5) and (7)] forming the so-called hazard space (Fig. 4);
- identification of the kinds of interaction between the hazards;
- establishing the hazards interaction characteristics;
- modification of the hazard state evaluations according to the hazards interaction characteristics;
- summation of the modified hazard states [relation (6)] and comparison of the results with the criterion – defined states (Fig. 5).

In conditions of coexistence of many natural hazards, frequently, the effects of preventive measures applied to one of them may exert an influence on the remaining [relations (9), (10) and (11)]. These effects may, not necessarily, prove useful as regards the remaining hazards (Fig. 6 and 7). They are likely to induce another hazard and may increase the occurrence rate of the remaining hazards and/or may reduce the effectiveness of other preventive measures.

A particular result of using the preventive measures in conditions of the associated hazards can be the occurrence of the so-called dominant hazard. It may highly influence the general state of work safety. In such cases, on choosing the appropriate preventive measures, we should take into account the following factors:

- identification of the dominant hazard (Fig. 8 and 9);
- establishing the interaction characteristics of the effects of preventive measures on each hazard (Fig. 7), including an estimate of the conflicting effects resulting from using the preventive measures [relation (12)];
- assessment of the global effects of using the selected preventive measures, including the sequence of their application as well.

For the assessment of the associated hazards state and the preventive measures optimisation, it is of the highest importance to obtain the accurate characteristics of the interaction between the hazards and the preventive measures effects. Excepting not numerous cases, it would be possible to establish such characteristics only by means of the expert appraisal.

1. WPROWADZENIE

Występowanie naturalnych zagrożeń w kopalniach jest zjawiskiem powszechnym. Specyficzne warunki kopalniane wynikające z:

- dominującego geomechanicznego wpływu górotworu na otoczenie,
- ograniczonej przestrzeni wyrobisk górniczych,
- wymuszonej ich wentylacji,
- natężenia technicznej infrastruktury wyposażenia wyrobisk

powodują powstawanie zjawisk charakterystycznych tylko dla kopalń podziemnych, które są jakościowo i ilościowo odmienne od innych środowisk pracy. Ta specyfika skutkuje występowaniem nieprzewidywalnych katastrof górniczych, których największe nasilenie przypadło na gwałtowny rozwój techniki robót górniczych bez odpowiadającego mu rozwoju wiedzy o zagrożeniach. Stan taki trwał w krajach uprzemysłowionych do lat trzydziestych XX wieku, kiedy to zaczęto dostrzegać bezpośredni związek między stanem wiedzy i wynikającym z niego przestrzeganiem podstawowych zasad bezpieczeństwa a zagrożeniami. Rozpoczęto wtedy w wielu krajach intensywne badania, tworzone instytucje nadzoru górniczego oraz system prawny. Działania te doprowadziły do opracowania teoretycznych podstaw (modeli) występowania zagrożeń w kopalniach, zasad oceny i prognozy ich stanów oraz sposobów ich prewencji. Ich wynikiem było radykalne ograniczenie, w krajach korzystających z tych osiągnięć, liczby katastrof górniczych, szczególnie tych najbardziej tragicznych. Nie oznacza to, że problem został rozwiązany i nie istnieje. Wraz ze zmianą standardów ochrony życia ludzi i środowiska zmienia się także społeczna akceptowalność ryzyka występowania niebezpiecznych zdarzeń w pracy. Jednocześnie w wielu przypadkach wyczerpane zostały proste możliwości poprawy bezpieczeństwa pracy. Ścisłe przestrzeganie obowiązujących zasad i reguł oraz poprawne stosowanie środków profilaktycznych czasem nie przynosi oczekiwanych efektów w postaci ograniczenia stanów zagrożeń czy zmniejszenia liczby wypadków. Skłania to do podejmowania niestandardowych działań techniczno-organizacyjnych oraz badania bardziej „subtelnych” zależności i zjawisk. Do tej kategorii zaliczyć należy wzajemne oddziaływania zagrożeń, dotychczas praktycznie pomijane lub uwzględniane jedynie wycinkowo w niektórych szczegółowych przepisach prawnych.

Oddziaływania między zagrożeniami naturalnymi w kopalniach były dostrzegane od dawna, jednak przede wszystkim jako zjawiska fenomenologiczne, towarzyszące katastrofom górniczym. Analiza przyczyn i przebiegów wielu z nich wykazuje, że wpływ na nie miało więcej niż jedno zagrożenie, a typowym przykładem takiej koincydencji są wybuchy i zapalenia metanu oraz wybuchy pyłu węglowego lub wybuchy metanu i pyłu oraz pożary. Ogólność i powierzchowność spostrzeżeń znajdowała swoje odzwierciedlenie w formach praktycznych przepisów i zaleceń traktujących te zagadnienia.

Dotychczasowe badania i analizy oddziaływujących na siebie górniczych zagrożeń naturalnych, obejmowały najczęściej zagrożenia o dużym fizykochemicznym podobieństwie, co znacząco ograniczało ich praktyczną użyteczność. Jest to

także uzasadnieniem do podejmowania bardziej dogłębnych rozważań, których najistotniejsze wyniki przedstawiono w niniejszym artykule.

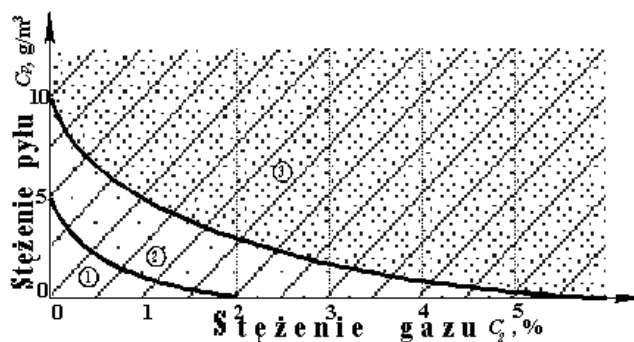
2. ROZWÓJ BADAŃ NAD KOINCYDENCJĄ ZAGROZEŃ

Pierwsze udokumentowane badania nad wzajemnymi związkami naturalnych zagrożeń górniczych dotyczą zagrożenia wybuchem metanu i pyłu węglowego (Mason, Wheeler 1931; Cybulski 1960; Nagy, Portman 1961) i obejmują zagadnienie wybuchowości mieszanin hybrydowych metan–pył węglowy–powietrze. Wyniki uzyskane przez tych badaczy oraz ich następców (Sobala 1976; Bartknecht 1981; Miasnikow i inni 1985; Trzcionka 1996) doprowadziły do określenia podstawowych zależności między parametrami opisującymi zachodzące w takich warunkach zjawiska – na przykład zależność (1), rysunek 1

$$(DGW)_h = (DGW)_p \left[\frac{C_g}{(DGW)_g} - 1 \right]^2 \quad (1)$$

gdzie:

- $(DGW)_h$ – dolna granica wybuchowości mieszaniny hybrydowej, według Bartknechta (1985),
- $(DGW)_p$ – dolna granica wybuchowości pyłu,
- $(DGW)_g$ – dolna granica wybuchowości gazu,
- C_g – stężenie gazu w mieszaninie hybrydowej.



Rys. 1. Krzywe minimalnego prawdopodobieństwa zapłonu mieszaniny hybrydowej metan–pył węglowy–powietrze (Miasnikow i inni 1985): 1 – strefa bezpieczeństwa, 2 – strefa ograniczonego bezpieczeństwa, 3 – strefa niebezpieczna

Fig. 1. Curves of minimum ignition probability of a hybrid mixture methane–coal dust–air (Miasnikov et al. 1985): 1 – safety zone, 2 – limited safety zone, 3 – dangerous zone

Nieco później w sferze zainteresowań badaczy znalazły się związki między zagrożeniem metanowym, pożarowym i tapaniami (Nagy, Kawensji 1960; Matuszewski 1979; Konopko, Kabiesz 1994; Kozłowski 1996; Kabiesz, Konopko 1997; Kutkowski, Badura 1998; Szlązak i inni 2001; Zasadni 2001). Wykazali oni

istnienie wzajemnych relacji przyczynowo-skutkowych między odmiennymi zagrożeniami i podali odpowiednie, empiryczne zależności. Stanowią one rozwiązania szczegółowych problemów i mają zróżnicowane walory użyteczności praktycznej. Przykładowo za Matuszewskim (1979) można podać wzory określające objętość metanu, jaka może wydzielić się z części pokładu węgla ulegającego dezintegracji w czasie tąpnięcia

$$V_{M'} = lm - c(G_p - G_k)\rho \quad (2)$$

gdzie:

- $V_{M'}$ – objętość wydzielonego metanu z części pokładu objętej skutkami tąpnięcia, m^3 ;
- l – długość wyrobiska objętego skutkami tąpnięcia, m;
- m – grubość pokładu, m;
- s – średnia szerokość pasa skruszonego i spękanego węgla, m;
- c – pierwotna szerokość wyrobiska, m;
- G_p – średnia metanonośność węgla w strefie s przed tąpnięciem, m^3/t ;
- G_k – średnia końcowa metanonośność węgla w strefie s , m^3/t ;
- ρ – gęstość węgla, t/m^3 .

$$V_{M''} = \sum_{i=1}^{i=n} l_i - s_i m_i \frac{G_{p_i} \eta_i \rho}{100} \quad (3)$$

gdzie:

- $V_{M''}$ – objętość wydzielonego metanu z części pokładów sąsiednich naruszonych skutkami tąpnięcia, m^3 ;
- l_i – długość wyrobiska zasięgu naruszenia tąpnięciem i -tego pokładu sąsiedniego, m;
- m_i – grubość i -tego pokładu sąsiedniego, m;
- s_i – średnia szerokość zasięgu naruszenia tąpnięciem i -tego pokładu sąsiedniego, m;
- G_{p_i} – średnia metanonośność i -tego pokładu sąsiedniego przed tąpnięciem, m^3/t ;
- η_i – średni stopień odgazowania i -tego pokładu sąsiedniego w zasięgu naruszenia tąpnięciem, %.

$$V_M = V_{M'} + V_{M''} \quad (4)$$

Pierwsze badania nad opracowaniem uniwersalnych podstaw wzajemnych związków między dowolnymi naturalnymi zagrożeniami górniczymi, rozpoczęto w Głównym Instytucie Górnictwa w połowie lat dziewięćdziesiątych XX wieku. Sformułowano wtedy (Kabiesz i inni 1994; Kabiesz i inni 1996) zasadnicze założenia i pojęcia w następnych latach pozwalające na opracowanie sposobów oceny stanu zagrożeń wzajemnie na siebie wpływających oraz optymalizację doboru ich profilaktyki.

3. ODDZIAŁYWANIA MIĘDZY ZAGROŻENIAMI

Zagrożenia naturalne istniejące w kopalniach wpływają na środowisko pracy (górotwór, wyrobiska górnicze, atmosferę kopalnianą) poprzez przejawy swojego występowania. Przejawami tymi są anormalne, niekorzystne z uwagi na funkcjonowanie organizmu człowieka i stabilność procesów technologicznych, wartości i stany parametrów fizykochemicznych, charakteryzujących to środowisko. Niejako więc z definicji skutki występowania zagrożeń mogą odnosić się również do stabilnych i katastroficznych form występowania samych zagrożeń. Związki między zagrożeniami najskuteczniej mogą być analizowane na przykładach katastrof górniczych, gdyż:

- katastrofy są nieodłączną częścią występowania zagrożeń,
- przyczyny ich zaistnienia są wprost związane z istotami tych zagrożeń,
- wzajemne związki między zagrożeniami w zdarzeniach katastroficznych występują zwykle wyraźniej i z większą intensywnością,
- dane o nich są łatwiej dostępne niż indywidualne obserwacje przypadków interakcji między zagrożeniami niezwiązanymi z katastrofami.

Analiza przyczyn i przebiegów takich zdarzeń oraz bieżących praktycznych obserwacji ruchowych wskazuje, że najczęściej występuje wśród nich znany i typowy związek przyczynowo-skutkowy w postaci:

wybuch (zapalenie) metanu → wybuch pyłu węglowego → pożar egzogeniczny „realizowany” w całości lub fragmentach:

**wybuch metanu → wybuch pyłu
wybuch metanu → pożar egzogeniczny.**

Czasem takiemu ciągowi zdarzeń towarzyszył także wybuch gazów pożarowych. Taki przebieg miały największe katastrofy:

- wybuch metanu i pyłu oraz zawał w kopalni „Hangkoi” w prowincji Honkeiko w Mandżurii Wewnętrznej w Chinach w dniu 26 kwietnia 1942 r. – 1549 ofiar śmiertelnych,
- wybuch metanu i pyłu w kopalni „Kamandama No 2 & Wankie” w Rodezji w dniu 6 czerwca 1972 r. – 457 ofiar śmiertelnych,
- wybuch metanu i pyłu w kopalni „Miike” w miejscowości Omuta w Japonii w dniu 9 listopada 1963 r. – 447 ofiar śmiertelnych,
- wybuch metanu, pyłu, pożar i zawał w kopalni Universal w miejscowości Senghenydd w Walii w dniu 14 października 1913 r. – 440 ofiar śmiertelnych,
- wybuch metanu i pyłu oraz pożar w kopalni „Dhori” w miejscowości Dhanbad w Indiach w dniu 28 maja 1965 r. – około 400 ofiar śmiertelnych,
- wyrzut i wybuch metanu w kopalni „Oaks” w miejscowości Barnsley w Anglii w dniach 12–18 grudnia 1866 r. – 361 śmiertelnych ofiar,
- wybuch (metanu?) i pożar w kopalni „Brand” w miejscowości Radbod w Niemczech w dniu 12 listopada 1908 r. – 348 ofiar śmiertelnych.

Następstwa zdarzeń przedstawione powyżej wydają się wykazywać pewną spójność. Inicjatorem katastrofy jest najłatwiej zapalne (wybuchowe) medium w postaci mieszaniny metanu z powietrzem, które jest źródłem bardzo wysokiej temperatury i fali podmuchu. W następnej kolejności wybucha wzniecony w obłok pył węglowy, a proces ten może być wielokrotnie powtarzany aż do wyczerpania się tlenu lub lotnego pyłu. Czasem, w sprzyjających warunkach może dochodzić do zapalenia węgla i powstania pożaru egzogenicznego. W warunkach ograniczonej dostępności tlenu produktami spalania węgla mogą być takie gazy, jak: metan, tlenek węgla, wodór, węglowodory, siarkowodór. W momencie kontaktu tych gazów ze świeżym powietrzem może nastąpić ich wybuch. Zjawiska takie w praktyce zdarzały się, powodując równie tragiczne skutki. Do największych z nich należą:

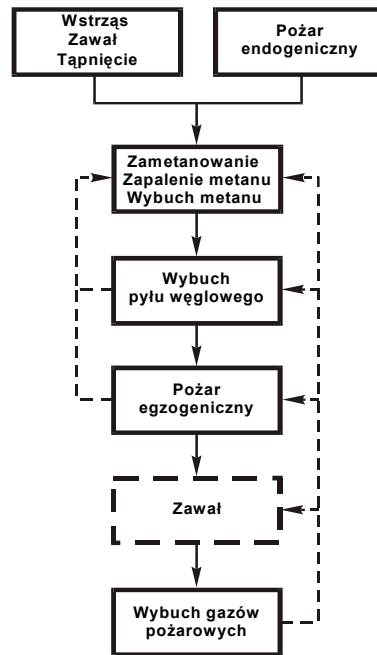
- wybuch pyłu węglowego, pożar i wybuch gazów pożarowych w kopalni „Courrière” w zagłębiu Pas-de-Calais we Francji w dniu 10 marca 1906 r. – 1235 ofiar śmiertelnych,
- pożar i wybuch gazów pożarowych w kopalni „Monongah N° 6& 8” w miejscowości Monongah w Zachodniej Wirginii w USA w dniu 6 grudnia 1907 r. – 362 ofiary śmiertelne.

Możliwa jest również odwrotna kolejność następstwa zdarzeń, polegająca na tym, że powodem wybuchu metanu był pożar.

W ciąg wzajemnie powiązanych ze sobą zdarzeń mogą wchodzić również inne niż wymienione wyżej czynniki. Szczególną rolę w katastrofach kopalnianych mogą odgrywać zjawiska dynamiczne (wstrząsy, tąpnięcia, zawały), wywołujące katastroficzne formy innych zagrożeń. Gwałtowne przemieszczania się skał, maszyn i wyposażenia wyrobisk górniczych mogą być źródłem inicjałów zapłonu metanu i/lub pyłu węglowego. Związana z takimi zjawiskami destrukcja górotworu może powodować ujawnianie się zagrożenia metanowego lub wodnego. Wśród największych katastrof nie brakuje i takich przykładów:

- zawał, wybuch metanu i pyłu w kopalni „Coalbrook” w miejscowości Sasolburg w RPA w dniu 21 listopada 1960 r. – 437 ofiar śmiertelnych,
- zawał, wybuch metanu i pożar w kopalni „Hulton N° 3 Pretoria Pit” w miejscowości Atherton w Anglii w dniu 21 grudnia 1910 r. – 344 ofiary śmiertelne,
- wstrząs, wybuch metanu, pyłu i pożar w kopalni „Hillcrest” w miejscowości Hillcrest w prowincji Alberta w Kanadzie w dniu 19 czerwca 1914 r. – 189 ofiar śmiertelnych.

Bardzo prawdopodobną przyczyną wybuchów metanu w tych przypadkach było powstanie iskiek w czasie zawału stropu w wyrobiskach górniczych. W takich sytuacjach może także następować nagłe wypychanie metanu ze zrobów lub innych jego zbiorników, jak również gwałtowne jego wypływy z rozdrobnionych skał. Schemat możliwych następstw katastroficznych skutków najczęściej występujących zagrożeń naturalnych przedstawiono na rysunku 2. Następstwo to nie musi obejmować wszystkich etapów (zagrożeń), może także występować w zmienionej kolejności.



Rys. 2. Schemat przyczynowo-skutkowego następstwa zdarzeń katastrof górniczych

Fig. 2. Scheme of cause-and effect-related sequence of mine catastrophe events

Katastrofy górnicze wykazują także możliwość występowania jeszcze innych, powiązanych ze sobą, skutków zagrożeń. Można podać przykład zatopienia kopalni „Stava” we Włoszech wskutek technicznej awarii tamy (268 ofiar śmiertelnych) lub zatopienia kopalni „Cobre” w Chile wskutek wstrząsu sejsmicznego (około 200 ofiar śmiertelnych).

Oprócz największych katastrof znanych jest wiele katastrof mniejszych, choć równie tragicznych, o których powstaniu i przebiegu decydowało więcej niż jedno zagrożenie.

Zdarzeń tych było bardzo dużo; wybiórczo można podać niektóre z nich:

- pożar i wybuch „gazów” w kopalni „Reden” w Polsce w dniu 20 września 1923 r., w wyniku czego śmierć poniosło 38 górników,
- pożar, wybuch „gazów” i wybuch pyłu węglowego w kopalni „Boże Dary” w Polsce w 1956 r., w wyniku czego śmierć poniosło 23 górników,
- wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Six Bells” w 1960 r. w Wielkiej Brytanii, w wyniku czego śmierć poniosło 45 górników,
- wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Polska” w 1961 r. w pokładzie 507, w wyniku czego śmierć poniosło 9 górników,
- wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Luisenthal” w 1962 r. w RFN, w wyniku czego śmierć poniosło 299 górników,
- wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Cambrian” w 1965 r. w Wielkiej Brytanii, w wyniku czego śmierć poniosło 31 górników,
- wybuch metanu i pyłu węglowego w kopalni „Scotia” w USA w 1976 r., w wyniku czego śmierć poniosło 26 górników,

- wyrzut metanu i skał oraz wybuch metanu w kopalni „Szechenyi” na Węgrzech w 1986 r., w wyniku czego śmierć poniosło 70 górników.

Tragiczne skutki współwystępowania zagrożeń naturalnych można obserwować stale mimo niewątpliwie znaczącego postępu w ich rozpoznawaniu oraz technicznych możliwości przeciwdziałania im. W dalszym ciągu najliczniejszą grupę stanowią katastrofy spowodowane zagrożeniem metanowym, pyłowym i pożarowym, ale można zauważyć także zależność między zagrożeniem wyrzutowym i metanowym lub wodnym i zawałowym. Typowymi przykładami potwierdzającymi takie spostrzeżenie są dokładniej znane okoliczności wypadków, które wystąpiły w kopalniach węgla kamiennego w Rosji i na Ukrainie:

- wyrzut i wybuch metanu w kopalni „Zyrianowskaja” w Zagłębiu Kemerowskim w Rosji w dniu 2 grudnia 1997 r. – 67 ofiar śmiertelnych,
- wybuch metanu i pożar w kopalni „im. Skoczinskowo” w Zagłębiu Donieckim na Ukrainie w dniu 4 kwietnia 1998 r. – 63 ofiary śmiertelne,
- wybuch metanu i pożar w kopalni „Komsomolec” w miejscowości Leninsk Kuźniecki w Zagłębiu Kemerowskim w Rosji w dniu 22 marca 2000 r. – 12 ofiar śmiertelnych,
- pożar i wybuch pyłu węglowego w kopalni „Barakowa” w miejscowości Suchodolsk na Ukrainie w dniu 11 marca 2000 r. – 80 ofiar śmiertelnych,
- zawał i wybuch metanu w kopalni „Krasnolimanskaja” w miejscowości Krasnoarmiejsk w Zagłębiu Donieckim na Ukrainie w dniu 21 stycznia 2001 r. – 11 ofiar śmiertelnych,
- wybuch metanu i pyłu węglowego oraz pożar w kopalni „Zasiadko” w Zagłębiu Donieckim na Ukrainie w dniu 19 sierpnia 2001 r. – 55 ofiar śmiertelnych.

Skutki współwystępowania naturalnych zagrożeń górniczych obserwuje się także w Polsce. Wybrane przykłady intensywnego wydzielania się metanu (bez jego wybuchu czy zapalenia) w wyniku aktywizacji zagrożenia sejsmicznego i tąpnięmi podano w tablicy 1.

Na podstawie analizy takich zdarzeń można stwierdzić, że oddziaływania mogą występować bezpośrednio między zagrożeniami lub też pośrednio, kiedy stan i forma występowania danego zagrożenia jest kształtowana przez pośrednie związki przyczynowo-skutkowe.

Z oddziaływaniami bezpośrednimi ma się do czynienia wtedy, gdy określony parametr charakterystyczny dla danego zagrożenia wprost kształtuje stan innego zagrożenia. Taką typową sytuacją jest na przykład inicjowanie wybuchów pyłu węglowego przez skutki wybuchu metanu (fala podmuchu, wysoka temperatura) lub inicjowanie wybuchu metanu przez skutki tępnię (zaciskanie zrobów, z których wypychany jest metan i zapalany). Oddziaływania pośrednie polegają na zmianie pewnych, czasem bezpośrednio niezwiązanych z zagrożeniami, własności środowiska pracy, które z kolei wpływają na parametry kształtujące stan innych zagrożeń. Związki takie można zauważyć na przykład w czasie występowania zawałów i tępnię, kiedy zniszczeniu lub uszkodzeniu ulegają wyrobiska górnicze i zmieniają się warunki

wentylacji. Konsekwencją tego mogą być zmiany stanu zagrożenia pożarowego i metanowego.

Tablica 1. Współwystępowanie zagrożenia tapaniami i metanowego

Kopalnia	Data	Pokład	Rodzaj zdarzenia
Nowy Wirek	1969.06.10	504	tapnięcie, wzrost stężenia metanu do 65%
Nowy Wirek	1978.07.29	510	tapnięcie, wydzielenie się 9500 m ³ metanu
Nowy Wirek	1978.09.15	510	tapnięcie, wydzielenie się 3300 m ³ metanu
Nowy Wirek	1978.10.02	510	tapnięcie, wydzielenie się 6800 m ³ metanu
Wawel	1979.08.13	507	tapnięcie, wzrost stężenia metanu do 5%
Halemba	1991.03.07	507	tapnięcie, wzrost stężenia metanu do 50%
Halemba	1993.12.09	506	tapnięcie, wydzielanie się 100 m ³ /min metanu
Zabrze-Bielszowice	1996.12.12	507	tapnięcie, wydzielenie się 140 000 m ³ metanu
Śląsk	1999.05.21	502J	wstrząs, wydzielenie się 11050 m ³ metanu
Śląsk	1999.08.25	502J	wstrząs, wydzielenie się 170 m ³ metanu
Śląsk	1999.11.06	502K	wstrząs, wydzielenie się 630 m ³ metanu

Oddziaływania bezpośrednie i pośrednie mogą wpływać w różny sposób na formy i przejawy zagrożeń. Najczęściej występującymi rodzajami wzajemnych związków przyczynowo-skutkowych są:

- powodowanie ujawnienia się innego zagrożenia, dotychczas nieistniejącego lub istniejącego w formie utajonej,
- powodowanie zmian intensywności występowania innego zagrożenia,
- inicjowanie katastroficznych form wystąpienia innego zagrożenia,
- ograniczanie efektywności stosowania prewencji innego zagrożenia.

W graficznej formie związki między rodzajami oddziaływań górniczych zagrożeń naturalnych przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Oddziaływania między zagrożeniami skojarzonymi

Fig. 3. Interaction between associated hazards

Omawiana istota zjawisk oraz ich systematyka pozwala na podanie ogólnej definicji współoddziałujących na siebie zagrożeń, nazywanych również zagrożeniami skojarzonymi (Kabiesz i inni 1994): **przez zagrożenia skojarzone rozumie się te zagrożenia naturalne, które współistniejąc wzajemnie wpływają na inicjację, intensywność oraz przejawy swojego występowania.**

4. OCENA STANU ZAGROŻEŃ SKOJARZONYCH

Zagrożenia górnicze najczęściej charakteryzują odmienne procesy fizyko-chemiczne, stosownie do których opracowano i sformalizowano sposób określania ich stanów. Dla tego celu wykorzystywane są różne parametry fizyczne, chemiczne, mechaniczne, a także wielkości umowne. Muszą one być ze sobą porównywalne, a operacja nadawania im takich cech powinna być dokonywana automatycznie. Ocena stanu zagrożeń skojarzonych musi być dokonywana w ramach obowiązującego systemu prawnego, tzn. z wykorzystaniem metod oceny i prognozy obowiązujących dla analizowanych zagrożeń.

Porównywanie (sumowanie) stanów zupełnie odmiennych zagrożeń oraz skutków wzajemnych między nimi oddziaływań, wymaga stworzenia środowiska i narzędzi umożliwiających dokonywanie takich operacji. Środowiskiem takim może być jedynie zbiór **umownych, bezwymiarowych wartości**, który w rozpatrywanym zagadnieniu nazwano „**przestrzenią zagrożeń**”. Parametrem opisującym stany zagrożeń skojarzonych będą wartości odległości poszczególnych punktów tej przestrzeni od początku układu współrzędnych, który tworzą zagrożenia składowe.

Jeżeli przyjmie się, że stan zagrożeń skojarzonych SZS jest funkcją stanów zagrożeń składowych $SZ_1, SZ_2, \dots, SZ_j, \dots, SZ_n$

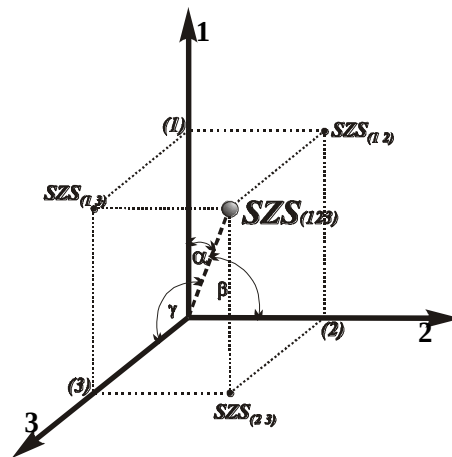
$$SZS = f(SZ_1, SZ_2, \dots, SZ_n) \quad (5)$$

to dla przestrzeni kartezjańskiej stan zagrożeń skojarzonych będzie opisany zależnością

$$SZS = \sqrt[2]{\sum_{i=1}^{i=n} SZ_i^2} \quad (6)$$

Graficzną interpretację wskaźnika SZS dla przypadku trzech zagrożeń przedstawiono na rysunku 4. Położenie punktu SZS w jednoznaczny sposób określa „wypadkowy” stan zagrożenia, jak również stany zagrożeń składowych. Z matematycznego punktu widzenia można wyobrazić sobie podobny tok rozumowania dla przestrzeni n -wymiarowej. Proponowany sposób jest uniwersalny; istnieje potencjalna możliwość rozszerzenia go o wszystkie inne zagrożenia skojarzone.

Ponieważ istotą zagrożeń skojarzonych są wzajemne między nimi oddziaływania, sumowane w przestrzeni zagrożeń wartości oceny stanów poszczególnych zagrożeń muszą ten fakt odzwierciedlać. Należy więc przed dokonaniem sumowania stanów tych zagrożeń dokonać ich korekty, uwzględniającej wzajemne ich oddziaływania.



Rys. 4. Model sumowania ocen stanów zagrożeń skojarzonych w przestrzeni zagrożeń
Fig. 4. Model of state assessment addition of associated hazards in the hazard space

Dokonywanie wszelkich logicznych operacji w „przestrzeni zagrożeń” wymaga transformacji wartości oceny stanów poszczególnych zagrożeń do wielkości umownych, zawierających się w jednolitych dla wszystkich z nich przedziałach kryterialnych. Najpierw przyjmuje się, że graniczne **kryterialne** wartości stanu zagrożeń składowych są zawarte w przedziale

$$0 \leq (SZ_i) \leq 100 \quad (7)$$

Wartości równej 0 przypisywać będziemy **brak** występowania danego zagrożenia, a wartość równa lub większa od 100 oznacza **silne** (duże) zagrożenie lub stan **niebezpieczny**. W konwencji oceny ryzyka zawodowego można je określić jako **bardzo małe** i **bardzo duże**. Warunkom niebezpiecznym odpowiadać będą wartości większe od 100 bez określania wartości górnej granicy.

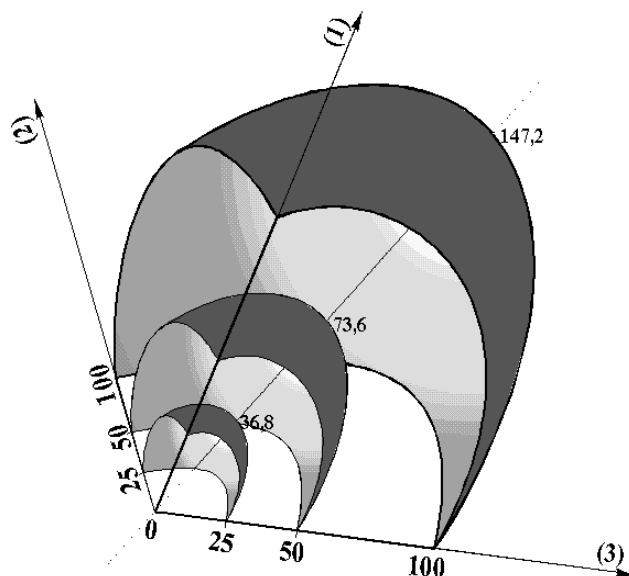
W następnej kolejności niezbędne jest określenie wartości granicznych dla pośrednich stanów kryterialnych, a następnie zasad normalizacji używanych skal ocen stanów zagrożeń składowych na te przedziały. Można tego dokonać analizując wzajemne relacje między wymiernymi wartościami oceny stanu danego zagrożenia a niewymiernymi kryteriami podziału tych stanów na określone stopnie, grupy, klasy czy kategorie. Na podstawie analizy wzajemnych proporcji między kryterialnymi przedziałami hierarchii stanów zagrożenia tąpnięciami, metanem, pożarami endogenicznymi, wybuchem pyłu węglowego oraz wodnego przyjęto dla każdego zagrożenia składowego **pięć stanów kryterialnych** o granicach wyznaczonych przez maksymalne i minimalne wartości SZ_i :

- stan a – oznaczający brak zagrożenia, w którym $SZ_i = 0$,
- stan b – oznaczający słabe zagrożenie, w którym $0 < SZ_i \leq 25$,
- stan c – oznaczający średnie zagrożenie, w którym $25 < SZ_i \leq 50$,
- stan d – oznaczający silne zagrożenie, w którym $50 < SZ_i \leq 100$,
- stan NB – oznaczający występowanie warunków niebezpiecznych, w którym wartości wskaźnika zagrożenia mieszczą się w przedziale $SZ_i > 100$.

Złożenie kryterialnych wartości proponowanych przedziałów zagrożeń składowych w przestrzeni zagrożeń oraz obniżenie maksymalnej wartości ich sum o na przykład 15% (współczynnik bezpieczeństwa) pozwala na wyznaczenie granic kryterialnych przedziałów stanów zagrożeń skojarzonych w postaci:

- stan zagrożenia a – $SZS_{\max} = 0,0$,
- stan zagrożenia b – $SZS_{\max} = 36,8$,
- stan zagrożenia c – $SZS_{\max} = 73,6$,
- stan zagrożenia d – $SZS_{\max} = 147,2$,
- stan zagrożenia NB – $SZS_{\max} > 147,2$.

Poglądowo granice takich stanów dla trzech zagrożeń składowych pokazano na rysunku 5.



Rys. 5. Kryterialny podział przestrzeni trzech zagrożeń (1), (2), (3)

Fig. 5. Criterial space division of three hazards (1), (2), (3)

Oceny stanów poszczególnych zagrożeń, w tym także ich formalne kryterialne zaliczenia, obejmują różne zakresy wartości różnych parametrów fizykochemicznych lub wartości umownych. W celu przedstawienia ich w konwencji przestrzeni zagrożeń niezbędne jest znormalizowanie ich do jednolitego przedziału wartości umownych. Przyjmując kryterialny podział na pięć klas podano sposób transformacji wskazań każdej użytkowanej metody. Dla każdego zagrożenia oraz każdej metody, transformacja taka jest oddzielnym zagadnieniem i musi być rozpatrywana niezależnie. Niemniej dla przedziałów obustronnie domkniętych możliwe jest podanie ogólnej empirycznej zależności w postaci

$$SZ_i = \left[+ \left(GG_{SZ_i} - DG \pm 0,001 \right) \right] \left(- DG \right) \frac{ \left(GG_{SZ_i} - DG_{SZ_i} \right) \left(GG - DG \right) }{ GG - DG } \quad (8)$$

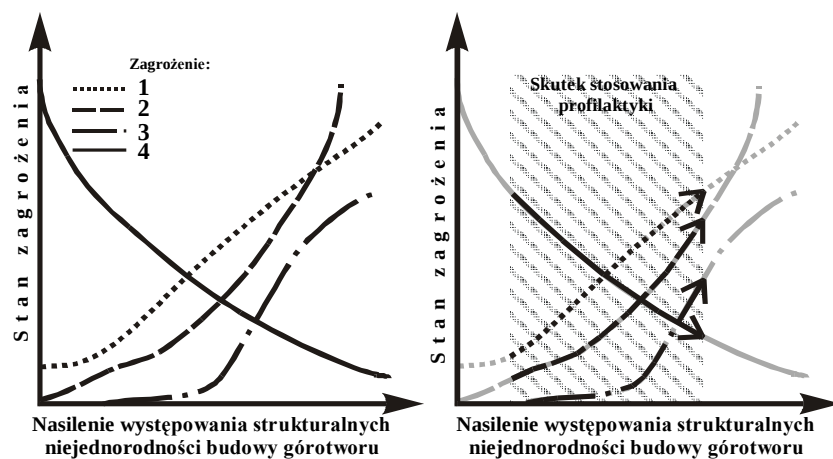
gdzie:

- SZ_i – umowna wartość oceny stanu i -tego zagrożenia składowego (pyłowego, tapaniami, pożarowego, metanowego, wodnego) uzyskana z danej metody,
- DG_{SZ_i} – dolna graniczna kryterialna wartość przedziału danego stopnia zagrożenia składowego według umownej jego punktacji,
- GG_{SZ_i} – górna graniczna kryterialna wartość przedziału danego stopnia zagrożenia składowego według umownej jego punktacji,
- DG – graniczna dolna kryterialna wartość przedziału danego stopnia, kategorii, grupy zagrożenia składowego według właściwej dla danej metody oceny skali wartościowania,
- GG – graniczna górna kryterialna wartość przedziału danego stopnia, kategorii, grupy zagrożenia składowego według właściwej dla danej metody oceny skali wartościowania,
- x – wartość oceny stanu zagrożenia składowego według danej metody.

4. PODSTAWY DOBORU METOD PROFILAKTYCZNYCH

Skutki stosowania profilaktyki nie zawsze muszą być korzystne dla każdego ze współwystępujących zagrożeń. Takie stwierdzenie wydaje się absurdalne; wszystkie metody profilaktyczne zostały opracowane i są stosowane w celu poprawy bezpieczeństwa pracy. Stan taki rzeczywiście istnieje w sytuacjach prostych i jednoznacznych, gdy zagrożenia występują pojedynczo, a przyczyny ich powstawania nie są zbyt złożone. Przykładem takim może być zagrożenie wybuchem pyłu węglowego, dla którego skutki stosowanej profilaktyki nie ograniczają się wzajemnie, ani też nie wpływają na inne zagrożenia lub możliwości stosowania profilaktyki im właściwej. Absurdalność ta zanika jednak w sytuacjach bardziej złożonych, gdy skutki zastosowanej profilaktyki powodują zmianę własności górotworu, atmosfery, obudowy itp. i wpływają na zagrożenia współwystępujące (rys. 6). Może się wtedy zdarzyć, że **skutki te, korzystnie wpływające na stan danego zagrożenia, powodują pojawienie się zagrożenia innego, zwiększają intensywność występowania innych zagrożeń lub/i ograniczają możliwości skutecznego stosowania innych metod profilaktycznych**. W większości dotyczą więc aktywnej profilaktyki, a zależności te mogą być bardzo złożone i wielostopniowe.

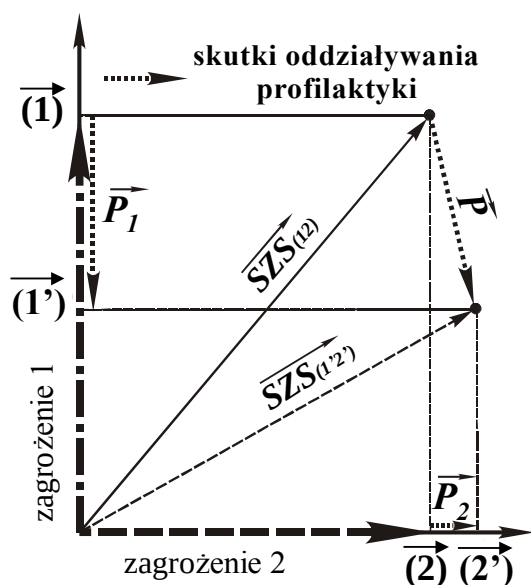
Metody zwalczania zagrożeń naturalnych mogą kształtować formy i stany innych zagrożeń; w skrajnych przypadkach mogą całkowicie likwidować zagrożenia lub powodować powstawanie nowych. Z tych względów dobór metod profilaktycznych jest w warunkach współwystępowania zagrożeń zagadnieniem istotnym. Dobór metod profilaktycznych, właściwych dla danego zespołu i natężenia występowania zagrożeń naturalnych, musi się opierać na ocenie ich wpływu na zagrożenia składowe, w tym w szczególności na ocenie ich skuteczności. Bezpośrednia ocena jest zwykle zadaniem bardzo trudnym i złożonym, często w formie obiektywnej i wiarygodnej niewykonalna. Dlatego też dla doboru profilaktyki w warunkach występowania zagro-



Rys. 6. Wpływ profilaktyki na stany zagrożeń współwystępujących: 1 – zagrożenie pożarowe, 2 – metanowe, 3 – wodne, 4 – tąpniami

Fig. 6. Impact of prevention on the state of concurrent hazards: 1 – fire hazard, 2 – methane hazard, 3 – water hazard, 4 – rockburst hazard

zeń skojarzonych przyjęto drogę wnioskowania o skuteczności zastosowanej profilaktyki na podstawie różnicowej oceny stanu zagrożenia. Przyjmując ze względów poglądowych wektorowe przedstawienie stanów przykładowych zagrożeń 1 i 2, można w sposób przejrzysty przedstawić ideę oceny skutków oddziaływania profilaktyki – rysunek 7. Dodając wektorowo w przestrzeni zagrożeń stany zagrożeń składowych $\vec{(1)}$ i $\vec{(2)}$ oraz skojarzonych $\vec{SZS}_{(1,2)}$ do wektora skutków oddziaływania



Rys. 7. Oddziaływanie skutków profilaktyki na stany zagrożeń skojarzonych 1 i 2

Fig. 7. Impact of prevention effects on the states of associated hazards 1 and 2

profilaktyki $\vec{P}$ lub jego składowych $\vec{P}_1, \vec{P}_2$ otrzymuje się nowy stan zagrożeń składowych $\vec{(1')}$ i $\vec{(2')}$ i skojarzonych $\vec{SZS}_{(1',2')}$ odpowiadający stanowi po zastosowaniu profilaktyki – zależności (9), (10) i (11).

$$\vec{1} + \vec{P}_1 = \vec{1'} \quad (9)$$

$$\vec{2} + \vec{P}_2 = \vec{2'} \quad (10)$$

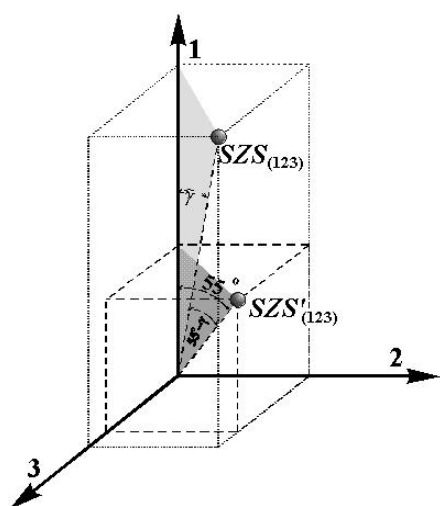
$$\vec{SZS}_{(12)} + \vec{P} = \vec{SZS}_{(1'2')} \quad (11)$$

gdzie:

- $\vec{(1)}, \vec{(2)}$ – stany zagrożeń składowych przed zastosowaniem profilaktyki,
- $\vec{(1')}, \vec{(2')}$ – stany zagrożeń składowych po zastosowaniu profilaktyki,
- $\vec{SZS}_{(1,2)}$ – stan zagrożeń skojarzonych przed zastosowaniem profilaktyki,
- $\vec{SZS}_{(1',2')}$ – stan zagrożeń skojarzonych po zastosowaniu profilaktyki,
- $\vec{P}, \vec{P}_1, \vec{P}_2$ – skutki oddziaływania profilaktyki na stan zagrożeń skojarzonych oraz zagrożenia składowe.

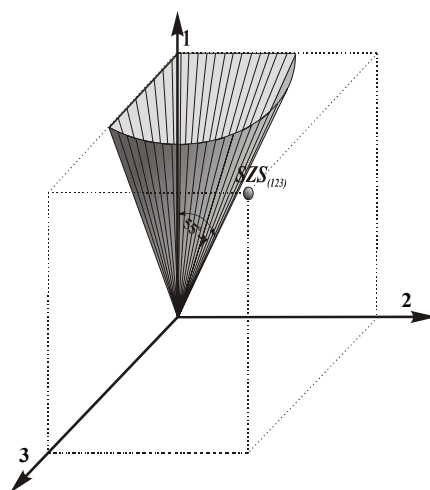
Przy większej liczbie zagrożeń oraz kilku stosowanych metodach profilaktycznych pełny przegląd wszystkich możliwych wariantów skutków oddziaływań może być bardzo złożony i możliwy do poznania i analizy jedynie za pomocą technik komputerowych. Sytuację tę dodatkowo komplikuje często zróżnicowane znaczenie dla zagrożenia bezpieczeństwa pracy poszczególnych współwystępujących zagrożeń. W praktyce funkcjonuje pojęcie tzw. zagrożenia wiodącego lub dominującego, uznawanego najczęściej za najbardziej niebezpieczne. Stan taki stwarza poważne konsekwencje dla racjonalnego doboru profilaktyki; ograniczanie stanu tego właśnie zagrożenia powinno być najważniejsze. Wymaga to zdefiniowania tego pojęcia w przestrzeni zagrożeń.

Zagrożenie dominujące można zdefiniować przez wprowadzenie pojęcia **kąta jego dominacji** (rys. 8) oraz **przestrzenie jego dominacji** (rys. 9). W sytuacji, gdy wszystkie zagrożenia składowe wpływają na stan bezpieczeństwa pracy jednakowo, to w wypadkowym stanie zagrożeń skojarzonych SZS' udział każdego z nich jest taki sam, a kąt w przestrzeni zagrożeń zawarty między każdym z zagrożeń składowych a zagrożeniem skojarzonym jest w przybliżeniu równy 55° . Jeżeli jednak przykładowo przyjmie się, że dominującym (najbardziej niebezpiecznym) jest zagrożenie 1, co zwykle odzwierciedla wartość oceny jego stanu, to kąt γ zawarty między zagrożeniem 1 a zagrożeniami skojarzonymi SZS jest mniejszy od 55° . Oznacza to, że „dominację” zagrożenia 1 można wyrazić przez wartość różnicy miary kątów $55^\circ - \gamma$. Przestrzenią dominacji zagrożenia dominującego jest wnętrze powierzchni wycinka stożka



Rys. 8. Interpretacja geometryczna kąta dominacji zagrożenia dominującego w przestrzeni zagrożeń

Fig. 8. Geometric interpretation of the domination angle of dominant hazard space



Rys. 9. Interpretacja geometryczna przestrzeni dominacji zagrożenia dominującego w przestrzeni zagrożeń

Fig. 9. Geometric interpretation of the domination space of dominant hazard in the hazard space

o wierzchołku znajdującym się w początku układu współrzędnych przestrzeni zagrożeń o podstawie ograniczonej płaszczyzną równoległą do płaszczyzny wyznaczonej przez zagrożenia 2 i 3 oraz wartość SZS i o kącie wierzchołkowym równym kątowi dominacji danego zagrożenia. Można także przyjąć pogląd, że zastosowanie profilaktyki w takich warunkach będzie skuteczne, jeżeli „nowy” stan zagrożeń skojarzonych doprowadzi do obniżenia stanu zagrożeń skojarzonych do akceptowalnego poziomu oraz zmniejszenia objętości przestrzeni dominacji zagrożenia dominującego. Odpowiednio dla przestrzeni n -wymiarowych przestrzenie dominacji będą analogicznymi figurami lub bryłami geometrycznymi n -wymiarowymi.

Nawiązując do przyjętego pojęcia przestrzeni zagrożeń i wykorzystywanej symboliki można sformułować kryterium kolizyjności

$$SZ_i - SZ_i^* = \pm \Delta SZ_i \quad (12)$$

gdzie:

SZ_i – wartość oceny stanu i -tego zagrożenia przed zastosowaniem profilaktyki,

SZ_i^* – wartość oceny stanu i -tego zagrożenia po zastosowaniu profilaktyki,

$\pm \Delta SZ_i$ – różnica wartości ocen stanu i -tego zagrożenia; „+” oznacza fakt niewystępowania kolizji, „-” jej występowania.

Zagrożeniem dominującym może być to zagrożenie, które w danych warunkach stwarza największe zagrożenie dla bezpieczeństwa pracy. Zagrożenie bezpieczeństwa

pracy może wynikać wprost z występowania tego zagrożenia i wtedy jest to najczęściej skutek jego wysokiego stanu. Może również wynikać z jego niekorzystnego oddziaływania na zagrożenia współwystępujące (efekt zagrożeń skojarzonych), a intensywność występowania jego przejawów również musi być odpowiednio duża. W obydwu przypadkach warunkiem jest odpowiednio wysoki stan zagrożenia dominującego, praktycznie przekraczający stany zagrożeń współwystępujących. Można przyjąć, że w takich warunkach **może być dopuszczalne** nawet **zwiększenie stanu wybranych zagrożeń składowych**, jeżeli związane jest to ze znaczącym obniżeniem stanu zagrożenia uznanego za najbardziej niebezpieczne.

5. PODSUMOWANIE

Występujące w kopalniach naturalne zagrożenia górnicze mogą na siebie wzajemnie oddziaływać, wpływając na formy i stany swoich przejawów oraz zmniejszając efektywność stosowanej prewencji. Jednoznacznymi dowodami na realne występowanie takich zjawisk są zaistniałe w przeszłości oraz stale zdarzające się katastrofy górnicze, w których „udział brało” więcej niż jedno zagrożenie. Ich istnienie oraz istotny wpływ na stan bezpieczeństwa pracy uzasadnia rozpatrywanie tego problemu.

Prezentowane w niniejszym artykule rozważania uzasadniają sformułowanie następujących stwierdzeń i wniosków:

1. Oddziaływujące na siebie oraz na środki prewencji naturalne zagrożenia górnicze przyjęto określać zagrożeniami skojarzonymi, rozumiejąc przez to nową jakość występowania istniejących w kopalniach zagrożeń.
2. Zagrożenia skojarzone nie zawsze są poprawnie opisywane przez istniejące metody oceny i prognozy ich stanów oraz skutecznie zwalczane przez odpowiednie środki prewencji.
3. Metoda oceny stanu zagrożeń skojarzonych, uwzględniająca istniejące w kopalniach systemy zwalczania zagrożeń, opiera się na umownych, bezwymiarowych wartościach tworzących zbiór zwany przestrzenią zagrożeń. Zaproponowano podział tej przestrzeni na pięć kryterialnych przedziałów (klas) zagrożenia: a, b, c, d i NB.
4. Dla dokonywania operacji sumowania stanów poszczególnych zagrożeń w przestrzeni zagrożeń niezbędne jest przeprowadzenie normalizacji wartości stanów wszystkich współwystępujących zagrożeń [zależność (8)].
5. W warunkach zagrożeń skojarzonych może występować kolizyjność skutków stosowania metod profilaktyki, stwarzająca potrzebę optymalizacji ich doboru.
6. Kryteriami doboru metod profilaktyki powinno być obniżenie stanu zagrożeń skojarzonych do poziomu akceptowalnego wraz z ewentualną preferencją ograniczania stanu zagrożenia dominującego.
7. Do oceny stanu zagrożeń skojarzonych oraz skutków stosowania profilaktyki niezbędne jest określenie ich charakterystyk co, poza nielicznymi wyjątkami, możliwe jest jedynie na drodze ustaleń eksperckich.

Literatura

1. Bartknecht W.: *Explosionen*. Berlin, Springer Verlag 1981.
2. Cybulski W.: *Badania nad zapłonem układów metan/pył węglowy przez materiały wybuchowe*. Prace GIG, Komunikat nr 256. Katowice 1960.
3. Kabiesz J., Merta G., Makówka J.: *Zagrożenia skojarzone*, w: Raport roczny (1993) o stanie zagrożeń naturalnych i technicznych w PW, ich ocena oraz kierunki ulepszenia profilaktyki. Praca zbiorowa pod kierunkiem W. Konopko. Katowice, GIG 1994.
4. Kabiesz J., Konopko W. i inni: *Sposób kompleksowej oceny stanu zagrożenia tapaniami, pożarami i metanem*. Dokumentacja pracy naukowo-badawczej GIG o symbolu I. 1.2.4. Katowice 1996 (niepublikowana).
5. Kabiesz J., Konopko W.: *Tremors, rockbursts and rock falls and their influence on methane explosion hazard*. Proc. of the 27th International Conference of Safety in Mines Research Institutes, 20-22 February, 1997, New Dehli, Calcutta, Oxford&Publishing Co. PVT. Ltd. 1997.
6. Konopko W., Kabiesz J.: *Sotriasenija i gornije udary kak iniciatory opasnosti po metanu*. Proc. Symp. on Rockbursts and Sudden Outbursts. Theory, Prevention and Protection of Miners. ECE/UN, 04-11.06.1994, St. Petersburg, 1994.
7. Kozłowski B.: *Koincydencja zagrożeń naturalnych w kopalniach węgla kamiennego*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie 1996 nr 9 (25).
8. Kutkowski J., Badura H.: *Wpływ wstrząsów sejsmicznych na zagrożenie metanowe*. Przegląd Górniczy 1998 nr 3.
9. Mason T.N., Wheeler R.W.: *The inflammation of coal dusts: the effect of the presence of firedamp*. Safety in Mines Research, Paper N^o 64, 1931.
10. Matuszewski J.: *Kryteria zagrożenia wybuchami metanu i pyłu węglowego w następstwie gwałtownych przemieszczeń górotworu*. Prace GIG, Seria dodatkowa 1979.
11. Miasnikow A.A., Starkow S.P., Czikanow W.J.: *Predupreżdienije wzrywow gaza i pyli w ugodnych szachtach*. Moskwa, Niedra 1985.
12. Nagy J., Kawensji E.M.: *Frictional ignition of gas during a roof fall*. Us Bur. Min. Dep. Investig. N^o 5548, 1960.
13. Nagy J., Portmann W.M.: *Explosibility of coal dust in an atmosphere containing a low percentage of methane*. US Bur. Min., Dep. Investig. N^o 5815, 1961.
14. Sobala J.: *Badania w zakresie zwalczania wybuchów pyłów i metanu*. Archiwum Termodynamiki i Spalania 1976 t. 7, nr 1.
15. Szlązak N., Borowski M., Obracaj D., Zasadni W.: *Estimation of methane during mining of a coal seam with burst hazard*. 29th International Conference of Safety in Mines Research Institutes. Conference proceedings, Vol. 1. Katowice, GIG 2001.
16. Trzcionka J.: *Ocena stopnia niebezpieczeństwa wybuchu mieszanin hybrydowych w silnie metanowych wyrobiskach ścianowych o dużej koncentracji wydobywania*. Prace Naukowe GIG, Seria Konferencje, Nr 14. Katowice 1996.
17. Zasadni W.: *Wpływ zagrożenia tapaniami na dobór profilaktyki pożarowej w kopalniach węgla*. Kraków, AGH 2001 (praca doktorska).

Recenzent: prof. dr hab. inż. Władysław Konopko

Kazimierz Lebecki, Krzysztof Cybulski, Zdzisław Dyduch, Ryszard Słotwiński

SKUTECZNOŚĆ ZAPÓR PRZECIWWYBUCHOWYCH ZBUDOWANYCH Z POJEMNIKÓW TYPU ZAMKNIĘTEGO¹⁾

Streszczenie

Stosowanie zapór wodnych jest w polskich kopalniach ograniczone do wyrobisk mokrych, gdzie bardziej prawdopodobny jest silny wybuch pyłu węglowego. Zapory wodne stanowią około 20% ogółu zapór przeciwwybuchowych. Są one zbudowane z pojemników w kształcie koryt, o objętości 40 litrów. Wymagana ilość wody wynosi 200 lub 400 kg na jeden metr kwadratowy przekroju poprzecznego wyrobiska w pokładach niemietanowych i metanowych odpowiednio. Oznacza to, że na przykład w wyrobisku o przekroju 15 m² zapora musi zawierać co najmniej 75 pojemników. Wadą pojemników w kształcie koryt jest ich trudny transport i kruchość, powodujące znaczne straty. W ostatnich kilku latach niemiecka firma Chemisch- Technische Fabrikation dr Klaus Schulte zaprezentowała nowe rozwiązanie pojemników. Są to pojemniki zamknięte w postaci worków o objętości 40 lub 80 litrów, wykonane z folii polietylenowej o grubości 80 lub 110 mikrometrów, niepalnej i antystatycznej. Pojemniki owinięte wokół metalowego pręta nośnego, napełnione wodą zawieszono w przekroju wyrobiska zgodnie z obowiązującymi przepisami stanowią zapórę wodną (rys. 1). Pojemniki te zostały dopuszczone do użytku w górnictwie pod pewnymi warunkami. Celem przedstawionej pracy było zbadanie zachowania się i skuteczności zapór zbudowanych z pojemników zamkniętych w warunkach wybuchów o różnej sile, czyli określenie możliwości rozszerzenia zakresu stosowania zapór zbudowanych z pojemników typu zamkniętego.

Badania wykonano w podziemnym chodniku doświadczalnym; zapora zawierająca 160 kg wody na jeden metr kwadratowy przekroju wyrobiska była umieszczona w odległości 70÷100 m od źródła zapłonu pyłu, w środku strefy pyłowej zawierającej nominalnie 0,2 kg pyłu na metr sześcienny wyrobiska. Inicjałem wybuchu pyłu był pierwotny wybuch 25 lub 50 m³ stechiometrycznej mieszaniny metanowo-powietrznej. Przebieg wybuchu był rejestrowany przez czujniki płomienia i ciśnienia (rys. 2); uruchomienie zapory było oceniane przez pomiar czasu rozerwania pojemnika (rys. 3). Wyniki badań są następujące:

- potwierdza się skuteczność zapory z pojemników zamkniętych w hamowaniu wybuchów silnych, o prędkościach płomienia powyżej 200 m/s (doświadczenia CH2514 i CH2518),
- skuteczność ta nie jest dostateczna w przypadku hamowania wybuchów słabych; nie ma podstaw do wystąpienia o rozszerzenie dopuszczenia do stosowania tych zapór,
- bardzo istotny jest kierunek nawinięcia worka na pręcie nośnym; rozpraszanie wody jest lepsze w przypadku, gdy nawinięcie jest przeciwne do kierunku fali ciśnienia wybuchu.

Przebiegi wybuchów są przedstawione graficznie w postaci funkcji droga – czas. Rejestruje się ciśnienie statyczne, położenie płomienia, czas rozerwania pojemnika (czarny kwadrat na wykresie).

Wykonano również badania z pojemnikami napełnionymi pyłem kamiennym, stosując eksperymentalne pojemniki trójkomorowe mieszczące około 30 kg pyłu. Pył wapienny umieszczony w workach jest chroniony przed wilgocią. Doświadczenia wykazały, że pył wapienny jest dobrze rozpraszany przez silny wybuch metanu (rys. 4 i 5). W słabym wybuchu, z ciśnieniem statycznym poniżej 0,5 bara rozpraszanie pyłu jest gorsze. W trzech doświadczeniach nie osiągnięto pozytywnych wyników w gaszeniu wybuchu. Stwierdzono również, że napełnianie pojemników jest kłopotliwe.

¹ Publikacja jest wynikiem projektu badawczego własnego nr 9T12A 003 19 finansowanego przez Komitet Badań Naukowych.

Istotnym wynikiem projektu jest sonda pomiarowa typu SnobGreg do pomiaru ciśnienia statycznego, dynamicznego i temperatury w strumieniu silnie zapylonego powietrza. Przykładowy wynik pomiaru jest pokazany na wykresie CH2521, a sonda zamontowana w chodniku jest pokazana na rysunku 9.

Autorzy wyrażają podziękowanie Komitetowi Badań Naukowych za finansowanie prezentowanej pracy.

Efficiency of bagged water and stone dust barriers against coal dust explosion propagation

Contents

The use of water barriers is limited to wet workings, where strong explosion is more likely. In Polish coal mines water barriers constitute about 20% of total number of anti explosion barriers. The barriers are commonly built of containers in form of troughs, with volume of 40 litres. The amount of water should be 200 kg or 400 kg per square meter of working cross section in non gassy and gassy mine respectively. It means that in the cross section of 15m² at least 75 containers are needed. Disadvantage of the troughs is their difficult transportation and fragility causing considerable loss. In last several years the new solution presented by German company Chemisch – Technische Fabrikation dr Klaus Schulte appeared. The containers are in form of plastic bags (named also the closed containers), with volume of 40 or 80 litres, made of polyethylene foil, 80 or 110 micrometers thick, non flammable and antistaticized. The bags are simply rolled up around the rod, filled with water and hanged in the mine gallery (figure 1). The bags are approved for use in coal mines on certain conditions. The objective of the presented work was to investigate the possibility of weak coal dust explosion suppression that means a broader use of bagged barriers.

The tests of explosion suppression were performed in underground gallery ; the barrier with about 160 kg of water per sqm of cross section was located inside of dusty zone (nominal dust concentration 0,2 kg/m³) at distance of 70 or 100m. from ignition point at the closed end of the gallery. The primary explosion of 25 or 50 m³ of stoichiometric methane – air mixture initiated the coal dust explosion. The course of explosion was monitored by flame and pressure sensors (fig 2); the action of barriers was estimated by a measuring the time of the bag bursting (fig 3). The results of tests were as follows:

- efficiency of bagged water barrier is confirmed in case of suppression of strong explosions, with average flame speed about 200m/s (experiments CH2514 and CH2518),
- efficiency is insufficient in case of weak explosions; there is no reason to broader approval of bagged water barrier,
- the direction of rolling the bags up is very essential; the water dispersion is better in case of rolling up in opposite to the direction of pressure wave flow.

Course of explosions is presented graphically as time – distance function. There are recorded: static pressures, flame position, container bursting time (black square).

The tests with stone dust bags were also performed, using the experimental bags containing about 30 kg of limestone dust in three chambers. Stone dust placed in the bag is protected against moisture. The experiments proved that stone dust is well dispersed by the pressure wave of strong methane explosion (fig 4 and 5). In weak explosion with static pressure below of 0,5 bars the dispersion is worth. In three experiments no positive results were achieved. Also the filling of bags is troublesome.

The essential result of the project is the probe of SnobGreg type for measurement of static and dynamic pressures, temperatures in strongly dusted air flow. The results of measurements are shown on figure CH2521 and the probe mounted in gallery on fig. 9.

Authors acknowledge the National Committee for Scientific Research for financial support of the project.

1. WSTĘP

Ideę zastosowania zapór wodnych do hamowania wybuchów pyłu węglowego wysunął J. Taffanel w pierwszej dekadzie dwudziestego stulecia. W.B. Cybulski [1] ideę Taffanela streścił w następujący sposób: „Jeśli na drodze wybuchu pyłu węglowego umieścić pojemniki napełnione wodą, a podmuch wybuchu spowoduje dobre rozpraszanie wody, to woda powinna hamować wybuch pyłu węglowego, wygaszając płomień wybuchu dzięki wysokiemu ciepłu właściwemu i ciepłu parowania wody, a w szczególności dzięki obniżaniu objętościowego stężenia tlenu przez parę wodną”. Obecnie zapory wodne, składające się z pojemników w kształcie koryt o objętości 40 lub 80 dm³ są powszechnie stosowane w kopalniach. Stosowanie zapór wodnych w polskich kopalniach jest regulowane przepisami [2, 3]. Mechanizm działania zapór wodnych, złożonych z pojemników wykonanych z tworzywa (najczęściej polistyren lub polichlorek winylu), polega na rozpraszaniu wody z odsłoniętej powierzchni pojemnika przez strumień powietrza o prędkości powyżej kilkudziesięciu metrów na sekundę wytworzony przez wybuch metanu lub pyłu. Po kilkudziesięciu milisekundach cały przekrój wyrobiska jest wypełniony obłokiem składającym się z kropeł wody, zdolnym do przerwania płomienia wybuchu, a po czasie około stu milisekund pojemnik przewraca się i woda wylewa się.

Skuteczność zapór wodnych złożonych z takich pojemników została potwierdzona w licznych doświadczeniach wykonanych w Kopalni Doświadczalnej „Barbara” [1] i Kopalni „Tremonia” [4]. Pojemniki w kształcie koryt mają jednak pewne wady. Wymagana bowiem ilość wody na zaporze powinna wynosić 200 kg na 1 metr kwadratowy przekroju wyrobiska, czyli ilość wody w typowym wyrobisku o przekroju 15 m² powinna wynosić 3000 kg. Posługując się 40-litrowymi pojemnikami trzeba użyć 75 sztuk. Powstają wtedy trudności z transportem, podczas którego około 20% pojemników ulega trwałemu uszkodzeniu.

Firma Chemisch-Technische Fabrikation dr Klaus Schulte (Niemcy) – przedstawiła inne rozwiązanie pojemników do zapór wodnych. Pojemniki te noszą w oryginale nazwę „Wassertasche”; w języku polskim zaproponowaliśmy nazwę „torby wodne”, która przyjęła się w kopalniach. Jeszcze lepszą jest nazwa „pojemniki typu zamkniętego”; nazwa ta oddaje różnicę w budowie i użytkowaniu pojemników typu „torby wodne” w stosunku do tradycyjnych „koryt wodnych” stosowanych powszechnie w kopalniach.

Wykonane w Kopalni Doświadczalnej „Barbara” badania skuteczności zapór zbudowanych z pojemników typu zamkniętego obejmowały:

- określenie skuteczności zapory wodnej z pojemników zamkniętych w podziemnym chodniku doświadczalnym długości 400 m,
- określenie skuteczności zapory pyłowej wykonanej z pojemników typu zamkniętego poprzedzone badaniem rozpraszania pyłu kamiennego przez falę ciśnienia wybuchu metanu,
- testy sondy do pomiaru ciśnienia dynamicznego, całkowitego i temperatury w warunkach silnie zapyłonego powietrza.

2. OPIS TECHNICZNY POJEMNIKÓW TYPU ZAMKNIĘTEGO

Pojemniki typu zamkniętego są wykonane z białej folii polietylenowej, grubości 80÷110 mikrometrów, z dodatkami uniepalniającymi i z namalowaną czarną siatką antystatyzującą. Pojemniki puste mają kształt prostokąta. Pojemniki pełne (napelnione wodą) przybierają kształt poduszkowatych worków (fot. 1).



Fot. 1. Pojemniki typu zamkniętego zabudowane w zaporze przeciwybuchowej
Phot. 1. Containers of closed type mounted in explosion suppression barrier

W opisanych badaniach stosowano najczęściej pojemniki wodne 40-litrowe, rzadziej 80-litrowe. Było to spowodowane znacznie większym rozpowszechnieniem tych pierwszych w polskim górnictwie.

Pojemniki o objętości 40 dm³ mają wymiary:

- szerokość: 720 mm,
- wysokość: 800 mm.

Otwór do wlewania wody znajduje się 510 mm od podstawy.

Pojemniki o objętości 80 dm³ mają wymiary:

- szerokość 1170 mm,
- wysokość 800 mm.

Otwór do wlewania wody znajduje się 530 mm od podstawy.

Folia użyta do wykonania pojemników spełnia wymagania normy PN-93/C-05013 w zakresie trudnopalności i jest pokryta siatką malowaną substancją antyelektrostatyczną. Zawieszanie pojemników w miejscu ich stosowania wymaga jedynie owinięcia końcówki pojemnika (od strony bliższej otworu wlewowego) wokół metalowego pręta. Pod ciężarem wody lub pyłu kamiennego pojemnik zaciska się i pozostaje zawieszony stabilnie i trwale. Pręt z kilkoma pojemnikami może być zawieszony w wyrobisku, stanowiąc element zapory wodnej. Pręt z zawieszonymi pojemnikami jest równoważny półce zapór wodnych. Wymiary pręta i jego wytrzymałość muszą odpowiadać liczbie zawieszonych pojemników i przekrojowi wyrobiska.

Użytkową zaletą pojemników typu zamkniętego jest ich mały ciężar i wymiary pozwalające na łatwe transportowanie nawet dużej ich liczby w wyrobisku. Jedna lub dwie osoby są w stanie dostarczyć na miejsce budowy zapory, bez użycia specjalnych środków transportu, wszystkie potrzebne pojemniki.

Szczelność pojemników nie budzi żadnych wątpliwości. Dwa pojemniki, wybrane losowo z dostawy zawieszono na wolnym powietrzu w sposób identyczny jak w wyrobisku. W ciągu dwóch tygodni nie zaobserwowano żadnych ubytków wody. W chodniku podziemnym Kopalni Doświadczalnej „Barbara” zaporą została zbudowana na tydzień przed wykonaniem badania i również woda z nich nie wypływała.

Oprócz pojemników wodnych badano również pojemniki wypełnione pyłem kamiennym. Stanowią one serię doświadczalną, jednak z uwagi na duże zainteresowanie kopalń zostały wstępnie zbadane pod względem skuteczności gaszenia wybuchu pyłu na zaporze.

3. METODYKA BADAŃ

Metody badania skuteczności zapór wodnych wykonanych z pojemników typu zamkniętego

Pojemniki typu zamkniętego różnią się od powszechnie stosowanych „koryt wodnych” tym, że środek gaszący, woda lub pył kamienny nie mają stałego kontaktu z atmosferą jak w powszechnie stosowanych obecnie zaporach. Zapobiega to oczywiście parowaniu wody, ułatwia kontrolę stanu napełnienia pojemników, ale też sprawia, że mechanizm oddziaływania pojemników z falą ciśnienia jest nieco inny. Woda nie jest unoszona stopniowo z odsłoniętej powierzchni pojemnika, lecz zostaje wyrzucona w postaci szybkiego strumienia. Ta sama różnica dotyczy zamkniętych pojemników pyłowych.

Skuteczność zapory zbudowanej z pojemników typu zamkniętego określono przy wybuchach słabych, o ciśnieniach statycznych w miejscu zabudowania zapory nieprzekraczających 0,5 bara. Polskie przepisy dopuszczają stosowanie zapór wodnych w wyrobiskach mokrych, w których prawdopodobieństwo wybuchu słabego jest bardzo małe.

Badania skuteczności hamowania wybuchu pyłu węglowego wykonano w podziemnym chodniku doświadczalnym długości 400 m i przekroju poprzecznym 7,5 m².

Inicjał wybuchu stanowił pierwotny wybuch mieszaniny metanowo-powietrznej w komorze o objętości 50 m³ (wybuch silny) i 25 m³ (wybuch słaby). Stężenie metanu w obu przypadkach było bliskie stechiometrycznego. Komora wypełniona mieszaniną metanowo-powietrzną była utworzona w zamkniętym końcu chodnika, przez oddzielenie przegrodą papierową odcinka chodnika długości 6,6 m. Komorę tą wypełniono metanem i za pomocą wentylatora powodującego przepływ powietrza, między przeciwnymi końcami komory, wytworzono jednorodną mieszaninę metanowo-powietrzną. Była ona zapalana płomieniem prochu strzelniczego w ilości 750 g, z moździerza umieszczonego w komorze metanowej w zamkniętym końcu chodnika.

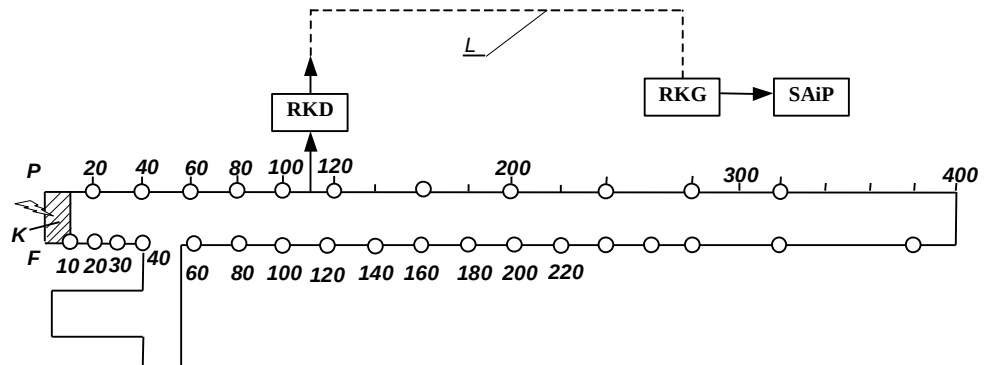
Wybuch mieszaniny metanowo-powietrznej stanowi „wybuch pierwotny” inicjujący wybuch pyłu węglowego.

Szczególną uwagę zwrócono na dobór pyłu węglowego. Był to pył „Barbara PI” o następujących właściwościach: zawartość części lotnych $d_{af} = 39\%$, zawartość części niepalnych stałych $n = 35\%$, zawartość wilgoci $w_c = 5\%$. Rozdrobnienie pyłu odpowiadało parametrowi d (% masy ziaren przechodzących przez sito o oczku 75 mikrometrów) najczęściej spotykanemu w kopalniach. Ilość pyłu w każdym doświadczeniu odpowiadała stężeniu nominalnemu $0,2 \text{ kg/m}^3$. Rozmieszczenie pyłu w poszczególnych doświadczeniach było dobierane tak, aby zapora była umieszczona w strefie pyłowej.

Rozmieszczenie zapór i rejestracja parametrów przebiegu wybuchu

Przyjęto, że skuteczność zapór zbudowanych z pojemników typu zamkniętego zostanie określona w warunkach analogicznych do warunków w jakich była określana skuteczność zapór wodnych zbudowanych z klasycznych, dopuszczonych do stosowania w górnictwie, „korytek” wodnych. We wszystkich wykonywanych badaniach zapory rozmieszczano w odległości około 70 i 100 m od źródła zapłonu pyłu.

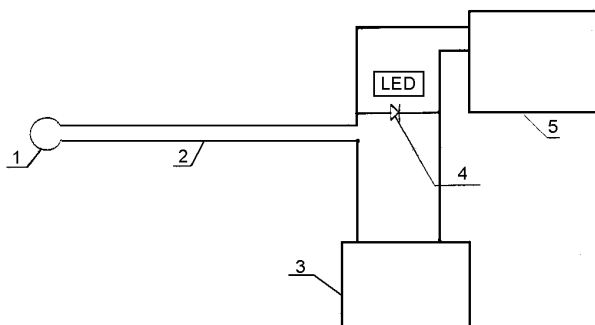
Rejestracja wybuchu obejmowała zapis przebiegu ciśnień statycznych i płomienia wybuchu w czasie. Przebiegi zmian były rejestrowane przez kwarcowe czujniki ciśnienia zamontowane w stacjach pomiarowych w ociosach chodnika i czujniki płomienia (fototranzystory). Czujniki pomiarowe były rozmieszczane na długości od 0 do 160 m chodnika, aby zapewnić obserwację płomienia i ciśnienia poza strefą zapory. Sygnały z czujników, bezpośrednio po wzmocnieniu, w stacji pomiarowej były transmitowane do dołowej stacji przekaźnikowej, a stamtąd do stacji przetwarzania danych na powierzchni. Schemat systemu rejestracji przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Schemat systemu rejestracji parametrów wybuchu gazu lub pyłu w podziemnym chodniku doświadczalnym: L – linia transmisyjna danych, K – komora wypełniona metanem, F – fotokomórki, RKD – rozdzielnia kablowa – dół, RKG – rozdzielnia kablowa – góra, SaiP – stacja akwizycji i przetwarzania danych HP+IBM PC 3852s

Fig. 1. Scheme of recording system of gas or dust explosion parameters in underground testing gallery: L – transmission line, K – chamber filled with methane, F – photocells, RKD – underground switching station, RKG – surface switching station, SaiP – data acquisition and processing station HP+IBM PC 3852s

Do pomiaru czasu reakcji zapory, czyli czasu jaki upływa od zapoczątkowania wybuchu do momentu rozerwania pojemnika, zastosowano specjalny system pomiarowy pokazany na rysunku 2. Wybrane rzędy pojemników zostały owinięte folią aluminiową będącą częścią obwodu elektrycznego połączonego ze stacją akwizycji danych. Zerwanie folii przez falę ciśnienia, wytwarza rejestrowany impuls dający informację o czasie zadziałania zapory.



Rys. 2. Schemat elektryczny rejestracji zadziałania zapory: 1 – opaska z taśmy aluminiowej na pojemniku z wodą, 2 – linia pomiarowa łącząca opaskę z dyspozytornią, 3 – zasilacz układu rejestracji, 4 – dioda sygnalizująca przerwanie obwodu opaski, 5 – komputerowa stacja akwizycji danych

Fig. 2. Electrical scheme of barrier actuation recording: 1 – aluminium foil band on water container, 2 – transmission line to dispatching room, 3 – voltage supply of recording system, 4 – diode signalling foil rupture, 5 – data acquisition computer station

Wyniki badań skuteczności zapór wodnych zbudowanych z pojemników typu zamkniętego

W każdym doświadczeniu ilość środka gaszącego (wody) była mniejsza od wymaganej przepisami (200 kg/m^2 przekroju wyrobiska), zakładającej margines bezpieczeństwa. Miało to na celu określenie rzeczywistej zdolności zapory do hamowania wybuchu pyłu węglowego.

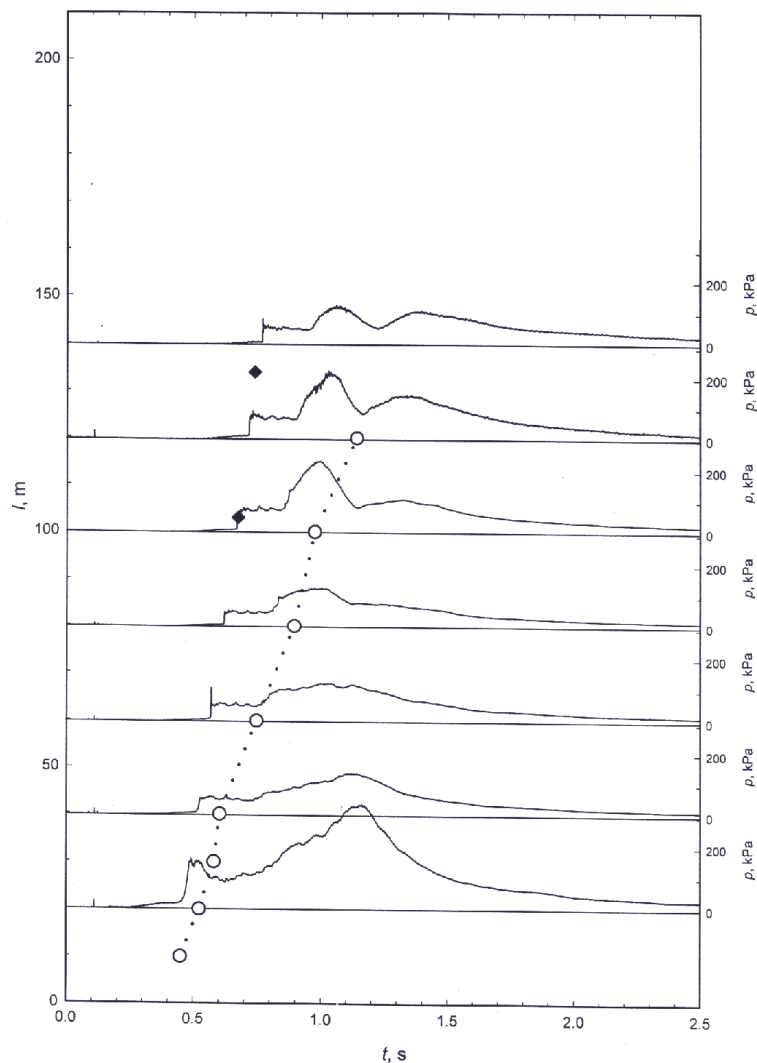
Podczas wykonywania badań pojemniki na zaporze były nawijane w dwojaki sposób:

- w kierunku biegu fali ciśnienia (fala ciśnienia ma tendencję odwijania pojemnika) – „nawinięcie A”,
- w kierunku odwrotnym do kierunku biegu fali ciśnienia (fala ciśnienia ma tendencję do zaciskania pojemnika na przecie) – nawinięcie B.

Rejestrowano ciśnienie wybuchu na poszczególnych stacjach pomiarowych, położenie frontu płomienia, czas rozerwania pojemnika. Wyniki poszczególnych doświadczeń zostały przedstawione w postaci wykresu przebiegu wybuchu w układzie „droga–czas” wraz z opisem rozmieszczenia strefy pyłowej, położenia zapory i omówieniem jej skuteczności. Na wykresie linią kropkowaną zaznaczono przebieg płomienia. Linie ciągłe na poszczególnych długościach chodnika przedstawiają zmiany ciśnienia statycznego. Czarne kwadraty oznaczają moment uruchomienia zapory.

Doświadczenie wykonane 24 stycznia 2001 r. (rys. 3):

Strefa pyłowa od 6,6 do 146,6 m, inicjał wybuchu $50 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$, zapora na odcinku 103 do 129 m długości chodnika, zbudowana z pojemników typu zamkniętego, składająca się z dziesięciu rzędów po trzy pojemniki; odstęp między zestawami – 3 m, ogólnie zużyto 1200 l wody, ilość wody na metr kwadratowy przekroju wyrobiska 160 kg, nawinięcie B.



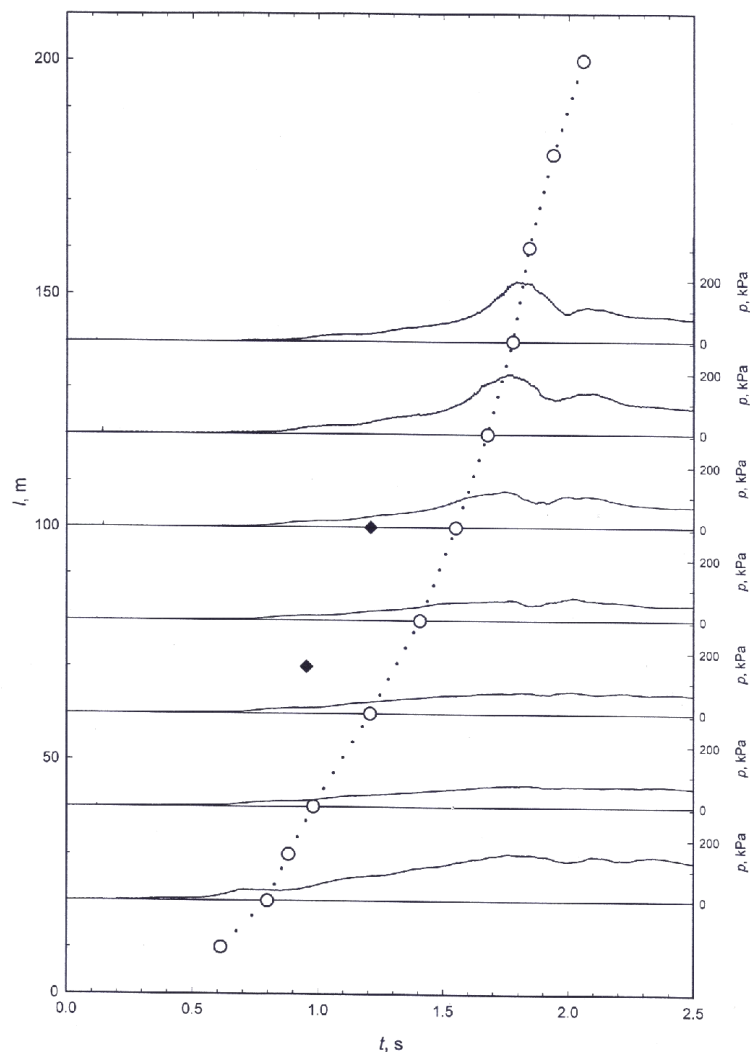
Rys. 3. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (24.01.2001 r.)

Fig. 3. Changes of static pressure and flame course (24 January 2001)

Wybuch został zahamowany w strefie zapory, ciśnienia statyczne osiągnęły maksymalne wartości około 3 barów, w strefie zapory średnia prędkość płomienia wynosiła 190 m/s.

Doświadczenie wykonane 31 stycznia 2001 r. (rys. 4):

Strefa pyłowa od 3,3 do 113,3 m, inicjał wybuchu $25 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$, zapora na odcinku od 73 do 100 m długości chodnika, zbudowana z pojemników typu zamkniętego, składająca się z dziesięciu rzędów po trzy pojemniki; odstęp między zestawami – 3 m, ogólnie zużyto 1200 l wody, ilość wody na metr kwadratowy przekroju wyrobiska wynosiła 160 kg, nawinięcie A.



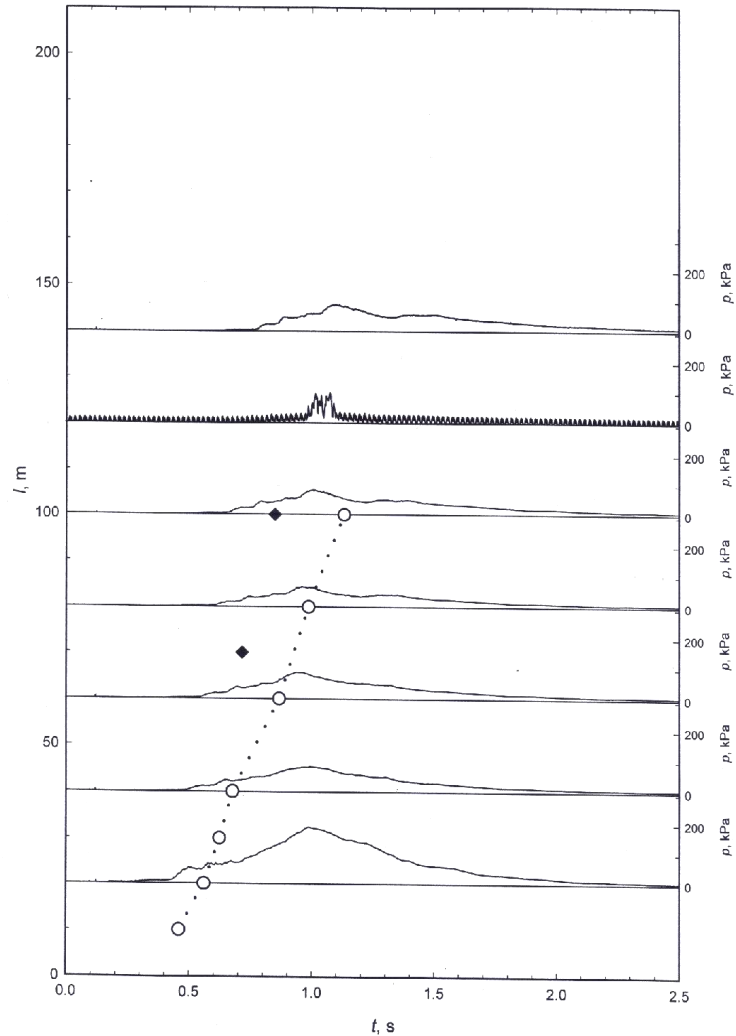
Rys. 4. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (31.01.2001 r.)

Fig. 4. Changes of static pressure and flame course (31 January 2001)

Mimo warunków podobnych do tych w jakich wykonywano badanie poprzednie, wybuch nie został zahamowany. Średnia prędkość płomienia wyniosła 140 m/s, a ciśnienie statyczne wzrosło do 2 barów w strefie zapory.

Doświadczenie wykonane 6 lutego 2001 r. (rys. 5):

Strefa pyłowa od 3,3 do 113,3 m, inicjał wybuchu $25 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$, zapora na odcinku 73 do 100 m długości chodnika, zbudowana z pojemników typu zamkniętego, składająca się z dziesięciu rzędów po trzy pojemniki; odstęp między zestawami – 3 m, ogólnie zużyto 1200 l wody, ilość wody na metr kwadratowy przekroju wyrobiska wynosiła 160 kg, nawinięcie A.



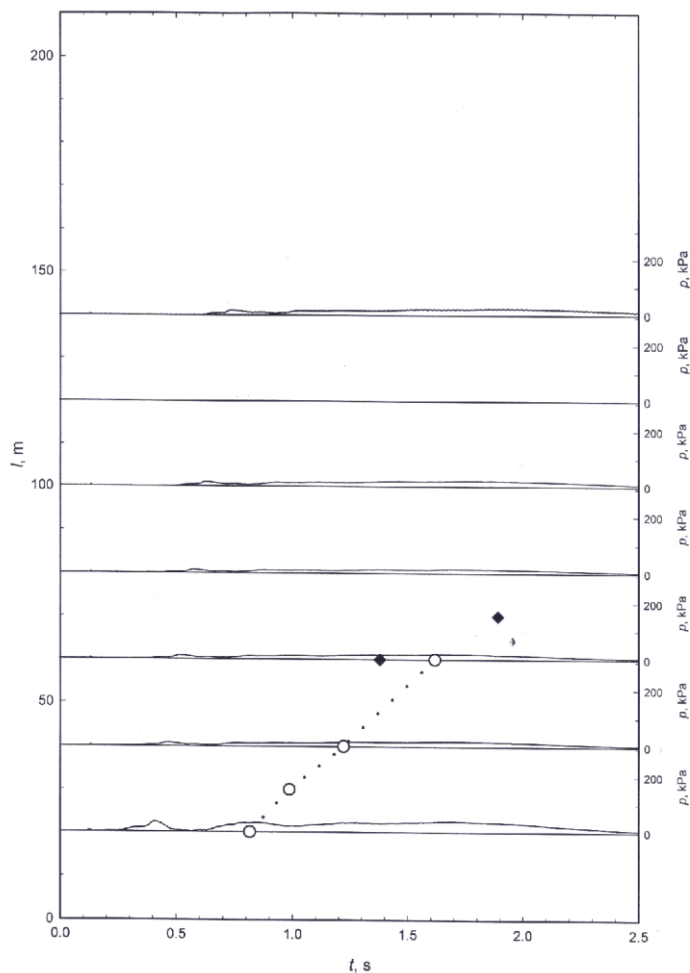
Rys. 5. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (6.02.2001 r.)

Fig. 5. Changes of static pressure and flame course (6 February 2001)

W doświadczeniu tym uzyskano zahamowanie słabego wybuchu (średnia prędkość płomienia wynosiła około 140 m/s. Ciśnienia statyczne były niskie – maksymalnie do 0,4 bara. Ilość wody na zaporze mniejsza od wymaganej przepisami.

Doświadczenie wykonane 21 lutego 2001 r. (rys. 6):

Strefa pyłowa od 3,3 do 123,3 m, inicjał wybuchu $25 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$, zapora na odcinku 73 do 100 m długości chodnika, zbudowana z pojemników typu zamkniętego, składająca się z dziesięciu rzędów po trzy pojemniki; odstęp między zestawami – 3 m, ogólnie zużyto 1200 l wody, ilość wody na metr kwadratowy przekroju wyrobiska wynosiła 160 kg, nawinięcie A.



Rys. 6. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (21.02.2001 r.)

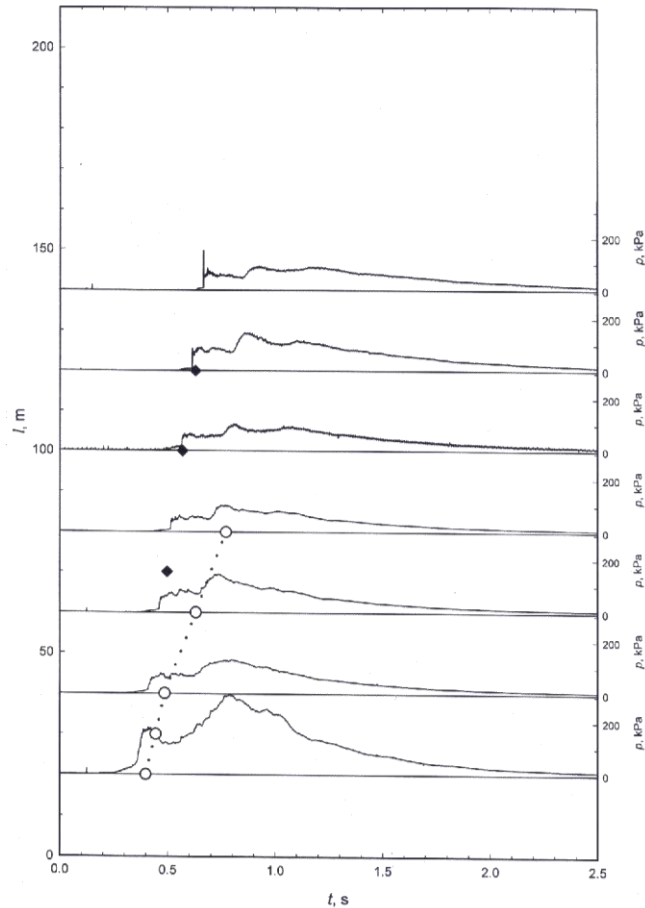
Fig. 6. Changes of static pressure and flame course (21 February 2001)

Wybuch został zahamowany na początku strefy zapory, jednak w znacznej części przez klasyczne pojemniki otwarte. Zapora zbudowana z pojemników zamkniętych została tylko częściowo uruchomiona. Wnioskuje się stąd o szybszej reakcji pojemników otwartych. Siedem rzędów zapory z pojemników zamkniętych pozostało prawie nienaruszone.

Doświadczenie wykonane 28 lutego 2001 r. (rys. 7):

Strefa pyłowa od 6,6 do 126,6 m, inicjał wybuchu $50 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$, zapora na odcinku od 73 do 100 m długości chodnika, zapora wodna z pojemnikami typu zamkniętego, składająca się z dziesięciu rzędów po trzy pojemniki; odstęp między zestawami wynosił 3 m, ogólnie zużyto 1200 l wody, ilość wody na metr kwadratowy przekroju wyrobiska wynosiła 160 kg, nawinięcie B.

Od 120 do 129 m zapora wodna składająca się z trzech zestawów po trzy pojemniki polskie B-1. Ogólnie zużyto 360 l wody, ilość wody na metr kwadratowy przekroju wyrobiska wynosiła 48 kg.



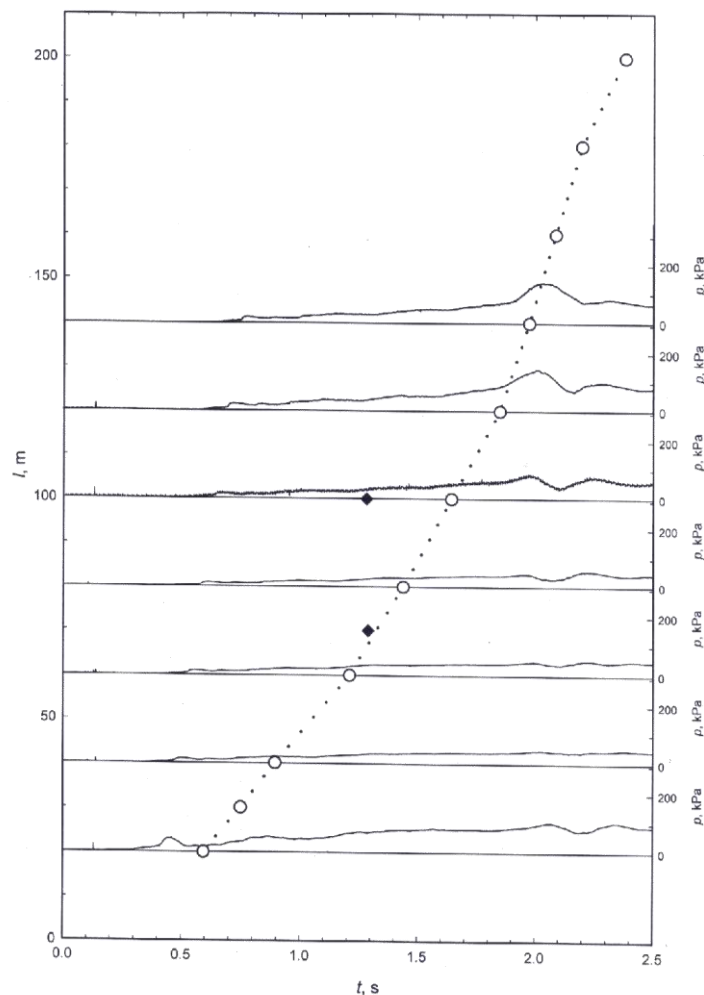
Rys. 7. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (28.02.2001 r.)

Fig. 7. Changes of static pressure and flame course (28 February 2001)

W doświadczeniu tym zapora złożona z pojemników otwartych została umieszczona za zaporą z pojemników zamkniętych. Wybuch został zahamowany na 80 metrze chodnika, co oznacza, że zapora typu zamkniętego była całkowicie skuteczna.

Doświadczenie wykonane 6 marca 2001 r. (rys. 8.):

Strefa pyłowa od 3,3 do 123,3 m inicjał wybuchu $25 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$, zapora na odcinku od 73 do 100 m długości chodnika, zapora wodna z pojemnikami typu zamkniętego, składająca się z dziesięciu rzędów po trzy pojemniki; odstęp między zestawami wynosił 3 m, ogólnie zużyto 1200 l wody, ilość wody na metr kwadratowy przekroju wyrobiska wynosiła 160 kg, nawinięcie B.



Rys. 8. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (6.03.2001 r.)

Fig. 8. Changes of static pressure and flame course (6 March 2001)

Nastąpił typowy słaby wybuch pyłu węglowego o średniej prędkości płomienia około 100 m/s. Zapora zareagowała bardzo późno, czas między rozerwaniem pojemnika, a dojściem do zapory płomienia, wynosił około 10 milisekund. Ciśnienie statyczne działające na zaporę spowodowało wprawdzie rozerwanie pojemników, ale obłok wody utworzył się zbyt późno, by zahamować przenoszenie płomienia.

Wyniki badań skuteczności zapór pyłowych zbudowanych z pojemników typu zamkniętego (komorowych)

Pojemniki do wykonywania zapór pyłowych są sporządzane z identycznej folii jak pojemniki wodne. Każdy pojemnik, w trzech komorach mieści od 28 do 34 kg pyłu zwykłego lub 25 kg pyłu stearynowanego. Sposób zawieszania pojemnika na elementach nośnych jest identyczny jak pojemników wodnych. Odmienny oczywiście jest sposób napełniania pojemników. Do komór pojemnika zawieszonego na elemencie nośnym wsypuje się przez lejek pył wapienny. Przeciętny czas napełniania trzech komór jednego pojemnika wynosi 2–3 min.

Badanie rozprzesczenia pyłu pod wpływem fali ciśnienia

Badania wykonano w sztolni długości 12 m i przekroju poprzecznym 5 m².



Fot. 2. Zapora pyłowa w momencie dojścia fali ciśnienia
Phot. 2. Stone dust barrier reached by pressure wave

w głębi sztolni widać płomień. Sytuację po 156 milisekundach przedstawiono na zdjęciu 3. U wylotu sztolni widoczne są strzępy worków, a pył tworzy jednorodny (przynajmniej według oceny wizualnej) obłok.

Wyniki badań rozprzesczenia pyłu dały podstawę do podjęcia decyzji o wykonaniu wstępnych badań skuteczności gaszenia wybuchu pyłu węglowego przez zapórę zbudowaną z pojemników komorowych wypełnionych pyłem wapiennym.

Celem ich było uzyskanie informacji o czasie otwarcia pojemników pod działaniem fali ciśnienia wybuchu, w kształcie chmury pyłu wapiennego i jego rozprzesczeniu w atmosferze. Wykonano serię badań rozprzesczenia pyłu wapiennego pod wpływem fali ciśnienia wybuchu metanu w stężeniu około 6%, które rejestrowano za pomocą cyfrowej kamery wideo.

Trzy worki z pyłem zawieszone na wylocie sztolni w momencie dojścia fali ciśnienia do wylotu pokazano na zdjęciu 2. Dla zjawiska rozprzesczenia jest to chwila „zero”. Worki wiszą jeszcze nienaruszone,



Fot. 3. Wynik działania fali ciśnienia na zapórę pyłową
Phot. 3. Effect of pressure wave action on stone dust barrier

Metoda badania skuteczności zapory pyłowej wykonanej z pojemników komorowych

Badania skuteczności hamowania wybuchu pyłu węglowego wykonano w podziemnym chodniku doświadczalnym długości 400 m i przekroju poprzecznym $7,5 \text{ m}^2$. Najpierw przeprowadzono próby wstępne hamowania słabego i silnego wybuchu pyłu węglowego przy założeniu, że wykonana zaporę odpowiada polskim przepisom w zakresie ilości pyłu na 1 m^2 przekroju poprzecznego wyrobiska w pokładach niemietanowych, to znaczy 200 kg/m^2 . Wybuchem inicjującym był wybuch mieszaniny metanowo-powietrznej objętości 50 m^3 (wybuch silny) i 25 m^3 (wybuch słaby).

Stężenie metanu w obu przypadkach było bliskie stechiometrycznego. Komora wypełniona mieszaniną metanowo-powietrzną była utworzona w zamkniętym końcu chodnika, przez oddzielenie przegrodą papierową odcinka chodnika długości 6,6 lub 3,3 m. Komorę tą wypełniono metanem i za pomocą wentylatora powodującego przepływ powietrza między przeciwległymi końcami komory wytworzono jednorodną mieszaninę metanowo-powietrzną, zapaloną płomieniem prochu strzelniczego w ilości 750 g z moździerza umieszczonego w zamkniętym końcu chodnika. Wybuch mieszaniny metanowo-powietrznej stanowił „wybuch pierwotny” inicjujący wybuch pyłu węglowego.

Do badań wybrano pył „Barbara PI” o następujących właściwościach: zawartość części lotnych $d_{af} = 39\%$, zawartość części niepalnych stałych $n = 35\%$, zawartość wilgoci $w_c = 5\%$. Rozdrobnienie pyłu odpowiadało parametrowi d (% masy ziaren przechodzących przez sito o oczku 75 mikrometrów) najczęściej spotykanemu w kopalniach i wynosiło 66,0%. Rozmieszczenie pyłu w poszczególnych doświadczeniach zostało podane w szczegółowym opisie wyników doświadczeń.

Wykonane dwie próby gaszenia wybuchu pyłu węglowego przez zaporę zbudowaną z pojemników komorowych wymagały specjalnego przygotowania wynikającego z konieczności czyszczenia chodnika z pyłu wapiennego i pozostałego po strzale pyłu węglowego.

Metoda badań i ich opis są analogiczne, jak w przypadku badania zapór wodnych.

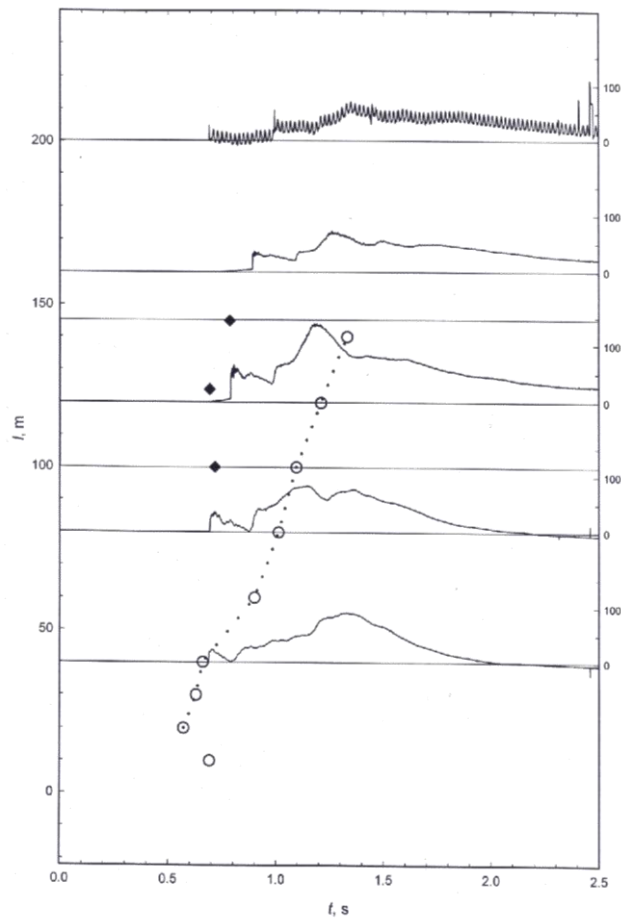
Wyniki badań

Kolejno zostaną omówione wyniki poszczególnych doświadczeń.

Doświadczenie wykonane 7 marca 2000 r.:

Inicjał: $50 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$ o stężeniu 9,5%, zapłon metanu z moździerza z 750 g prochu czarnego z dwoma zapalnikami. Pył „Barbara” PI (d66) na odcinku 6,6–146 m, rozmieszczony na stropnicach i półkach przyociosowych w ilości 210 kg, stężenie nominalne 200 g/m^3 . Nie umieszczano pyłu na spągu. Zaporę zawieszoną na odcinku chodnika od 100 do 145 m, łącznie 16 rzędów pojemników. Użyto w tym celu 48 pojemników. Sumaryczna ilość pyłu wapiennego wyniosła 1500 litrów, co daje 200 kilogramów pyłu na jeden metr kwadratowy przekroju wyrobiska. Pojemniki były zawieszane na prętach, takich jakie stosowano w doświadczeniach z pojemnikami „torby wodne”.

Wybuch pierwotny mieszaniny metanowo-powietrznej doprowadził do rozwinięcia się wybuchu pyłu węglowego ze średnią prędkością płomienia 180 m/s. Zapisy czujników pomiarowych przedstawiono w postaci wykresu przebiegu wybuchu w układzie droga–czas (rys. 9). Ciśnienie wybuchu wynosiło maksymalnie 0,8 bara na 40 i 60 m. W strefie zapory ciśnienie było wyższe, wynosiło maksymalnie 1,4 bara. Wynikało to ze spiętrzenia przepływu gazów na zaporze stanowiącej opór przepływu w wyrobisku. Rejestracja czasu uruchomienia zapory wykazała jej prawidłowe działanie – pojemniki były rozrywane i pył zaczął się rozpraszać w momencie dojścia czoła fali do pojemnika z rejestracją. Płomień został zahamowany w strefie zapory. Za strefą zapory ciśnienie maksymalne wynosiło 0,6 bara. Po strzale w chodniku znajdowano strzępy pojemników oraz pył wapienny na obszarze między 200 m a wylotem chodnika. Żaden pojemnik nie pozostał w zaporze. Jeden pręt nośny w środku zapory był lekko wygięty.



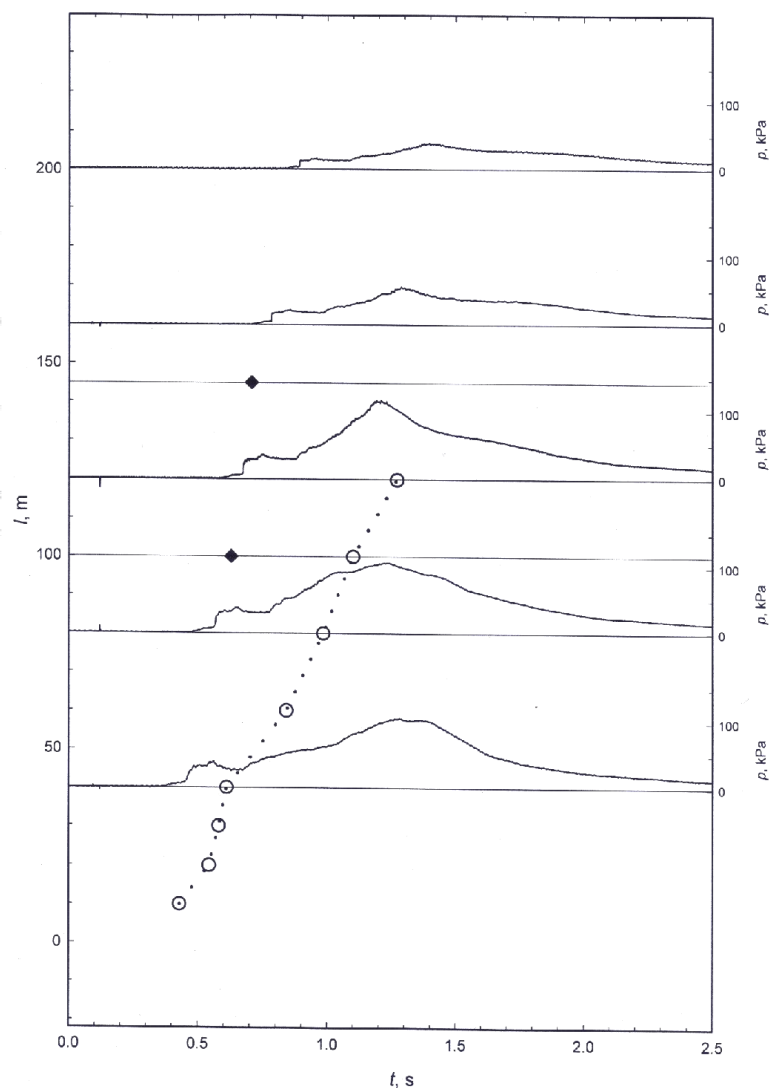
Rys. 9. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (7.03.2000 r.)

Fig. 9. Changes of static pressure and flame course
(7 March 2000)

Doświadczenie wykonane 9 marca 2000 r.:

Inicjał: $25 \text{ m}^3 \text{CH}_4$, rodzaj i rozmieszczenie pyłu oraz rozmieszczenie i parametry zapory również identyczne jak w badaniu poprzednim.

Wybuch pierwotny mieszaniny metanowo-powietrznej doprowadził do rozwinięcia się wybuchu pyłu węglowego ze średnią prędkością płomienia około 100 m/s . Ciśnienie wybuchu, osiągające maksymalne wartości około 1 bara przed zaporą, zostało zmniejszone znacznie w strefie zapory i poza nią. Płomień został zgaszony w strefie zapory. Po wybuchu obserwacje wykazały identyczny obraz chodnika jak po badaniu poprzednim. Wykres przebiegu wybuchu przedstawiono na rysunku 10.

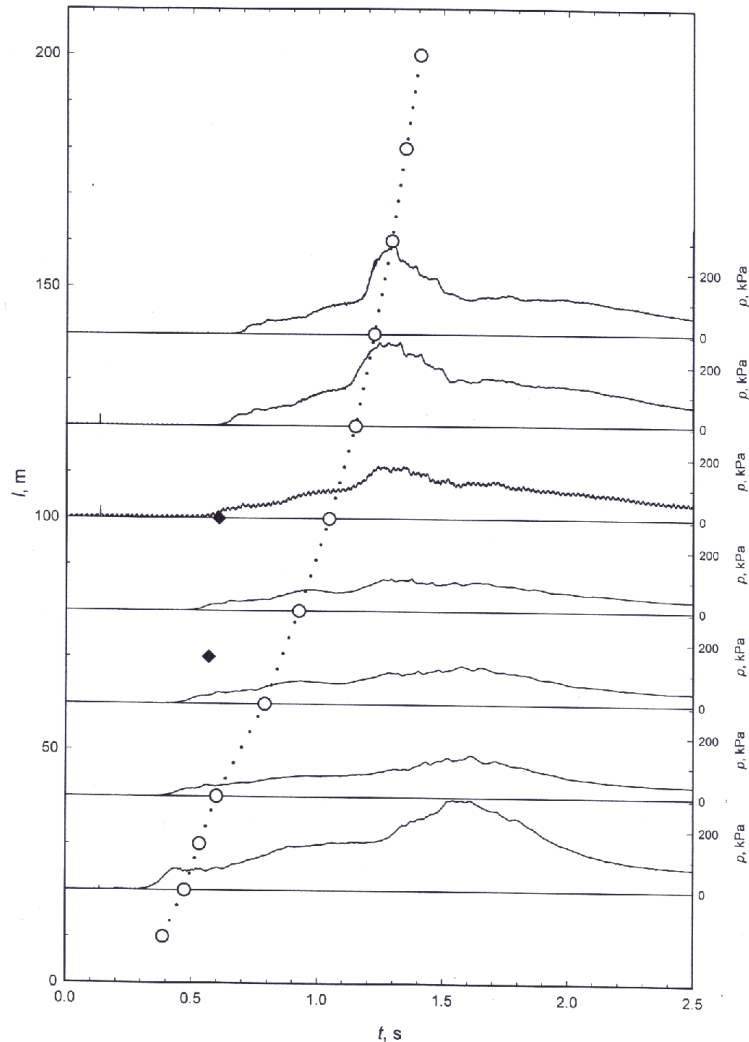


Rys. 10. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (9.03.2001 r.)

Fig. 10. Changes of static pressure and flame course (9 March 2000)

Doświadczenie wykonane 14 marca 2001 r. (rys. 11):

Strefa pyłowa od 3,3 do 123,3 m, inicjał $25 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$, zapora na odcinku od 73 do 100 m długości chodnika, zapora pyłowa z pojemnikami typu zamkniętego, składająca się z dziesięciu rzędów po trzy pojemniki; odstęp między zestawami wynosił 3 m, ogólnie zużyto 1020 kg pyłu (34 kg na worek), ilość pyłu na metr kwadratowy przekroju wyrobiska wynosiła 136 kg.



Rys. 11. Zmiany ciśnienia statycznego i przebieg płomienia (14.03.2001 r.)

Fig. 11. Changes of static pressure and flame course (14 March 2000)

Wybuch nie został zahamowany, mimo rozbicia zapory, rozerwania worków, pył kamienny nie został rozproszony, po wybuchu duże jego ilości zalegały na spągu chodnika. Średnia prędkość płomienia wynosiła 250 m/s, odstęp czasu między

rozbiciem zapory, a dojściem do niej płomienia wynosił 200–300 milisekund, a więc wystarczająco dużo, aby pył kamienny utworzył obłok wypełniający cały przekrój chodnika.

Uwagi o skuteczności zapory pyłowej typu zamkniętego

Zapora pyłowa zbudowana z pojemników zamkniętych jest z wielu powodów dogodna w użytkowaniu, w szczególności, jeżeli producent dostarcza gotowe pojemniki napełnione pyłem, a służby kopalniane nie muszą transportować pyłu kamiennego i układać go na półkach zapory klasycznej. Ponadto, pył w pojemnikach nie jest narażony na zawilgocenie, powodujące utratę jego lotności.

Zagadnienie lotności pyłu zawieszonego przez długi czas w plastikowych pojemnikach zasługuje na szczegółową analizę. Wykonane badania nie dały jednoznacznie zadowalających wyników. Wyniki takie są jednak sygnalizowane w światowej literaturze [6]. Badacze z RPA i USA wykonali doświadczenia z zaporami pyłowymi zbudowanymi z worków zawierających około 10 kg pyłu kamiennego zawieszonych na prętach metalowych. Badania wykonano w chodnikach doświadczalnych kopalni Lake Lynn w USA. Stosowano dwa typy zapór: zwykłą i rozstawną. Oba typy zapór były skuteczne w hamowaniu słabych wybuchów pyłów. W kilku przeprowadzonych doświadczeniach pył rozłożony w chodniku zawierał 68% części niepalnych, był więc bliski zabezpieczenia przed przenoszeniem wybuchu. Pozytywne lub uznane przez autorów za pozytywne, wyniki doświadczeń pozwalają planować dalsze doświadczenia z zaporami pyłowymi zbudowanymi z pojemników typu zamkniętego. Należy dobrać odpowiednie rozmiary pojemnika oraz, być może, pył kamienny o lepszej lotności.

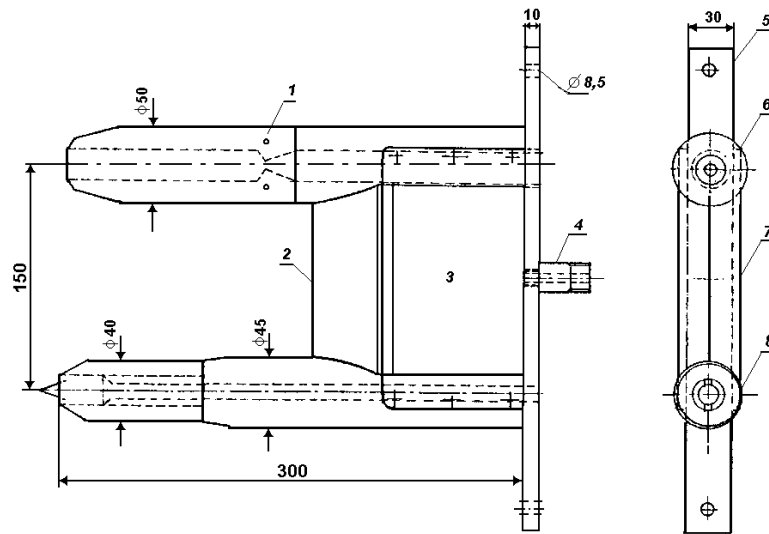
4. SONDA DO POMIARU PRĘDKOŚCI I TEMPERATURY ZAPYLONEGO POWIETRZA

Sonda jest przeznaczona do jednoczesnego pomiaru ciśnienia statycznego, dynamicznego i całkowitego oraz temperatury i prędkości przepływu silnie zapyłonego, gorącego gazu, czyli w warunkach wybuchu pyłu. Teoretyczne podstawy sondy zostały podane w pracy [7]. Sonda została wykonana na podstawie koncepcji opracowanej wspólnie przez wykonawców sondy (Instytut Mechaniki Górotworu PAN) i wykonawców projektu.

Przeznaczenie i budowa sondy pomiarowej

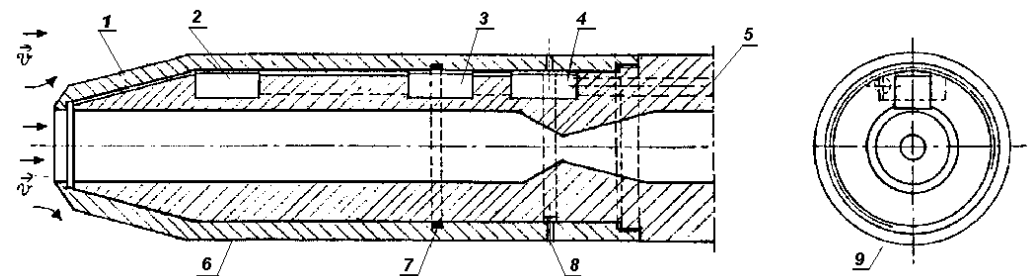
Sonda pomiarowa (rys. 12) przeznaczona jest do pomiaru prędkości przepływu i temperatury powietrza zawierającego dużą ilość zanieczyszczeń pyłowych po wybuchu pyłu węglowego. Pomiar prędkości przepływu realizowany jest poprzez równoczesny pomiar ciśnienia: statycznego, dynamicznego (różnicowego) i całkowitego w rurce spiętrzającej z wnęką przepływową. Dodatkowo mierzona jest temperatura za pomocą termoelementu chromel-alumel umieszczonego w oddzielnym kanale przepływowym.

Sonda pomiarowa składa się z trzech zasadniczych elementów: rurki spiętrzającej (rys. 13), kanału pomiaru temperatury (rys. 14) oraz obudowy sondy zawierającej układy elektroniczne.



Rys. 12. Budowa sondy pomiarowej: 1 – osiem otworów do pomiaru ciśnienia statycznego, 2 – „daszek” z płytą przednią, 3 – płytka drukowana wzmacniaczy przetworników ciśnienia i temperatury, 4 – przepust kabla, 5 – płyta mocująca, 6 – rurka spiętrzająca, 7 – pokrywa ± 5 mm, 8 – korpus termopary

Fig. 12. Measuring probe construction: 1 – eight holes for static pressure measurement, 2 – “roof” with frontal plate, 3 – printed-circuit board of amplifiers of pressure and temperature converters, 4 – cable seal wire, 5 – backing plate, 6 – impact pressure tube, 7 – cover ± 5 mm, 8 – thermocouple body



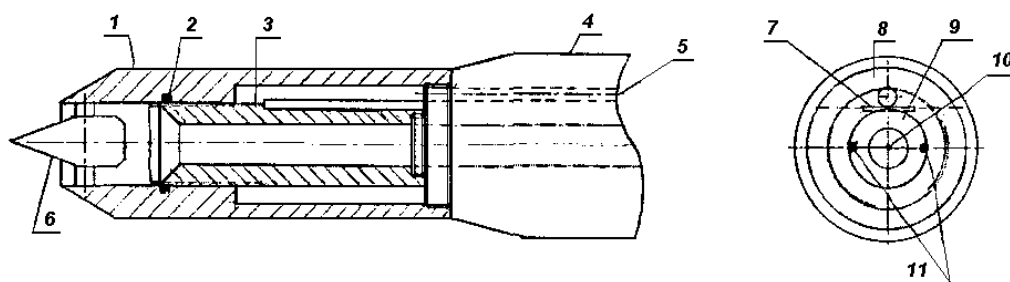
Rys. 13. Budowa rurki spiętrzającej: 1 – kanał, 2 – przetwornik ciśnienia statycznego absolutny $P_{\max} = 6$ bar (ew. 10 bar), 3 – przetwornik ciśnienia dynamicznego różnicowy $\Delta P_{\max} = 3$ bar, 4 – przetwornik ciśnienia statycznego absolutny $P_{\max} = 6$ bar (ew. 10 bar), 5 – otwór na przewody elektryczne, 6 – osłona, 7 – O-ring, 8 – osiem otworów 1,5, 9 – bez osłony

Fig. 13. Impact pressure tube construction: 1 – channel, 2 – absolute static pressure converter $P_{\max} = 6$ bar (possibl. 10 bar), 3 – differential dynamic pressure converter $\Delta P_{\max} = 3$ bar without shield, 4 – absolute entire pressure converter $P_{\max} = 6$ bar (possibl. 10 bar), 5 – hole for conductors, 6 – shield, 7 – O-ring, 8 – eight holes 1.5, 9 – without shield

Rurka spiętrzająca składa się z korpusu i osłony zewnętrznej. Korpus ma trzy gniazda zawierające przetworniki ciśnienia, otwory piezometryczne z kanałami oraz osiowy kanał przepływowy. Kanał przepływowy jest elementem odróżniającym tę rurkę spiętrzającą od standardowej rurki opisanej w polskiej normie PN-81/M-42364. Umożliwia on pomiar ciśnienia całkowitego powietrza zawierającego dużą ilość zanieczyszczeń pyłowych. Eliminuje wpływ pędu cząstek pyłowych na wartość mierzonego ciśnienia całkowitego.

W ścianie kanału przepływowego, przy krawędzi wlotowej, znajduje się pierścieniowa szczelina połączona kanałem z przetwornikiem pomiaru ciśnienia całkowitego oraz ciśnienia różnicowego (dodatnie wejście). W pobocznicy osłony zewnętrznej znajduje się osiem otworów połączonych kanałem z przetwornikiem pomiaru ciśnienia statycznego oraz ciśnienia różnicowego (ujemne wejście).

Kanał pomiaru temperatury składa się z korpusu, rurki z termoelementem i osłony. Termoelement chromel-alumel o grubości 0,1 mm umieszczony jest w dwuotworowych izolatorach ceramicznych. Przestrzenne usytuowanie termoelementu zapewnia optymalną wymianę ciepła z przepływającym powietrzem. W celu zminimalizowania stałej czasowej złącze czynne termoelementu na długości 5 mm zgnieciono do grubości 70 mikronów. Wyprowadzenia termoelementu przylutowane są do płytki drukowanej zawierającej elementy kompensacji temperaturowej złącza odniesienia. Rurka z termoparą połączona jest z korpusem, a zewnętrzna osłona zabezpiecza przed zanieczyszczeniami pyłowymi i promieniowaniem cieplnym. Rurka z termoelementem jest częścią wymienną. Do sondy dołączany jest jeden element zapasowy.



Rys. 14. Budowa kanału pomiaru temperatury: 1 – osłona, 2 – O-ring, 3 – rurka termopary, 4 – korpus, 5 – otwór na kable, 6 – ekran, 7 – kompensacja temperatury odniesienia, 8 – osłona, 9 – rurka termopary, 10 – złącze czynne, 11 – izolatory

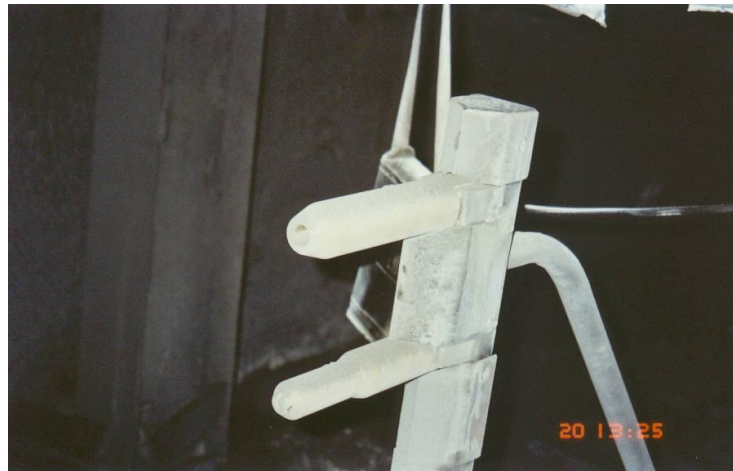
Fig. 14. Temperature measurement channel construction: 1 – shield, 2 – O-ring, 3 – thermocouple tube, 4 – body, 5 – hole for cables, 6 – screen, 7 – fiducial temperature compensation, 8 – shield, 9 – thermocouple tube, 10 – active joint, 11 – insulators

Obudowa sondy stanowi element łączący rurkę spiętrzającą i kanał pomiaru temperatury. Umieszczono w niej układy elektroniczne przekształcające sygnały z czujników pomiarowych na napięcia wyjściowe proporcjonalne do mierzonych wielkości. Obudowa ma wydłużoną podstawę służącą do przymocowania sondy na stanowisku pomiarowym. W jej tylnej części wyprowadzony jest przewód wielożyłowy zasilający sondę i wprowadzający napięcia wyjściowe.

Dane techniczne sondy:

- Tor pomiaru ciśnienia całkowitego i statycznego
 - czujnik typu: NPC-1210-030A (Lucas NovaSensor),
 - współczynnik przetwarzania: 5 kPa/V,
 - zerowe napięcie wyjściowe: przy ciśnieniu atmosferycznym,
 - maksymalne napięcie wyjściowe: 10 V,
 - ciśnienie dopuszczalne: 0,6 MPa.
- Tor pomiaru ciśnienia różnicowego
 - czujnik typu: NPC-1210-015D (Lucas NovaSensor),
 - współczynnik przetwarzania: 5 kPa/V,
 - zerowe napięcie wyjściowe: przy zerowym ciśnieniu różnicowym,
 - maksymalne napięcie wyjściowe: 10 V,
 - ciśnienie dopuszczalne: 0,3 MPa.
- Tor pomiaru temperatury
 - czujnik typu: termoelement chromel-alumel (IMG PAN),
 - współczynnik przetwarzania: 100°C/V,
 - zerowe napięcie wyjściowe: przy temperaturze 0°C,
 - maksymalne napięcie wyjściowe: 10 V
 - dopuszczalna temperatura termoelementu: 1200°C.
- Zasilanie sondy
 - napięcie stabilizowane: ± 15 V,
 - dopuszczalne odchylenia napięcia: $\pm 0,5$ V,
 - maksymalny pobór prądu: 100 mA.

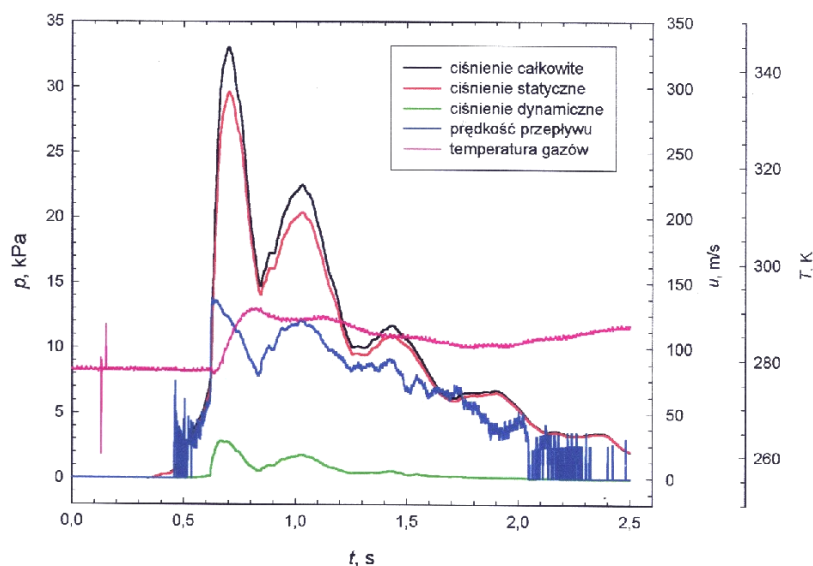
Wykonano jedno doświadczenie z sondą w chodniku długości 400 m. Została ona umieszczona na 80 m chodnika w specjalnej zabudowie, pokazanej na fotografii (fot. 4). W tym samym przekroju, gdzie była umieszczona sonda, zawieszono trzy pojemniki pyłowe typu zamkniętego.



Fot. 4. Sonda zamontowana w chodniku
Phot. 4. Probe mounted in the underground gallery

W chodniku spowodowano wybuch 50 m³ metanu, bez pyłu węglowego.

Przebiegi ciśnienia statycznego, dynamicznego i całkowitego oraz prędkości przepływu i temperatury gazów, zarejestrowane przez sondę, przedstawiono na rysunku 15.



Rys. 15. Przebiegi ciśnienia, prędkości przepływu i temperatury gazów

Fig. 15. Pressure courses, flow velocity and gas temperatures

WNIOSKI

1. Wykonane doświadczenia wykazały, że zapory zbudowane z pojemników typu zamkniętego są skuteczne w hamowaniu silnych wybuchów pyłu węglowego. Potwierdziły to doświadczenia wykonane 24.01.2001 roku i 28.02.2001 roku, w których zastosowano silny inicjał wybuchu – 50 m³ stechiometrycznej mieszaniny metanowo-powietrznej. Średnie prędkości płomienia wynosiły około 200 m/s.
2. Pojemniki typu zamkniętego mają ograniczoną skuteczność w hamowaniu słabych wybuchów pyłu węglowego. Dlatego nie ma podstaw do rozszerzenia zakresu stosowania zapór z pojemników typu zamkniętego na inne wyrobiska niż mokre. Takie ograniczenie jest zawarte w obowiązujących przepisach bezpieczeństwa w kopalniach węgla kamiennego.
3. W „Instrukcji stosowania pojemników **typu torby wodne** do budowy zapór przeciwwybuchowych wodnych dla zabezpieczenia przed przeniesieniem wybuchu pyłu węglowego” należy wnieść poprawkę dotyczącą takiego nawijania pojemników na pręty nośne, aby fala ciśnienia zaciskała pojemniki na prętach.
4. Zapory typu zamkniętego wypełnione pyłem kamiennym nie są skuteczne w hamowaniu wybuchów pyłu węglowego. W trzech doświadczeniach, zresztą

bardzo uciążliwych z powodu żmudnego napełniania pojemników tym pyłem, nie osiągnięto zadowalających wyników. Stwierdzono wysypywanie się na spąg pyłu z pojemników rozerwanych wybuchem, zamiast jego rozpraszania przed frontem płomienia.

5. Szczególnym osiągnięciem jest sonda do pomiaru ciśnienia dynamicznego i statycznego, prędkości przepływu oraz temperatury gorących, silnie zapyłonych gazów. Sonda będzie służyć do badań przebiegów wybuchów gazów i pyłów. Jej możliwości pomiarowe wynoszą do 10 barów ciśnienia całkowitego i do około 1000°C.

Literatura

1. Cybulski W.B.: *Wybuchy pyłu węglowego i ich zwalczanie*. Katowice, Wydaw. „Śląsk” 1973.
2. Rozporządzenie Ministra Przemysłu i Handlu z dnia 14 kwietnia 1995 w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych wraz ze zmianami zawartymi w Dzienniku Ustaw Rzeczypospolitej Polskiej, nr 3 z dnia 10 stycznia 1998 poz. 6.
3. Załącznik nr 9 do Rozporządzenia j.w. „Zasady Budowy Zapór Przeciwwybuchowych”.
4. Meerbach H., Fischer D.: *Neue Versuche mit Wassertrog und Gesteinstaubsperrern*. 12 Internationale Konferenz Grubensicherheitlicher Versuchsanstalten. Beitrag nr 41. Dortmund 1967.
5. Lebecki K., Cybulski K., Schulte K., Schulte K-P.: *Nowe rozwiązania zapór wodnych do hamowania wybuchów pyłu węglowego*. Materiały konferencyjne nt. Tamy i zapory przeciwwybuchowe. Katowice, GIG 1999.
6. J.J.L. du Plessis, E. Weiss., K.L. Cashdollar: *Evaluation of the Bagged Stone Dust Barrier Effectiveness in Board and Pillar Mine*. Proceedings of the 7th International Mine Ventilation Congres. Kraków, EMAG 2001.
7. R.G. Batt, V.A. Kulkarny, H.W. Behrens, H. Rungaldier: *Shock Induced Boundary Layer Dust Lofting*. 16th Symposium on Shock Waves and Shock Tubes, Wennheim, Germany 1988.

Autorzy wyrażają podziękowanie Sekcji T12A Komitetu Badań Naukowych za finansowanie niniejszego projektu badawczego

Recenzent: dr Jan Śliż

Witold Mrukwa, Janusz Świder, Andrzej Staniek

OCENA MOŻLIWOŚCI POMIARU DRGAŃ W MIEJSCU KONTAKTU RĄK Z ICH ŹRÓDŁEM

Streszczenie

W artykule przedstawiono wyniki wstępnych badań, których celem była ocena możliwości wykonywania pomiarów drgań w miejscu kontaktu rąk człowieka z powierzchnią eksploatowanego narzędzia, obrabianego elementu itp., zalecanych w wielu dokumentach normalizacyjnych, a jednak dotychczas niestosowanych. Istota wspomnianego sposobu pomiaru polega przede wszystkim na zastosowaniu przetwornika drgań o odpowiednich właściwościach.

Na podstawie przeglądu literatury przedmiotu oraz bogatego zestawu norm międzynarodowych i krajowych sformułowano założenia do nowej metody pomiaru i określono wynikające z niej wymagania metrologiczne i konstrukcyjne dla przetwornika, który miał umożliwić jej realizację.

Wymagania te spełniał udostępniony zespołowi badawczemu prototyp trójosiowego, piezoelektrycznego przetwornika przyspieszenia drgań, oznaczonego roboczym symbolem A3R umieszczonego w obudowie w kształcie płaskiego walca. Przetwornik mocuje się do wewnętrznej powierzchni ręki za pomocą specjalnej opaski.

Uzyskanie przetwornika umożliwiło przeprowadzenie badań porównawczych dwóch sposobów lokalizacji miejsc pomiaru, dla rzeczywistych źródeł drgań przenoszonych do rąk, a mianowicie:

- trzy przetworniki jednoosiowe zostały zamocowane za pomocą złącza mechanicznego do rękojeści obok ręki operatora – zestaw „standard”,
- przetwornik A3R został zamocowany do wewnętrznej powierzchni ręki.

Jako źródła drgań wykorzystano: wiertarkę udarową o napędzie elektrycznym z wiertłem o średnicy 32 mm oraz samojezdny, wibracyjny zagęszczacz gruntu. Badania wykonywano na specjalnych stanowiskach badawczych, a poszczególne urządzenia były obsługiwane kolejno przez 3–5 osób. Badania polegały na pomiarze metodą pośrednią (rejestracja magnetyczna sygnału + analiza widmowa w czasie rzeczywistym) widm 1/3-oktawowych wartości skutecznej (rms) przyspieszenia drgań w zakresie częstotliwości od 6,3 do 1250 Hz. Wynikiem był zestaw kilkudziesięciu par widm, oddzielnie dla każdego źródła, osi przyjętego układu odniesienia oraz operatora.

Uzyskane wyniki pozwoliły na dokonanie jedynie możliwego w tej fazie badań jakościowego porównania widm w poszczególnych parach, tzn. porównania kształtu ich przebiegu, przyjmując jako kryterium oceny widmo, uzyskane za pomocą zestawu „standard”.

Stwierdzono, że kształt przebiegu widm, uzyskanych w pomiarach wykonanych z wykorzystaniem dwóch różnych sposobów lokalizacji przetworników drgań, we wszystkich analizowanych przypadkach był bardzo zbliżony, z tymi samymi charakterystycznymi maksimami w kilku pasmach częstotliwości.

Ocena ilościowa badań była jeszcze niemożliwa. Można jednak przypuszczać, że generalnie wartości przyspieszenia drgań mierzone przetwornikiem A3R, pomiędzy ręką operatora a powierzchnią źródła drgań, będą z reguły wyższe od wartości, mierzonych zestawem „standard”. Należało tego zresztą oczekiwać ponieważ zestaw „standard” mierzy nie drgania, przenikające ze źródła do rąk operatora, ale drgania, które charakteryzują źródło.

Wykonane badania potwierdziły możliwość opracowania metody pomiaru drgań w miejscu kontaktu rąk człowieka z ich źródłem. Uzyskane wyniki powinny stanowić punkt wyjścia do dalszych badań nad sformułowaniem roboczej wersji metody pomiaru, z wykorzystaniem omawianego sposobu lokalizacji przetwornika drgań.

Assessment of vibration measurement possibility at the contact point of hands with the vibration source

Summary

The article presents the results of preliminary investigations, aiming at the assessment of possibility of vibration measurement conducting at the contact point of human hands with the surface of the exploited tool, treated element etc., recommended in many standardization documents, however, not applied hitherto. The essence of the above-mentioned measuring method consists first of all in the use of a vibration converter of adequate properties.

On the basis of a publication review relating to this subject, and a set of international and national standards, one has formulated the assumptions concerning a new measuring method, and has determined the resulting from this method metrological and constructional requirements regarding the converter, which should facilitate its realization.

These requirements met a prototype of a triaxial, piezoelectric vibration acceleration converter, rendered accessible to the research team, marked with the working symbol A3R, placed in a casing of a flat cylinder form. The converter is fastened to the internal hand surface by means of a special band.

The converter enabled to perform comparative tests of two methods of measuring place localization, for actual sources of vibrations transmitted to hands, namely:

- three uniaxial converters were fastened, by help of a mechanical joint, to the handle close to the operator's hand – „standard” set,
- the converter A3R was fastened to the internal hand surface.

As the source of vibrations one has used: a hammer drilling machine with electric drive with a drill of 32 cm diameter, and a self-propelled, vibratory ground thickener. The tests were carried out at special testing stands, and the individual devices were operated in turn by 3–5 persons. The tests consisted in measuring by means of an intermediate method (signal magnetic recording + spectroanalysis in actual time) the spectra of 1/3-octave root-mean-square value (rms) of vibration acceleration within the frequency range from 6.3 Hz to 1250 Hz. The result constituted a set of several dozen of spectrum couples, separately for each source, axis of adopted reference system, and the operator.

The obtained results enabled to perform the only one possible, at this phase of investigations, quantitative comparison of the spectra in individual couples, i.e. to compare the shape of their course, assuming as assessment criterion the spectrum, gained by help of the „standard” set.

One has ascertained that the shape of course of spectra, obtained during measurements carried out with the use of two different methods of vibration converter localization, was similar in all analysed cases, with the same characteristic maxima in several frequency bands.

The quantitative assessment of investigations was not yet possible. However, one can suppose, that the vibration acceleration values measured by means of the A3R converter between the operator's hand and the vibration source surface will be, as a general rule, higher than the value, measured by means of the „standard” set. Anyway, this should be expected, because the „standard” set does not measure the vibrations, penetrating from the source to the operator's hands, but the vibrations, which characterize the source.

The performed investigations confirmed the possibility to work out the method of vibration measurement at the contact point of human hands with the vibration source. The obtained results should constitute the starting point for future investigations concerning the formulation of the working version of the measuring method, with the use of the described method of vibration converter localization.

Do grupy fizycznych czynników środowiska pracy, mających istotne znaczenie dla zdrowia, a także psychofizycznego komfortu odczuwanego przez człowieka, należą **czynniki wibroakustyczne**, do których poza **hałasem** zalicza się również **drgania mechaniczne**. Pod względem dróg przenikania drgań do organizmu człowieka, rozróżnia się dwie ich odmiany: drgania przenoszone do organizmu człowieka jako całości oraz drgania przenoszone do kończyn górnych, zazwyczaj poprzez ręce.

Stan i rozmiary oddziaływania drgań mechanicznych na organizm człowieka mogą być określone na podstawie dokładnego opisu tego procesu. Opis taki jest możliwy, a jego wyniki mogą zostać uznane za wiarygodne wtedy, gdy istnieją skodyfikowane odpowiednie metody badań drgań, możliwe do zastosowania w warunkach środowiska pracy.

W kraju stosowane są obecnie metody pomiaru i szacowania stanu działania drgań na człowieka w środowisku pracy, określone w normach: PN-91/N-01352 [14], PN-91/N-01353 [15], PN-91/N-01354 [16], które jednak **od połowy grudnia 1998 roku** nie mają statusu powszechnie obowiązujących aktów prawnych zgodnie z rozporządzeniem MPiPS [20]. Mimo tego, dokumenty te stanowią istotny element systemu ochrony człowieka przed działaniem drgań. Trudno bowiem wyobrazić sobie sytuację, gdy metody badań nie są regulowane przez przepisy ujęte na przykład w postaci norm, nawet jeżeli te przepisy nie obowiązują z mocy prawa. W związku ze zmianą w 1999 roku tzw. Najwyższego Dopuszczalnego Natężenia, między innymi w zakresie drgań mechanicznych [21], zaistniała konieczność nowelizacji wspomnianych wyżej norm. Nie doszło jednak do tego, natomiast opublikowano procedurę badania drgań w środowisku pracy [12], stanowiącą swego rodzaju poradnik, którego stosowanie nie jest obowiązkowe.

Przegląd wybranych publikacji, z zakresu różnych aspektów działania na człowieka drgań przenoszonych do rąk, wykazał znaczną ewolucję poglądów, dotyczących ich pomiarów i oszacowania [1–7, 11, 13, 19, 23–35]. Większość tych poglądów znalazło wyraz w znowelizowanych międzynarodowych dokumentach legislacyjnych: ISO 5349-1 i ISO 5349-2 ustanowionych w 2001 roku [8, 9]. Postanowienia tych dokumentów, w znacznym stopniu uszczegółowione, zostały również uwzględnione w krajowej wersji normy w tym zakresie. Prace zostały jednak zakończone na etapie jej projektu roboczego [17]².

GENEZA TEMATYKI BADAWCZEJ

Podstawowym wymaganiem w pomiarach drgań przenoszonych do rąk, od których w znacznym stopniu zależy wiarygodność uzyskiwanych wyników, jest lokalizacja miejsca pomiaru i związane z nim: sposób mocowania przetworników drgań oraz wybór odpowiedniego układu odniesienia.

W normie PN-91/N-01352 [14] lokalizację miejsca pomiaru określono w następujący sposób: „Przy pomiarze drgań oddziałujących na organizm człowieka poprzez kończyny górne, punkty pomiarowe należy lokalizować we wszystkich miejscach rzeczywistego kontaktu dłoni człowieka z narzędziem ręcznym, uchwytem, elementem sterowania itp., będącym źródłem drgań. Dopuszcza się przesunięcie lokalizacji punktu pomiarowego z miejsca przekazywania drgań do organizmu człowieka do miejsca, w którym wartość mierzzonego parametru różni się nie więcej niż o 10% od wartości tego parametru w miejscu kontaktu”.

² Dokumenty ISO 5349-1:2001 i ISO 5349-2:2001 zostały przyjęte jako normy europejskie EN-ISO-1:2001, EN-ISO-2:2001, które zgodnie z propozycją PKN mają zostać przyjęte jako normy PN w wersji oryginalnej, bez tłumaczenia.

W znowelizowanym dokumencie ISO [8] oraz krajowym opracowaniu [17] postuluje się wykonywanie pomiarów zgodnie z „(...) biodynamicznym układem odniesienia (związanym z budową ręki) w miejscu uchwycenia przez człowieka źródła drgań, np. narzędzia, obrabianego elementu, urządzeń sterowniczych maszyn, środków transportu (...)”, co jest w zasadzie tożsame z postanowieniem cytowanej powyżej normy z 1991 roku.

W obydwu przypadkach chodzi o zlokalizowanie miejsca pomiaru, a co za tym idzie, przetwornika drgań, między wewnętrzną powierzchnią ręki pracownika, trzymającej na przykład narzędzie a drgającą powierzchnią uchwytu lub obudowy. Powyższemu postulatowi nadano jednak bardzo ogólnikową formę, uniemożliwiającą w zasadzie jego praktyczne wdrożenie, a zatem jest to przepis trudny do stosowania. Równocześnie w literaturze przedmiotu, jak i we wspomnianych powyżej dokumentach podkreśla się, że postulowane miejsce pomiaru należy do podstawowych, a wszystkie inne, w których obecnie wykonuje się pomiary, są jedynie dopuszczalne i mają charakter zastępczy.

Powyższe ustalenia pozwoliły na sformułowanie wniosku, że istnieje ogólne wskazanie właściwego miejsca pomiaru, brak natomiast jakichkolwiek bardziej szczegółowych wskazań metodycznych w tym zakresie. Nie ulega jednak wątpliwości, że ze względów dosyć oczywistych, realizacja postulowanej lokalizacji miejsca pomiaru jest możliwa jedynie wtedy, gdy są dostępne przetworniki drgań o specjalnej konstrukcji ich obudowy.

PRZEDMIOT I CEL BADAŃ

Wnioski z przytoczonych powyżej rozważań oraz pojawienie się realnej możliwości uzyskania przetwornika drgań o odpowiednich właściwościach, spełniających wymagania sformułowane w pracy [18], skłoniły autorów do podjęcia badań, które dotyczyły **wykonywania pomiarów parametrów drgań w miejscu ich wnikania do ręki**. Ze względu na brak jakichkolwiek doniesień literaturowych na ten temat postanowiono na wstępie przeprowadzić badania o charakterze sondażowym, których celem była weryfikacja tezy, że **istnieje możliwość wykonywania pomiarów parametrów drgań przenoszonych do ręki w miejscu jej bezpośredniego kontaktu ze źródłem tych drgań**.

REALIZACJA BADAŃ

Zakres badań

Badania, jak zaznaczono powyżej, o charakterze sondażowym, obejmowały swym zakresem porównanie dwóch sposobów mocowania:

- przetworników nowej konstrukcji, umożliwiającej mocowanie do ręki,
- zestawu „standard”, stosowanego aktualnie.

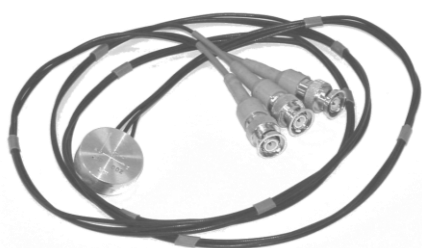
Przeprowadzone zostały dla dwu rodzajów źródeł drgań obsługiwanych przez kilka osób. Wyniki porównania miały potwierdzić bądź wykluczyć sformułowaną powyżej tezę.

Przetworniki drgań

W badaniach wykorzystano prototyp trójosiowego, piezoelektrycznego przetwornika drgań, oznaczonego roboczym symbolem A3R. Jego obudowa, to stalowy, spłaszczony walec, o zewnętrznych wymiarach:

- wysokość cylindra – 10,8 mm,
- średnica – 30 mm,

które, jak twierdzą konstruktorzy z firmy EMSON-MAT w Krakowie, są najmniejsze z możliwych, biorąc pod uwagę aktualne możliwości techniczne (fot. 1). Zgodnie z ich intencjami przetwornik ten ma umożliwiać pomiar parametrów drgań pomiędzy ręką a powierzchnią źródła drgań. Z tego względu został umieszczony w specjalnej, skórzanej opasce, która służy do mocowania go do wewnętrznej powierzchni ręki (fot. 2).



Fot. 1. Ogólny widok prototypu przetwornika typu A3R

Phot. 1. General view of converter prototype, A3R type



Fot. 2. Zamocowanie przetwornika typu A3R do wewnętrznej strony ręki

Phot. 2. Converter of A3R type mounted to internal hand side

Model przetwornika przeszedł wstępne badania laboratoryjne, które wykazały że konstrukcja spełnia wymagania metrologiczne [22].

Jako zestaw „standardowy” wykorzystano trzy jednoosiowe, piezoelektryczne przetworniki drgań typu PD-1, zamocowane połączeniami śrubowymi, poprzez filtry mechaniczne, do sześcienniej stalowej kostki pomiarowej przyspawanej do obejm, służącej do zamocowania zestawu do uchwytu lub rękojeści narzędzia, maszyny.

Źródła drgań

W badaniach wykorzystano dwa źródła drgań:

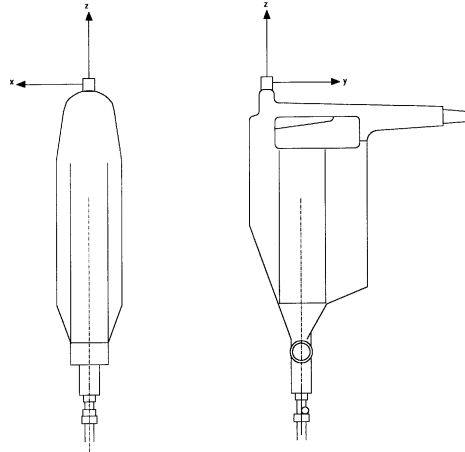
- wiertarkę udarową o napędzie elektrycznym, typu GBH7DE, produkcji firmy Bosch, o mocy 1150 W z wiertłem SDS o średnicy 32 mm,
- samojedzną wibracyjną zagęszczarkę płytową, typu ZGS-20, produkcji P.I-T „Project”, o mocy 4 kW przy 3600 obr./min, sterowaną przez operatora za pomocą kierownicy.

Sposób mocowania przetworników drgań

Zestaw „standard” zamocowano za pomocą obejm do rękojeści wiertarki oraz poziomej części kierownicy zagęszczarki w bezpośrednim sąsiedztwie ręki osoby

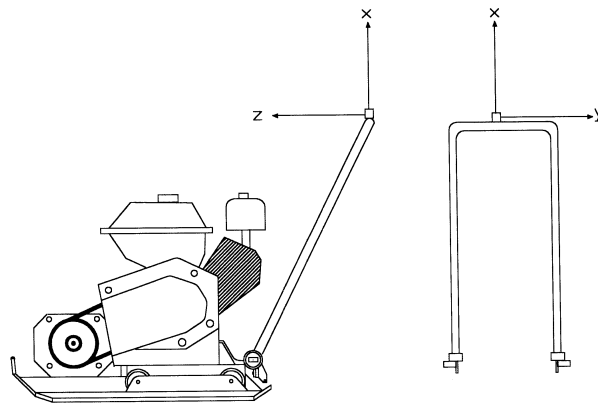
obsługującej te urządzenia. W ten sposób tworzył on ze źródłem nierozłączną całość. Poszczególne przetworniki zorientowano według basicentrycznego układu odniesienia:

- **wiertarka** (rys. 1): oś x – prostopadle do osi rękojeści i płaszczyzny yz, oś y – równoległa do osi rękojeści, oś z – równoległa do osi narzędzia, prostopadle do płaszczyzny xy;
- **zagęszczarka** (rys. 2): oś x – prostopadła, w płaszczyźnie poziomej do osi poziomej części kierownicy, oś y – równoległa do osi poziomej części kierownicy, oś z – prostopadła, w płaszczyźnie pionowej, do osi poziomej części kierownicy.



Rys. 1. Basicentryczny układ odniesienia przy pomiarach drgań zestawem „standard” na rękojeści wiertarki GBH7DE

Fig. 1. Basicentric reference system when measuring vibrations by means of “standard” set on GBH7DE drill handle



Rys. 2. Basicentryczny układ odniesienia przy pomiarach drgań zestawem „standard” na kierownicy zagęszczarki ZGS20

Fig. 2. Basicentric reference system when measuring vibrations by means of “standard” set on ZGS20 thickener steering element

Przetwornik A3R mocowano do wewnętrznej powierzchni prawej ręki osoby obsługującej wiertarkę bądź zagęszczarkę, wykorzystując do tego celu opaskę pomiarową (fot. 2). Osie przetwornika zorientowano zgodnie z biodynamicznym, ruchomym układem odniesienia, związanym z budową anatomiczną ręki [10]. Różnice pomiędzy orientacjami osi według obydwu układów, spełniały wymagania dokumentu ISO 5349-1:2000 [8].

Warunki badań

Badania przeprowadzono w warunkach laboratoryjnych, na specjalnych stanowiskach, podczas pracy zarówno wiertarki, jak i zagęszczarki, pod obciążeniem.

Wiertarkę w czasie badań obsługiwały cztery osoby, które wykonywały odwierty głębokości od 30 do 50 mm w betonowych płytach o grubości około 100 mm, stosując dwie pozycje wiertarki:

- praca w pozycji pionowej – brak siły nacisku osoby obsługującej, występowały jedynie siły zacisku rąk na rękojeści (prawa ręka) i uchwycie (lewa ręka),
- praca w pozycji ukośnej – wiertarka swoją masą obciążała ręce osoby obsługującej, występowała siła nacisku i siły zacisku.

Badania drgań zagęszczarki przeprowadzono w czasie normalnej jej eksploatacji podczas zagęszczania suchego piasku na specjalnym stanowisku badawczym. Kierunek ruchu maszynie nadawał operator za pomocą kierownicy utrzymywanej w jej poziomej części dwiema rękami.

Metoda pomiaru. Mierzone wielkości. Aparatura

W badaniach stosowano metodę pośredniego pomiaru **wartości skutecznej przyspieszenia drgań** w pasmach 1/3-oktawowych o częstotliwościach środkowych od 6,3 do 1250 Hz. Pomiar polegał na magnetycznej rejestracji sygnału przyspieszenia drgań w miejscu pracy źródła i jego analizie widmowej, prowadzonej w warunkach laboratoryjnych. Wykonano po trzy oddzielne rejestracje dla każdego operatora.

Czas zapisu badanego sygnału dla danego źródła, każdej operacji technologicznej i każdego operatora był podobny i tak dobrany, aby zapewnić możliwość uchwycenia wszystkich istotnych faz zmienności tego sygnału.

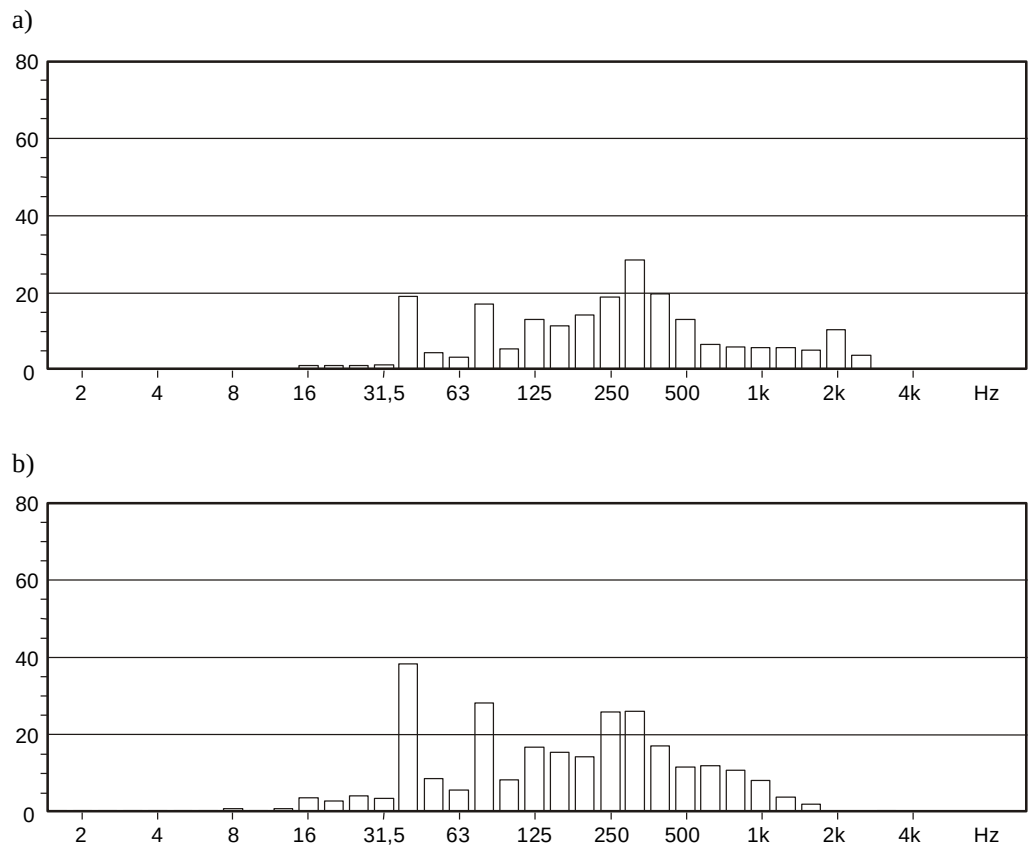
W badaniach, poza wymienionymi już powyżej przetwornikami drgań, w części pomiarowo-rejestrującej zastosowano magnetofon pomiarowy, typu 7005, firmy Brüel and Kjaer, wyposażony w panele pomiarowe, typu Vibration Unit ZN 0060. Natomiast w części analizującej – analizator widmowy, typu 2133, firmy Brüel and Kjaer oraz rejestrator XY, typu 2319, firmy Brüel and Kjaer.

WYNIKI BADAŃ

Wynikiem badań były widma 1/3-oktawowe wartości skutecznej przyspieszenia drgań w zakresie częstotliwości od 6,3 do 1250 Hz, dla:

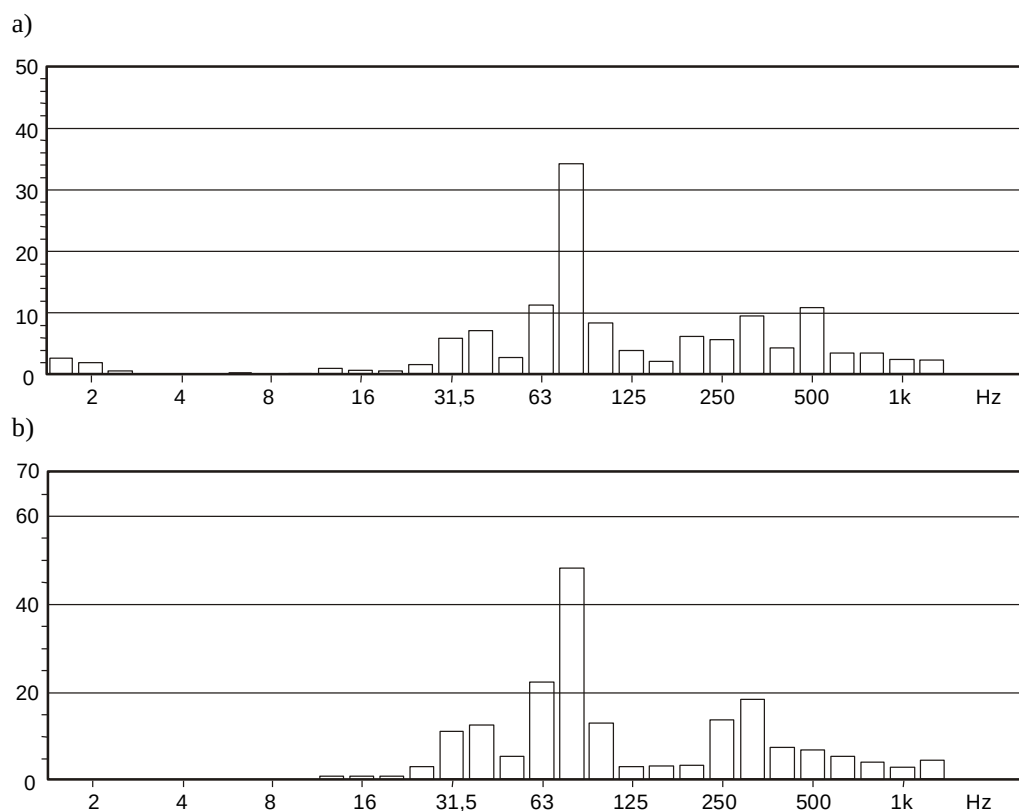
- **wiertarki pracującej bez obciążenia w pozycji pionowej**, obsługiwanej przez jednego operatora; zmierzone zestawem „standard” oraz przetwornikiem A3R dla osi x, y, z;

- **wiertarki pracującej pod obciążeniem w pozycji pionowej**, obsługiwanej przez trzech operatorów; zmierzone zestawem „standard” oraz przetwornikiem A3R dla osi x, y, z;
 - **wiertarki pracującej pod obciążeniem w pozycji ukośnej**, obsługiwanej przez jednego operatora; zmierzone zestawem „standard” oraz przetwornikiem A3R dla osi x, y, z;
 - **zagęszczarki pracującej pod obciążeniem**, obsługiwanej przez jednego operatora; zmierzone zestawem „standard” oraz przetwornikiem A3R dla osi x, y, z,
- powstałe z uśrednienia trzech widm, uzyskanych w każdym przypadku dla poszczególnych rejestracji, wykonanych w kierunku każdej osi układu odniesienia. Spośród wymienionego zbioru widm na rysunkach 3 i 4 przedstawiono za [18] porównanie wybranych przebiegów wartości skutecznej przyspieszenia drgań wiertarki oraz zagęszczarki, zmierzone zestawem „standard” i przetwornikiem A3R.



Rys. 3. Widmo przyspieszenia drgań wiertarki GBH7DE pracującej pod obciążeniem w pozycji ukośnej – oś z: a – zestaw „standard”, b – przetwornik typu A3R

Fig. 3. Vibration acceleration spectrum of GBH7DE drill working under load in oblique position – axis z: a – „standard” set, b – converter of A3R type



Rys. 4. Widmo drgań kierownicy zagęszczarki ZDS-20 pracującej pod obciążeniem – oś z: a – zestaw „standard”, b – przetwornik typu A3R

Fig. 4. Vibration spectrum of steering element of ZDS-20 thickener working under load – axis z: a – „standard” set, b – converter of A3R type

Wynik badań stanowiły również opinie osób, spełniających rolę operatorów źródeł drgań, na temat możliwości ich właściwej obsługi w sytuacji, gdy do jednej z rąk był zamocowany przetwornik A3R. Wszystkie osoby, biorące udział w badaniach stwierdziły, że zamocowanie przetwornika na rękę nie przeszkadzało w istotny sposób w obsłudze narzędzia czy maszyny. Należy jednak zwrócić uwagę na fakt, iż opinię powyższą wyraziły osoby, które znały i akceptowały cel, w jakim były prowadzone badania.

OCENA WYNIKÓW BADAŃ

Kryteria i metoda oceny

Podstawę oceny możliwości wykonania pomiarów drgań w miejscu kontaktu ręki z powierzchnią, na przykład drgającego narzędzia, powinny stanowić wyniki badań, których przedmiotem był nowy sposób lokalizacji miejsca pomiaru oraz odpowiednie kryteria.

Wyniki badań były znane, natomiast istotny problem stanowiło sformułowanie kryteriów oceny. Z analizy literatury przedmiotu wynika bowiem, że **właściwe**, żeby nie powiedzieć **wzorcowe** miejsce pomiaru znajduje się pomiędzy ręką operatora a powierzchnią obsługiwanego przez niego źródła drgań. Tyle tylko, że to stwierdzenie, jak już zaznaczono powyżej, miało dotychczas znaczenie czysto teoretyczne. Znaczenie praktyczne miał i nadal ma, sposób **jedynie dopuszczany do stosowania**, polegający na lokowaniu przetwornika poza obszarem kontaktu rąk człowieka ze źródłem drgań, ale w jego sąsiedztwie, możliwie bezpośrednim.

W tej sytuacji, z konieczności, podjęto decyzję wykonania oceny „wzorcowej” lokalizacji miejsca pomiaru w doniesieniu do sposobu „zastępczego”. Za kryterium oceny przyjęto zatem **wyniki badań uzyskane przy zastosowaniu zestawu „standard”**, zlokalizowanego w bezpośrednim sąsiedztwie rąk operatora. Metoda oceny polegała więc na porównawczej analizie kształtu widm przyspieszenia drgań, stanowiących wyniki pomiarów wykonanych dla dwu sposobów lokalizacji przetworników drgań na poszczególnych źródłach drgań. Z tego względu ocena miała więc **charakter jakościowy**.

Wyniki oceny

WIERTARKA GBH7DE

Widma przyspieszenia drgań rękojeści wiertarki pracującej pod obciążeniem w pozycji pionowej i ukośnej, mierzone zestawem „standard” i przetwornikiem typu A3R, charakteryzują się podobnym przebiegiem dla poszczególnych osi przyjętego układu odniesienia oraz osób obsługujących narzędzie w czasie badań. Charakterystyczne składowe występują w przypadku obydwu widm w pasmach o częstotliwościach środkowych:

- oś x: 40 Hz, 80 Hz, 125 Hz, 250 Hz,
- oś y: 40 Hz, 80 Hz, 125 Hz,
- oś z: 40 Hz, 80 Hz, 125 Hz, 250 Hz.

ZAGĘSZCZARKA

Widma przyspieszenia drgań kierownicy zagęszczarki pracującej pod obciążeniem, mierzone zestawem „standard” oraz przetwornikiem A3R, charakteryzują się zbliżonym przebiegiem w przyjętym zakresie częstotliwości. Charakterystyczne składowe występują w przypadku obydwu widm, w tych samych pasmach o częstotliwościach środkowych:

- oś x: 40 Hz, 80 Hz, 500 Hz,
- oś y: 40 Hz, 80 Hz, 315 Hz,
- oś z: 80 Hz, 315 Hz, 500 Hz.

Ocena ilościowa w tej fazie i dla tego rodzaju badań nie była jeszcze możliwa. Można jednak przypuszczać, że wartości przyspieszenia drgań, mierzone przetwornikiem A3R, pomiędzy ręką operatora a powierzchnią źródła drgań, są z reguły nieco wyższe od wartości zmierzonych zestawem „standard”. Można tego było oczekiwać chociażby ze względu na fakt, iż wykonując pomiary drgań obok ręki

operatora za pomocą przetwornika zamocowanego na przykład do narzędzia z wykorzystaniem obejm, mierzy się drgania źródła, a nie drgania wnikać do ręki, utrzymującej to źródło.

ZAKOŃCZENIE

Zalecany zarówno w międzynarodowych, jak i krajowych dokumentach normalizacyjnych, sposób pomiaru drgań przenoszonych do ręki w miejscu jej kontaktu ze źródłem, jakkolwiek uważany za najwłaściwszy, nie był stosowany w praktyce i jako taki, należał do kategorii stwierdzeń czysto teoretycznych, co pociągało za sobą brak jakichkolwiek publikacji z tego zakresu. Jedną z głównych przyczyn takiego stanu rzeczy był brak odpowiednich dla tego sposobu pomiaru przetworników drgań.

Podjęcie badań nad nowym sposobem pomiaru drgań stało się możliwe, w chwili skonstruowania prototypu przetwornika typu A3R, spełniającego określone wymagania metrologiczne, i co ważne, wymagania użytkowe.

Przeprowadzone badania porównawcze dwóch sposobów lokalizacji miejsc pomiaru drgań wykazały, że widma przyspieszenia drgań uzyskane z zastosowaniem nowego sposobu pomiaru są porównywalne pod względem jakościowym, tzn. mają podobny przebieg, jak widma odniesienia, które przyjęto za kryterium oceny. Pozwala to na stwierdzenie, że istnieje praktyczna możliwość pomiaru drgań przenoszonych do rąk w miejscu ich kontaktu z powierzchnią narzędzia, obrabianego elementu, urządzeń sterowniczych itp.

Należy jednak podkreślić, że przeprowadzone badania miały charakter badań wstępnych, a zatem taki sam charakter mają uzyskane wyniki. Rokują one jednak duże nadzieje i zachęcają do dalszych badań, których celem byłoby opracowanie jednoznacznie i dobrze uzasadnionej metody pomiaru drgań przenoszonych do rąk.

Literatura

1. Dupuis H., Christ E., Sandover J., Taylor W., Okada A.: Proceedings of the 6th International Conference on Hand-Arm, Bonn, 1992. Sankt Augustin, Germany, HVBG 1993.
2. Griffin M.J.: *Handbook of human vibration*. London, Academic Press 1990.
3. Griffin M.J.: *Measurement, evaluation and assessment of occupational exposure to hand-transmitted vibration*. Occupational and Environmental Medicine, 54, No 2, 1997, s. 73-89.
4. Harazin B.: *Narażenie na wibracje wybranych grup operatorów narzędzi ręcznych*. Bezpieczeństwo Pracy. Nauka i Praktyka 1997 nr 9.
5. Harazin B., Langauer-Lewowicka H.: *Drgania o oddziaływaniu miejscowym i wstrząsy mechaniczne – higieniczna charakterystyka i lekarska ocena narażonych pracowników*. Medycyna Pracy 1992 nr 3, s. 191-197.
6. Harazin B., Langauer-Lewowicka H.: *Ryzyko pojawienia się zespołu wibracyjnego u operatorów narzędzi drgających*. Bezpieczeństwo Pracy. Nauka i Praktyka 1993 nr 3.
7. Harazin B., Szłapa P.: *Measurement of coupling forces applied to vibration tools in industry*. Proceedings 34th Meeting of the UK Group on Human Response to Vibration, 22-14 September 1999, Dunton Essex, England.

8. ISO 5349:2001 Mechanical vibration – Measurement and evaluation of human exposure to hand-transmitted vibration. Part 1: General guidelines.
9. ISO 5349:2001 Mechanical vibration – Measurement and evaluation of human exposure to hand-transmitted vibration. Part 2: Practical guidance for measurement in the workplaces.
10. ISO 8727:1997 Mechanical vibrations and shock – Human exposure – Biodynamic coordinate systems.
11. Koton J.: *Jak oceniać i interpretować wyniki pomiarów drgań mechanicznych na stanowiskach pracy*. Bezpieczeństwo Pracy. Nauka i Praktyka 1996 nr 10.
12. Koton J., Szopa J.: *Drgania mechaniczne. Procedura badania drgań na stanowiskach pracy*. Podstawy i Metody Oceny Środowiska Pracy, R. XVII nr 1927. Warszawa, CIOP, 2001, s. 213-223.
13. Majewski M., Sałata W., Dobry M.: *Problemy pomiarów normowych drgań młotków pneumatycznych*. Wibroakustyka, Kraków, AGH 1979, z. 6 s. 52-57.
14. Norma PN-91/N-01352 Drgania. Zasady wykonywania pomiarów na stanowiskach pracy.
15. Norma PN-91/N-01353 Drgania. Dopuszczalne wartości przyspieszenia drgań oddziałujących na organizm człowieka przez kończyny górne i metody oceny narażenia.
16. Norma PN-91/N-01354 Drgania. Dopuszczalne wartości przyspieszenia drgań oddziałujących ogólnie na organizm człowieka i metody oceny narażenia.
17. Praca zbiorowa: *Opracowanie metod pomiaru i oceny drgań przenoszonych do organizmu człowieka przez kończyny górne wraz z metodami oceny narażenia – projekt roboczy PN i instrukcja metodyczna*. Pod kier. W. Mrukwy. Katowice-Warszawa, GIG-CIOP 1999 (niepublikowana, wykonana w ramach SPR 1).
18. Praca zbiorowa: *Ocena możliwości pomiaru drgań przenoszonych do rąk w miejscu ich kontaktu z urządzeniem*. Pod kier. W. Mrukwy. Prace statutowe GIG. Katowice 2001 (niepublikowana, dostępna w archiwum GIG).
19. Reynolds D.D., Angevine E.N.: *Hand-arm vibration. Part III: Subjective response characteristics of individual to hand-vibration*. Journal of Sound and Vibration 1977 Vol. 51(2) s. 267-282.
20. Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Socjalnej z dnia 1 grudnia 1998 r. w sprawie wprowadzenia obowiązku stosowania niektórych Polskich Norm, dotyczących bezpieczeństwa i higieny pracy (Dz.U. nr 145, poz. 974).
21. Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 2 stycznia 2001 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy (Dz.U. nr 4, poz. 36).
22. Staniek A., Ziętek T.: *Nowy sposób pomiaru drgań przenoszonych do ręki*. Materiały XXVIII Zimowej Szkoły Zwalczenia Zagrożeń Wibroakustycznych, Wisła 28.02-3.03.2000 r. Gliwice, PTA Oddział Górnośląski 2000, s. 365.
23. Taylor W., Brammer A.J.: *Vibration effects on the hand and arm in industry: An introduction and review*. Published: Jon Wiley and Son, 1982.
24. Wasserman D.E.: *Human Vibration Standards*. Sound and Vibration 1991, vol. 25 No 7, s. 30-32.
25. Ziegler S.E.: *Hand-Arm Vibration*. Appl. Occup. Environ. Hyg. 1990 Vol. 7.

Recenzent: doc. dr hab. Kazimierz Lebecki

Józef Knechtel

WPLYW ZMNIEJSZENIA INTENSYWNOŚCI PRZEWIETRZANIA ODDZIAŁU W OKRESIE PRZERWY W WYDOBYCIU NA TEMPERATURĘ POWIETRZA W ODDZIALE PO WZNOWIENIU WYDOBYCIA

Streszczenie

Przeprowadzono rozważania dotyczące teoretycznej kopalni miedzi o pięciu rejonach wydobywczych (po 3000 t/d), odległych o 3 km od szybów wdechowych. Kopalnia ma trzy szyby wydechowe (wentylacyjne), przez które płynie po 1000 m³/s powietrza. Przy każdym z nich znajduje się stacja wentylatorów głównych o mocy 4,3 MW. Założono, że istnieje możliwość takiej regulacji parametrów punktów pracy wentylatorów głównych, aby do oddziałów wydobywczych w okresie wstrzymania wydobywania dopływało: 5, 10, 20, 50 lub 100% tej ilości powietrza, która płynie podczas normalnego wydobywania.

Wykonano symulacyjne obliczenia przewidywanej temperatury powietrza w okresie wstrzymania wydobywania, przy intensywnościach przewietrzania oddziału: 5, 10, 20, 50 lub 100 m³/s oraz prognozowanej temperatury powietrza w okresie wznowienia wydobywania po jednodniowej przerwie. Dla okresu wydobywania przyjęto intensywność przewietrzania oddziału równą 100 m³/s, a podczas przerwy w wydobywaniu odpowiednio mniejszą.

Z kolei przeanalizowano wpływ zmniejszenia intensywności przewietrzania oddziału w okresie przerwy w wydobywaniu na temperaturę powietrza w oddziale po wznowieniu wydobywania. Stwierdzono, że mniejsza intensywność przewietrzania oddziału w okresie wstrzymania wydobywania wpływa na wyższą temperaturę powietrza w oddziale po wznowieniu wydobywania. Aby uzyskać parametry powietrza takie same jak przy pełnym przewietrzaniu w czasie wstrzymania wydobywania, trzeba zainstalować dodatkową moc chłodniczą. Równocześnie zmniejszenie intensywności przewietrzania pociąga za sobą zmniejszenie kosztów wentylacji. Wykazano, że dla konkretnego przypadku istnieje taka ilość powietrza, przy której łączne nakłady na wentylację i klimatyzację będą najmniejsze, przy zachowaniu prawidłowych warunków klimatycznych w miejscu pracy.

The influence of diminishing of ventilation intensity in mining sections during idle periods on air temperature after production restart

Abstract

A model of a copper mine is considered, having five mining sections, each producing 3000 metric tons of ore per day and situated 3 km away from downcast shafts. There are also three upcast shafts, each of them having a 4.3 MW fan station, with airflow of 1000 m³/s. It is assumed that operation parameters of the fans, and in consequence ventilation intensity in mining sections can be easily adjusted; in this paper we consider the following levels of ventilation intensity in mining sections during idle periods, 5%, 10%, 20%, 50% and 100% of the level at the normal mining activity phase. The assumed ventilation intensity in normal conditions was 100 m³/s and the period of the ventilation halt was 1 day. Calculations of predicted value of temperature of air ventilating mining sections during idle periods and after resuming of production were performed for the following values of airflow: 5 m³/s, 10 m³/s, 20 m³/s and 50 m³/s.

On this basis the influence of diminishing of intensity ventilation on air temperature level after production restart was analyzed. It has been found the lower is the ventilation intensity of a mining section during idle periods (on Sundays) the higher is the air temperature after resuming of exploitation.

In order to compensate for that temperature increase some additional cooling power has to be installed. On the other hand low intensity of ventilation during Sundays results in decreased ventilation cost. It has been demonstrated that for each considered case there is the optimum value of ventilation intensity that secure air parameters required by mining regulation and for which the combined cost of ventilation and air conditioning is minimal.

1. WSTĘP

W głębokich kopalniach węgla i rud panują trudne warunki klimatyczne. Pomimo stosowania intensywnej wentylacji i urządzeń chłodniczych, niejednokrotnie temperatura powietrza mierzona termometrem suchym jest wyższa od 28°C, a czasem dochodzi nawet do 33°C [2, 7, 8]. Na wentylację i klimatyzację kopalń przeznacza się ogromne sumy pieniędzy. Toteż służby wentylacyjne kopalń starają się należycie je wykorzystać. W miejscu pracy górników muszą być zapewnione, zgodne z obowiązującymi przepisami górniczymi [6], prawidłowe warunki klimatyczne. Z uwagi na duże ilości ciepła jakie wydzielają się w wyrobiskach podczas normalnej pracy, temperatura powietrza w nich jest dużo wyższa w porównaniu z temperaturą w czasie przerw w wydobywaniu (jest praktycznie tylko funkcją temperatury pierwotnej skał). W kopalniach miedzi służby wentylacyjne doszły do wniosku, że nie ma potrzeby stosowania intensywnej wentylacji podczas przerw w wydobywaniu, kiedy w oddziale nie ma ludzi. Zachodzi natomiast pytanie, jaki będzie wpływ zmniejszenia intensywności przewietrzania oddziału podczas przerwy w wydobywaniu na temperaturę powietrza w oddziale po jego wznowieniu.

Zagadnienie to w niniejszym opracowaniu przeanalizowano na podstawie teoretycznej kopalni miedzi o pięciu rejonach wydobywczych odległych o 3 km od szybów wdechowych. Wydobywanie z każdego rejonu wynosi 3000 t/d. Kopalnia ma trzy szyby wdechowe i trzy szyby wydechowe, przez które przepływa po 1000 m³/s powietrza. Przy każdym z szybów wentylacyjnych zabudowana jest stacja wentylatorów głównych o mocy 4,3 MW. Założono, że istnieje możliwość takiej regulacji parametrów punktów pracy wentylatorów głównych, aby do oddziałów wydobywczych w okresie przerwy w wydobywaniu dopływało po: 5, 10, 20, 50 lub 100% takiej ilości powietrza, jaka płynie podczas normalnego wydobywania.

2. INTENSYWNOŚĆ PRZEWIETRZANIA ODDZIAŁU WYDOBYWCZEGO W CZASIE PRZERWY W WYDOBYWANIU A TEMPERATURA POWIETRZA W ODDZIALE

W celu określenia wpływu zmniejszenia przewietrzania kopalni podczas przerwy w wydobywaniu na temperaturę powietrza w oddziale wykonano badania numeryczne i pomiary dołowe. W rozważaniach teoretycznych skorzystano z metody prognozowania temperatury powietrza opisanej w pracy [3], w której równania ruchu ciepła z górotworu do powietrza w wyrobisku rozwiązuje się metodą różnic skończonych. Do obliczeń przyjęto następujące założenia: temperatura powietrza świeżego wpływającego do oddziału $t_0 = 30^\circ\text{C}$, – temperatura pierwotna skał $t_{pg} =$

42°C, – długość frontu wydobywczego – 360 m, – pole eksploatacyjne ma trzy pasy o łącznej szerokości 70 m, – współczynnik przewodnictwa cieplnego skał $\lambda_q = 2,5$ W/(m·K) [1], – współczynnik wyrównywania temperatury $a_q = 1 \cdot 10^{-6}$ m²/s [1], – obwód wyrobiska $B = 16,8$ m. Dla uproszczenia obliczeń założono, że w rejonie wydobywczym nie pracują urządzenia chłodnicze.

Wykonano 11 wariantów prognoz klimatycznych dla normalnego wydobywania przy pełnym strumieniu objętości powietrza równym 100 m³/s (przy czym moce dodatkowych źródeł ciepła przyjęto zgodnie z wynikami badań W. Turkiewicza i J. Waclawika [7, 8]), 24-godzinnej przerwy w wydobywaniu, przy alternatywnych strumieniach objętości powietrza płynących do oddziału: $\dot{V}_1 = 5$ m³/s, $\dot{V}_2 = 10$ m³/s; $\dot{V}_3 = 20$ m³/s; $\dot{V}_4 = 50$ m³/s; $\dot{V}_5 = 100$ m³/s, a następnie wznowieniu wydobywania po jednodniowej przerwie, przy intensywności przewietrzania $\dot{V} = 100$ m³/s. W obliczeniach uwzględniono różne strumienie objętości powietrza podczas przerwy w wydobywaniu (5, 10, 20, 50 i 100 m³/s).

Wyniki obliczeń podano w tablicy 1 oraz w postaci graficznej na rysunku 1. Stwierdzono, że podczas wydobywania w ciągu tygodnia (nawet przy intensywności przewietrzania równej 100 m³/s), prognozowana temperatura powietrza jest bardzo wysoka i dochodzi do 37°C (jeśli nie zastosuje się urządzeń chłodniczych). Podczas przerwy w wydobywaniu temperatura ta jest dużo niższa (o ponad 5°C przy intensywności przewietrzania równej 100 m³/s i o około 2°C przy intensywności przewietrzania równej 5 m³/s). Temperatura ścian wyrobiska w okresie wydobywania jest nieco wyższa od temperatury powietrza. Podczas przerwy w wydobywaniu jest ona o około 2÷2,5°C wyższa od temperatury powietrza. Po wznowieniu wydobywania prognozowana temperatura powietrza w pobliżu przekroju jego wypływu z oddziału wynosi od 35,4°C (jeśli podczas przerwy w wydobywaniu intensywność przewietrzania oddziału wynosiła 100 m³/s) do 36,5°C (jeśli wspomniana intensywność wynosiła 5 m³/s). Temperatura ścian wyrobiska jest bardziej zróżnicowana. Przy małych intensywnościach przewietrzania podczas przerwy w wydobywaniu jest ona jeszcze wyższa od temperatury powietrza, natomiast przy dużych intensywnościach przewietrzania jest ona niższa od temperatury powietrza. Jest to efekt wychłodzenia skał podczas przerwy w wydobywaniu, przy jednocześnie dużej intensywności przewietrzania. Natomiast wysoka temperatura powietrza wynika głównie z dużych mocy dodatkowych źródeł ciepła (maszyny spalinowe, urządzenia elektryczne). Z tablicy 1 wynika także, że przy intensywności przewietrzania oddziału równej 5 m³/s różnica temperatury powietrza w okresie po wznowieniu wydobywania i w czasie przerwy w wydobywaniu wynosi 1,4°C. Pomiary wykonane przez kopalniane służby wentylacyjne ZG „Rudna” podczas przerwy w wydobywaniu (przy wyłączonych wentylatorach głównych) i po wznowieniu wydobywania wykazały, że wspomniana różnica jest nieco mniejsza.

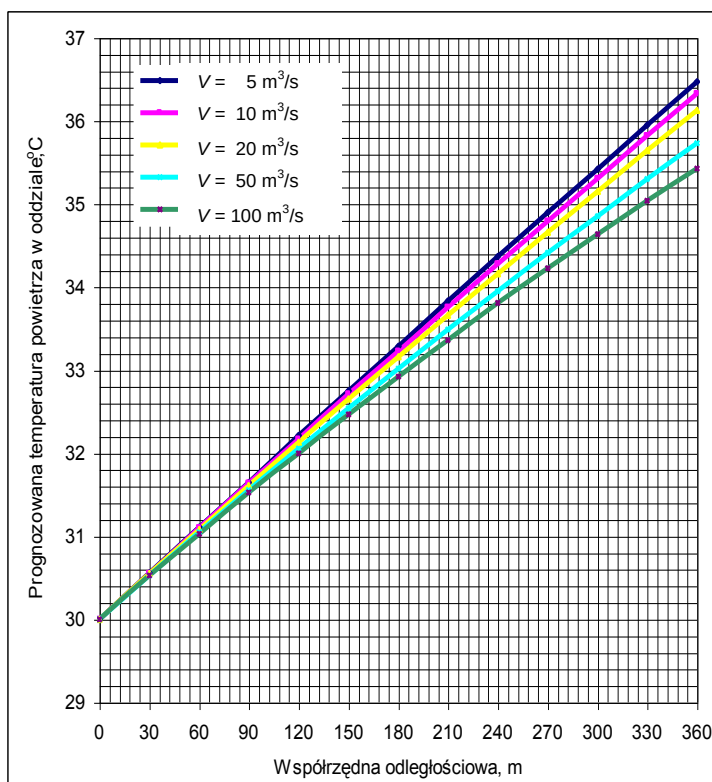
Pomiary temperatury powietrza po wznowieniu wydobywania przedstawiono na rysunku 1. Stwierdzono, że maksymalna różnica temperatury wynosi około 1°C. Dla pośrednich wartości strumieni objętości powietrza wspomniana różnica jest odpowiednio mniejsza. Nadmienić należy, że wykonano również obliczenia

Tablica 1. Przebieg prognozowanej temperatury powietrza – t_w i ociosu – t_s w oddziale wydobywczym w funkcji strumienia objętości powietrza płynącego przez oddział podczas jednodniowej przerwy w wydobywaniu oraz w pierwszym dniu po wznowieniu wydobywania

Współrzędna odległościowa	Okres normalnego wydobywania		Okres jednodniowej przerwy										Okres wznowienia wydobywania po jednodniowej przerwie									
	$V=100 \text{ m}^3/\text{s}$		a		b		c		d		e		a		b		c		d		e	
x, m	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$	$t_w, ^\circ\text{C}$	$t_s, ^\circ\text{C}$
0	30,00	31,30	30,00	31,07	30,00	30,96	30,00	30,83	30,00	30,61	30,00	30,45	30,00	30,67	30,00	30,66	30,00	30,59	30,00	30,46	30,00	30,39
30	30,63	31,86	30,25	31,58	30,19	31,43	30,13	31,24	30,08	30,92	30,05	30,68	30,56	31,19	30,55	31,12	30,55	31,03	30,53	30,87	30,53	30,76
60	31,25	32,42	30,57	32,10	30,44	31,91	30,31	31,67	30,19	31,24	30,12	30,92	31,11	31,71	31,10	31,62	31,08	31,50	31,05	31,28	31,03	31,12
90	31,86	32,96	30,93	32,61	30,73	32,40	30,53	32,10	30,33	31,57	30,21	31,17	31,65	32,23	31,64	32,11	31,61	31,96	31,56	31,69	31,53	31,48
120	32,47	33,51	31,33	33,13	31,06	32,88	30,79	32,54	30,50	31,92	30,32	31,42	32,21	32,75	32,17	32,61	32,13	32,43	32,06	32,093	32,00	31,83
150	33,07	34,04	31,76	33,65	31,42	33,38	31,07	32,99	30,68	32,27	30,44	31,69	32,75	33,26	32,71	33,11	32,65	32,89	32,54	32,50	32,47	32,18
180	33,66	34,57	32,20	34,16	31,81	33,87	31,38	33,44	30,89	32,63	30,58	31,97	33,29	33,77	33,23	33,60	33,16	33,36	33,02	32,90	32,92	32,53
210	34,24	35,09	32,67	34,68	32,22	34,36	31,71	33,90	31,12	33,00	30,74	32,25	33,83	34,34	33,76	34,10	33,66	33,82	33,49	33,30	33,36	33,07
240	34,82	35,60	33,14	35,18	32,64	34,86	32,07	34,36	31,37	33,38	30,91	32,54	34,37	34,80	34,28	34,59	34,16	34,29	33,95	33,70	33,81	33,30
270	35,39	36,11	33,63	35,69	33,08	35,35	32,44	34,82	31,64	33,76	31,09	32,84	34,90	35,31	34,79	35,08	34,66	34,75	34,41	34,10	34,23	33,57
300	35,95	36,61	34,11	36,19	33,53	35,84	32,82	35,28	31,92	34,15	31,28	33,14	35,42	35,81	35,31	35,57	35,15	35,21	34,85	34,50	34,64	33,90
330	36,51	37,11	34,60	36,69	33,99	36,32	33,22	35,74	32,22	34,54	31,49	33,45	35,95	36,31	35,82	36,06	35,64	35,68	35,30	34,90	35,04	34,23
360	37,06	37,60	35,10	37,18	34,45	36,81	33,63	36,20	32,52	34,93	31,71	33,76	36,47	36,81	36,33	36,55	36,13	36,13	35,73	35,23	35,43	34,56

Intensywność przewietrzania oddziału podczas przerwy w wydobywaniu: a – $V_1 = 5 \text{ m}^3/\text{s}$; b – $V_2 = 10 \text{ m}^3/\text{s}$; c – $V_3 = 20 \text{ m}^3/\text{s}$; d – $V_4 = 50 \text{ m}^3/\text{s}$;

e – $V_5 = 100 \text{ m}^3/\text{s}$



Rys. 1. Zmiany temperatury powietrza w oddziale wydobywczym po wznowieniu wydobywania w zależności od intensywności przewietrzania podczas przerwy w wydobywaniu

Fig. 1. Changes of air temperature in a mining section after production restart depending on the ventilation intensity during the idle period in the production process

symulacyjne prognozowanej temperatury powietrza w drugim dniu po wznowieniu wydobywania. Okazało się, że po dwóch dniach pełnego przewietrzania nie ma praktycznie różnicy czy podczas przerwy w wydobywaniu intensywność przewietrzania oddziału wynosiła 5 czy 100 m³/s, bowiem różnica temperatury wynosi około 0,2°C. Zasadniczy zatem wpływ zmniejszenia intensywności przewietrzania oddziału w okresie przerwy w wydobywaniu na temperaturę powietrza po wznowieniu wydobywania widoczny jest w ciągu pierwszej doby.

3. EKONOMICZNY ASPEKT ZMNIEJSZENIA INTENSYWNOŚCI PRZEWIETRZANIA ODDZIAŁU PODCZAS PRZERWY W WYDOBYCIU

Wyniki rozważań teoretycznych zamieszczone w poprzednim rozdziale, wskazują, że znaczne zmniejszenie intensywności przewietrzania podczas przerwy w wydobywaniu powoduje wzrost temperatury powietrza po wznowieniu wydobywania o około 1°C w stosunku do temperatury powietrza przy niezmięnionej intensywności przewietrzania. W przypadku intensywności przewietrzania równej 5 m³/s

prognozowana temperatura powietrza po wznowieniu wydobywania wynosi $36,47^{\circ}\text{C}$, a jego stopień zawilżenia (zawartość wilgoci) $0,023\text{ kg pary/kg powietrza suchego}$. Przy niezmienionej intensywności przewietrzania wymieniona temperatura po wznowieniu wydobywania wynosi $35,43^{\circ}\text{C}$, a stopień zawilżenia $0,0217\text{ kg pary/kg powietrza suchego}$. Chcąc doprowadzić parametry powietrza do wartości dopuszczalnej obowiązującymi przepisami należy odprowadzić nadmiar ciepła i wilgoci z powietrza kopalnianego na zewnątrz rejonu. Nadmiar ten jest równy potrzebnej mocy chłodniczej urządzeń klimatycznych. Korzystając z odpowiednich wzorów termodynamiki [5] oraz rozważań zawartych w pracy [9] można stwierdzić, że różnica potrzebnej mocy chłodniczej dla obu przypadków wynosi 553 kW . Z opracowania [4] wynika, że dzienny koszt 1 kW mocy chłodniczej ziębiarki typu DV-290, pracującej ze sprawnością 90% , wynosi $5,48\text{ zł}$. Mnożąc tę wartość przez potrzebną dodatkową moc chłodniczą uzyskuje się dodatkowy koszt klimatyzacji wynoszący 3030 zł . O tyle będzie droższa klimatyzacja oddziału w pierwszym dniu po wznowieniu wydobywania. W drugim dniu po wznowieniu wydobywania już nie potrzeba dodatkowych nakładów na klimatyzację, ponieważ wpływ zmniejszenia intensywności przewietrzania podczas przerwy w wydobywaniu jest pomijalnie mały.

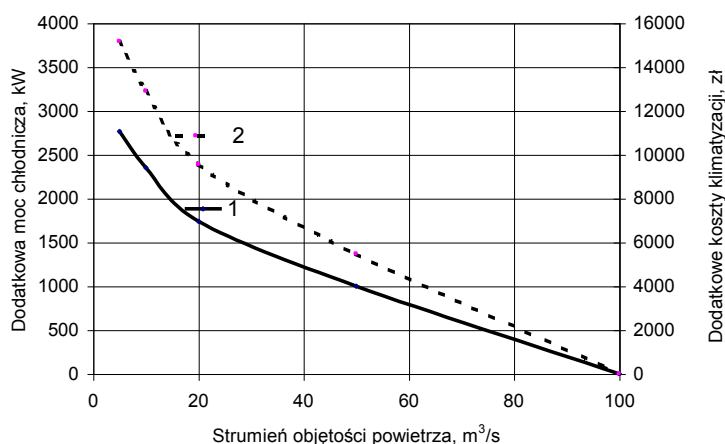
Jeśli w okresie przerwy w wydobywaniu do oddziału popłynie $10\text{ m}^3/\text{s}$ powietrza, wówczas potrzebna dodatkowa moc chłodnicza wyniesie 471 kW , jeśli do oddziału popłynie $20\text{ m}^3/\text{s}$, wymieniona moc wyniesie 348 kW , a jeśli $50\text{ m}^3/\text{s}$ – 200 kW . Prowadząc analogiczne kalkulacje, jak dla strumienia objętości powietrza równego $5\text{ m}^3/\text{s}$, dochodzi się do wniosku, że dobowy koszt dodatkowej mocy chłodniczej wyniesie od 2580 zł przy intensywności przewietrzania $10\text{ m}^3/\text{s}$ do 1096 zł przy intensywności przewietrzania $50\text{ m}^3/\text{s}$. Przy intensywności przewietrzania wynoszącej $100\text{ m}^3/\text{s}$ (czyli takiej jak podczas normalnego wydobywania) nie trzeba będzie ponosić dodatkowych kosztów klimatyzacji.

We wstępie założono, że rozpatrywana teoretyczna kopalnia miedzi ma pięć oddziałów wydobywczych. Zakładając, że w przypadku każdego oddziału należy ponieść dodatkowe koszty na klimatyzację, związane ze zmniejszeniem intensywności przewietrzania w okresie przerwy w wydobywaniu, wówczas wymienione koszty należy pomnożyć przez pięć.

Wpływ intensywności przewietrzania oddziału podczas przerwy w wydobywaniu na potrzebną dodatkową moc chłodniczą i wzrost kosztów klimatyzacji przedstawiono na rysunku 2. W granicznym przypadku, gdy do oddziału dopływa $5\text{ m}^3/\text{s}$ powietrza dodatkowa moc chłodnicza, dla wszystkich oddziałów wynosi prawie 2800 kW . Jest to moc chłodnicza, jaką można uzyskać stosując na przykład dziesięć urządzeń chłodniczych typu DV-290 lub LKM2-290 o nominalnej mocy chłodniczej 289 kW . Oczywiście zakłada się, że sprawność tych urządzeń jest wyższa od 95% . Dodatkowe koszty związane z zapewnieniem takiej mocy chłodniczej wynoszą ponad 15 000 zł dziennie.

Zmniejszenie intensywności przewietrzania w okresie przerwy w wydobywaniu pociąga za sobą dodatkowe koszty na zwiększenie mocy chłodniczej ziębiarek pracujących w oddziałach. Z drugiej jednak strony ograniczenie w tym czasie intensywności przewietrzania powoduje oszczędność energii elektrycznej potrzebnej

na przewietrzanie. Z opracowania [4] wynika, że cena 1 kWh energii elektrycznej w 1999 roku, w zależności od stosowanego napięcia i okresu poboru mocy (całodobowy, szczyt przedpołudniowy, szczyt popołudniowy, poza szczytem) wynosiła od 11,542 do 29,276 groszy. W rozważaniach przyjęto cenę 1 kWh równą 12 groszy.



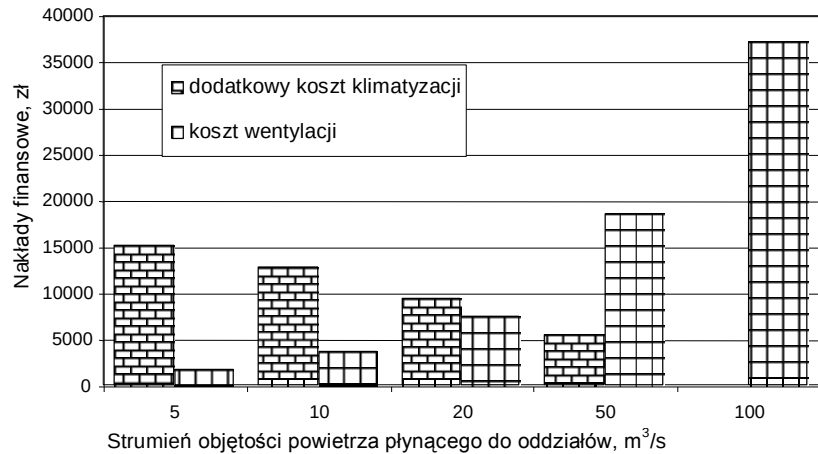
Rys. 2. Wpływ intensywności przewietrzania oddziału na dodatkową moc chłodniczą i wzrost kosztów klimatyzacji: 1 – dodatkowa moc, 2 – dodatkowe koszty

Fig. 2. Influence of ventilation intensity of mining section on additional cooling power and increase of air-conditioning costs: 1 – additional power, 2 – additional costs

Przy pełnej intensywności przewietrzania oddziałów wydobywczych (po 100 m³/s na oddział) do kopalni dopływa 3000 m³/s powietrza świeżego. Wówczas potrzebna moc stacji wentylatorów głównych wynosi (zgodnie z założeniem przyjętym w wstępie) $4,3 \cdot 3 \text{ MW} = 12,9 \text{ MW}$. Mnożąc cenę jednej kilowatogodziny przez łączną moc stacji wentylatorów głównych oraz przez czas przewietrzania uzyskuje się dobowy koszt przewietrzania całej kopalni równy 37 152 zł. Korzystając z przyjętego założenia (w teoretycznej kopalni miedzi o łącznej mocy stacji wentylatorów głównych $N = 12,9 \text{ MW}$ i możliwości płynnej regulacji parametrów punktów pracy wentylatorów), dla intensywności przewietrzania równej 5% wartości maksymalnej, koszt przewietrzania będzie 20 razy mniejszy od kosztu dla maksymalnej intensywności przewietrzania i wyniesie 1857,6 zł. Zatem łączny koszt przewietrzania i koszt dodatkowych nakładów na klimatyzację, w przypadku gdy podczas przerwy w wydobywaniu do oddziału płynie tylko 5 m³/s powietrza wyniesie 1857,6 zł + 3030 zł = 4887,6 zł zamiast 37 152 zł przy intensywności przewietrzania równej 100 m³/s.

Na rysunku 3 w postaci wykresu słupkowego dokonano porównania kosztów wentylacji podczas przerwy w wydobywaniu i dodatkowych nakładów na klimatyzację po wznowieniu wydobywania dla różnych intensywności przewietrzania oddziałów wydobywczych. Wynika z niego, że przy małych intensywnościach przewietrzania dodatkowe nakłady na klimatyzację są wysokie w porównaniu z kosztami wentylacji. W miarę zwiększenia strumienia objętości powietrza płynących do oddziałów maleją

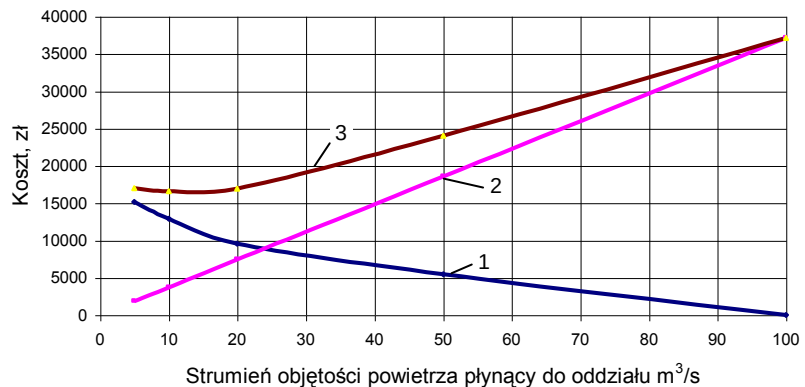
dodatkowe koszty klimatyzacji, a wzrastają koszty wentylacji. Dla maksymalnej intensywności przewietrzania ($\dot{V} = 100 \text{ m}^3/\text{s}$) dodatkowe nakłady na klimatyzację wynoszą zero, a koszt wentylacji jest bardzo wysoki.



Rys. 3. Porównanie kosztów wentylacji podczas przerwy w wydobywaniu i dodatkowych nakładów na klimatyzację po wznowieniu wydobywania dla różnych intensywności przewietrzania oddziałów wydobywczych

Fig. 3. Comparison of ventilation costs during the idle period in the production process and additional outlays for air-conditioning after production restart for different ventilation intensities of mining

Ekonomiczne skutki ograniczenia intensywności przewietrzania podczas przerwy w wydobywaniu dla teoretycznej kopalni miedzi (gdzie istnieje możliwość płynnej regulacji parametrów stacji wentylatorowej) przedstawiono na rysunku 4. Analizując



Rys. 4. Ekonomiczne skutki ograniczenia przewietrzania podczas przerwy w wydobywaniu dla przypadku teoretycznego (gdzie istnieje możliwość płynnej regulacji parametrów stacji wentylatorowej): 1 – dodatkowe nakłady na klimatyzację, 2 – koszty wentylacji, 3 – łączne nakłady

Fig. 4. Economic effects of ventilation limitation during idle periods in the production process for a theoretical case (if there exists the possibility of continuous regulation of fan station parameters): 1 – additional outlays for air-conditioning, 2 – ventilation costs, 3 – total outlays

przebieg linii charakteryzującej łączne nakłady na klimatyzację i wentylację można stwierdzić, że istnieje pewna ilość powietrza doprowadzana do oddziału wydobywczego, przy której te łączne nakłady są najmniejsze. W przedstawionym na rysunku przykładzie minimum kosztów przypada dla $\dot{V} = 15 \text{ m}^3/\text{s}$. Z rysunku wynika, że przy projektowaniu klimatyzacji gorącego oddziału należy uwzględnić zarówno koszty klimatyzacji, jak i przewietrzania.

4. PODSUMOWANIE

W polskich kopalniach miedzi panują bardzo trudne warunki klimatyczne. W celu ich poprawy stosuje się intensywną wentylację oraz urządzenia chłodnicze, co pociąga za sobą znaczne nakłady finansowe. Aby ograniczyć koszty przewietrzania w okresie przerwy w wydobywaniu wyłączane są (na 24 godziny) wentylatory główne. Ruch powietrza w kopalni odbywa się pod wpływem ciągu naturalnego. Przy wyłączonych wentylatorach przez kopalnię płynie od kilkunastu do dwudziestu procent tej ilości powietrza, jaka płynie przy pracujących wentylatorach. Podczas pełnego przewietrzania oddziału w czasie wstrzymania wydobywania ($\dot{V} = 100 \text{ m}^3/\text{s}$) temperatura powietrza po jego wznowieniu będzie o około 1°C niższa od temperatury powietrza w przypadku, gdy intensywność przewietrzania będzie minimalna ($\dot{V} = 5 \text{ m}^3/\text{s}$). Zwiększając intensywność przewietrzania oddziału w okresie przerwy w wydobywaniu można zmniejszyć różnicę temperatury (gdy $\dot{V} = 10 \text{ m}^3/\text{s} - \Delta t = 0,9^\circ\text{C}$; gdy $\dot{V} = 20 \text{ m}^3/\text{s} - \Delta t = 0,7^\circ\text{C}$; gdy $\dot{V} = 50 \text{ m}^3/\text{s} - \Delta t = 0,3^\circ\text{C}$). Wpływ zmniejszenia intensywności przewietrzania oddziału podczas przerwy w wydobywaniu na temperaturę powietrza widoczny jest pierwszego dnia po jego wznowieniu. Następnego dnia wspomniana różnica temperatury wynosi mniej niż $0,2^\circ\text{C}$, a więc jest do pominięcia.

Zmniejszenie intensywności przewietrzania podczas przerw w wydobywaniu wymaga zainstalowania dodatkowej mocy chłodniczej pierwszego dnia po jego wznowieniu, przy czym wymieniony wzrost jest odwrotnie proporcjonalny do strumienia powietrza płynącego do oddziału w czasie przerwy w wydobywaniu. Przy strumieniu objętości powietrza $\dot{V} = 5 \text{ m}^3/\text{s}$, dla uzyskania takich samych warunków klimatycznych po wznowieniu wydobywania jak przy pełnej intensywności przewietrzania, potrzebna dodatkowa moc chłodnicza wynosi około 550 kW na oddział, przy $\dot{V} = 10 \text{ m}^3/\text{s}$ – około 470 kW, a przy $\dot{V} = 50 \text{ m}^3/\text{s}$ – około 200 kW. Instalacja dodatkowej mocy chłodniczej pociąga za sobą dodatkowe koszty. Dla strumienia objętości $\dot{V} = 5 \text{ m}^3/\text{s}$ wymienione dodatkowe koszty wynoszą około 3000 zł na oddział, dla $\dot{V} = 10 \text{ m}^3/\text{s}$ – około 2600 zł, dla $\dot{V} = 50 \text{ m}^3/\text{s}$ – około 1100 zł.

Zmniejszenie intensywności przewietrzania w okresie przerwy w wydobywaniu, oprócz zwiększonych nakładów na klimatyzację związane jest z oszczędnością energii elektrycznej zużywanej na przewietrzanie. Dla przykładu teoretycznego omówionego w pracy, przy pełnej wentylacji kopalni w czasie przerwy w wydobywaniu dobowy koszt przewietrzania wynosi około 37 200 zł, a przy wentylacji o intensywności o 50% mniejszej, wymieniony koszt wynosi około 18 600 zł.

Oceniając skutki zmniejszenia intensywności przewietrzania oddziału trzeba również uwzględnić aspekt ekonomiczny. Sumując dodatkowe koszty na poprawę

klimatyzacji z kosztami wentylacji uzyskuje się taką wartość strumienia objętości powietrza, dla której wymienione nakłady są najmniejsze.

Oczywiście zaproponowane w niniejszym artykule sterowanie rozplywem powietrza w celu zmniejszenia nakładów na wentylację jest możliwe w kopalniach niemetanowych. W kopalniach, w których występuje zagrożenie metanowe, nawet niewielkie zmniejszenie intensywności przewietrzania podczas przerwy w wydobywaniu jest bardzo ryzykowne i może doprowadzić do katastrofy.

Literatura

1. Chmura K., Chudek M.: *Geotermo-mechanika górnicza*. Suplement. Mikołów, Wydaw. Księgarnia Nakładowa 2001.
2. Fidos A., Nowysz M.: *Ocena warunków klimatycznych w wyrobiskach eksploatacyjnych oddziału G-11 kopalni „Rudna”*. Materiały konferencyjne: „Wybieranie złóż na dużych głębokościach oraz w trudnych warunkach geotermicznych”. Wrocław, CBPM CUPRUM Sp. z o.o. 2000.
3. Holek S.: *Metoda prognozowania temperatury i wilgotności powietrza w wyrobiskach górniczych z uwzględnieniem przestrzennej i czasowej zmienności czynników*. Materiały z I Posiedzenia Grupy Roboczej nr 1 Międzynarodowego Biura Górniczej Fizyki Ciepłej. Katowice, GIG 1981.
4. Knechtel J.: *Opracowanie rozwiązań obniżających koszty i poprawiających efektywność klimatyzacji w kopalniach*. Dokumentacja o symbolu planistycznym I.6.3 i symbolu komputerowym 11603009-110. Katowice, GIG 1999.
5. Ochęduszek S.: *Termodynamika stosowana*. Warszawa, WNT 1974.
6. Rozporządzenie 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. Katowice, Wydaw. KADRA 1995.
7. Turkiewicz W.: *Prognoza i zwalczanie zagrożenia klimatycznego w kopalniach KGHM Polska Miedź S.A.* Materiały konferencyjne: „Najnowsze osiągnięcia w zakresie przewietrzania kopalń oraz zwalczania zagrożeń pożarowych, gazowych i klimatycznych”. Katowice, GIG 1999.
8. Waclawik J., Gajosiński S., Turkiewicz W.: *Bilans cieplny oddziału wydobywczego w kopalni rudy miedzi*. Materiały konferencyjne: „Wybieranie złóż na dużych głębokościach oraz w trudnych warunkach geotermicznych”. Wrocław, CBPM CUPRUM Sp. z o.o. 2000.
9. Waclawik J., Cygankiewicz J., Kuźnik W., Knechtel J.: *Przeprowadzenie badań i ocena efektywności klimatyzacji centralnej KWK „Pniówek” w oparciu o rzeczywiste nakłady inwestycyjne, koszty eksploatacji oraz uzyskane wyniki*. Dokumentacja o symbolu 411 40711-112. Katowice, GIG 2001.

Recenzent: dr inż. Eugeniusz Krause

Ryszard Marszowski

ANALIZA RYNKU PRACY W WYMIARZE MIKROSPÓŁECZNO- -GOSPODARCZYM. ZAŁOŻENIA ORGANIZACYJNO-METODYCZNE

Streszczenie

Jednym z ważnych determinantów wzrostu bezrobocia w województwie śląskim jest nie tylko rozmiaranie się kwalifikacji kształconych z zapotrzebowaniem zgłaszanym w gospodarce, lecz przede wszystkim dominujące kształcenie w kierunkach o najwyższym nasyceniu struktury bezrobocia przez absolwentów. Można przyjąć, że zdiagnozowana tendencja wynika m.in. z systematycznego wzrostu liczby uczniów kształconych w tych kierunkach. Wynikiem tego zjawiska jest systematycznie obniżający się wpływ poziomu wykształcenia na szansę uzyskania zatrudnienia. System oświaty na poziomie lokalnych rynków pracy nie jest uzależniony od zachodzących zmian w strukturze gospodarczej, lecz jest przede wszystkim beneficjentem tych zmian.

W wyniku przeprowadzonej oceny i diagnozy należy uznać za uzasadnione stwierdzenie, że struktura zawodowo-kwalifikacyjna bezrobotnych absolwentów na lokalnych rynkach i wojewódzkim rynku pracy Śląska jest w poważnym stopniu zdeterminowana brakiem dostosowania kierunków kształconych w szkolnictwie ponadpodstawowym zawodowym do potrzeb gospodarczych zgłaszanych przez pracodawców i obecnymi możliwościami zrównoważenia popytu z podażą na pracę w przekroju zawodowo-kwalifikacyjnym. Jak do tej pory, lokalne rynki i wojewódzki rynek pracy Śląska pozostają skazane w dominującej części na akceptowaniu rozwiązań strukturalnych, o charakterze makroekonomicznym. Okres minionych lat okazał się zbyt krótki na zbudowanie programów efektywnie ograniczających wzrost bezrobocia i przewidujących rozwój gospodarczy i zapotrzebowanie na pracę w gospodarce województwa śląskiego. W wyniku systematycznie utrzymującego się wzrostu bezrobocia oraz dominacji w strukturze bezrobocia populacji ludzi młodych, na lokalnych rynkach i wojewódzkim rynku pracy, w strukturze zasobów pracy, może wystąpić luka pokoleniowa, której przywrócenie do czynnej roli na rynku pracy przy obecnym wyżu demograficznym (w rocznikach 18–24 lat) – będzie bardzo trudnym i złożonym procesem. W tej sytuacji, organizowanie proedukacyjnego i prozatrudnieniowego systemu obsługi rynku pracy będzie przedsięwzięciem wysoce kosztownym.

Jeśli zatem występują chociażby najmniejsze szanse wykorzystania rozwiązań, mających prowadzić do zrównoważenia popytu i podaży na pracę, należy je w pełni wykorzystać, nie bacząc na bariery i ograniczenia. O ile to nie nastąpi, możemy założyć, że społeczność województwa śląskiego pozostanie z bagażem ludzkich dramatów, a często nawet tragedii, wynikających z dysproporcji w dostępie do pracy. Jeszcze w tej dekadzie, w wyniku niepodjęcia na czas działań efektywnie ograniczających rosnące bezrobocie, możemy oczekiwać dalszej degradacji potencjału społecznego i gospodarczego województwa śląskiego i jego uzależnienia od społeczeństw szczycących się mianem „nowoczesnych”, kreujących cele i kierunki rozwoju pozostałych wspólnot, stosując zasadę: *Miejsca pracy tworzy gospodarka, której skuteczność i konkurencyjność tworzą lepiej wykształcone i bogatsze społeczeństwa.*

Labour market analysis in the social and economic dimension. Organizational and methodological assumptions

Summary

One of the important determinants of unemployment growth in the Silesia Province (Voivodeship) is not only the discrepancy between the qualifications of educated persons and the labour demand announced in the economy, but first of all the dominant education system favouring directions

characterized by the highest saturation rate of the unemployment structure with graduates. One can assume, that this diagnosed trend results among others from the systematic increase of the number of pupils educated in these directions.

A result of this phenomenon is the systematically decreasing influence of the education level on the chance to gain employment. The education system on the level of local labour market is not subject to the changes, occurring in the economic structure, but first of all it is a beneficiary of these changes.

On the basis of carried out assessment and diagnosis one should acknowledge as justified the statement, that the professional and qualificatory structure of unemployed graduates in the local markets and provincial Silesia's labour market is to a considerable extent determined by the lack of adaptation of educational directions in the vocational secondary education system to economic needs announced by employers and present possibilities to balance labour demand and supply in the professional and qualificatory section.

Until now, the local labour markets and the Silesia's provincial labour market remain fated in a dominant part to accept structural solutions of a macroeconomic character. The period of the past years was too short to work out programmes, reducing effectively unemployment growth and anticipating economic development and demand for work in the economy of the Silesia Province (Voivodeship). As a result of systematically maintaining unemployment growth and domination in the unemployment structure of the young people population, in local labour markets and in the provincial labour market, in the labour resources structure, a generational gap may occur; its elimination in the situation of the present population boom (age-group from 18 to 24 years) – will constitute a difficult and complex problem. In such a case, the organization of a proeducational and pro-employment system of labour market service will be a highly costly undertaking.

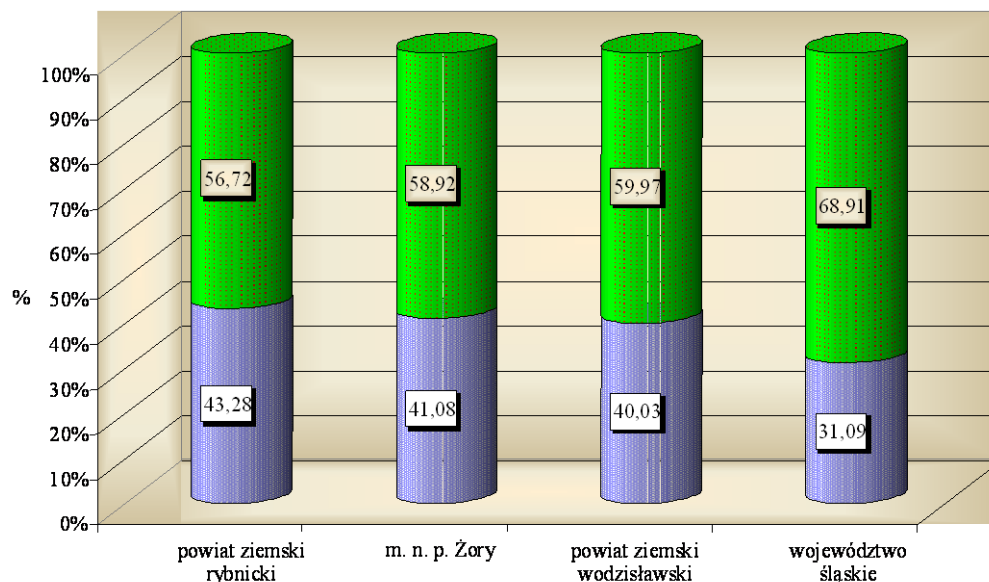
Thus, if there occur even the smallest chances to take advantage of solutions, which can lead to the balance of labour demand and supply, one should fully make use of them, in spite of barriers and restrictions. If such actions will not follow, we can assume, that the community of the Silesia Province (Voivodeship) will remain a baggage of human dramas, and frequently even tragedies, resulting from disproportions in the access to work. Still within this decade, if no actions will be undertaken in time to reduce the increasing unemployment, we can expect further degradation of the social and economic potential of the Silesia Province (Voivodeship), and its dependence on societies considered as "modern" ones, creating the objectives and directions of development of the remaining communities, using the principle: *Workplaces creates this economy, the efficiency and competitiveness of which create better educated and richer societies.*

1. WSTĘP

Zasadniczym problemem związanym z dostosowywaniem kwalifikacji zawodowych do potrzeb rynku pracy jest brak precyzyjnych i dokładnych ocen i diagnoz, umożliwiających na poziomie społeczności lokalnych, projektowanie kierunków kształcenia w systemie edukacji zawodowej zgodnie z potrzebami gospodarczymi.

Z dotychczasowych obserwacji i analiz rynku pracy wynika, że o ile kadry są w zasięgu pracodawcy, to proces ich dochodzenia do pozyskania zatrudnienia jest coraz bardziej złożony. Rynek pracy dla ludzi młodych wyraźnie się zawęża. Jest to zjawisko szczególnie niekorzystne. Świadczy o tym liczba bezrobotnych absolwentów. W okresie od grudnia 1998 roku do marca 2001 bezrobocie wśród absolwentów na rynku pracy województwa śląskiego wzrosło z prawie 12 tys. bezrobotnych do blisko 21,5 tys. Dynamika wzrostu bezrobotnych ogółem z wykształceniem wyższym, w latach 1998–2001, przekroczyła 200%. W populacji bezrobotnych absolwentów ogółem udział bezrobotnych absolwentów z wykształceniem wyższym wzrósł w latach 1998–2001 z 6,8% do 17,4%. Stopa bezrobocia

wśród ludzi młodych na lokalnych rynkach i rynku pracy województwa śląskiego jest kilkakrotnie (2,5–3 i więcej) wyższa od przeciętnej stopy bezrobocia i przekracza średni poziom 32%. Równie niebezpieczny jest systematycznie wzrastający udział w bezrobociu osób w wieku 18–24 lata – należy podkreślić, że są to właśnie osoby kończące szkołę średnią lub studia wyższe. Na niektórych lokalnych rynkach pracy ten udział przekroczył 40%. Oznacza to, że blisko co drugi absolwent jest bezrobotny. O ile ta tendencja się utrzyma, można oczekiwać jej wzrostu do blisko/lub powyżej 50% (rys. 1). W dotychczasowej – licząc od roku 1990 – statystyce rynku pracy taka sytuacja nie wystąpiła.



Źródło: Urząd Statystyczny w Katowicach

Rys. 1. Bezrobotni w wieku 18–24 lat na lokalnych rynkach pracy o najwyższych udziałach w bezrobociu ogółem (%) w odniesieniu do rynku pracy województwa śląskiego. Stan na 31.07.2001

Fig. 1. Unemployed persons at the age of 18–24 years in local labour markets of the highest general unemployment share (%) with reference to the labour market of the Silesian Voivodeship (as at 31 July 2001)

Potwierdzeniem tego istotnie niekorzystnego stanu jest dynamicznie wzrastający udział bezrobotnych bez stażu pracy i ze stażem nieprzekraczającym 1 roku w liczbie bezrobotnych ogółem, który w czerwcu 2001 roku osiągnął poziom w populacji bezrobotnych bez stażu pracy 74,3 tys. i ze stażem pracy nie przekraczającym 1 roku – 47,1 tys. Udział procentowy tych bezrobotnych w bezrobociu ogółem osiągnął w czerwcu tego roku 42% i o ile będzie wzrastać, może przekroczyć 50%. Oznacza to, że blisko co drugi absolwent opuszczający placówkę edukacyjną będzie zdobywał pierwsze doświadczenia zawodowe uwarunkowane statusem bezrobotnego. Bezrobocie będzie degradować najbardziej aktywną zawodowo i o najwyższym potencjale wytwórczym populację ludzi w wieku młodości demograficznej,

dynamicznie poszerzać się będzie obszar niebezpieczeństw wynikających ze sfery patologicznych cech bezrobocia. Świadczy to o tym, że podejmowane działania mające na celu ograniczenie bezrobocia wśród absolwentów nie odniosły zamierzonego skutku. Barię sprawczą tego stanu w dużej mierze jest brak związku między kwalifikacjami a potrzebami gospodarki, co najgłębiej wyraża się w trudnościach pozyskiwania zatrudnienia przez populację absolwentów w wyniku nieprawidłowo sprofilowanego kierunku kształcenia.

2. PODSTAWY ORGANIZACYJNE ANALIZY LOKALNEGO RYNKU PRACY – SYNTEZA

Analiza lokalnego rynku pracy przeznaczona jest do aplikacji na rynku zawodowo-terytorialnym, zwanym wojewódzkim rynkiem i lokalnymi rynkami pracy. Wynika to z przyjęcia zasady typologicznej do założeń metodologicznych i celów badawczych. W związku z tym przyjmuje się, iż punktem wyjścia jest określenie układu przestrzennego badań przez centralny ośrodek, który jest dysponentem kompetencji ustawowych w obsłudze danego obszaru zawodowo-terytorialnego. Ku temu ośrodkowi ciążą i są z nim powiązane inne ośrodki, tworząc przyjęty w analizach układ przestrzenny zwany „Lokalnym Rynkiem Pracy”.

I tak, na przykład zgodnie z obowiązującym podziałem terytorialnym województwa śląskiego według powiatów i gmin (NTS 4 i NTS 5 – Nomenklatura Jednostek Terytorialnych dla Celów Statystycznych) wyróżnia się ogółem 17 powiatów ziemskich i 19 miast na prawach powiatu. Przyjmując ten podział za podstawowe kryterium do definicji lokalnego rynku pracy, analizuje się ogółem 36 lokalnych rynków pracy.

W pracach stosuje się analizę jakościową i ilościową, na dwóch integralnych poziomach, tj. badaniach podstawowych i stosowanych. Analiza ilościowa na poziomie badań podstawowych odnosi się do oceny i diagnozy systemu edukacji, struktury bezrobocia i wybranych elementów struktury gospodarczej. Analiza jakościowa na poziomie badań stosowanych obejmuje ocenę i diagnozę zapotrzebowania na kadry kwalifikowane w zatrudnieniu i ocenę związku kierunków kształcenia w szkolnictwie zawodowym ponadpodstawowym z zapotrzebowaniem zgłaszanym przez gospodarkę w zadanym do analiz lokalnym rynku pracy.

Analizę przeprowadza się w dwóch wariantach:

- dla poszczególnych lokalnych rynków pracy,
- dla całego obszaru ogółem (podregionu, województwa).

Dane analizuje się w dwóch podzbiorach. Podzbiór pierwszy dotyczy zmiennych odnoszących się do strony popytowej rynku pracy. Podzbiór drugi do podaży. W podzbiorze opisującym stronę popytową, badaniu poddawane są następujące zmienne:

- zapotrzebowanie w zatrudnieniu według planów przedsiębiorcy,
- zapotrzebowanie w zatrudnieniu według ofert pracy urzędów pracy,
- zapotrzebowanie w zatrudnieniu według prasowych ofert pracy.

W podzbiorze opisującym podaż, badaniu poddawane są następujące zmienne:

- zwolnienia według planów przedsiębiorcy,
- oczekujący na zatrudnienie bezrobotni,
- oczekujący na zatrudnienie uczniowie i absolwenci.

Głównymi kryteriami ukierunkowującymi analizę rynku pracy, są:

- wykształcenie,
- kierunek kształcenia,
- grupa zawodowa,
- zawód i specjalność,
- sekcja gospodarcza.

Kolejnymi kryteriami, w układzie typologicznym są:

1. Obszar badawczy:
 - wojewódzki rynek pracy,
 - podregionalny rynek pracy,
 - lokalny rynek pracy.
2. Gospodarka:
 - sekcja gospodarcza,
 - podmiot gospodarczy.
3. Popyt i podaż na pracę:
 - grupy zawodowe i zawody, i specjalności deficytowe, równoważne, nadwyżkowe [2], na stałe i zmienne występujące w czasie obserwacji oraz zanikające na ostatnią obserwację.

Z uwagi na zakres metodologiczny i typologiczny badań przyjmuje się, że kluczowym narzędziem w pracach analitycznych jest Klasyfikacja Zawodów i Specjalności Ministerstwa Pracy i Polityki Socjalnej.

Podstawę przygotowania organizacyjnego do aplikacji analizy lokalnego rynku pracy stanowią dwa podejścia. Zgodnie z pierwszym kluczową kategorią organizacyjną jest analiza rynku pracy w ujęciu ilościowym. W drugim podejściu dominuje ujęcie jakościowe. Suma czynników wynikająca z tych podejść powinna umożliwić ocenę i diagnozę popytu i podaży na pracę w przekroju zawodowo-kwalifikacyjnym, w zadanym do analiz obszarze zawodowo-terytorialnym oraz wyznaczenie scenariuszy rozwoju wskazanych sfer. Zarówno w podejściu ilościowym, jak i jakościowym obszarami warunkującymi organizację prac analitycznych są:

- edukacja,
- bezrobocie,
- zatrudnienie.

Na tym etapie pracy bardzo istotną czynnością jest odpowiednie do założeń metodologicznych klasyfikowanie wyników ilościowych i jakościowych analizy rynku pracy według stopnia uszczegółowienia i znaczenia dla procesów wnioskowania.

Tak więc, klasyfikowanie wyników można podzielić na następujące etapy.

Etap pierwszy obejmuje diagnozę lokalnego rynku pracy pod względem zagrożeń wynikających z poziomu i rozwoju stopy bezrobocia, dopasowania przestrzennego struktury bezrobocia do popytu na pracę i wyodrębnienia ilościowego kwalifikacji zawodowych istotnych w rozwoju bezrobocia i zatrudnienia.

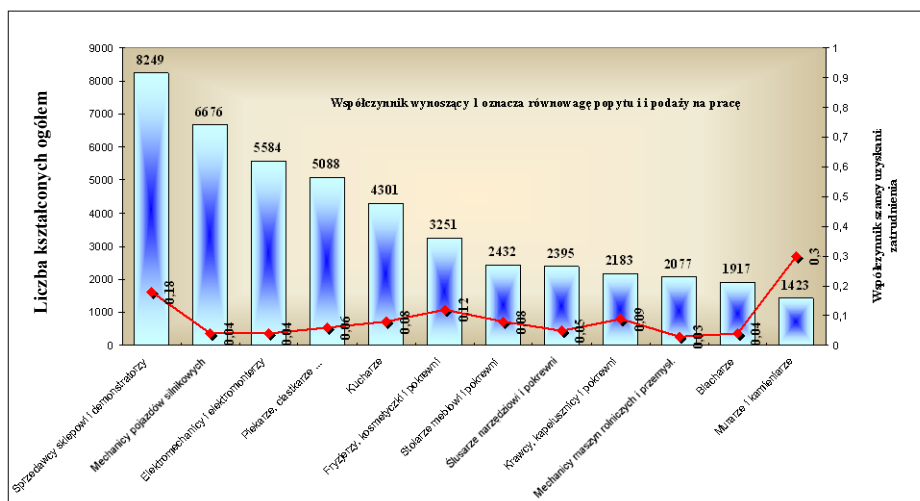
Etap drugi obejmuje diagnozę struktury popytu i podaży na pracę w przekroju zawodowo-kwalifikacyjnym, w celu wyodrębnienia zawodów i specjalności, na które w czasie obserwacji zgłaszano zapotrzebowanie w zatrudnieniu, i które istotnie kształtowały poziom bezrobocia. Końcowym wynikiem badań jest kompleksowa charakterystyka kwalifikacji zawodowych zaobserwowanych w analizowanym rynku pracy. Głównym celem kierunkowym charakterystyki jest wskazanie kwalifikacji zawodowych, w których osoby kształcone są zagrożone pozostaniem bezrobotnymi lub podnoszą szansę uzyskania zatrudnienia. Opracowanie kompleksowej charakterystyki może spełniać w lokalnej polityce zatrudnienia i przeciwdziałania skutkom bezrobocia dwie bardzo istotne funkcje. Po pierwsze, umożliwiać – w drodze systematycznych badań – dostosowywanie kierunków kształconych w lokalnym systemie edukacji do zapotrzebowania zgłaszanego w lokalnej gospodarce; tym samym istotnie ograniczać skutki bezrobocia. Po drugie, umożliwiać uzyskiwanie systematycznej wiedzy o zmianach zachodzących w lokalnej gospodarce i jej kierunkach rozwoju.

3. PRZYKŁADOWE WYNIKI ANALIZY RYNKU PRACY NA PRZYKŁADZIE WOJEWÓDZTWA ŚLĄSKIEGO

W wyniku przeprowadzonej oceny i diagnozy należy stwierdzić, że według stanu na miesiąc czerwiec 2000 roku, kierunki kształcenia w szkolnictwie ponadpodstawowym zawodowym w województwie śląskim były kierunkami nadwyżkowymi (rys. 2, 3 i 4). Oznacza to, że liczba absolwentów oczekujących na zatrudnienie wyraźnie przeważała nad liczbą ofert pracy zgłaszanych przez pracodawców. Dla przeanalizowanych ogółem kierunków kształcenia na poziomie zasadniczym zawodowym nadwyżka kształtowała się w następującej relacji: na 100 bezrobotnych oczekiwało od 1 do 66 potencjalnych miejsc pracy, a na poziomie średnim technicznym od 1 do 51 potencjalnych miejsc pracy.

Na podstawie przeprowadzonych obserwacji i analiz można postawić diagnozę określającą najważniejsze czynniki wpływające na uzyskane wyniki. Są nimi:

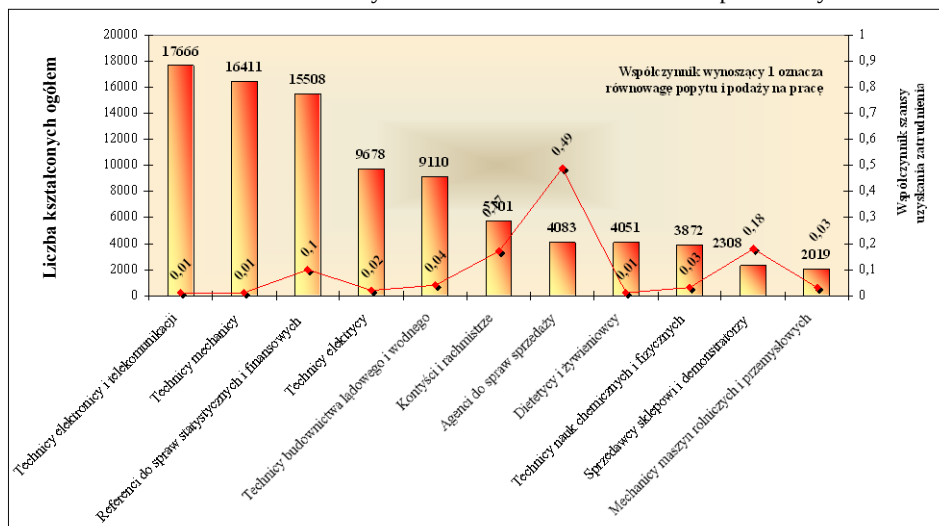
- poziom nasycenia lokalnego rynku pracy infrastrukturą oświatową,
- zróżnicowanie infrastruktury oświatowej pod względem poziomów kształcenia,
- zróżnicowanie infrastruktury oświatowej pod względem kierunków kształcenia,
- poziom zgodności kształconych kierunków z zapotrzebowaniem zgłaszanym przez pracodawców,
- mobilność zawodowa absolwentów na wojewódzkim rynku pracy,
- wewnętrzna struktura gospodarcza lokalnych rynków pracy.



Źródło: Urząd Statystyczny w Katowicach, powiatowe urzędy pracy, prasowe oferty pracy. Obliczenia własne

Rys. 2. Współczynnik szansy uzyskania zatrudnienia w kwalifikacjach o największej liczbie uczniów kształconych w szkolnictwie zasadniczym zawodowym w województwie śląskim. Stan na rok szkolny 2000/2001

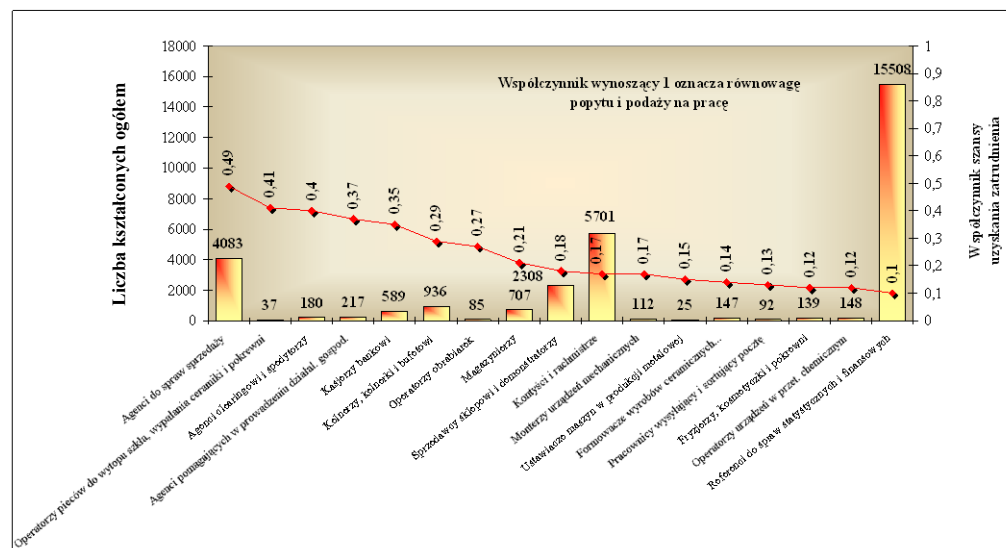
Fig. 2. Coefficient of employment obtainment chance in qualifications of the highest number of pupils educated in vocational elementary schools in the Silesian Voivodeship. School year 2000/2001



Źródło: Urząd Statystyczny w Katowicach, powiatowe urzędy pracy, prasowe oferty pracy. Obliczenia własne

Rys. 3. Współczynnik szansy uzyskania zatrudnienia w kwalifikacjach o największej liczbie uczniów kształconych w szkolnictwie średnim zawodowym w województwie śląskim. Stan na rok szkolny 2000/2001

Fig. 3. Coefficient of employment obtainment chance in qualifications of the highest number of pupils educated in vocational secondary schools in the Silesian Voivodeship. School year 2000/2001



Źródło: Urząd Statystyczny w Katowicach, powiatowe urzędy pracy, prasowe oferty pracy. Obliczenia własne

Rys. 4. Kwalifikacje kształcone w szkolnictwie średnim zawodowym w województwie śląskim według najwyższego poziomu współczynnika szansy uzyskania zatrudnienia. Stan na rok szkolny 2000/2001

Fig. 4. Qualifications educated in vocational secondary schools in the Silesian Voivodeship according to the highest level of the coefficient of employment obtainment chance. School year 2000/2001

Szczególnie należy podkreślić kolejne prawidłowości występujące w analizowanym zjawisku. Na lokalnych rynkach i wojewódzkim rynku pracy występowało w czasie obserwacji istotne skoncentrowanie bezrobocia absolwentów w zbiorze jednorodnych kwalifikacji. Zjawisko to objawia się najpełniej w najczęściej identyfikowanych zarówno w edukacji, jak i bezrobociu dwóch specjalności: referent ekonomiczny i referent administracyjno-biurowy.

W kontekście wskazanych powyżej wybranych ocen, diagnoz i tendencji, z naciskiem należy podkreślić następujące prawidłowości:

- Jednym z istotnych determinantów wzrostu bezrobocia jest nie tylko rozmińanie się kwalifikacji kształconych z zapotrzebowaniem zgłaszanym w gospodarce, lecz przede wszystkim dominujące kształcenie w kierunkach o najwyższym nasyceniu struktury bezrobocia przez absolwentów. Można przyjąć, że zdiagnozowana tendencja wynika między innymi z systematycznego wzrostu liczby uczniów kształconych w tych kierunkach.
- Systematycznie ulega obniżeniu wpływ poziomu wykształcenia na szansę uzyskania zatrudnienia.
- System oświaty na poziomie lokalnych rynków pracy nie jest uzależniony od zachodzących zmian w strukturze gospodarczej, lecz jest przede wszystkim beneficjentem tych zmian.

W wyniku przeprowadzonej oceny i diagnozy należy uznać za uzasadnione stwierdzenie, że struktura zawodowo-kwalifikacyjna bezrobotnych absolwentów na

lokalnych rynkach i rynku pracy województwa śląskiego jest w poważnym stopniu zdeterminowana brakiem dostosowania kierunków kształcenia do potrzeb gospodarczych zgłaszanych przez pracodawców i obecnymi możliwościami zrównoważenia popytu z podażą na pracę w przekroju zawodowo-kwalifikacyjnym.

4. PODSUMOWANIE

Aktualnie jedną z najistotniejszych spraw, co wielokrotnie było już podnoszone, jest powiązanie edukacji z potrzebami rozwijającej się gospodarki. W licznych opiniach sprawa ta jest uznawana za jeden z podstawowych warunków prowadzenia prawidłowej polityki w zakresie kształcenia zawodowego młodzieży, a więc określenia poziomu, kierunków i treści kształcenia, jego wielkości w układzie branż i lokalnych społeczności. Odnosi się to w szczególności do poznania aktualnych, a zwłaszcza przyszłościowych potrzeb kadrowych lokalnych gospodarek.

Istotna jest potrzeba precyzyjnego – i wynikającego z rezultatów prac badawczych – rozwijania takich kierunków kształcenia, na które na danym rynku pracy występuje zapotrzebowanie w zatrudnieniu. Lokalne społeczności, decydujące o charakterze systemu edukacyjnego na swoim obszarze, powinny poważnie rozważyć dylemat. Czy jest zasadne kształcenie w kierunkach, po ukończeniu których jedyną alternatywą absolwenta jest konieczność rejestracji w urzędzie pracy? Czy też absolwenci będą poszukiwać pracy na tych rynkach, gdzie na posiadane kwalifikacje zawodowe występuje zapotrzebowanie?

Tak więc podjęcie zadania dostosowywania kwalifikacji zawodowych do potrzeb rynku pracy może się okazać czynnikiem istotnie decydującym o przyszłości rynków pracy zarówno w wymiarze globalnym, regionalnym, jak i lokalnym. Podjęcie takich działań nabiera szczególnego znaczenia, jeżeli zwróci się uwagę na procesy demograficzne. Jak stwierdza Włodzimierz Włodarski: „Szczególnie należy być wyczulonym na tę kwestię, gdyż wchodząca na rynek pracy fala wyżu demograficznego, która składa się w głównej mierze z ludzi młodych poszukujących odpowiedniego wykształcenia i kwalifikacji zawodowych określi pierwsze pięćdziesięciolecie XXI wieku. Tych młodych ludzi może dotknąć przede wszystkim niewydolność systemu szkolnego. Oni potrzebują wsparcia, nie mogą zostać sami w określonych warunkach i strukturach, z problemem przystosowania się do nowych warunków dostępu do zatrudnienia oraz przeobrażeń w stylu pracy. To będzie pokolenie Europejczyków. Jemu należy się wizja Europy, w której są miejsca pracy, w której inwestuje się w rozwój zasobów ludzkich” [1].

Tak więc przed instytucjami i osobami podejmującymi wskazane w tym artykule problemy stają liczne wyzwania. Podejmujący próbę opracowania podstaw metodycznych analizy rynku pracy w wymiarze mikrospołeczno-gospodarczym przyjmują, że w pierwszej kolejności, aby te wyzwania podejmować prawidłowo, należy badać źródła decydujące o skali i jakości badanego zjawiska. Nie można popełniać błędu metodologicznego, który najpełniej wyraża się w twierdzeniu o przeciwdziałaniu bezrobociu w drodze poznania wyłącznie wynikających z niego skutków.

Literatura

1. Jaruszka U.: *Spotkanie na Uniwersytecie Warszawskim*. Polityka Społeczna 1998 nr 10.
2. Kabaj M.: *Monitoring Zawodów Deficytowych i Nadwyżkowych (MZDiN) oraz Trójstronne Umowy Szkoleniowe (TUS) – Projekt Nowych Metod Koordynacji Kształcenia z Potrzebami Gospodarki*. Warszawa, Instytut Pracy i Spraw Socjalnych 1996.

Recenzent: dr Konrad Tausz