

GÓRNICCTWO
PERSPEKTYWY, ZAGROŻENIA.
KLIMATYZACJA, ZAGROŻENIA AEROLOGICZNE



Redakcja

Franciszek PLEWA

Henryk BADURA

GÓRNICCTWO
PERSPEKTYWY, ZAGROŻENIA.
KLIMATYZACJA, ZAGROŻENIA AEROLOGICZNE

GLIWICE 2014

RECENZENCI:

Prof. dr hab. inż. Jan SZŁĄZAK

Dr hab. inż. Stanisław TRENCZEK, prof. ITI EMAG

Monografia była recenzowana przez recenzentów, o znacznym, uznanym w kraju i na świecie dorobku w ocenianej dziedzinie.

Za materiały zawarte w poszczególnych rozdziałach oraz układ typograficzny, odpowiadają autorzy.

Projekt i opracowanie graficzne okładki: Michał ZASADZIEN

ISBN 978-83-937845-8-5

© Copyright by Publisher PA NOVA SA. Gliwice
ul. Górnych Wałów 42, 44-100 GLIWICE, POLAND
tel. +4832 400 41 02
fax. +4832 400 41 10

All rights reserved
Printed in Poland

Utwór w całości ani we fragmentach nie może być powielany, rozpowszechniany za pomocą urządzeń elektronicznych, mechanicznych, kopiujących, nagrywających i innych, w tym również nie może być umieszczany ani rozpowszechniany w postaci cyfrowej zarówno w Internecie, jak i w sieciach lokalnych bez pisemnej zgody posiadacza praw autorskich.

Gliwice 2014

Szanowni Czytelnicy,

Problem dostarczania powietrza do wyrobisk górniczych jest równie stary jak górnictwo podziemne. Na przestrzeni dziejów aerologia górnicza wykształciła się jako ważny dla bezpieczeństwa w kopalniach dział nauk górniczych. Wykorzystuje ona wiedzę z zakresu termodynamiki, mechaniki płynów, informatyki oraz doświadczenia praktyczne wynikające z obserwacji w kopalniach.

Szczególnie intensywny rozwój aerologii datuje się od początku lat pięćdziesiątych XX wieku, kiedy to w Wielkiej Brytanii po raz pierwszy, zastosowano maszynę analogową do obliczeń rozptyłu powietrza w kopalni. Rozwój w dziedzinie mechaniki precyzyjnej i elektroniki, a także miniaturyzacja przyrządów elektronicznych, spowodowały szybki postęp w możliwościach pomiarowych parametrów chemicznych i fizycznych atmosfery kopalnianej. Dzięki temu następuje również znaczny wzrost znajomości wpływu różnych czynników na przepływ powietrza wyrobiskami oraz na zagrożenia związane z wentylacją kopalń. To z kolei pociąga za sobą rozwój środków profilaktyki tych zagrożeń. Te tendencje rozwojowe znalazły także odbicie w tematyce niniejszej monografii. Dotyczy ona:

- analizy sposobów przewietrzania ścian i regulacji przepływów powietrza,
- monitorowania występowania gazów szkodliwych dla zdrowia lub niebezpiecznych z uwagi na ich palność i wybuchowość,
- zwiększenia dokładności określania rozkładu metanu w złożu dzięki zastosowaniu metod geostatystycznych, zwalczania zagrożenia metanowego w różnych układach przewietrzania, przesyłu metanu i jego utylizacji,
- redukcji zagrożenia termicznego,
- wykorzystania najnowszych środków technicznych do pozyskiwania azotu wykorzystywanego do inertyzacji atmosfery w zrobach w celu zmniejszenia zagrożenia pożarami endogenicznymi,
- przeciwdziałania powstawania wybuchów pyłu węglowego oraz nowych środków ograniczania zasięgu wybuchu pyłu.

Przedstawiając niniejszą monografię sądzimy, że przyczyni się ona do lepszego zrozumienia współczesnych problemów związanych z wentylacją i zagrożeniami aerologicznymi w podziemnych kopalniach węgla kamiennego, stanowiąc asumpt do dalszych prac w tej dziedzinie.

*Franciszek PLEWA
Henryk BADURA*

SPIS TREŚCI

1. CHARAKTERYSTYKA POTENCJALNEGO I RZECZYWISTEGO POZIOMU ZAGROŻENIA METANOWEGO NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY 7 W POKŁADZIE 409 W KHW S.A KWK „WUJEK” RUCH „ŚLĄSK”
Leszek BAŁ, Stanisław TRENCZEK 9
2. AUTORSKI UKŁAD POMIAROWO-ROZLICZENIOWY GAZU Z ODMETANOWANIA KOPALŃ JSW SA. – ROZWIĄZANIE „ZOK” SP. Z O.O.
Jerzy BERGER, Artur BADYLAK 21
3. PŘEDPISY A APLIKACE DŮLNÍCH PROTIVÝBUCHOVÝCH UZÁVĚR VE VYBRANÝCH ZEMÍCH
Beáta GIBESOVÁ, Adéla CIBULCOVÁ, Petr URBAN, Josef CHOVANEC 32
4. WYBRANE ROZWIĄZANIA W ZAKRESIE ZWALCZANIA ZAGROŻENIA WYBUCEM PYŁU WĘGLOWEGO – ASPEKTY PRAKTYCZNE
Wiesław GMYTRASZ 39
5. IDENTYFIKACJA OBSZARÓW ZAGROŻEŃ I ICH PRZYCZYN W WYROBISKACH GÓRNICZYCH NA PODSTAWIE MONITORINGU GAZOWEG
Jolanta IGNAC-NOWICKA 51
6. REGULACJA PRZEWIETRZANIA W GRUPOWYM PRĄDZIE POWIETRZA ODPROWADZANYM DO SZYBU WYDECHOWEGO JAKO ELEMENT OPTIMALIZACJI I STABILIZACJI SIECI WENTYLACYJNEJ KOPALNI NA PRZYKŁADZIE KWK „JANKOWICE”
Stanisław KONSEK, Czesław MAZUREK, Korneliusz JENDRZEJEK, Andrzej SŁOWIK 62
7. PROWADZENIE EKSPLOATACJI W WARUNKACH WYSOKIEJ METANOWOŚCI Z WYKORZYSTANIEM CHODNIKA DRENAŻOWEGO W JSW SA. KWK „KRUPIŃSKI” NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY B-11 W POKŁADZIE 348
Marian KURPAS, Wojciech KUŚ, Andrzej KOZYRA, Jerzy ORLIK 71
8. KONTENEROWA WYTWORNICA AZOTU WA-700, JAKO NOWOCZESNE URZĄDZENIE DO POZYSKIWANIA AZOTU Z POWIETRZA ATMOSFERYCZNEGO W CELACH INERTYZACJI ATMOSFERY KOPALNIANEJ
Marian LASEK, Marcin FORREITER, Zbigniew CZERNECKI 85
9. REDUKCJA OBCIĄŻENIA TERMICZNEGO I SPOSOBY POPRAWY WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH W KOPALNIACH WĘGLA
Zbigniew SŁOTA, Krzysztof SŁOTA, Anna MORCINEK-SŁOTA 96

10.	REGULACJA I STEROWANIE PARAMETRAMI WODY LODOWEJ W INSTALACJACH KLIMATYZACYJNYCH KOPALŃ PODZIEMNYCH Nikodem SZŁĄZAK, Dariusz OBRACAJ, Justyna SWOLKIEN, Kazimierz PIERGIES	107
11.	EFEKTYWNOŚĆ W RÓŻNYCH SYSTEMACH ODMETANOWANIA WARUNKACH POLSKICH KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO ORAZ ZAGOSPODAROWANIE UJĘTEGO METANU Nikodem SZŁĄZAK, Marek BOROWSKI, Dariusz OBRACAJ, Justyna SWOLKIEN, Marek KORZEC	117
12.	OPTIMALIZACJA PRACY SPRĘŻAREK POWIETRZA W KW SA. ODDZIAŁ KWK „MARCEL” Damian TOMICZEK	132
13.	TECHNICZNE, EKONOMICZNE ORAZ EKOLOGICZNE ASPEKTY ZASTOSOWANIA SILNIKA GAZOWEGO ZASILANEGO GAZEM Z ODMETANOWANIA KOPALŃ Damian TOMICZEK, Rafał WIZNER	145
14.	ANALIZA STOSOWANYCH SPOSOBÓW PRZEWIETRZANIA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH W POLSKICH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO Magdalena TUTAK	154
15.	METODY GEOSTATYSTYCZNE W BADANIU METANONOŚNOŚCI POKŁADÓW WĘGLOWYCH Jarosław ZAWADZKI, Piotr FABIJAŃCZYK	167

CHARAKTERYSTYKA POTENCJALNEGO I RZECZYWISTEGO POZIOMU ZAGROŻENIA METANOWEGO NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY 7 W POKŁADZIE 409 W KHW SA. KWK „WUJEK” RUCH „ŚLĄSK”

1.1 WPROWADZENIE

Eksploatacja pokładu 409 rozpoczęta została w roku 2003 ścianą 1 (lata 2003-2004) jeszcze w OG Ruda Śląska-Panewniki, przez ówczesnie samodzielną kopalnię „Śląsk” (rys. 1.1).

Dalsza eksploatacja realizowana była pod egidą kopalni Wujek, na ruchu Śląsk, ścianami: 3 – w latach 2005-2008, 5 – 2008-2009, 4 – 2009-2010 oraz 6 – 2012-2013. Wszystkie te ściany prowadzone były z zawałem stropu, natomiast zróżnicowane było ich przewietrzanie. Ściany 1 i 5 przewietrzane były sposobem na U od granic, ściana 3 sposobem na U do granic, ściana 4 sposobem na Y po wzniosie, natomiast ściana 6 sposobem na Z po upadzie.

Ze względu na to, że w 2009 r. w ścianie 5 doszło do zapalenia i wybuchu metanu [5] warunkiem uruchomienia dalszej eksploatacji we wschodnim skrzydle pokładu 409 „OG Ruda Śląska Panewniki II” ścianą 7 było przede wszystkim zastosowanie do planowanego odmetanowania powierzchniowej stacji odmetanowania oraz zmiana sposobu przewietrzania. Liczono się z tym, że poziom zagrożenia metanowego będzie wyższy niż w ścianie 5.

1.2 CHARAKTERYSTYKA REJONU ŚCIANY 7 W POKŁADZIE 409

Dane charakteryzujące warunki eksploatacji pokładu 409 w rejonie projektowanej ściany 7 pokazują [4], że zalega on na głębokości od około 1082 do około 1139 m ze średnim nachyleniem około 4-7° w kierunku południowym i południowo-zachodnim. Miąższość pokładu 409 w tym rejonie waha się od około 2,2 do około 3,1 m, przy czym w rejonie przecinki badawczej 7 i chodnika badawczego 7 występuje przerost łupku ilastego o miąższości do około 0,3 m.

W stropie pokładu, wg otworu badawczego Panewniki 10, zalega warstwa łupku ilastego o miąższości 4,7 m. Powyżej zalega piaskowiec jasnoszary różnoziarnisty o miąższości 24,1 m z wkładkami łupku piaszczystego. Z kolei w spągu pokładu, wg otworu badawczego Panewniki 10, występuje łupek ilasty o miąższości 5,2 m, poniżej zalega

piaskowiec o grubości 3,7 m. W bezpośrednim sągu pokładu 409 lokalnie występuje warstwa łupku ilastego z węglem o miąższości dochodzącej do około 0,3 m.

Pokład 409 w rejonie ściany 7 zaliczony jest do III stopnia zagrożenia tapaniami, IV kategorii zagrożenia metanowego, Klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego i I stopnia zagrożenia wodnego oraz zaklasyfikowany jest do II grupy skłonności do samozapalenia. Z kolei wyrobiska w rejonie ścian 7 zaliczone są do pomieszczeń ze stopnie „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz zaklasyfikowane do kategorii A i B zagrożenia działaniem pyłów szkodliwych dla zdrowia i do III poziomu krytycznego pod względem zagrożenia klimatycznego, z uwagi na temperaturę pierwotną górotworu wynoszącą około 42°C. Zagrożenia wyrzutami gazów i skał oraz radiacyjne naturalnymi substancjami promieniotwórczymi nie występują.

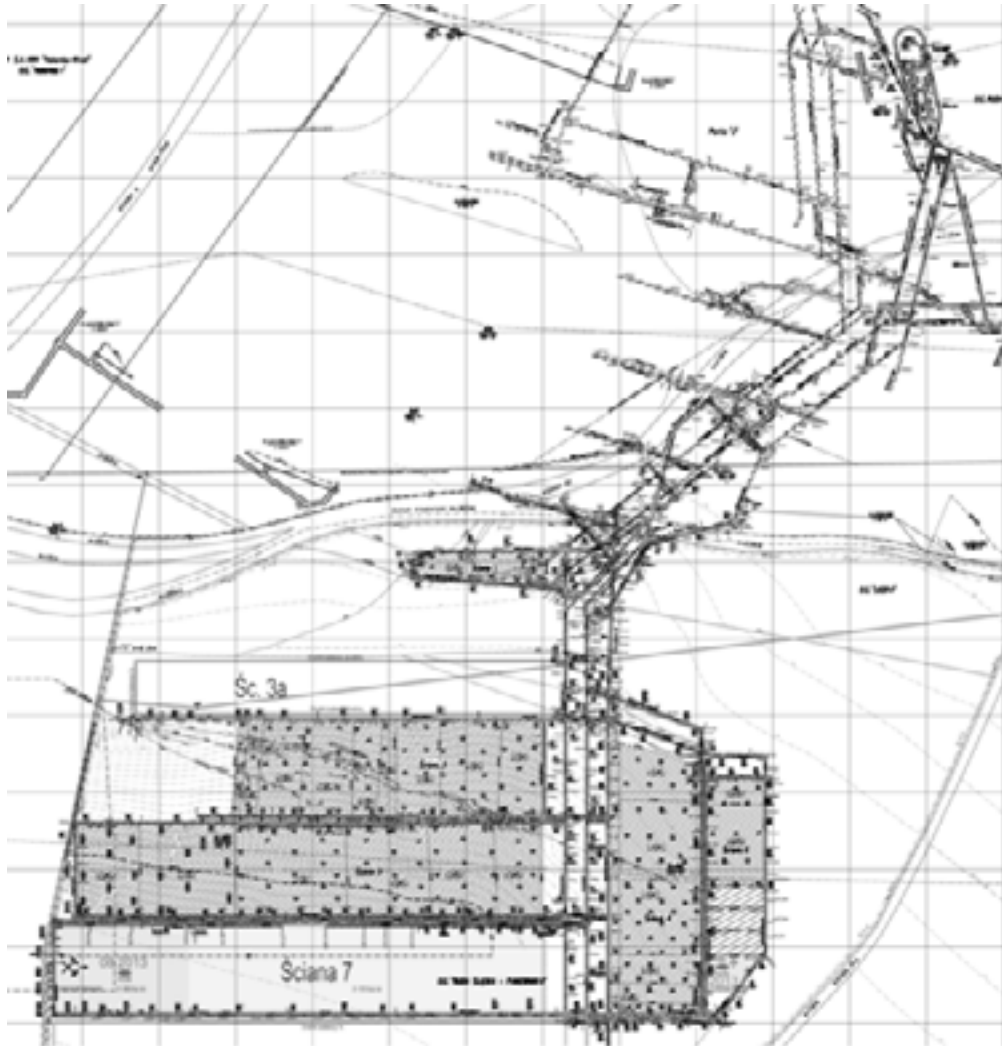
Długość ściany 7 wynosi 230 m, wybieg 1280 m, a wysokość 2,6 m, przy czym w miejscach gdzie miąższość pokładu 409 będzie przekraczała 2,6 m, w sągu ściany 7 pozostawiana będzie półka węglowa o miąższości do 0,5 m. Zakładane było średnie wydobycie ok. 3100 Mg/dobę przy postępie 4 m/dobę – poza okresem rozruchu, w którym postęp ograniczono do maks. 3 m/dobę.

Wspomniana zmiana przewietrzania ściany 7 polegała na zastosowaniu najkorzystniejszego dla ścian podłużnych sposobu przewietrzania na Y.

Z uwagi na głębokość zalegania ściana 7 przewietrzanie ściany 7 jest podziemowe, z doprowadzaniem powietrza świeżego z poziomu 1050 m (rzędna -755,3 m), natomiast najniższy punkt wysokościowy na drodze prowadzenia powietrza do rejonu ściany znajduje się w chodniku badawczym 7 (rzędna -844,6 m). Powietrze świeże do ściany 7 doprowadzane jest od szybu wdechowego I z poziomu 1050 m, dworcem materiałowym, przekopem południowym, przekopem południowo-zachodnim, przekopem południowym, dowieznięciem centralną, przecinką 5, z rozdziałem na zachód w kierunku chodnika badawczego 7 oraz na wschód w kierunku ściany 6 w pierwszym etapie przewietrzania, chodnikiem badawczym 7 i doświeżanie chodnikiem badawczym 5b.

Powietrze zużyte ze ściany 7 odprowadzane jest chodnikiem badawczym 5b na zachód od ściany 7, przecinką technologiczną, chodnikiem badawczym 5a, dowieznięciem badawczą 1 i dalej dwoma drogami:

- pochylnią taśmową do skrzyżowania chodnika 2J w pokładzie 502 z rozdziałem z chodnika 2J do łącznicy wentylacyjnej 2 oraz pochylni wentylacyjnej w pokładzie 417, od skrzyżowania z chodnikiem 2J, pochylnią taśmową do dowieznięci wentylacyjnej i chodnika pomocniczego,
- pochylnią transportową, pochylnią wentylacyjną, pochylnią wentylacyjną 417, przekopem do pokładu 417, przecinką wentylacyjną 4, przecinką wentylacyjną 3 z rozdziałem na dwie drogi:
 - chodnikiem pomocniczym, dowieznięciem środkową, do szybu wydechowego III na poziom 810 m,
 - przecinką wentylacyjną, chodnikiem wentylacyjnym zachodnim, dowieznięciem wentylacyjną, przekopem wentylacyjnym do pokładu 502, przekopem zachodnim poziom 765 m, do szybu wydechowego III na poziomie 765 m.



Rys. 1.1 Dokonana eksploatacja pokładu 409 w KHW SA. KWK „Wujek” Ruch „Śląsk” [4]

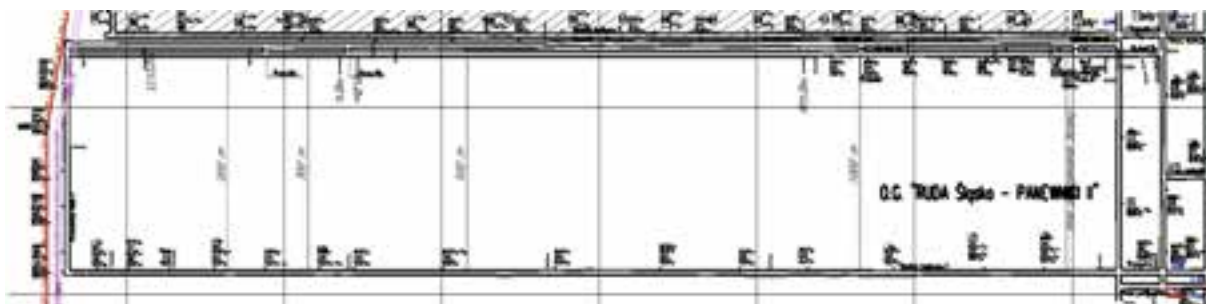
Jest to, więc stosunkowo długa droga (rys. 1.1) doprowadzania powietrza po upadzie, która ponadto w podsięci rejonu pokładu 409 posiada szereg krótkich spięć pomiędzy prądem powietrza świeżego płynącego dowiezniętą centralną a dowiezniętą badawczą 1 z płynącym prądem powietrza zużytego.

1.3 POTENCJALNY POZIOM ZAGROŻENIA METANOWEGO

Z przeprowadzonych badań pokładu 409 wynika, że metanonośność pokładu 409 wynosi od 0,084 do 8,695 m³CH₄/Mg_{Csw}. Na tej podstawie oraz w oparciu o dane techniczno-ruchowe projektowanej ściany oraz wyniki badań metanonośności warstw i pokładów nad- i podbieranych w rejonie projektowanej eksploatacji ściany 7, opracowana została prognoza metanowości ściany [3].

Prognoza w sposób szczególny podchodzi do ilości metanu wydzielającego się z desorbowlanych zasobów metanu do środowiska ściany w obrębie strefy górotworu podlegającej wpływom projektowanej eksploatacji, w zależności od postępu dobowego wyrobiska eksploatacyjnego.

Dla potrzeb prognozy metanowości przyjęto pewne przekroje obliczeniowe (rys. 1.2), charakterystyczne pod względem metanonośności.



Rys. 1.2 Podział parceli ściany 7 pod względem prognozowanej metanowości [2]

Wielkości metanonośności eksploatowanego pokładu 409 wynosiły średnio:

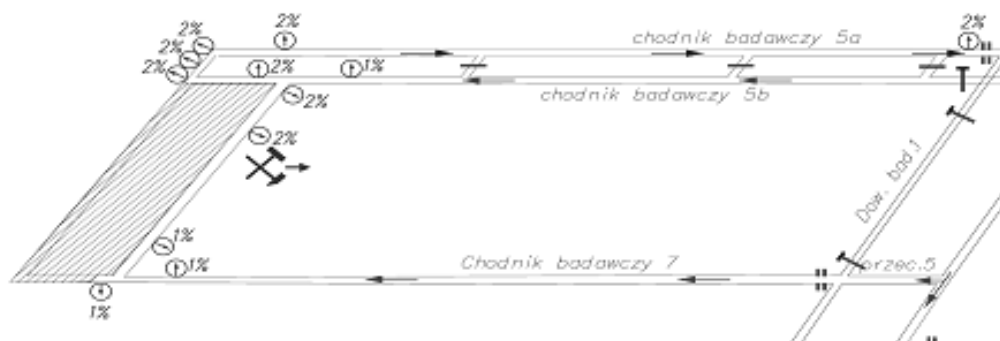
- dla przekrojów S-1 do S-2 cecha ścianowa do 200 m – $7,50 \text{ m}^3/\text{Mg}_{\text{csw}}$,
- dla przekroju S-3 (200 do 300 m) – $7,30 \text{ m}^3/\text{Mg}_{\text{csw}}$,
- dla przekrojów S-4 do S-5 (300 do 500 m) – $7,00 \text{ m}^3/\text{Mg}_{\text{csw}}$,
- dla przekrojów S-6 do S-10 (500 do 1000 m) – $6,26 \text{ m}^3/\text{Mg}_{\text{csw}}$,
- dla przekrojów S-11 do S-13 (1000 do 1280 m) – $7,08 \text{ m}^3/\text{Mg}_{\text{csw}}$,

Prognozowana metanowość wykazuje w związku z tym również pewne zróżnicowania – tabela 1.1.

Tabela 1.1 Prognozowana metanowość dla przyjętych przekrojów w zależności od wielkości wydobywania dziennego ściany 7 [3]

Przekrój (wybieg)	Prognozowana metanowość bezwzględna \dot{V}_{prog} [m^3/min] ściany 7 w pokładzie 409, przy: postępie dziennym [$\text{m}/\text{dobę}$] / wydobywaniu dziennym [$\text{Mg}/\text{dobę}$]								
	2,0 / 1555	2,5 / 1944	3,0 / 2332	3,5 / 2721	4,0 / 3110	4,5 / 3498	5,0 / 3887	5,5 / 4276	6,0 / 4664
S1-S3 (do 300 m)	24,37	28,85	33,13	37,28	41,31	45,23	49,08	52,85	56,56
S4, S5 (300-500 m)	24,23	28,67	32,93	37,03	41,03	44,92	48,73	52,46	56,13
S6-S10 (500-1000 m)	22,37	26,43	30,32	34,06	37,70	41,24	44,70	48,09	51,43
S11-S13 (1000 m do końca)	23,45	27,77	31,91	35,92	39,81	43,61	47,33	50,98	54,57

Dokonano też [2] stosownych obliczeń dla wyznaczenia wymaganej ilości powietrza przepływającego przez ścianę oraz zaplanowano zabezpieczenia metanometryczne rejonu ściany 7 (rys. 1.3).



Rys. 1.3 Lokalizacja metanomierzy w pierwszym okresie eksploatacji pokładu 409 ścianą 7 [2]

1.4 RZECZYWISTY POZIOM ZAGROŻENIA METANOWEGO

Eksploracja pokładu 409 ścianą 7 rozpoczęła się w październiku 2013 r. O poziomie zagrożenia metanowego w początkowym okresie eksploatacji decyduje głównie metan wydzielany z eksploatowanego pokładu. W miarę uzyskiwanego postępu zwiększa się wpływ tempa eksploatacji i związanego z tym rozszczelinowywania górotworu spowodowanego ciśnieniem eksploatacyjnym oraz następującym zawałem skał stropowych.

W poniższym zestawieniu (tabeli 1.2) pokazano wielkości charakteryzujące zmiany wielkości wydobywania względem rzeczywistych wielkości metanowości.

Z analizy przedstawionych danych (tabeli 1.2) wynika, że ujmowanie metanu rozpoczęło po dwóch tygodniach, tj. po uzyskaniu około 21,5 m wybiegu. Od tego też momentu następowała duża dynamika przyrostu metanowości.

Tabela 1.2 Zestawienie rzeczywistych metanowości względem wydobywania węgla ze ścian 7 w pokładzie 409

Wydobycie (uśrednione)		Metanowość [m ³ CH ₄ /min]		Ujęcie metanu [m ³ CH ₄ /min]
data	Mg/dobę	bezwzględna	wentylacyjna	
01.10.2013	936	0,08	0,08	0,00
02.10.2013	1223	0,08	0,08	0,00
03.10.2013	1914	0,71	0,71	0,00
04.10.2013	1443	3,07	3,07	0,00
05.10.2013	0	4,65	4,65	0,00
06.10.2013	362	0,02	0,02	0,00
07.10.2013	1617	0,10	0,10	0,00
08.10.2013	2331	3,10	3,10	0,00
09.10.2013	1465	3,86	3,86	0,00
10.10.2013	2331	6,94	6,94	0,00
11.10.2013	2331	8,68	8,68	0,00
12.10.2013	883	5,70	5,70	0,00
13.10.2013	0	2,93	2,93	0,00
14.10.2013	2331	7,06	6,06	1,00
15.10.2013	1970	9,36	8,16	1,20
16.10.2013	2248	19,75	16,43	3,32
17.10.2013	2245	20,41	16,34	4,07
18.10.2013	2606	23,11	15,84	7,27
19.10.2013	1960	26,84	16,85	9,99
20.10.2013	1700	24,93	14,46	10,47
21.10.2013	2585	25,64	16,39	9,25
22.10.2013	2836	34,22	20,04	14,18
23.10.2013	2874	34,92	22,20	12,72
24.10.2013	2493	37,55	24,90	12,65
25.10.2013	1961	39,99	25,83	14,16
26.10.2013	1765	38,47	28,02	10,45
27.10.2013	1168	31,40	21,77	9,63
28.10.2013	2842	33,45	23,73	9,72
29.10.2013	2642	43,02	31,00	12,02
30.10.2013	1072	40,70	28,51	12,19
31.10.2013	1142	37,61	25,12	12,49

Źródło: opracowanie własne

1.5 RÓŻNICE PROGNOZOWANYCH I RZECZYWISTYCH WARTOŚCI METANOWOŚCI ŚCIANY 7 W POKŁADZIE 409

Jak już wspomniano, prognozę metanowości bezwzględnej [3] sporządzono dla przekrojów S1-S13 na wybiegu ściany (tabela 1.1) zgodnie z Instrukcją GIG nr 14 [1]. Stąd w całkowitej wartości metanowości uwzględniono:

- ilość metanu wydzielającego się z urobionego węgla,
- ilość metanu wydzielającego się z ociosu węglowego,
- ekstremalne wydzielanie metanu w czasie trwania 1 skrawu kombajnem,
- ilość metanu wydzielającego się w wyrobisku ścianowym,
- ilość metanu wydzielającego się z warstw stropowych,
- ilość metanu wydzielającego się z warstw spągowych,
- wydzielanie metanu z odgazowania bezpośredniego.

W zależności od rozkładu metanowości w pokładzie 409 oraz w zalegającym około 40 m poniżej pokładzie 410/1-2 oraz stopnia rozszczelinowania górotworu (przeważająca część parceli ściany 7 znajduje się w sąsiedztwie zrobów ściany 5), w poszczególnych obszarach górotworu występować będzie zróżnicowany udział źródeł metanu. Analiza prognozy [3] dała podstawy do stwierdzenia [2], że zasoby metanu zawarte są:

- w około 48 do 60% w pokładach stropowych,
- w około 16 do 38% w pokładzie wybieranym,
- w około 13 do 20% w pokładach spągowych.

W świetle stwierdzonych maksymalnych metanowości w rejonie ściany 7 i wykonanych obliczeń można było wnioskować [2], że wydzielanie metanu z samego pokładu 410/1-2 przy postępie ściany ok. 4 m/dobę kształtować się będzie na poziomie ok. 2,8 m³/min a przy uwzględnieniu nierównomierności wydzielania ok. 5,1 m³/min. Generalnie dopływ metanu z pokładów nadebranych przy postępie ściany 7 ok. 4 m/dobę wyniesie ok. 4,8 m³/min a przy uwzględnieniu nierównomierności wydzielania ok. 8,8 m³/min.

Z analizy prognozowanych wielkości (tabela 1.1) wynika także, że – uwzględniając zarówno parametry ściany, jak i wszystkie wymienione powyżej źródła dopływu metanu oraz ich szacunkowy udział – prognozowana metanowość bezwzględna i obliczone na tej podstawie wartości metanowości względnej (w przeliczeniu na dobę) przedstawiają się następująco (tabela 1.3).

Tabela 1.3 Uśrednione wartości metanowości bezwzględnej i względnej w pierwszym przedziale eksploatacji pokładu 409 ścianą 7

Postęp [m/dobę]	Wydobycie [Mg/dobę]	Metanowość	
		bezwzględna uśredniona [m ³ CH ₄ /min]	względna uśredniona [m ³ CH ₄ /Mg]
do 2,0	do 1555	min. 1,57	min. 1,45
2,0-2,5	1555-1944	1,57-1,48	1,45-1,06
2,5-3,0	1944-2332	1,48-1,41	1,06-0,86
3,0-3,5	2332-2721	1,41-1,36	0,86-0,72
3,5-4,0	2721-3110	1,36-1,31	0,72-0,60

Źródło: opracowanie własne

Już pierwszy miesiąc eksploatacji pokładu 409 ścianą 7 pokazuje, że – uwzględniając uśrednione wartości wydobywania dobowego i uśrednione dobowe postępy – rzeczywiste wartości metanowości bezwzględnej (tabela 1.2) i względnej, w przeliczeniu na dobę (tabela 1.3), w stosunku do prognozowanej (tabela 1.1) odbiegają od ich uśrednionych wartości rzeczywistych (tabela 1.4).

Tabela 1.4 Zestawienie parametrów charakteryzujących kształtowanie się metanowości w rejonie ściany 7 w pokładzie 409 w pasie do 300 m

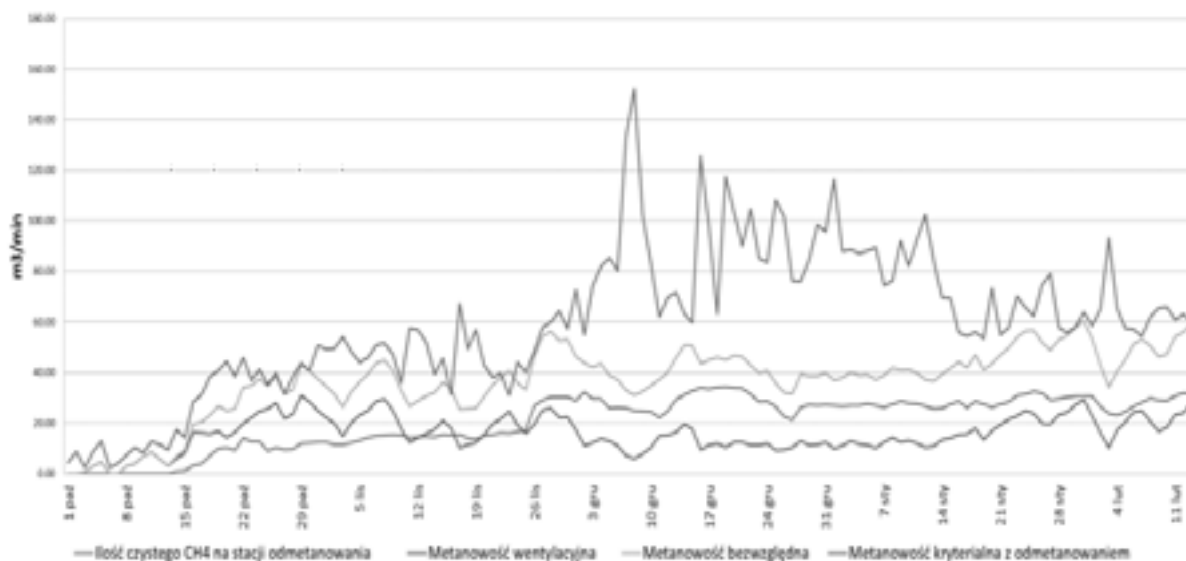
Paźdz. 2013	Postęp uśr. [m/dobę]	Wydobycie uśr. [Mg/dobę]	Metanowość wg prognozy w odniesieniu do rzeczywistego wydobywania		Metanowość rzeczywista		
			bezwzgl. [m ³ CH ₄ /min]	względna [m ³ CH ₄ /Mg]	bezwzgl. [m ³ CH ₄ /min]	wentylacyjna [m ³ CH ₄ /min]	względna [m ³ CH ₄ /Mg]
1	1,20	936	24,37	37,49	0,08	0,08	0,115
2	1,58	1223	24,37	28,69	0,08	0,08	0,118
3	2,47	1914	28,83	21,69	0,71	0,71	0,532
4	1,86	1443	24,37	24,31	3,07	3,07	3,052
5	0,00	0	0	0,00	4,65	4,65	0,000
6	0,47	362	24,37	96,94	0,02	0,02	0,072
7	2,08	1617	28,85	25,69	0,10	0,10	0,086
8	3,01	2331	33,13	20,46	3,10	3,10	1,900
9	1,89	1465	24,37	23,95	3,86	3,86	3,787
10	3,01	2331	33,13	20,46	6,94	6,94	4,291
11	3,01	2331	33,13	20,46	8,68	8,68	4,291
12	1,14	883	24,37	39,74	5,70	5,70	9,288
13	0,00	0	0	0,00	2,93	2,93	0,000
14	3,01	2331	33,13	20,46	7,06	6,06	4,348
15	2,54	1970	33,13	24,21	9,36	8,16	6,840
16	2,90	2248	33,13	21,22	19,75	16,43	12,643
17	2,90	2248	33,13	21,22	20,41	16,34	13,075
18	3,36	2606	37,28	20,59	23,11	15,84	12,772
19	2,53	1960	33,13	24,34	26,84	16,85	19,71
20	2,19	1700	28,85	24,43	24,93	14,46	21,11
21	3,33	2585	37,28	20,76	25,64	16,39	14,28
22	3,66	2836	41,31	21,03	34,22	20,04	17,38
23	3,71	2874	41,31	20,69	34,92	22,20	17,49
24	3,21	2493	37,00	21,37	37,55	24,90	21,68
25	2,53	1961	29,05	21,33	39,99	25,83	29,36
26	2,28	1765	26,77	31,84	38,47	28,02	31,38
27	1,51	1168	19,59	26,31	31,40	21,77	38,71
28	3,69	2842	38,83	19,67	33,45	23,73	16,94
29	3,41	2642	36,68	49,27	43,02	31,00	23,44
30	2,0	1072	18,40	24,71	40,70	28,51	54,67
31	2,75	1142	19,26	24,28	37,61	25,12	47,42

Źródło: opracowanie własne

1.5 DYNAMIKA PRZYROSTU METANOWOŚCI W KONTEKŚCIE TEORII EKSPLOATACYJNEGO ODGAZOWANIA POKŁADÓW SĄSIEDNICH

Opierając się na ww. metodzie prognozowania metanowości bezwzględnej ścian [1] można stwierdzić, że eksploatacja ściany 7 w pokładzie 409 spowoduje częściowe odgazowanie nadległych pokładów, których metanonośność nie jest znana oraz podległych pokładów, w tym pokładzie 410. Metoda ta zakłada, że dojdzie do tego w strefie desorpcji, w pasie o szerokości do ok. 40 m (rys. 1.4) [3].

wyższa, na poziomie co najmniej $6 \text{ m}^3/\text{Mg}_{\text{csw}}$. Pierwsze tego skutki objawiły się pod koniec pierwszego miesiąca eksploatacji, kiedy to rzeczywista metanowość względna zdecydowanie zaczęła przekraczać metanowość względną obliczoną stosownie do prognozy metanowości bezwzględnej (tabela 1.3). Inaczej mówiąc, niezależnie od tego jaki będzie poziom wydobywania następuje stały dopływ dodatkowej ilości metanu, ilości, która w przytoczonych wyżej proporcjach [2] nie ma wytłumaczenia. Kolejne tego skutki wystąpiły w dalszych miesiącach eksploatacji, kiedy to znacząco wyższa była metanowość bezwzględna (rys. 1.6), powodująca konieczność dostosowywania profilaktyki metanowej do rzeczywistego poziomu zagrożenia metanowego [6].



Rys. 1.6 Charakterystyka odmetanowania i metanowości rejonu ściany 7 pokładu 409 [6]

Nas tej podstawie można oszacować, że dodatkowa ilość metanu dopływająca z pokładu 410/1-2 może osiągać wielkości nawet do $20 \text{ m}^3/\text{min}$.

Istnieje kilka przyczyn potwierdzających istotnie wyższy wpływ metanonośności pokładu 410 na metanowość w zachodnim skrzydle pokładu 409, zarówno w części wyeksploatowanej już ścianą 5, jak i w części nadbieranej ścianą 7.

Pierwszym podwodem jest to, że pokład 409 jest nachylony w kierunku południowo-zachodnim, przez co przyrost głębokości jest znaczący – około 50 m na długości 200 m. Powoduje to znaczący przyrost metanonośności – dość powiedzieć, że eksploatacja pokładu 409 ścianą 1 odbywała się w warunkach I kategorii zagrożenia metanowego.

Drugim powodem jest to, że przewietrzanie coraz niżej zalegających parceli ścian w pokładzie 409 wymaga pracy wentylatora głównego przewietrzania na coraz wyższych parametrach. Aktualnie, dla ściany 7 bezwzględny podpoziom wynosi 89 m, jednak z uwagi na fakt, iż zanim powietrze świeże z podszybia szybu I na poziomie 1050 m dopłynie do ściany 7 wznosi się najpierw do wyrobiska na poziomie ok. 1020 m, po czym dopiero sprowadzane jest na upad w kierunku ściany. Zatem rzeczywisty podpoziom wynosi około 119 m, co przy długości dróg odprowadzania powietrza z rejonu ściany 7 wynoszącej około 4500 m wymaga pracy wentylatora głównego przewietrzania zabudowanego przy szybie wentylacyjnym III z depresją około $305 \text{ mm H}_2\text{O}$.

Kolejny powód wynika właśnie z tak dużej depresji przyłożonej na rejon ściany 7, która zarówno zwiększa, jak i przyspiesza desorpcję metanu zarówno z pokładu 409, jak i z pokładu 40/1-2, który ze względu na głębokość zalegania tych pokładów znajduje się pod dużym ciśnieniem. Możliwość desorpcji metanu wynikająca z rozszczelinowania górotworu powoduje szybkie i znacząco duże przepływy metanu do rejonu ściany 7, co dało się zaobserwować już w pierwszym miesiącu biegu ściany 7.

Jeszcze jednym dowodem jest zaleganie ściany 7 względem znajdującego się w dużej odległości na północ uskoku Kłodnickiego, który miał wpływ na odgazowanie północnej części pokładu 409 (kategoria zagrożenia metanowego w rejonie ściany 1). Prawie tak samo duża jest odległość od znajdującego się na południe uskoku VIa. Powoduje to, że praktycznie ani pokład 409, ani pokład 410 w tej części nie zostały przez te uskoki wcześniej odgazowane nawet w najmniejszym stopniu.

I na koniec kolejny fakt wynikający z tego, iż w otrzymanej w 2002 roku pierwszej koncesji na eksploatację pokładu 409 zawarty był warunek, by eksploatacja pokładu 409 nie powodowała wydobywania metanu z pokładu 410. Znaczyło to tyle, że metan w pokładzie 410 mógł być traktowany, z uwagi na jego bardzo wysoką metanonośność, jako kopalina podstawowa w rozumieniu ówczesnie obowiązującego Prawa geologicznego i górniczego [7].

Wszystkie powyższe powody wskazują też na to, że nadal należy liczyć się ze zdecydowanie wyższą metanowością bezwzględną ściany 7 niż prognozowana, głównie z powodu znacznie wyższego dopływu metanu z pokładu 410/1-2.

PODSUMOWANIE

Prognozowany poziom zagrożenia metanowego oparty jest na metodzie opracowanej pod koniec lat dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku, przez co w pełni nie uwzględnia dużo wyższego, w rzeczywistości występującego, wpływu głębokości zalegających pokładów oraz eksploatacji podpoziomowej na metanowość bezwzględną.

Powodami bardzo dużego stopnia odgazowania pokładu 410/1-2 są, m.in.:

- znaczący przyrost metanowości zarówno tego jak i pokładu 409 wynikający z dużego przyrostu głębokości zalegania, w kolejnych parcelach ścian,
- konieczność pracy wentylatora głównego przewietrzania na coraz wyższych parametrach dla zapewnienia odpowiedniej ilości powietrza w rejonie ściany 7, spowodowana podpoziomym zaleganiem parceli tej ściany z podpoziomem około 119 m względem poziomu, z którego powietrze świeże jest sprowadzane na upad oraz długością dróg wentylacyjnych,
- duża depresja wentylatora głównego przewietrzania przyłożoną do rejonu ściany 7 i strefy spękań sięgającej pokładu 410/1-2, zwiększająca i przyspieszająca desorpcję metanu,
- duża odległość parceli ściany 7 od dużych dyslokacji – uskoku Kłodnicki (na północy) i uskoku VIa (na południu), przez co nie występują skutki odgazowującego oddziaływania uskoku.

Dalsza eksploatacja pokładu 409 ścianą 7 nadal objawiać się będzie wyższą metanowością niż prognozowana.

LITERATURA

1. Dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej ścian (poradnik techniczny). Instrukcja nr 14 GIG, luty 2000.
2. Dziurzyński W. i zespół: Dokumentacja pracy naukowo-badawczej pt. „Kompleksowa analiza zagrożenia wentylacyjno-metanowo-pożarowego w rejonie ściany 7 w pokładzie 409 O.G. Ruda – Śląska Panewniki II dla KHW S.A. KWK „Wujek” Ruch Śląsk”. Opracowanie Instytutu Mechaniki Górniczej PAN, Kraków 2013, niepublikowana.
3. Krause E. i zespół: Dokumentacja pracy badawczo-usługowej: Analiza zagrożenia metanowego i wentylacyjno-pożarowego w rejonie projektowanej ściany 7 w pokładzie 409 w OG „Ruda Śląska – Panewniki II” KHW S.A. KWK „Wujek” wraz z opinią na temat założonych zasad profilaktyki w przedmiotowym zakresie. GIG KD „Barbara” – nr GIG 581 0704 1-212 z dnia 03.03.2011 r., niepublikowana.
4. Projekt techniczny eksploatacji pokładu 409 ścianą 7 w O.G. „Ruda Śląska – Panewniki II”. Dokumentacja KHW KWK Wujek, Katowice 2013, niepublikowany.
5. Sprawozdanie Komisji powołanej przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego dla zbadania przyczyn i okoliczności zapalenia i wybuchu metanu oraz wypadku zbiorowego, zaistniałych w dniu 18 września 2009 r. w Katowickim Holdingu Węglowym S.A. w Kopalni Węgla Kamiennego „Wujek” Ruch „Śląsk” w Rudzie Śląskiej. WUG, Katowice, marzec 2010, niepublikowane.
6. Trenczek S., Zelek A., Kornet H., Bubała C.: Dobór środków profilaktycznych w aspekcie współwystępowania zagrożeń tapaniami i metanowego na przykładzie ściany 7 w pokładzie 409 KWK Wujek ruch Śląsk. Materiały Konferencji „Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w polskim górnictwie. Zawiercie, 1-2 kwietnia 2014. Wyd. SiTG Katowice, 2014.
7. Ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. Prawo geologiczne i górnicze. Dz. U. z 2005 r. Nr 228, poz. 1947, z późn. zm.

**CHARAKTERYSTYKA POTENCJALNEGO I RZECZYWISTEGO POZIOMU
ZAGROŻENIA METANOWEGO NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY 7 W POKŁADZIE 409
W KHW SA. KWK „WUJEK” RUCH „ŚLĄSK”**

Streszczenie: *Opisano warunki geologiczno-górniczne w rejonie ściany 7 w pokładzie 409 „OG Ruda Śląska Panewniki II” w KHW SA. KWK „Wujek” Ruch „Śląsk”. Przedstawiono zakres eksploatacji dokonanej w tym pokładzie. Scharakteryzowano warunki wskazujące na potencjalny poziom zagrożenia metanowego. Opisano parametry zagrożenia metanowego występujące podczas prowadzenia eksploatacji pokładu ścianą 7 w pierwszym okresie. Określono dynamikę oraz powody przyrostu poziomu metanowości w kontekście metanonośności pokładu 409 i niżej zalegającego pokładu 410/1-2.*

Słowa kluczowe: *KWK „Wujek” Ruch „Śląsk”, eksploatacja pokładu 409, zagrożenie metanowe*

mgr inż. Leszek BĄK
KHW SA. KWK „Wujek”
ul. Wincentego Pola 65, 40-596 Katowice
dr hab. inż. Stanisław TRENCZEK, prof. nadzw. w ITI EMAG
Instytut Technik Innowacyjnych EMAG
ul. Leopolda 3, 40-189 Katowice
e-mail: s.trenczek@emag.pl

AUTORSKI UKŁAD POMIAROWO-ROZLICZENIOWY GAZU Z ODMETANOWANIA KOPALŃ JSW SA. – ROZWIĄZANIE „ZOK” SP. Z O.O.

2.1 OGÓLNE INFORMACJE O JSW SA.

Jastrzębska Spółka Węglowa SA. grupuje 4 kopalnie (rys. 2.1), których obszar górniczy wynosi ok. 170 km² w rejonie miast Jastrzębie-Zdrój, Żory i Ornontowice. Jedną z nich to kopalnia zespólna „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” z Ruchami: „Borynia”, „Zofiówka” i „Jas-Mos” oraz kopalnie: „Budryk”, „Krupiński” i „Pniówek”. Eksploatacja obejmuje złoża węgla koksowego. Produkcja kopalń to węgiel typu 35,1 i 35,2 oraz węgiel typu 34 z pogranicza węgla koksowych i energetycznych. W roku 2013 wydobyte wyniosło 13,6 mln Mg w tym:

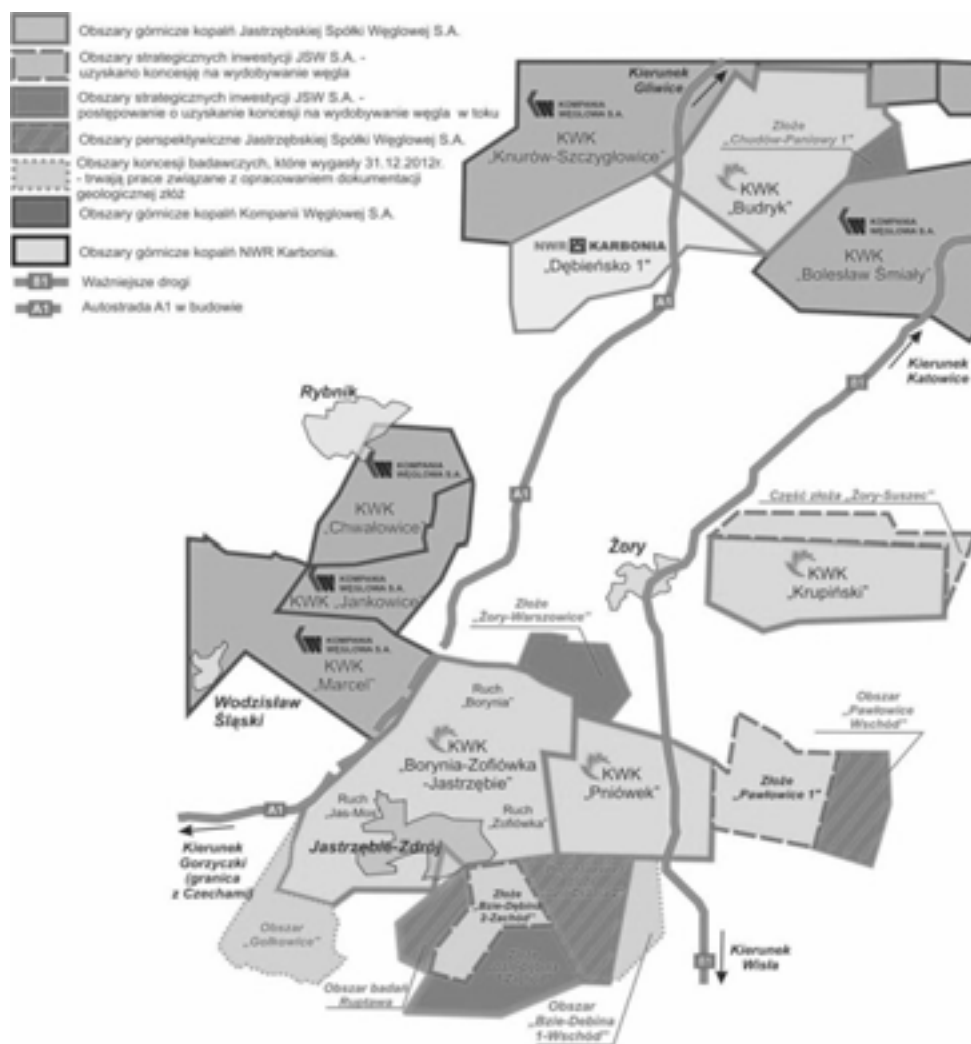
węgiel koksowy	– 9,8 mln Mg,
węgiel energetyczny	– 3,8 mln Mg.

Warunki górniczo-geologiczne zalegania złoża powodują, że występują znaczne ilości metanu, co wymusza we wszystkich kopalniach prowadzone jest odmetanowanie. W roku 2013 odmetanowaniem ujęto 131,5 mln m³ CH₄ który w 78% został wykorzystany do celów energetycznych w instalacjach własnych kopalń oraz Spółki Energetycznej „Jastrzębie” SA. i Zakładu Produkcji Ciepła „Żory” Sp. z o.o. do produkcji energii elektrycznej, ciepła i „chłodu”.

2.2 OGÓLNE INFORMACJE O „ZOK” SP. Z O.O.

Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK” Sp. z o.o. w Jastrzębiu-Zdroju jest największą i najstarszą firmą w Polsce zajmującą się kompleksowo odmetanowaniem górotworu kopalń węgla kamiennego, projektowaniem technologii odmetanowania, projektowaniem i budową obiektów i urządzeń odmetanowania, podziemnymi robotami wiertniczymi oraz zagadnieniami naukowo-technicznymi związanymi z oceną i likwidacją zagrożeń metanowych. Obecnie Zakład prowadzi kompleksowe odmetanowanie we wszystkich kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. oraz w kopalniach Katowickiego Holdingu Węglowego SA.: KWK „Mysłowice-Wesoła”, KWK „Murcki-Staszic” Ruch „Staszic” i Ruch „Boże Dary”, KWK „Wujek-Śląsk” Ruch „Wujek”. W ramach prowadzonych robót związanych z odmetanowaniem Zakład wykonuje: podziemne roboty wiertnicze – ~300 km w roku 2013, obsługę systemu odmetanowania zarówno pod ziemią (regulacja ujęć metanu, budowa, likwidacja, utrzymanie i konserwacja dołowych sieci rurociągów odmetanowania – średnio ~ 130 km w roku 2013). Ponadto Zakład obsługuje dołowe i powierzchniowe stacje odmetanowania w w/w kopalniach. W ramach obsługi prowadzony jest również

kompleksowy serwis wszystkich urządzeń zabudowanych w stacjach, w tym również nowo zabudowanego układu pomiarowo-rozliczeniowego gazu z odmetanowania kopalń JSW SA.



Rys. 2.1 Obszar górniczy kopalń JSW SA.

2.3 OPIS UKŁADU POMIAROWO-ROZLICZENIOWEGO GAZU Z ODMETANOWANIA KOPALŃ JSW SA. PRZED ZMIANĄ

Przed zabudową nowego układu pomiarowo-rozliczeniowego gazu na wszystkich stacjach odmetanowania jak i u odbiorców gazu wyznaczano przepływ gazu w normalnych metrach sześciennych na minutę, na podstawie pomiaru różnicy ciśnień na kryzach pomiarowych lub rurkach Pitota-Prandtla oraz pomiaru ciśnienia i temperatury przepływającego gazu. Pomiar ten realizowano poprzez przetworniki: ciśnienia, temperatury i różnicy ciśnień. W kilku przypadkach u odbiorców gazu zastosowano w ostatnich latach nowsze rozwiązania tj. przepływomierze termiczne lub turbinowe. Ilość przepływającego czystego metanu wyznaczano na podstawie pomiaru jego stężenia realizowanego za pomocą czujnika wysokich stężeń metanu typu CMW-10ca lub równoważnego. Pomiary te odnotowywano raz na godzinę w raportach gazowych zarówno na stacjach odmetanowania jak i u odbiorców gazu. Dodatkowo wykonywano badania laboratoryjne próbek gazu pobieranych w wyznaczonych miejscach. Na podstawie dokonanych zapisów raz na miesiąc

sporządzano bilans ujęcia oraz wykorzystania metanu dla wszystkich kopalń JSW SA., który stanowił podstawę rozliczenia handlowego sprzedaży metanu.

Wady tego układu pomiarowo-rozliczeniowego to:

- zliczanie przepływu wg danych chwilowych podawanych raz na godzinę,
 - stosowanie urządzeń pomiarowych o stosunkowo dużym błędzie pomiarowym,
 - różnorodność stosowanych urządzeń pomiarowych,
 - pomiar stężenia metanu jedynym pomiarem składu gazu dokonywanym na bieżąco,
 - brak pomiaru wilgotności gazu,
 - konieczność korygowania bilansu o pomiary laboratoryjne składu gazu,
 - brak pełnego monitoringu,
 - prowadzenie nadzoru i regulacji rozplywu gazu na podstawie meldunków telefonicznych.
- Dotychczas stosowany układ pomiarowo-rozliczeniowy powodował wiele problemów eksploatacyjnych oraz generował duże straty z uwagi na błędy i różnice pomiarowe. Brak pełnego monitoringu zlokalizowanego w jednym miejscu utrudniało w sposób znaczący nadzór nad rozplywem gazu w sieci i jego wykorzystaniem.

2.4 PRZESŁANKI REALIZACJI NOWOCZESNEGO UKŁADU Z PUNKTU WIDZENIA JSW SA.

Postęp techniczny, pojawienie się nowych urządzeń pomiarowych, budowa nowych lub modernizacja istniejących stacji odmetanowania, ciągły wzrost wskaźnika wykorzystania metanu poprzez budowę nowych układów energetycznych, umożliwiło i wymusiło realizację nowatorskiego projektu, który został przedstawiony w niniejszym referacie.

2.5 UKŁAD POMIAROWO-ROZLICZENIOWY GAZU AUTORSTWA „ZOK” SP. Z O.O.

2.5.1 Historia budowy

W roku 2011 został powołany zespół złożony z pracowników JSW SA., i „ZOK” Sp. z o.o., którego zadaniem była ocena funkcjonującego układu pomiarowo-rozliczeniowego, wskazanie jego słabych punktów oraz opracowanie możliwych kierunków jego modernizacji. Z prac zespołu powstał raport, na podstawie którego JSW SA., podjęła decyzję o budowie nowego układu pomiarowo-rozliczeniowego oraz określono wymagania dla tego układu.

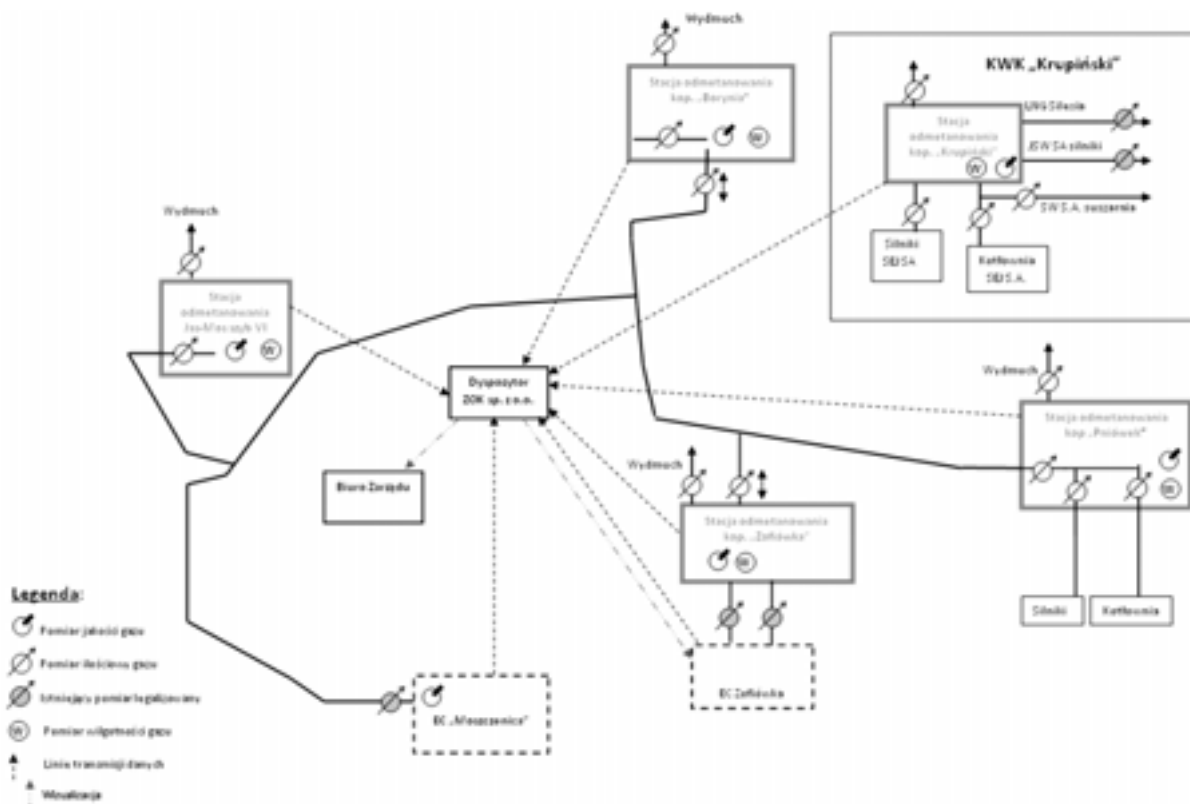
W czerwcu 2012 r. w JSW SA., została przeprowadzona procedura przetargowa, w wyniku której jako wykonawcę wybrano „ZOK” Sp. z o.o. Prace projektowe wykonano w cztery miesiące, kolejne pięć miesięcy to etap budowy. W czerwcu 2013 r. rozpoczęto testowanie całego systemu, które po wprowadzeniu szeregu korekt zakończono w listopadzie tego roku.

2.5.2 Opis układu

Kompletny układ pomiarowo-rozliczeniowy (rys. 2.2) składa się z:

- serwera centralnego,
- 5 serwerów lokalnych,
- routera VPN,
- 6 chromatografów,
- 6 czujników wilgotności,

- 18 przepływomierzy turbinowych,
- 2 przepływomierzy turbinowych dwukierunkowych,
- 3 przepływomierzy termicznych,
- 1 przepływomierz opartego na rurce Pitota z przetwornikiem Deltabar S,
- 23 czujników ciśnienia,
- 23 czujników temperatury,
- układu transmisji danych,
- 3 komputerów klienckich (z możliwością rozbudowy).



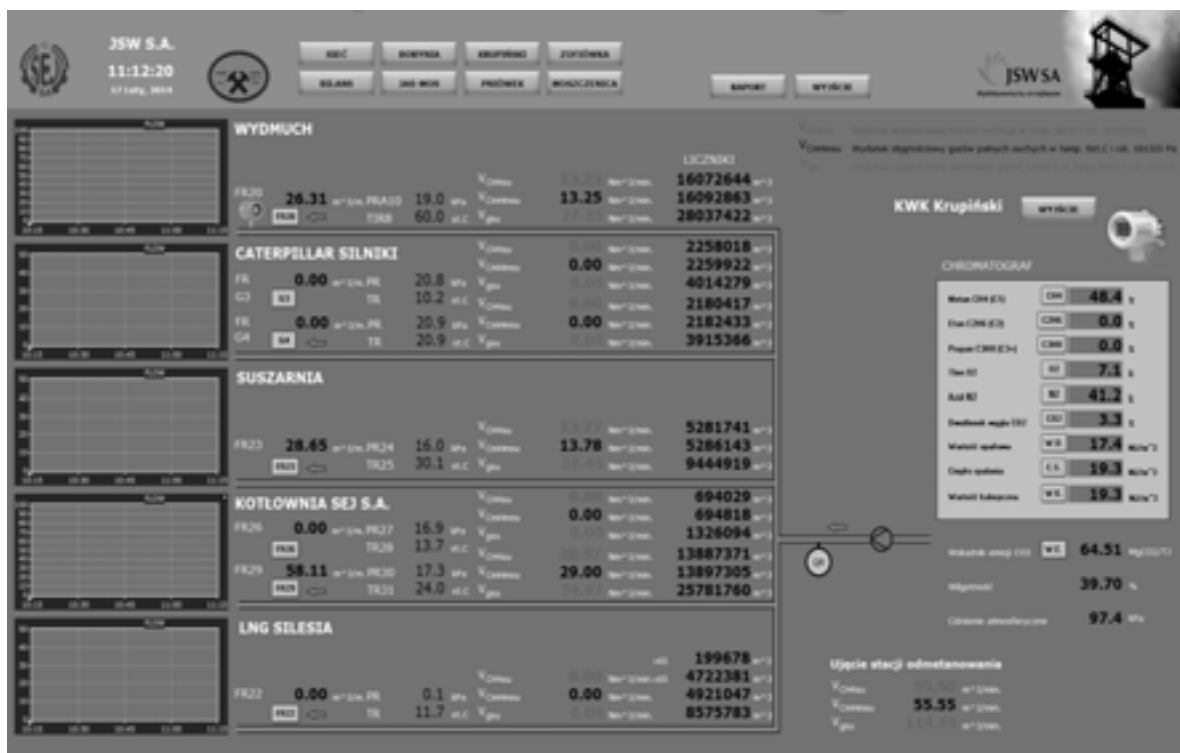
Rys. 2.2 Skład kompletnego układu pomiarowo-rozliczeniowego

Serwer centralny pracuje w oparciu o system operacyjny WINDOWS SERVER 2008 R2 z zainstalowaną aplikacją SCADA. Aplikacja użytkowa została napisana w środowisku ASIX. Serwer centralny pracuje jako centralna baza danych uzupełniająca „on-line” dane z serwerów lokalnych oraz udostępniająca tę bazę oraz pomiary „on-line” komputerom klienckim. Ponadto serwer centralny posiada zainstalowany interfejs do układu pomiarowego w EC „Moszczenica”.

Serwery lokalne zainstalowane są na 5 stacjach odmetanowania w KWK „Krupiński”, KWK „Pniówek”, KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Jas-Mos”, Ruch „Borynia” i Ruch „Zofiówka”. Serwery lokalne pracują w oparciu o system operacyjny WINDOWS 7 z zainstalowaną aplikacją SCADA. Aplikacja użytkowa została napisana w środowisku ASIX. Posiada ona zainstalowane szereg interfejsów komunikacyjnych umożliwiających zbieranie danych z czujników celem przetworzenia i ich przedstawienia w oczekiwanej formie. Wszystkie dane są lokalnie archiwizowane. Do aplikacji tej zaimplementowano algorytmy, za pomocą których pozyskiwane dane przeliczane są „na bieżąco” tak, że wynik

przepływu w każdym mierzonym punkcie podawany i archiwizowany jest w normalnych metrach sześciennym na minutę gazu suchego. Tak przeliczone dane są zliczane. Archiwizacja liczników umożliwia generowanie raportów z rozplywów i wykorzystania gazu oraz późniejszą ich analizę.

Przykładowy zrzut z ekranu monitora serwera lokalnego pokazano na rys. 2.3.



Rys. 2.3 Przykładowy zrzut z ekranu monitora serwera lokalnego

Router VPN jest urządzeniem zarządzającym prywatną siecią, w której pracuje system. W sieci tej posadowiono serwer centralny, komputer kliencki dyspozytora ZOK (osoby nadzorującej i zarządzającej rozplywem gazu w sieci) oraz serwery lokalne i klientów lokalnych. Serwery lokalne logują się automatycznie poprzez lokalne routery GSM z wykorzystaniem bezpiecznej transmisji VPN. Komputery klienckie również logują się do sieci prywatnej za pomocą bezpiecznego połączenia VPN.

Komputery klienckie (uprawnione osoby z JSW SA. i SEJ SA.) pracują w oparciu o system operacyjny WINDOWS 7 z zainstalowaną aplikacją SCADA oraz aplikacją użytkową napisaną w środowisku ASIX. Posiadają one zainstalowane układy umożliwiające zestawienie połączenia VPN do sieci prywatnej oraz aplikację terminalową udostępniającą dane „on-line” i archiwalne. Aplikacja umożliwia również generowanie raportów z wykorzystania gazu w sieci oraz późniejszą ich analizę. Dostęp do danych zgromadzonych na serwerze centralnym realizowany jest poprzez sieć www.

2.5.3 Zastosowane urządzenia pomiarowe - chromatograf on-line typu NGC 8200

Chromatograf wykonuje pomiary stężeń gazów automatycznie, dane archiwizowane są w module pamięci chromatografu i przesyłane do systemu. Zakres roboczy chromatografu to:

- metan 0÷100%, • tlen 0÷20%,

- etan 0÷0,5%,
- C3+ 0÷0,1%,
- azot 0÷100%,
- dwutlenek węgla 0÷10%

Powtarzalność: ±1%, czas cyklu pomiarowego: 345 sekund. Ponadto chromatograf na podstawie wykonanych pomiarów dokonuje obliczeń:

- gęstości względnej,
- wartości opałowej,
- ciepła spalania,
- liczby Wobbe'go (górna i dolna).

2.5.4 Układ Kondycjonowania Gazów

Układ Kondycjonowania Gazów jest to zestaw starannie dobranych podzespołów (indywidualnie dla każdego chromatografu) z zakresu aparatury kontrolno-pomiarowej i automatyki spełniający następujące funkcje:

- osuszenie próbki gazu,
- kontrolowanie ciśnienia próbki gazu,
- kontrolowanie przepływu próbki gazu,
- usuwanie cząstek stałych z próbki zanieczyszczonej (filtracja).

Dodatkowo zastosowano tak zwaną "szybką pętlę", dla odpowiednio szybkiego i sprawnego pomiaru. Po obliczeniu opóźnienia, dla każdego układu, określono wymagany przepływ oraz ciśnienie badanej próbki, co w praktyce umożliwiło „przesunięcie” miejsca poboru w możliwie najbliższe otoczenie chromatografu.

2.5.5 Gazomierz turbinowy CGT-02

Gazomierz CGT-02 służy do pomiaru ilości przepływającego gazu w warunkach procesowych. Jego konstrukcja zapewnia, że pomiary odbywają się z maksymalną dokładnością, minimalnymi stratami ciśnienia a długość odcinka dopływowego w układach rozliczeniowych wynosi tylko 2xDN. Duża liczba nadajników impulsów daje możliwość monitorowania zużycia przez odbiorcę i dostawcę gazu przy równoczesnym sterowaniu procesami technologicznymi. Są to podstawowe gazomierze w omawianym układzie pomiarowo-rozliczeniowym. Zastosowano je w zakresie średnic DN200÷DN400.

Gazomierz turbinowy CGT-02 zbudowany jest z następujących podzespołów:

- korpusu głównego (żeliwny lub stalowy), z gniazdami do nadajników HF,
- zespołu pomiarowego z kierownicą strumienia i zespołem wirnika turbiny,
- zespołu przeniesienia napędu z wirnika turbiny do zespołu liczydła wolnego od mierzonego gazu,
- zespołu liczydła obrotowego, z ośmiosegmentowym licznikiem i nadajnikami impulsów,
- układu smarowania.

Zakresowość: 1:30, temperatura mierzonego medium: do 70°C, dokładność w zakresie pomiarowym: ±1%. Gazomierz podlega legalizacji. Maksymalny zakres pomiarowy podlegający legalizacji: 7000 m³/godz.

2.5.6 Gazomierz turbinowy Model – SM-RI-2

Gazomierz turbinowy SM-RI-2 co do zasady działania nie różni się od modelu CGT-02. Produkowany jest również w wersji dwukierunkowej (pomiar przepływającego gazu w obu

kierunkach) oraz w wersji HT (temperatura mierzonego medium do 120°C). W omawianym układzie zastosowano dwa gazomierze dwukierunkowe (DN200 i DN400) oraz dwa gazomierze w wersji HT (DN300) w miejscach tego wymagających. Gazomierze te również podlegają legalizacji.

2.5.7 Przepływomierz termiczny ST98

Model ST98 jest termicznym przepływomierzem masowym dla zastosowań pomiarowych powietrza lub gazu. Model ST98 składa się z członu pomiarowego przepływu, nadajnika przepływu i obudowy.

Podstawowe dane techniczne:

- temperatura robocza: -40 do 350°F (-40 do 177°C),
- zakres przepływu: 0,006 do 0,23 m/s [NMPS],
- dokładność pomiaru przepływu: $\pm 1\%$ odczytu + 0,5% pełnej skali,
- powtarzalność: $\pm 0,5\%$ odczytu.

Z uwagi na bardzo dużą rozpiętość pomiaru przepływu gazu, przepływomierz termiczny ST98 znalazł zastosowanie w omawianym układzie w 3 punktach pomiarowych, w których gaz w przypadkach braku odbioru upuszczany jest do atmosfery. Przepływomierz ten podlega kalibracji.

2.5.8 Rurka Pitota wraz z przetwornikiem różnicy ciśnień Deltabar S

Pomiar przepływu z użyciem elementu spiętrzającego w postaci rurki Pitota oraz przetwornika różnicy ciśnień Deltabar S to uniwersalny system pomiarowy do par, gazów i cieczy. Charakteryzuje się dużą odpornością na wilgotność i zanieczyszczenie mierzonego medium. Rozwiązanie to znalazło zastosowanie w jednym punkcie pomiarowym, w którym istnieje możliwość wytrącania się kondensatu olejowo-wodnego w przepływającym gazie. W miejscu tym gaz w przypadkach braku odbioru upuszczany jest do atmosfery. Dokładność pomiaru przepływu wynosi $\pm 1\%$ odczytu.

2.5.9 Przetwornik wilgotności i temperatury Seria EE30EX

Przetwornik serii EE30EX jest sterowanym mikroprocesorowo przyrządem do dokładnego pomiaru wilgotności i temperatury w strefach, gdzie występuje niebezpieczeństwo wybuchu.

Podstawowe dane techniczne

- zakres roboczy czujnika wilgotności: 0÷100% RH (wilgotności względnej),
- dokładność pomiaru wilgotności: $\pm 1\%$ RH (0÷90%RH), $\pm 2\%$ RH (90÷100RH),
- zakres roboczy czujnika temperatury: -40÷180°C,
- dokładność pomiaru temperatury przy 20°C: $\pm 0,1^\circ\text{C}$.

2.5.10 Iskrobezpieczny czujnik temperatury Typu ICT-*.**

Iskrobezpieczny czujnik temperatury typu ICT-*.** służy do pomiaru temperatury gazów, cieczy, ciał stałych w urządzeniach, zbiornikach, rurociągach ciśnieniowych itp. Czujnik ten może być stosowany w strefach zagrożonych wybuchem gazów i pyłów zaliczonych do grupy I (metan, pył węglowy) jak również grupy II.

Podstawowe dane techniczne:

- zakres pomiarowy: $-50 \div +200^{\circ}\text{C}$,
- dokładność: $< 1\%$ odczytu.

2.5.11 Przetwornik ciśnienia PC-28

Przetwornik ciśnienia PC-28 przeznaczony jest do pomiaru nadciśnienia, podciśnienia i ciśnienia absolutnego gazów, par i cieczy. Może być wykonany na dowolny zakres pomiarowy w przedziale: $2,5 \text{ kPa} \div 100 \text{ MPa}$ (pod lub nadciśnienie).

Podstawowe parametry metrologiczne (zakres 40 kPa):

- dopuszczalne przeciążenie (powtarzalne – bez histerezy): 250 kPa,
- przeciążenie uszkodzające: 500 kPa,
- błąd podstawowy: 0,2%,
- błąd temperaturowy: $0,4\%/10^{\circ}\text{C}$,
- stabilność długoczasowa: $0,1\%/\text{rok}$,
- histereza i powtarzalność: 0,05%.

2.6 ZALETY ZASTOSOWANEGO ROZWIĄZANIA

Do najważniejszych zalet wykonanego układu pomiarowo-rozliczeniowego należy:

- wykonywanie pomiarów parametrów gazu w sposób ciągły wraz z ich archiwizacją,
- automatyczny dokładny pomiar koncentracji gazów za pomocą chromatografu,
- zastosowanie legalizowanych gazomierzy przed wszystkimi obiorami gazu,
- rozliczanie ujmowanego i wykorzystywanego metanu w normalnych metrach sześciennych gazu suchego,
- możliwość eksportu danych do programu MS Excel i tworzenia dowolnych baz danych i raportów,
- stały monitoring mierzonych parametrów gazu we wszystkich punktach sieci.

Stały pełny monitoring „on-line” parametrów ujmowanego i przesyłanego metanu znacznie usprawnił pracę osób nadzorujących rozływ gazu w sieci, co ma bezpośrednie przełożenie na efektywność wykorzystania gazu, a więc podniesienie efektywności ekonomicznej. Przyczynił się również do poprawy bezpieczeństwa ponieważ każda awaria na sieci zauważana jest niemal natychmiast.

2.7 DOŚWIADCZENIA Z DOTYCHCZASOWEJ EKSPLOATACJI

W trakcie dotychczasowej eksploatacji nie zanotowano problemów z pracą elementów układu (przyrządów wraz z oprogramowaniem). Założona w projekcie różnica bilansowa pomiędzy podażą gazu a jego odbiorem w wysokości do 3% jest dotrzymywana.

Należy jednak podkreślić, że dla niezawodności działania układu – mając na uwadze fakt, że gaz z odmetanowania jest zanieczyszczony – konieczna jest stała konserwacja urządzeń pomiarowych. W trakcie eksploatacji układu zauważono również znaczące krótkookresowe zmiany koncentracji metanu ujmowanego przez jedną ze stacji odmetanowania, co powodowało wyższe odchylenia bilansowe. Ich niekorzystny wpływ na rozliczenie gazu został wyeliminowany przez uśrednienie wartości pomiarowych koncentracji gazu w dłuższym okresie czasu.

Zaletą układu pomiarowego jest również możliwość automatycznego zrzutu danych pomiarowych do arkusza kalkulacyjnego Excel i tworzenia przez użytkownika różnorodnych

raportów obejmujących zdefiniowane dowolnie okresy rozliczeniowe. W tym przypadku nie jest konieczne wsparcie twórców programu informatycznego.

Można zatem stwierdzić, że układ pomiarowy spełnił założenia postawione przez JSW SA. i jest przyjazny w użytkowaniu.

2.8 ZARZĄDZANIE PRZEZ JSW SA. GAZEM Z ODMETANOWANIA (W OPARCIU O UKŁAD POMIAROWO-ROZLICZENIOWY)

2.8.1 Bilansowanie ujęcia i rozptywu

Zarządzanie metanem jest prowadzone w oparciu o nowoczesny układ pomiarowo rozliczeniowy gazu zbudowany na przełomie 2012/2013 r.

Układ ten obejmuje stacje odmetanowania w kopalniach:

- ◆ Ruch „Borynia”
 - ◆ Ruch „Jas-Mos” – szyb VI
 - ◆ Ruch „Zofiówka”
 - ◆ KWK „Krupiński”
 - ◆ KWK „Pniówek”
- } kop. „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”

oraz odbiory do których jest przesyłany gaz z tych stacji bezpośrednio lub poprzez sieć będącą własnością SEJ SA.

W JSW SA. odbiorcami są:

- ◆ KWK „Krupiński” - suszarnia flotokoncentratu
- silniki gazowe 2 x 2,0 MW_{el}
- ◆ Ruch „Borynia” - silnik gazowy 1,8 MW_{el}

W SEJ SA. odbiorcami są:

- ◆ EC „Zofiówka” - kotły pyłowo-gazowe
- ◆ EC „Moszczenica” - kotły pyłowo-gazowe
- silnik gazowy o mocy 4 MW_{el}
- ◆ Zespół Elektrociepłowni kogeneracyjnych
- EC „Suszec” - 2 silniki gazowe 3,0 i 3,2 MW_{el}
- EC „Pniówek” - 4 silniki gazowe (2x3,2 MW_{el}, 1x4,0 MW_{el}, 1 x 3,9 MW_{el})
- Kotły gazowe WR

W tabeli 2.1 przedstawiono bilans ujęcia i wykorzystania metanu za rok 2013.

PODSUMOWANIE

Zbudowany układ pomiarowo-rozliczeniowy gazu z odmetanowania kopalń znacznie usprawnił pracę osób nadzorujących rozptyw gazu w sieci. Przyczynił się do efektywniejszego wykorzystania metanu oraz do poprawy bezpieczeństwa. Monitoring „on-line” oraz możliwość tworzenia dowolnych raportów umożliwia wykonywanie na bieżąco analiz ujęcia metanu i stopnia jego wykorzystania poprzez poszczególne jego odbiorniki. Umożliwia również bieżącą analizę sprawności poszczególnych układów energetycznych. Dotychczasowa eksploatacja układu pokazała, że układ spełnia oczekiwania, jest przyjazny w użytkowaniu. Potwierdziła więc słuszność realizacji inwestycji.

Tabela 2.1 Ujęcie i wykorzystanie metanu w JSW SA. – 2013 (100% CH₄)

Kopalnia	Całkowita ilość ujętego metanu (tys. m ³)	Zagospodarowanie ujętego metanu			
		Łączna ilość i udział % zagospodarowanego metanu		Wyszczególnienie	
		(tys. m ³)	[%]	Ilość metanu (tys. m ³)	Sposób wykorzystania
R. „Borynia”	4.773,8	4.351,1	91	2.889,2 909,3 552,6	Silnik gazowy JMS 612 GS Kotły gazowe 2 x 1,2 MW _t EC „Moszczenica”
„Budryk”	19.927,9	11.825,9	59	9.672 2.153,9	Silniki gazowe TBG 620 V 20K Kocioł WR-10
R. „Jas-Mos”	8.756,8	7.597,2	87	7.523,8 73,4	EC „Moszczenica” EC „Zofiówka”
„Krupiński”	46.489,7	32.051,4	69	12.754,5 784,7 5.222,5 5.857,4 972,1 6.460,2	Silniki gazowe TBG 632V16 i TCG 2032 V16 Kotły Suszarnia flotokonzentratu kop. „Krupiński” LNG Silesia - odebrany - nieodebrany zapłacony Silniki Caterpillar
„Pniówek”	37.145,3	34.152,0	92	3.045,5 2.873,9 19.092,6 9.140,0	EC „Moszczenica” EC „Zofiówka” Silniki gazowe TBG 632V16 i TCG 2032 V16 Kotły ciepłowni „Pniówek”
R. „Zofiówka”	14.362,5	13.671,2	95	12.891,5 611,5 168,2	EC „Zofiówka” EC „Moszczenica” Silnik gazowy JMS 612 GS Ruch „Borynia”
JSW SA.	131.456,0	103.648,8	79	15.649,4	Zakłady JSW SA. w tym: Kotły gazowe Ruch „Borynia” 909,3 Suszarnia flotokonzentratu kop. „Krupiński” 5.222,5 Silniki Caterpillar kop. „Krupiński” 6.460,2 Silnik gazowy JMS 612 GS Ruch „Borynia” 3.057,4
				69.344,0	SEJ SA. w tym: EC „Moszczenica” (w tym 6.212,1 silnik gazowy) 11.733,4 EC „Zofiówka” 15.838,8 Silniki gazowe TBG 632V16 i TCG 2032 V16 31.847,1 9.924,7 Kotły gazowe i WR
				11.825,9	ZPC „Żory” Sp. z o.o. w tym: Kocioł WR-10 2.153,9 9.672,0 Silniki gazowe TBG 620 V 20K
				6.829,5	LNG Silesia
				103.648,8	Ogółem
				57.248,8	w tym silniki gazowe

**AUTORSKI UKŁAD POMIAROWO-ROZLICZENIOWY GAZU
Z ODMETANOWANIA KOPALŃ JSW SA. – ROZWIĄZANIE „ZOK” SP. Z O.O.**

Streszczenie: *W artykule autorzy opisali nowatorski układ pomiarowo-rozliczeniowy gazu z odmetanowania kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. zaprojektowany i zbudowany przez Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK” Sp. z o.o. Przedstawiono zastosowane urządzenia oraz opisano doświadczenia z dotychczasowej eksploatacji. Dokonano oceny pracy układu wraz z jego wpływem na poprawę bezpieczeństwa oraz efektywności ekonomicznej wykorzystania metanu.*

Słowa kluczowe: *metan, urządzenia pomiarowe, zagospodarowanie metanu*

Jerzy BERGER, Artur BADYLAK
Zakład Odmetanowania Kopalń „ZOK” Sp. z o.o.
ul. Boczna 24, 44-335 Jastrzębie Zdrój
Kazimierz GATNAR
Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.
Aleja Jana Pawła II 4, 44-330 Jastrzębie-Zdrój

3

PŘEDPISY A APLIKACE DŮLNÍCH PROTIVÝBUCHOVÝCH UZÁVĚR VE VYBRANÝCH ZEMÍCH

3.1 ÚVOD

Ochrana proti přenosu exploze uhelného prachu je důležitou součástí bezpečnosti, v uhelných hlubinných dolech.

V průběhu doby, se kromě uzávěr, které obsahovaly kamenný prach, začaly používat také uzávěry s vodními korýtky.

Dnes k nim přibýly ještě vakové uzávěry vodní a vakové uzávěry prachové.

Pokrok ve vývoji různých typů uzávěr se promítl i do úprav bezpečnostních předpisů. V článku jsou citovány pasáže z předpisů ČR a některých zemí, které obsahují nejdůležitější ustanovení pro rozmístění a vybavení protivýbuchových uzávěr, podle poslední úpravy.

Při srovnání předpisů jednotlivých zemí je pozoruhodné, jakou pozornost věnují ruské předpisy automatickým systémům uzávěr.

Automatické, někdy označované jako samospouštěcí uzávěry se iniciují různými způsoby. Například tlakovou, nebo tepelnou vlnou, pomocí čidla, které impuls předá spouštěcímu mechanismu.

3.2 HLAVNÍ ZÁSADY PRO STAVBU PROTIVÝBUCHOVÝCH UZÁVĚR V ČR

Protivýbuchové uzávěry musí být stavěny pro ochranu:

- Hlavních vtažných a výdušných důlních děl ústících na povrch.
- Samostatného větrního oddělení na vtažné a výdušné straně.
- Spojů mezi samostatnými větrními odděleními, pokud tyto spoje nejsou vybaveny hrázovými dveřmi.
- Raženého otvírkového, přípravného nebo prostorového díla.
- Uvnitř SVO, kde je v provozu porub nebo dobývka, nebo ukončené důlní dílo.
- V důlních dílech, ve kterých se dopravuje uhlí.

Rozdělení PVU

- Prachové
- Vodní
 - a) soustředěné
 - b) dělené

Množství inertního prachu uloženého na přehradách uzávěry musí být určeno tak, aby na 1 m² průměrného průřezu důlního díla připadlo nejméně 400 kg inertního prachu.

Množství vody ve vodní protivýbuchové uzávěře soustředěné musí být takové, aby na 1 m² průměrného průřezu důlního díla připadalo nejméně 200 l vody. Vzdálenost mezi korýtky na sousedních přehradách musí být 1,2 až 3 m. Celková délka uzávěry musí být nejméně 25 m.

Ve vodní dělené uzávěře musí být objem vody v litrech, kolik činí objem důlního díla v m³ k sousední skupině přehrad.

Za vodní uzávěru dělenou se považuje taková, ve které je ve skupinách přehrad tvořících dělenou uzávěru objem vody nejméně 200l na 1 m² průměrného světlého průřezu důlního díla [1].

Pro korýtka a vaky, platí mimo jiné, tyto požadavky:

- Korýtka a vaky pro stavbu vodních uzávěr musí mít užitný objem alespoň 40 l, musí být vyrobeny z plastů, musí mít dostatečnou pevnost, nesmí podporovat šíření požáru ani být příčinou vzniku výbuchu od statické elektřiny; korýtka musí mít stabilní tvar.
- Korýtka a vaky vodní uzávěry se v průřezu důlního díla ukládají nebo zavěšují na přehradách tak, aby kryla alespoň 35% největší šířky světlého průřezu důlního díla o ploše do 10 m², 50% největší šířky světlého průřezu důlního díla o ploše nad 10 m² do 15 m² a alespoň 60% největší šířky průřezu důlního díla většího než 15 m²; vaky mohou být jen zavěšeny.
- Vaky v přehradě musí být zavěšeny na nosníky samosvorným závěsem, a to způsobem, který zachová přístupný napouštěcí otvor a nezpůsobí fyzické porušení vaku. Nosníky se kladou vodorovně, kolmo k podélné ose důlního díla.
- Vaky se zavěšují jen kolmo k podélné ose důlního díla. [1, 2].

Příklad vodních uzávěr je na obr. 3.1.



Obr. 3.1 Uzávěra s vodními vaky, vlevo, a s vodními korýtky, vpravo [8]

Na dolech v Ostravsko-karvinském revíru (OKD) se v současné době používají všechny typy uzávěr. Jejich počet je na jednotlivých dolech různý.

Například:

Na Dole Paskov je 67 ks prachových, 221 ks korýtkových a 81 ks vakových vodních. **Na**

Dole Paskov se dělené vodní uzávěry nepoužívají.

Na Dole ČSM převládají vakové vodní uzávěry.

Přehled ustanovení o protivýbuchových uzávěrách v různých zemích

Z bezpečnostních předpisů různých zemí jsme vybrali některá ustanovení o protivýbuchových uzávěrách, aby se mohly porovnat případné rozdíly (tabulka 3.1, 3.2) [1, 2, 3, 4, 9].

Tabulka 3.1 Přehled parametrů protivýbuchových uzávěr, ČR, Německo [1, 2, 3]

	Hmotnost prachu σ	1 m ² = 400 kg
Česká republika	Dělené sí	Soustředěná
	Objem vody σ	200 l / 1 m ²
	Minimální délka uzávěry	30 m do profilu 10 m ² v ostatních případech 50 m
	Umístění uzávěry	Hlavní vtažná a výdušná důlní díla, ústí a povrchové Ražensko-otvorková, přípravě nebo prostorová důlní díla Uvnitř SVO, kde je v provozu porub nebo dobývka , nebo končící důlní díla v důlních dílech, ve kterých se dopravuje uhlí Samostatné ho- větrné oddělení na vtažné a výdušné straně Spojů mezi samostatnými větrnými odděleními bez hrázových dveří
Německo	Hmotnost prachu σ	1 m ² = 400 kg
	Minimální délka uzávěry	lehké 30 kg těžké 60 kg
	Umístění uzávěry	než uvedeno
	Zvláštnosti	pracoviště blízko zdroje vznice nebo ochranných dopravních cest a překopů, které oddělují hlavní větrací okruhy
		Vodní uzávěry 2 typy
		korýtko ~ 200 l/m ² průřezu chodby a 5 l/m ³ prostoru

Pozn. Protože u německých uzávěr, je formulace předpisu složitější, přidáváme toto vysvětlení: **Lehké uzávěry** mají 80 kg prachu na 1 poličku a na každé poličce je maximálně 30

kg prachu na 1 metr (délky poličky).

Těžké uzávěry mají 160 kg prachu na 1 poličku a na každé poličce je minimálně 30 kg prachu na 1 metr a maximálně 60 kg prachu na 1 metr (délky poličky).

Celkový obsah prachu u obou typů uzávěr musí být 400 kg/m² průřezu díla.

Tabulka 3.2 Přehled parametrů protivýbuchových uzávěr, Polsko, Rusko [4, 9]

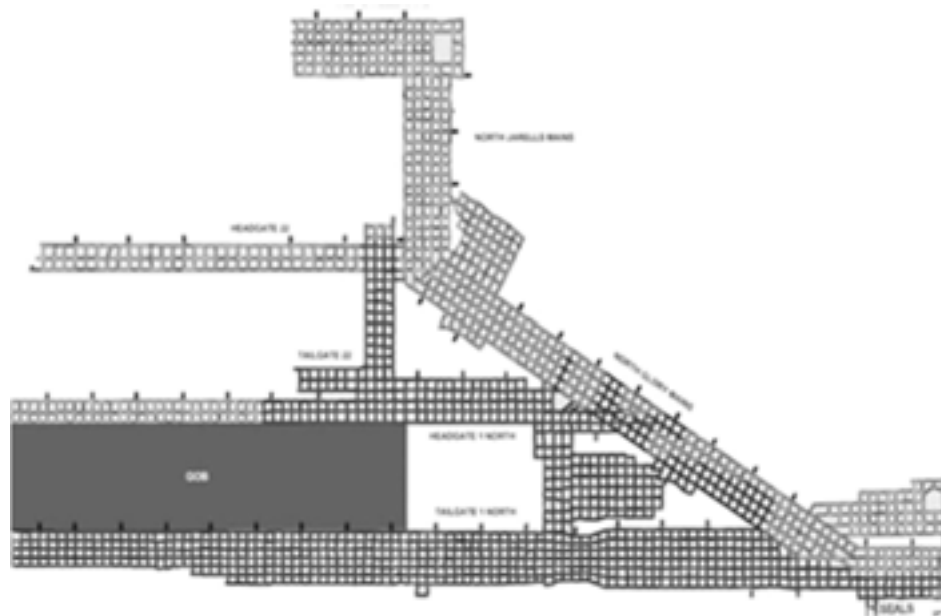
	Hmotnost prachu/objem vody	200 dm ³ vody, nebo 200 kg kameniného prachu v oblastech bez metanu 400 dm ³ vody, nebo 400 kg kameniného prachu v oblastech s metanem
Polsko	Mínimální délka uzávěře	není uvedena
	Umístění uzávěře	není uvedeno
		Hlavní protivýbuchové uzávěry se zřizují na vřechu i výdechů, každého z větrného oddělení ve všech dílech, která spojují větrná oddělení
	Zvláštnosti	Pomocné (vedlejší) protivýbuchové uzávěry se zřizují uvnitř větrných oddělení ve vzdálenosti od 60 m do 200 m od míst možného výbuchu uheliného prachu V oblastech II – IV kategorie ohrožení metanem, se zřizují dodatečně pomocné protivýbuchové uzávěry vzdálené od sebe ne více než 200 m
Rusko	Hmotnost prachu/objem vody	Vedlejší prachové uzávěry se sníženým obsahem 200 kg/m ³ Hlavní prachové uzávěry 400 kg prachu, nebo 400 litrů vody na 1 m příčného světelného průřezu díla
	Mínimální délka uzávěře	prachové 25 m vodní 30 m
	Umístění uzávěře	poruby čelby přípravných děl, ražných vŕuhli, nebo vŕuhli a hornin křídla únikového pole v každé slouži větrného oddělení a dopravní cesty pošrní úzkoby
	Zvláštnosti	Automatické protivýbuchové uzávěry – čidla na teplotu žilakovou vlnu výbuchu

Protivýbuchové uzávěry v USA

Při zveřejnění zprávy o výbuchu uhelného prachu na dole Upper Big Branch v USA, ke které došlo 5. dubna 2010, a je považována za největší katastrofu v hornictví USA za posledních 40 let, překvapila informace, že v uhelných dolech USA nejsou bezpečnostními předpisy požadovány protivýbuchové uzávěry. A že se v USA, také v praxi nepoužívají [6].

Při zmíněné havárii, prošla exploze uhelného prachu po délce 3,5 km velkou částí dolu. Lze jen předpokládat, že protivýbuchové uzávěry by mohly tomuto devastujícímu účinku zabránit [5].

Příklad, jak postupovala exploze na dole UBB je na obr. 3.2.



Obr. 3.2 Postup exploze na dole UBB [5]

Význam a funkce protivýbuchových uzávěr

Význam a funkci protivýbuchových uzávěr je možno doložit některými případy havárií a výsledků, z jejich šetření. Při výbuchu plynu sehrály například významnou úlohu protivýbuchové uzávěry na dolech Paskov a 1. Máj v OKD.

Následky exploze na dole Paskov 04.04.1970, byly zmírněny protivýbuchovými uzávěrami, které byly výbuchem převráceny a zabránily tak rozšíření výbuchové vlny. Stejný efekt byl potvrzen i při explozi na dole 1. Máj 18.10.1990.

Na dole „Wujek” v Polsku došlo 18.09.2009 k explozi metanu a uhelného prachu s tragickými následky. Při následné rekonstrukci této události, byla mimo jiné ověřována i funkce prachové protivýbuchové uzávěry.

Na obr. 3.3 je uveden výsledek této rekonstrukce, který dokazuje, jak se uzávěra vlivem tlakové vlny převrátila, a inertní prach zabránil šíření exploze do dalších částí dolu. Exploze se tak omezila jenom na bezprostřední okolí.

Při explozích na dolech Staříč 30.12.1976 a ČSA 22.02.19977 v OKD, se ale výbuchová vlna šířila podél spodní větve pásových dopravníků, kde byl značný obsah uhelného prachu [11].



Obř. 3.3 Rekonstrukce funkce protivýbuchové prachové uzávěry na dole Wujek [7]

Z tohoto hlediska je nutno hodnotit současné uspořádaní, kdy se protivýbuchové uzávěry situují do těchto míst, jako velmi vhodné. Umisřují se pod dopravní tratě všude, kde je světlá výška 0,8 m [2].

LITERATURA

1. Vyhláška Českého báňského úřadu ze dne 9. prosince 1988 č. 22/1989 Sb.,
2. Vyhláška ČBÚ č. 361/2009 , ze dne 7. října 2009.
3. Zou, D. H. , Panawalage, S.: Passive and Triggered Explosion Barriers in Underground The Canadian Institute of Mining (Canada), 2001. URL:<http://www.cim.org/ugcoal/projects/Explosion%20Barriers/expnsnv4.pdf>.
4. Wyższy Urząd Górniczy. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002, stan prawny 14 sierpnia 2010.
5. Lát, J., Zapletal, P., Závěry vyšetřování havárie na dole Upper Big Branch W Va, USA., Záchranář 1/2011.
6. United State Mining Rescue Association (USMRA) informace od Eric Weis vedoucího úřadu Mine Safety and Health Research in US (MSHA).
7. *Portal Górniczy*, www.youtube.com.
http://technet.idnes.cz/foto.aspx?r=tec_reportaze&c=A130827_175240_tec_reportaze_rja&foto=RJA4d13a6_IMG_9834.JPG
8. ПБ 05-618-03 «Правила безопасности в угольных шахтах»ВЫПУСК 11 ПБ 05-618-03 2004
9. http://ohranatruda.ru/ot_biblio/normativ/data_normativ/39/39967/index.php#i343150
10. Makarius, R., Faster P.: Memento důlních nehod v českém hornictví. Montanex a. s. Ostrava 2008.
11. <http://www.zachranar.cz/2012/04/prehled-o-pouzivani-protivybuchovych-uzaver-v-ruznych-zemich/>

Poděkování.

Článek byl vypracován s podporou projektu „SP 2013/73“.

PŘEDPISY A APLIKACE DŮLNÍCH PROTIVÝBUCHOVÝCH UZÁVĚR VE VYBRANÝCH ZEMÍCH

Abstrakt: *Protivýbuchové uzávěry představují v hornictví důležitý prvek ochrany, proti přenosu exploze metanu a uhelného prachu. Od doby jejich zavedení v Německu v roce 1926, doznala jejich konstrukce řadu úprav a změn. V příspěvku jsou tyto změny, jak je promítly do svých předpisů jednotlivé země, uvedeny. Srovnání může posloužit k vzájemnému využití v příslušných zemích.*

Abstract: *Mining barriers present in mining the important element of protection against transfer of explosion methane and coal dust. From the introduction of them in Germany in 1926 year undergo their construction many adjustments and changes In paper are these changes, as reflected in its regulations each country listed. The comparison may serve to enhance the use of the respective countries.*

Ing. Beáta GIBESOVÁ, Ing. Adéla CIBULCOVÁ,
Ing. Petr URBAN PhD., Ing. Josef CHOVANEC PhD.
VŠB-Technická univerzita Ostrava, Hornicko-geologická fakulta
Institut hornického inženýrství a bezpečnosti
17. listopadu 15/2172, 708 33 Ostrava-Poruba, ČR (CZECHY)
e-mail: cibudad@seznam.cz; g.beata@seznam.cz; petr.urban@vsb.cz; josef.chovanec@vsb.cz
Ing. MILAN MACURA, Ph.D.
OKD, HBZS Ostrava-Radvanice
e-mail: macura@hbzs-ov.cz

WYBRANE ROZWIĄZANIA W ZAKRESIE ZWALCZANIA ZAGROŻENIA WYBUCHEM PYŁU WĘGLOWEGO – ASPEKTY PRAKTYCZNE

4.1 WPROWADZENIE

Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego należy do zasadniczych zagrożeń w górnictwie węgla kamiennego i występuje we wszystkich kopalniach. Wzrastająca mechanizacja, a w tym zwiększone moce maszyn i urządzeń do urabiania, ładowania i transportu urobku oraz koncentracja wydobywania przy zwiększonych ilościach przepływającego powietrza w wyrobiskach nie sprzyjają zmniejszeniu się stopnia zagrożenia.

Wobec występującego zagrożenia, w kopalniach węgla kamiennego stosowane są zabezpieczenia w postaci czterech linii obrony [3, 7], a mianowicie:

- zwalczanie pyłu w miejscu jego powstawania,
- zwalczanie zapoczątkowania wybuchu,
- przeciwdziałanie rozwojowi wybuchu,
- ograniczenie zasięgu wybuchu.

Na osiągnięcie większego bezpieczeństwa pracy zdecydowany wpływ ma efektywna działalność na odcinku zwalczania pyłu w miejscu jego powstawania i zwalczania zapoczątkowania wybuchu. Niemniej jednak nie bez znaczenia jest działalność w zakresie trzeciej i czwartej linii obrony.

Trzecia linia obrony, polegająca na utrzymaniu stref zabezpieczających, obowiązuje w wyrobiskach zaliczonych do klasy A i B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego zgodnie z przepisami Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (wraz z późniejszymi zmianami), zwanych w dalszym ciągu referatu przepisami górnictwami. Zgodnie z w/w przepisami górnictwami w strefach zabezpieczających zmywa się wodą lub opyla pyłem kamiennym wyrobisko na jego obwodzie i na długości co najmniej 200 m od miejsca możliwego zapoczątkowania wybuchu pyłu węglowego. Czwarta linia obrony, zgodnie z przepisami górnictwami, to stosowanie zapór przeciwwybuchowych pyłowych lub wodnych w wyrobiskach zaliczonych do klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego [8]. Należy podkreślić że, przepisy górnictwami w żadnym punkcie nie uzależniają od istniejących warunków (nie ograniczają zakresu) stosowania stref zabezpieczających zmywanych wodą i zapór przeciwwybuchowych wodnych. Na uwagę zasługuje fakt, że w Czechach i Niemczech z

powodzeniem stosowane są zabezpieczenia przed wybuchem pyłu węglowego za pomocą stref zmywanych i zapór wodnych.

4.2 STREFY ZABEZPIEZAJĄCE ZMYWANE WODĄ Z ZASTOSOWANIEM ŚRODKÓW HIGROSKOPIJNYCH [4, 5, 6]

Stosowane zabezpieczenia przed wybuchem pyłu węglowego w postaci stref zabezpieczających przez opylanie pyłem kamiennym i zapór przeciwwybuchowych pyłowych, w warunkach mokrych oraz dużej wilgotności powietrza, są trudne do utrzymania w stanie pełnej sprawności pomimo stosowania pyłu stearynowanego. Niemniej jednak w szeregu przypadkach naturalne zawilgocenie wyrobisk nie zapewnia wymaganej przepisami (§314 przepisów górniczych) zawartości wody w pyłe kopalnianym. Występują również przypadki, że spąg wyrobiska jest zawodniony a ociosy i strop wyrobiska są suche.

Przy takich warunkach, łatwiejsze są do wykonania i utrzymania strefy zabezpieczające zmywane wodą z zastosowaniem środków higroskopijnych np. PIROKSU. Posiada on zdolność do ściągania wilgoci (wody) z powietrza i utrzymywania jej jak również utrzymywania wody z wykonanych zmywań. Jednocześnie zawarte w nim środki powierzchniowo czynne (zwilżające) nawilżają hydrofobne pyły i węgiel. Ponadto środki te posiadają właściwości antypirogeniczne (obniżające skłonność węgla do samozagrzewania) i antykorozyjne.

Dotychczasowe doświadczenia wykazały szereg zalet przy stosowaniu stref zmywanych wodą, do których można zaliczyć:

- zmniejszenie pracochłonności, krótszy czas wykonania,
- nieskomplikowana technologia,
- mniejsza ilość masy materiału do ztransportowania (pyłu kamiennego potrzeba co najmniej 15 razy więcej aniżeli środków higroskopijnych) – dla zneutralizowania 1kg pyłu węglowego potrzeba rozpylić 4 kg pyłu kamiennego [2],
- miejsca gdzie trzeba wykonać pobierki, masy urobku są 4 razy większe,
- uniknięcie zapylenia powietrza w tym zapylenia wtórnego (np. spowodowanego przejściem załogi),
- antypirogenicznym działaniem na węgiel pozostawiony w wyrobiskach.

Niemniej jednak należy podkreślić, że koszty materiałowe są w przybliżeniu zbliżone a oszczędności występują na robociznie (aktualnie ok. 65% kosztów wydobycia węgla stanowią koszty robocizny). Jednocześnie należy pamiętać, że stan zabezpieczenia w strefach zabezpieczających należy dokładnie kontrolować, gdyż w przypadkach pyłu kopalnianego o niskiej zawartości części niepalnych (poniżej 15%), trudno jest osiągnąć wymaganą ilość wody zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego – wówczas należy dodać części niepalnych stałych.

Podstawowym warunkiem technicznych możliwości stosowania w/w stref zabezpieczających jest posiadanie w wyrobiskach rurociągu przeciwpożarowego lub technologicznego wodnego z punktami poboru wody, rozmieszczonymi w wzajemnych odległościach 50-100 m. Do wykonywania zmywań używane są specjalne węże p. pożarowe wzmocnione, typu Duraflex o średnicy $\varnothing 52$ mm lub węże o średnicy $\varnothing 20$ mm oraz prądownice zamykane, względnie dysze typu „Halemba” wyregulowane tak, aby uzyskane

było maksymalne rozbitcie wody w stożku wypływu, z zachowaniem odpowiedniej mocy kropeł wody. Technologia ta ma na celu spłukanie pyłu kopalnianego ze stropu i ociosów na spąg i utworzenie na spągu jednolitej masy pyłu z wodą. Ze względu na niewystarczającą zwilżalność pyłu węglowego, do wody dozowany jest środek zwilżający „Cabo”, „Zwilkop ZW-10”. Kierunek wykonywania zmywania realizuje się zgodnie z kierunkiem przepływającego powietrza. Dla czynności tej winna być opracowana instrukcja stanowiskowa, określająca warunki bezpiecznego jej wykonania. Zmywanie wykonuje 2 osobowa brygada, która w okresie zmiany roboczej jest w stanie zmyć np. ok. 300-400 m wyrobiska o przekroju ŁP-9.

Częstotliwość wykonywania zmywań ustalana jest w oparciu o przeprowadzone pomiary intensywności osiadania pyłu węglowego, zgodnie z normą PN-G-04036, które przeprowadza się w odstępach czasu nie większych niż co 3 miesiące, a ponadto przy każdej zmianie warunków geologiczno-górnictwowych i zmianach technologicznych. Pomiary intensywności osiadania pyłu przeprowadzane są osobno dla odcinków wyrobisk w strefach zabezpieczających jak i poza strefami zabezpieczającymi. Do obliczeń częstotliwości zmywań, mierzy się wielkość intensywności osiadania – w przypadku pomiarów podczas mniejszych postępów przodków – zwiększa się proporcjonalnie do planowanych postępów i określa się jako Q ($g/m^3/doba$). Następnie oblicza się ilość pyłu węglowego osiadłego w ciągu 1 doby w przeliczeniu na $1 m^3$ wyrobiska q_1 ($g/m^3/doba$) wg wzoru:

$$q_1 = \frac{1,43 \cdot Q \cdot s}{F} \quad (1)$$

gdzie:

1,43 – współczynnik dla przekroju wyrobisk z obudową o profilu łukowym,

Q – intensywność osiadania pyłu węglowego skorygowana do planowanego postępu ($g/m^2/dobę$),

s – szerokość wyrobiska w m,

F – przekrój wyrobiska m^2 .

W oparciu o obliczone q_1 ustala się nieprzekraczalny czasokres t (doba) wykonywania zmywań wodą wg wzoru:

$$t = \frac{30(g/m^3)}{q_1(g/m^3/doba)} \quad (2)$$

gdzie:

$30 g/m^3$ – maksymalnie dopuszczalna ilość nagromadzenia pyłu węglowego wg przepisów (§313, pkt. 4 przepisów górniczych. Stref zabezpieczających nie stosuje się w wyrobisku korytarzowym, w którym nagromadzenie pyłu węglowego jest mniejsze niż $30g/m^3$ wyrobiska).

Obliczoną wielkość t zaleca się zaokrąglić w dół do wartości całkowitej.

Dotychczasowa praktyka wykazała następującą częstotliwość wykonywania zmywań wyrobisk:

- 200 m w strefach zabezpieczających w chodnikach z odprowadzaniem powietrzem z przodków ścianowych, co 2-3 dni z produkcją,
- 200 m w strefach zabezpieczających w chodnikach z odstawą i doprowadzaniem powietrzem do ścian, co 2-5 dni z produkcją,

- 200 m w strefach zabezpieczających od przodków drażonych wyrobisk korytarzowych za pomocą kombajnów, od 2-5 dni.

Obliczone częstotliwości zmywań poszczególnych wyrobisk, przynależnych oddziałom, są podawane w oddziałowych profilaktykach zwalczania zagrożenia pyłowego celem ich realizacji, a osoby dozoru oddziałów mają obowiązek kontroli wykonania zmywań i dokonywania odpowiedniego zapisu w oddziałowych książkach raportowych [7].

Dla właściwego utrzymania stanu stref zabezpieczających zmywanych wodą tj. utrzymania w pyłe kopalnianym zawartości wody uniemożliwiającej przeniesienie wybuchu pyłu węglowego (określonej w § 314.2 przepisów górniczych), wobec występującego procesu parowania wody, na obwodzie wyrobisk rozprowadzana jest mieszanina środków higroskopijnych zawierających inhibitory samozagrzewania węgla i inhibitory korozji np. Piroks. Rozprowadzanie mieszaniny środków higroskopijnych wykonuje się po uprzednim zmyciu wyrobiska. Skład środka higroskopijnego opracowany został w Kopalni Doświadczalnej „Barbara” i w oparciu o wyniki badań, dopuszczony jest do stosowania w kopalniach.

Z doświadczeń wynika, że sporządzony w postaci sproszkowanej jest najbardziej skuteczny w działaniu, lecz najwygodniejszy w stosowaniu jest w postaci płatkowanej. Mieszanina środków higroskopijnych rozsypywana jest urządzeniami podającymi na sprężone powietrze lub ręcznie łopatami, przez specjalne 4-2 osobowe brygady wyposażone w odpowiedni sprzęt ochrony, a mianowicie: rękawice, ubrania gumowane i buty gumowe.

Rozsypywanie w/w środków przeprowadzane jest zgodnie z kierunkiem przepływającego powietrza tak, że zatrudnione przy tym osoby znajdują się w prądzie powietrza nie zawierającym tego środka. Przy rozprowadzaniu środka należy kable i urządzenia zabezpieczyć przez nakrycie nieprzepuszczalnym materiałem np. płótnem wentylacyjnym.

Szczegółowe warunki sposobu wykonania i bezpieczeństwa winny być określone w opracowanej instrukcji kopalnianej, na bazie instrukcji stosowania opracowanej przez GIG.

Do obliczeń potrzebnej ilości środków higroskopijnych, dla utrzymania odpowiedniej ilości wody w strefach zabezpieczających spełniających warunek § 314 ust.2 przepisów górniczych, w oparciu o literaturę (opracowania GIG) przyjęto [4]:

- częstotliwość rozprowadzania środków higroskopijnych 1 raz w tygodniu – literatura podaje czasokres od 1-6 tygodni,
- chłonność wody przez 1 kg środka soli higroskopijnego, którą oznaczono literą A w zależności od wilgotności względnej powietrza w wyrobiskach. Zależność tą przedstawiono na wykresie (rys. 4.1).

Na podstawie wykonanych pomiarów intensywności osiadania i wyników z analiz, podobnie jak w przypadku określenia częstotliwości zmywań, ustalamy ilość osiadającego pyłu kopalnianego Q_{tpk} w (kg) w strefie zabezpieczającej o długości L w okresie 1 tygodnia (przyjmując 5 dni z produkcją), wg wzoru:

$$Q_{tpk} = \frac{1,43 \cdot Q \cdot \frac{100}{100 - n \cdot s \cdot L \cdot t}}{1000} \quad (3)$$

gdzie:

1,43 – współczynnik dla przekroju wyrobisk z obudową o profilu łukowym,

Q – intensywność osiadania pyłu węglowego (skorygowana do planowanego postępu przodka),

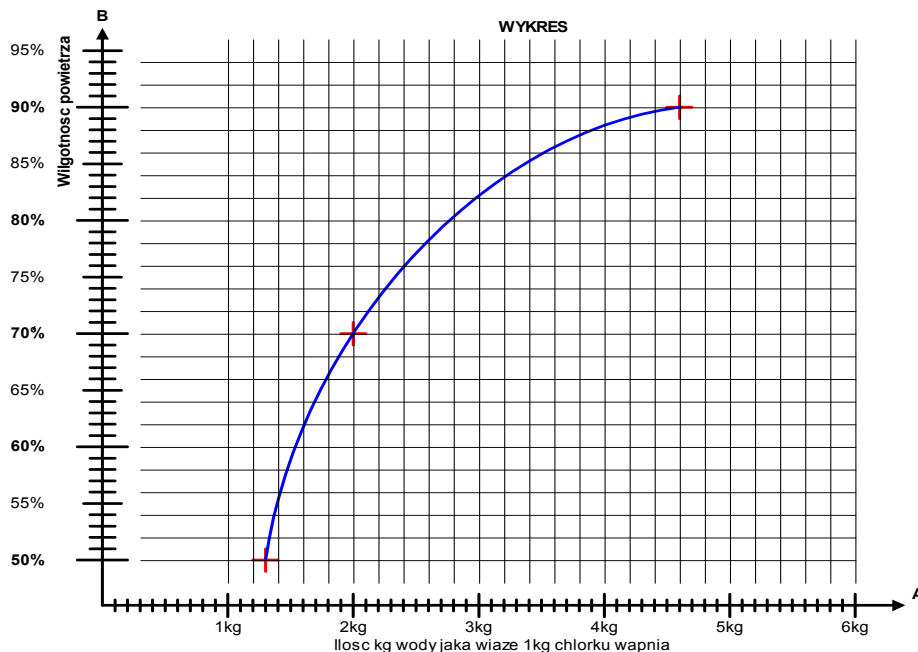
n – zawartość części niepalnych stałych w pyłe kopalnianym, stwierdzona laboratoryjnie w próbach z pomiaru intensywności osiadania w %,

s – średnia szerokość wyrobiska objętego strefą w m,

L – długość strefy zabezpieczającej – przyjmujemy 200 m, a poza strefą długość wyrobiska w m,

t – czas nagromadzenia pyłu kopalnianego w dobach – przyjmuje się 5 dób z produkcją, tj. okres 1 tygodnia pracy,

1000 – przelicznik gramów na kilogramy.



Rys. 4.1 Wykres chłonności wody przez mieszaninę soli higroskopijnych

Następnie ze wzoru (§ 314.2. przepisów górniczych) [8], obliczamy zawartość wody przemijającej W (%) w pyłe kopalnianym, uniemożliwiającą przeniesienie wybuchu pyłu węglowego :

$$W = 50 + \frac{100 - n}{100} W_{pw} - 0,625 \cdot n \quad (4)$$

gdzie:

W_{pw} – zawartość wody przemijającej węgla %,

n – zawartość części niepalnych stałych w pyłe kopalnianym stwierdzona laboratoryjnie w próbach z pomiaru intensywności osiadania w %.

Z kolei obliczamy minimalną ilość wody X (kg) jaką powinien utrzymywać środek higroskopijny w osiadłym pyłe kopalnianym w okresie 5 dni produkcyjnych w całej strefie zabezpieczającej:

$$X = \frac{Q_{tpk}}{\frac{100}{W} - 1} \quad (5)$$

węglowego i przepisami górnictwami. Znane są, posiadające odpowiednie dopuszczenia i dostępne do wykonania następujące rodzaje zapór przeciwwybuchowych wodnych, zbudowanych z pojemników typu:

- otwartego z pokrywkami, o pojemności 40l (D1-A i B-2), układanych na pomostach (drewnianych lub metalowych),
- zamkniętego o pojemności 40 litrów, o wymiarach szerokość 720 mm x wysokość 800 mm, zawieszanych na metalowych zawieszach.

Ze względu na mniejszą pracochłonność wykonania, stosowane są zapory wykonane z pojemników typu zamkniętego typu torby wodne. Zapory te budowane są jako zapory główne dla rejonów wentylacyjnych jak i pomocnicze, bezpośrednio zabezpieczające miejsca zapoczątkowania wybuchu pyłu węglowego, a pod względem rodzaju jako zwykłe, boczne lub schodkowo-boczne. Budowa tych zapór możliwa jest we wszystkich stosowanych przekrojach wyrobisk chodnikowych i okładzinach (siatka, betonik). W przekrojach wyrobisk ŁP-8 – ŁP-9, zestawy toreb wodnych o pojemności 40 litrów każda, w zaporach nie spełniają warunku przepisów górnictwami 0,65 szerokości wyrobiska i dlatego też należy je traktować jako boczne i stosować dodatkową 10% rezerwę ilości toreb. Bowiern na jednym zawiesz można zawiesić tylko 4 szt. toreb o pojemności 40 litrów każda o łącznej szerokości (4 x 0,72 m) 2,88 m wobec wymaganej przy ŁP-8 – 3,02 m, ŁP-9 – 3,25 m a ŁP-10 – 3,57 m. Zapory wodne z toreb wodnych w postaci schodkowo-bocznych w szczególności bardzo są przydatne w wyrobiskach gdzie zabudowane są trasy kolejek podwieszanych np. Scharf.

Na rys. 4.3 oraz 4.4 przedstawiono stosowane rodzaje zapór typu torby wodne.



Rys. 4.3 Zapora przeciwwybuchowa wodna typu torby wodne – zwykła

Rozmieszczenie, obliczanie i kontrolę stanu zapór przeciwwybuchowych wodnych typu torby wodne dokonuje się zgodnie z wymogami przepisów górnictwami. Konstrukcję i sposób wykonywania tych zapór realizuje się według „Instrukcji stosowania pojemników typu torby wodne do budowy zapór przeciwwybuchowych wodnych dla zabezpieczenia przed przemieszczeniem się wybuchu pyłu węglowego”, opracowanej przez dostawcę i zaakceptowanej przez KD „Barbara” oraz według instrukcji kopalnianej, uwzględniającej uwarunkowania kopalni, a także dotychczasowe doświadczenia.



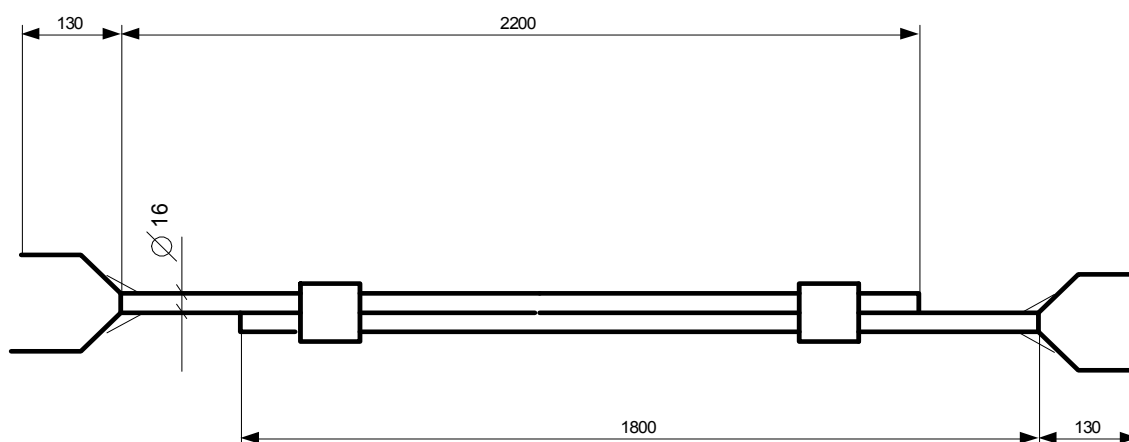
Rys. 4.4 Zapora przeciwwybuchowa wodna typu *torby wodne* – schodkowo-boczna

4.4 KONSTRUKCJE ZESTAWÓW NOŚNYCH

W oparciu o doświadczenia uzyskane w okresie stosowania zapór typu torby wodne w kopalni dopracowano kształt i wymiary zestawów nośnych, dostosowując je do istniejących warunków i potrzeb, uzyskując uproszczenie czynności i czasu ich zabudowy. I tak:

a) do budowy zapór zwykłych w przekrojach ŁP-8 i ŁP-9 stosuje się zestawy nośne wykonane z 2-ch prętów $\varnothing 16$ mm, z których jeden o długości całkowitej 2330 mm, w tym użytecznej 2200 mm zakończony jest pazurem, a drugi o długości całkowitej 1930 mm, w tym użytecznej 1800 mm zakończony jest widelkami. W przekrojach wyrobisk ŁP-10 stosuje się oba pręty o jednakowej długości, a mianowicie o długości całkowitej 2330 mm w tym użytecznej 2200 mm.

Wymiary te umożliwiają zastosowanie zestawów nośnych do zawieszenia 4-ch lub 5-ciu toreb wodnych a także do załadowania ich do woza kopalnianego. Na miejscu budowy zapory oba pręty łączone są dwoma tulejkami umożliwiającymi wzajemne przesuwanie się prętów, co upraszcza montaż zestawu nośnego, a także eliminuje odkształcania się zestawu przy zaciskaniu wyrobiska. Zestaw nośny dla zapory zwykłej przedstawiono na rysunku 4.5.



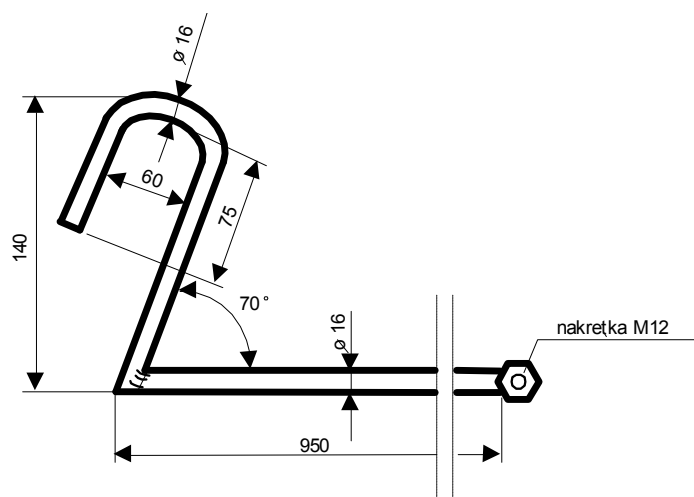
Rys. 4.5 Zestaw nośny do zapory przeciwwybuchowej wodnej typu *torby wodne* – zwykłej i bocznej

Zestawy nośne zabudowuje się na siatkach okładzinowych, tak aby w strzałce wyrobiska odległość zestawu nośnego od stropu wynosiła nie więcej niż 0,5 m.

Każdy zabudowany zestaw nośny podwieszany jest drutem $\varnothing 2,0$ mm do siatki okładzinowej w stropie. W przekrojach ŁP-8 i ŁP-9 wystarczy 1 mocowanie środkiem a przy ŁP-10 w 2-ch miejscach. Montaż 40 szt. zestawów nośnych wykonywany jest w okresie 1 zmiany roboczej przez 3-4 pracowników, w zależności od zainstalowanych urządzeń w wyrobisku (przenośnik, kolejka podwieszana, lutniociąg),

b) do budowy zapór schodkowo-bocznych stosuje się pojedyncze zestawy nośne z pręta $\varnothing 16$ mm o długości całkowitej 1,0 m a użytecznej 0,95 m z jednej strony zakończone hakiem, który zawiesza się na siatce okładzinowej na ociosie wyrobiska, a z drugiej strony zakończony dospawaną nakrętką M-12, do której mocowane są 2 druty układające się w literę V podtrzymujące i zarazem usztywniające zestaw.

Zestaw nośny dla zapory schodkowo-bocznej przedstawiono na rysunku 4.6. Zabudowę wszystkich zestawów nośnych zapory schodkowo-bocznej w ilości ok. 160 sztuk wykonuje w ciągu 1 zmiany zespół 4-ch pracowników.



Rys. 4.6 Zestaw nośny do zapory przeciwwybuchowej wodnej typu torby wodne - schodkowo-bocznej

4.5 NAPEŁNIANIE POJEMNIKÓW TYPU TORBY WODNE

Na zabudowane i podwieszane drutem zestawy nośne nawija się pojemniki typu torby wodne w ilości 4-5 szt. w zależności od przekroju wyrobiska – w przypadku zapory zwykłej lub bocznej 1 szt., w przypadku zapory schodkowo-bocznej na każdy zestaw. Podczas tej czynności należy zwrócić uwagę aby nawinięte pojemniki znajdowały się w całości w świetle przekroju obudowy i były nawijane tak, aby ewentualny wybuch powodował ich dowijanie na zestawie nośnym, a otwór wlewowy dla wody znajdował się od strony zawietrznej przepływającego powietrza w wyrobisku. Nawijając pojemniki na zestawy nośne należy stosunkowo dobrze je dociągnąć do prętów i nawinać aż do samego otworu wlewowego.

Zalewanie pojemników wodą wykonuje się za pomocą rurki $\varnothing 3/4$ " o długości 1,80 m, zakończonej zagięciem półokrągłym w formie pastorału, a z drugiej zaworem $\varnothing 19$ mm podłączonym do węża gumowego $\varnothing 19$ mm. Pod wpływem ciężaru wody pojemniki samoczynnie zaciskają się na zestawach nośnych.

Czynność nawijania toreb na zestawy nośne i napełnianie wodą 160 pojemników typu torby wodne wykonuje 5-6 pracowników w zależności od warunków w danym wyrobisku.

4.6 PORÓWNANIE PRACOCHOŃNOŚCI I ILOŚCI MATERIAŁÓW POTRZEBNYCH DO BUDOWY ZAPÓR PRZECIWWYBUCHOWYCH ORAZ ZALETY

Dla wykonania zapory przeciwwybuchowej pyłowej w wyrobisku w obudowie np. ŁP-9 potrzebnych jest ok. 6,0 Mg pyłu kamiennego, 2 m³ desek grubości 32 mm, 1,5 m³ deseczek o grubości 12 mm, 160 szt. haków metalowych oraz poprzeczki i klocki. Całość tego materiału zajmuje łącznie 6 wozów kopalnianych o pojemności 1800 dm³. Łączna pracochłonność do załadowania i transportu tego materiału na miejsce budowy wynosi 6 roboczo dniówek. Natomiast do wykonania w takim samym wyrobisku zapory wodnej typu torby wodne potrzebnych jest 80 szt. prętów ø16 mm (tj. 40 szt. zestawów nośnych), 80 szt. tulejek, 30 mb drutu, 160 szt. pojemników typu torby wodne.

Załadunek na powierzchni i transport na miejsce budowy tego materiału, który zajmuje niecałe 1/3 pojemności wozu kopalnianego, pochłania ok. 1 roboczodniówkę, w tym 0,2 roboczodniówki na powierzchni. Pracochłonność przy budowie zapory przeciwwybuchowej pyłowej wynosi od 11-12 roboczodniówek, natomiast przy budowie zapory przeciwwybuchowej wodnej typu torby wodne wynosi od 8-10 roboczodniówek. Zatem reasumując, oszczędności w robociźnie wynoszą łącznie 5,2 roboczodniówek na dole kopalni i 1,8 roboczodniówki na powierzchni kopalni.

W oparciu o dotychczasowe stosowanie zapór z toreb wodnych stwierdzono, że w porównaniu do zapór przeciwwybuchowych pyłowych lub wodnych wykonanych z pojemników B-2 lub D-1A, zapory z pojemników typu torby wodne posiadają szereg zalet, do których należą:

- łatwość i szybkość montażu zapory nie wymagające szczególnych kwalifikacji pracowników,
- mniejsza pracochłonność w transporcie materiałów i wykonaniu zapór,
- znikome odparowanie wody i nie osadzanie się w pojemnikach ciał obcych,
- odporność na wykroplenia wody ze stropu,
- łatwość kontroli ilości wody w pojemnikach,
- niewielki wpływ deformacji obudowy wyrobiska na stan zapory i jej skuteczność,
- możliwość ręcznego transportu *toreb wodnych* (nawet z powierzchni) w miejsce budowy w przypadku awarii środków transportu,
- łatwy dostęp do wody.

Istotną zaletą przy budowie lub likwidacji zapór przeciwwybuchowych wodnych jest to, że nie powoduje się zapylenia powietrza pyłem kamiennym co ma miejsce w przypadku zapór pyłowych. Szczególnie fakt ten ma znaczenie wobec stosowanej koncentracji wydobywania i robót przygotowawczych (pracy na wszystkich zmianach).

Jednakże, przy budowie zapór przeciwwybuchowych wodnych typu torby wodne jest konieczność dotrzymania warunków a mianowicie:

- w przypadkach obrywających się ze stropu wyrobisk drobnych odłamków skał należy nad zestawami stosować osłony z płótna wentylacyjnego,

- woda w rurociągach powinna być czysta i nie zawierająca drobnych odłamków z osadów w rurociągu, bowiem przy zalewaniu toreb bezpośrednio z węża bez zastosowania filtra, torby mogą ulec uszkodzeniu,
- przy transporcie toreb, nie wolno ich załamywać, tylko należy związać,
- konieczność zabudowania dodatkowej 10% rezerwy ilości toreb przy wykonywaniu zapór w przekrojach wyrobisk ŁP-8 – ŁP-10, gdyż nie spełniają warunku długości zestawu min. 0,65 szerokości wyrobiska.

LITERATURA

1. Cybulski W.: Wybuchy pyłu węglowego i ich zwalczanie. Katowice. Wydawnictwo „Śląsk” 1973.
2. Frączek R.: Aerologia górnicza. Przykłady i zadania. Wydawnictwo SITG Gliwice 2003.
3. Kozłowski B., Sobala J.: Walka z pyłem węglowym w kopalniach węgla. Wydawnictwo „Śląsk” Katowice 1970.
4. Lebecki K.: Neutralizacje osiadłego pyłu węglowego jako zabezpieczenie przed przenoszeniem wybuchu. Prace naukowe GIG. Katowice 1993.
5. Praca zbiorowa. Sposób stosowania środków higroskopijnych w wyrobiskach chodnikowych – wyniki badań w wybranej kopalni. Dokumentacja prac naukowo-badawczych nr 1.3.029.3.3. Katowice. Główny Instytut Górnictwa 1988.
6. Praca zbiorowa. Sposób stosowania środków higroskopijnych do wiązania osadów pyłów w chodnikach. Instrukcja stosowania. Dokumentacja prac naukowo-badawczych nr 1.3.029.3.4. Katowice. Główny Instytut Górnictwa 1988.
7. Praca zbiorowa: System zabezpieczeń oddziału przed przeniesieniem wybuchu pyłu węglowego. Dokumentacja pracy naukowo-rozwojowej. Katowice. GIG 1983.
8. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06,2002r. W sprawie bezpieczeństwa pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych wraz z późniejszymi zmianami.
9. Śliwczyński B., Szymik J., Gmytrasz W.: Doświadczenia KWK „Borynia” w budowie przeciwwybuchowych zapór wodnych typu torby wodne. Przegląd Górniczy nr 9/2002.

WYBRANE ROZWIĄZANIA W ZAKRESIE ZWALCZANIA ZAGROŻENIA WYBUCEM PYŁU WĘGLOWEGO – ASPEKTY PRAKTYCZNE

Streszczenie: *W referacie przedstawiono sposób zabezpieczenia przed wybuchem pyłu węglowego polegający na zastosowaniu zmywania wodą i rozprowadzeniu środków higroskopijnych w strefach zabezpieczających oraz budowie zapór przeciwwybuchowych wodnych. Podano metodykę obliczania częstotliwości odnawiania stref zabezpieczających i sposób ich wykonania. Omówiono technologię budowy zapór przeciwwybuchowych wodnych z pojemników typu zamkniętego z tzw. toreb wodnych. Jednocześnie wskazano na korzyści wynikające ze stosowania tego sposobu zabezpieczenia.*

Słowa kluczowe: *pył węglowy, strefa zabezpieczająca zmywana wodą, środki higroskopijne, zapora przeciwwybuchowa wodna, torby wodne*

SELECTED CHOICES IN RANGE FROM OVERPOWER DANGER DUST CARBON EXPLOSION – PRACTICAL ASPECTS

Abstract: *This report introduce the way of protection from dust carbon explosion rest on adoption of washer water and spilling on hygroscopic expedient in the protection zone indeed building of anti-explosion water dams. Their poses a methodical calculation of frequency renovates protect zones and kind of execution. This paper introduces the technology discus of anti-explosion water dams from containers shut tapes alias water bags. Also it's a evidence a profit witch come off adapt this kind of secure.*

Key words: *Coal dust-protection zone washed off with water – hygroscopic agents – anti-detonation water dam form type water bags*

mgr inż. Wiesław GMYTRASZ
„MATBON” Maciej Fersztorowski
ul. Wielka Skotnica 9/4, 41-400 Mysłowice
e-mail: wgmuki@gmail.com; matbon@wp.pl

IDENTYFIKACJA OBSZARÓW ZAGROŻEŃ I ICH PRZYCZYN W WYROBISKACH GÓRNICZYCH NA PODSTAWIE MONITORINGU GAZOWEGO

5.1 WPROWADZENIE

Wśród wielu zagrożeń w środowisku górniczym, te najbardziej istotne odnoszą się do zmian składu powietrza wypełniającego wyrobiska podziemne. Przykładem zagrożenia w środowisku kopalnianym może być nadmierne nagromadzenie metanu lub pyłu węglowego, zagrażające bezpieczeństwu ze względu na możliwość zaistnienia wybuchu oraz nadmierne stężenie gazów trujących (np.: CO, H₂S, NO₂ itp.) oraz zmiany ilości tlenu w wyrobisku [1].

W przepisach dotyczących bezpieczeństwa i higieny pracy określono poziom ryzyka zawodowego, na jaki mogą być narażeni pracownicy. Ryzyko to określają wyznaczone najwyższe dopuszczalne stężenia (NDS) i natężenia (NDN) czynników szkodliwych dla zdrowia występujących w środowisku pracy [1, 2]. Zmieniające się parametry atmosfery w wyrobiskach górniczych wymagają ciągłej kontroli tzw. gazów kopalnianych. W kopalni KWK Mysłowice rolę tę pełni system automatycznego monitoringu zagrożeń gazowych. Praca systemu polega na kontroli parametrów powietrza, które są obserwowane i rejestrowane za pomocą odpowiednich urządzeń kontrolno-pomiarowych. Urządzenia te zaś wyposażone są w sygnalizację, za pomocą której ostrzegają przed zagrożeniem.

5.2 GAZY KOPALNIANE I ICH WŁAŚCIWOŚCI

W warunkach podziemnych, aby możliwe było wykonywanie jakichkolwiek prac górniczych, muszą być zachowane określone parametry panującej tam atmosfery. Głównym zadaniem systemu wentylacji w kopalniach jest stworzenie i utrzymanie warunków zbliżonych do tych panujących na powierzchni. Ponieważ atmosfera kopalniana jest stale zanieczyszczana różnymi szkodliwymi gazami wydzielanymi podczas prowadzenia robót górniczych ważne jest ze względów bezpieczeństwa, aby system monitorowania działał właściwie i kontrolował tzw. gazy kopalniane, czyli przede wszystkim tlen, dwutlenek węgla, tlenek węgla, siarkowodór, dwutlenek siarki, tlenki azotu i metan [3, 4].

Zawartość tlenu w powietrzu zgodnie z przepisami nie może być mniejsza niż 19%, a ilość doprowadzonego powietrza do wyrobisk powinna zapewniać odpowiedni jego skład i temperaturę. Gdy skład powietrza nie spełnia wymagań wycofuje się ludzi, gdyż przy obniżonym stężeniu tlenu organizm ludzki nie może funkcjonować prawidłowo. Tlen jest doprowadzany do chodników wraz z powietrzem kopalnianym poprzez wentylację. Na

stopień zużycia powietrza w wyrobiskach górniczych, a tym samym zmniejszenie w nim ilości tlenu, wpływa [4]:

- zużycie powietrza przez ludzi,
- wydzielania się gazów z górotworu,
- różnego rodzaju wybuchy i pożary podziemne,
- stosowanie silników spalinowych,
- gnicie drewna,
- utlenianie węgla.

Innymi gazami kopalnianymi są dwutlenek węgla i tlenek węgla. Dwutlenek węgla to gaz bezbarwny bez smaku i zapachu, cięższy od powietrza. Przy niskich stężeniach nie jest on szkodliwy, ale w większych dawkach jest niebezpieczny. Jest to gaz duszący, a jego najwyższe dopuszczalne stężenie (NDS) wynosi 1%. Powstaje on podczas procesu oddychania, rozkładu substancji organicznych, utleniania węgla, stosowania silników spalinowych, używania materiałów wybuchowych, wybuchu metanu oraz pożarów podziemnych. Tlenek węgla inaczej zwany czadem jest gazem bezbarwnym, bez smaku i zapachu a przy stężeniach od 13% do 75% ma on właściwości wybuchowe. Jest to gaz silnie trujący. Najwyższe dopuszczalne stężenie CO wynosi 0,0026% tj. 26 p.p.m. [3, 5].

Najczęściej występującym gazem w atmosferze kopalnianej jest metan. Jest to gaz bezbarwny, bez smaku i zapachu. Metan wykazuje właściwości wybuchowe tylko przy stężeniach od 5 do 15%. Przy stężeniu metanu poniżej 5%, gaz ten pali się wokół źródła wysokiej temperatury [3]. Przepisy górnicze zabraniają wszelkich prac przy stężeniu metanu powyżej 2%.

5.3 MONITOROWANIE ATMOSFERY W WYROBISKACH GÓRNICZYCH

Rozwój technicznych metod oraz środków służących do monitorowania w układach automatycznej kontroli znacznie ograniczył zagrożenia gazowe oraz pożarowe występujące w polskich kopalniach. Dzięki temu zagrożenia te można kontrolować za pomocą systemów kontroli automatycznej w celu uniknięcia inicjacji i rozwoju zagrożenia. Obecnie uważa się, że rozwój niezawodnych systemów (opartych o pomiary ciągłe) służących do monitorowania i kontroli zagrożeń naturalnych jest niezbędny i ma ogromny wpływ na poziom bezpieczeństwa. Specyficzne warunki kształtujące atmosferę panującą w wyrobiskach górniczych potwierdzają słuszność stosowania kompleksowych rozwiązań wykorzystując przy tym nowoczesne i niezawodne systemy automatycznych zabezpieczeń [6].

Dyspozytorski system monitorowania parametrów bezpieczeństwa to zespół współdziałających ze sobą, iskrobezpiecznych urządzeń kontrolno-pomiarowych zapewniających kompleksowe i zgodne z przepisami monitorowanie parametrów bezpieczeństwa produkcji w podziemnej części kopalni. W powierzchniowej części system najczęściej połączony jest z komputerem stacji centralnej, w którym informacje z urządzeń kontrolno-pomiarowych umieszczonych pod ziemią są dostępne na stanowisku dyspozytora. System umożliwia prowadzenie kompleksowej kontroli parametrów atmosfery w podziemnych wyrobiskach na podstawie pomiarów:

- parametrów fizycznych i składu chemicznego powietrza
- stanu i parametrów pracy urządzeń wentylacyjnych.

System monitorowania parametrów atmosfery w kopalni a w szczególności jego struktura spełnia podstawowe wymagania stawiane kopalnianym systemom monitoringu takie jak [7, 8]:

- możliwość realizacji przyjętego w górnictwie hierarchicznego układu zarządzania,
- zasilanie urządzeń części dołowej z powierzchniowej części stacyjnej niezależnie od stężenia metanu w wyrobiskach kopalni,
- możliwość realizacji automatycznego powiadamiania załóg pracujących w zagrożonym rejonie,
- integracja systemu na poziomie powierzchniowej sieci informatycznej z systemami geofizycznymi dla umożliwienia realizacji automatycznych wyprzedzających wyłączeń energii elektrycznej w rejonach, w których wystąpiło zagrożenie,
- współpraca (pobieranie i/lub przekazywanie danych poprzez powierzchniową sieć informatyczną) z pracującymi w zakładach górniczych systemami akwizycji i wizualizacji danych
- realizacja wymaganych przepisami zadań.

Centralną częścią systemu jest system telemetryczny. W części powierzchniowej składa się on z central telemetrycznych, w części podziemnej z urządzeń obiektowych (dołowych). Urządzenia wchodzące w skład części powierzchniowej systemu monitorowania to komputerowa stacja dyspozytorska realizująca funkcje monitorowania, alarmowania, raportowania i archiwizacji danych pomiarowych oraz centrala telemetryczna. Natomiast część podziemna systemu monitorowania parametrów bezpieczeństwa to [7, 8]:

- centrala metanometryczna
- iskrobezpieczne urządzenia dołowe dopuszczonego typu, przystosowane do współpracy z obwodami wyjściowymi central powierzchniowych
- iskrobezpieczne czujniki pomiarowe i urządzenia wykonawcze podłączone do urządzeń dołowych współpracujących z obwodami wyjściowymi central powierzchniowych.

System monitoringu funkcjonuje jako system dwuprogowego ostrzegania. Sygnalizacja obejmuje próg ostrzegawczy i alarmowy stężenia gazów. W systemie obowiązują następujące zasady sygnalizacji stanów i wartości pomiarowych:

- wskazania wartości urządzeń pomiarowych utrzymujących się na poziomie uznanym za normalny, są wyświetlane na zielono lub na zielonym tle,
- wskazania wartości urządzeń pomiarowych wyrażające odstępstwo od poziomu normalnego, mogące doprowadzić do stanu alarmowego (tzw. ostrzeżenia) wyświetlane są na żółto lub na żółtym tle,
- wskazania wartości alarmowych oraz awarie urządzeń są wyświetlane z atrybutem koloru czerwonego.

Z alarmem czerwonym wiąże się wyłączenie energii elektrycznej oraz ewakuacja pracowników z zagrożonego obszaru [7, 8]. Urządzenia funkcjonujące pod ziemią, które są dopuszczone i mogą współpracować z centralami telemetrycznymi można podzielić na urządzenia o działaniu ciągłym oraz urządzenia o działaniu cyklicznym. Do urządzeń o działaniu ciągłym zalicza się wszelkiego rodzaju czujniki gazów oraz centrale dołowe. Natomiast do urządzeń o działaniu cyklicznym zalicza się przetworniki sygnałów i urządzenia wyłączające.

5.4 ANALIZA STANU POWIETRZA W WYROBISKACH GÓRNICZYCH KWK „MYSŁOWICE”

Podczas procesu uwęglania i powstawania złóż węgla w wyniku zachodzących procesów gnilnych, ciśnienia, temperatury, skomplikowanego zespołu czynników fizykochemicznych powstawały różnego rodzaju gazy, a przede wszystkim metan [9]. Stopień nasycenia złoża węgla metanem zależy od wielu czynników. Metan znajdujący się w chodnikach górniczych może pochodzić z trzech źródeł: odsłoniętej powierzchni przodku, urobionego węgla, przestrzeni wyeksploatowanej (tzw. zrobów). Odsłonięte powierzchnie węgla oraz urobiony już węgiel emitują metan podczas procesu desorpcji i wypływu. Intensywność tych dwóch źródeł zależy od prędkości, z jaką odkrywane są kolejne nowe powierzchnie emitujące metan. Wraz z upływem czasu ilość wydzielania się metanu z odsłoniętych powierzchni zmniejsza się. Intensywność wydzielania się metanu z trzeciego źródła zależy od czynników aerodynamicznych panujących w przestrzeni wyeksploatowanej [7]. Czynnikiem mającym największy wpływ na obecność metanu w pokładach węgla jest obecność lub brak warstw skalnych, które izolują i nie przepuszczają lub pozwalają na odgazowanie się i swobodny odpływ metanu z pokładu węgla do skał otaczających. Metan może przedostać się do chodników górniczych podczas robót górniczych po otwarciu złoża lub po wykonaniu otworu drenażowego. Metan przedostaje się do wyrobiska, gdzie ciśnienie jest mniejsze od ciśnienia gazu zawartego w górotworze.

Ze względu na specyficzne zagrożenia w analizowanej kopalni węgla kamiennego w systemie monitoringu stosuje się następujące urządzenia: czujniki metanu, anemometry, czujniki tlenu węgla, czujniki temperatury, czujniki dymu, barometry, czujniki górotworu, pyłomierze. W systemie monitorowania parametrów bezpieczeństwa pracy w KWK Mysłowice pracuje ok. 150 czujników metanu, 10 czujników tlenu węgla oraz 30 anemometrów badających przepływ powietrza umieszczonych na dwóch głównych poziomach wydobywczych: 465 m oraz 665 m. Urządzeń pracujących w wyrobiskach górniczych jest znacznie więcej niż wymagają tego przepisy, gdyż każde miejsce, w którym istnieje zagrożenie pojawienia się metanu jest monitorowane przez dodatkowo zamontowane czujniki. O lokalizacji czujników decyduje inżynier wentylacji, a ilość czujników jest zależna od potrzeb i stale się zmienia wraz z sytuacją w eksploatowanym górotworze.

Duża liczba czujników automatycznego pomiaru stężeń gazów oraz prędkości przepływu powietrza włączonych do systemu monitorowania gazów pozwala na wczesne wykrycie i lokalizację zagrożenia. Dzięki temu można ograniczać możliwości zapalenia metanu oraz uniknąć tragicznych jego skutków. Funkcje systemu monitorowania można również wykorzystać w czasie akcji ratunkowych, a czujniki automatyczne pozwalają śledzić zmiany stężeń gazów zarówno przy regulacji przepływu powietrza (regulacja wentylacji) jak również w przypadku otamowania rejonu ściany np.: podczas pożaru.

5.5 ANALIZA PROGÓW ALARMOWYCH CZUJNIKÓW METANU

Badania odnotowanych przekroczeń progów alarmowych w systemie automatycznego monitoringu wykazały, że w całym roku odnotowuje się ok. 3500 przekroczeń progów stężenia metanu, co daje średnio ok. 300 incydentów przekroczeń wartości dopuszczalnych metanu miesięcznie. Dla potrzeb identyfikacji obszarów zagrożeń analizie poddano lokalizację tych czujników, dla których ilość przekroczeń była największa, czas utrzymywania się jednego

przekroczenia progu alarmowego był najdłuższy oraz łączny czas przekroczeń progów był najdłuższy dla analizowanego okresu jednego miesiąca.

Tabela 5.1 przedstawia zestawienie oznaczonych czujników metanu wraz z ilością przekroczeń odnotowanych w wybranym (przykładowym) miesiącu. Na czujnikach o numerze 535 oraz 346 odnotowano największą liczbę przekroczeń stężenia metanu.

Tabela 5.1 Czujniki, na których odnotowano największą liczbę przekroczeń alarmowego progu stężenia metanu w wybranym miesiącu

Lp.	Nr czujnika metanu	Liczba przekroczeń w miesiącu	Wartość progowa czujnika w p.p.m.
1.	535	53	1
2.	346	51	2
3.	115	25	2
4.	336	15	1,5
5.	546	14	0,5
6.	106	14	2
7.	349	11	1
8.	343	10	1
9.	502	10	1
10.	143	5	0,5

Natomiast z zestawienia w tabeli 5.2 wynika, że najdłuższe łączne czasy utrzymywania się przekroczenia stężenia metanu w całym miesiącu odnotowano na czujniku o numerze 143 oraz 346. Dla wyżej analizowanych czujników przyczyny wystąpienia przekroczeń w większości są naturalnymi zjawiskami towarzyszącymi eksploatacji złoża. Zjawiska takie jak wzrost stężenia metanu po odspojeniu warstwy węgla w czole przodka podczas urabiania to zdarzenia systematycznie powtarzające się i stwarzające zagrożenie, które musi być monitorowane.

Tabela 5.2 Czujniki, na których odnotowano najdłuższe czasy utrzymywania się przekroczenia alarmowego progu stężenia metanu podczas jednego incydentu oraz w całym wybranym miesiącu

Lp.	Nr czujnika metanu	Max długość trwania przekroczenia w min	Łączna długość trwania przekroczenia w miesiącu w min	Wartość progowa czujnika w p.p.m.
1.	143	185	568	0,5
2.	346	62	387	0,5
3.	535	30	206	0,5
4.	336	81	182	1,5
5.	115	17	116	1,5
6.	537	69	69	2

5.6 IDENTYFIKACJA OBSZARÓW ZAGROŻEŃ METANEM I INNYMI GAZAMI

W tabeli 5.3 wyszczególniono najczęstsze przyczyny zarejestrowania przekroczenia stężenia alarmowego metanu przez metanomierz o numerze 535, 346 oraz 143. Przyczyną najdłuższych czasów trwania przekroczeń progów stężenia metanu odnotowanych przez metanomierz o numerze 535 był wzrost wydzielania się metanu po odspojeniu warstwy węgla w czole przodka (maksymalnie 30 min) oraz uszkodzenie pomocniczych urządzeń wentylacyjnych (maksymalnie 16min).

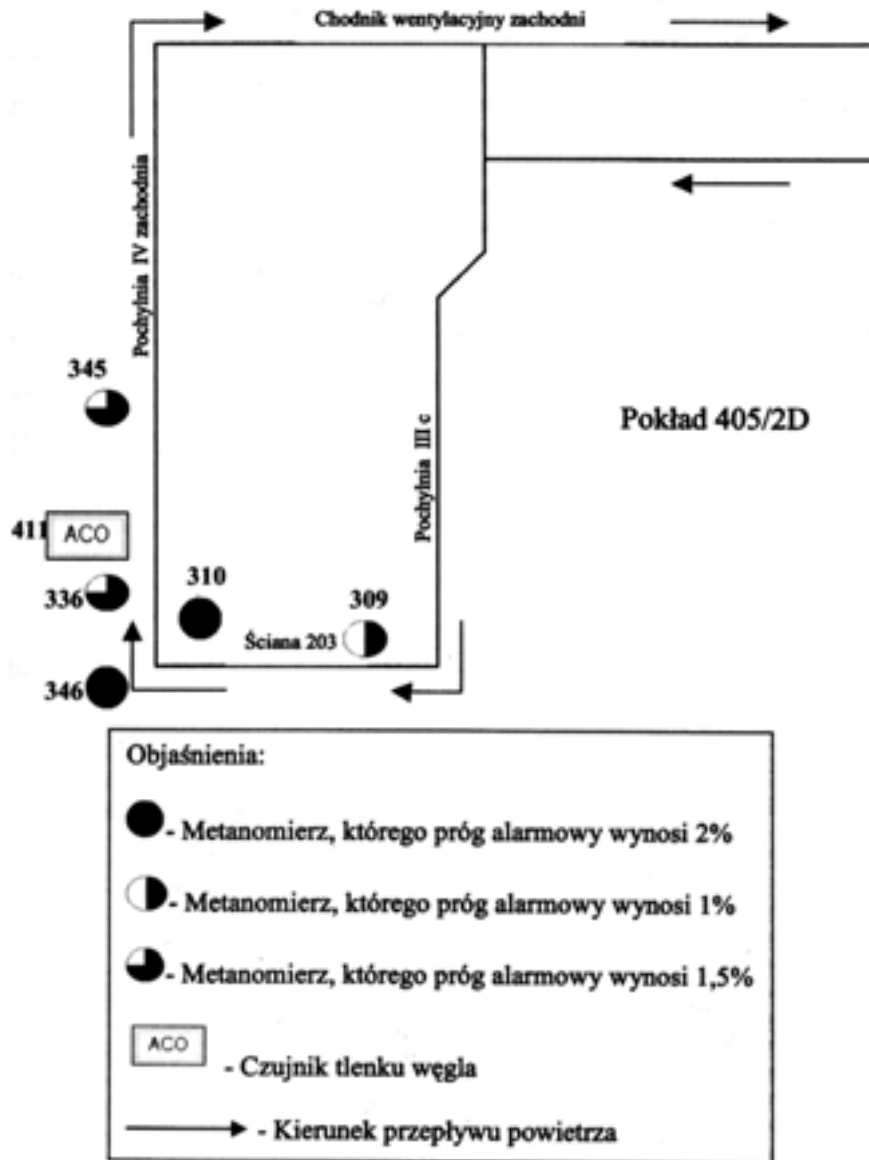
**Tabela 5.3 Najczęstsze przyczyny zarejestrowania przekroczenia alarmowego
prugu stężenia metanu przez metanomierze o numerze 535, 143
oraz 346 w wybranym miesiącu**

Lp.	Numer czujnika	Liczba przekroczeń dla czujnika	Maksymalny czas trwania przekroczenia na czujniku	Przyczyna przekroczenia progu alarmowego
1.	535	8	24	Wzrost metanu po odspojeniu warstwy węgla podczas urabiania
2.	535	32	30	Wzrost metanu po odspojeniu warstwy węgla w czole przodka
3.	535	5	11	Wzrost metanu po odspojeniu warstwy węgla w czole przodka, zniżka baryczna
4.	535	2	26	Wzrost metanu po odspojeniu warstwy węgla, uszkodzenie pomocniczych urządzeń wentylacyjnych
5.	535	2	7	Wzrost metanu podczas montażu nowego lutniociągu powietrza w czole przodka
6.	535	1	10	Wzrost metanu podczas przebudowy pomocniczych urządzeń wentylacyjnych
7.	535	3	5	Wzrost metanu, chwilowy brak sprężonego powietrza w pomocniczych urządzeniach wentylacyjnych
8.	143	1	185	Wzrost metanu w zbiorniku, zapas 70%, wyjeżdżanie z urobkiem
9.	143	1	179	Wzrost metanu w zbiorniku, zapas 80%, wyjeżdżanie z urobkiem
10.	143	1	176	Wzrost metanu w zbiorniku, zapas 70%, wyjeżdżanie z urobkiem
11.	143	1	27	Wzrost metanu w zbiorniku, zapas 80%, wyjeżdżanie z urobkiem, zniżka baryczna
12.	143	1	1	Wzrost metanu w zbiorniku, zapas 80%, wyjeżdżanie z urobkiem, zniżka baryczna
13.	346	20	62	Wzrost metanu, przesuwanie sekcji obudowy ścianowej od napędu głównego ściany, opad skał stropowych, uszkodzona osłona zawału, przysypana lutnia
14.	346	26	57	Wzrost metanu, opad skał stropowych, przygnieciona lutnia, uszkodzona osłona zawału
15.	346	5	44	Wzrost metanu ze zrobów ściany, chwilowy postój pomocniczych urządzeń wentylacyjnych

Podczas robót górniczych związanych z urabianiem węgla i jego odstawą następuje zbyt duży przyrost metanu, aby mógł on być odprowadzony za pomocą wentylacji ogólnej oraz pomocniczych urządzeń wentylacyjnych. Wtedy dochodzi do przekroczenia dopuszczalnego stężenia metanu, wyłączenia energii elektrycznej przez metanomierze wyłączająco rejestrujące i wycofania załogi z zagrożonego rejonu do czasu doprowadzenia warunków pracy do stanu bezpiecznego. Czujnik o numerze 535 znajduje się nad silnikiem napędu pomocniczego od strony zrobów ściany na poziomie 665 metrów. W tym miejscu występuje IV kategoria zagrożenia metanowego. W najbliższym otoczeniu tego czujnika metanu są zamontowane jeszcze dwa inne metanomierze oraz analizator CO. Metanomierz nr 535 nie jest wymagany przepisami górniczymi i został zamontowany jako dodatkowy czujnik w miejscu, w którym według sztygara wentylacji może występować zagrożenie dla zdrowia i życia pracowników. Fakt, że czujnik ten zarejestrował największą ilość przekroczeń

stężenia metanu potwierdza słusność monitorowania tego właśnie miejsca.

Miejsce umieszczenia czujnika nr 346, na którym odnotowano wysoką liczbę incydentów przekroczenia progu alarmowego oraz długi czas utrzymywania się przekroczenia w badanym miesiącu przedstawia rys. 5.1.

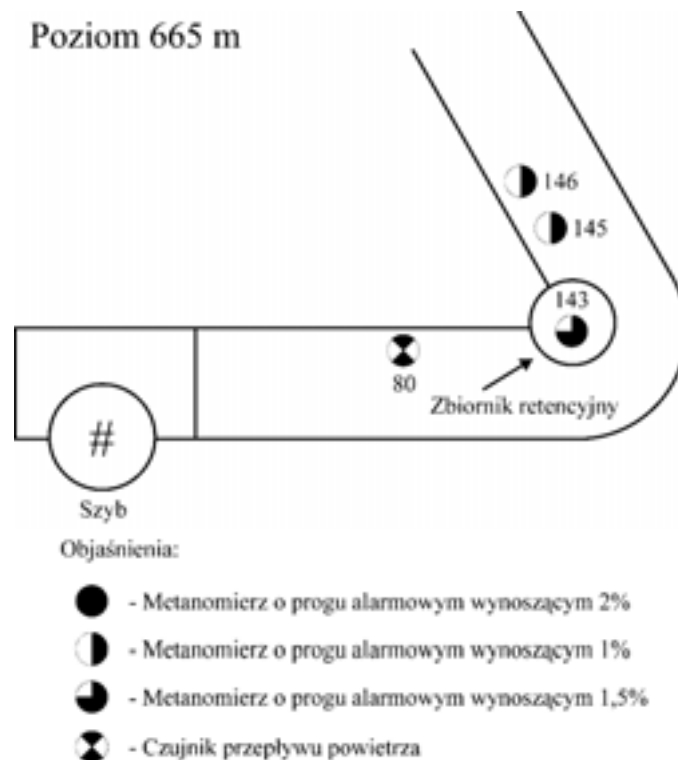


Rys. 5.1 Rozmieszczenie czujników w otoczeniu czujnika metanu o numerze 346

Czujnik nr 346 znajduje się na poziomie 665 metrów gdzie występuje IV kategoria zagrożenia metanowego. Metanomierz ten nie jest wymagany przepisami górniczymi i został on zamontowany ze względów bezpieczeństwa. Pracuje on w pochylni zachodniej do 2 metrów od osłonięcia rabunku pochylni.

Najczęstszymi przyczynami występowania przekroczenia stężenia metanu są przyczyny natury technicznej. Największe znaczenie ma w tym miejscu wentylacja gdyż to jej uszkodzenie najczęściej powoduje niebezpieczny wzrost stężenia metanu. W tym chodniku zamontowany jest lutniociąg za pomocą, którego doprowadzane jest powietrze, aby rozrzedzić stężenie metanu i nie dopuścić do jego nagromadzenia mogącego stworzyć

zagrożenie. Uszkodzenie lutniociągu jest najczęściej powtarzającą się przyczyną powstania zagrożenia metanowego w tym obszarze. W najbliższym otoczeniu metanomierza 346 znajdują się jeszcze dwa metanomierze o numerach 336 i 310. Czujnik nr 336 znajduje się w tej samej pochylni do 10 metrów na północ od frontu ściany. Czujnik ten jest wymagany przepisami górniczymi. Czujnik metanu nr 143 zarejestrował przekroczenia, które trwały najdłużej ze wszystkich odnotowanych w wybranym miesiącu. Jest to spowodowane lokalizacją tego czujnika. Jest on zamontowany w zbiorniku retencyjnym w odległości ok. 2 metrów poniżej poziomu zbiornika. Rozmieszczenie czujników w tym rejonie przedstawia rys. 5.2. W zbiorniku tym w razie awarii szybu gromadzony jest węgiel. Czujnik ten jest wymagany przepisami górniczymi, co wynika z faktu nagromadzenia dużej ilości węgla, który odgazowując się emituje do powietrza metan.



Rys. 5.2 Rozmieszczenie czujników w otoczeniu zbiornika retencyjnego, Który jest kontrolowany przez czujnik metanu nr 143

Ważnym parametrem monitorowanym przez system jest również poziom stężenia tlenu węgla w powietrzu w wyrobiskach górniczych. Kryterium wyboru czujników do analizy była ilość przekroczeń dopuszczalnego progu stężenia tlenu węgla w powietrzu.

W analizowanym miesiącu przekroczenia progu alarmowego zarejestrowano na 6 czujnikach tlenu węgla. Analizie przyczyn wykrywanych stanów alarmowych poddane zostały dwa czujniki tlenu węgla o numerach 56 i 241. Czujnik stężenia tlenu węgla numer 56 zarejestrował 4 przekroczenia w analizowanym miesiącu i wszystkie nastąpiły po przejeździe spalinowej kolejki podwieszanej. Czujnik ten zamontowany jest w chodniku na poziomie 465 m. W tym pokładzie nie ma zagrożenia metanowego i dlatego mogą tam pracować maszyny spalinowe. Jednak gdy pracownicy nie dopilnują zamknięcia tam wentylacyjnych następuje nagłe zaburzenie przewietrzania, a na czujniku zostaje

zarejestrowany wzrost stężenia tlenu węgla. Tabela 5.4 pokazuje przyczyny zarejestrowanych przekroczeń alarmowego progu stężenia tlenu węgla dla czujnika nr 56 oraz nr 241. Czujnik stężenia tlenu węgla nr 241 znajduje się na poziomie 665 m w pokładzie 510 D wsch. w bliskim sąsiedztwie czujników metanu o numerach 109, 115 i 106. W tym pokładzie występuje IV kategoria zagrożenia metanowego. Tlenek węgla dostaje się do chodnika nadścianowego ze zrobów ściany.

Tabela 5.4 Najczęstsze przyczyny zarejestrowania przekroczenia alarmowego progu stężenia tlenu węgla przez czujnik o numerze 56 i 241

Numer czujnika	Czas trwania przekroczenia w min	Wartość progowa czujnika w ppm	Przyczyny przekroczeń
56	1	26	Wzrost tlenu węgla w chodniku, przejazd kolejki
56	1	26	Wzrost tlenu węgla w chodniku, przejazd kolejki
56	1	26	Wzrost tlenu węgla w chodniku, przejazd kolejki
56	2	26	Wzrost tlenu węgla w chodniku, przejazd kolejki
241	1	26	Wzrost tlenu węgla ze zrobów, opad kamienia stropowego w zawale ściany i chodnika
241	1	26	Wzrost tlenu węgla ze zrobów, uszkodzony lutniociąg we wnęce na wylocie ściany
241	1	26	Wzrost tlenu węgla ze zrobów, opad kamienia stropowego, uszkodzona śluza wentylacyjna

O stanie stężeń tlenu węgla lub metanu bardzo często decyduje wielkość przepływu powietrza przez wyrobiska górnicze. Ruch powietrza jest wymuszany poprzez wentylację opływową i stale kontrolowany przez anemometry. W analizowanym miesiącu zbyt mały przepływ powietrza lub nawet jego brak był zarejestrowany na 9 czujnikach przepływu powietrza. Na czujnikach o numerach 58 i 63 stany alarmowe były wykazywane najczęściej i wynosiły odpowiednio 18 i 11 incydentów alarmowych.

Czujnik przepływu powietrza nr 63 jest zamocowany na wylocie z chodników wodnych pomiędzy skrzyżowaniem chodnika wodnego nr 1 z chodnikiem wodnym nr 2 na poziomie 665m. W tym obszarze występuje IV kategoria zagrożenia metanowego. Czujnik ten poprzez pomiar przepływu powietrza dodatkowo może wskazywać na niebezpieczny wzrost poziomu wody w chodnikach wodnych. Na każdym poziomie znajdują się tzw. chodniki wodne położone nieco niżej niż pozostałe i w razie potrzeby jako pierwsze są zalewane. Anemometr jest zamontowany za wgłębieniem i gdy woda zaleje całkowicie lub częściowo chodnik zamykając przepływ powietrza, włączane zostają pompy wodne, aby przywrócić prawidłowy przepływ powietrza.

PODSUMOWANIE

System monitorowania zagrożeń i pracująca w nim duża liczba czujników dla automatycznego pomiaru takich parametrów jak stężenie gazów, prędkość przepływu powietrza pozwala na wczesne wykrycie i lokalizację zagrożenia. Zagrożenia naturalne nasilają się wraz z głębokością wydobywania, im głębiej położone są pokłady, z których wydobywa się węgiel tym zagrożenia naturalne są większe a warunki pracy trudniejsze. Podczas robót górniczych następuje odsłonięcie calizny węglowej i gazy znajdujące się w złożu przedostają się do chodnika. Lokalizację niektórych czujników gazów wymuszają

przepisy górnicze, a o dodatkowych czujnikach decyduje inżynier wentylacji, który mając na uwadze względy bezpieczeństwa zleca zamontowanie czujników w miejscach, w których może wystąpić zagrożenie gazem wybuchowym lub toksycznym. Ogromną rolę w minimalizowaniu zagrożeń gazowych odgrywa sprawna i wydajna wentylacja. W kopalniach węgla kamiennego najczęściej stosowanymi urządzeniami wentylacyjnymi są wentylatory główne oraz wentylatory lutniowe służące do przewietrzania wyrobisk ślepych [9, 10]. Obszary zagrożeń szczególnie narażone na obecność zwiększonego stężenia metanu to:

- okolice zbiorników retencyjnych z zapasami węgla,
- czoło przodka (utrudniona wentylacja),
- okolice przesuwania sekcji obudowy ścianowej od napędu głównego ściany (przy towarzyszącym opadzie skał stropowych),
- każdy obszar pojawienia się uszkodzenia urządzeń wentylacyjnych.

Obszary zagrożeń narażone na podwyższone stężenia tlenu węgla to:

- obszar przejazdu kolejki w chodniku,
- obszar zawału ściany i chodnika,
- miejsca pojawienia się uszkodzenia urządzeń wentylacyjnych.

Wśród przyczyn wyżej wymienionych zagrożeń można wyróżnić:

- odspojeniu warstwy węgla podczas urabiania w czołe przodka,
- uszkodzenie pomocniczych urządzeń wentylacyjnych (przygnieciona lutnia) przez opad skał,
- przebudowa, montaż lutniociągu
- uszkodzenie śluzy wentylacyjnej.

System automatycznie działających czujników przepływu powietrza, stężenia metanu oraz tlenu węgla odpowiednio rozmieszczonych w wyrobiskach górniczych z wentylacją opływową i odrębną daje możliwość kontrolowania stanu powietrza w sposób zapewniający względne bezpieczeństwo załodze górniczej.

LITERATURA

1. Szlązak N., Szlązak J.: *Bezpieczeństwo i higiena pracy*, AGH Uczelniane Wydawnictwo Naukowo-Dydaktyczne, Kraków 2005.
2. Rozporządzeniu Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 29 listopada 2002 roku w sprawie najwyższych dopuszczalnych stężeń i natężeń czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy z późniejszymi zmianami.
3. Firganka B., Klebanowa F.: *Zagrożenia naturalne w kopalniach- sposoby prognozowania, zapobiegania i kontroli*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1983.
4. Kalinowski R.: *Monitorowanie zagrożeń*, Wydawnictwo Akademii Podlaskiej, Siedlce 2003
5. Ignac-Nowicka J.: *Air pollution monitoring at the workstand and in the ambient air*, Mol. Quantum Acoust. vol. 22, s. 113-121, Gliwice 2001.
6. Wasilewski S.: *Kontrola i monitorowanie zagrożeń gazowych i pyłowych w wyrobiskach kopalni*, Stowarzyszenie inżynierów i Techników Górnictwa, Katowice 2006.

7. Kozłowski B.: *Prognozowanie zagrożeń gazowych w kopalniach głębinowych*, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2000.
8. Krzystanek Z.: *System SMP/NT/A Monitorowania Parametrów Środowiska w kopalni. Dokumentacja Techniczno-Ruchowa*, Centrum Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa EMAG, Katowice 2006.
9. Krause E., Łukowicz K., Gruszka A.: *Zasady przewietrzania wyrobisk górniczych w warunkach zagrożenia metanowego wraz z dobozem urządzeń wentylacyjnych dla jego zwalczania*, Główny Instytut Górnictwa w Katowicach, Katowice-Mikołów 2000.
10. Czechowicz J.: *Wentylacja lutniowa w kopalniach*, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1977.

IDENTYFIKACJA OBSZARÓW ZAGROŻEŃ I ICH PRZYCZYN W WYROBISKACH GÓRNICZYCH NA PODSTAWIE MONITORINGU GAZOWEGO

Streszczenie: *W artykule przedstawiono identyfikację obszarów zagrożeń poprzez analizę funkcjonowania systemu automatycznego monitoringu zagrożeń gazowych w wyrobiskach górniczych kopalni KWK „Mysłowice”. Analizie poddano wskazania czujników metanu, tlenku węgla oraz anemometrów pracujących w systemie monitoringu atmosfery w dwóch pokładach węglowych na poziomach 465 m oraz 665 m. Przeanalizowano zdarzenia przekroczeń alarmowego progu stężenia gazów kopalnianych oraz ich przyczyny. W opracowaniu zaprezentowano wyniki dla jednego przykładowego miesiąca. Na podstawie zdarzeń alarmowych zidentyfikowano również niebezpieczne miejsca i rejonu w kopalni.*

Słowa kluczowe: *zagrożenia gazowe, wyrobiska górnicze, progi alarmowe stężenia gazów*

IDENTIFICATION OF HAZARDS AREAS AND THEIR CAUSES IN MINE BASED MONITORING OF GAS

Abstract: *The article presents identification of areas risks by analyzing working of system automatic monitoring of gaseous dangers in fringe drift in the coal-mine KWK “Mysłowice”. Indications sensors of methane, carbon monoxide and anemometers working in monitoring system of atmosphere on two coal beds on the deepness 465 m and 665 m was analysed. Incidents of exceed alarm threshold of mine gas concentration and their reasons was analysed. In the article were presented results for one example of month. On the basis of alarms incidents was identified also dangerous places in fringe drift*

Key words: *gaseous hazards, mine workings, alarm threshold of gas concentration*

dr inż. Jolanta IGNAC-NOWICKA
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze
e-mail: jolanta.ignac-nowicka@polsl.pl

6

REGULACJA PRZEWIETRZANIA W GRUPOWYM PRĄDZIE POWIETRZA ODPROWADZANYM DO SZYBU WYDECHOWEGO JAKO ELEMENT OPTYMALIZACJI I STABILIZACJI SIECI WENTYLACYJNEJ KOPALNI NA PRZYKŁADZIE KWK „JANKOWICE”

6.1 WSTĘP

W latach 80-tych i 90-tych ubiegłego wieku kopalnia „Jankowice” prowadziła eksploatację w części macierzystej oraz w rejonu szybu peryferyjnego 6 (wdechowego). Dla zapewnienia wymaganych parametrów przewietrzania części peryferyjnej wykonany był szyb wentylacyjny 5a. Szyb 6 wydrążony był do poz. 565 m, a szyb 5a do poz. 410 m. W tym okresie kopalnia wykorzystywała:

- 4 szyby wdechowe (2, 6, 7 i 8),
- 3 szyby wydechowe (3, 4 i 5a)

Obowiązujący model kopalni zakładał następujący podział podsieci wentylacyjnych:

- szybu 3 (zgłębiany do poz. 400 m) – wyrobiska eksploatacyjne części macierzystej,
- szybu 4 (zgłębiany do poz. 260 m) – komory przyszybowe części macierzystej (szybów 2, 7 i 8),
- szybu 5a (zgłębiany do poz. 410 m) – wyrobiska eksploatacyjne rejonu szybu 6 oraz komory przyszybowe szybu 6,

Centralne usytuowanie szybów peryferyjnych 6 oraz 5a niosło za sobą konieczność wyznaczenia filara ochronnego, a jednocześnie uwięzienie znacznych zasobów węgla. Przyjęty model rozwoju kopalni zakładał uproszczenie sieci wentylacyjnej kopalni, likwidację szybów 6 i 5a wraz z filarem ochronnym, co umożliwiłoby projektowanie ścian o znacznych wybiegach (do 3000 m). Warunkiem takiego modelu kopalni było „dociążenie” szybu wentylacyjnego nr 4, który do tego czasu wykorzystywany był wyłącznie dla przewietrzania komór przyszybowych części macierzystej.

W nowym modelu kopalni przyjęto następujące założenia:

- likwidacja szybów 6 i 5a wraz z wyrobiskami przyległymi, w tym komorami przyszybowymi ,

- projektowanie głównych komór przyszybowych przy szybie 8 na poz. 565 m, a docelowo na poz. 700 i 880 m,
- odstąpienie od pogłębiania szybu wentylacyjnego 4, komory przyszybowe na poz. 700 i 880 m przewietrzane będą poprzez diagonale i pochylnie wentylacyjne,
- szyb wentylacyjny 3 będzie głównym szybem wentylacyjnym kopalni zapewniającym przewietrzanie większości rejonów górniczych,
- szyb wentylacyjny 4 służyć będzie do przewietrzania komór przyszybowych szybów 2, 7 i 8 oraz min. 1 rejonu górniczego.

Przyjęte założenia, w szczególności w stosunku do szybu wentylacyjnego 4, wymusiły konieczność optymalizacji sieci wentylacyjnej kopalni przy jednoczesnym zachowaniu stosunków jakościowych i ilościowych we wszystkich wyrobiskach kopalni.

Wentylatory głównego przewietrzania zabudowane na szybie 5a zostały wyłączone w lipcu 2002 roku, a szyb 6 wraz z wyrobiskami przyległymi został zlikwidowany w sierpniu 2006 r.

6.2 MODEL PRZEWIETRZANIA KOMÓR PRZYSZYBOWYCH SZYBÓW NR 2, 7 i 8

Dla zapewnienia prawidłowego funkcjonowania kopalni obecnie w rejonach szybów wdechowych zlokalizowane są następujące komory przyszybowe:

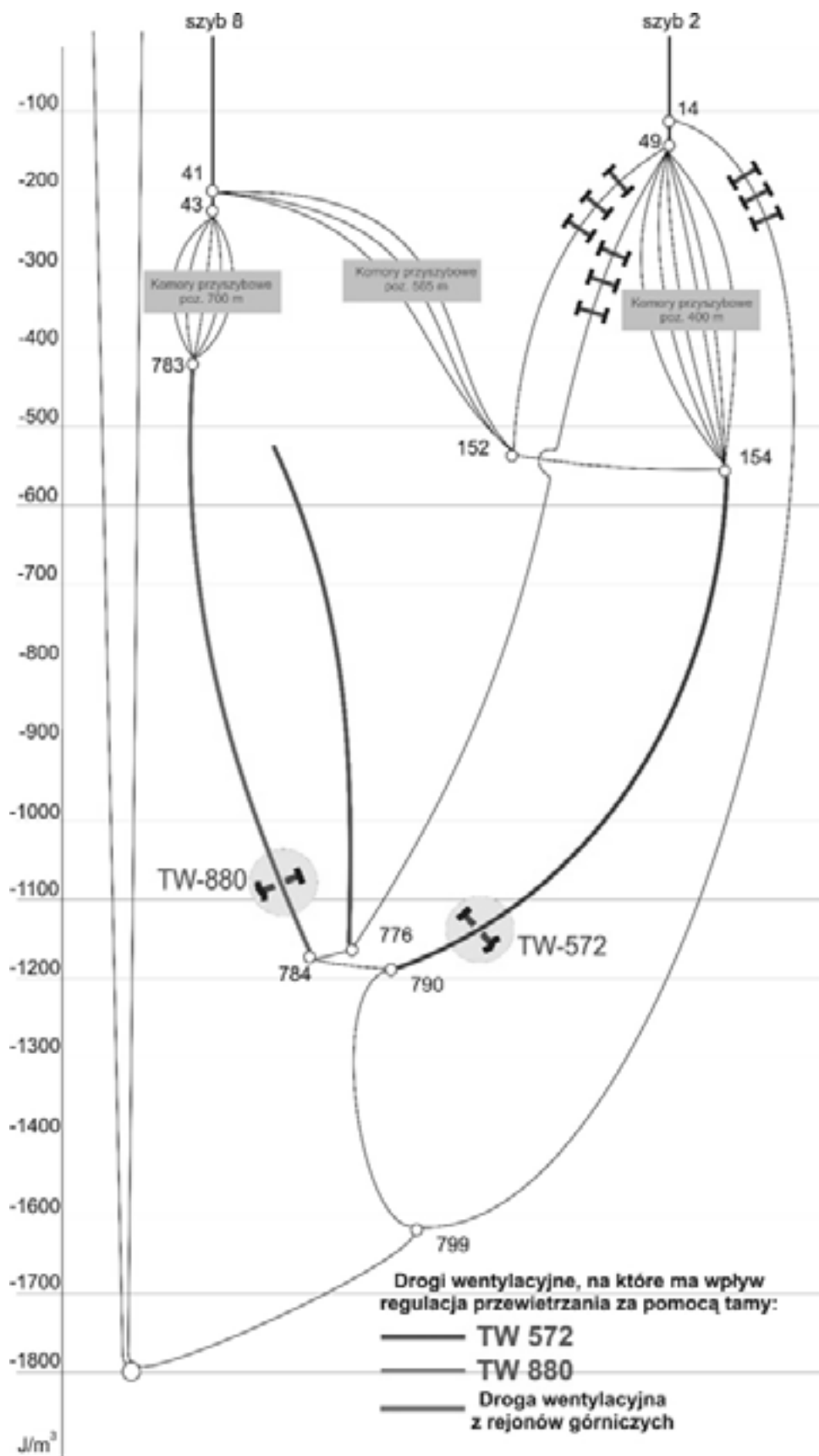
- poz. 400 m – komora materiałów wybuchowych, ładownia akumulatorów, zajezdnia lokomotyw, szopa maszyn, komora prostowników, rozdzielnia R-11, rozdzielnia R-11a, hala pomp głównego odwadniania,
- poz. 565 m – komora pomp, rozdzielnia R-30, komora przeładunku baterii akumulatorów,
- poz. 700 m – komora pomp, rozdzielnia R-40, mały skład MW, zajezdnia lokomotyw spalinowych, skład paliw,

Ze względu na bliskość szybów wdechowych i przyległych komór przyszybowych od wyrobisk stanowiących bezpośrednie połączenie z szybem wentylacyjnym nr 4, dla zabezpieczenia przed tzw. „krótkim spięciem wentylacyjnym” niezbędnym jest słuzowanie wszystkich ww. komór.

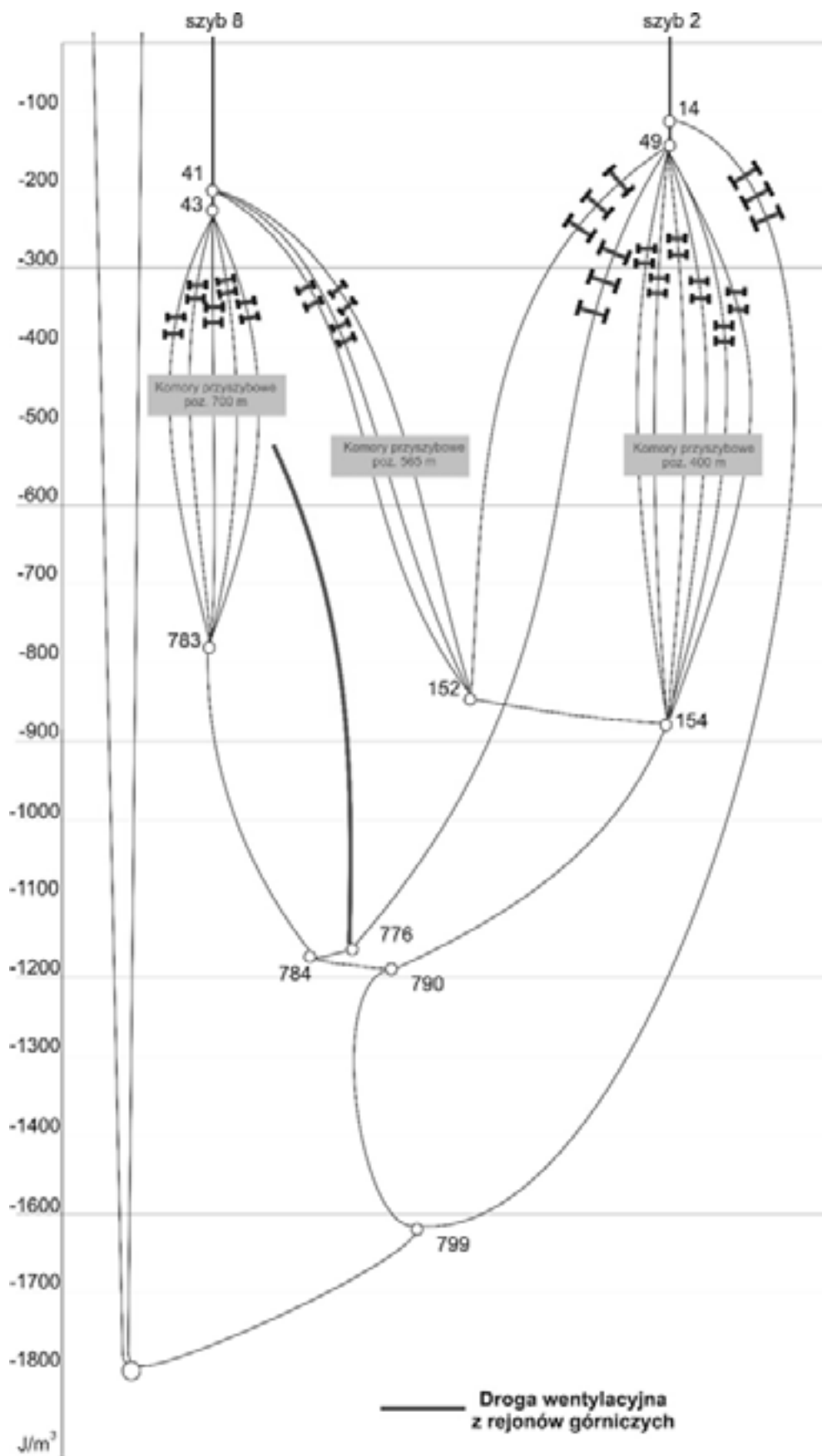
Stosownie do postanowień par. 213 Rozporządzenia MG z dnia 28.06.2002 r. „Regulację przewietrzania prowadzi się tamami regulacyjnymi umieszczonymi na początku prądów rejonowych”. Taki sposób regulacji sieci wentylacyjnej spowodowałby konieczność zabudowy 16 śluz wentylacyjnych zabudowanych niejednokrotnie na trasie przewozu dołowego. Ponadto wysoka różnica potencjałów izentropowych między węzłami wlotowymi, a wyrobiskami wentylacyjnymi (około 700 J/m^3) powodowałby określone zagrożenia ruchowe dla załogi, jak również możliwość gwałtownych zaburzeń sieci wentylacyjnej kopalni. Taki sposób przewietrzania, w szczególności w aspekcie konieczności przewietrzania rejonu górniczego, był niekorzystny. W związku z powyższym podjęto decyzje o zabudowie dwóch tam regulacyjnych w grupowych prądach powietrza odprowadzanych do szybu wdechowego, tj.:

- TW 572 – zabudowanej w przekopie wentylacyjnym do pkł. 507 poz. 400 m,
- TW 880 – zabudowanej w diagonalu wentylacyjnej w pkł. 506 poz. 700 – 400 m,

Schemat przestrzenny przewietrzania podsieci wentylacyjnej szybu 4, z zaznaczeniem potencjałów w węzłach przedstawiono na rys. 6.1 i 6.2.



Rys. 6.1 Schemat potencjalny podsieci szybu nr 4 w przypadku zastosowania regulacji przewietrzania za pomocą tam regulacyjnych zabudowanych w prądach powietrza odprowadzanych do szybu wydechowego



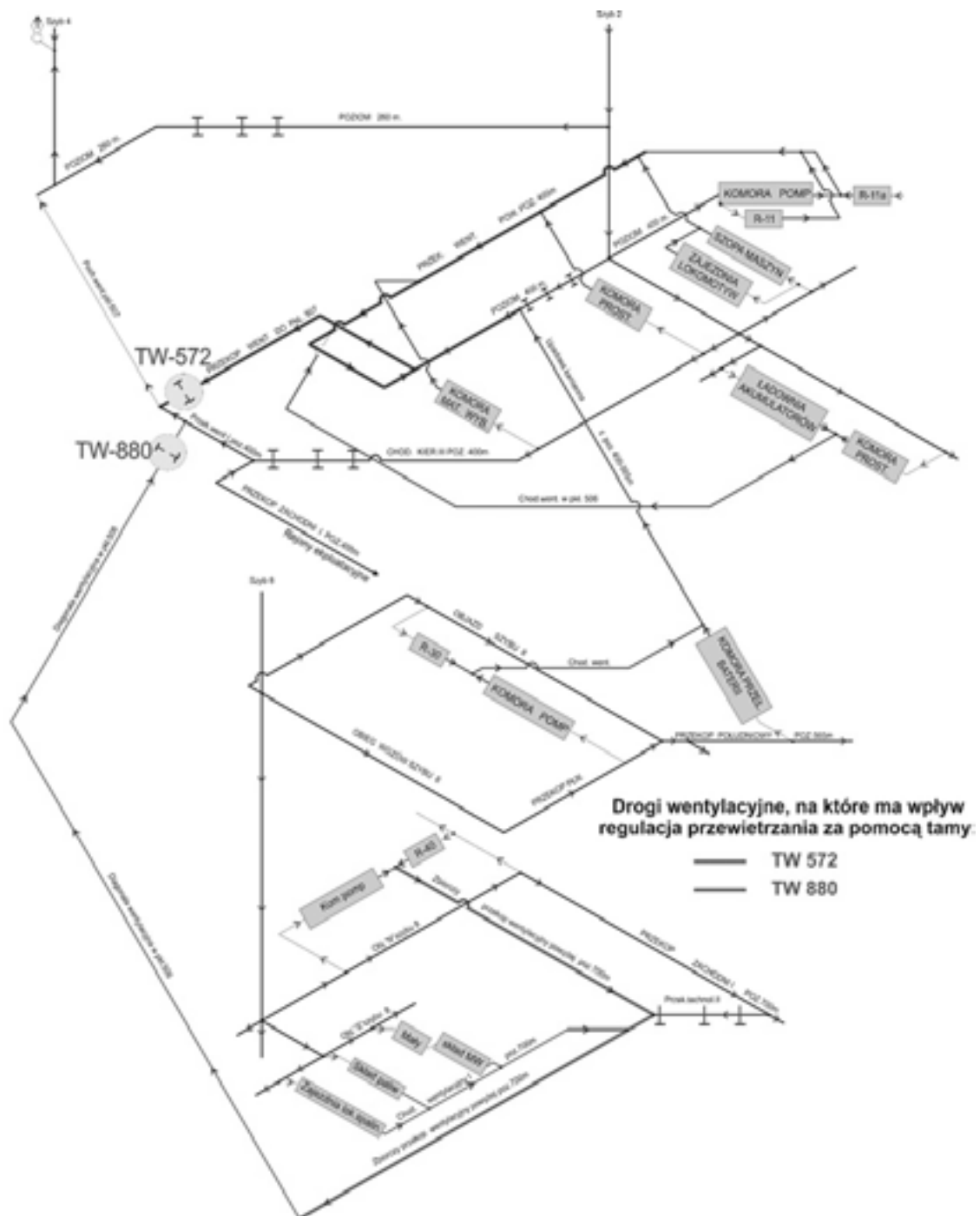
Rys. 6.2 Schemat potencjalny podsięci szybu 4 w przypadku zastosowania klasycznej regulacji przewietrzania

6.3 REGULACJE PRZEWIETRZANIA W GRUPOWYCH PRĄDACH POWIETRZA ODPROWADZANYCH DO SZYBÓW WYDECHOWYCH DLA PRZEWIETRZANIA KOMÓR PRZYSZYBOWYCH ZASTOSOWANE W KWK „JANKOWICE” – WARUNKI BEZPIECZEŃSTWA

TW 572 – zabudowana w przekopie wentylacyjnym do pkl. 507 poz. 400 m,

TW 880 – zabudowana w diagonali wentylacyjnej w pkl. 506 poz. 400-700 m.

Przekop wentylacyjny do pocl. 507 na poz. 400 m stanowi drogę odprowadzenia powietrza do szybu wentylacyjnego 4 z komór przyszybowych szybów nr 2, 7 i 8 na poz. 400 i 565 m.



Rys. 6.3 Schemat przestrzenny przewietrzania podsięki szybu 4

Diagonała wentylacyjna w pkt. 506 poz. 400 – 700m stanowi drogę odprowadzenia powietrza do szybu wentylacyjnego 4 z komór przyszybowych szybu 8 na poz. 700m, a docelowo również poz. 880m.

Dla uzyskania właściwego rozdziału powietrza zapewniającego skuteczne i stabilne przewietrzanie podsieci wentylacyjnej szybu 4 konieczne jest śluzowanie prądów powietrza przewietrzających komory przyszybowe szybów 2, 7 i 8. Ze względu na znaczną różnicę potencjałów między wlotem do komór przyszybowych, a pochylnią wentylacyjną w pokł. 507 poz. 400 – 260 m (stanowi ona bezpośrednio połączenie z szybem 4) regulacja w prądach wlotowych jest niewystarczająca i ruchowo bardzo niekorzystna. Stwarza również określone zagrożenia dla ludzi z uwagi na duże napory powietrza na drzwiach tam. Nawet krótkotrwałe, niezbędne ruchowo otwarcie tamy, może spowodować znaczne, niekorzystne zmiany w sieci wentylacyjnej, a w szczególności zmniejszyć przepływ powietrza przez rejony górnicze znajdujące się w podsieci wentylacyjnej szybu 4. Istniejący naturalny rozptył powietrza prowadzonego od szybu wdechowego na poszczególne komory pozwolił na rezygnację z kłopotliwej regulacji na wlotach do ww. komór na korzyść regulacji w grupowym prądzie powietrza odprowadzonego do szybu wydechowego w miejscu wskazanym na schemacie (rys. 6.3).

Powyższa sytuacja ujęta jest w Planie Ratownictwa, w pkt. 1.6. – Manewry wentylacyjne przewidziane do zastosowania w czasie akcji pożarowej. Regulacja przewietrzania za pomocą TW 572 zastosowana została w październiku 2002 r., natomiast regulacja przewietrzania za pomocą TW 880 – w lutym 2011 r. Obie regulacje przewietrzania, bez istotnych zmian, funkcjonują do dnia dzisiejszego.

6.3.1 Lokalizacja

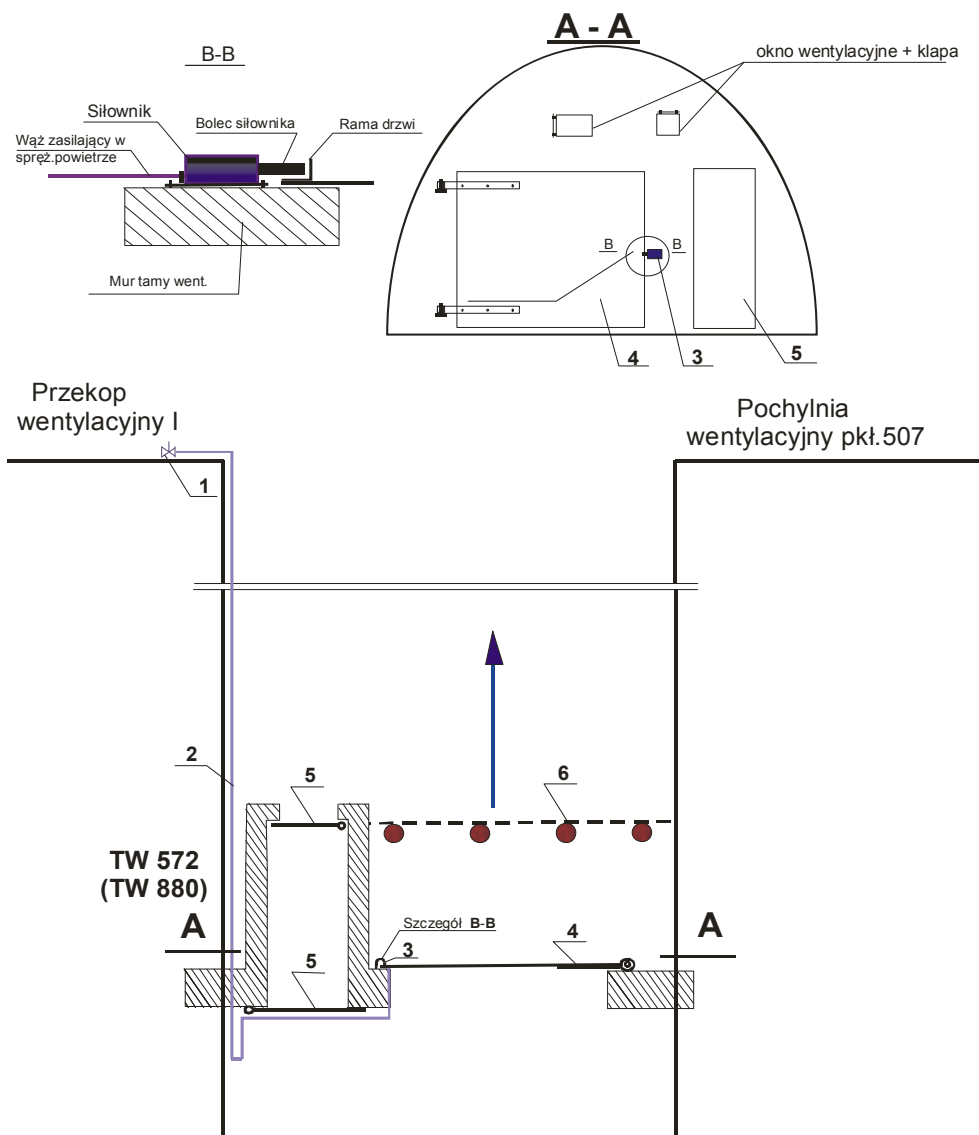
W miejscu zabudowy tam regulacyjnych TW 572 oraz TW 880 nie ma zabudowanych żadnych środków transportowych, wyrobiska wyłączone jest z regularnego ruchu załogi – kontrolowane wyłącznie przez służby wentylacyjne kopalni (metaniarz, próbobiorecy, osoby dozoru).

6.3.2 Sposób wykonania

Tamy regulacyjne TW 572 oraz TW 880 wykonane są z materiałów niepalnych (obmurze z kostki betonowej, drzwi metalowe) i wyposażone w:

- a) okna regulacyjne – wielkość okien regulacyjnych dobierana jest w sposób zapewniający przepływ niezbędnej ilości powietrza przez komory,
- b) drzwi zasadnicze otwierane zdalnie za pomocą zaworu sterującego – drzwi zabudowane są zgodnie z kierunkiem przepływającego powietrza i zabezpieczone przed samoczynnym otwarciem za pomocą bolca siłownika.
- c) zawór sterujący **(1)** (osobny dla każdej tamy regulacyjnej) – zabudowany w przekopie wentylacyjnym I poz. 400 m, tj. niezadymionym prądzie powietrza i połączony rurociągiem sprężonego powietrza **(2)** z siłownikiem **(3)** zabezpieczającym drzwi zasadnicze **(4)** w tamach regulacyjnych przed samoczynnym otwarciem,
- d) tunel przejściowy dla załogi **(5)**,

Schemat zabudowy i zdalnego otwierania tamy regulacyjnej TW 572 (TW 880) przedstawiono na rys. 6.4.



Rys. 6.4 Schemat zabudowy i zdalnego otwierania TW 572 (TW 880)

6.3.3 Sposób działania

Po zasterowaniu zaworem sterującym (1) medium, którym jest sprężone powietrze, powoduje cofnięcie bolca siłownika (3). Ruch ten powoduje zwolnienie blokady drzwi przejazdowych (4) zabudowanych zgodnie z kierunkiem przepływającego powietrza i ich samoczynne otwarcie. Powyższe skutkuje wzrostem ilości przepływającego powietrza, co zapewnia skuteczne przewietrzanie komór przyszybowych w przypadku pożaru. Przy zaworze sterującym (1) zabudowany jest sygnalizatorotelefon oraz tablica informacyjna. Tama wyposażona jest w czujnik stanu otwarcia z sygnalizacją u dyspozytora kopalni. Dla zabezpieczenia załogi przed uderzeniem zdalnie otwieranymi drzwiami zasadniczymi wykonany jest organ zabezpieczający (6).

Sposób postępowania załogi w przypadku otwarcia lub zamykania tamy regulacyjnej TW 572 oraz TW 880 określa kopalniana instrukcja.

6.3.4 Kontrole

Stan tamy kontrolowany jest przez :

- metaniarza – 1 raz na dobę w dni robocze – odnotowane w notesie i książce metaniarza,
- dozór oddz. wentylacji – 1 raz w tygodniu – odnotowane w książce raportowej i „Książce kontroli tam regulacyjnych zabudowanych w grupowych prądach powietrza lub rejonowych prądach powietrza odprowadzanego do szybu wydechowego”,
- dozór wyższy wentylacji – 1 raz w miesiącu – odnotowane w notatce z objazdu rejonu i „Książce kontroli tam regulacyjnych zabudowanych w grupowych prądach powietrza lub rejonowych prądach powietrza odprowadzanego do szybu wydechowego”.

Kontrola obejmuje:

- zdalne otwieranie tamy wentylacyjnej za pomocą zaworu sterującego (**tylko dozór**),
- stan tamy, drzwi zasadniczych, przejściowych oraz kłapy regulacyjnej,
- stan plomby na szafce z zaworem sterującym,
- stan czujnikowania tamy,
- sprawność sygnalizatorotelefonu,
- stan i zabudowę tablic informacyjnych i ostrzegawczych.

6.4 WNIOSKI DOTYCZĄCE ZASTOSOWANIA REGULACJI PRZEWIETRZANIA W GRUPOWYCH PRĄDACH POWIETRZA ODPROWADZANYCH DO SZYBÓW WYDECHOWYCH

1. Dla uzyskania właściwego rozdziału powietrza w podsieci wentylacyjnej niezbędnym jest słuzowanie prądów powietrza przewietrzających komory przyszybowe. Ze względu na znaczną różnicę potencjałów między węzłem wlotowym i wylotowym z poszczególnych komór występuje bardzo duży napór powietrza na drzwi przejściowe i przejazdowe poszczególnych szluz wentylacyjnych. Powyższe stwarza określone zagrożenia dla załogi, jak również, w przypadku jednoczesnego otwarcia obu tam może w istotny sposób wpływać na stabilność sieci wentylacyjnej kopalni.

2. Zastosowanie regulacji przewietrzania w prądzie powietrza odprowadzanym do szybu wydechowego, w przypadku zastosowania jej w wyrobisku, w którym nie ma zabudowanych żadnych środków transportowych, a ruch załogi jest znikomym, w istotny sposób wpływa na zapewnienie stabilności całej podsieci wentylacyjnej, przy jednoczesnym zapewnieniu wymaganych jakościowych i ilościowych stosunków powietrza płynącego przez komory przyszybowe.

3. Zdalne otwarcie drzwi zasadniczych tamy regulacyjnej za pomocą zaworu sterującego zabudowanego w niezadymionym prądzie powietrza powoduje wzrost ilości przepływającego powietrza, co zapewnia skuteczne przewietrzanie komór przyszybowych w przypadku pożaru i nie stanowi istotnego oporu dla ewentualnych dymów pożarowych.

4. Prosta konstrukcja i systematycznie przeprowadzane kontrole i konserwacje gwarantują w warunkach KWK „Jankowice” użytkowanie przedmiotowych regulacji przewietrzania od października 2002 r. (TW 572) oraz od lutego 2011 r. (TW 880) na niezmiennych warunkach.

REGULACJA PRZEWIETRZANIA W GRUPOWYM PRĄDZIE POWIETRZA ODPROWADZANYM DO SZYBU WYDECHOWEGO JAKO ELEMENT OPTYMALIZACJI I STABILIZACJI SIECI WENTYLACYJNEJ KOPALNI NA PRZYKŁADZIE KWK „JANKOWICE”

Streszczenie: *Stosownie do postanowień obowiązujących przepisów regulację przewietrzania powinno prowadzić się tamami regulacyjnymi umieszczonymi na początku prądów rejonowych (par. 213 Rozp. MG z dnia 28.06.2002 r.). W artykule przedstawiono przykład zastosowania regulacji przewietrzania w grupowym prądzie powietrza odprowadzanym do szybu wydechowego z komór przyszybowych podsieci wentylacyjnej szybu 4 w KWK „Jankowice”, co pozwoliło na lepsze wykorzystanie sieci wentylacyjnej kopalni i ograniczenie strat powietrza, a jednocześnie zapewniło jakościowe i ilościowe stosunki powietrza w całej podsieci.*

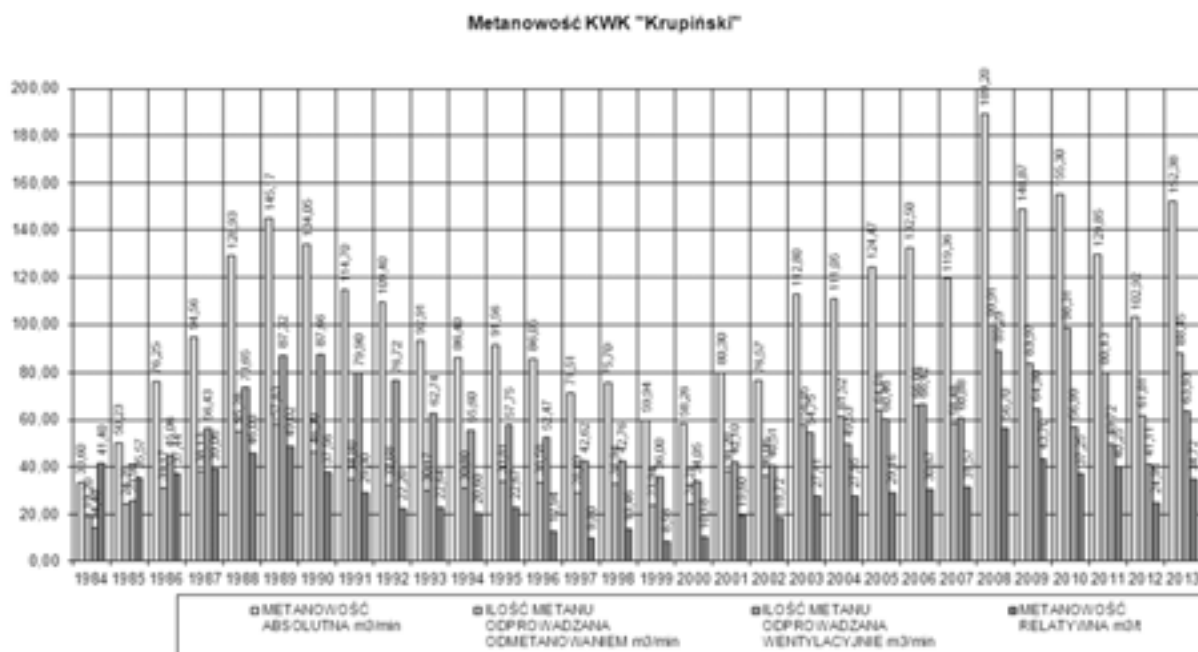
Słowa kluczowe: *sieć wentylacyjna, regulacja przewietrzania*

Stanisław KONSEK, Czesław MAZUREK, Korneliusz JENDRZEJEK, Andrzej SŁOWIK
KW SA. Oddział KWK „Jankowice”
ul. Jastrzębska 12, 44-253 Rybnik
e-mail: a.slowik@kwsa.pl

PROWADZENIE EKSPLOATACJI W WARUNKACH WYSOKIEJ METANOWOŚCI Z WYKORZYSTANIEM CHODNIKA DRENAŻOWEGO JSW SA. KWK „KRUPIŃSKI” NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY B-11 W POKŁADZIE 348

7.1 WSTĘP

Kopalnia „Krupiński” należy do Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. Kopalnia została oddana do eksploatacji 3 grudnia 1983 r. Od początku istnienia występuje w kopalni zagrożenie metanowe. Już w 1984 r. metanowość absolutna wynosiła 33,60 m³/min, przy czym na tę wartość złożyła się metanowość wentylacyjna wynosząca 14,40 m³/min oraz ilość metanu ujęta systemem odmetanowania w ilości 19,20 m³/min (tabela 7.1). Po 1984 roku następował stały wzrost metanowości absolutnej, aż do 1990 roku, kiedy osiągnęła ona wartość 134,05 m³/min. Od 1991 roku aż do 2000 roku następował stały spadek metanowości i w 2000 roku osiągnęła ona wartość 58,26 m³/min. Efektywność odmetanowania w okresie od 1985r. aż do 2000 roku kształtowała się poniżej 50% (tabela 7.1, rys. 7.1).



Rys. 7.1 Kształtowanie się metanowości kopalni „Krupiński”

Tabela 7.1 Kształtowanie się metanowości oraz ujęcia metanu w KWK „Krupiński” w latach 1984-2013

Rok	Metanowość absolutna	Ilość metanu odprowadzana wentylacyjnie	Ilość metanu odprowadzana odmetanowaniem	Metanowość relatywna
	m ³ /min	m ³ /min	m ³ /min	m ³ /t
1984	33,60	14,40	19,20	41,40
1985	50,23	25,94	24,29	35,57
1986	76,25	45,06	31,17	37,44
1987	94,56	56,43	38,13	39,06
1988	128,93	73,65	55,28	46,03
1989	145,17	87,32	57,83	49,02
1990	134,05	87,66	46,39	37,56
1991	114,70	79,90	34,80	29,30
1992	109,40	76,72	32,68	22,20
1993	92,91	62,74	30,17	22,64
1994	86,40	55,60	30,80	20,60
1995	91,56	57,75	33,81	22,67
1996	86,05	52,47	33,58	12,94
1997	71,51	42,62	28,89	9,80
1998	75,70	42,76	32,94	13,46
1999	59,94	36,00	23,94	8,58
2000	58,26	34,05	24,21	10,18
2001	80,30	42,10	38,20	19,60
2002	76,57	40,51	36,06	18,72
2003	112,80	54,75	58,05	27,41
2004	111,05	49,53	61,52	27,55
2005	124,47	60,46	64,01	29,16
2006	132,50	66,42	66,08	30,67
2007	119,36	60,88	58,48	31,57
2008	189,20	89,29	99,91	56,70
2009	148,87	64,90	83,97	43,70
2010	155,30	56,99	98,31	37,25
2011	129,85	49,72	80,13	40,25
2012	102,92	41,11	61,81	24,95
2013	152,38	63,93	88,45	34,72

W okresie od 2001 r. do 2008 r. kształtował się trend wzrastający metanowości absolutnej z niewielkimi odchyleniami. W 2008 r. metanowość osiągnęła najwyższą dotychczasową wartość, wynoszącą 189,20 m³/min. Od 2009 r do 2013 r metanowość absolutna zmieniała się w granicach od 102,92 m³/min (2012 r.) do 155,30 m³/min (2010 r.). Od 2003 r. efektywność odmetanowania przekracza 50%, co świadczy o wzroście skuteczności profilaktyki metanowej.

7.2 CHARAKTERYSTYKA ŚCIANY B-11 W POKŁADZIE 348

Ściana B-11 w pokładzie 348 KWK „Krupiński” była usytuowana pomiędzy zrobami wybranej w latach 2003-2005 ściany B-9 (od strony południowej), a zrobami wybranej w latach 2008-2010 ściany B-13 (od strony północnej). Pole ściany B-11 ograniczały: od północy i południa, chodnik podścianowy B-11 i chodnik wentylacyjny B-11 (nadścianowy), od zachodu filar ochronny dla zakładu głównego oraz od wschodu dowerzchnia B-11 (rys. 7.1). W tabeli 7.2 przedstawiono charakterystykę warunków naturalnych i technicznych ściany B-11 oraz jej technicznego wyposażenia [1].

Doświadczenia nabyte w trakcie eksploatacji pokładu 348 ścianą B-9 prowadzonej w warunkach wysokiej metanowości bezwzględnej (wynoszącej od ok. 40 do 48 m³/min przy wykonanym wydobytcu rzędu 2300÷4800 Mg/dobę) wykazały, że dla prowadzenia tego typu ścian niezbędne jest wykonanie dodatkowego chodnika wentylacyjnego, który pozwalał na zastosowanie sposobu przewietrzania na tzw. „krótkie Y”. Stosowano eksploatacyjny sposób odmetanowania z wykorzystaniem zbiorów otworów drenażowych wierconych przed frontem ściany z chodników przyścianowych. Ten sam sposób przewietrzania i odmetanowania zastosowano w trakcie eksploatacji pokładu 348 ścianami B-9 i B-13 (przy metanowości wynoszącej od ok. 60 do 90 m³/min i wydobytcu rzędu 1880÷2300Mg/dobę) uzyskując bardzo dobre efektywności odmetanowania:

- dla ściany B-9 od około 50% do około 70%,
- dla ściany B-13 od około 65% do około 70%.

Tabela 7.2 Parametry naturalne i techniczne ściany B-11 i jej wyposażenia

Atrybut	Wartość
Parametry ściany	
Długość	239 – 249 m
Wybieg	1000 m
Wysokość	2,2 – 3,2 m
Nachylenie pokładu	Od 13° do 24°
System eksploatacji	podłużny z zawałem stropu
Zabior	0,8 m
Zagrożenia naturalne	
Zagrożenie metanowe	IV kategoria
Zagrożenie tąpnięciami	nie występuje
Zagrożenie wybuchem pyłu węglowego	klasa B
Zagrożenie wodne	I stopień
Zagrożenie wyrzutami metanu i skał	Sklonne do występowania wyrzutów metanu i skał
Zagrożenie pożarowe	II grupa samozapalności
Okres inkubacji pożaru	80 dni
Wyposażenie ściany	
Typ obudowy	HYDROTECH BW 14/34-POz, HYDROTECH BW 14/34-POz/S
Roboczy zakres obudowy	1,6 – 3,3
Typ kombajnu	4LS20
Typ przenośnika ścianowego	PAT E-260
Typ przenośnika podścianowego	PAT-200
Typ kruszarki	PAT/WB-1300
Urządzenia do przesuwania przenośnika podścianowego	SZ-WARAN

Wynikający z zastosowania powyższego systemu przewietrzania bardzo duży zakres robot i wielkość nakładów finansowych (wykonanie szeregu przecinek wentylacyjnych pomiędzy chodnikiem nadścianowym a wentylacyjnym, budowa korków przeciwwybuchowych i pasów izolacyjnych), skłoniły przedsiębiorcę do zastosowania odmetanowania złoża w trakcie eksploatacji pokładu 348 ścianą B-11 z wykorzystaniem chodnika drenażowego.

7.3 SPOSÓB PRZEWIETRZANIA ŚCIANY B-11 W POKŁADZIE 348

Ściana B-11, przewietrzana jest sposobem na „U” [1]. Powietrze sprowadzane jest szybem nr 1 na poziom 620 i 820:

z poziomu 620 płynie:

- chodnikiem do szybu nr 1 oraz przekopem technologicznym do obiegu skipowego poz. 620, dalej przekopem zbiorczym taśmowym, przekopem odstawczym N, chodnikiem B-11, chodnikiem B11a, chodnikiem podścianowym B-11 do ściany B-11,

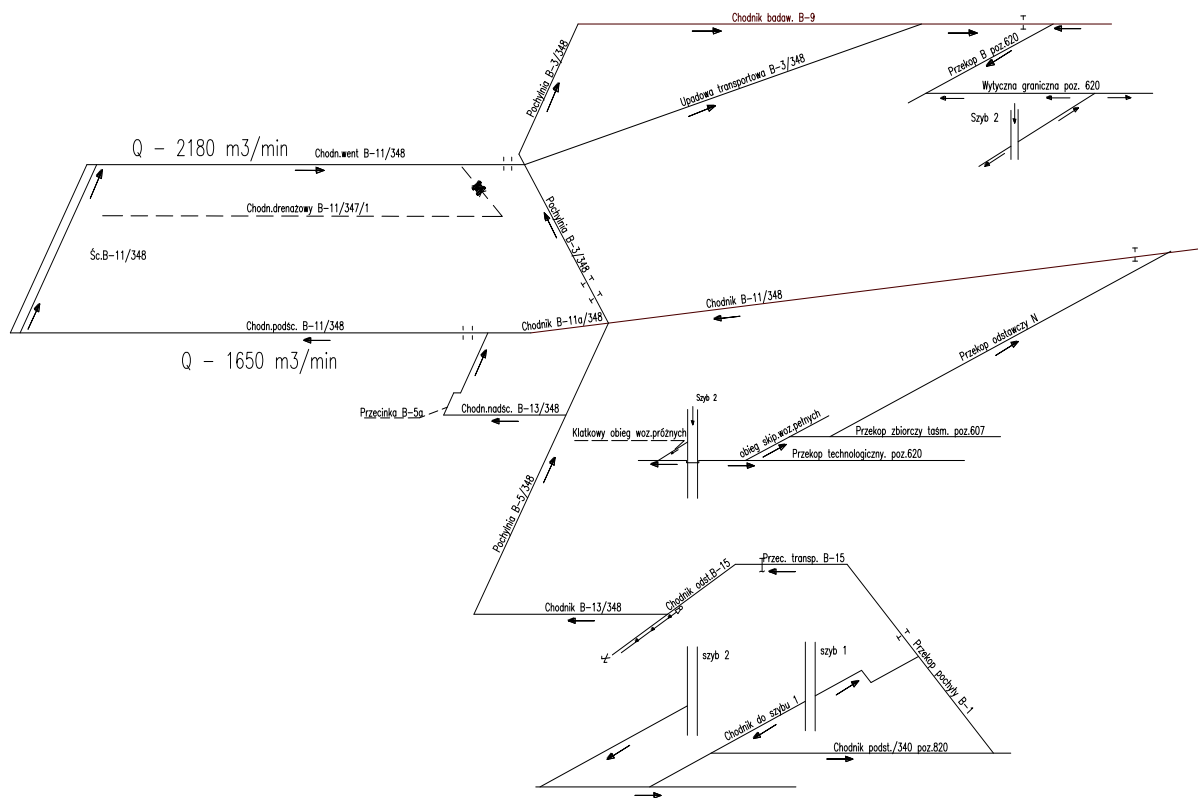
z poziomu 820 płynie:

- przekopem odstawczym do szybu 1, przecinką do przekopu odstawczego do szybu 1, upadową do czyszczenia rząpia i dalej przekopem pochyłym B-1, przecinką transportową B-15, chodnikiem odstawczym B-15, chodnikiem B-13, pochylnią B-5 w pokładzie 348, skąd płynie:

- chodnikiem nadścianowym B-13, przecinką B-5a, pochylnią B-5a, chodnikiem podścianowym B-11 do ściany B-11,
- chodnikiem B-11a, chodnikiem podścianowym B-11 do ściany B-11.

Powietrze ze ściany B-11, jest odprowadzane chodnikiem wentylacyjnym B-11, pochylnią B-3 i upadową transportową B-3 do chodnika badawczego B-9 i dalej, przekopem B poz.620 przekopem oddziałowym wschodnim poz. 620, skąd płynie przekopem do szybu III, przekopem równoległym do szybu III na podszybie szybu nr 3 poz. 620 od strony północnej i dalej do szybu nr 3.

Rysunek 7.3 przedstawia wycinek schematu przestrzennego przewietrzania kopalni „Krupiński”.



Rys. 7.3 Schemat przewietrzania rejonu ściany B-11 w pokładzie 348

7.4 ZAGROŻENIE METANOWE

Pokład 348 zaliczony jest do IV kategorii zagrożenia metanowego. Metanonośność w obrębie parceli ściany B-11 wynosiła od 5,532 do 10,780 m³/Mg_{csw}.

Prognozowane wydzielanie metanu do środowiska ściany B-11 [2], przy uwzględnieniu planowanego dobowego postępu od 2,5 do 4,5 m i wydobywania od 2000 do 3600 Mg, wynosiło od 60,35 do 66,15 m³/min. Z rozkładu metanonośności wynika, że najniższa metanonośność średnia (6,925 m³/Mg_{csw}) osiągana jest w bloku S-4, pomiędzy wybiegiem 300 a 400 m, natomiast najwyższa (9,383 m³/Mg_{csw}) w bloku S-9, pomiędzy 800 a 900 m wybiegu ściany (tabela 7.3).

Tabela 7.3 Wyniki dynamicznej prognozy metanowości bezwzględnej ściany B-11 w pokładzie 348

Nazwa bloku	Wydobycie [Mg/d]	Postęp [m/d]	Metanowość bezwzględna [m ³ /min]
S-1 (wybieg 0-100 m)	2800	3,5	60,35
S-2 (wybieg 100-200 m)	3600	4,5	65,70
S-3 (wybieg 200-300 m)	2800	3,5	65,90
S-4 (wybieg 300-400 m)	2800	3,5	61,95
S-5 (wybieg 400-500 m)	2800	3,5	64,60
S-6 (wybieg 500-600 m)	2400	3,0	65,40
S-7 (wybieg 600-700 m)	2800	3,5	66,15
S-8 (wybieg 700-800 m)	2400	3,0	61,30
S-9 (wybieg 800-900 m)	2000	2,5	65,35
S-10 (wybieg 900-1000 m)	2000	2,5	61,80

Z uwagi na to, że prognozowana metanowość bezwzględna, dla projektowanej ściany była większa od 40 m³/min, zgodnie z wymogami §243a rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. [6], „Projekt techniczny eksploatacji pokładu 348 ścianą B-11 wraz z technologią wykonywania robót” był przedmiotem obrad Komisji do spraw Zagrożeń Naturalnych w Podziemnych Zakładach Górniczych Wydobywających Węgiel Kamienny, działającej przy Prezesie Wyższego Urzędu Górniczego.

W sierpniu 2012r. w/w Komisja pozytywnie zaopiniowała rozwiązania organizacyjno-techniczne i przedsięwzięcia – uchwałą nr 16/2012 z dnia 29.08.2012 r. Zezwolenie na oddanie do ruchu ściany B-11 wydał Dyrektor Okręgowego Urzędu Górniczego w Rybniku, decyzją z dnia 3.12.2012 r. W związku z powyższym kierownik ruchu zakładu górnego (KRZG) zezwolił na rozpoczęcie robót eksploatacyjnych ścianą B-11, natomiast urabianie rozpoczęło 6 grudnia 2012 r.

7.5 PROFILAKTYKA METANOWA

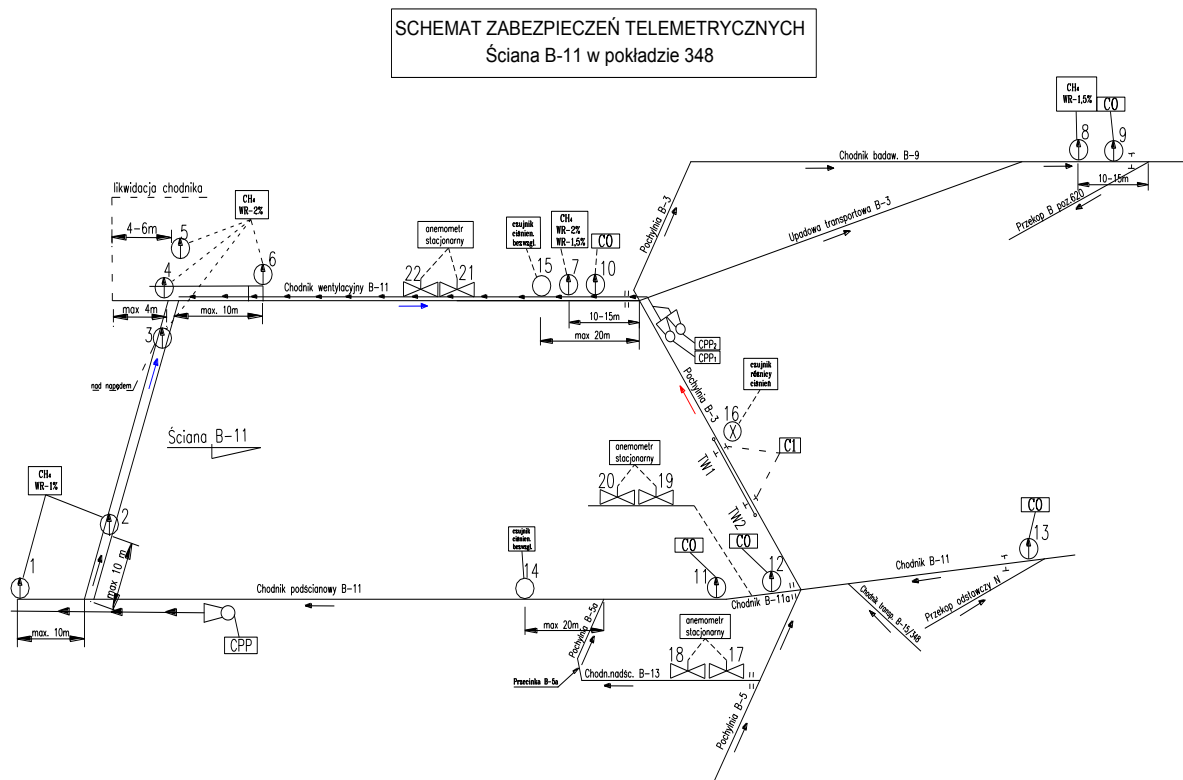
7.5.1 Zabezpieczenia telemetryczne

Rozmieszczenie czujników metanometrii automatycznej oraz urządzeń pomocniczych zastosowanych w rejonie ściany B-11 przedstawiono na schemacie zabezpieczeń telemetrycznych (rys. 7.4).

W rejonie ściany B-11 napięcie wyłączane było w przypadku:

- wystąpienia przekroczenia dopuszczalnych zawartości metanu w rejonie ściany,
- jednoczesnego otwarcia drzwi w tamach wentylacyjnych zabudowanych w pochylni B-3,

- po otwarciu których mogło dojść do „krótkiego spięcia wentylacyjnego” w rejonie ściany,
- spadku prędkości (ilości) przepływu powietrza, na czujnikach przepływu powietrza typu SAT-1F oraz MPP-F w chodniku wentylacyjnym B-11 oraz chodniku podścianowym B-11. Wartości progowe dla tych czujników były analizowane i weryfikowane minimum jeden raz w miesiącu.



Rys. 7.4 Schemat zabezpieczeń telemetrycznych w rejonie ściany B-11 w pokładzie 348

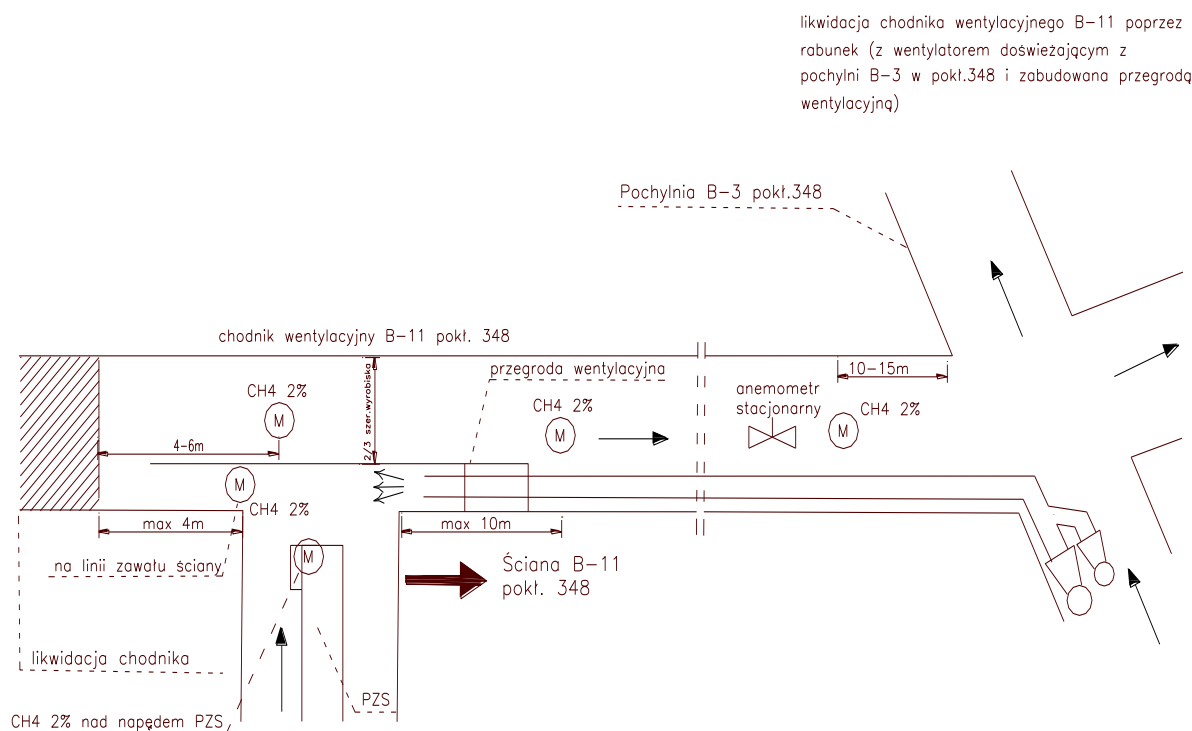
Uzyskiwana wysoka efektywność odmetanowania i stan przewietrzania oraz zagrożeń naturalnych w rejonie ściany zostały poddane analizie na posiedzeniu kopalnianego zespołu ds. zagrożeń naturalnych, w składzie poszerzonym o specjalistów oraz przedstawicieli przedsiębiorcy w maju 2013 r., na którym pozytywnie zaopiniowano możliwość zwiększenia średniodobowego postępu ściany B-11 do 4,5 m/d, a tym samym i wydobycia, pod warunkiem wprowadzenia dodatkowego progu 1,5%, na czujniku zabudowanym na wylocie chodnika wentylacyjnego B-11, powodującego automatyczne wyłączenia napięcia elektrycznego urządzeń zabudowanych w ścianie B-11, w chodniku wentylacyjnym B-11 oraz chodniku podścianowym B-11 (na odcinku co najmniej 10 m od wlotu do ściany).

7.5.2 Pomocnicze urządzenia wentylacyjne

W celu zwalczania zagrożenia metanowego, w rejonie wylotu ze ściany B-11, stosowane były pomocnicze urządzenia wentylacyjne (rys. 7.5).

Ich rodzaj i rozmieszczenie ustalał kierownik działu wentylacji, z uwzględnieniem wariantów przedstawionych w projekcie technicznym. W trakcie biegu ściany obowiązywały ustalenia uwzględniające zabudowaną w rejonie wylotu ściany przegrodę wentylacyjną oraz

wentylator w pochylni B-3, doświeżający wylot ściany. Ponadto za pomocą magistrali sprężonego powietrza na całej jego długości ściany, posiadającej podłączenie do dolnego przedziału przenośnika co około 10 m, prowadzony był stały nadmuch sprężonego powietrza.



Rys. 7.5 Lokalizacja środków zabezpieczających, przed tworzeniem się nagromadzeń metanu w rejonie wylotu ze ściany B-11 w pokładzie 348

Chodnik wentylacyjny B-11 (nadścianowy) likwidowany był na bieżąco, poprzez rabunek obudowy. Odcinek chodnika podścianowego B-11, do linii likwidacji (demontażu obudowy), przewietrzany był wentylatorem lutniowym, z lutnią elastyczną o średnicy $\varnothing 600$, co gwarantowało prędkość powietrza minimum 0,3m/s.

7.5.3 Działania profilaktyczne

W przypadku przekroczenia zawartości 1,4% metanu zarejestrowanej przez czujnik metanometrii automatycznej, zabudowany na wylocie chodnika wentylacyjnego B-11, dyspozytor metanometrii wstrzymywał proces urabiania w ścianie B-11 (bez wyłączenia napięcia), a następnie wydawał pozwolenie na wznowienie urabiania po spadku zawartości metanu poniżej 1,3%. Wielkość wydobycia, ilość powietrza doprowadzanego do ściany oraz uzyskiwana efektywność odmetanowania, były na bieżąco analizowane i dostosowywane do aktualnej sytuacji i warunków bezpieczeństwa w rejonie ściany. Z wyprzedzeniem podejmowane były też niezbędne działania w celu ograniczenia negatywnych skutków gwałtownych spadków ciśnienia barometrycznego oraz na bieżąco podejmowano działania zapewniające utrzymanie właściwych przekrojów chodników przyścianowych oraz gabarytów pozostałych wyrobisk doprowadzających i odprowadzających powietrze ze ściany B-11 (w chodnikach przyścianowych wykonywano pobierkę spągu przed frontem ściany).

7.5.4 Odmetanowanie

Projekt techniczny odmetanowania ściany B-11 [3], powstał w oparciu o „Koncepcję odmetanowania projektowanej ściany opracowanej przez GIG KD „Barbara” [4].

Odmetanowanie realizowane było poprzez wykorzystanie nadległego chodnika drenażowego, wykonanego nad polem eksploatacyjnym ściany oraz otworów metanowych odwierconych z tego chodnika. Chodnik drenażowy wydrążono w pokładzie 347/1, o miąższości 0,9-1,5 m, zalegającym w odległości 22-32 m nad pokładem 348 oraz – w rzucie poziomym – w odległości około 50m od chodnika wentylacyjnego B-11. Minimalna odległość chodnika drenażowego od pokładu wybieranego (h_{min}), według założeń projektowych, powinna być większa niż wysokość zawału pełnego (bezpośredniego):

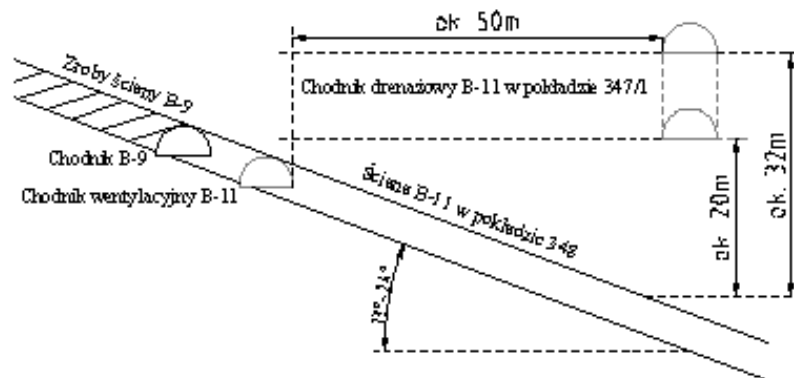
$$h_{min} = 5 \cdot m_e$$

gdzie:

m_e – miąższość eksploatacyjna (największa grubość pokł. 348 na wybiegu ściany B-11), czyli, przy $m_e = 3,7$ m, większa od 18,5 m.

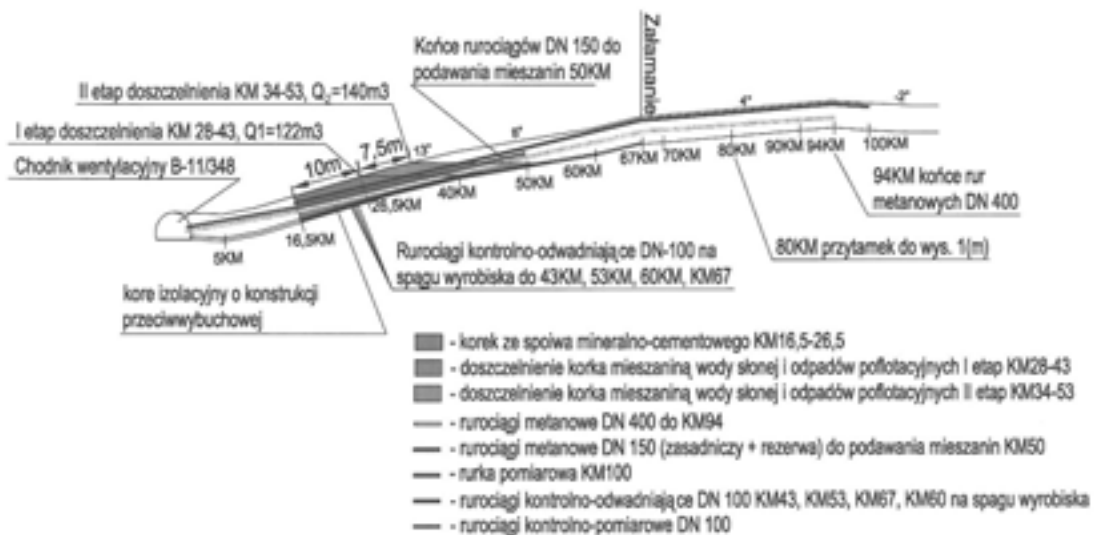
Położenie chodnika drenażowego B-11, przedstawiono na rysunku 7.6.

W wyrobisku została zastosowana obudowa ŁP9/V32/3 i ŁP10/V32/3, z rozstawem odrzwi co 1,25 i 1,0 m. W związku z nierównomiernym zaleganiem pokładu 347/1, odcinek chodnika drenażowego B-11, o długości 270 m, w sąsiedztwie dowerzchni B-11, drażony był w kamieniu.



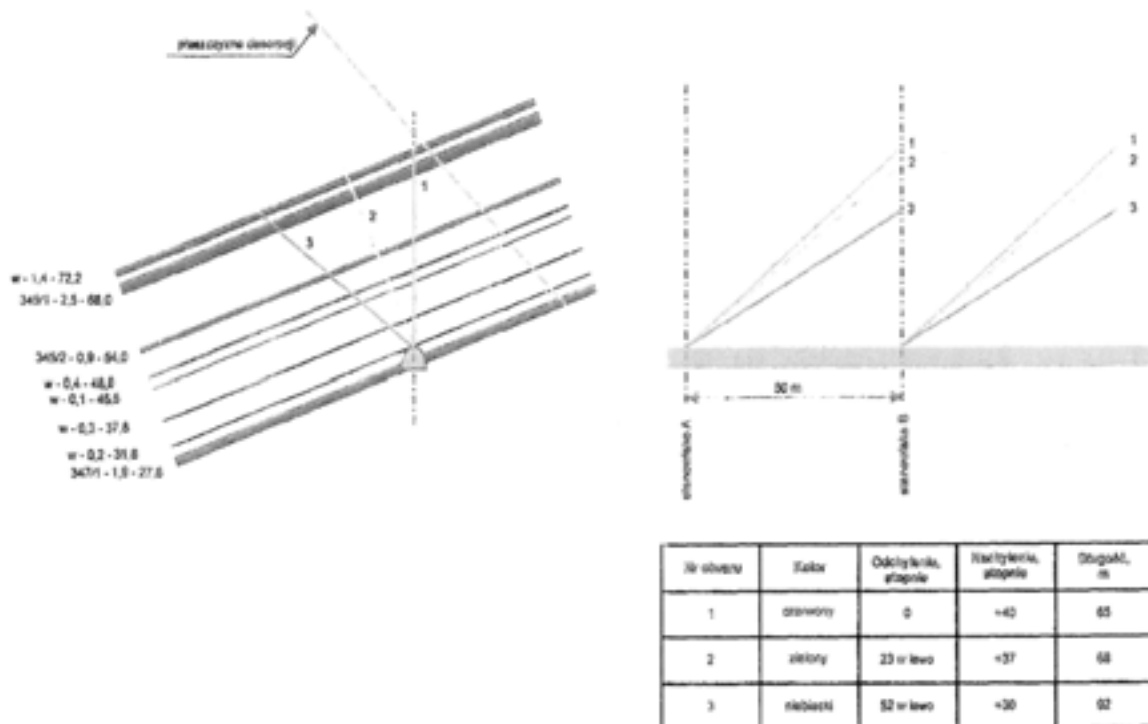
Rys. 7.6 Przekrój poprzeczny przez wyrobiska w rejonie ściany B-11 w pokładzie 348

Chodnik drenażowy B-11 w pokładzie 347/1 został zamknięty korkiem o konstrukcji przeciwwybuchowej, przez który przeprowadzono dwa rurociągi metanowe DN400 o łącznej długości 166 m, zakończone w chodniku, około 27 m za jego załamaniem. Korek został wykonany w części przekopowej chodnika, wydrążonej po wzniosie 13°, co pozwoliło na dokładne jego wypełnienie oraz doszczelnienie. Przestrzeń pomiędzy zawarciami (10m), wykonanymi z kostki betonowej, została wypełniona spoiwem mineralno-cementowym. Ponadto, powyżej korka ze spoiwa mineralno-cementowego, na długości 7,5 m, licząc wzdłuż stropu chodnika, wykonano korek z mieszaniny wody słonej i odpadów poflotacyjnych. Schemat izolacji chodnika drenażowego B-11 oraz rozmieszczenia rurociągów metanowych DN 400 oraz rurociągów: DN 150 – do podawania mieszaniny doszczelniającej, i DN 100 – kontrolno-odwadniającej, został przedstawiony na rysunku 7.7.



Rys. 7.7 Schemat izolacji chodnika drenażowego B-11 pokładzie 347/1 oraz rozmieszczenia rurociągów metanowych DN 400 oraz rurociągów: DN 150 - do podawania mieszanki doszczelniającej i DN 100 - kontrolno-odwadniającej

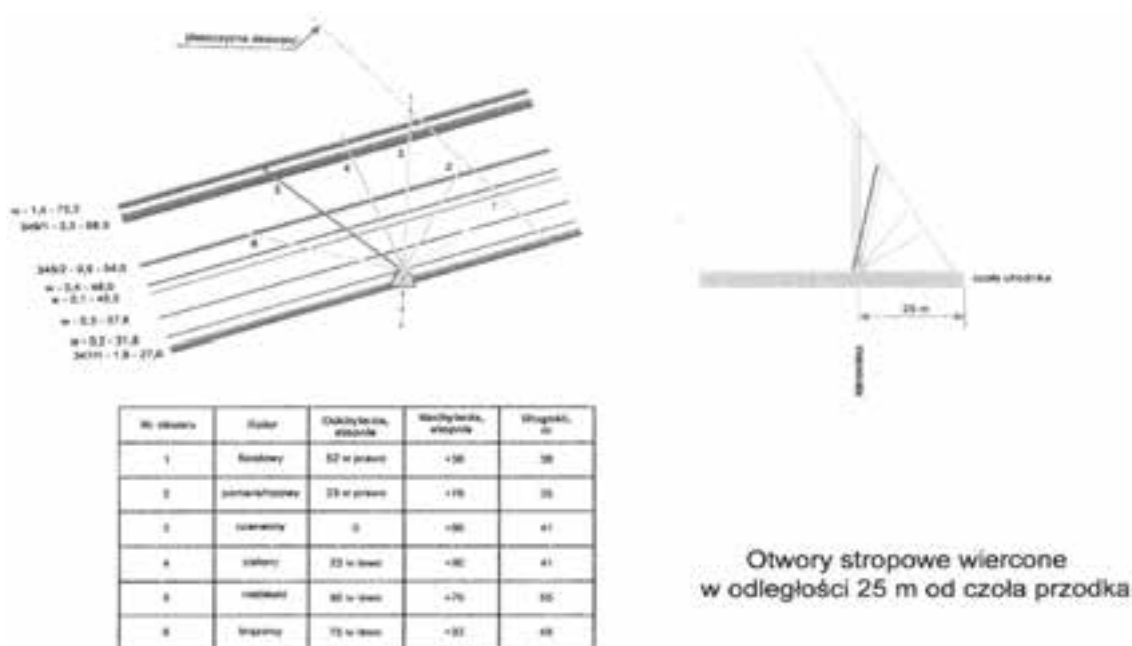
Przed rozpoczęciem budowy korka przeciwybuchowego, w miejscu jego planowanego położenia, wykonano badania introskopowe, w zakresie oceny stanu spękań górotworu, w aspekcie zapewnienia pełnej funkcjonalności projektowanego korka. Po potwierdzeniu prawidłowości wyboru lokalizacji korka, górotwór dodatkowo doszczelniono klejem iniekcyjnym. W tym celu, po obwodzie wyrobiska, co 5 m, zostały wykonane trzy pierścienie, tj. po osiem otworów o długości 1,5-3,0 m.



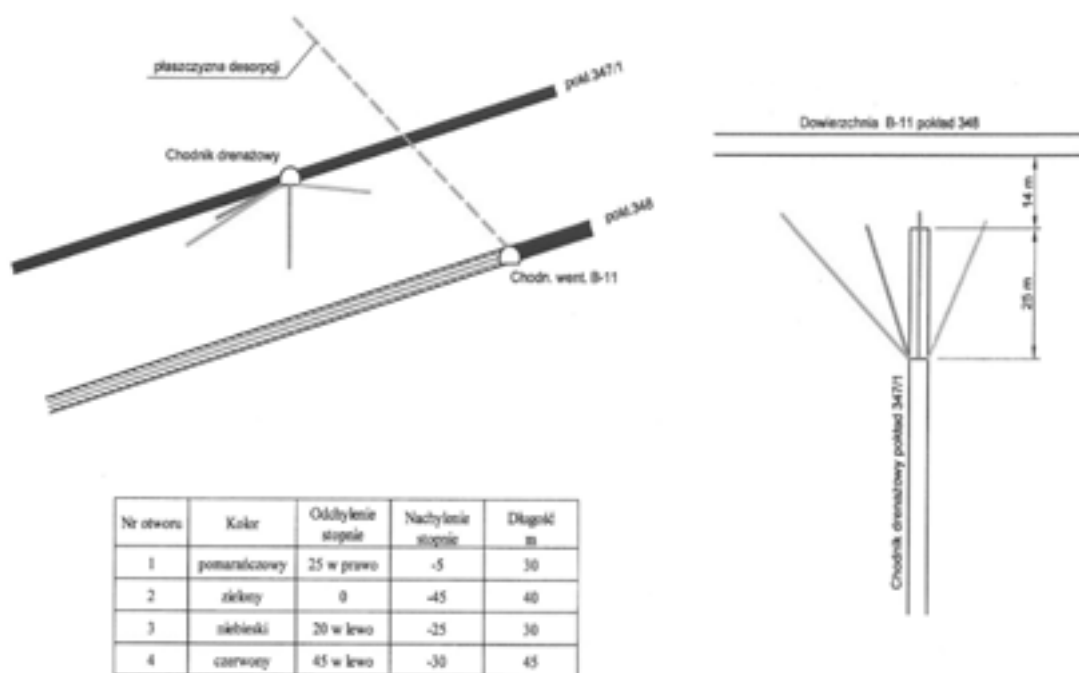
Rys. 7.8 Rozmieszczenie otworów metanowych stropowych, odwierconych w ociosie północnym chodnika drenażowego B-11 w pokładzie 347/1

Z chodnika drenażowego B-11, z poszerzeń wykonanych po stronie ociosu północnego, odwiercono łącznie 51 otworów metanowych do warstw stropowych, zgrupowanych w 17 zbiorów po 3 otwory, we wzajemnej odległości zbiorów co 50 m (rys. 7.8).

Ponadto, z ostatniego stanowiska, usytuowanego w odległości 25 m od końca chodnika, odwiercono 6 otworów stropowych i 4 otwory spągowe (rys. 7.9). Sumaryczna długość otworów metanowych wyniosła 4381 m. Otwory zostały otwarte bezpośrednio przed zamknięciem korka izolacyjnego.



Rys. 7.9 Rozmieszczenie otworów metanowych stropowych, odwierconych w odległości około 25m od czoła przodka chodnika drenażowego B-11 w pokładzie 347/1



Rys. 7.10 Rozmieszczenie otworów metanowych spągowych, odwierconych w odległości około 25 m od czoła przodka chodnika drenażowego B-11 w pokładzie 347/1

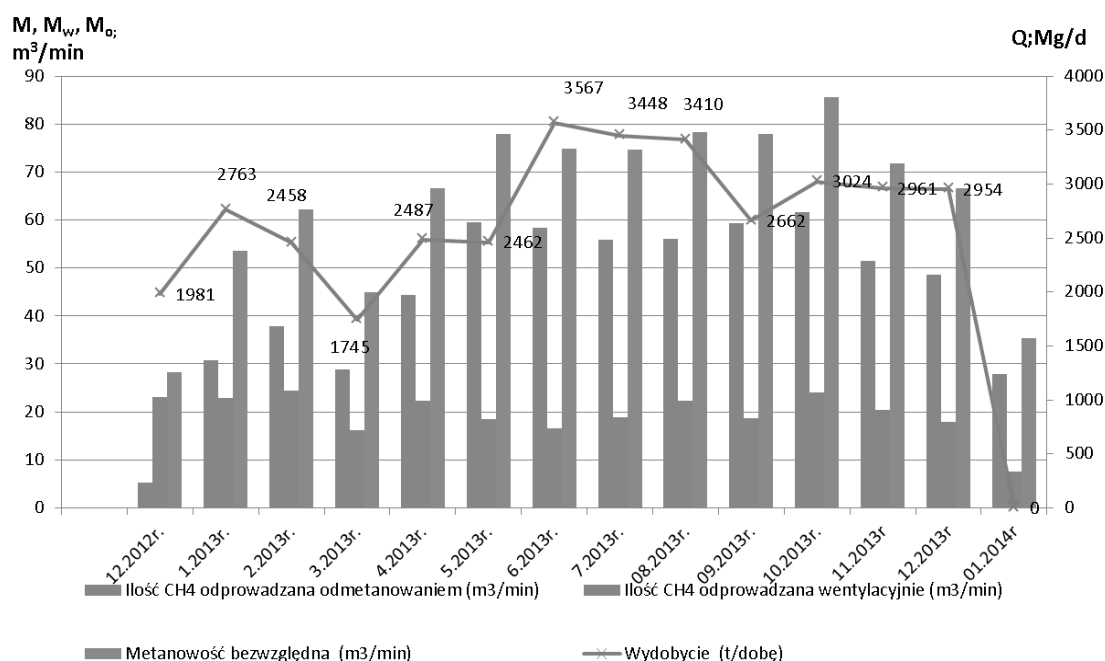
Metan z otamowanego chodnika drenażowego B-11 ujmowany był dwoma rurociągami DN400 i odprowadzany do szybu nr 3 dwoma drogami, poprzez poziom 620 m i poziom 820 m (rys. 7.10). W rurociągach utrzymywana była wysoka depresja odmetanowania (ok. 80 mm Hg), przy utrzymywaniu wysokich koncentracji ujmowanego metanu (80÷95%).

7.5.5 Pozostałe środki profilaktyki

Oprócz opisanych wyżej zabezpieczeń profilaktycznych była stosowana typowa profilaktyka związana z zabezpieczeniem przed nagromadzeniem się metanu w dolnym przedziale przenośnika ścianowego oraz przed zapaleniem się metanu w czasie urabiania skał skłonnych do iskrzenia zapalającego metan.

7.6 METANOWOŚĆ REJONU ŚCIANY B-11 W POKŁADZIE 348

Metanowość ściany B-11 w trakcie prowadzenia eksploatacji ścianą została przedstawiona na wykresie (rys. 7.11) oraz w tabeli 7.4.



Rys. 7.11 Średnia metanowość: bezwzględna (M), wentylacyjna (M_w) i odmetanowania (M_o) ściany B-11 w pokładzie 348, na tle średniego dobowego wydobywania ściany

Metanowość bezwzględna ściany B-11 odnosi się do okresów miesięcznych, przy uzyskiwanym wydobywaniu na poziomie 2500-3500 Mg/d.

Średnia miesięczna metanowość bezwzględna ściany wahała się w granicach od 28,20 m³/min do 85,68 m³/min.

Maksymalne wielkości wybranych wskaźników zagrożenia metanowego w tym czasie wynosiły:

- maksymalna metanowość bezwzględna – 94,7 m³/min (09.10.2013 r.),
- maksymalna ilość ujmowanego metanu – 73,0 m³/min (28.09.2013 r.),
- efektywność odmetanowania zawierała się w przedziale od 49,5% do 94%, przy czym często przekraczała 80%, przy metanowości wentylacyjnej nie przekraczającej 25m³/min.

Tabela 7.4 Metanowość ściany B-12

Data	Ilość CH ₄ odprowadzana odmetanowaniem (m ³ /min)	Ilość CH ₄ odprowadzana wentylacyjnie (m ³ /min)	Metanowość bezwzględna (m ³ /min)	Efektywność odmetanowania (%)	Postęp mies. (m) Postęp dobowy (m/dobę)
12.2012 r	5,2	23,00	28,20	18	49,5/2,8
01.2013 r	30,7	22,95	53,65	57	88,0/3,5
02.2013 r	37,8	24,49	62,29	61	80,0/3,2
03.2013 r	28,8	16,21	45,01	64	57,0/2,4
04.2013 r	44,4	22,27	66,67	67	88,0/3,4
05.2013 r	59,5	18,43	77,93	76	86,5/3,2
06.2013 r	58,3	16,49	74,79	78	89,5/4,3
07.2013 r	55,8	18,83	74,63	75	94,0/4,1
08.2013 r	56,0	22,27	78,27	72	82,5/3,9
09.2013 r	59,3	18,72	78,02	76	70,0/3,3
10.2013 r	61,6	24,08	85,68	72	89,0/3,9
11.2013 r	51,5	20,35	71,85	72	72,0/3,8
12.2013 r	48,6	17,98	66,58	73	69,5/3,7

Zarejestrowano 13 przekroczeń dopuszczalnych zawartości metanu, o progu 2%, w rejonie wylotu ze ściany (głównie na linii likwidacji chodnika wentylacyjnego B-11), które przedstawiono w tabeli 7.5.

Tabela 7.5 Zarejestrowane przekroczenia dopuszczalnych zawartości metanu o progu 2%, w rejonie wylotu ze ściany B-11 w pokładzie 348

Data	Miejsce przekroczenia	Czas trwania	Powód przekroczenia	Maksym. stężenie %
18.01.2013	wylot ze śc. na linii zawału ściany (M-414)	0:00:02	wypływ metanu, po opadzie skał stropowych za sekcjami obudowy zmechanizowanej, w górnym odcinku ściany	2,1
25.01.2013	wylot ze śc. na linii zawału ściany (M-414)	0:00:10	wypływ metanu ze zrobów, spowodowany przez opad skał stropowych za sekcjami obudowy zmech., w górnym odcinku ściany oraz w rabunku chodnika wentylacyjnego	2,8
25.01.2013	wylot ze śc. na linii zawału ściany (M-414)	0:00:12	wypływ metanu ze zrobów, po przejeździe sekcjami obudowy zmechanizowanej, w górnym odcinku ściany	2,3
09.04.2013	wylot ze śc. na linii zawału ściany (M-414)	0:00:04	wypływ metanu, w trakcie urabiania w górnym odcinku ściany	2,4
09.04.2013	wylot ze śc. na linii zawału ściany (M-414)	0:00:14	wypływ metanu, spowodowany rozszczelnieniem przegrody wentylacyjnej, w odległości 2m przed ścianą, na wskutek wybicia elementów obudowy wielobokowej, po odprężeniu górotworu	3,0
09.04.2013	nad górnym napędem PZS (M-413)	0:00:06	wypływ metanu ze szczeliny nad napędem PZS	2,4
27.04.2013	wylot ze śc. na linii zawału ściany (M-414)	0:00:06	wymycie metanu ze zrobów ściany, podczas przebudowy pomocniczych urządzeń wentylacyjnych oraz opad skał stropowych w górnym odcinku ściany	2,3
16.05.2013	wylot ze śc. na linii zawału ściany (M-414)	0:01:59	wypływ metanu, w wyniku przydławienia lutniociągu doświeżającego wylot ściany, przez opadające skały stropowe, podczas przekładki górnego napędu PZS	2,8

Data	Miejsce przekroczenia	Czas trwania	Powód przekroczenia	Maksym. stężenie %
02.07.2013	w odl. 4-6m od likwidacji chodnika (M-416)	0:00:12	wypływ metanu, na skutek rozszczelnienia przegrody wentylacyjnej nad ścianą, w wyniku opadu kamienia ze stropu	2,2
10.07.2013	nad górnym napędem PZS (M-413)	0:00:54	wypływ metanu ze szczeliny w stropie, w rejonie zaburzenia geologicznego	2,5
18.10.2013	nad górnym napędem PZS (M-413)	0:00:07	odspojenie węgla z ociosu ścianowego na sekcjach kilku ostatnich sekcjach ściany	3,1
31.10.2013	w odl. 4-6m od likwidacji chodnika (M-416)	0:00:09	wymycie metanu ze zrobów ściany, podczas doszczelnienia nawiewki w ścianie	2,1
31.10.2013	w odl. 4-6m od likwidacji chodnika (M-416)	0:00:05	wymycie metanu ze zrobów ściany, podczas doszczelnienia nawiewki w ścianie	2,1

PODSUMOWANIE

Zaprojektowanie eksploatacji pokładu 348 ścianą B-11 z chodnikiem drenażowym B-11 w pokładzie 347/1 poprzedzone zostało szczegółową analizą. Uzyskane wyniki podczas eksploatacji silnie metanowej ściany B-11 potwierdzają słuszność podjętych decyzji. Zastosowania nadległego chodnika drenażowego umożliwiło uzyskiwanie wysokiej, osiągającej niejednokrotnie 80% efektywności odmetanowania co w zdecydowany sposób przekłada się na wzrost bezpieczeństwa ruchu zakładu górniczego.

Eksploatacja w pokładach węgla o wysokiej metanowości może być prowadzona pod pewnymi szczególnymi warunkami, które wymagają:

- zaplanowania odpowiedniej rozcinki, z odmetanowaniem górotworu w oparciu o drenaż nadległy, który zagwarantował osiągnięcie wysokiej efektywności odmetanowania,
- zapewnienia efektywnego i stabilnego przewietrzania ściany,
- dostosowania postępu dobowego ściany do wysokiego poziomu zagrożenia metanowego,
- rygorystycznego stosowania bieżącej profilaktyki metanowej, wyrzutowej, pyłowej i pożarowej.

Zastosowanie, w przypadku ściany B-11, systemu eksploatacji z chodnikiem drenażowym przy jednoczesnym zapewnieniu wysokiego poziomu bezpieczeństwa pracy i ruchu zakładu górniczego pozwoliło na uzyskanie następujących korzyści (zmniejszenie kosztów wydobywania) w stosunku do stosowanego wcześniej systemu eksploatacji pokładu 348 z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym tzw. krótkie „Y” (ściana B-9, ściana B-13):

- znaczne zmniejszenie zakresu wierceń otworów metanowych,
- brak konieczności wykonywania przecinek wentylacyjnych pomiędzy chodnikiem nadścianowym i chodnikiem wentylacyjnym (średnio co około 25÷30 m),
- brak konieczności wykonywania korków izolacyjnych budowy przeciwwybuchowej w chodnikach nadścianowym i wentylacyjnym, za kolejnymi przecinkami wentylacyjnymi (średnio co około 25÷30 m),
- brak konieczności utrzymywania wyrobisk w strefie wzmożonego ciśnienia górotworu w chodniku nadścianowym (za frontem ściany) i chodniku wentylacyjnym.

Wysoka skuteczność, zastosowanego w rejonie ściany B-11 w pokładzie 348 systemu odmetanowania, wpłynęła na podjęcie decyzji o zastosowaniu podobnego systemu

odmetanowania także w przypadku przygotowywanej do eksploatacji w JSW SA. KWK „Krupiński” ściany N-17a w pokładzie 328/1.

LITERATURA

1. Projekt techniczny eksploatacji pokładu 348 ścianą B-11 wraz z technologią wykonywania robót”. JSW SA. KWK „Krupiński”.
2. Dynamiczna prognoza metanowości bezwzględnej dla projektowanej ściany nr B-11 w pokładzie 348 KWK „Krupiński” w Jastrzębskiej Spółce Węglowej SA.”. GIG. Kopalnia Doświadczalna „Barbara”, Zakład Zwalczania Zagrożeń Gazowych.
3. Projekt Techniczny Odmetanowania ściany B-11 w pokładzie 348 w JSW SA. KWK ”Krupiński”. Zakład Specjalistycznych Robót Górniczych „ZSRG” Sp. z o.o.
4. Koncepcja odmetanowania projektowanej ściany nr B-11 w pokładzie 348 KWK „Krupiński” w Jastrzębskiej Spółce Węglowej SA.”. GIG: Kopalnia Doświadczalna „Barbara”, Zakład Zwalczania Zagrożeń Gazowych.
5. Opracowanie w zakresie stanu zagrożenia metanowego w projektowanej ścianie nr B-11 w pokładzie 348 KWK „Krupiński” w Jastrzębskiej Spółce Węglowej SA.”. GIG. Kopalnia Doświadczalna „Barbara”, Zakład Zwalczania Zagrożeń Gazowych.
6. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz. U. z 2002r., Nr 139 poz. 1169, z późn. zm.

PROWADZENIE EKSPLOATACJI W WARUNKACH WYSOKIEJ METANOWOŚCI Z WYKORZYSTANIEM CHODNIKA DRENAŻOWEGO JSW SA. KWK „KRUPIŃSKI” NA PRZYKŁADZIE ŚCIANY B-11W POKŁADZIE 348

Streszczenie: *Omówiono uwarunkowania prowadzenia eksploatacji w warunkach wysokiej metanowości, na przykładzie ściany B-11 w pokładzie 348, z zastosowaniem odmetanowania przy wykorzystaniu chodnika drenażowego.*

Słowa kluczowe: *zagrożenie metanowe, odmetanowanie złoża, chodnik drenażowy*

mgr inż. Marian KURPAS, mgr inż. Wojciech KUŚ,
mgr inż. Andrzej KOZYRA, mgr inż. Jerzy ORLIK
JSW SA. KWK „Krupiński”
ul. Piaskowa 35, 43-267 Suszec
e-mail: mkurpas@krupinski.jsw.pl; wkus@krupinski.jsw.pl;
akozyra@krupinski.jsw.pl; jorlik@krupinski.jsw.pl

KONTENEROWA WYTWORNICA AZOTU WA-700, JAKO NOWOCZESNE URZĄDZENIE DO POZYSKIWANIA AZOTU Z POWIETRZA ATMOSFERYCZNEGO W CELACH INERTYZACJI ATMOSFERY KOPALNIANEJ

8.1 WPROWADZENIE

Warunkiem koniecznym powstania i trwania jakiegokolwiek pożaru podziemnego jest jednoczesne występowanie: materiału palnego, dostatecznej ilości tlenu w powietrzu kopalnianym oraz odpowiednio wysokiej temperatury umożliwiającej zainicjowanie pożaru. Jeżeli chociaż jeden z wymienionych czynników nie występuje, to nie może dojść do powstania pożaru. W związku z tym, aby zapobiec powstaniu pożaru podziemnego należy dążyć do usunięcia przynajmniej jednego z czynników warunkujących powstanie pożaru. Pozostawionego węgla w zrobach ścian zawałowych nie jesteśmy w stanie usunąć, również usunięcie ciepła powstałego podczas procesu utleniania węgla jest bardzo trudne do uzyskania, dlatego też należy dążyć do wyeliminowania lub znacznego obniżenia stężenia tlenu w powietrzu w zrobach zawałowych ścian wydobywczych.

Jedną z metod ograniczenia zawartości tlenu w powietrzu zrobowym jest stosowanie inertyzacji atmosfery przy użyciu gazów inertnych takich jak azot czy dwutlenek węgla. Wśród gazów inertnych największe zastosowanie znalazł azot i może być stosowany w rejonach objętych zagrożeniem pożarowym bez zamykania ich tamami izolacyjnymi [3]. Pierwszy opisany przypadek zastosowania azotu gazowego do inertyzacji atmosfery miał miejsce w Republice Czeskiej w kopalni „Doubrava Dul” w 1949 roku [3]. Obecnie w polskim górnictwie stosuje się azot do inertyzacji atmosfery kopalnianej uzyskany ze zgazowania ciekłego azotu dostarczanego cysternami lub w butlach do kopalń albo azot pozyskiwany z powietrza w generatorach azotu.

Generator azotu to urządzenie do wytwarzania azotu ze sprężonego powietrza, w którym do produkcji azotu wykorzystuje się następujące technologie:

- a. Technologia kriogeniczna – produkcja azotu odbywa się na zasadzie skraplania powietrza w niskich temperaturach (ok. 200°C). W procesie tym sprężone, przefiltrowane i odolejone powietrze przechodzi przez sita molekularne, gdzie następuje eliminacja wody, CO₂ oraz większości węglowodorów. Następnie powietrze przechodzi przez wymiennik ciepła, a następnie wstępnie ochłodzone powietrze jest rozprężane i podawane do systemu kolumn

destylacyjnych, gdzie następuje dalsze jego oziębienie aż do skroplenia. Ponieważ temperatura skroplenia azotu jest niższa niż temperatura skroplenia tlenu i większości gazów znajdujących się w powietrzu, pozostający gaz w kolumnie to prawie czysty azot [5].

- b. Technologia membranowa – powietrze atmosferyczne jest sprężane, dokładnie filtrowane, a następnie przepuszczane przez jeden lub szereg modułów separacyjnych, składających się z tysięcy włókien membranowych. W określonej temperaturze na włóknach następuje proces rozdziału składników powietrza na azot i gaz odpadowy. Rozdział następuje zgodnie z zasadą selektywnej przepuszczalności gazów przez ścianki membrany. Czystość azotu uzyskiwanego tą metodą wynosi od 95 do 98% [5].
- c. Technologia adsorpcji zmiennociśnieniowej – sprężone powietrze przepływa przez kolumnę zawierającą substancję adsorbującą. Generator posiada dwie kolumny o zamiennych funkcjach – adsorpcja/regeneracja. Sprężone powietrze przepływa przez kolumnę wypełnioną węglowym sitem molekularnym. Sito węglowe adsorbuje tlen do momentu swojego nasycenia, wówczas następuje przełączenie zaworów i strumień sprężonego powietrza trafia do drugiej kolumny, w której rozpoczyna się proces adsorpcji. Nasyczone sito molekularne w pierwszej kolumnie zostaje zregenerowane za pomocą obniżenia w nim ciśnienia do wartości ciśnienia atmosferycznego, co powoduje usunięcie zaadsorbowanego tlenu i zanieczyszczeń do otoczenia. Dzięki temu, że generator ma dwie kolumny za złożem możliwa jest jego praca ciągła. Wytwarzany azot posiada czystość od 97 do 99,99%.

8.2 PRZEGLĄD OBECNIE STOSOWANYCH URZĄDZEŃ DO POZYSKIWANIA AZOTU Z POWIETRZA ATMOSFERYCZNEGO W PROFILAKTYCE PRZECIWPOŻAROWEJ

Obecnie stosowane w górnictwie węgla kamiennego mobilne kontenerowe generatory azotu produkują azot w oparciu o technologię membranową lub adsorpcji zmiennociśnieniowej (PSA). Historycznie pierwszy generator azotu pozyskała w 1998r. Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego w Bytomiu, która stała się właścicielem urządzenia membranowego HPLC firmy MESSER ME do pozyskiwania azotu z powietrza atmosferycznego na bieżąco [2, 6]. Zasadnicze elementy tego urządzenia to:

- sprężarka powietrza,
- system wielostopniowego oczyszczania powietrza,
- moduły membranowe,
- aparatura regulacyjna.

Wszystkie części systemu połączono ze sobą odpowiednią instalacją. Sprężone i osuszone powietrze atmosferyczne zostaje oczyszczone przy pomocy odpowiednich filtrów i przechodzi do części membranowej, składającej się z wielkiej ilości równoległe przebiegających włókien drażonych. Dzięki wykorzystaniu zjawiska dyfuzji, we włóknach tych zostają rozdzielone różne składniki powietrza i na końcu części membranowej otrzymujemy azot o bardzo niskiej zawartości tlenu.

Podstawowe parametry charakteryzujące to urządzenie:

- wydajność (produkcja azotu) 600 Nm³/h

- zawartość azotu min. 97,0% N₂
- zawartość tlenu poniżej 3,0% O₂

Obecnie kontenerowe generatory azotu oparte na technologii membranowej dostarczają do kopalń firmy „CEN-RAT” i „Prometgas”

W roku 2009 firma „AZIS” Mining Service Sp. z o.o. wprowadziła na rynek Kontenerową Wytwornicę Azotu WA-700 opartą na technologii PSA. Jest to urządzenie do pozyskiwania azotu z powietrza atmosferycznego w trybie ciągłym, w pełni zautomatyzowane, które pracuje bezobsługowo w każdych warunkach w sposób ciągły. Udział obsługi w pracy urządzenia, sprowadza się jedynie do okresowych czynności serwisowych. Zbudowane jest jako zwarta konstrukcja kontenerowa, dzięki czemu możliwe jest dostarczenie urządzenia w dowolne miejsce rzeczywistego zapotrzebowania, co stanowi jego wielką zaletę.

Głównymi elementami składowymi wytwornicy azotu WA-700 są:

- cztery sprężarki powietrza,
- wielostopniowy układ oczyszczania sprężonego powietrza,
- urządzenie do separacji oleju i wody ze sprężonego powietrza,
- osuszacz ziębniczy,
- dwa generatory azotu,
- bufor sprężonego powietrza,
- bufor azotu,
- układ kontrolno-pomiarowy.

8.3 BUDOWA I ZASADA DZIAŁANIA KONTENEROWEJ WYTWORNICY AZOTU WA-700

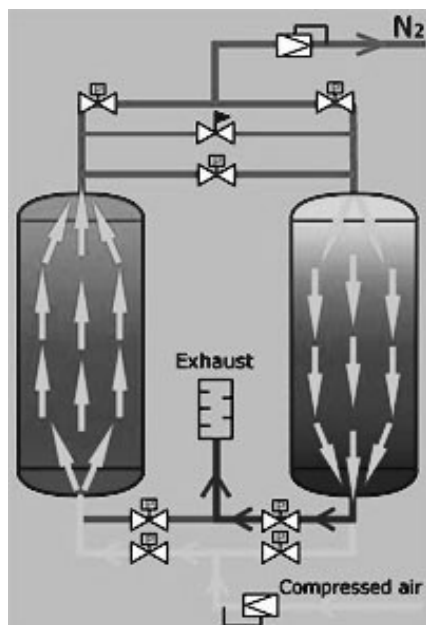
Urządzenie zasilane jest napięciem 3 x 400 V, które poprzez wyłącznik główny instalacyjny, przekaźnik zgodności i asymetrii faz podawane jest na silniki kompresorów i transformator 440/230 V zasilający pozostałe urządzenia. W przypadku posiadania napięcia w rejonie zabudowy wytwornicy 3 x 500 V dostarczamy kontener transformatorowy 500/400 V z własnym układem chłodzącym sterowanym poprzez termostat. Wymiary kontenera transformatora to około 2660 x 2500 x 2340 mm, a jego zakres pracy to -30 do +40°C Wytwornica WA-700 (rys. 8.1), w celu pozyskiwania azotu z powietrza wykorzystuje technologię PSA (Pressure Swing Adsorption) [7].



Rys. 8.1 Wytwornica WA-700 – widok zewnętrzny

Każdy generator azotu składa się z dwóch naprzemiennie pracujących kolumn (A/B), w których w trakcie cyklu adsorpcja/desorpcja następuje oddzielenie z dostarczonego sprężonego powietrza tlenu od azotu. Realizacja cyklu adsorpcja/desorpcja jest wynikiem odpowiedniej kombinacji zaworów w blokach zaworowych (V1 V2).

Powietrze do produkcji azotu w wytwornicy zasysane jest bezpośrednio z jej otoczenia i poprzez maty filtracyjne cząstek stałych, zostaje sprężone w sprężarkach śrubowych. Sprężarki pracują cyklicznie na przemian tzn., że w cyklu produkcyjnym azotu, uruchamiają się kolejno, co jest zaletą, gdyż nie są stale obciążone (rys. 8.2).



Rys. 8.2 Zasada działania

W przypadku, gdyby któraś uległa awarii, pozostałe automatycznie przejmują jej zadanie, dzięki czemu nie zostaje zaburzony proces produkcji azotu. Każda ze sprężarek posadowiona jest na wózku, który umożliwia jej wyjazd na zewnątrz urządzenia, zapewniając tym samym swobodny dostęp. Jest to bardzo duża zaleta, gdyż poprawia komfort czynności serwisowych, a w przypadku awarii pozwala na szybką i bezproblemową wymianę uszkodzonej sprężarki. Przy każdej ze sprężarek zabudowany jest filtr cyklonowy zaopatrzony w automatyczny spust kondensatu, gdzie sprężone powietrze jest wstępnie oczyszczane z oleju oraz pary wodnej i poprzez kolektor zbiorczy wędruje do filtracji dokładnej. Po przejściu przez filtr dokładny, trafia do osuszacza ziębniczego, gdzie zostaje schłodzone poniżej punktu rosy, w wyniku czego pozostałości pary wodnej w sprężonym powietrzu zostają skroplone i odprowadzone na zewnątrz.

Podobnie jak w przypadku sprężarek (rys. 8.3), istnieje możliwość pełnego udostępnienia osuszacza na zewnątrz wytwornicy, ułatwiając jego serwis.

Po schłodzeniu przez osuszacz ziębniczny, powietrze trafia do procesu ostatecznej filtracji, składającego się z dwóch filtrów: super dokładnego i filtra z aktywnym węglem. Filtry dokładny i super dokładny zaopatrzone są również w automatyczny spust kondensatu, który trafia do Oewomatu, gdzie następuje odseparowanie resztek oleju i wody (rys. 8.4).



Rys. 8.3 Sprężarka powietrza KS97



Rys. 8.4 Oewomat i układ filtrów

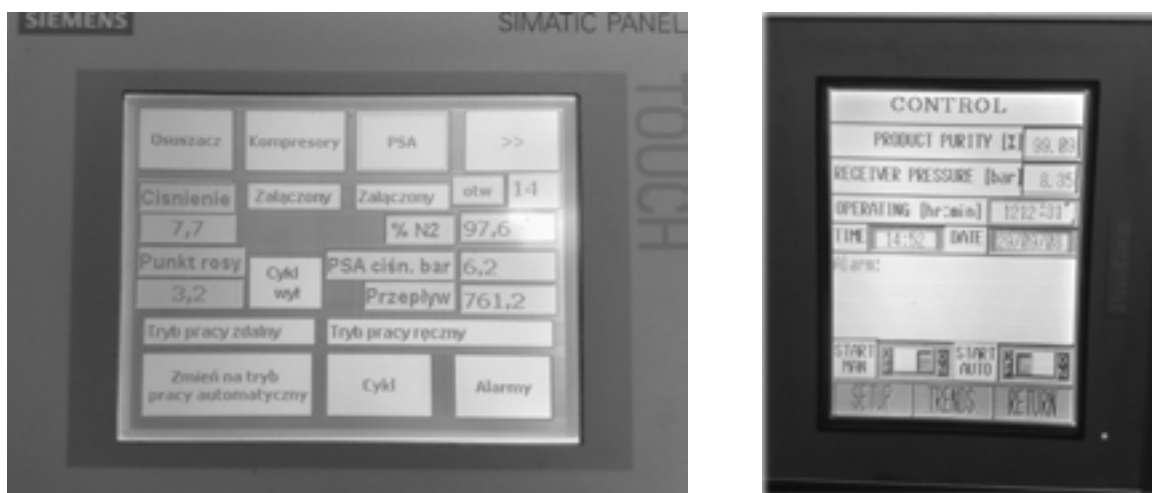
Po procesie filtracji, sprężone powietrze jest magazynowane w buforze sprężonego powietrza, skąd po zredukowaniu na reduktorze dożądanego ciśnienia, trafia do generatorów azotu PSA. Generatory azotu pracują na przemian, zapewniając ciągłą dostawę produktu do bufora azotu, znajdującego się na dachu urządzenia. Bufor ten ma za zadanie zminimalizowanie pulsacji ciśnienia azotu, powstałej z cyklicznej pracy generatorów. Tlen, jako produkt niepożądaný, jest wydalany do atmosfery. Do wyjścia z bufora azotowego dołączony jest blok kontrolno regulacyjny, w którego skład wchodzi min: przepływomierz, króciec wyjściowy gazu do analizy składu i kontroli ciśnienia, zawór upustowy, zawór regulacyjny i zawór odcinający. Zawór upustowy otwiera się w momencie, gdy produkt nie spełnia parametrów czystości i tym samym automatycznie zamyka się zawór regulacyjny odcinając klienta od produktu niskiej jakości.

Ponowne zamknięcie się zaworu upustowego i otwarcie zaworu regulacyjnego do klienta następuje, gdy produkt osiągnie pożądaną czystość. Wyjście instalacji azotowej

zakończone jest przyłączem DN100, skąd rurociągiem trafia do odbiorcy.

Wytwornica azotu WA-700 posiada zawansowany układ kontrolno-pomiarowy, którego sercem jest dedykowany dla niej komputer firmy Siemens, którego zadaniem jest ciągła kontrola parametrów pracy każdego z podzespołów oraz produktów jak (rys. 8.5):

- parametry tłoczonego powietrza,
- parametry osuszonego powietrza,
- parametry wyprodukowanego azotu,
- parametry pracy urządzeń wytwornicy.



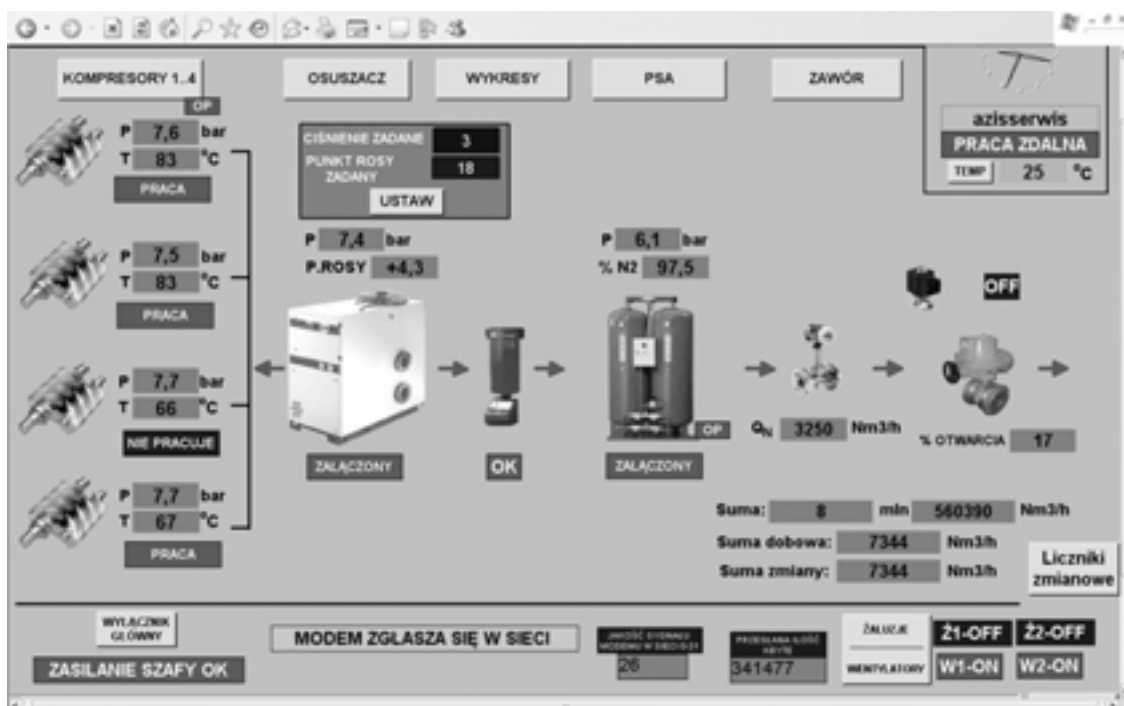
Rys. 8.5 Panel sterowania komputera i panel sterowania PSA

Komputer ten pracuje pod kontrolą programowalnego sterownika nadrzędnego, którego zadaniem jest zbieranie informacji o ww. parametrach w czasie rzeczywistym i porównanie ich z zadanymi wartościami progowymi. Jeśli urządzenie to wykryje jakieś nieprawidłowości raportuje błąd na wyświetlaczu LCD i jeśli to konieczne wyłączy wytwornicę (rys. 8.5). Wszystkie monitorowane parametry dostępne są również w technologii GPRS, co umożliwia sterowanie oraz diagnozowanie urządzenia przez przeglądarkę WWW, co jest bardzo przydatne dla serwisu.

Na zdjęciu (rys. 8.6), przedstawiono widok ekranu na panelu sterowania umożliwiający monitoring pracy urządzenia jak również zarządzania pracą wytwornicy i poszczególnych urządzeń wchodzących w jej skład – jest to widok dla pracowników serwisu, dzięki któremu pozyskują kolejno:

- informację o pracy wytwornicy w cyklu,
- informacje o ciśnieniu, temperaturze danego kompresora oraz stanie pracy,
- informacje o ciśnieniu, punkcie rosy i pracy osuszacza,
- informację o pracy automatycznych spustów bekomatu,
- informacje o ciśnieniu, czystości azotu oraz pracy PSA,
- informację o przepływie azotu,
- informację o stanie pracy zaworu upustowego,
- informacje o trybie pracy wytwornicy oraz o temperaturze w kontenerze,
- informację o stopniu otwarcia zaworu elektrycznego,

- informację o stanie pracy wyłącznika głównego,
- informację potwierdzenia komunikacji z modemem,
- informacje o łącznej sumie przesłanego azotu (dobowej oraz zmianowej),
- informacje o stanie pracy wentylatorów i żaluzji wlotowych powietrza.



Rys. 8.6 Widok ekranu programu do zdalnego zarządzania i monitoringu parametrów pracy

Uzyskując takie informacje pracownicy serwisu mają możliwość załączenia urządzenia w tryb cyklu automatycznego, możliwość załączenia i wyłączenia: kompresorów, osuszacza, generatora PSA, zaworu upustowego, ogrzewania i jego regulacji, wentylatorów oraz ustawień temperatur, przy których mają pracować, jak również przeprowadzić regulację przesyłu azotu.

Przedstawiony zakres wizualizacji jest wymagany dla serwisu natomiast odbiorca/klient otrzymuje dane w mniejszym zakresie dotyczący głównie wytworzonego azotu jak czystość, ciśnienie, przepływ zmianowy czy dobowy. Oczywiście istnieje możliwość modyfikacji danych przekazywanych klientowi z pracy urządzenia, zaznaczyć należy, że bez posiadania uprawnień serwisowania urządzenia nie można wpływać na pracę urządzenia a tylko na podgląd pracy urządzenia. Oprócz połączenia internetowego istnieją dwie możliwości bezpośredniego połączenia wytwornicy azotu z komputerem klienta wykorzystując kabel teletechniczny lub światłowód. W obu przypadkach wytwornica azotu jest wyposażona w sterownik komunikacyjny S7-1200. Sterownik ten pobiera niezbędne dane bezpośrednio ze sterownika sterującego przebiegiem procesu wytwornicy S7-200.

W celu wykorzystania kabla teletechnicznego jako medium transmisyjnego niezbędne jest użycie dwóch konwerterów umożliwiających konwersję sygnałów pomiędzy sygnałem w standardzie RS485, a sygnałem telefonicznym. W przypadku rozwiązania sieciowego niezbędne jest także użycie bramy sieciowej integrującej sterownik komunikacyjny z siecią

komputerową klienta. Natomiast w celu wykorzystania światłowodu, jako medium transmisyjnego niezbędne jest użycie dwóch switchów światłowodowych umożliwiających konwersję sygnałów pomiędzy sygnałem w standardzie Ethernet, a światłem. W tym przypadku sterownik komunikacyjny S7-1200 pracuje, jako element sieci komputerowej klienta i wymaga nadania adresu IP.

Wytwornica zaopatrzona jest w układ chłodzenia przy wysokich temperaturach i ogrzewania kontenera przy niskich temperaturach (rys. 8.7). Zautomatyzowane czerpnie oraz dwa wentylatory regulują temperaturę wewnątrz kontenera sterując przepływem ciepłego powietrza ze sprężarek. W przypadku, gdy temperatura wewnątrz kontenera spadnie poniżej zadanych parametrów progowych, układ automatycznych przepustnic kieruje ciepło pracy sprężarek do wnętrza kontenera.



Rys. 8.7 Nagrzewnice kontenera

Prewencyjnie zabudowano grzejniki elektryczne u dołu kontenera, które również uruchamiają się automatycznie.

Przy wysokich temperaturach, układ automatycznie regulowanych żaluzji zabudowany na czołowych drzwiach otwiera się, uruchamiają się wentylatory i następuje schładzanie wnętrza do zaprogramowanej temperatury.

Dane techniczne urządzenia:

- | | |
|----------------------------------|---------------------------|
| • Produkcja azotu | 700 Nm ³ /h |
| • Zawartość azotu | min. 97% N ₂ |
| • Ciśnienie na wyjściu | 7 bar |
| • Wymiary kompletnego urządzenia | 11400x2620x2680 mm |
| • Masa całkowita | 17000 kg |
| • Poziom hałasu | 80 db (A) |
| • Moc / napięcie zasilania | max. 250 kW/3x400 V/50 Hz |
| • Wylot azotu gazowego | DN100 |

Transport kontenera do klienta (rys. 8.8) – po zdemontowaniu zbiornika buforowego azotu oraz kanałów wylotowych powietrza – jest wykonywany przy użyciu niskopodłogowej naczepy samochodowej przystosowanej do przewozu elementów o masie 20 t. Dzięki zabudowanym w górnej części ramy czterech zaczepów nośnych do podnoszenia i posadowienia wytwornicy wykorzystywany jest jeden dźwig o odpowiednim udźwigu.



Rys. 8.8 Wytwornica azotu WA-700

Samo miejsce posadowienia kontenerowej wytwornicy azotu musi odpowiadać pewnym prostym warunkom tj.:

- Łatwo dostępne w celu dojazdu naczepy samochodowej i rozładunku,
- Powinno być utwardzone i wypoziomowane,
- Powinno umożliwić odprowadzenie wody odpadowej spod kontenera,
- Doprowadzić kable zasilające,
- Doprowadzić instalację odbioru azotu.

PODSUMOWANIE

Przy planowaniu działań profilaktycznych niezbędne jest rozpoznanie i zdefiniowanie wszystkich czynników wpływających na proces samozapalenia się węgla. Znajomość przyczyn powodujących powstanie pożarów endogenicznych umożliwia podjęcie odpowiednio wcześniej decyzji w wyniku których prowadzone działania uniemożliwią zapoczątkowanie powstania lub skutecznie będą zwalczać zagrożenie pożarami endogenicznymi [1].

Z doświadczenia wiemy – jak już przekazano na wstępie artykułu, że decydującym czynnikiem wpływającym na możliwość rozwoju pożaru w zrobach jest przedostawanie się węgla do zrobów. Oddziaływanie na ten czynnik mające na celu jego eliminację jest trudne, a wręcz niemożliwe. Dlatego celowym jest podejmowanie kompleksowych działań niedopuszczających do sytuacji, w której pozostawiony w zrobach węgiel zapali się. Działaniem, które doskonale sprawdza się w prewencji przeciwpożarowej jest inertyzacja atmosfery kopalnianej za pomocą azotu pozyskiwanym z powietrza atmosferycznego [4]. Jest to metoda powszechnie znana i z powodzeniem stosowana od wielu lat w światowym górnictwie m.in. w górnictwie niemieckim.

Rozwój nowoczesnych technologii sprawił, że dostarczany obecnie produkt w postaci azotu w stanie gazowym, jest najwyższej jakości przy znacznym obniżeniu jego ceny w

porównaniu z azotem dostarczanym w stanie skroplonym.

Kontenerowa wytwornica azotu WA-700, jako urządzenie do ciągłej produkcji azotu w stanie gazowym, jest obecnie jednym z najnowocześniejszych tego typu urządzeń na świecie. Zastosowane nowoczesne urządzenia światowych producentów, w połączeniu z nowoczesnym systemem sterowania powodują, że jest to urządzenie praktycznie bezawaryjne i bezobsługowe.

Wykorzystana w produkowanej przez firmę AZIS Mining Service Sp. z o.o. wytwornicy azotu WA-700 nowoczesna technologia pozyskiwania azotu z powietrza atmosferycznego, gwarantuje dostarczanie w sposób ciągły produktu o najwyższej jakości i stałych parametrach, co sprawiło, że z powodzeniem jest wykorzystywana w profilaktyce przeciwpożarowej w następujących zakładach górniczych:

- KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Makoszowy”,
- KWK „Halemba-Wirek”,
- KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica”,
- KWK „Rydułtowy-Anna”,
- KWK „Jankowice”,
- KWK „Chwałowice”,
- KWK „Szczygłowice”,
- KWK „Marcel”,
- KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, Ruch „Zofiówka”,
- KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, Ruch „Borynia”,
- KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, Ruch „Jas-Mos”,
- KWK CSM DUL.

LITERATURA

1. Centralna Stacja Ratownictwa Górniczego S.A. w Bytomiu: Sposób prowadzenia akcji ratowniczych i prac profilaktycznych z wykorzystaniem gazów inertnych. Bytom. 2008.
2. Załącznik nr 3 do rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 12 czerwca 2002r. w sprawie prowadzenia akcji ratowniczych i prac profilaktycznych z wykorzystaniem gazów inertnych. Dz. U. z 2002r. Nr 94, poz. 838, z 2004r. Nr 102, poz. 1073 i z 2007r. Nr 204, poz. 1476.
3. Buchwald P., Cygankiewicz J.: Skuteczne i efektywne stosowanie inertyzacyjnej profilaktyki pożarowej z wykorzystaniem N₂ i CO₂ dla ścian o dużej koncentracji produkcji. Materiały 3 Szkoły Aerologii Górniczej. Zakopane (Polska), 2004.
4. Kiełbikowski K., Smoter S.: Aktualnie stosowane metody prewencji pożarowej na przykładzie KWK „Sośnica-Makoszowy” Ruch „Makoszowy”. Aktualne problemy zwalczania zagrożeń górniczych. Konferencja Naukowo-Techniczna. Brenna, 2011.
5. Kajdasz Z., Buchwald P.: Zasadnicza droga do poprawy stanu bezpieczeństwa pożarowego w polskim górnictwie węgla kamiennego. Inertyzacja z wykorzystaniem azotu. Ratownictwo Górnicze nr 3, 2010.

6. Trenczek S., Buchwald P.: Techniczno-organizacyjne warunki zastosowania w kopalniach urządzenia do wytwarzania azotu z powietrza. Ratownictwo Górnicze nr 4. 2008.
7. Szlązak N., Obracaj D., Piergies K.: Ogólne zasady inertyzacji azotem zrobów czynnej ściany zawałowej. Górnictwo i Geoinżynieria, Rok 35, zeszyt 4, 2011.
8. Węsierski T., Węsierski Ł.: Przemysłowe systemy wytwarzania azotu. Pneumatyka 3/2000.

**KONTENEROWA WYTWORNICA AZOTU WA-700, JAKO NOWOCZESNE URZĄDZENIE
DO POZYSKIWANIA AZOTU Z POWIETRZA ATMOSFERYCZNEGO W CELACH INERTYZACJI
ATMOSFERY KOPALNIANEJ**

Streszczenie: *W artykule przedstawiono obecny stan technologii pozyskiwania azotu wykorzystywanego podczas inertyzacji atmosfery kopalnianej w polskim górnictwie węglowym. Na tym tle przedstawiono wytwornicę azotu WA-700 do wytwarzania azotu z powietrza atmosferycznego wykorzystując tzw. system PSA. W artykule omówiono zasadę działania urządzenia, jego parametry techniczne, sposób sterowania i monitoringu pracy*

Słowa kluczowe: *górnictwo, inertyzacja, wytwornica azotu*

mgr inż. Marian LASEK, mgr inż. Marcin FORREITER, mgr inż. Zbigniew CZERNECKI
“AZIS” Mining Service Sp. z o.o.
ul. Rybnicka 6, 44-335 Jastrzębie Zdrój
tel. +4832 4510083, e-mail: azis@azis.pl

9

REDUKCJA OBCIĄŻENIA TERMICZNEGO I SPOSOBY POPRAWY WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH W KOPALNIACH WĘGLA

9.1 BILANS CIEPLNY

Wymiana ciepła pomiędzy człowiekiem a otoczeniem w wyrobiskach kopalń głębokich

Wymiana ciepła między ustrojem a otoczeniem odbywa się przez: promieniowanie, przewodzenie, konwekcję i parowanie [5, 14, 19, 21]. Człowiek część swego ciepła „oddaje” do otoczenia na skutek wypromieniowania fal elektromagnetycznych podczerwonych. Ilość tego promieniowania zależy od warunków otoczenia, powierzchni i pozycji ciała. Utrata ciepła przez przewodzenie jest niewielka, ponieważ ciało człowieka zwykle izolowane jest przez odzież. Jeśli ciepło unoszone jest wraz z cząsteczkami materii, mówimy wówczas o konwekcji, czyli unoszeniu ciepła. Wymiana ciepła między powierzchnią ciała i otoczeniem przez konwekcję zależna jest od temperatury, ruchu powietrza i wilgotności. Przez konwekcję mogą odbywać się zarówno ogrzewanie, jak i utrata ciepła w ustroju. Utrata ciepła przez parowanie zachodzi wówczas, gdy prężność pary wodnej na powierzchni skóry jest wyższa niż w otaczającym powietrzu. U człowieka woda paruje ze skóry i błon śluzowych dróg oddechowych. Utrata ciepła tą drogą jest większa w środowisku o małej wilgotności (suche powietrze), a mniejsza przy większej wilgotności powietrza.

Równanie bilansu cieplnego, cooling power

Równanie bilansu cieplnego człowieka przedstawia sposoby i wartości wymiany ciepła pomiędzy człowiekiem a otoczeniem. Wytworzona w organizmie energia metabolizmu w bardzo małej ilości zużytkowana jest na wykonanie pracy, a w większości powinna być w postaci ciepła wydzielona do otoczenia w celu utrzymania stałej temperatury wewnętrznej. Od lat 60 dwudziestego wieku zagadnienia obciążenia termicznego i przebywania w danym miejscu pracy rozpatrywane są z punktu widzenia bilansu ciepła wywiązującego się w organizmie i wymienianego z otoczeniem. Bilans cieplny ciała człowieka w normach ISO, CEN oraz PN [22, 23, 24] zapisuje się w postaci znanej z prac O. Fangera:

$$M - W = E + C + R + C_{res} + E_{res} + K \cdot \Delta T_{cl} \quad (1)$$

gdzie:

M – gęstość strumienia ciepła metabolizmu, W/m²,

W – gęstość strumienia pracy zewnętrznej, W/m²,

E – gęstość strumienia entalpii odbierana z organizmu człowieka drogą parowania potu, W/m²,

C – gęstość strumienia ciepła odbieranego z organizmu człowieka drogą konwekcji, W/m^2 ,
 R – gęstość strumienia ciepła wymienianego drogą promieniowania, W/m^2 ,
 C_{res} – gęstość strumienia ciepła wymienionego podczas oddychania drogą konwekcji, W/m^2 ,
 E_{res} – gęstość strumienia ciepła wymienionego podczas oddychania drogą parowania, W/m^2 ,
 K – gęstość strat ciepła wymienianych drogą przewodnictwa, W/m^2 ,
 \dot{Q} – gęstość strumienia ciepła gromadzonego w organizmie człowieka, W/m^2 .

W wielu rozważaniach pomija się pracę zewnętrzną i przewodnictwo jako procesy o małym znaczeniu w porównaniu z pozostałymi. Strumień cieplny odprowadzony w danym mikroklimacie z organizmu człowieka do otoczenia nazwano zdolnością chłodniczą otoczenia CP (Cooling Power). Jest ona równa sumie gęstości strumienia ciepła konwekcji, promieniowania oraz parowania potu:

$$CP = C + R + E, W/m^2 \quad (2)$$

Przy korzystaniu z pojęcia zdolności chłodniczej środowiska CP w kopalniach rud złota w RPA przyjęto następującą interpretację:

- niebezpieczeństwo wynikające z przegrzania organizmu istnieje wtedy, gdy wydatek energetyczny M zaaklimatyzowanego górnika przewyższa zdolność chłodniczą otoczenia CP, czyli $M > CP$,
- gdy wydatek energetyczny M zrównuje się ze zdolnością chłodniczą otoczenia CP, istnieje pewne, chociaż małe, zagrożenie przekroczenia bezpiecznych parametrów fizjologicznych ciała,
- jeśli zdolność chłodnicza środowiska CP przekracza ciepło przemian metabolicznych M , to istnieje możliwość osiągnięcia ustalenia równowagi cieplnej organizmu na poziomie niestwarzającym stanu niebezpiecznego.

Kontynuacją tych badań były prace M. J. McPhersona, uwzględniające termoregulacyjne funkcje temperatury i stopnia zwilżenia skóry ciała, dostosowujące się do warunków panujących w otoczeniu. Temperatura ta ustala się na wysokości średniej równowagowej temperatury skóry ciała, przy której ma miejsce zrównanie strat i zysków ciepła. Jeśli wartość temperatury jest mniejsza od wartości granicznej, stan jest uznany za bezpieczny. Przy wyznaczaniu strumienia ciepła parowania potu M. J. McPherson wprowadził wzory na gęstość strumienia odparowania potu E , która zależy głównie od średniej równowagowej temperatury skóry ciała i od temperatury powietrza na termometrze wilgotnym.

9.2 KLASYCZNE SPOSOBY I METODY POPRAWY WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH

Klasyczne metody poprawy warunków klimatycznych w kopalniach to takie metody, które nie wymagają stosowania urządzeń chłodniczych. Wykorzystując znajomość tych metod [3, 7, 17, 21], poprawę warunków klimatycznych w wyrobiskach górniczych można uzyskać poprzez:

- ograniczenie nawilżania powietrza świeżego w szybach wdechowych i na głównych poziomach,
- upraszczanie sieci wentylacyjnej i w konsekwencji kierowanie do ścian i drążonych wyrobisk korytarzowych większej ilości świeżego powietrza,

- prawidłowe udostępnienie i rozcięcie złoża (wskazany szkielet kamienny, skrócenie dróg doprowadzania powietrza i odstawy urobku),
- stosowanie w rejonach eksploatacyjnych, w miarę możliwości, wentylacji schodzącej i homotropowej,
- wykonywanie robót przygotowawczych od strony świeżego powietrza doprowadzanego do wyrobisk ścianowych,
- dobranie optymalnego systemu przewietrzania ścian (preferowane systemy „Z” i „Y”),
- szczelna izolacja zrobów zawalowych (ograniczenie przepływu powietrza przez zrob),
- wypełnianie przestrzeni zrobowej ścian mieszaniną, na przykład pyłów dymnicowych i wody,
- lokalizowanie odstawy urobku ze ścian w zużytych prądach powietrza,
- unikanie szeregowego przewietrzania ścian,
- projektowanie odpowiedniej długości ścian.

Aby poprawnie zaprojektować eksploatację w warunkach zagrożeń naturalnych niezbędne jest uwzględnienie wszystkich zagrożeń współwystępujących z zagrożeniem klimatycznym. Należy pamiętać, iż w celu zapewnienia optymalnego sposobu prowadzenia eksploatacji powinno się określić gradację występujących zagrożeń naturalnych. Dopiero na jej podstawie możemy zaprojektować optymalne rozwiązanie, pamiętając o dobraniu odpowiedniego sposobu odstawy urobku ze ścian, transportu materiałów i załogi oraz o odpowiednim utrzymaniu wyrobisk górniczych.

9.3 METODY POPRAWY WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH Z WYKORZYSTANIEM URZĄDZEŃ CHŁODNICZYCH

W miarę wzrostu głębokości eksploatacji oraz koncentracji produkcji klasyczne metody poprawy warunków klimatycznych, mogą okazać się niewystarczające. Zachodzi zatem konieczność zastosowania innych metod, polegających na stosowaniu urządzeń chłodniczych. W polskich kopalniach węgla kamiennego rozpoczęto stosowanie na szerszą skalę urządzeń chłodniczych dopiero w latach osiemdziesiątych dwudziestego wieku. Niewielkie maszyny klimatyzacyjne sprawdzają się w kopalniach, gdzie zapotrzebowanie na moc chłodniczą nie przekracza 2 MW (doświadczenia z niemieckich i polskich kopalń [4, 9]). W kopalniach o większym zapotrzebowaniu na moc chłodniczą (od 2 do 6 MW) konieczne staje się skorzystanie z nowszych technologii, a mianowicie z tak zwanej klimatyzacji grupowej (kopalnie niemieckie, niektóre polskie kopalnie węglowe oraz polskie kopalnie miedzi). W technologii klimatyzacji grupowej odbierane ciepło zrzucane jest do grupowych prądów powietrza zużytego lub do komory pomp głównego odwadniania i w ten sposób przesyłane na powierzchnię. Najczęściej wykorzystywanymi urządzeniami w klimatyzacji grupowej są wodne maszyny klimatyzacyjne. W kopalniach o zapotrzebowaniu na moc chłodniczą powyżej 6 MW zaleca się stosowanie tak zwanej klimatyzacji centralnej [10, 12], gdzie urządzenia chłodnicze z obiegiem wodnym połączone są w stacjonarnych punktach na powierzchni lub na dole, w celu zapewnienia klimatyzacji całych pól kopalnianych lub dużych ich powierzchni przy pomocy centralnej sieci wody chłodzącej. Oprócz wyrobisk korytarzowych, najtrudniejsze warunki klimatyczne w kopalniach węgla kamiennego występują w czynnych ścianach i komorach kopalń miedzi. W celu poprawy warunków

klimatycznych w ścianach stosuje się urządzenia chłodnicze. Najczęściej instalowane są one w wyrobiskach doprowadzających świeże powietrze do ściany. Schładzanie powietrza wyłącznie na wlocie do ściany (tak zwane głębokie schładzanie) często może okazać się niewystarczające. W trudnych warunkach klimatycznych (duża głębokość prowadzenia eksploatacji, wysoka koncentracja produkcji), a szczególnie w długich ścianach, następuje gwałtowny przyrost temperatury powietrza. W wielu pracach [1, 2, 11, 13, 18] stwierdzono, iż schładzanie powietrza w ścianach jest o wiele bardziej korzystne niż w wyrobisku doprowadzającym powietrze do ściany.

Wspomniane chłodzenie powietrza w ścianach można uzyskać poprzez:

- agregaty lodowe,
- chłodnice powietrza zasilane zimną wodą,
- nieszczelny lutniociąg dostarczający schładzane powietrze z chodnika wentylacyjnego,
- wykorzystanie instalacji hydraulicznej ścianowej obudowy zmechanizowanej [6].

Chłodzenie powietrza w ścianie chłodnicami powietrza zasilanymi zimną wodą polega na rozłożeniu w niej niezbędnej mocy chłodniczej (identycznie jest również w przypadku stosowania chłodnic lodowych). Chłodnice powietrza są najczęściej podwieszane na sekcjach obudowy zmechanizowanej lub przymocowywane do obudowy przenośnika zgrzeblowego. Liczba chłodnic oraz ich moc chłodnicza jest uzależniona od dobranego urządzenia wytwarzającego zimną wodę. Wyższość ścianowych chłodnic lodowych nad ścianowymi chłodnicami powietrza jest taka, iż mają one znacznie mniejsze rozmiary i nadają się do wykorzystania nawet w niskich pokładach. Za ścianowymi chłodnicami powietrza przemawia fakt, iż są one ponad dwukrotnie tańsze w eksploatacji od chłodnic lodowych. Wobec tego faktu w Polsce szersze zastosowanie znalazły ścianowe chłodnice powietrza. Alternatywnym rozwiązaniem do ścianowych chłodnic lodowych i ścianowych chłodnic powietrza może być rozwiązanie polegające na zabudowaniu przewoźnego urządzenia chłodniczego (np. DV-290) w chodniku wentylacyjnym i tłoczeniu chłodnego powietrza nieszczelnym lutniociągiem na odcinku kilku, kilkunastu lub wszystkich sekcji obudowy zmechanizowanej ściany. Ciekawym rozwiązaniem może być również koncepcja wykorzystania instalacji hydraulicznej ścianowej obudowy zmechanizowanej do regulacji warunków klimatycznych w ścianie [6].

9.4 KSZTAŁTOWANIE WYDATKU ENERGETYCZNEGO, ZESTAWU UBIORU I AKLIMATYZACJI PRACOWNIKÓW KOPALŃ WĘGLA W CELU POPRAWY WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH

Określenie wydatku energetycznego, zestawu ubioru (oporu cieplnego odzieży) i aklimatyzacji pracownika w środowisku gorącym może mieć istotny wpływ na działania podejmowane w ramach procedur zmniejszających obciążenie termiczne organizmu. Od nich, w głównej mierze, zależy czy pracownik w środowisku gorącym będzie narażony na wykonywanie pracy w warunkach dyskomfortu cieplnego bezpiecznego, lub też niebezpiecznego dla zdrowia i życia. Odpowiednie dobieranie wartości wydatku energetycznego, czyli rodzaju i intensywności pracy, ubioru oraz aklimatyzacji pracownika będzie miało wpływ na odczuwanie przez niego warunków klimatycznych na danym stanowisku pracy. Poniżej omówiono sposób określania wydatku energetycznego, oporu cieplnego odzieży oraz przedstawiono problem aklimatyzacji i adaptacji do środowisk

gorących. Pokazano jaki wpływ mają one na warunki klimatyczne w miejscu pracy. Posłużono się tutaj wskaźnikiem dyskomfortu cieplnego, który uwzględnia ich łączny wpływ. Wskaźnik ten nie jest wielkością przewidzianą obowiązującymi w polskim górnictwie przepisami, jednak za jego pomocą można w bardzo prosty sposób pokazać wszelkie przedsięwzięcia profilaktyczne.

Wydatek energetyczny (przerwy w pracy)

Tempo metabolizmu określa proces zamiany energii chemicznej w mechaniczną i ciepłą, jest więc miarą kosztu energetycznego obciążenia mięśniowego i pozwala na uzyskanie liczbowego wskaźnika aktywności. Znajomość tempa metabolizmu pozwala na oszacowanie metabolicznej produkcji ciepła służącej do oceny regulacji ciepłoty ciała człowieka. Energia produkowana przez organizm jest przekształcana w energię ciepłą i energię mechaniczną – zwaną „pracą użyteczną” (W), która może być pominięta, wobec tego metaboliczna produkcja ciepła staje się równa z tempem metabolizmu (norma ISO 7933 [23]). Mianem metabolizmu określa się wszystkie przemiany zachodzące w ciele człowieka, których rezultatem jest wytworzenie energii niezbędnej do funkcjonowania organizmu. Jednostkami opisującymi ilość ciepła metabolicznego jest W/m^2 oraz met (1 met równe jest ilości ciepła wytwarzanego w czasie odpoczynku, równe $58,2 W/m^2$).

Wpływ zmian wydatku energetycznego na obciążenie termiczne

Wielkość wydatku energetycznego możemy regulować, na przykład, poprzez stosowanie planowych przerw w pracy [5]. W zmechanizowanych przodkach ścianowych najczęściej występuje praca umiarkowana (kombajnści, operatorzy sekcji obudowy), w przodkach chodnikowych – praca umiarkowana i ciężka. Zmiana średniego wydatku energetycznego w czasie dniówki roboczej lub w czasie godziny wskutek wprowadzenia planowych przerw w pracy wiąże się z różnicami stosunku wielkości wydatku energetycznego dla odpoczynku i poszczególnych ciężkości pracy. Wykorzystując równanie (3) można obliczyć średni wydatek energetyczny w czasie godziny przy stosowaniu planowych przerw w pracy:

$$M_{br} = \frac{(60 - \tau_{br}) \cdot M_o + \tau_{br} \cdot M_{odp}}{60} \text{ W/m}^2 \quad (3)$$

gdzie:

M_o – średni metabolizm początkowy określony dla godziny pracy, W/m^2 ,

M_{odp} – średni metabolizm dla odpoczynku, W/m^2 , najczęściej $65 W/m^2$,

τ_{br} – ilość planowych minut przerwy w czasie godziny roboczej, min.

Aklimatyzacja pracownika

Człowiek ma znacznie większe możliwości rozpraszania ciepła przez wydzielanie i parowanie potu niż inne ssaki, a w związku z tym większe możliwości adaptacji do wysokiej niż do niskiej temperatury otoczenia. Badania [14, 15, 16, 20] dowodzą, że w okresie kilku pierwszych dni po zadziałaniu na człowieka gorącego środowiska następuje wiele zmian fizjologicznych, które zmniejszają stopień obciążenia warunkami tego środowiska. Przystosowania układu sercowo-naczyniowego, które zmniejszają częstość skurczów serca

wymaganą do utrzymania określonego poziomu aktywności w gorącym otoczeniu, pojawiają się szybko i osiągają swój pułap w ciągu jednego tygodnia. Zmiany w poceniu następują wolniej. Po aklimatyzacji pocenie rozpoczyna się wcześniej i przy niższej temperaturze wewnętrznej. Takie zmiany zmniejszają poziom temperatur – wewnętrznej i skóry – osiąganych podczas określonego wysiłku w gorącym otoczeniu, zwiększają pocenie i umożliwiają wykonywanie wysiłku przez czas dłuższy niż u osób niezaaklimatyzowanych. W procesie aklimatyzacji, najbardziej znaczące jest zwiększenie reabsorpcji jonów sodowych zarówno przez komórki kanalików nerkowych, jak i komórki gruczołów potowych. Skutkiem jest minimalizacja utraty sodu z polem oraz osmotyczna retencja wody przez nerki, co powoduje zwiększenie objętości krwi krążącej. Skutki aklimatyzacji do gorącego środowiska są takie, że osoby zaaklimatyzowane pocą się więcej i przy niższej temperaturze wewnętrznej oraz tracą mniej sodu niż osoby niezaaklimatyzowane. Te zmiany, w wyniku działania środowiska, obniżają przyrost temperatury wewnętrznej. Pełny skutek aklimatyzacji osiąga się po 10-14 dniach aktywnego narażenia na gorące środowisko i zanika po podobnym okresie czasu przebywania w chłodniejszym środowisku. Zmiany fizjologiczne mogą być również indukowane sztucznie w procesie aklimacji. Każde działanie, które powoduje zwiększenie temperatury wewnętrznej o 1°C na godzinę w ciągu 10-14 dni spowoduje podobne rezultaty, jak narażenie na gorące środowisko. Zasadnicze znaczenie dla tolerancji gorącego środowiska ma trening fizyczny. Podczas wysiłku, u osób niezaaklimatyzowanych, ale wytrenowanych, metaboliczna produkcja ciepła jest mniejsza przy danym poziomie wysiłku, mniejsza jest także częstość skurczów serca oraz mniejszy wzrost temperatury wewnętrznej niż u osób niewytrenowanych i niezaaklimatyzowanych. Adaptacja do nowych warunków klimatycznych rozpoczyna się już od drugiego dnia, ale potrzeba 10-14 dni na pełną aklimatyzację. Po 7 dniach aklimatyzacji pojawia się około 70% zmian adaptacyjnych, a więc nawet krótki okres aklimatyzacji już daje pewne korzyści. Wykazano, że korzystne efekty, będące wynikiem aklimatyzacji, utrzymują się przez pewien czas po powrocie do chłodniejszego środowiska, a do ponownej adaptacji dochodzi znacznie szybciej.

Opór cieplny odzieży – statyczna i dynamiczna charakterystyka odzieży [8, 24]

Całkowita statyczna oporność przekazywania ciepła jawnego osoby niewykonywającej ruchu może być wyrażona przez:

$$C + R = \frac{T_{sk} - T_a}{I_{tot\ st}} \text{ W/m}^2 \quad (4)$$

gdzie:

C – gęstość strumienia ciepła konwekcji, W/m^2 ,

R – gęstość strumienia ciepła promieniowania, W/m^2 ,

T_{sk} – temperatura skóry, °K,

T_a – temperatura otoczenia, °K,

$I_{tot\ st}$ – całkowity statyczny opór cieplny odzieży, $\text{m}^2\text{K/W}$.

Statyczny opór cieplny osoby nieubranej, czyli opór warstwy przyściennej spokojnego powietrza przyjmuje się 0,111 ($\text{m}^2\text{K/W}$). Całkowity statyczny opór cieplny ubioru $I_{tot\ st}$, do którego zalicza się opór materiału odzieży, a także opór warstwy przyściennej powietrza wyznacza się ze wzoru:

$$I_{tot\ st} = I_{cl\ st} + \frac{I_{a\ st}}{f_{cl}} \text{ m}^2\text{K/W} \quad (5)$$

gdzie:

$I_{cl\ st}$ – statyczny opór cieplny odzieży, $\text{m}^2\text{K/W}$,

$I_{a\ st}$ – statyczny opór cieplny warstwy przyściennej powietrza, $\text{m}^2\text{K/W}$,

f_{cl} – stosunek powierzchni zewnętrznej osoby ubranej do nieubranej.

Aktywność i związany z nią ruch ciała oraz przepływ powietrza mają wpływ na ukształtowanie warstwy przyściennej powodując zmniejszenie oporu stawianego przenoszeniu ciepła. Wynika stąd konieczność wniesienia i uwzględnienia poprawek wartości oporności cieplnej odzieży i warstwy przyściennej powietrza. Przy obliczaniu oporu cieplnego odzieży wprowadza się ograniczenie na prędkość w_{ar} , która nie powinna być większa od 3 m/s. Jeśli $w_{ar} > 3$ m/s, to przyjmuje się $w_{ar} = 3$ m/s. Współczynnik izolacyjności cieplnej odzieży I_{cl} zwykle wyznacza się na podstawie tablic, w których najczęściej podany jest w clo . Założenia odnośnie przepuszczalności wilgoci ubioru pracownika zostały omówione w normie ISO 9920.

9.5 CHŁODZENIE INDYWIDUALNE PRACOWNIKA NA STANOWISKACH PRACY POD ZIEMIĄ

Na potrzeby ratownictwa górniczego została wykonana kamizelka chłodząca z wkładami żelowymi 3M. Na rynku dostępne są również inne konstrukcje kamizelek chłodzących (m.in. Draeger, Viking). Kamizelki tego rodzaju stanowią standardowe wyposażenie zastępów ratowniczych biorących udział w akcjach ratowniczych prowadzonych w trudnych warunkach mikroklimatu. Istnieje możliwość zastosowania tego rozwiązania do indywidualnego chłodzenia pracownika na stanowisku pracy. Należy jednak mieć na uwadze fakt, że taka kamizelka chłodząca posiada swoją wagę (ok. 2 kg) i efektywnie działa tylko przez określony czas (w zależności od temperatury otoczenia od kilkadziesiąt minut do kilku godzin). Ostatnio, w laboratorium CSRG oraz w jednej z kopalń węgla kamiennego, badane są specjalne wkłady chłodzące zainstalowane w hełmie ochronnym. Sprawdza się tam między innymi zdolność chłodniczą wkładów, czas ich chłodzenia oraz wpływ dodatkowego obciążenia głowy zastosowanymi wkładami. Powyższe rozwiązanie jest jednak obciążone podobnymi wadami jak kamizelka ochronna i nie do końca określony jest wpływ chłodzenia samej tylko głowy pracownika na jego samopoczucie i stan zdrowia. Do tej pory nie były stosowane w polskich kopalniach urządzenia poprawiające komfort termiczny w bezpośrednim sąsiedztwie stanowisk pracy. Znane są rozwiązania teoretyczne zakładające zabudowę pod ziemią, w rejonie prowadzonych robót, klimatyzowanych kontenerów, w których mogliby w trakcie przerw w pracy przebywać górnicy. Są to jednak tylko rozwiązania teoretyczne, a ich zastosowanie w praktyce wiąże się z poważnymi problemami logistycznymi oraz pociąga za sobą znaczne nakłady finansowe. W ramach pracy BK-/RG-6/2010 zrealizowanej w Instytucie Eksploatacji Złóż Politechniki Śląskiej wykonano między innymi koncepcję zastosowania nowego dwustopniowego systemu uciezkowego w kopalni węgla kamiennego. Zaproponowano w nim wykorzystanie tzw. „mobilnych stacji wymiany aparatów uciezkowych”. Okazało się, że przedmiotowe stacje mogą również być wykorzystywane do poprawy komfortu cieplnego zatrudnionej pod ziemią załogi.

Wykorzystuje się wtedy jej dodatkową funkcję w postaci nawiewu chłodnego powietrza. Podczas przeprowadzonych prób i pomiarów wstępnych okazało się, że stacja MOBI TF w stopniu wystarczającym spełnia swoje zadanie, nawiewane powietrze jest chłodne i rzeczywiście powoduje zmniejszenie obciążenia termicznego działającego na organizm pracownika. Stacja ma kształt zewnętrzny zbliżony do stożka ściętego skierowanego węższą częścią ku górze. Stacja jest przymocowywana do obudowy za pomocą uchwyty. W górnej (węższej) części osłony zamontowany jest rezonator dźwiękowy, sygnalizujący działanie stacji, oraz realizowany jest nadmuchi świeżego powietrza. Konstrukcja stacji umożliwia stały napływ świeżego powietrza do wnętrza konstrukcji, a przepływ powietrza jest kontrolowany poprzez sterownik powietrza, uruchamiany płytą naciskową. Do zaworu sterownika świeże powietrze dostarczane jest rurociągiem magistrali sprężonego powietrza lub butli ze sprężonym powietrzem. Pracownik wchodząc do wnętrza przestrzeni ograniczonej osłoną stacji i stojąc na spągu wyrobiska odcinkiem ciała poniżej strefy łądwiowo-krzyżowej wywiera nacisk na płytę naciskową sterownika. Następuje wlot powietrza poprzez przewód zasilania powietrzem do króćca rezonatora dźwiękowego. Nadmuchi powietrza jest sygnalizowany dźwiękowo. Po wejściu pod osłonę, uruchomieniu poprzez nacisk plecami lub inną częścią ciała płyty sterującej zaworem dopływowym, do przestrzeni wewnątrz osłony napływa ciągle powietrze, które chłodzi pracownika. Osoba przebywająca pod osłoną decyduje o czasie nawiewu powietrza (czasie regeneracji). Po schłodzeniu się pracownika, opuszczając przestrzeń pod osłoną, zawór dopływowy automatycznie zostaje zamknięty, tym samym zamykając dopływ świeżego powietrza, pozostając w gotowości do następnego użycia. Po wykonaniu prób, a następnie wdrożeniu przedmiotowego rozwiązania w KWK „Knurów-Szczygłowice”, Ruch „Knurów”, autorzy doszli do następujących wniosków:

- mobilność stacji została potwierdzona poprzez prostotę konstrukcji oraz bardzo szybki montaż oraz ewentualny demontaż i kolejny montaż (np. przy przebudowie wyrobiska),
- poprawność obsługi została sprawdzona także na kilkunastu górnikach, którym celowo nie udzielono specjalnego instruktażu korzystania ze stacji (nikt nie miał problemów ze korzystaniem ze stacji),
- stacja nie wymaga dużego ciśnienia sprężonego powietrza z rurociągu, aby uzyskać pożądaną efekt (w zupełności wystarczy ciśnienie o wartości 2 bar),
- zainstalowanie stacji, której dodatkową funkcją jest poprawienie komfortu pracy, spotkało się z pozytywnym odzewem ze strony zatrudnionej w tym rejonie załogi.

Po uruchomieniu zaworu doprowadzającego powietrze pod osłonę stacji temperatura termometru suchego i wilgotnego spadła o 2°C. Zwiększyło się znacznie natężenie chłodzenia powietrza (o ponad 100%). Wartości wszystkich wskaźników mikroklimatu obniżyły się. Według wskaźnika dyskomfortu cieplnego warunki klimatyczne przed uruchomieniem stacji były bardzo trudne i niebezpieczne dla zdrowia. Po uruchomieniu stacji wskaźnik dyskomfortu cieplnego uległ obniżeniu od 0,23 do 0,30 (dla wartości 0,75 dla pracy umiarkowanej i 0,89 dla pracy ciężkiej), co świadczy o poprawie warunków klimatycznych i znacznym zmniejszeniu obciążenia termicznego działającego na organizm pracowników.

9.6 ZALECANA KOLEJNOŚĆ PRZY POPRAWIE WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH

Omówione czynniki, w głównej mierze decydują o obciążeniu termicznym pracownika. Wykonana analiza pozwoliła na następujące zhierarchizowanie toku postępowania:

- jeśli to możliwe, w rejonu zagrożone klimatycznie kierujemy pracowników zaaklimatyzowanych,
- dla pracownika niezaaklimatyzowanego przewidujemy proces aklimatyzacji, kierując go do mniej zagrożonych klimatycznie rejonów lub do pracy o mniejszym wydatku energetycznym do czasu pełnej aklimatyzacji,
- o ile to możliwe, na danym stanowisku pracy, wyposażamy pracownika w odzież roboczą, zgodną z przepisami, o jak najmniejszym oporze cieplnym,
- jeśli nie spowoduje to zakłóceń w procesie produkcyjnym dokonujemy obniżenia wydatku energetycznego pracownika poprzez stosowanie planowych przerw w pracy.

Jeżeli działania podane powyżej nie przyniosą oczekiwanych rezultatów pozostaje nam jeszcze możliwość zastosowania rozwiązań wentylacyjnych i klimatycznych. Proponuje się następującą hierarchię działań:

- w ramach możliwości wentylacyjnych i technicznych zwiększyć prędkość przepływającego powietrza na stanowisku pracy, pamiętając o tym, że zwiększanie prędkości powietrza powyżej granicy 3,5 m/s będzie już miało niewielki wpływ na poprawę warunków klimatycznych,
- jako ostatni środek poprawy zastosować schładzanie powietrza, pamiętając, że obniżenie temperatury o każdy 1°C przynosi poprawę warunków klimatycznych, może się jednak wiązać ze znacznymi nakładami finansowymi i problemami technicznymi.

PODSUMOWANIE

W celu zapewnienia optymalnych warunków klimatycznych należy stosować klasyczne metody ich poprawy lub metody z wykorzystaniem urządzeń chłodniczych. Istnieją także metody organizacyjne lub metody chłodzenia indywidualnego, które odpowiednio dobrane mogą przyczynić się do zmniejszenia zagrożenia klimatycznego i poprawy warunków pracy. W artykule omówiono metody poprawy warunków klimatycznych. Wskazano proponowaną hierarchię działań poprawiających warunki klimatyczne. W trakcie badań i analiz ustalono, że w przypadku pracowników kopalń podziemnych, hierarchia działań powinna być następująca: poprawa poprzez aklimatyzację, zmianę rodzaju odzieży, stosowanie planowych przerw w pracy oraz zmianę parametrów powietrza na stanowisku pracy. Dobór odpowiednich środków poprawy zależy najczęściej od możliwości finansowych, technicznych i organizacyjnych kopalni. Przed zastosowaniem wybranych metod poprawy warunków klimatycznych analizie należy poddać bilans potrzebnych do uzyskania zadowalającego efektu środków w odniesieniu do spodziewanych korzyści. Nie można zapominać, że w tych działaniach najważniejszy jednak powinien być człowiek, jego zdrowie i dobre samopoczucie. Pracownik zatrudniony w warunkach komfortu cieplnego z pewnością będzie pracował bardziej wydajnie i efektywnie, niż pracownik poddawany znacznemu obciążeniu termicznemu.

*Artykuł powstał w wyniku realizacji strategicznego projektu badawczego
pt. „Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach”
(Zadanie nr 5. Numer umowy SP/K/5/143275/11 – sfinansowane przez NCBR).*

LITERATURA

1. Biernacki K., Gumiński A., Kolarczyk M.: Celowość zastosowania schładzania wielostopniowego w ścianach głębokich kopalń węglowych w Polsce. Materiały 9 Sesji Międzynarodowego Biura Termofizyki Górniczej. Wydawnictwo IEZ Politechniki Śląskiej, str. 257-268. Gliwice 2000.
2. Cygankiewicz J., Knechtel J., Waclawik J.: Czynniki kształtujące warunki klimatyczne w wyrobiskach eksploatacyjnych. Archiwum Górnictwa. Volume 39. Warszawa-Kraków 1994.
3. Czapliński A., Henting H.: Chłodzenie powietrza w wyrobisku ścianowym. Wiadomości Górnicze nr 7-8/1999. Katowice 1999.
4. Czapliński A., Henting H.: Urządzenia GFW do klimatyzacji kopalń. Materiały Konferencyjne Szkoły Eksploatacji Podziemnej 1997, str. 227-254. Szczyrk 1997.
5. Drenda J.: Planowe przerwy w pracy górników jako środek poprawy warunków klimatycznych w przodkach górniczych. Materiały 3 Szkoły Aerologii Górniczej, str. 429-435. Zakopane 2004.
6. Frączek R.: Wykorzystanie instalacji hydraulicznej ścianowej obudowy zmechanizowanej do regulacji warunków klimatycznych w ścianie. Wiadomości Górnicze nr 9/2000. Katowice 2000.
7. Frycz A.: Klimatyzacja kopalń. Wydawnictwo „Śląsk”. Katowice 1981.
8. Havenith G., Holmer I., Den Hartog E.A., Parsons K.C.: Clothing Evaporative Resistance – Proposal for Improved Representation in Standards and Models, Ann. Occup. Hyg, Vol. 43, No 5, str. 339, 1999.
9. Henting H.: Rozwój klimatyzacji w niemieckim górnictwie węgla kamiennego. Mulheim/Ruhr 1994.
10. Jakubów A., Nawrat S., Szlązak N.: Pierwsza w Polsce klimatyzacja centralna w KWK „Pniówek”. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 10/2000. Katowice 2000.
11. Jakubów A., Obracaj D., Szlązak N.: Warunki klimatyczne w wyrobiskach ścianowych przy różnej lokalizacji urządzeń chłodniczych. Międzynarodowa Konferencja nt. „Najnowsze osiągnięcia w zakresie przewietrzania kopalń oraz zwalczania zagrożeń pożarowych, gazowych i klimatycznych”. GIG, Szczyrk 22-24.04.1999.
12. Jakubów A., Tor A: Centralny system chłodzenia w Kopalni Węgla Kamiennego „Pniówek”. Materiały Konferencji Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2001, str. 337-352. Kraków 2001.
13. Knechtel J.: Zwalczanie zagrożenia klimatycznego w ścianie eksploatacyjnej za pomocą lutniociągu z chłodnym powietrzem. SAG, Sekcja Aerologii Górniczej, Komitet Górnictwa PAN, Zakopane 1999.
14. Marszałek A., Sołtyński K.: Człowiek w warunkach obciążenia termicznego. CIOP, Warszawa 2001.

15. Marszałek A.: Osoby zatrudnione w środowisku gorącym. Bezpieczeństwo Pracy, nr 2, Warszawa 2003.
16. Marszałek A., Smolander J., Sołtyński, K., Sobolewski A.: Physiological strain of aluminized protective clothing at rest in young, middle-aged, and older men. International Journal of Industrial Ergonomics 25 (2): 195-202, 1999
17. Matuszewski K.: Uwagi do sposobu schładzania powietrza w ścianach w trudnych warunkach klimatycznych. Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2002, Szczyrk 2002.
18. Słota K.: Propozycja zastosowania nowych metod schładzania powietrza w ścianach na przykładzie KWK „Sośnica”. Zeszyty Naukowe Pol. Śl., Seria Górnictwo, zeszyt 254, str. 411-416. Gliwice 2002.
19. Słota Z: Określenie wpływu wydatku energetycznego, aklimatyzacji i ubioru na obciążenie termiczne organizmu pracowników w wyrobiskach kopalń podziemnych. Praca doktorska, Gliwice 2009.
20. Sudół-Szopińska I., Łuczak A.: Wpływ temperatury środowiska zewnętrznego na sprawność działania człowieka. Bezpieczeństwo Pracy, nr 7-8, 2006.
21. Waclawik J.: Wentylacja kopalń. Tom I i II. Wyd. uczelniane AGH. Kraków 2010.
22. PN-EN 12515: Środowiska gorące. Analityczne określenie i interpretacja stresu cieplnego z wykorzystaniem obliczenia wymaganej ilości potu. 2002.
23. PN-EN ISO 7933: Ergonomia środowiska termicznego – Analityczne wyznaczanie i interpretacja stresu cieplnego z wykorzystaniem obliczeń przewidywanego obciążenia termicznego. 2005.
24. PN-EN ISO 9920: Ergonomia środowiska termicznego – Ocena izolacyjności cieplnej i oporu parowania zestawu odzieżowego. 2005.

REDUKCJA OBCIĄŻENIA TERMICZNEGO I SPOSOBY POPRAWY WARUNKÓW KLIMATYCZNYCH W KOPALNIACH WĘGLA

Streszczenie: *Wymiana ciepła między ustrojem a otoczeniem odbywa się przez: promieniowanie, przewodzenie, konwekcję i parowanie. Równanie bilansu cieplnego człowieka przedstawia sposoby i wartości wymiany ciepła pomiędzy człowiekiem a otoczeniem. Miarą zagrożenia klimatycznego odniesioną do całej kopalni jest wartość temperatury pierwotnej skał na najgłębszym poziomie eksploatacyjnym. W zależności od tej temperatury kopalnie zostały podzielone na cztery grupy. W celu zapewnienia optymalnych warunków klimatycznych należy stosować klasyczne metody ich poprawy lub metody z wykorzystaniem urządzeń chłodniczych. Istnieją także metody organizacyjne, które odpowiednio dobrane mogą przyczynić się do zmniejszenia zagrożenia klimatycznego i poprawy warunków pracy. W artykule omówiono między innymi bilans cieplny organizmu człowieka, wpływ poszczególnych czynników na obciążenie termiczne, metody poprawy warunków klimatycznych oraz zaproponowano hierarchię działań poprawiających warunki klimatyczne.*

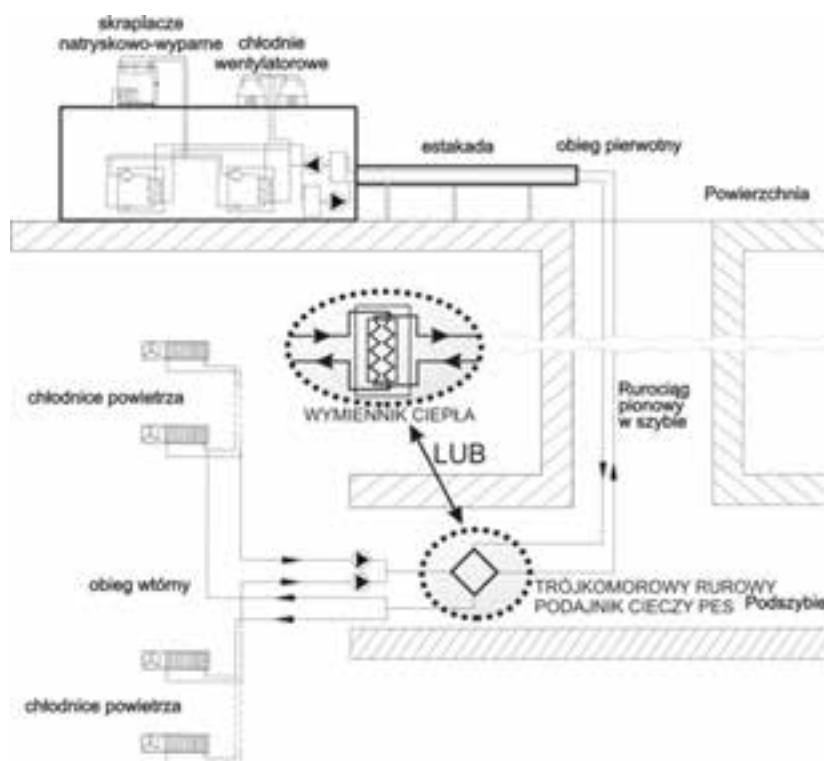
Słowa kluczowe: *Bezpieczeństwo termiczne, obciążenie termiczne, zagrożenie cieplne, bilans cieplny*

Zbigniew SŁOTA, Krzysztof SŁOTA, Anna MORCINEK-SŁOTA
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii, Instytut Eksploatacji Złóż
ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice
tel. +4832 2371450; +4832 2371136
e-mail: krzysztof.slota@polsl.pl; zbigniew.slota@polsl.pl; anna.morcinek-slota@polsl.pl

REGULACJA I STEROWANIE PARAMETRAMI WODY LODOWEJ W INSTALACJACH KLIMATYZACYJNYCH KOPALŃ PODZIEMNYCH

10.1 WSTĘP

W kopalniach podziemnych stosuje się urządzenia chłodnicze o działaniu pośrednim lub bezpośrednim. Urządzenia te wykorzystuje się w systemach klimatyzacji lokalnej, grupowej i centralnej. Klimatyzacja centralna związana jest z lokalizacją agregatów chłodniczych na powierzchni, pod ziemią lub na powierzchni i pod ziemią oraz przekazywaniem ciepła skraplania do powietrza atmosferycznego [1, 2, 5, 7].



Rys. 10.1 Schemat poglądowy klimatyzacji centralnej

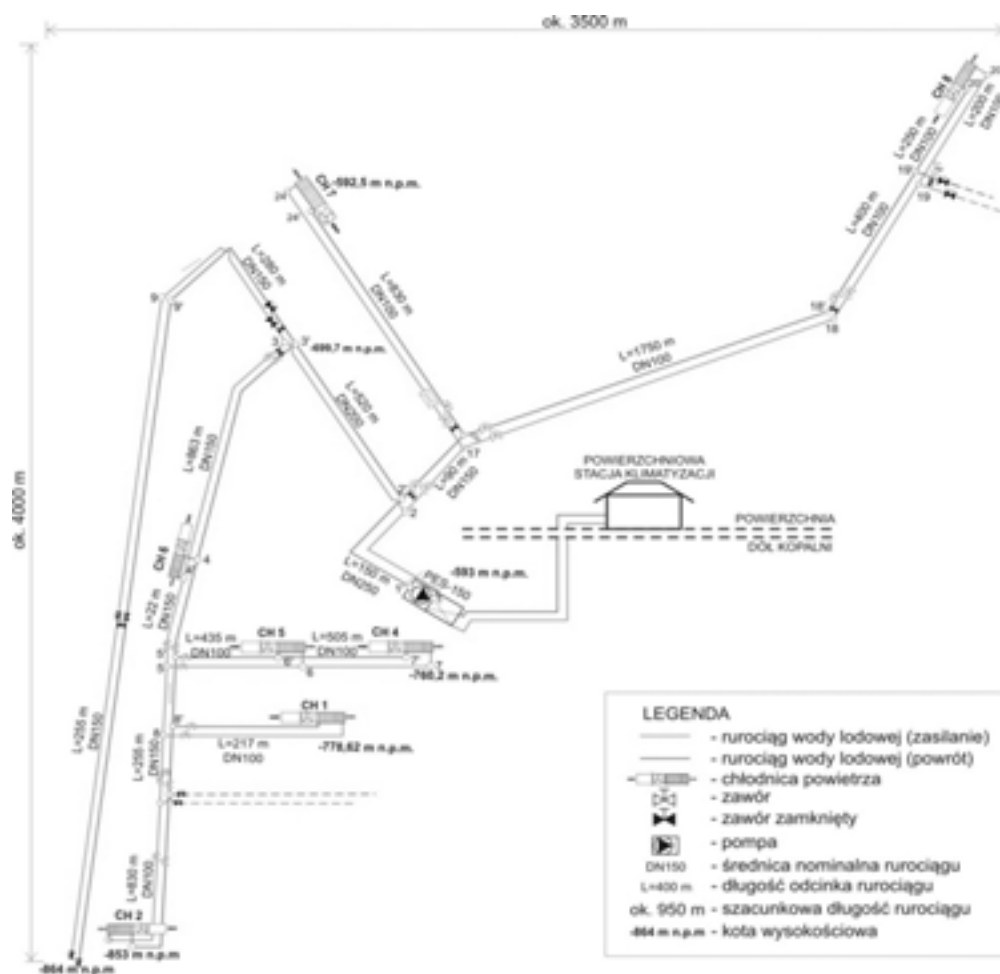
W systemach klimatyzacji centralnej wykorzystuje się agregaty wytwarzające wodę lodową, która rozprowadzana jest do chłodnic powietrza w kopalni podziemnej. Przy sprowadzaniu wody lodowej rurociągami na dół kopalni wzrasta ciśnienie hydrostatyczne. W układach klimatyzacji centralnej wykorzystuje się reduktory ciśnienia hydrostatycznego lub

wysokociśnieniowe wymienniki ciepła rozdzielające obiegi niskiego i wysokiego ciśnienia wody (rys. 10.1). Z uwagi na głębokość kopalń podziemnych ciśnienie hydrostatyczne w obiegach wysokociśnieniowych dochodzi do 12MPa. Obieg niskiego ciśnienia stanowi sieć rurociągów rozprawdzających wodę do chłodziń powietrza. Z uwagi na rozległość wyrobisk w kopalni podziemnej sumaryczna długość rurociągów dochodzić może do kilkudziesięciu kilometrów. Ze względu na budowę złoża węgla kamiennego chłodziń powietrza lokalizowane są na różnych głębokościach w kopalni podziemnej. Ciśnienie wody lodowej w obiegu niskociśnieniowym dochodzić może do 4 MPa [1, 5, 7].

Chłodzińce są lokalizowane w wyrobiskach podziemnych związanych z rejonami eksploatacyjnymi i przygotowawczymi. W kopalni węgla kamiennego występuje najczęściej od kilku do kilkunastu rejonów.

W rejonach występuje również zmienne w czasie obciążenie chłodzińce oraz konieczna jest przebudowa chłodzińce powietrza z uwagi na skracanie wyrobisk lub drażnienie nowych. Sieć rurociągów wody lodowej zmienia się, podłączane są nowe odgałęzienia od rurociągu magistralnego. Takie układy wymagają ciągłej regulacji rozplywu wody lodowej (rys. 10.2).

W polskich kopalniach podziemnych pracuje aktualnie pięć układów klimatyzacji centralnej, a dwa kolejne są w trakcie budowy.



Rys. 10.2 Schemat przykładowej instalacji obiegu wtórnego klimatyzacji centralnej

10.2 STAN REGULACJI PARAMETRAMI WODY LODOWEJ

Instalacja rurociągów wody lodowej i lokalizacja chłodnic powietrza zmienia się w czasie, a tym samym zmieniają się opory przepływu wody. Dodatkowo obciążenie cieplne wyrobisk również jest zmienne w czasie i chłodnice powinny być przebudowywane w miejsca o największym obciążeniu cieplnym. Często zachodzi konieczność podłączenia większej liczby chłodnic w danym rejonie i odłączenia chłodnic w innym rejonie. Instalację klimatyzacji centralnej projektuje się na maksymalne opory, jakie mogą wystąpić w planowanym rozwoju eksploatacji w podziemnej kopalni węgla kamiennego. Na etapie budowy określa się zakres regulacji rozptywu wody lodowej oraz zasady sterowania rozptywem wody w rozbudowywanej w przyszłości sieci rurociągów [3, 4].

Jeżeli po przebudowach rurociągów nie przeprowadzi się regulacji rozptywu wody to prędkość przepływającej wody przez chłodnice powietrza może być mniejsza. W rezultacie wydajność chłodnic powietrza często maleje, a opuszczająca je woda lodowa nie odbiera wymaganego strumienia ciepła. Zatem konieczne jest kierowanie strumieni wody w poszczególne rejony i tym samym prowadzenie bieżącej regulacji rozptywu wody [2, 6].

Instalacja obiegu wtórnego wyposażona jest w monitoring parametrów przepływającej wody, który stanowi podstawę do przeprowadzania regulacji w zakresie wymaganych strumieni wody lodowej w poszczególnych odgałęzieniach sieci rurociągów i w poszczególnych chłodnicach. W monitoringu wykorzystuje się iskrobezpieczne mierniki temperatury, ciśnienia oraz przepływomierze, najczęściej z częstotliwościowym sygnałem wyjścia 5÷15 Hz. Do regulacji przepływu wody wykorzystuje się przepustnice z napędem elektrycznym i sterownikiem zewnętrznym (komunikacja poprzez złącze RS485). Wszystkie urządzenia spełniają wymagania dyrektywy 94/9/EWG – ATEX do stosowania w górnictwie podziemnym.

Sterowanie parametrami wody w zależności od obciążenia cieplnego wyrobisk z chłodnicami powietrza jest możliwe, jeśli układ zbudowany jest w oparciu o wysokociśnieniowy wymiennik ciepła rozgraniczający obiegi pierwotny (wysokociśnieniowy) i wtórny (niskociśnieniowy). Istnieje wtedy możliwość dostosowania strumienia wytwarzanej wody lodowej do całkowitego obciążenia chłodniczego instalacji.

W przypadku wykorzystywania trójkomorowego, rurowego podajnika cieczy, jako reduktora ciśnienia hydrostatycznego wody, automatyczne dostosowanie strumienia wytwarzanej wody lodowej jest ograniczone z uwagi na brak możliwości płynnych zmian strumienia wody w tym reduktorze. Możliwa jest wtedy tylko manualna regulacja rozptywem wody lodowej w odgałęzieniach rurociągów. W dalszej części referatu, na podstawie wykonanych projektów technicznych, przedstawiono sposoby wdrażanego aktualnie sterowania parametrami wody lodowej w tego typu instalacjach.

10.3 INSTALACJE Z WYSOKOCIŚNIENIOWYM WYMIENNIKIEM

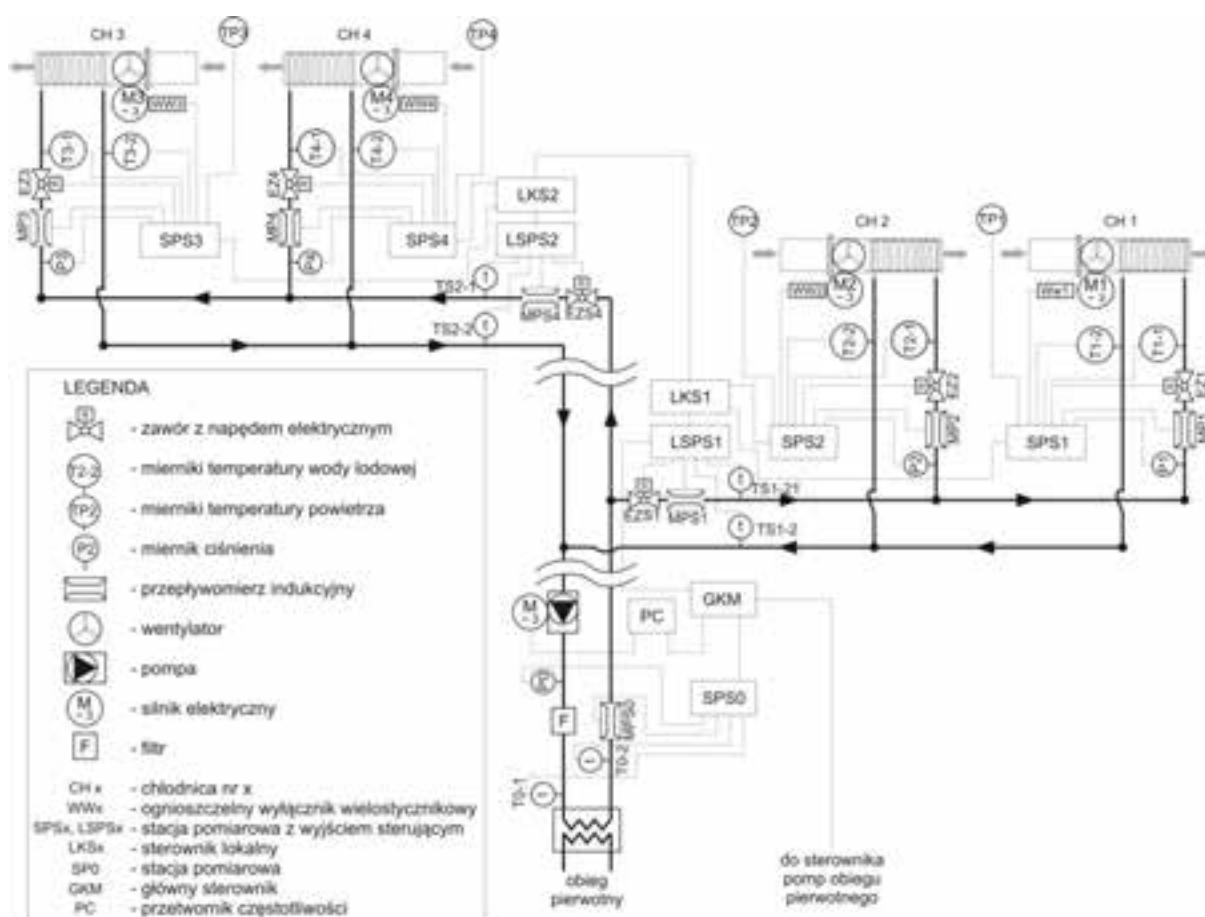
Instalacje klimatyzacji centralnej z wysokociśnieniowym wymiennikiem ciepła rozdzielają obiegi pierwotny i wtórny. Wadą takiego rozwiązania jest większa strata chłodu niż przy stosowaniu reduktora ciśnienia typu PES, dlatego w obiegu pierwotnym stosuje się wodny roztwór glikolu propylenowego, a temperaturę tego roztworu obniża się poniżej 0°C. Zmiana strumienia wody w obiegach realizowana jest poprzez zmianę obrotów pomp obiegowych. W przypadku zmniejszenia obciążenia cieplnego w całym układzie klimatyzacji

możliwe jest proporcjonalne zmniejszenie strumienia wody w obiegach pierwotnym i wtórnym.

Jednak najczęściej występuje sytuacja, że chwilowe obciążenie chłodnicze w poszczególnych częściach instalacji jest zmienne. W jednym rejonie eksploatacyjnym obciążenie może być większe, a w drugim mniejsze i zachodzi konieczność przebudowy chłodnic i rozbudowy sieci rurociągów. Chłodnice powinny być przebudowywane w miejsca, gdzie temperatura powietrza przekracza 28°C. W przypadku temperatury niższej, strumień wody przepływającej przez chłodnice powinien być automatycznie zmniejszany.

Sterowanie parametrami wody powinno być realizowane poprzez kierowanie wymaganego strumienia wody do rejonów i do poszczególnych chłodnic w zależności od obciążenia cieplnego w rejonach.

Z uwagi na rozległość sieci rurociągów zakresy regulacji są określane z odpowiednią dokładnością. Na rysunku 10.3 przedstawiono fragment instalacji wraz z urządzeniami sterującymi parametrami wody lodowej.



Rys. 10.3 Schemat ideowy monitoringu sterowania parametrami wody lodowej w instalacji klimatyzacji centralnej

W tego typu rozwiązaniach wykorzystuje się przepustnice z napędem elektrycznym połączone z systemem sterowania oraz monitoringiem przepływu i temperatur wody lodowej. Sterowanie tego typu instalacją powinno być wielostopniowe. W pierwszym stopniu należy dostosowywać przepływ wody przez poszczególne chłodnice za pomocą regulacji

bezpośredniej. Sterownik w stacji pomiarowej (np. SPS1) dostosowuje przepływ przez chłodnicę w zależności od temperatury powietrza (miernik TP1) oddziałując na stopień otwarcia przepustnicy (np. EZ1). Wymagany przepływ jest ustalany w funkcji temperatury powietrza. Miernik ciśnienia wody na wlocie do chłodnicy zabezpiecza maksymalny przepływ wody. Przy temperaturze powietrza poniżej 23°C następuje wyłączenie wentylatora chłodnicy i zamknięcie przepustnicy. Możliwe jest stosowanie kaskadowego układu regulacji w chłodnicy wykorzystując dodatkowy miernik temperatury powietrza na wylocie z chłodnicy.

Sterownik w stacji pomiarowej SPS powinien wykonywać następujące funkcje:

- dokonanie pomiaru temperatury powietrza przed chłodnicą TPx;
- dokonanie pomiaru natężenia przepływu wody lodowej na dopływie do chłodnicy;
- ustalanie położenie przepustnicy wody EZx według założonego algorytmu;
- dokonuje pomiaru temperatury wody lodowej na dopływie do chłodnicy Tx-1;
- dokonanie pomiaru temperatury wody lodowej na odpływie z chłodnicy Tx-2,
- dokonanie pomiaru ciśnienia wody na dopływie do chłodnicy;
- obliczanie chwilowej mocy chłodniczej chłodnicy;
- przesyłanie informacji o wymaganym przepływie wody przez chłodnice do sterownika rejonowego LKSx;
- przesyłanie danych o wszystkich mierzonych parametrach oraz stopniu otwarcia przepustnicy do sterownika GKM;
- zapewnianie wizualizacji dokonanych pomiarów i wykonanych obliczeń.

Jednocześnie sterowniki powinny przekazywać sygnały do sterownika LKS1 informując go o wymaganym przepływie do chłodnic w danym rejonie. Sterownik ten odczytując przepływ z przepływomierza MPS1 dostosowuje przepływ wody do rejonu poprzez oddziaływanie na przepustnice rejonową EZS1. Sterownik jest przygotowany na przyjmowanie danych w postaci transmisji danych np. poprzez złącza RS485 w standardzie MODBUS (RTU lub ASCII) z trzech źródeł (np. innych sterowników), wzmożenia (regeneracji) transmitowanych sygnałów (danych) i przesłanie ich do kolejnego elementu układu monitoringu, również poprzez złącze RS485 w standardzie MODBUS (RTU lub ASCII).

Sterownik LKS współpracujący ze stacją pomiarową z wyjściem sterującym (SPS) powinien mieć za zadanie:

- dokonanie pomiaru temperatury wody chłodzącej (lodowej) w rurociągu na dopływie do rejonu eksploatacyjnego;
- dokonanie pomiaru temperatury wody chłodzącej (lodowej) w rurociągu na odpływie z rejonu eksploatacyjnego;
- dokonanie pomiaru natężenia przepływu wody chłodzącej (lodowej) w rurociągu na dopływie do rejonu eksploatacyjnego;
- obliczenie mocy chłodniczej przejętej w rejonie eksploatacyjnym;
- umożliwienie regulacji przepływu wody chłodzącej (lodowej) na dopływie do rejonu eksploatacyjnego – przepustnica z napędem elektrycznym (EZS);
- wizualizację dokonanych pomiarów i wykonanych obliczeń;

- transmisję danych z dokonanych pomiarów i stanie otwarcia przepustnicy z napędem elektrycznym – sterownik przepustnicy.

Sterowniki LKSx w całej instalacji powinny przekazywać informacje o wymaganym przepływie wody do sterownika GKM, który korzystając z informacji sterownika SPS0 oddziałuje na przemiennik częstotliwości ustalając obroty pomp obiegu wtórnego. Jednocześnie wysyła sygnał do sterownika na powierzchni o wymaganym strumieniu wody w obiegu pierwotnym.

Sterownik GKM może być wyposażony m.in. w następujące bloki funkcyjne:

- blok procesorowy i kontroli cyklu sterowniczego;
- blok transmisji danych (sterowanie główną zasuwą z napędem elektrycznym i obrotami pomp obiegowych poprzez oddziaływanie na przemiennik częstotliwości, przekazywanie informacji do sterownika powierzchniowego, komunikacja z pozostałymi sterownikami w rejonach eksploatacyjnych i przy chłodnicach powietrza);
- blok wejść dla przetwarzania danych dwustanowych (elementy manipulacyjne na pokrywie sterownika) i częstotliwościowych dla sygnału $5 \div 15$ Hz;
- blok wyświetlacza informacji – moduł wyświetlacza LCD.

Jednocześnie sterownik GKM powinien gromadzić wszystkie dane z lokalnych sterowników (LKSx, SPSx) oraz przygotowywać zbiorcze dane, które powinien przesyłać do powierzchniowego koncentratora danych w celu udostępnienia danych o pomiarach w systemie monitoringu klimatyzacji.

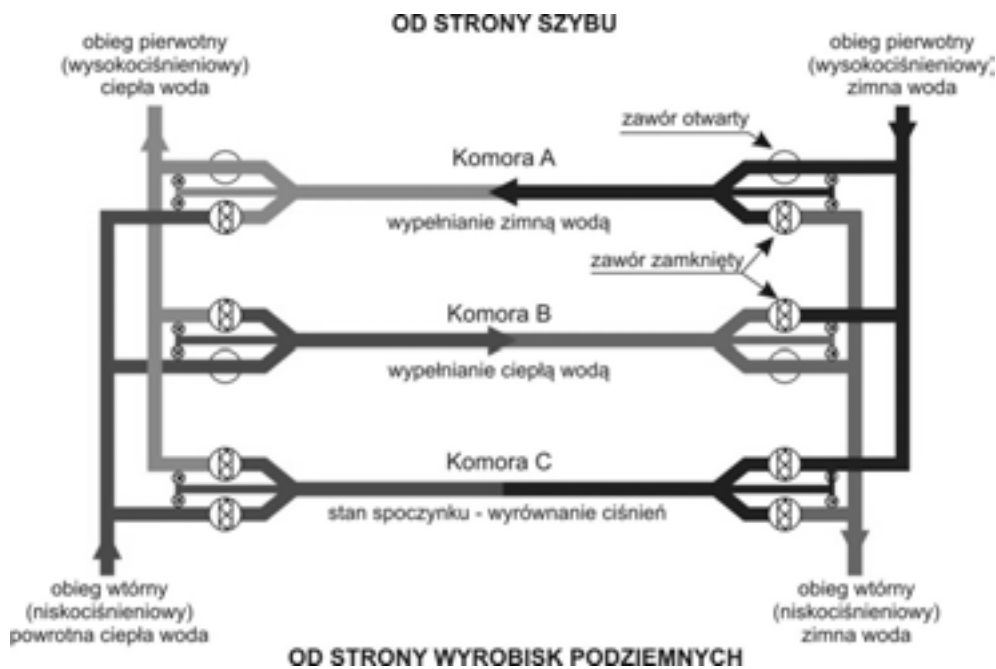
Układ monitorowania rozplływów i parametrów wody lodowej w połączeniu z systemem informacyjnym kopalni, powinien umożliwiać określonym, kompetentnym służbom kopalni również manualne zadawanie wymaganych strumieni objętościowych wody w chłodnicach z poziomu stanowiska powierzchniowego. Przywołany układ powinien również umożliwiać odłączenie rejonu przy przebudowie chłodnic powietrza z zachowaniem pracy chłodnic w pozostałych rejonach.

10.4 INSTALACJE Z REDUKTOREM CIŚNIENIA HYDROSTATYCZNEGO TYPU PES

Trójkomorowy, rurowy podajnik typu PES (Pressure Exchange System) pracuje jako reduktor ciśnienia. Nie rozdziela on obiegów wodnych a jedynie redukuje ciśnienie w obiegu wysokiego ciśnienia (obieg pierwotny – rurociągi w szybie) do niskiego ciśnienia (obieg wtórny – rurociągi w wyrobiskach podziemnych). Układ zasilania składa się z trzech rur stanowiących komory wymiany wody. Rury te wyposażone są w rozwidlenia z zaworami na końcu. Układ pracuje cyklicznie, każda komora napełniana jest na przemian raz zimną, raz ciepłą wodą (rys. 10.4).

Ciepła woda doprowadzana jest do jednej z komór przez pompę obiegową obiegu wtórnego. Gdy komora wypełni się wodą zawór zostaje zamknięty i następna komora zaczyna się wypełniać ciepłą wodą. W tym samym czasie pompa obiegu pierwotnego przetłacza i wypełnia pierwszą komorę zimną wodą wypychając ciepłą przez inny (otwarty zawór do rurociągu powrotnego do szybu). Teoretycznie do zamknięcia górnej części obiegu wystarczyłyby dwie komory. Jednak do zapewnienia ciągłości ruchu i zmniejszania wahań prędkości przepływu wody stosuje się układ trójkomorowy. Ogólna sprawność hydrauliczna wysokociśnieniowego obiegu zawierającego trójkomorowy układ zasilania rurociągu wynosi

około 96%. Praca zaworów jest sterowana przy pomocy sterownika. Działanie całego urządzenia może być kontrolowane przy użyciu monitora w stacji klimatyzacyjnej na powierzchni i pod ziemią.

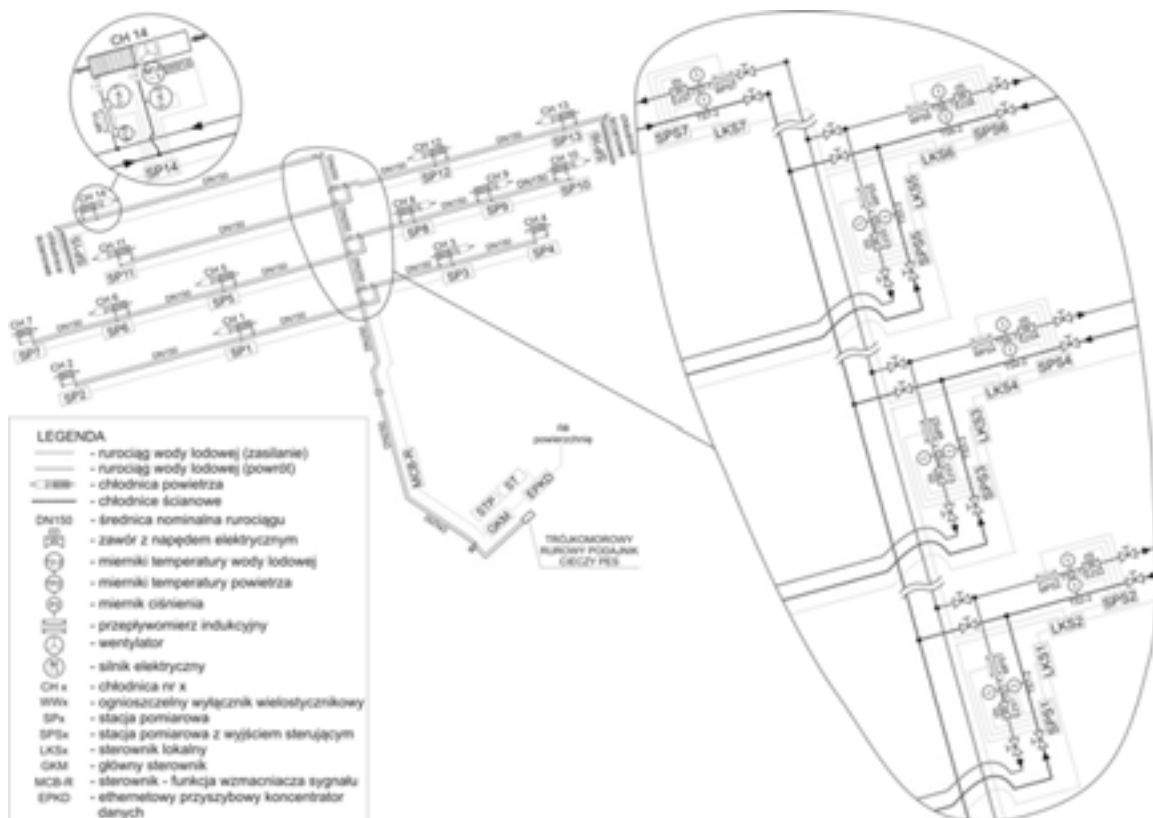


Rys. 10.4 Zasada działania trójkomorowego, rurowego podajnika cieczy PES

Schemat sterowania i monitoringu w instalacji z 14 chłodnicami powietrza przedstawiono na rysunku 10.5. Moc chłodnicza tego układu wynosi 6000 kW, a w chłodnicach odbierane jest 4400 kW ciepła.

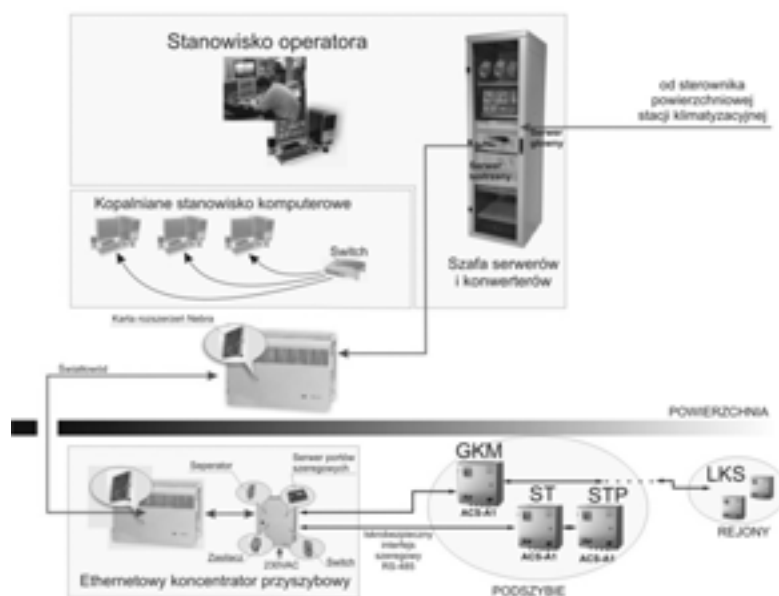
W instalacji powinno się znajdować więcej chłodnic niż to jest wymagane z bilansu cieplnego, aby umożliwić przekazywanie większej ilości wody do rejonów o większym zapotrzebowaniu przy ograniczaniu strumienia wody lub odłączeniu chłodnic w innym rejonie. Sterowanie powinno się sprowadzać do uregulowania rozplywu wody do poszczególnych chłodnic. W rejonach prowadzona jest kontrola podstawowych parametrów wody lodowej, podobnie jak w instalacjach z wymiennikiem ciepła. Przy chłodnicach powietrza zabudowana jest stacja pomiarowa monitoringu SP wyposażona w sterownik, który powinien mieć za zadanie:

- dokonanie pomiaru temperatury wody lodowej na dopływie do chłodnicy powietrza;
- dokonanie pomiaru ciśnienia wody lodowej na dopływie do chłodnicy powietrza;
- dokonanie pomiaru temperatury wody lodowej na odpływie z chłodnicy powietrza;
- dokonanie pomiaru natężenia przepływu wody lodowej na dopływie do chłodnicy powietrza;
- obliczenie mocy chłodniczej przejętej przez chłodnicę powietrza;
- przekazanie informacji o zasilaniu wentylatora chłodnicy powietrza (informacja z wyłącznika stycznikowego zasilającego wentylator);
- wizualizację dokonanych pomiarów i wykonanych obliczeń;
- transmisję danych z dokonanych pomiarów oraz o stanie pracy wentylatora chłodnicy powietrza.



Rys. 10.5 Schemat sterowania i monitoringu w przykładowej instalacji z 14 chłodnicami powietrza

W stacji pomiarowej (SP) najczęściej monitorowany jest przepływ oraz temperatury wody lodowej. Obsługa centralnej klimatyzacji powinna kontrolować parametry wody i pracy wszystkich urządzeń. Zdalnie wykonywać regulację położenia przepustnic poprzez oddziaływanie na sterowniki rejonowe LKSx. Sterowniki te pracują w taki sam sposób jak w instalacjach z wymiennikami ciepła.



Rys. 10.6 Schemat poglądu komunikacji stanowiska obsługi ze sterownikami podziemnymi

W systemie sterowania znajdują się również dwa sterowniki w komorze podajnika PES. Sterownik ST gromadzi informacje o stanie pracy podajnika PES, a sterownik SP o pracy wszystkich innych urządzeń (silników pomp obiegowych, filtrów automatycznych) i parametrach wody lodowej w komorze (przepływ, temperatura, ciśnienie). Sterowniki te mogą współpracować z urządzeniami elektrycznymi w układzie dwustanowym, a obsługa na powierzchni kopalni ma możliwość uruchamiania silników tych urządzeń.

Rysunek 10.6 przedstawia schemat pogładowy komunikacji stanowiska obsługi ze sterownikami podziemnymi. Sterowanie przepływem (otwieraniem lub zamykaniem przepustnicy) może odbywać się również za pomocą przycisków zainstalowanych na napędzie elektrycznym przepustnicy lub za pomocą elementów manipulacyjnych zabudowanych na pokrywie czołowej urządzenia LKS.

WNIOSKI

W systemach klimatyzacji centralnej występuje zmienne obciążenie chłodnicze instalacji, związane przede wszystkim z koniecznością częstej przebudowy chłodnic i rurociągów w instalacji. Konieczność przebudowy podyktowana jest względami technologicznymi eksploatacji węgla oraz koniecznością ich lokalizacji w miejscach o najwyższych temperaturach powietrza. Przebudowa instalacji wymaga przeprowadzania bieżących regulacji w rozplywie wody lodowej.

Poprawą wykorzystania dostępnej mocy chłodniczej w takich instalacjach jest automatyczne sterowanie rozplywem wody lodowej. W układach z reduktorem ciśnienia PES oraz w układach z wysokociśnieniowymi wymiennikami ciepła sterowanie umożliwia automatyczne dostosowanie wymaganego natężenia przepływu wody lodowej w poszczególnych chłodnicach i w całej instalacji.

Zdalna regulacja rozplywu wody oraz sterowanie parametrami wody lodowej umożliwiają efektywniejsze wykorzystanie mocy chłodniczej w klimatyzacji centralnej i poprawiają cieplne warunki pracy.

LITERATURA

1. Łuska P., Nawrat S., Szlązak N.: Klimatyzacja kopalń w Polsce. Materiały 5 Szkoły Aerologii Górniczej, Wrocław, 13–16 październik 2009 Wyd., KGHM CUPRUM sp. z o.o., s. 253–266.
2. Szlązak N., Obracaj D., Borowski M.: Efektywność chłodzenia powietrza w rejonach eksploatacyjnych w oparciu o centralną klimatyzację. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2002, Szczyrk 18–22 lutego 2002. T. 2, Wyd. IGSMiE PAN, 2002, s. 1087–1099.
3. Szlązak N., Obracaj D., Borowski M.: Wykorzystanie swobodnego chłodzenia w systemach klimatyzacji kopalń podziemnych. Chłodnictwo & Klimatyzacja, 2009, nr 4, s. 60–64.
4. Szlązak N., Obracaj D., Borowski M.: Efektywność skojarzonego układu energetyczno-chłodniczego na przykładzie klimatyzacji kopalni podziemnej - XXXIII Dni Chłodnictwa: nowe rozwiązania w konstruowaniu, projektowaniu i eksploatacji systemów chłodniczych i klimatyzacyjnych: konferencja naukowo-techniczna: Poznań,

- 11–13 września 2001. Wyd. SYSTHERM Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o. o., Poznań 2001.
5. Szlązak N., Obracaj D., Borowski M.: Kierunki rozwoju klimatyzacji w polskich kopalniach węgla kamiennego. XXXVII Dni Chłodnictwa: aktualne tendencje w rozwiązaniach technicznych urządzeń i systemów chłodniczych i klimatyzacyjnych. Konferencja naukowo-techniczna, Poznań, 23–24 listopada 2005 Wyd. SYSTHERM Chłodnictwo i Klimatyzacja Sp. z o. o. Poznań. s. 243–256.
 6. Szlązak N., Tor A., Jakubów A.: Ocena funkcjonowania systemów klimatyzacji wyrobisk górniczych w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej, 4 Szkoła Aerologii Górniczej, Kraków.
 7. Szlązak N., Tor A., Jakubów A.: Klimatyzacja w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S. A. .Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko, 2007 nr 4 wyd. spec., s. 253–262.

Artykuł zrealizowano w ramach prac statutowych 11.11.100.774

REGULACJA I STEROWANIE PARAMETRAMI WODY LODOWEJ W INSTALACJACH KLIMATYZACYJNYCH KOPALŃ PODZIEMNYCH

Streszczenie: *W polskich kopalniach podziemnych o dużym obciążeniu cieplnym wyrobisk stosuje się systemy klimatyzacji scentralizowanej, projektowane w oparciu o urządzenia chłodnicze pośredniego działania. Woda lodowa wytwarzana na powierzchni rozprowadzana jest siecią rurociągów do chłodnic powietrza odległych o kilka do kilkanaście kilometrów. Chłodnice są często przebudowywane, a sieć rurociągów ulega ciągłej zmianie. Układ taki wymaga regulacji w zakresie wymaganych parametrów strumieni wody lodowej w poszczególnych odgałęzieniach sieci rurociągów.*

W referacie scharakteryzowano system klimatyzacji centralnej kopalń podziemnych. Przedstawiono przykłady instalacji chłodniczych z wykorzystaniem wysokociśnieniowego wymiennika ciepła oraz reduktora ciśnienia hydrostatycznego. Omówiono sposób regulacji i monitoringu rozplywu wody lodowej w tych instalacjach oraz scharakteryzowano zasady sterowania parametrami wody lodowej.

Słowa kluczowe: *kopalnia, klimatyzacja, urządzenia chłodnicze, monitoring*

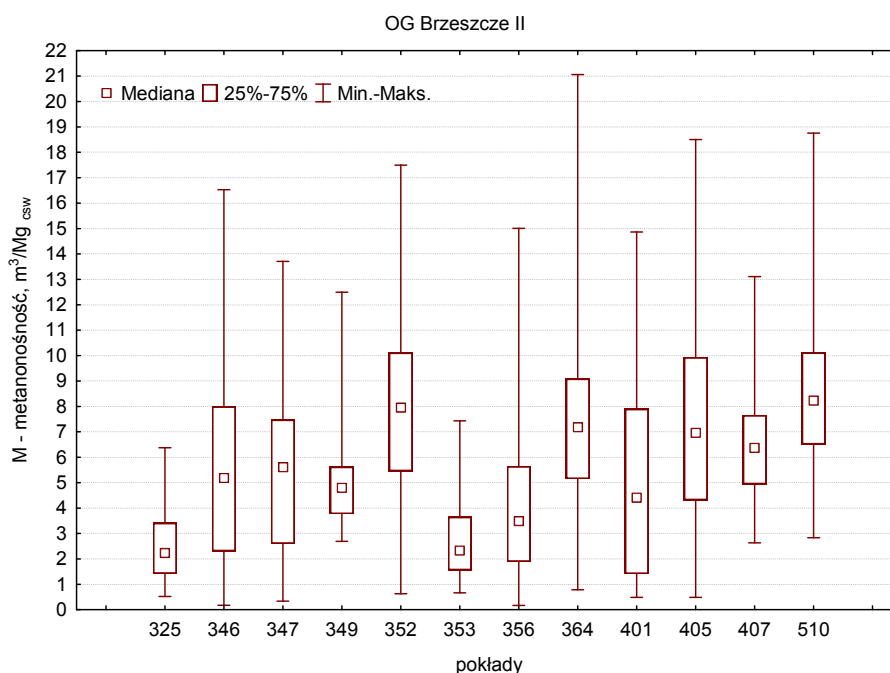
Nikodem SZLĄZAK, Dariusz OBRACAJ, Justyna SWOLKIEN, Kazimierz PIERGIES
Akademia Górniczo-Hutnicza
Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
30-059 Kraków, al. Mickiewicza 30

EFEKTYWNOŚĆ W RÓŻNYCH SYSTEMACH ODMETANOWANIA WARUNKACH POLSKICH KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO ORAZ ZAGOSPODAROWANIE UJĘTEGO METANU

11.1 WSTĘP

Ograniczenie wpływu metanu do przestrzeni wyrobisk górniczych, w celu niedopuszczenia do przekroczenia dopuszczalnych przepisami górnictwami stężeń metanu w powietrzu przepływającym przez wyrobiska, narzuca stosowanie środków zapobiegających powstanie zagrożenia w postaci odmetanowania górotworu. Odmetanowanie umożliwia ograniczenie wpływu metanu do przestrzeni roboczej oraz odsunięcie najwyższych stężeń metanu w głąb przestrzeni roboczej [6]. Skuteczne odmetanowanie węgla w podziemnych wyrobiskach górniczych nie tylko poprawia bezpieczeństwo, ale również zwiększa wydobyte z wyrobisk eksploatacyjnych [6].

Przebieg zmienności metanonośności w pokładach w wybranym obszarze górnictwami przedstawiono w postaci wykresów ramkowych na rysunku 11.1.



Rys. 11.1 Wykres ramkowy zmienności metanonośności w poszczególnych pokładach

Jako zmienną grupującą wybrano pokłady, a jako zmienną zależną na wykresie wybrano metanonośność i głębokość.

Na rysunku po połączeniu wartości środkowych utworzony został skategoryzowany liniowy wykres *median* z wartościami *percyntyli* i zakresami wartości zmiennych minimalnych oraz maksymalnych. Wykres typu ramka-wąsy opisuje tendencję centralną każdej kategorii zmiennej w kategoriach mediany wartości danej zmiennej. Rozrzut wartości zmiennej jest reprezentowany na wykresie przez *kwartyle* (25 i 75 Percentył) oraz wartości minimalną i maksymalną zmiennej. Z tych pokładów metan wydziela się do wyrobiska ścianowego podczas prowadzenia eksploatacji.

W 2012 roku wydobyte roczne z pokładów metanowych wynosiło 59,4 mln Mg (75% wydobywania), a z pokładów niemietanowych 19,80 mln Mg (25% wydobywania). Z górotworu objętego wpływami eksploatacji wydzieliło się 828,2 mln m³ metanu, co stanowi średnie wydzielanie 1571,5 m³ CH₄/min. W tabeli 11.1 przedstawiono kształtowanie się metanowości całkowitej polskich kopalń w latach 2003-2012 oraz ilość ujętego metanu systemem odmetanowania i zagospodarowanego [2]. W najbliższych latach prowadzenia eksploatacji w polskich kopalniach należy spodziewać się utrzymania zagrożenia metanowego na podobnym poziomie. Spowoduje to, że zagrożenie metanowe będzie nadal dominującym w naszych kopalniach. Bezpieczna eksploatacja będzie, więc zapewniona tylko przy odpowiednio dobrej profilaktyce metanowej.

Tabela 11.1 Zestawienie metanowości bezwzględnej, wentylacyjnej, odmetanowania i wykorzystania metanu za ostatnie 10 lat [2]

Lata	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012
Metanowość całkowita, mln m ³ /rok	798,1	825,9	851,1	870,3	878,9	880,9	855,7	834,9	828,8	828,2
Metanowość wentylacyjna, mln m ³ /rok	571,0	608,7	595,8	580,8	610,1	606,7	595,9	579,0	578,6	561,5
Ilość ujętego metanu przez odmetanowanie, mln m ³ /rok	227,1	217,2	255,3	289,5	268,8	274,2	259,8	255,9	250,2	266,7
Ilość zagospodarowanego metanu, mln m ³ /min	127,8	144,2	144,8	158,3	165,7	156,5	159,5	161,1	166,3	178,6
Emisja metanu do atmosfery, mln m ³ /rok	670,3	608,7	595,8	580,8	610,1	606,7	595,9	579,0	578,6	649,6
Liczba kopalń węgla kamiennego	41	39	33	33	31	31	31	32	31	31
Wydobycie węgla kamiennego, mln Mg	100,4	99,5	97,1	94,3	87,4	83,6	77,3	76,1	75,5	79,2

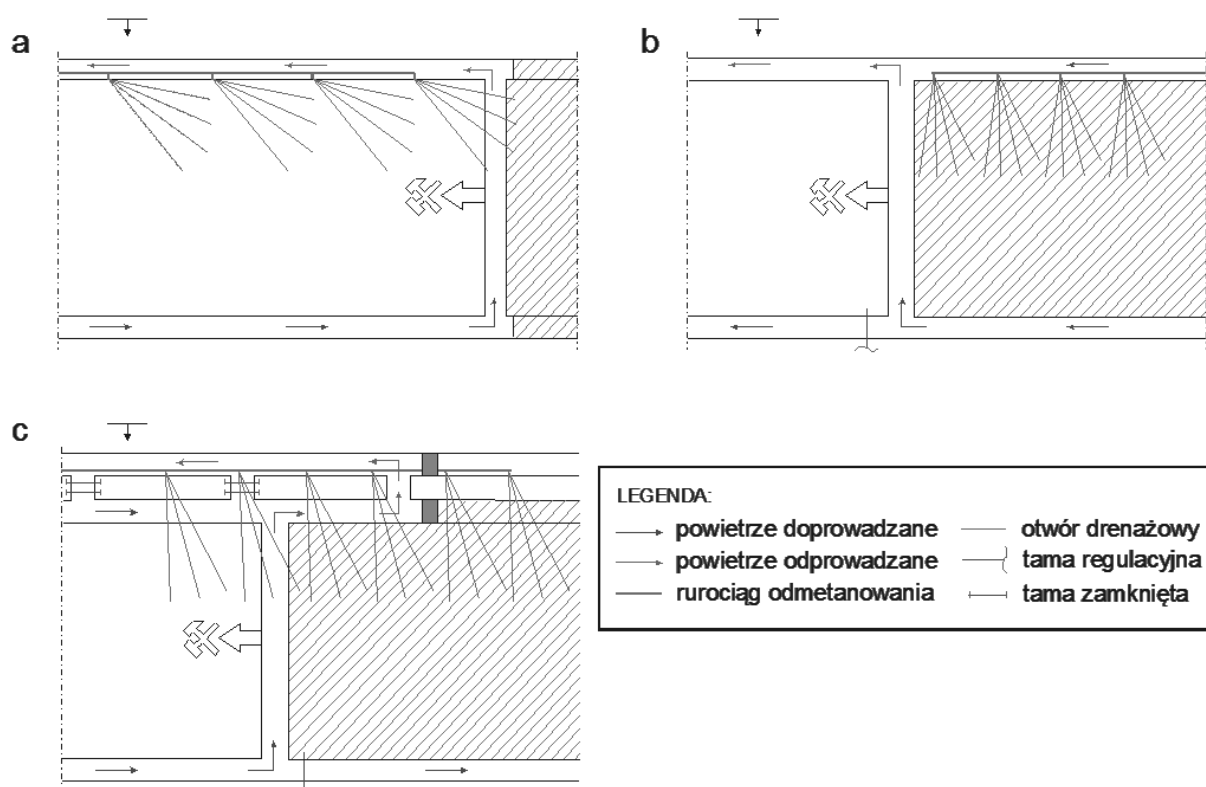
11.2 SPOSOBY ODMETANOWANIA WYROBISK EKSPLOATACYJNYCH

Sposób odmetanowania jest ściśle uzależniony od systemu przewietrzania zastosowanego dla danego wyrobiska eksploatacyjnego. W kopalniach powszechnie stosuje się systemy przewietrzania U oraz Y, rzadziej z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym [1, 2, 6]. Odmetanowanie realizuje się poprzez otwory drenażowe, których parametry i umiejscowienie uzależnione są właśnie od systemu przewietrzania oraz od lokalnych warunków górniczo-geologicznych. Na rysunkach 11.1a-c pokazano typowe sposoby odmetanowania w zależności od systemu wentylacyjnego.

Rysunek 11.2a obrazuje rozmieszczenie otworów drenażowych w chodniku wentylacyjnym przed frontem ściany przy systemie przewietrzania U. Utrzymywanie odpowiedniej ilości otworów drenażowych z uwagi na postęp ściany oraz zabudowane w chodniku wentylacyjnym urządzenia technologiczne stanowi duże wyzwanie organizacyjne.

Na stosunkowo krótkim odcinku chodnika nadścianowego należy prowadzić roboty wiertnicze z intensywnością zapewniającą stałe utrzymywanie wymaganej liczby otworów drenażowych, tak aby zapewnić wymaganą skuteczność odmetanowania.

Na rysunku 11.2b pokazano umiejscowienie otworów drenażowych w chodniku wentylacyjnym przy systemie przewietrzania Y. Przy systemie tym otwory drenażowe wierce się przed i za frontem ściany w zależności od wysokości metanowości bezwzględnej. Efektywność odmetanowania w tym przypadku z reguły jest wyższa od efektywności uzyskiwanej przy systemie przewietrzania „U”. Decydujący wpływ na wysokość ujęcia, a tym samym efektywność odmetanowania ma w tym przypadku duża ilość otworów drenażowych jaka jest równocześnie pod depresją (przed i za frontem ściany).



Rys. 11.2 Najczęściej wykorzystywane systemy przewietrzania ścian i odmetanowania w polskich kopalniach węgla kamiennego:
a) system przewietrzania „U”, b) system przewietrzania „Y”,
c) system przewietrzania z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym.

Rysunek 11.2c przedstawia umiejscowienie otworów drenażowych w chodniku wentylacyjnym przy systemie przewietrzania U z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym.

W odniesieniu do czynnych ścian ocenę efektywności odmetanowania prowadzi się na podstawie poniższego wzoru.

$$E = \frac{V_o}{V_o + V_w} \cdot 100\%$$

gdzie:

V_o - ilość ujętego w jednostce czasu metanu,

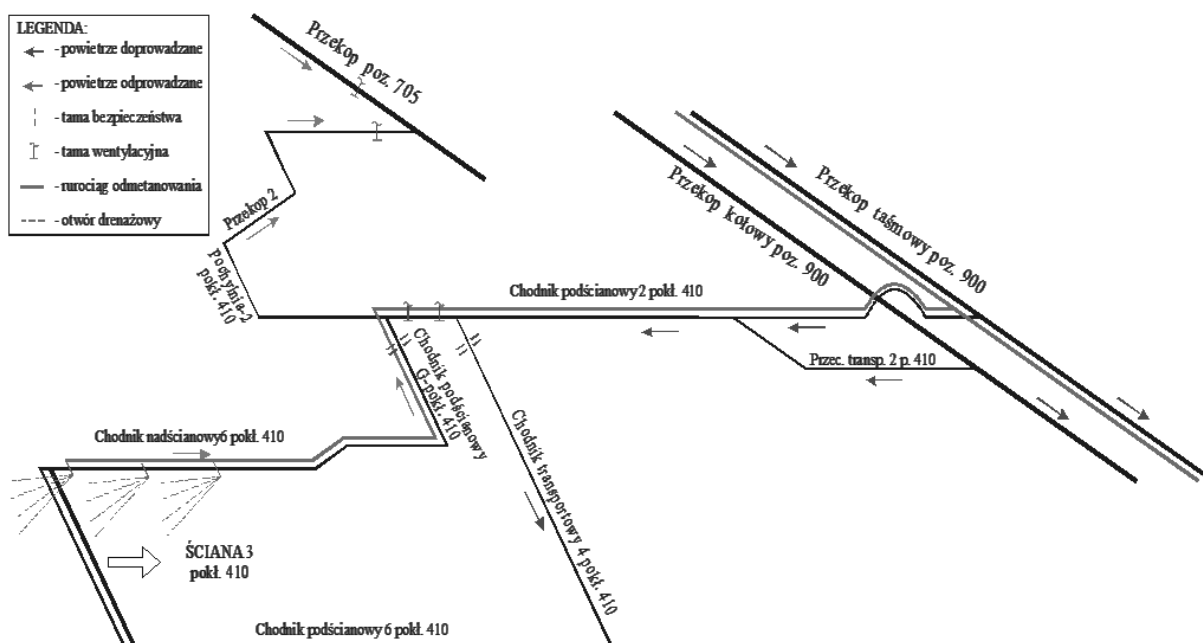
V_w - ilość wydzielonego do powietrza wentylacyjnego w jednostce czasu metanu.

Dla przedstawionych na rysunku 11.2 systemów przewietrzania ściany i odmetanowania zamieszczono poniżej przykłady z kopalń. Ściana 3 w pokładzie 410 przewietrzana była systemem na U, jej okres eksploatacji wynosił 14 miesięcy. Długość ściany wynosiła około 210 m, a jej wybieg 670 m [6, 7]. Eksploatacja prowadzona była w rozpoznanej partii złoża w pokładzie 410 na głębokości od 862,5 do 941 m. Miąższość pokładu 410 w rejonie eksploatacji ściany 3 wynosiła $1,94 \div 2,35$ m (średnio 2,10 m). W rejonie ściany 3 w pokładzie 410 eksploatacja prowadzona była w pokładach wyżej leżących:

- pokład 409/4 w odległości $26 \div 34$ m,
- pokład 409/3 w odległości $56 \div 59$ m,
- pokład 407/2 w odległości $145 \div 152$ m,
- pokład 407/1 w odległości $165 \div 175$ m.

Poniżej pokładu 410 eksploatacji nie prowadzono.

Ściana 3 w pokładzie 410 przewietrzana była systemem U (rys. 11.3).



Rys. 11.3 Schemat przewietrzania ściany 3 w pokł. 410

Największy udział w całkowitej ilości emitowanego metanu miał pokład wybierany – $50 \div 52\%$. Udział warstw nadbieranych w emisji metanu wynosił od $28 \div 30\%$, zaś warstw podbieranych około 20% .

Odmetanowanie realizowano za pomocą otworów drenażowych wykonywanych z chodnika nadścianowego 3 (chodnik wentylacyjny). Otwory drenażowe wykonywane były ze stanowisk wiertniczych zlokalizowanych przed linią frontu ścianowego, przy czym pierwsze stanowisko zostało założone w odległości około 50 m od powierzchni ściany 3. Odległości pomiędzy kolejnymi wiązkami wynosiły 21,0 m ($\pm 3,0$ m). Z każdego stanowiska wiertniczego wykonywano zbiór 3÷5 otworów drenażowych.

Przy tak zaprojektowanym sposobie odmetanowania średnie ujęcie metanu kształtowało się na poziomie $8,60 \text{ m}^3/\text{min}$ w piątym miesiącu eksploatacji, w którym odnotowano również najwyższą metanowość całkowitą – $20,0 \text{ m}^3/\text{min}$. Efektywność odmetanowania kształtowała

się na poziomie 29,6÷50,0%, średnio 41,6%. Parametry charakteryzujące metanowość oraz odmetanowanie w trakcie eksploatacji ściany 3 pokazano w tabeli 11.2.

Tabela 11.2 Average monthly methane bearing capacity and methane capture by methane drainage system in analysed longwalls

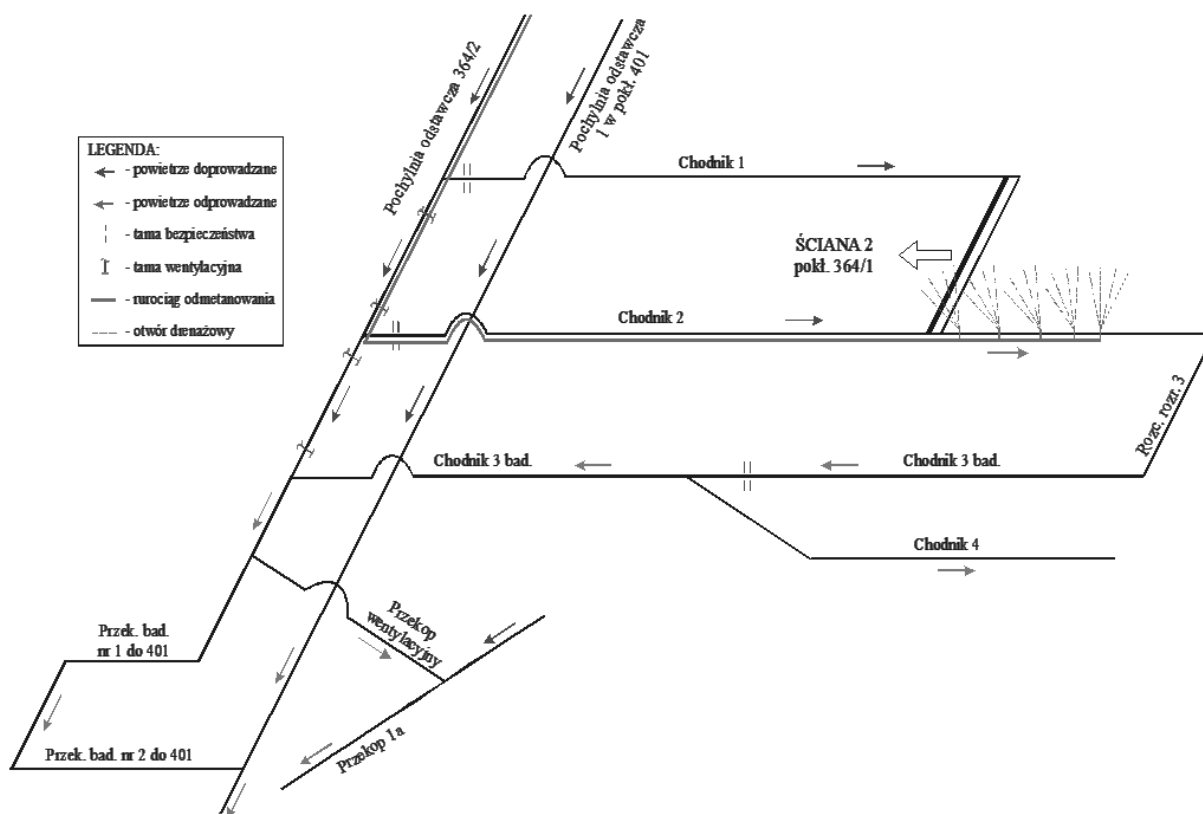
Kolejny miesiąc odmetanowania	Metanowość względna	Metanowość całkowita	Metanowość wentylacyjna	Metanowość prognozowana	Odmetanowanie	Efektywność odmetanowania	Stężenie ujmowanego metanu
	m ³ /Mg	m ³ /min	m ³ /min	m ³ /min	m ³ /min	%	%
ściana 1 w pok. 348							
1	33.8	41.8	17.2	31.7	24.6	58.9	63.7
2	27.4	70.7	26.4	51.7	44.3	62.7	77.6
3	41.3	78.8	27.4	41.8	51.4	65.3	63.3
4	49.2	82.8	23.0	38.6	59.6	72.0	72.5
5	44.6	87.3	23.5	41.8	63.8	73.1	69.1
6	60.3	84.3	24.1	34.1	60.2	71.4	60.9
7	65.7	78.8	24.5	30.5	54.2	68.8	58.1
8	49.4	80.0	25.4	37.5	54.6	68.3	60.3
9	47.1	90.9	25.7	42.8	65.2	71.7	69.4
10	67.1	90.1	23.0	32.9	67.1	74.5	67.1
11	110.8	75.4	14.3	21.3	61.1	81.1	65.0
12	115.1	71.9	24.4	19.8	47.5	66.1	56.6
13	84.3	61.9	25.7	22.7	36.2	58.5	56.6
14	37.8	65.6	19.1	39.6	46.5	70.9	64.2
15	41.3	64.2	17.4	36.3	46.8	72.9	64.2
16	57.9	59.4	14.2	28.0	45.2	76.1	63.1
17	58.9	61.1	21.0	28.0	40.1	65.7	55.2
18	67.3	71.3	24.0	28.0	47.3	66.3	54.2
19	60.4	84.9	24.5	35.2	60.4	71.2	62.5
20	63.4	92.0	29.8	35.2	62.2	67.6	63.7
21	53.9	90.8	26.3	38.6	64.5	71.0	65.6
22	68.7	92.4	26.2	32.9	66.2	71.7	64.2
23	70.2	86.7	25.8	31.7	60.9	70.2	60.5
24	65.2	81.3	23.5	31.7	57.8	71.1	59.7
25	86.7	74.3	23.7	24.1	50.6	68.1	55.5
26	67.3	68.1	21.0	28.0	47.1	69.2	55.0
27	86.9	65.0	20.6	22.6	44.4	68.3	54.5
28	138.1	53.5	15.8	15.0	37.7	70.4	51.4
29	82.5	54.7	20.3	21.3	34.4	62.9	50.3
30	ściana-2 w pok 364/2						
1	25.3	6.3	5.6	14.1	0.7	11.1	51.8
2	36.3	52.4	29.9	43.0	22.5	42.9	68.2
3	40.2	51.3	24.5	42.2	26.8	52.2	68.7
4	30.3	41.4	12.8	44.3	28.6	69.2	66.2
5	32.5	48.6	15.0	56.6	33.6	69.1	60.7
6	37.8	56.6	23.8	60.6	32.8	57.9	56.0
7	37.4	57.2	20.9	60.6	36.3	63.5	58.4
8	35.6	52.9	19.8	60.6	33.0	62.5	55.7
9	32.6	54.0	18.2	64.3	35.8	66.3	58.0
10	36.6	55.2	22.9	60.6	32.4	58.6	57.0
11	33.4	45.5	17.9	56.8	27.6	60.7	53.8
12	64.5	36.1	15.9	35.7	20.2	55.9	52.2
13	35.5	37.8	16.8	48.9	21.1	55.6	53.9
14	101.6	28.9	14.8	35.7	14.0	48.6	50.3
	ściana 3 w pok. 410						
1	1.1	2.3	1.5	19.6	0.8	33.3	37.0
2	7.4	10.3	6.4	14.8	3.9	37.9	35.0
3	9.6	16.8	8.4	17.3	8.4	50.0	43.0
4	18.5	18.0	9.9	11.7	8.1	45.0	39.0
5	15.2	20.0	11.4	14.3	8.6	43.0	37.0
6	13.9	16.4	8.7	13.3	7.7	47.0	35.0
7	17.1	11.4	5.8	9.3	5.6	49.1	39.0
8	13.0	10.1	5.9	9.9	4.2	41.3	41.0
9	8.9	10.1	5.8	12.8	4.3	42.5	40.0
10	6.8	9.9	5.7	15.3	4.2	42.4	42.0
11	11.1	9.8	5.7	11.1	4.1	41.7	43.0

12	8.1	6.2	3.3	9.9	2.9	46.4	43.0
13	21.9	5.0	3.3	4.1	1.7	33.5	43.0
14	92.4	3.6	2.5	1.9	1.1	29.6	45.0
Ściana 4 w pok. 405/1							
1	40.0	26.4	13.7	-	12.7	48.1	-
2	68.5	78.6	18.8	-	59.8	76.1	-
3	64.7	91.2	17.7	-	73.5	80.6	-
4	75.0	77.2	18.5	-	58.7	76.0	-
5	87.3	74.5	19.9	-	54.6	73.3	-
6	91.7	81.8	20.0	-	61.8	75.6	-
7	309.3	47.6	13.4	-	34.2	71.8	-
8	65.4	62.4	19.8	-	42.6	68.3	-
9	70.1	63.4	13.9	-	49.5	78.1	-

Ściana 2 w pokładzie 364/2 przewietrzana była systemem Y z odprowadzeniem powietrza ze ściany wzdłuż zrobów przez okres 14 miesięcy. Długość ściany wynosiła około 250 m, a jej wybieg średnio 987 m. Ściana 2 w pokładzie 364/2 zlokalizowana była w partii C na głębokości 1013-1054 m pomiędzy chodnikami 1, 2 i rozcinką rozruchową ściany 2. Miąższość pokładu węgla w granicach eksploatacji ściany 2 wynosi od 1,3 do 1,8 m [6].

Nad ścianą 2 w pokładzie 364/2 eksploatowano pokład 358/1 ścianą 2. Zasięg tej eksploatacji nie obejmował jedynie niewielkiej części północno-wschodniego naroża ściany. Południowa część ściany 2 w pokładzie 364/2 znajduje się pod północnym skrawkiem ściany 3 w pokładzie 358/1. Odległość pomiędzy pokładami 358/1 a 364/2 wynosi około 90-105 m. Poniżej pokładu 364/2 eksploatacji nie prowadzono.

Schemat przewietrzania ściany 2 pokazano na rysunku 11.4. Największy udział w wydzielaniu metanu miały warstwy podbierane około 48%, udział pokładu wybieranego wynosił będzie około 24% zaś warstw nadbieranych około 28%.



Rys. 11.4 Schemat przewietrzania ściany 2 pokł. 364/2

Odmetanowanie realizowano za pomocą otworów drenażowych wykonywanych z chodnika 2 (chodnik wentylacyjny). Otwory drenażowe wykonywane były ze stanowisk wiertniczych zlokalizowanych za linią frontu ścianowego, przy czym pierwsze stanowisko zostało założone w odległości około 10 m od powierzchni ściany 2. Odległości pomiędzy kolejnymi wiązkami wynosiły 21,0 m ($\pm 3,0$ m). Z każdego stanowiska wiertniczego wykonywano zbiór 6 otworów drenażowych, w tym jeden otwór do warstw spągowych. Dodatkowo wykonano trzy wiązki po pięć otworów pomiędzy rozcinką rozruchową ściany 2 a rozcinką rozruchową ściany 3 w pokładzie 364/2 – w odległości 15, 20 i 25 m na wschód od rozcinki rozruchowej ściany 2.

Przy tak zaprojektowanym sposobie odmetanowania średnie ujęcie metanu dochodziło do 36,29 m³/min w siódmym miesiącu eksploatacji, w którym odnotowano również najwyższą metanowość całkowitą – 57,17 m³/min. Efektywność odmetanowania kształtowała się na poziomie 50,3-68,7%, średnio 55,3%. Parametry charakteryzujące metanowość oraz odmetanowanie w trakcie eksploatacji ściany 2 pokazano w tabeli 11.2.

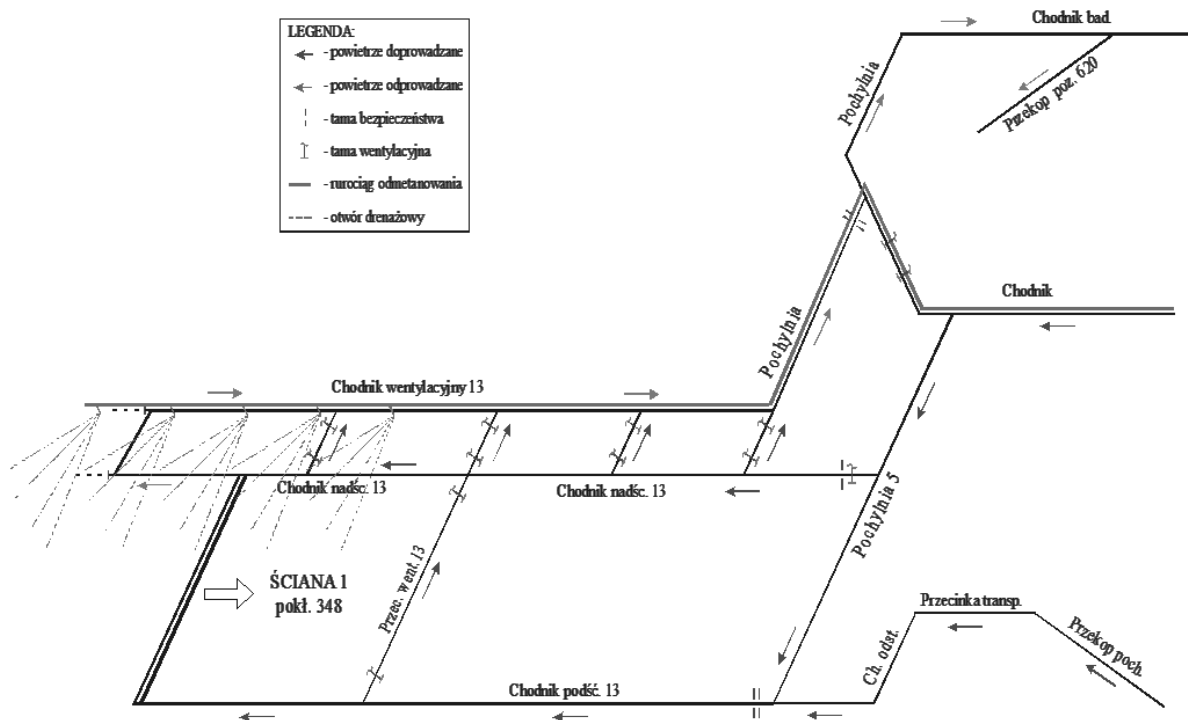
Ściana 1 w pokładzie 348 przewietrzana była systemem U z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym przez okres 29 miesięcy. Długość ściany wynosiła około 240 m, a jej wybieg 1600 m. Eksploatacja prowadzona była w rozpoznanej partii złoża w pokładzie 348 na głębokości od 860 do 960 m. Miąższość pokładu 348 w rejonie eksploatacji ściany 13 wynosiła wraz z przerostami iłowca od 2,20 m do około 3,50 m.

Powietrze do ściany 1 doprowadzane było chodnikiem odstawczym 15 w pokładzie 348 i chodnikiem 13 w pokładzie 348 doprowadzane było do ściany 13. Wylot ściany doświeżany był powietrzem doprowadzonym chodnikiem nadścianowym 13 w pokładzie 348. Między chodnikiem nadścianowym a chodnikiem wentylacyjnym 13 wykonywane były przecinki wentylacyjne co około 70 m. Chodnik nadścianowy 13 oraz chodnik wentylacyjny 13 były za ścianą utrzymywane. Po przejechaniu frontem ściany kolejnej przecinki wentylacyjnej, w chodniku nadścianowym 13 stawiany był korek ze spoiwa mineralnego. Zroby ściany 1 w chodniku nadścianowym 13 izolowane były poprzez pas podporowo-izolacyjny ze spoiwa mineralnego. Schemat przewietrzania ściany 1 pokazano na rysunku 11.5.

Największy udział w wydzielaniu metanu miały warstwy podbierane około 56%, udział pokładu wybieranego wynosił 28% zaś warstw nadbieranych około 16%.

Odmetanowanie realizowano za pomocą otworów drenażowych wykonywanych z chodnika wentylacyjnego 13 w pokładzie 348. Otwory drenażowe wykonywane były ze stanowisk wiertniczych zlokalizowanych przed linią frontu ścianowego, przy czym pierwsze stanowisko zostało założone na wysokości rozcinki rozruchowej ściany 1. Odległości pomiędzy kolejnymi wiązkami wynosiły 18,0 m ($\pm 3,0$ m). Z każdego stanowiska wiertniczego wykonywano zbiór 6 otworów drenażowych.

Przy tak zaprojektowanym sposobie odmetanowania średnie ujęcie metanu kształtowało się na poziomie od 24,60 m³/min w początkowym biegu ściany do 67,10 m³/min w dziesiątym miesiącu eksploatacji. Najwyższą metanowość całkowitą odnotowano w 22 miesiącu eksploatacji i wyniosła ona 92,39 m³/min. Efektywność odmetanowania kształtowała się na poziomie 58,9-81,1%, średnio 70,4%. Parametry charakteryzujące metanowość oraz odmetanowanie w trakcie eksploatacji ściany 1 pokazano w tabeli 11.2.



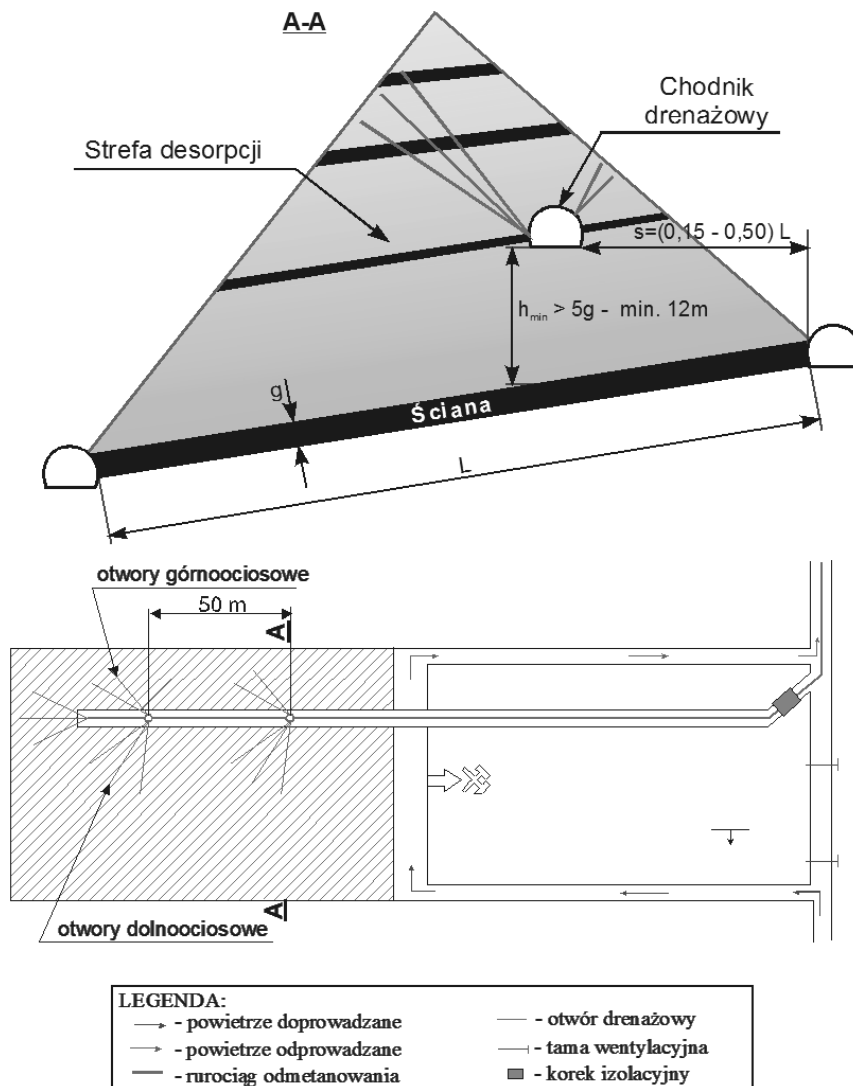
Rys. 11.5 Schemat przewietrzania ściany 1 pokł. 348

11.3 ODMETANOWANIE ŚCIANY Z NADLEGŁEGO CHODNIKA DRENAŻOWEGO

Ten system odmetanowania jest rzadziej stosowany. W pewnej odległości nad eksploatowanym polem ścianowym wykonuje się nadległy chodnik, z którego wierci się otwory drenażowe w kierunku zrobów eksploatowanej ściany. W systemie tym istnieje także możliwość wykonywania otworów drenażowych do sąsiednich pokładów. Przykład rozmieszczenia otworów drenażowych wykonanych z nadległego chodnika drenażowego jest przedstawiony na rysunku 11.6.

Zasadą systemu jest wykonanie nad pokładem eksploatowanym, w towarzyszącym pokładzie nieprzemysłowym (nie przeznaczonym do eksploatacji) specjalnego chodnika, zwanego chodnikiem drenażowym (metanowym). Chodnik powinien być zlokalizowany w strefie górotworu, objętej zasięgiem desorpcji. Odległość pomiędzy pokładem eksploatowanym a chodnikiem drenażowym nie powinna być mniejsza, niż 5-cio krotna grubość eksploatacji i jednocześnie nie mniejsza, niż 12 m. Przesunięcie poziome chodnika drenażowego od krawędzi strefy desorpcji od strony chodnika wentylacyjnego ściany powinno wynosić 0,3 L. Z chodnika drenażowego wykonywane są w kierunku górnego i dolnego ociosu w odległościach co ok. 50 m wiązki otworów drenażowych o typowych średnicach i o następujących kierunkach:

- otwory górnociosowe:
 - długość 30-40 m
 - odchylenie 30-45°
 - nachylenie 20-30°
- otwory dolnociosowe:
 - długość 40-60 m
 - odchylenie 20-45°
 - nachylenie 30-60°.



Rys. 11.6 Schemat usytuowania chodnika drenażowego [6]

Otwory te wiercone są do pokładów towarzyszących, poprawiając zdrenowanie górotworu, natomiast nie jest celowe wykonywanie ich w tym pokładzie, w którym istnieje chodnik drenażowy. Otwory te wykonywane są bez stosowania rur obsadowych.

Po wykonaniu pełnego zakresu prac wiertniczych wlot chodnika zostaje zaizolowany szczelnym korkiem izolacyjnym (wykonanym z pyłu dymnicowego), przez który przeprowadzone zostają rurociągi metanowe oraz rury kontrolne (pomiarowe). Ujęcie metanu prowadzone jest prawie wyłącznie zza korka izolacyjnego, z wyjątkiem pierwszego okresu biegu ściany, w którym, na skutek braku połączeń zrobowych, nie może być prowadzone ujęcie metanu za pośrednictwem drenażu nadległego. W okresie tym odmetanowanie prowadzone jest otworami drenażowymi, wykonanymi z chodnika nadścianowego. Po okresie, w którym ściana podbierze chodnik drenażowy na odległość ok. 50 m, odmetanowanie otworowe staje się z reguły zbędne.

Przy stosowaniu drenażu nadległego istotne jest właściwe usytuowanie chodnika metanowego w przestrzeni odgazowania ściany. Chodnik ten powinien być usytuowany w przestrzeni odgazowania w strefie zawału wysokiego gdzie występują wysokie stężenia metanu a jednocześnie przepuszczalność skał jest wystarczająco wysoka dla zapewnienia

wzdłuż calizny węglowej. Schemat przewietrzania ściany 4 w pokładzie 405/1 przedstawiono na rysunku 11.7. W związku z tym, że w odległości około 40 m nad pokładem 405/1 znajduje się pokład 404/4 zdecydowano wydrążyć chodnik drenażowy właśnie w tym pokładzie.

11.4 EFEKTYWNOŚĆ ODMETANOWANIA EKSPLOATOWANYCH POKŁADÓW

Równoległe z drążeniem chodnika drenażowego wykonano 20 wiązek otworów po 5 otworów każda. Poszczególne zbiory otworów zaplanowano we wzajemnych odległościach co 50 m. Konfigurację otworów drenażowych zaplanowano w taki sposób, aby przecinały jak największą ilość warstw węglowych oraz aby znajdowały się w całości w strefie desorpcji.

Po uzyskaniu pełnego zawału metanowość ściany wzrosła z 26 do prawie 80 m³/min. Stężenie metanu w chodniku drenażowym w przeciągu czterech godzin wzrosła z 15 do 70%. W tym momencie uruchomiono odmetanowanie za pomocą chodnika drenażowego. W ten sposób uzyskano ujęcie około 60 m³/min metanu o stężeniu przekraczającym 80%. Parametry charakteryzujące metanowość oraz odmetanowanie w trakcie eksploatacji ściany XIII pokazano w tabeli 11.2. Dla przeprowadzenia szczegółowej analizy skuteczności prowadzenia odmetanowania przy przewietrzaniu ścian systemem U, Y oraz z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym i chodnikiem drenażowym w warunkach polskich kopalń zebrano wyniki wydzielania metanu do wyrobisk ścianowych.

W tabeli 11.1 przedstawiono wyniki efektywności odmetanowania od metanowości całkowitej poszczególnych ścian z podziałem na różne systemy przewietrzania i odmetanowania. Podsumowując można stwierdzić, że najwyższą efektywność odmetanowania uzyskuje się przy systemie przewietrzania Y z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym oraz U chodnikiem drenażowym. Przy klasycznym systemie przewietrzania Y otwory wiercone z chodnika wentylacyjnego za frontem ściany często z biegiem czasu tracą szczelność. Spowodowane jest to degradacją chodnika wentylacyjnego oraz tym, że rury obsadowe osadzone są w bezpośredniej bliskości zrobów ścianowych. W przypadku podwójnego chodnika wentylacyjnego filar pozostawiany pomiędzy chodnikami pozwala na uzyskanie trwałej szczelności otworów drenażowych, a co za tym idzie uzyskanie mieszaniny gazowej o wyższym stężeniu metanu.

11.5 ZAGOSPODAROWANIE UJĘTEGO METANU

Biorąc pod uwagę infrastrukturę sieci gazowych oraz wynikające z niej stosunkowo niewielkie możliwości transportu metanu pokładów węgla, należy stwierdzić, że większość układów energetycznych zlokalizowana jest na terenie kopalń lub w ich bliskim sąsiedztwie. Wynikają stąd możliwe sposoby zagospodarowania gazu z odmetanowania pokładów węgla w Polsce. Są to przede wszystkim:

- wytwarzanie ciepła na potrzeby grzewcze i technologiczne przez spalanie gazu w kotłach czy instalacjach technologicznych (np. suszarniach),
- skojarzone wytwarzanie energii elektrycznej i gorącej wody,
- skojarzone wytwarzanie energii elektrycznej i pary technologicznej,
- skojarzone wytwarzanie energii elektrycznej i czynnika na potrzeby procesów suszarniczych,
- skojarzone wytwarzanie ciepła, zimna i energii elektrycznej,

- wytwarzanie energii elektrycznej w układach kombinowanych.

W większości przypadków układ gazowy współpracuje z istniejącą ciepłownią czy elektrociepłownią węglową. Ze względu na wysoką sprawność oraz relatywnie niski poziom wymaganych nakładów inwestycyjnych zdecydowana większość tego typu obiektów budowana jest w oparciu o tłokowe silniki spalinowe.

Rodzaj spalane go paliwa gazowego jest istotny dla pracy urządzeń. Nie wszystkie dostępne na rynku urządzenia mogą być zasilane gazem kopalnianym. Czynnikiem decydującym o zamiennym stosowaniu paliw jest wartość liczby Wobbego, liczby metanowej i prędkość spalania. Zwykle również wymagana jest minimalna zawartość metanu w gazie. W celu umożliwienia zasilania silnika niezbędne są odpowiednie zmiany konstrukcyjne układów zasilania i komór spalania. Zabiegi dostosowujące zwykle związane są ze zmianami stosunku sprężania oraz średniego ciśnienia efektywnego obiegu a także, w niektórych przypadkach zmianą stopnia homogenizacji mieszanki oraz energii zapłonu. Zwykle zmiany konstrukcyjne wykonywane są w głowicy silnika, co wpływa na kształt komory spalania. Najprostsze regulacje polegają na zmianie objętości komory spalania oraz zmiany kąta wyprzedzenia zapłonu. Bardziej skomplikowane dotyczą zmian systemu zasilania, odpowiednią turbulencją mieszanki w komorze spalania, lokalnymi zmianami składu mieszanki w komorze, czy wreszcie zwiększeniem ilości świec zapłonowych. Pomimo tych problemów silniki tłokowe są powszechnie stosowane w instalacjach zasilanych gazami specjalnymi. Przy stosowaniu gazu z odmetanowania wyraźnemu zmniejszeniu ulega moc i sprawność silnika.

Obecnie możliwe jest dobranie urządzenia do spalania paliwa gazowego o jednostkowej wartości opałowej pomiędzy 11 a 37 MJ. Przy mniejszej wartości opałowej konieczne są dodatkowe prace dostosowujące urządzenie, co podnosi znacząco nakłady inwestycyjne.

Alternatywnym sposobem zagospodarowania gazu z odmetanowania jest proces jego oczyszczenia i skroplenia do postaci LNG. Tak uzyskany ciekły produkt zawiera 97% CH₄ i 3% N₂ i stanowi, po jego regazyfikacji, paliwo o własnościach praktycznie tożsamy ch z gazem ziemnym sieciowym. Zasadnicze różnice polegają na fakcie iż LNG z gazu z odmetanowania nie zawiera węglowodorów wyższego rzędu i nie zawiera wody, która jest całkowicie usunięta przed rozpoczęciem procesów kriogenicznych.

Najtrudniejszym do usunięcia „zanieczyszczeniem” gazu z odmetanowania jest tlen będący wraz z azotem składnikiem powietrza tłoczonego wraz z metanem ze stacji odmetanowania. Pierwsza w Polsce instalacja próbna zrealizowana przez Spółkę LNG- oparta jest o technologię „Thermal Oxidation”, polegająca na katalitycznym niskotemperaturowym spalaniu metanu w zamkniętym reaktorze katalitycznym. Katalizatorem jest w tym przypadku związek palladu, który sprawia iż spalanie odbywa się w temperaturze nie przekraczającej 500°C. Temperatura ta jest zresztą zależna od zawartości tlenu w gazie. „Thermal Oxidizer” zastosowany na KWK „Krupiński” zaprojektowany został do usuwania max. 8% tlenu, natomiast próby ruchowe wykazały, że radzi on sobie również z zawartością tlenu do ok. 11%. Oczywiście jest przy tym fakt, że im wyższa jest zawartość tlenu tym wyższa są straty metanu. Zestawienie zagospodarowanego metanu pochodzącego z odmetanowania zestawiono w okresie 2003-2013 w tabeli 11.1.

WNIOSKI

Odmetanowanie górotworu jest najskuteczniejszym środkiem zwalczania zagrożenia metanowego, zapewniającym zmniejszenie wypływów metanu do przestrzeni roboczych oraz zapobieganie lub zmniejszenie objawów, takich jak np. wydmuchy, nagłe wyrzuty metanu i węgla, itp. Najskuteczniejszą metodą okazało się drenowanie metanu z górotworu i otamowanych zrobów, odprowadzanie go osobnymi rurociągami na powierzchnię, wykorzystując depresję pomp stacji odmetanowania. Metoda ta pomaga w utrzymaniu żądanych parametrów wentylacyjnych, stawia jednak określone wymagania odnośnie do sposobów rozcinania metanonośnych pokładów węgla.

Odmetanowanie wyprzedzające w kopalniach polskich stosowane jest sporadycznie lub wcale się go nie stosuje ze względu na niską przepuszczalność węgla powodującą, że skuteczność metody odmetanowania jest zbyt niska.

Aby zapewnić wymaganą efektywność odmetanowania ścian należałoby dobrać odpowiedni system przewietrzania i odmetanowania na etapie projektowania rozcińki pokładu.

Największe ujęcie można zauważyć z otworów drenażowych znajdujących się bezpośrednio przed frontem ściany, a wraz z oddalaniem się miejsca usytuowania otworu drenażowego od czoła ściany ujęcie zanika. Po oddaleniu się frontu eksploatacji ściany, gdy otwór usytuowany jest w strefie odprężonej ujęcie metanu rośnie osiągając swoje maksimum w odległości około 30 m za frontem ściany. W odległości około 200 m za frontem ściany wskutek destrukcji otworu ujęcie znowu zanika. Dlatego warunkiem efektywnego odmetanowania ścian podłużnych jest utrzymywanie pod depresją otworów za frontem ściany. Jest to możliwe tylko wtedy gdy chodnik wentylacyjny za frontem ściany jest lub eksploatacja prowadzona jest z wykonaniem drugiego chodnika wentylacyjnego.

Najwyższą efektywność odmetanowania uzyskuje się przy systemie przewietrzania z podwójnym chodnikiem wentylacyjnym. Przy klasycznym systemie przewietrzania Y otwory wiercone z chodnika wentylacyjnego za frontem ściany często z biegiem czasu tracą szczelność. Spowodowane jest to degradacją chodnika wentylacyjnego oraz tym, że rury obsadowe osadzone są w bezpośredniej bliskości zrobów ścianowych. W przypadku podwójnego chodnika wentylacyjnego filar pozostawiany pomiędzy chodnikami pozwala na uzyskanie trwałej szczelności otworów drenażowych, a co za tym idzie uzyskanie mieszaniny gazowej o wyższym stężeniu metanu.

W warunkach Polskich kopalń zagospodarowanie ujętego metanu z odmetanowania sprowadza się do:

- wytwarzania ciepła na potrzeby grzewcze i technologiczne przez spalanie gazu w kotłach czy instalacjach technologicznych (np. suszarniach),
- skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i gorącej wody,
- skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i pary technologicznej,
- skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i czynnika na potrzeby procesów suszarniczych,
- skojarzonego wytwarzania ciepła, zimna i energii elektrycznej,
- wytwarzania energii elektrycznej w układach kombinowanych.

Artykuł został zrealizowany w ramach strategicznego projektu badawczego
pt. „Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach”,
zadanie nr 4, umowa nr SP/K/4/143704/11

LITERATURA

1. Berger J., Markiewicz J., Dołęga T.: *Influence of Distance of Exploitation Front from Drainage Boreholes on their Efficiency with Use the U Ventilation System*. Arch. Min. Sci., Vol. 55 (2010), No3, p.561-571, 2010
2. Główny Instytut Górnictwa: *Raporty roczne (2003-2012) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego*. Główny Instytut Górnictwa. Katowice 2003-2012
3. Szlązak J., Szlązak N.: *Dobór systemu przewietrzania ściany w aspekcie występujących zagrożeń naturalnych*. Wyd. WUG, Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego, nr 9, Katowice, 2004
4. Szlązak N., Borowski M., Obracaj D.: *Kierunki zmian w systemach przewietrzania ścian eksploatacyjnych z uwagi na zwalczanie zagrożeń wentylacyjnych*. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, tom 24, z. 1/2, 2008
5. Szlązak N., Borowski M., Obracaj D., Swolkień J., Korzec M.: *Metoda oznaczania metanonośności w pokładach węgla kamiennego*. Wydawnictwa AGH, Kraków 2011
6. Szlązak N., Berger J., Borowski M., Obracaj D., Swolkień J., Korzec M.: *Metody odmetanowania pokładów węgla*. Wydawnictwa AGH, Kraków 2012
7. Szlązak N., Obracaj D., Borowski M., Swolkień J., Korzec M.: *Effectiveness of coal mine methane drainage in Polish mines*. Twenty-ninth annual international Pittsburgh coal conference: coal – energy, environment and sustainable development, 15-18 Październik 2012, Pittsburgh, USA

EFEKTYWNOŚĆ W RÓŻNYCH SYSTEMACH ODMETANOWANIA WARUNKACH POLSKICH KOPALŃ WĘGLA KAMIENNEGO ORAZ ZAGOSPODAROWANIE UJĘTEGO METANU

Abstract: *Methane drainage is used in Polish coal mines in order to reduce mine methane emission as well as to keep methane concentration in mine workings at safe levels. Due to mining and geological conditions in Polish mines, pre-mining methane drainage is conducted to a small extent. It is usually used to reduce outburst risk. Low permeability of coal seams allows for obtaining satisfactory effectiveness during and after mining a longwall. Development works also do not take into consideration pre-mining methane drainage.*

This article presents two methods of methane drainage during mining. The first method is connected with drilling boreholes from tail entries to an unstressed zone in roof or floor layers of a mined seam. That is the main method used in Polish mining, where both the location of drilled boreholes as well as their parameters are dependent on mining and ventilation systems of longwalls. The second method is connected with drilling top drainage headings in seams situated under or over a mined seam.

This paper compares these methane drainage methods with regard to their effectiveness in Polish mining conditions. High effectiveness of methane drainage of longwalls with different ventilation and methane drainage systems has been proven.

Methane drained during the process of methane drainage of seams is utilised to the different possible extent in Polish coal mines. The ways of CMM utilisation and planned directions of its improvement are presented in the paper.

Nikodem SZŁĄZAK, Marek BOROWSKI, Dariusz OBRACAJ,
Justyna SWOLKIEN, Marek KORZEC
Akademia Górniczo-Hutnicza
Wydział Górnictwa i Geoinżynierii
Al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków

12

OPTYMALIZACJA PRACY SPREŻAREK POWIETRZA W KW SA. ODDZIAŁ KWK „MARCEL”

12.1 WSTĘP

Kopalnia Węgla Kamiennego „Marcel” w Radlinie jest aktualnie jednym z 20 Oddziałów wchodzących w skład największej w Europie firmy wydobywającej węgiel kamienny – Kompanii Węglowej SA. w Katowicach. Jej powstanie datuje się na rok 1883, kiedy to nastąpiło pełne uruchomienie ówczesnej kopalni „Emma”.

Kopalnia „Marcel” (rys. 12.1), jest zakładem dwuruchowym, składającym się z tzw. części macierzystej i marklowickiej.



Rys. 12.1 Kopalnia Marcel – część macierzysta – widok z lotu ptaka

Źródło: [9]

W części macierzystej, zlokalizowane są szyby główne: dwuprzędziowy szyb wydobywczy III, szyb materiałowo – zjazdowy Antoni i Wiktor oraz wentylacyjny szyb IV, upadowa odstawczo – transportowa z powierzchni do poz. 400 m, Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla wraz systemem zwałowania węgla i odstawy skały płonnej, przerabianej

i sprzedawanej jako kruszywo budowlane, główne place składowe, dwie łaźnie pracownicze oraz główna część administracyjna. Tam też funkcjonuje Elektrociepłownia Marcel jako wydzielona spółka z ograniczoną odpowiedzialnością, zasilająca w parę wodną i wodę gorącą instalacje kopalniane, a dawniej również przed modernizacją w roku 2002 i w sprężone powietrze. W części peryferyjnej – markłowickiej (rys. 12.2), zlokalizowany jest szyb materiałowo – zjazdowy Markłowice I, szyb Podsadzkowy oraz wentylacyjny – Markłowice II, jak również stacja odmetanowania i budynek administracyjny wraz z łaźnią pracowniczą. Poza tym jako integralna część kopalni w rejonie szybów głównych funkcjonuje nowoczesna stacja geofizyki oraz dwie stacje przygotowania mieszanin wodno-popiołowych do uszczelniania i wypełniania pustek poeksploatacyjnych na dole kopalni.



Rys. 122 KWK Marcel – część markłowicka szyb Markłowice I

Źródło: [9]

Udostępnione szybami poziomy eksploatacyjne to poz. 400, 600 i 800, natomiast wydobyte prowadzone jest również podziemowo i dochodzi do głębokości 1100 m.

12.2 SPRĘŻONE POWIETRZE JAKO ŹRÓDŁO ENERGETYCZNE W KOPALNI

Sprężone powietrze, po energii elektrycznej jest głównym nośnikiem energetycznym wykorzystywanym w kopalni, a jednocześnie niezbędnym do zabezpieczenia wydobywania jak i prowadzenia bezpiecznego ruchu. Wykorzystywane jest zarówno do przewietrzania wyrobisk w celu likwidacji zagrożenia metanowego, do transportu mieszanin pyłowych uszczelniających wyrobiska, do napędu pneumatycznych urządzeń dźwignicowych, wiertniczych oraz urządzeń przyszybowych, jak również ma zastosowanie do napędu wielu innych urządzeń pomocniczych stosowanych na dole i powierzchni kopalni w tym na Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla.

Wprawdzie przewietrzanie wyrobisk dołowych w normalnym układzie odbywa się w sposób naturalny z wykorzystaniem wentylacji ssącej, wymuszanej przez wentylatory

głównego przewietrzania, to jednak w układzie tzw. wydobywania podziemnego, tj. eksploatacji prowadzonej poniżej poziomu wentylacyjnego ze schodzącymi prądami powietrza, zaczynają występować problemy ze swobodnym przepływem świeżego powietrza w tych wyrobiskach i wymaganą przepisami jego objętościową wymianą w danej jednostce czasu. Z tym niestety wiąże się bardzo poważne zagrożenie, związane ze wzrostem stężenia metanu w obiegowym prądzie zużytego powietrza powyżej dopuszczalnych norm, co w konsekwencji grozi jego wybuchem. Dlatego też, powszechnie stosowane jest dodatkowe przewietrzanie tzw. wentylacją odrębną, (wentylacja ssąca, tłocząca lub mieszana, realizowana przy wykorzystaniu wentylatorów elektrycznych, pneumatycznych lub elektropneumatycznych), a w przypadkach dotyczących rejonów wyrobisk ścianowych (wnęki i odcinki chodników utrzymywanych w celu późniejszego wykorzystania jako chodniki przyscianowe do dalszej eksploatacji), zastosowanie znalazły tzw. strumienice powietrza różnego typu, zadaniem których jest ukierunkowane wtłaczanie sprężonego powietrza w odpowiednie pustki poeksploatacyjne w celu przewietrzania i niwelacji gromadzenia się metanu.

Zakład Mechanicznej Przeróbki Węgla to strategiczny odbiorca sprężonego powietrza, które w procesie wzbogacania węgla spełnia nietuzinkową rolę. Wykorzystywane jest ono do wielu procesów technologicznych w tym do przewietrzania zbiorników węgla surowego, napędu pras filtracyjnych czy do wzbudzania cieczy ciężkiej, nie dopuszczając w ten sposób do osiadania w niej magnetytu, będącego jej zagęszczaczem. Poza tym w Zakładzie Przeróbczym, zainstalowana jest cała gama urządzeń, które z racji szybkości i precyzji działania napędzane i sterowane są powietrzem sprężonym. Do najważniejszych z nich zaliczyć można wszystkie mechanizmy kłap i zamknięć zbiorników technologicznych, regulatory przepływu cieczy ciężkiej, napędy zaworów odcinających oraz cały system automatyki sterującej procesami wzbogacania, transportu i załadunku.

Transport pionowy jest niejako początkiem drogi wszystkich materiałów i urządzeń załadowanych na placach składowych, które docelowo trafiają do nowo drążonych wyrobisk chodnikowych czy wyrobisk ścianowych, bezpośrednio związanych z procesem urabiania węgla. I w tym przypadku pneumatyka okazała się najlepszym rozwiązaniem do napędu urządzeń przyszybowych z racji prostoty ich budowy i niezawodności oraz szybkości reakcji od momentu wysłania impulsu do chwili zadziałania urządzenia.

Przy omawianiu kwestii transportu pionowego nie sposób pominąć wagi sprężonego powietrza jakie pełni ono w układzie sterowania maszyną wyciągową górniczego wyciągu szybowego. Jest to o tyle istotna kwestia, że m.in. zaważyła ona w przyszłości na kształcie całego procesu optymalizacji i modernizacji sieci sprężonego powietrza. Otóż hamulce pneumatyczne maszyn wyciągowych to wyjątkowo skomplikowany i precyzyjny układ mechaniczno – pneumatyczny, wymagający dodatkowo wyższych parametrów ciśnienia niż pozostałe kopalniane odbiory. Dlatego też w celu sprostania tym wymaganiom w połączeniu z wdrażaną modernizacją sieci sprężonego powietrza, stworzony został specyficzny układ pneumatyczny. Z jednej strony wydzielił on tę sieć z sieci ogólnokopalnianej, a z drugiej strony umożliwił obniżenie całkowitego ciśnienia w instalacji, co umożliwiło finalne uzyskanie zamierzonych rezultatów i ekonomicznych oszczędności.

12.3 IDENTYFIKACJA OGÓLNOKOPALNIANEJ SIECI SPRĘŻONEGO POWIETRZA W KWK „MARCEL”

W chwili obecnej w kopalni „Marcel” można wyodrębnić kilka źródeł produkcji sprężonego powietrza, które są efektem długoletniego procesu modernizacji i optymalizacji sieci powietrznej.

Otóż głównymi tzw. „gniazdami sprężonego powietrza” są trzy stacje sprężarkowe, rozlokowane na powierzchni kopalni. I tak w dawnej hali remontowej przy szybie Markłowice I w części peryferyjnej, zabudowanych jest 5 sprężarek typu GA 110, w pomieszczeniu dawnej hali kuźni w części macierzystej umieszczone są 3 sprężarki GA 250, a na odpowiednio wzmocnionym i przygotowanym pomoście w Zakładzie Przeróbczym pracuje 6 sprężarek GA 132.

Dodatkowo, dla zapewnienia odpowiednio stabilnej i bezpiecznej pracy maszyn wyciągowych w górniczych wyciągach szybowych, w każdym z nich zabudowano po dwie bliźniacze sprężarki wzajemnie się rezerwujące, zadaniem których jest produkcja powietrza o wyższych parametrach niż panujące w ogólnokopalnianej sieci, co wynika z aktu koncesyjnego urządzenia wyciągowego i charakterystyki pracy układu hamulcowego maszyn wyciągowych. Wszystkie te sprężarki mają bezpośrednie połączenie z siecią kopalnianą poprzez odpowiednie zawory zwrotne i zasuwy odcinające. Na wypadek awarii którejkolwiek ze sprężarek pracującej dla potrzeb maszyny wyciągowej, istnieje możliwość natychmiastowego przełączenia się i dostosowania ciśnienia do wymagań danej maszyny wyciągowej tak, aby nie dopuścić do sytuacji awaryjnej i powstania zagrożenia tytułem postępu urządzenia wyciągowego.

Wybór lokalizacji zabudowy tych sprężarek na powierzchni nie był przypadkowy i poprzedzony został szeregiem konsultacji, badań i opinii. W rezultacie tych działań, wybrano rozwiązanie, którego wykładnią zostały względy ekonomiczne, związane z pozyskaniem sprężarek i całego ich oprzyrządowania, nie wymagającego spełnienia kryteriów dopuszczenia do pracy w podziemnych wyrobiskach górniczych.

W części macierzystej, powietrze sprężone dostarczane jest na dół kopalni od stacji sprężarkowych na Zakładzie Przeróbki Mechanicznej i hali kuźni rurociągami $\varnothing 200$, poprzez główne rurociągi zabudowane w szybach: Antoni – $\varnothing 400$, Wiktor – $\varnothing 100$ oraz w szybie III – $\varnothing 500$ i $\varnothing 150$. W części markłowickiej, zasilanie dołu kopalni od stacji sprężarek realizowane jest rurociągiem $\varnothing 150$, a następnie z wykorzystaniem dawnego rurociągu odmetanowania $\varnothing 300$ zainstalowanego w szybie Markłowice I. Należy w tym miejscu przypomnieć, że kopalnia „Marcel” jest kopalnią dwuruchową, gdzie odległość pomiędzy częścią macierzystą i markłowicką w linii prostej wynosi ok. 5 km. Obie te części połączone są z sobą wyrobiskami dołowymi i tworzą pod względem wentylacyjnym i ruchowym „jeden wspólny organizm”. Również sieć sprężonego powietrza jest rozprowadzona tymi wyrobiskami, umożliwiając stworzenie w ten sposób swoistej pętli, łączącej obie części i tworząc niejako jeden wspólny bufor i magazyn powietrzny.

Powierzchniowa sieć sprężonego powietrza jest równie rozbudowana co dołowa, lecz z racji odległości dzielących poszczególne odbiory powietrza od siebie, jest nieco krótsza. Na Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla objawia się ona najwyższym stopniem skomplikowania, z racji bardzo rozbudowanej i zaawansowanej technologicznie procedurze wzbogacania węgla.

Zgodnie z prowadzoną od lat polityką oszczędnościową dotyczącą zużycia sprężonego powietrza, na sieciach (szczególnie na głównych magistralach) prowadzone są cykliczne prace, mające na celu z jednej strony utrzymanie ich w zadowalającym i należytym stanie technicznym, eliminującym powstawanie nieszczelności i niekontrolowanych wpływów powietrza, a z drugiej strony przygotowujące je do zabudowy zasuw ze zdalnie sterowanym napędem do możliwości odcinania całych rejonów kopalni w przypadku stwierdzenia braku konieczności podawania powietrza do tych miejsc [7, 8].

12.4 RYS HISTORYCZNY DOSTAWY SPRĘŻONEGO POWIETRZA W KWK „MARCEL” I HISTORIA MODERNIZACJI JEGO SIECI W LATACH 2002-2013

Kopalnia Węgla Kamiennego „Marcel” jest zakładem górniczym, którego historia datuje swoje początki w końcu lat 80-tych XIX stulecia. Infrastruktura kopalni ulegała stopniowym zmianom, wraz z postępującą mechanizacją i wdrażaniem coraz to nowszych rozwiązań technicznych i technologicznych.

W 1908 roku uruchomiona została kopalniana Elektrociepłownia (dzisiejsza EC Marcel Sp. z o.o.), która również przechodziła w czasie swoje przeobrażenia techniczne wraz ze wzrastającymi wymaganiami i zapotrzebowaniem w media.

Od września 1998r, (kiedy po latach transformacji i przekształceń własnościowych przedsiębiorstw, za zgodą ówczesnych władz kopalni Marcel i Rybnickiej Spółki Węglowej SA., z oddziału Elektrociepłowni kopalni Marcel wyodrębniła się EC Marcel Sp. z o.o.), pomiędzy kopalnią „Marcel” i EC Marcel Sp. z o.o. zaczęła obowiązywać umowa handlowa na dostawę sprężonego powietrza, która zapewniała jego dostawy wg bieżącego zapotrzebowania odbiorcy i stałej ceny niezależnej od ilości pobranego powietrza.

Taki stan rzeczy utrzymywał się aż do roku 2002, kiedy to kopalnia rozpoczęła swój własny program modernizacji sieci sprężonego powietrza.

Wtedy to pojawił się i zaakceptowany został przez Dyрекcję Kopalni projekt trzyetapowej modernizacji sieci sprężonego powietrza, polegającej na budowie i uruchomieniu trzech tzw. gniazd sprężarkowych, zlokalizowanych w części markłowieckiej, na Zakładzie Przeróbczym i w części macierzystej kopalni.

Tak więc w chwili obecnej, kopalnia jest odbiorcą kompleksowej usługi związanej z dostawą sprężonego powietrza, świadczonej przez zewnętrzną firmę Marani Sp. z o.o., a jej kompleksowość sprowadza się nie tylko do produkcji powietrza, ale również do 24 godzinnego serwisu, w ramach którego dostarczane są nieodpłatnie wszystkie materiały eksploatacyjne (oleje, filtry itp.), oraz nieodpłatnie przeprowadzane okresowe przeglądy i kontrole sprzętów [5].

Z bieżącej obserwacji oraz prowadzonych analiz i bilansów jednoznacznie wynika, że w chwili obecnej mamy do czynienia z dwoma ścierającymi się ze sobą aspektami; z jednej strony kopalnia prowadzi i systematycznie wdraża w życie nowe procesy oszczędnościowe, polegające nie tylko na dbałości o sieć, ale i o część ekonomiczną dostaw tego czynnika (negocjacje ceny podczas przetargów), natomiast z drugiej strony obserwujemy wolno rosnące od jakiegoś czasu zapotrzebowanie w powietrze sprężone, wynikające z konieczności zapewnienia odpowiedniego bezpieczeństwa ruchu kopalni. Przez ostatnie lata, zużycie bilansowe powietrza utrzymywało się prawie na jednakowym poziomie. Taki, a nie inny stan rzeczy wynikał z bieżącej działalności oszczędnościowej, która niejako na bieżąco

kompensowała wzrost jego zapotrzebowania i zużycia. Jednakże ostatnimi laty, zaczęto odnotowywać wolny, aczkolwiek wyraźnie odczuwalny jego wzrost. Wzrost ten byłby znacznie większy, gdyby nie wdrożona działalność innowacyjna w zakresie optymalizacji zużycia powietrza, polegająca na wydzieleniu z ogólnokopalnianej sieci tzw. podsieci dla maszyn wyciągowych górniczych wyciągów szybowych, co praktycznie oddzieliło je od ogólnokopalnianej sieci. Rozdział ten jednocześnie umożliwił w konsekwencji obniżenie w niej ciśnienia i uzyskanie dużych oszczędności oraz efektów ekonomicznych.

12.5 CHARAKTERYSTYKA INSTALACJI STACJI SPRĘŻONEGO POWIETRZA

Ogólnokopalniana sieć sprężonego powietrza jest tak rozbudowanym obiektem, że pełne zapanowanie nad jego racjonalnym wykorzystaniem i zabezpieczeniem należącego stanu technicznego jest bardzo trudne, a wręcz praktycznie niewykonalne. Jego rozległość i stan techniczny, wymagający ciągłych, bieżących napraw, wynikających z samoistnych awarii lub też mechanicznych uszkodzeń wskutek eksploatacji powodują, że doprowadzenie do sytuacji stabilnej w sensie szczelności układu nie wchodzi w rachubę. Idealnym rozwiązaniem byłaby pełna wymiana całej instalacji wraz z armaturą, co oczywiście w przeciągu bardzo krótkiego okresu czasu przyniosłoby oczekiwane rezultaty i wymierne efekty ekonomiczne, lecz zważywszy na znaczne koszty, które należałoby jednorazowo ponieść, w praktyce jest raczej nierealne. Tutaj należałoby przytoczyć potwierdzone doświadczalnie i opisane w fachowej literaturze dostępne w sieci internetowej stwierdzenia, że uważana za w miarę poprawną technicznie sieć sprężonego powietrza generuje straty tytułem nieszczelności w granicach 40%. Inne źródła podają, że nawet straty 50% są akceptowalne zakładając, że sprężone powietrze wykonuje pracę zastępując w tym inne rodzaje energii, których zastosowanie w danych warunkach jest niemożliwe [3, 7, 8].

W naszym przypadku, ciśnienie w sieci zaprojektowane zostało na poziomie 0,45-0,50 MPa i takie wartości zapisane zostały w umowie handlowej z jego dostawcą.

W instalację sprężonego powietrza włączone są niezależnie od istniejących odbiorników również zespoły pomocnicze, które swoim działaniem wspierają i uzdatniają pracę całej sieci. Do nich zaliczyć należy odwadniacze oraz separatory olejowo – wodne powietrza. Zadaniem tych urządzeń jest uzdatnienie sprężonego powietrza pod względem fizykochemicznym i użytkowym oraz doprowadzenie do sytuacji, kiedy powietrze włączane do sieci pozbawione jest zarówno cząsteczek wilgoci jak i drobinek oleju powstających wskutek jego sprężania.

12.6 PARAMETRY TECHNICZNE SPRĘŻAREK

W wszystkich tzw. gniazdach sprężarkowych i maszynach wyciągowych górniczych wyciągów szybowych, zainstalowane są sprężarki śrubowe z bezpośrednim wtryskiem oleju serii GA (tabela 12.1) [1].

W sumie, nie licząc małych sprężarek pracujących tylko i wyłącznie na potrzeby maszyn wyciągowych, zdolność produkcyjna sprężonego powietrza wynosi 22500 m³/h. Każda sprężarka niezależnie od wydajności i typu posiada swój własny system sterowania, chłodzenia i oczyszczania powietrza z cząsteczek oleju. Sterowanie indywidualne pracy sprężarki polega na ręcznym zadaniu jej parametrów krańcowych ciśnienia (min, max),

służących do wyznaczenia przez system sterujący średniego profilu ciśnienia, który maszyna w czasie pracy będzie utrzymywać.

Tabela 12.1 Zestawienie miejsca zabudowy i typu sprężarek

Lokalizacja sprężarki	Ilość sztuk	Typ/symbol
Stacja przy szybie Markłowice I	5	GA – 110
Stacja na Zakładzie Przeróbczym	6	GA – 132
Stacja w hali kuźni	3	GA – 250
Maszyna wyciągowa szybu Antoni	2	GA – 30
Maszyna wyciągowa szybu Wiktor	2	MARANI 30
Maszyna wyciągowa szybu Markłowice I	2	MARANI 7
Maszyna wyciągowa szybu Markłowice II	1	GA – 22

Poszczególne jednostki różnią się między sobą wielkością (mocą) silnika, co określa ich symbol (tabela 12.2). Wyjątek stanowią maszyny wyciągowe w szybie Wiktor i Markłowice I, w których zabudowane są egzemplarze sprężarek typu MARANI 30 i MARANI 7 [2].

Tabela 12.2 Dane techniczne sprężarek [1, 2]

Typ/symbol	Wydajność [m ³ /h]	Moc silnika [kW]	Ciśnienie max [bar]	Poziom mocy akustycznej [dB]
GA – 110	1200	110	7,5	72
GA – 132	1446	132	7,5	74
GA – 250	2622	250	7,5	75
GA – 30	260	30	7,5	70
MARANI 30	260	30	7,5	70
MARANI 7	68	7	7,5	69
GA – 22	216	22	7,5	70

W przypadku sprężarek skupionych w tzw. gniazdach sprężarkowych, cała dana stacja wyposażona jest w dodatkowy system wspomagający, sterujący i oczyszczający. Głównym elementem tego systemu jest centralny nadrzędny sterownik tzw. wybierak sekwencyjny ES 100 Elektronicon, do którego podpięte są wszystkie sprężarki z danej stacji. Zadaniem tego systemu jest czuwanie nad sekwencyjną pracą poszczególnych maszyn wg założonego profilu ciśnienia. System ten jest bardzo inteligentny i posiada znacznie bardziej rozszerzone spektrum przewidywania zachowania się sieci, przez co sterowanie sprężarkami ma charakter bardziej płynny i stabilny niż w przypadku sterowania indywidualnego. Zadaniem centralnego sterownika jest nie tylko utrzymywanie w sieci zadanego ciśnienia poprzez włączanie i wyłączanie kolejnych sprężarek, ale również i dbałość o to, aby poszczególne maszyny były jednakowo użytkowane. System zlicza godziny pracy sprężarek i „pilnuje” przez to ich równomiernej eksploatacji [6].

12.7 BILANS ENERGETYCZNY OGÓLNOKOPALNIANEJ SIECI SPRĘŻONEGO POWIETRZA

Na przestrzeni ostatnich 10 lat, średniomiesięczne zużycie sprężonego powietrza w kopalni, wynikające z bieżąco prowadzonej statystyki i bilansowania, kształtowało się na poziomie wynoszącym ok. 15000 m³/h w dni robocze i ok. 9000 m³/h w dni wolne od wydobywania. Jak już wcześniej wspomniano, faktyczne zapotrzebowanie kopalni na ten rodzaj energii wzrosło w tym czasie o ok. 20%, natomiast pro oszczędnościowe działania

energetycznych służb kopalnianych spowodowały, że w rachunku ciągnionym nie widać różnic, co jednoznacznie wskazuje na bardzo dobrą efektywność i skuteczność tych działań.

Zużycie powietrza w ogóle w minionych kilkudziesięciu latach również było zróżnicowane i wynikało głównie ze zmieniającego się w czasie, wraz z postępem technologicznym zapotrzebowania kopani w to medium. W latach 70- tych i 80- tych ubiegłego stulecia, kiedy stosowane na dole kopalni technologie preferowały głównie urządzenia pneumatyczne z równoczesnym prowadzeniem tzw. podsadzki pneumatycznej suchej, ilość zużywanego powietrza oscylowała w granicach 30000 tys. m³/m-c, a nawet i więcej. Wprawdzie ówczesna polityka ekonomiczna kraju umożliwiała tego typu postępowanie i nikt specjalnie nie liczył się z ponoszonymi kosztami (obowiązywały inne priorytety), aczkolwiek mijające lata i rozwój energooszczędnej technologii zrobił swoje, co zaczęło być widoczne w połowie lat 90- tych XX wieku. Wraz z wprowadzaniem innego modelu wydobywania (rezygnacja z kosztownego podsadzania pustek poeksploatacyjnych), zmieniał się park maszynowy, a wraz z nim „ciężka pneumatyka” zaczęła odchodzić w cień, ustępując miejsca wysoko sprawnym energetycznie urządzeniom elektrycznym dużej mocy. Tak oto wykorzystanie sprężonego powietrza do napędu urządzeń diametralnie spadło, stabilizując się mniej więcej na poziomie, który w chwili obecnej możemy obserwować.

12.8 OCENA WPROWADZONEJ MODERNIZACJI OGÓLNOKOPALNIANEJ SIECI SPRĘŻONEGO POWIETRZA

Przeprowadzoną modernizację sieci sprężonego powietrza można określić jako dwustopniową. Pierwszy stopień polegał na tym, iż na przestrzeni kilku lat sukcesywnie projektowano oraz budowano kolejne stacje sprężarek, przejmujące po swoim rozruchu rolę producenta powietrza w miejsce dotychczasowego – pochodzącego z sprężarek centralnych, zlokalizowanych w Elektrociepłowni Marcel Sp. z o.o.

Drugi stopień modernizacji polegał z kolei na tym, że oprócz wprowadzania nowego modelu produkcji powietrza, zastępującego centralne sprężarki powietrza tzw. gniazdami sprężarek, rozlokowanymi w różnych miejscach kopalni, wprowadzono również nowatorskie rozwiązanie, polegające na wydzieleniu z kopalnianej, centralnej sieci sprężonego powietrza niezależnych obiegów zasilających maszyny wyciągowe. Obiegi te wyposażano w odrębne instalacje zasilane niezależnymi sprężarkami, co równocześnie umożliwiło obniżenie w sieci ciśnienia powietrza, a to już bezpośrednio wpłynęło na ilość jego zużycia i koszt zakupu [4]. Z uwagi na wymagane ciśnienie (stosunkowo wysokie w porównaniu z innymi odbiornikami, bo sięgające ok. 0,6 MPa) w maszynach wyciągowych, dopiero ich wydzielenie z centralnej sieci umożliwiło obniżenie ciśnienia w całej kopalnianej instalacji. Przedmiotowe obniżenie nie spowodowało żadnego uszczerbku na pracy pozostałych urządzeń zainstalowanych na dole i powierzchni kopalni, a umożliwiło wygenerowanie planowanych oszczędności tytułem zmniejszenia zużycia powietrza.

Jak już wcześniej podkreślano, zapotrzebowanie na sprężone powietrze w kopalni systematycznie rośnie, głównie z uwagi na wprowadzanie dodatkowych urządzeń przewietrzających wyrobiska, co ma na celu minimalizację i likwidację zagrożenia metanowego. Ten wzrost wynoszący ok 20% na bieżąco jest niwelowany przez wyżej opisane zabiegi oszczędnościowe, których celem nadrzędnym jest minimalizacja zużycia sprężonego powietrza, a co za tym idzie minimalizacja kosztów jego zakupu.

12.8 PORÓWNAWCZA ANALIZA ENERGETYCZNA MODERNIZACJI

Aby w najbardziej dostępnym, obrazowym i pełnym sposobie pokazać różnice w zużyciu sprężonego powietrza i jego cenie zakupu przed i po modernizacji, należałoby skupić się na okresie czasu, kiedy istniała faktyczna możliwość pozyskania rzeczywistych danych z księgowości, dotyczących kosztów zakupu powietrza. Okresem tym są lata od września 1998 roku, aż do chwili obecnej.

Etap I to okresu czasu od października 2002 r. aż do momentu zakończenia właściwej modernizacji czyli do października roku 2005, od kiedy to kopalnia całość powietrza zaczęła kupować z nowego źródła jakim była firma Marani Sp. z o.o.

Etap II obejmujący miesiące od listopada roku 2005 do lipca roku 2011, kiedy to udoskonalano próby ograniczenia zużycia sprężonego powietrza, stosując różne zabiegi techniczne i technologiczne.

Najbardziej jednak obrazowym okresem działań optymalizujących zużycie sprężonego powietrza i dającym największe efekty zarówno ilościowe jak i ekonomiczne był czas od sierpnia 2011 do grudnia 2012 roku (a w zasadzie do chwili obecnej). W tym to okresie czasu nastąpiło uruchomienie wewnętrznych sieci pneumatycznych pomiędzy poszczególnymi maszynami wyciągowymi, co w efekcie końcowym pozwoliło na średnie obniżenie ciśnienia w sieci o 0,15 bar [4]. To jest właśnie III etap modernizacji, a zarazem analizy porównawczej, który daje pełny obraz przeprowadzonej optymalizacji całej sieci sprężonego powietrza.

W głównej mierze to posunięcie pozwoliło wygenerować (oprócz wszystkich innych, poprzednio wykonanych zabiegów) największe oszczędności, skutkujące aktualnym poziomem kosztów zakupu sprężonego powietrza.

12.9 ASPEKTY EKONOMICZNE MODERNIZACJI

Jednostkowe koszty sprężonego powietrza do czasu przekształcenia się kopalnianej elektrociepłowni w Elektrociepłownię Marcel Sp. z o.o. czyli do września 1998 roku praktycznie nie były liczone z uwagi na to, iż stanowiły niejako jeden z wielu elementów kosztowych całej kopalni. W tych czasach nikt nie dociekał takich szczegółów jak koszt powietrza sprężonego, dlatego też nie sposób jest w tej chwili odnieść się do tych informacji, tym bardziej, że dane kosztowe nie były archiwizowane w tak szczegółowy sposób. O szczegółowych informacjach co do kosztów możemy mówić dopiero po wrześniu 1998r, kiedy z uwagi na powstanie nowego podmiotu gospodarczego o nazwie Elektrociepłownia Marcel Sp. z o.o. wymuszony został inny sposób księgowania kosztów, a przede wszystkim konieczność podpisania umowy handlowej dotyczącej uwarunkowań dostawy sprężonego powietrza. Ustalona w tym czasie i stała do września 2002 roku cena tej usługi wynosiła 43,26 zł/tys.m³ sprężonego powietrza, niezależnie od ilości jego zużycia przez kopalnię.

W momencie rozpoczęcia wprowadzania w życie zmian związanych z modernizacją sieci sprężonego powietrza, a co za tym idzie ze zmianą źródeł produkcji powietrza (październik 2002 r), diametralnie zmieniła się jego cena jednostkowa, przy zużyciu utrzymującym się na w miarę stabilnym poziomie. I tak, całkowity jednostkowy koszt zakupu powietrza od firmy Marani kształtował się na poziomie od 25,00 do 37,00 zł/tys.m³, kiedy z EC Marcel Sp. z o.o. jego wartość wynosiła 46,25, a od września 2004 roku 64,37 zł/tys.m³. Procentowa różnica ceny jednostkowej sięgała wówczas nawet do 40%. I ta właśnie dysproporcja była niejako motorem napędowym do dalszego działania związanego z budową

kolejnych stacji sprężarek, aż do całkowitego odłączenia się od sieci EC Marcel Sp. z o.o. i przejściu na swój własny rozrachunek. Wyrażna różnica w cenie zakupu sprężonego powietrza od firmy Marani pomiędzy 25,00 i 37,00 zł/tys.m³ wynikała z dużego wzrostu cen energii elektrycznej na rynku, co było czynnikiem niezależnym od podejmowanych decyzji i działań.

PODSUMOWANIE I WNIOSKI

Optymalizacja pracy sprężarek powietrza w Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel” przebiegała etapowo na przestrzeni kilku lat, w czasie których miejsce miały różnego rodzaju wydarzenia, finalnie wpływające na ostateczny kształt sieci sprężonego powietrza oraz aktualny poziom wykorzystania ekonomicznego tego medium. Najistotniejszym elementem, który brany był pod uwagę jako nadrzędny cel całej modernizacji były koszty ponoszone przez Kopalnię tytułem zakupu sprężonego powietrza. O ile na początku modernizacji udało się osiągnąć zdecydowanie niższą od wcześniejszej cenę jednostkową zakupu – co w tym czasie było nie lada osiągnięciem i przyniosło wielomilionowe korzyści dla zakładu, to następne etapy to już dążenie do kolejnego celu, jakim była minimalizacja zużycia sprężonego powietrza, przy utrzymaniu relatywnie niskich kosztów jego zakupu. I ten cel udało się osiągnąć poprzez zastosowanie rozwiązania nazwanego później etapem III. Etap ten polegał na docelowym obniżeniu ciśnienia powietrza w sieci, co z kolei doprowadziło do obniżenia strat przesyłowych. Z kolei minimalizacja strat na przesyłach w konsekwencji doprowadziła do obniżenia kosztów zakupu sprężonego powietrza, bez konieczności dokonywania rewolucyjnych zmian w eksploatowanym do tej pory parku maszynowym i stosowanych technologiach.

Szczegółowy model koncepcji modernizacji sieci sprężonego powietrza opracowany został jeszcze przed rozpoczęciem jego realizacji na początku 2001 roku. Upływający czas wymusił jednakże dokonanie w nim pewnych modyfikacji, wynikających z uwarunkowań ruchowych i bieżących potrzeb, których nie sposób było przewidzieć przed rozpoczęciem robót.

Główne założenie wprowadzanych zmian miało swoje podłoże w ekonomicznych wyliczeniach kosztów zakupu sprężonego powietrza. Jej wynik finalny doprowadził do całkowitego odizolowania ogólnokopalnianej sieci powietrza od dotychczasowego dostawcy wraz z budową nowych źródeł produkujących tańsze powietrze.

Po ich uruchomieniu, obserwacji sieci, bilansowaniu zużycia i dokonaniu ponownych wyliczeń, podjęto wdrażanie kolejnych działań kontynuujących optymalizację sieci. Do nich należała budowa wewnętrznych instalacji zasilających maszyny wyciągowe górniczych wyciągów szybowych szybu Antoni, Wiktor, Markłowice I oraz Markłowice II, zasilanych z niezależnych sprężarek śrubowych zlokalizowanych w pomieszczeniach tych maszyn. Po uruchomieniu wspomnianych obiegów pneumatycznych i ponownych analizach, obniżono ciśnienie w sieci, uzyskując w ten sposób ograniczenie zużycia, zmniejszenie strat i ostatecznie zaplanowane obniżenie kosztów zakupu sprężonego powietrza.

Optymalizacja pracy sprężarek powietrza w KWK „Marcel” nierozzerwalnie łączy się z modernizacją sieci sprężonego powietrza, gdyż w miarę przeprowadzania kolejnych etapów modernizacji, praca sprężarek ulegała systematycznej optymalizacji, aby docelowo osiągnąć założony poziom. Proces modernizacji rozpoczął się na początku 2001 r. od powstania

koncepcji docelowego modelu i kształtu zasilania ogólnokopalnianej sieci w sprężone powietrze.

Kolejne etapy przedstawiały się następująco:

1. **Etap I** to czas od października 2002 r, do października roku 2005, od kiedy to kopalnia całość powietrza zaczęła kupować z nowego źródła jakim była firma Marani Sp. z o.o. W tym to czasie uruchomiono trzy tzw. „gniazda sprężarkowe” rozlokowane w trzech różnych miejscach na powierzchni kopalni i połączono w jedną wspólną sieć. Okres ten obejmował najbardziej dynamiczną i widoczną z zewnątrz działalność, w czasie której powstawały kolejne stacje sprężarek. Etap I wygenerował jednocześnie pierwsze duże oszczędności tytułem zakupu powietrza. Wynikały one głównie z rezygnacji z zakupu powietrza od EC Marcel z jednocześnie niską ceną energii elektrycznej, a co za tym idzie niską ceną sprężonego powietrza. Ten etap to oszczędności rzędu **2000000 zł/rok**.
2. **Etap II** obejmujący miesiące od listopada roku 2005 do lipca roku 2011, to czas, kiedy udoskonalano ograniczanie zużycia sprężonego powietrza, stosując różne zabiegi techniczne i technologiczne. Do najważniejszych z nich należała m.in. zabudowa kolejnych sprężarek pracujących na potrzeby poszczególnych maszyn wyciągowych w szybach, wraz z budową lokalnych instalacji pneumatycznych pomiędzy maszynami wyciągowymi. Ta działalność umożliwiła realizację etapu III, który niejako spina klamrą wszystkie dotychczasowe działania. Etap II podtrzymał generowanie oszczędności, które szacować można na porównywalnym z latami poprzednimi poziomie rzędu **2000000 zł/rok**. Wyliczenia te porównywane są do kosztów jakie kopalnia prawdopodobnie ponosiłaby, gdyby nie doszło do opisywanej modernizacji.
3. **Etap III** zamykający się w czasie od sierpnia 2011 do grudnia 2012 roku (a w zasadzie do chwili obecnej) to etap, który jest podsumowaniem dotychczasowych prac, umożliwiający jednocześnie wykonanie ostatniego kroku, jakim było obniżenie ciśnienia w sieci o 0,15 bar. Obniżenie ciśnienia obniżyło straty na sieci, a tym samym zmniejszyło koszty zakupu powietrza. Powyższe zaobserwowane zostało na podstawie pomiarów i obserwacji wykonanych podczas eksploatacji stacji sprężarek. Wysokość generowanych oszczędności zakładając wyżej zastosowany algorytm obliczeniowy również kształtuje się na poziomie **2000000 zł/rok**.

Podsumowując ekonomiczne efekty wynikające z procesu całej modernizacji czyli prawie 10 lat, dochodzimy **oszczędności rzędu 20000000 zł**. Ta wartość to można powiedzieć czysty zysk, z uwagi na to, iż pomijając koszty związane z budową kilku nowych odcinków rurociągów, niezbędnych do uruchomienia całej inwestycji, reszta prac wykonanych została dla kopalni bezkosztowo, w ramach umów na dostawę sprężonego powietrza.

Reasumując podjęte działania, można śmiało przyznać się do swego rodzaju rewolucji na rynku zakupu sprężonego powietrza. Kopalnia „Marcel” jako jeden z kilkudziesięciu Oddziałów Kompanii Węglowej SA. była pierwszym zakładem, który zdecydował się na tego typu działanie i zerwanie ze starymi kanonami dotyczącymi zakupu sprężonego powietrza. Wejście w tzw. outsourcing czyli zakup powietrza od obcego podmiotu, który cały ciężar obowiązków związanych z parkiem maszynowym, remontami, przeglądami i naprawami urządzeń produkujących sprężone powietrze przejmuje na siebie, było w tym czasie wyjątkowo ryzykowne, nowatorskie i nie do końca sprawdzone. Jednakże wierząc w

wyliczenia i rachunek ekonomiczny, okazało się krokiem w pełni uzasadnionym, co w późniejszych latach zostało potwierdzone. Analiza ekonomiczna outsourcingu w tym czasie nie do końca była przekonująca, albowiem zestawiając ze sobą koszty tej usługi i koszty jakie kopalnia ponosiłaby sama wykonując przedmiotowe czynności, kierowały one ten rodzaj działalności na straty. Jednakże trendy ówczesnie panujące, związane z redukcją zatrudnienia, ograniczeniem kosztów na zakupy materiałów eksploatacyjnych oraz utrudnieniami związanymi z przeprowadzaniem przetargów na wszelką działalność związaną z ruchem zakładu spowodowało, że stawiając na szalę wszystkie za i przeciw, przedstawiony kierunek i sposób wykonanej optymalizacji przyniósł zamierzone efekty, a cała procedura doprowadziła do spodziewanego sukcesu, generującego milionowe zyski.

Wykonując na bieżąco analizy ekonomiczne kosztów eksploatacji zarówno sieci sprężonego powietrza jak i całokształtu gospodarki sprężonym powietrzem, należy zwrócić uwagę, że poziom ponoszonych w KWK „Marcel” kosztów, kształtuje się na średnim, a wręcz niskim poziomie w stosunku do innych oddziałów wchodzących w skład Kompanii Węglowej SA. Poziom ten wynika z prowadzonych przez wiele lat działań oszczędnościowych, a przede wszystkim z przeprowadzonej i opisaniej w niniejszym opracowaniu gruntownej modernizacji sieci sprężonego powietrza, której efekty w chwili obecnej obserwujemy. Należy w tym miejscu podkreślić fakt, iż nakreślony przez kopalnię dalszy program działań oszczędnościowych i innowacyjnych będzie kontynuowany, z założeniem osiągnięcia kolejnych oszczędności i uzyskaniem jeszcze niższych kosztów zakupu sprężonego powietrza. W ślad za Kopalnią „Marcel” poszły wkrótce i inne zakłady, które z równie dobrym skutkiem przeprowadziły u siebie zamierzone zmiany.

LITERATURA

1. Dokumentacje techniczno-ruchowe sprężarek powietrza typoszeregu GA.
2. Dokumentacje techniczno-ruchowe sprężarek powietrza typu MARANI.
3. http://www.instalator.pl/index.php?option=com_content&view=article&id=4363%3Akoszty-sprezonego-powietrza&lang=pl
4. http://www.pjcee.pl/index_.phtml?item=energooszczednosc&item1=oszczedzanie&item2=moewzp
5. <http://www.marani.pl/>
6. <http://pneumatyka.com/sprezone-powietrze/ocena-mozliwosci-oszczedzania-energii-w-systemach-sprezonego-powietrza-program-oszczednosci-energii-sprezonego-powietrza/>
7. <http://pneumatyka.com/sprezone-powietrze/oszczednosci-energetyczne-w-instalacjach-sprezonego-powietrza-optymalizacja-kosztow-sprezonego-powietrza/>
8. <http://www.instalator.pl/archi/2012/mi1%28161%29/74.pdf>
9. Zdjęcia: Jastrzębski Rafał (archiwum kopalni).

OPTYMALIZACJA PRACY SPRĘŻAREK POWIETRZA W KW SA. ODDZIAŁ KWK „MARCEL”

Streszczenie: *Modernizacja sieci sprężonego powietrza w Kopalni „Marcel” na przestrzeni ostatnich 10 lat, której nadrzędnym celem było osiągnięcie jak najniższych kosztów zakupu sprężonego powietrza z równoczesnym ograniczeniem ilości jego zużycia.*

Słowa kluczowe: *sprężarka, sprężone powietrze, outsourcing, analiza ekonomiczna*

Damian TOMICZEK
KW SA., KWK „Marcel”
ul. Wojciecha Korfańskiego 52, 44-310 Radlin
e-mail: d.tomiczek@kwsa.pl

TECHNICZNE, EKONOMICZNE ORAZ EKOLOGICZNE ASPEKTY ZASTOSOWANIA SILNIKA GAZOWEGO ZASILANEGO GAZEM Z ODMETANOWANIA KOPALŃ

13.1 WPROWADZENIE

Od kilkunastu lat w Polsce można zaobserwować stale powiększającą się świadomość i wiedzę dotyczącą zagrożeń dla środowiska płynących z emisji metanu ze śląskich kopalń. Emisję metanu postrzega się jako jeden z najbardziej istotnych elementów wpływających na niszczenie warstwy ozonowej w stratosferze, a także jako nie wykorzystane źródło taniej, czystej energii, mogące znacząco wpłynąć na poprawę stanu środowiska naturalnego na Śląsku. Coraz to wyższe wymagania w zakresie ochrony środowiska i zwiększająca się konkurencyjność oraz konieczność usprawniania procesów technologicznych, a w konsekwencji obniżania kosztów powodują potrzebę modernizacji i usprawniania funkcjonowania zakładów górniczych. Zastosowanie układów do skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i cieplnej przy wykorzystaniu gazu z odmetanowania kopalń spalanych w silnikach gazowych może być istotnym elementem, który znacząco wpływa na poprawę potencjalnych korzyści ekonomicznych, ekologicznych – ograniczenie do minimum emisji metanu do atmosfery i energetycznych – efektywne wykorzystanie energii chemicznej zawartej w gazie wykorzystywanym aktualnie tylko w niewielkiej części.

13.2 CHARAKTERYSTYKA GAZU Z ODMETANOWANIA KOPALŃ

Kopalnie uzyskują metan w procesie odmetanowania jako produkt uboczny przy produkcji węgla. Ponieważ warunki geologiczno-górnice zmieniają się w zależności od aktualnego stanu robót górniczych, zmienia się również jego skład oraz ilość. Dla odbiorcy warunkiem korzystnego i właściwego wykorzystania gazu jest stały skład chemiczny oraz utrzymanie wielkości dostaw na ustalonym poziomie. Metan przedostający się do atmosfery w wyniku eksploatacji pokładów węgla stanowi 15-20% całkowitej jego emisji, na którą poza tym składają się głównie gazy powstające na wysypiskach śmieci oraz w gospodarce hodowlano-rolnej. Z uwagi na rozproszenie źródeł emisji biogazów, a przez to trudności w ich zagospodarowaniu wzrasta zainteresowanie odzyskiwaniem i wzbogacaniem metanu z gazów kopalnianych.

Metan występuje w różnych ilościach, jego rozmieszczenie jest również bardzo nierównomierne. W północnej i środkowej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego na

niektórych terenach metan w ogóle nie występuje lub występuje w nieznacznych ilościach. Natomiast w południowej części Zagłębia występują obszary o bardzo silnej metanowości.

Praktyka przemysłowa pokazuje, że gaz z odmetanowania kopalń, wykorzystywany jest tylko częściowo. Dotychczas nie istnieje również taka możliwość, która pozwalałaby na magazynowanie tego rodzaju gazu w okresie letnim, ponieważ brak jest zbiorników, które mogą pomieścić tak dużą ilość gazu [5].

W Polsce gaz metanowy wykorzystuje się do spalania w:

- kotłach gazowych dla potrzeb centralnego ogrzewania,
- kotłach węglowych, w których zainstalowano dodatkowe palniki gazowe dla potrzeb centralnego ogrzewania,
- silnikach tłokowych napędzających generator elektryczny,
- silnikach spalinowych napędzających bloki energetyczno-chłodnicze.

13.3 UKŁADY KOGENERACYJNE Z ZASTOSOWANIEM GAZOWYCH SILNIKÓW SPALINOWYCH

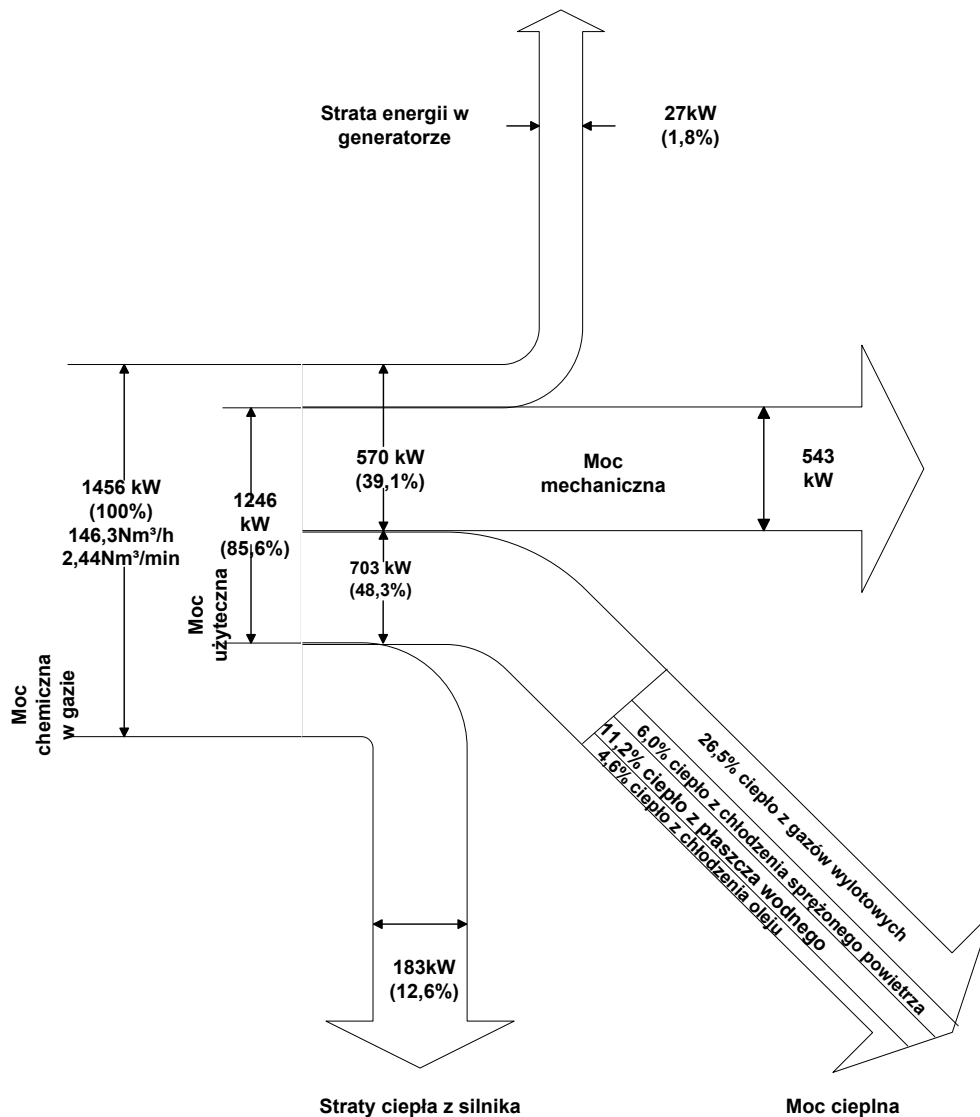
Postęp w konstrukcji silników spalinowych oraz zwiększenie ilości ofert i konkurencyjności dostępnych produktów wiąże się z ogromnym postęпом techniki jaki dokonał się w ciągu ostatnich lat. Postęp techniczny wpłynął na zmniejszenie wymiarów i ciężaru silników gazowych, obniżenie ceny zakupu, zwiększenie ich niezawodności oraz poprawę sprawności. Zmiany konstrukcyjne nie wpłynęły na skrócenie przebiegów międzyremontowych, a wręcz odwrotnie – wydłużono przebiegi międzyremontowe, zdecydowanie skrócono czas trwania remontów i jego koszt. Na uzyskanie takich właśnie rezultatów złożyły się: turbodoładowanie silnika, wprowadzenie technologii spalania mieszanek zubożonych, wielowariantowe projektowanie silników – dokładne poznanie zjawiska spalania w cylindrze, rozwój układów zasilania i lepsze napełnianie cylindrów, stosowanie dokładnej i szybkiej regulacji składu mieszanki w każdym z cylindrów, postęp w inżynierii materiałowej – mikroprocesorowa kontrola pracy silników, rozbudowa układów sterowania i zabezpieczeń technologicznych, doskonała kontrola jakości na każdym etapie produkcji, zdecydowane zwiększenie sprawności i niezawodności generatorów elektrycznych oraz urządzeń pomocniczych.

Skojarzone wytwarzanie energii elektrycznej i ciepłej przy pomocy gazowego silnika spalinowego jest nowoczesną i bardzo efektywną technologią polegającą na użyciu do napędu generatora elektrycznego wielocylindrowego, turbodoładowanego silnika spalinowego na mieszanki gazowe specjalnie zubożone. Istotą działania tego typu silników jest odejście od mieszanek stechiometrycznych, które były stosowane do niedawna w silnikach niskociśnieniowych i przejście na mieszanki zubożone z równoczesnym znacznym wzrostem ciśnienia sprężania mieszanki gazowej [7]. Tego typu silniki mogą również pracować przy wysokich obrotach charakterystycznych dla silników o zapłonie iskrowym, a to z kolei wpływa znacząco na redukcję emisji spalin, wysoką moc jednostkową, lżejszą konstrukcję, niższe koszty inwestycyjne oraz stosunkowo wysoką sprawność.

Nowoczesne, wielocylindrowe, średniobieżne silniki spalinowe mogą pracować bez dużych obciążeń dynamicznych. Dlatego też nie wymagają zbyt mocnych fundamentów, a w niektórych przypadkach w ogóle się bez nich obywiają. Ramy silników mogą być osadzone na

niewielkim fundamencie lub bezpośrednio na posadzce. Obroty silników w zakresie 1000-1500 obr/min są obrotami synchronicznymi, co pozwala uniknąć zastosowania przekładni mechanicznej współpracującej z generatorem. Połączenie silnika i generatora odbywa się tylko za pośrednictwem sprzęgła elastycznego.

Z samej zasady działania silnika wynika, że oprócz energii elektrycznej, można wytwarzać ciepło, które uzyskuje się z chłodzenia oleju, wody chłodzącej blok cylindrowy i głowice cylindrów, chłodzenia powietrza oraz ze spalin wylotowych. Szczegółowy bilans energetyczny gazowego silnika spalinowego przedstawiono na rysunkach 13.1 oraz 13.2.



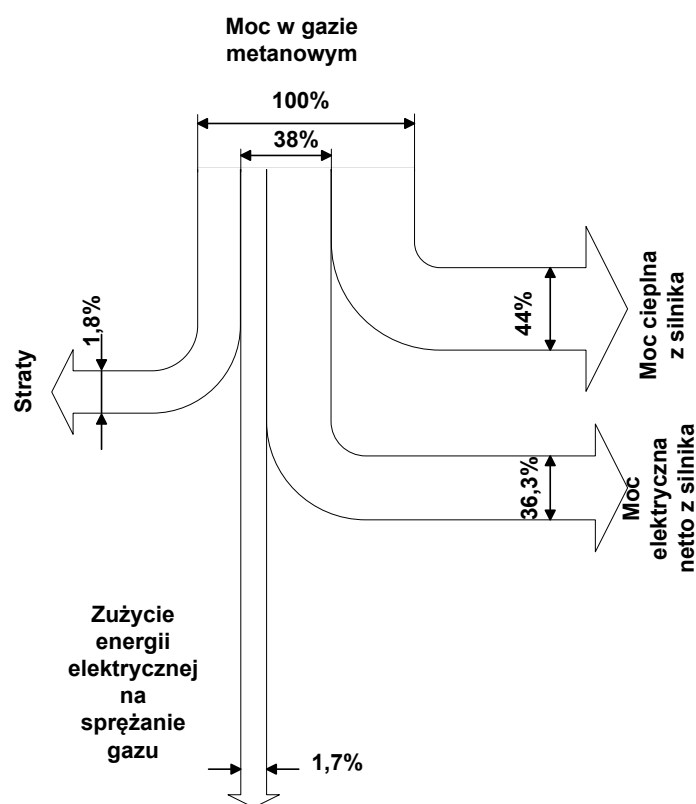
Rys. 13.1 Wykres bilansu energii dla agregatu z silnikiem spalinowym, turbodoładowanym

Źródło: [6]

Wielkość uzyskanych oszczędności energetycznych i efektów finansowych zależy w sposób zasadniczy od sposobu wykorzystania posiadanych zasobów gazu.

Przy skojarzonym wytwarzaniu ciepła i energii elektrycznej z zastosowaniem silnika zasilanego gazem z odmetanowania kopalń, można zagospodarować na miejscu zarówno

energię elektryczną i ciepło, a tym samym zrezygnować z części energii elektrycznej zamawianej w przedsiębiorstwach energetycznych, a także ograniczyć ilość ciepła pobieranego z kotłowni węglowej lub z lokalnej sieci ciepłowniczej.



Rys. 13.2 Bilans energetyczny silnika spalinowego na gaz z odmetanowania wytwarzającego energię elektryczną i ciepło

Źródło: [6]

Wybór lokalizacji oraz technologii zagospodarowania wolnego gazu z odmetanowania kopalń powinien uwzględniać założenia od których uzależnione będą możliwe do uzyskania wyniki ekonomiczne, a należą do nich:

- każdy silnik gazowy wytwarzający w skojarzeniu energię elektryczną i ciepłą powinien posiadać połączenie do następujących sieci: elektrycznej, ciepłej i gazowej. Dlatego też aby zoptymalizować koszty połączeń z tymi sieciami, najkorzystniejszym rozwiązaniem wydaje się usytuowanie go w pobliżu „środka ciężkości” punktów połączeń do tych sieci, starając się w pobliżu znaleźć wolną przestrzeń na budowę budynku lub też zaadoptować istniejącą infrastrukturę, w której można umieścić silnik gazowy oraz urządzenia pomocnicze,
- możliwy do uzyskania przychód w wyniku przetworzenia gazu z odmetanowania jest wskaźnikiem pozwalającym ukierunkować decyzje dotyczące wyboru najbardziej przydatnej technologii wykorzystania tego gazu w konkretnych warunkach lokalnych.

Ze względu na wysoką sprawność oraz stosunkowo niski poziom wymaganych nakładów inwestycyjnych, większość skojarzonych układów energetyczno-ciepłych budowana jest z wykorzystaniem silników spalinowych [2]. Do podstawowych zalet silników gazowych oprócz wspomnianych już wcześniej sprawności oraz niskich nakładach

inwestycyjnych, niewątpliwie należą również: korzystna charakterystyka regulacyjna, dostępność w szerokim zakresie mocy, możliwość modułowej konstrukcji układów większej mocy. Do wad natomiast zalicza się: stosunkowo wysokie koszty napraw i remontów, skomplikowany układ odzysku ciepła, ograniczone możliwości uzyskiwania wysokich parametrów czynnika grzewczego, rozbudowany układ gospodarki olejowej, konieczność stosowania katalizatorów w celu ograniczenia tlenków węgla i węglowodorów.

13.3.1 Możliwości stosowania gazowych silników spalinowych

Obecnie w Polsce obserwuje się rosnące zainteresowanie i rosnący popyt na gazowe silniki spalinowe, zasilane gazem z odmetanowania kopalń. Stosowanie tych urządzeń ma już w tej chwili charakter uniwersalny. Można je stosować do pracy podstawowej lub szczytowej, z odzyskiem ciepła lub bez, przy zastosowaniu paliw gazowych. W celu obniżenia rosnących kosztów energii, zaczęto stosować w kopalniach silniki zasilane gazem z odmetanowania, zwane też „układami energetyki kompleksowej”. Sama zasada funkcjonowania takiego układu polega na powiązaniu w jedną całość układu technologicznego zakładu górniczego z wytwarzaniem w nim tj. u odbiorcy energii elektrycznej i cieplnej oraz odzysku energii, zarówno podczas trwania procesu technologicznego, jak i po jego zakończeniu. Takie kompleksowe, łączne traktowanie procesów technologicznych i przemian energetycznych może być źródłem znacznych efektów ekonomicznych i przy okazji przyczynić się do znacznej redukcji emitowanych do atmosfery zanieczyszczeń. Do realizacji takich „układów energetyki kompleksowej” doskonale nadają się silniki spalinowe zasilane gazem z odmetanowania kopalń, wytwarzające wprost u odbiorcy energię elektryczną i ciepło w postaci najbardziej dla niego dogodnej. Sprowadzając to rozwiązanie na grunt Górnego Śląska, a szczególnie do otoczenia kopalń, gdzie dostępny jest gaz z odmetanowania kopalń, można stwierdzić bez większego ryzyka, że wykorzystanie tegoż gazu do produkcji energii elektrycznej i ciepła jest zawsze opłacalne i zapewnia szybki zwrot poniesionych nakładów. Wynika to między innymi z faktu, że cena 1 m³ gazu z odmetanowania jest kilkakrotnie niższa niż 1 m³ gazu z sieci.

13.3.2 Techniczne, ekologiczne i ekonomiczne aspekty zastosowania silników gazowych zasilanych gazem z odmetanowania kopalń

Celowość produkcji energii elektrycznej i cieplnej z zastosowaniem gazowych silników spalinowych zasilanych gazem z odmetanowania kopalń wynika głównie z zasad termodynamicznych, które prowadzą do ograniczenia zużycia paliw pierwotnych w porównaniu z rozdzieloną produkcją energii tzn. w elektrowniach i ciepłowniach. Silniki te zwykle stosuje się tam, gdzie występuje odpowiednie zapotrzebowanie na energię elektryczną i cieplną. Owo zapotrzebowanie charakteryzuje się zmiennością, a ta z kolei zależna jest od pory roku oraz przebiegu procesów realizowanych rodzaju zasilanych obiektów. Zapotrzebowanie, a w zasadzie jego zmienność i wielkość w sposób zasadniczy wpływają na dobór silnika i całego układu.

Wymienione wyżej założenia przemawiają za instalowaniem silników gazowych, niemniej jednak należy pamiętać, że przed podjęciem ostatecznej decyzji i wyborze właściwego układu złożonego z silników gazowych powinien zdecydować wynik finansowy, na który składa się wiele czynników takich jak: ceny paliwa, energii elektrycznej i cieplnej,

zmienność zapotrzebowania na energię elektryczną i ciepło. Najkorzystniejsze efekty finansowe uzyskuje się, gdy silnik dobrano w sposób optymalny dla określonej sytuacji tzn. w konkretnych warunkach technicznych i ekonomicznych, uwzględniając czynniki mikroekonomiczne tj. takie, które zależą od decyzji przedsiębiorcy (wybór lokalizacji silników, technologii i adaptacja istniejącej infrastruktury) oraz makroekonomicznych (koszty opłat za korzystanie ze środowiska, ceny energii elektrycznej i ciepła), których znajomość pozwala w sposób bardziej efektywny planować proces inwestycyjny. Efekty ekologiczne uzyskiwane w przypadku stosowania silników spalinowych zasilanych gazem z odmetanowania są nadspodziewanie duże. Wynikają one przede wszystkim ze zmniejszenia ilości zużywanej energii pierwotnej, stosowania paliwa, które z natury daje mniejsze zanieczyszczenie powietrza atmosferycznego, wyboru silnika o krańcowo niskiej zawartości szkodliwych substancji w spalinach. Uzyskuje się więc efekt skumulowany.

Duże możliwości uzyskania dodatkowych przychodów bądź oszczędności opłat za emisję daje zmniejszenie emisji metanu do atmosfery. Metan w porównaniu do dwutlenku węgla ma potencjał grzewczy od 21 do 25 razy większy. Spalanie metanu powoduje w zamian emisję dwutlenku węgla co pozwala na ograniczenie emisji metanu, a tym samym daje wielorakie możliwości jego wykorzystania jako paliwa potrzebnego do wytworzenia i generacji energii. Z 1 kg metanu powstaje 2,75 kg CO₂ więc oszczędność emisji ekwiwalentnej wynosi 18,25 (20,25) kg na kilogram czystego metanu [1]. Ograniczenie zatem emisji dwutlenku węgla podczas spalania przy tradycyjnej metodzie produkcji energii elektrycznej w elektrowniach ma duże znaczenie. W procesie tym, dwutlenek węgla jest wytwarzany w ogromnych ilościach ok. 3,67 razy większych niż ilość chemicznego węgla zawartego we wszystkich paliwach – stałych, płynnych i gazowych. Zmniejszenie jego emisji jest bardzo trudne, gdyż jego wytwarzanie wynika z samej istoty spalania paliw. W skali przemysłowej nie da się go zaabsorbować chemicznie ze spalin – tak jak się to robi z SO₂, NO i NO₂. Jeśli pominąć nawet ogromne ilości absorbentu, chemiczne związanie CO₂ będzie zawsze wymagało znacznych ilości energii i dodatkowych kosztów. Stosowanie gazowych silników spalinowych do skojarzonego wytwarzania energii elektrycznej i ciepłej jest jednym z najprostszyc i najbardziej skutecznych sposobów ograniczenia emisji metanu oraz dwutlenku węgla do atmosfery, a sam efekt ekologiczny zostaje uzyskany przy okazji zainstalowania i eksploatacji nowoczesnego, wysokosprawnego i stosunkowo taniego źródła energii elektrycznej i ciepłej.

13.4 STACJA ODMETANOWANIA I SILNIK GAZOWY KWK „MARCEL”

Za budową powierzchniowej stacji odmetanowania w kopalni „Marcel” jeszcze w latach siedemdziesiątych ubiegłego stulecia przemawiały względy ekonomiczne i techniczne, wskazujące, że największą skuteczność w profilaktyce metanowej uzyskuje się poprzez odmetanowanie z ujęciem metanu na powierzchni. Głównymi zaletami takiego rozwiązania jest możliwość wytworzenia w instalacji odmetanowania wysokiej depresji; większa wydajność systemu, łatwy dostęp do urządzeń stacji w celu konserwacji i remontów oraz wynikająca stąd większa niezawodność ruchowa. Ujęcie metanu przez jedną powierzchniową stację posiada jeszcze jedną istotną zaletę z punktu widzenia zagospodarowania metanu, bowiem ujmowanie metanu z różnych rejonów kopani o zmiennej metanowości powoduje, że gaz na wylocie ze stacji odmetanowania ma w przybliżeniu stałe parametry (ilość, stężenie

metanu). Stałe parametry dostarczanego gazu do odbiorców skutkują tym, że gaz jest zagospodarowywany niemal w całości.

Do czasu przeprowadzenia modernizacji istniejącej od lat siedemdziesiątych stacji odmetanowania, przedmiotowa stacja wyposażona była w trzy sprężarki typu Zgoda M60-G1 z silnikami elektrycznymi typu SZDSp94f o mocy 155 kW, z których jedna pracowała, druga stanowiła rezerwę na wypadek awarii, a trzecia była w tym czasie remontowana. Maksymalna wydajność stacji odmetanowania wynosiła 180 m³/min. W takiej konfiguracji stacja pracowała ponad 37 lat.

W lipcu 2013 roku nakładem ponad 8 mln złotych zakończono w kopalni „Marcel” modernizację i przebudowę starej powierzchniowej stacji odmetanowania. W ramach zaplanowanych w tym zakresie prac zdemontowano stare sprężarki rotacyjne typu Zgoda, wykonano fundamenty pod nowe sprężarki, wykonano montaż orurowania ssącego i tłoczego, przebudowano budynek stacji odmetanowania, zabudowano kominy układu rozcieńczania wraz z fundamentami, zamontowano chłodnie wentylatorowe i układ odzysku ciepła, zabudowano dwie nowe sprężarki rotacyjne z tłokami obrotowymi firmy Aerzener typu F-150-78/DN300 oraz wymieniono aparaturę kontrolno pomiarową. Prace te wykonywała firma Armex wraz z podwykonawcą firmą Carboatomatyka.

Powierzchniowa stacja odmetanowania połączona jest z dołową siecią odmetanowania poprzez rurociąg biegnący estakadą do szybu Markłowice II. W szybie Markłowice II poprowadzony jest rurociąg zbiorczy do poziomu 400 m, który połączony jest z siecią rurociągów na poziomach 165, 200 i 380 m, którymi prowadzi się odmetanowanie z części markłowickiej kopalni. Do części macierzystej rurociąg odmetanowania poprowadzony jest z poziomu 380 m otworami technologicznymi przy szybie Markłowice II na poziom 400 m i dalej na poziom 600 m, skąd wyrobiskami (obieg wozów szyb Markłowice II, przekop Markłowicki, przekop równoległy i obieg wozów szyb III) na poziomie 600 m sieć rurociągów odmetanowania doprowadzona jest do części macierzystej kopalni. Z poziomu 600 m poprzez otwór technologiczny przy szybie III rurociąg poprowadzony jest na poziom 800 m i dalej poprzez kolejny otwór technologiczny z obiegu wozów szybu III poz. 800 m do chodnika wentylacyjnego F-1 w pokładzie 713/2 na poziom 850 m, a dalej siecią rurociągów w rejon ściany M-4 w pokładzie 712/1-2 i 712/1-2-713/1. Dołowa sieć rurociągów odmetanowania liczy w kopalni „Marcel” prawie 12,5 kilometra.

Odmetanowanie naszego złoża prowadzone jest także za pomocą dwóch otworów powierzchniowych zlokalizowanych na terenie gminy Markłowice. Te powierzchniowe otwory, rurociągami o długości 2,5 km, ułożonymi pod ziemią połączone są ze stacją odmetanowania. W ten sposób rurociągami trafia do powierzchniowej stacji od 4 do 11 m³ CH₄/min. Średnia koncentracja gazu w kopalni „Marcel” za 2013 r. wyniosła ok. 60%.

Prognozę odmetanowania i zagospodarowania metanu (w przeliczeniu na czysty metan) w KWK „Marcel” do 2016 r przedstawiono w tabeli 13.1.

Gaz ujmowany w powierzchniowej stacji odmetanowania, kopalnia „Marcel” sprzedaje do Oddziału Zakładu Elektrociepłowni KW SA, gdzie do tej pory spalany był w kotłowni w części markłowickiej jedynie do produkcji energii cieplnej. Po zainstalowaniu w tejże kotłowni przez ZEC KW SA. nowego silnika gazowego, służącego do produkcji energii elektrycznej z marcelowskiego metanu, produkowana teraz jest także energia elektryczna. Wyprodukowana przez ten silnik energia elektryczna zagospodarowywana jest w całości

przez kopalniane urządzenia elektryczne.

Przewiduje się, że w kopalni „Marcel” wyżej opisanym sposobem w latach 2014-2019 ujmowało się będzie i gospodarczo wykorzystywało ok. 6,1 mln m³CH₄/rok [3].

Tabela 13.1 Prognoza odmetanowania i zagospodarowania metanu w KWK „Marcel” do 2016 r

Lp.	Wyszczególnienie	Jedn. miary	Plan/Lata		
			2014	2015	2016
1	Całkowita ilość metanu wydzielona w procesie eksploatacji węgla	tys. m ³	24500	25000	25000
1.1	emisja do atmosfery (w wentylacji)	18200	18200	18200	18200
1.2	z tego: ujętego na powierzchnię w stacjach odmetanowania	6300	6800	6300	6800
2	Zagospodarowanie ujętego metanu - ogółem	tys. m ³	5600*	6100*	6100*
2.1	wykorzystanie na potrzeby własne	5600*	5100	5600*	6100
2.2	z tego: przekazanie (sprzedaż) odbiorcom przemysłowym	-	-	-	-
3	Zagospodarowanie ujętego metanu do produkcji energii cieplnej	tys. m ³	1900	2400	2400
4	Zagospodarowanie ujętego metanu do produkcji energii elektrycznej	tys. m ³	3200,0	3700	3700
5	Udział wykorzystania ujętego metanu do produkcji energii cieplnej i elektrycznej [(w.3 / w.2.)] x 100	%	100	100	100
6	Wskaźnik metanowości względnej (w. 1/wydobycie kopalni)	m ³ /t	11,2	11,2	11,2

Zródło: [4]

*zwiększona ilość zagospodarowanego metanu wynika z przedsięwzięcia tj. zabudowa silnika gazowego na terenie szybu Markłowice

PODSUMOWANIE

Produkcja energii elektrycznej i cieplnej w KWK „Marcel” z zastosowaniem gazowego silnika spalinowego wykorzystującego paliwo, jakim jest gaz z odmetanowania kopalń może w części pokryć zapotrzebowanie kopalni na media energetyczne. Zastosowanie układu energetycznego na bazie silnika gazowego stanowi bardzo efektywne ekonomicznie rozwiązanie, zarówno w zakresie wykorzystania taniego lokalnego paliwa jak i pozyskania części energii z lokalnego źródła. Taka sytuacja pozwala na częściowe uniezależnienie się od dostaw zewnętrznych przedsiębiorstw energetycznych, uzyskanie tańszej „czystej energii” oraz prowadzenie własnej strategii i gospodarki energetycznej kopalni. Niestety, silnik ten nie gwarantuje pełnego bezpieczeństwa dostaw energii, ponieważ w przypadku zaburzenia dostaw gazu następuje jego wyłączenie i postój.

Ponadto eksploatacja tego silnika ma istotne znaczenie dla: poprawy bezpieczeństwa robót górniczych oraz ograniczenia negatywnych następstw ekologicznych związanych z emisją metanu do atmosfery.

LITERATURA

1. „Energetyka”, SEP COSiW Warszawa, Oficyna Wydawnicza ENERGIA Katowice, czerwiec 2008.
2. Kalina J., Skorek J.: Energetyczne wykorzystanie metanu z pokładów węgla likwidowanych kopalń. Przegląd Górniczy 7-8/2003.

3. Przegląd kopalniany nr 228 luty 2014.
4. Program odmetanowania górotworu KW SA. Oddział KWK „Marcel”.
5. Roszkowski J., Szlązak N.: Wybrane problemy odmetanowania węgla. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków, 1999.
6. Szargut J., Ziębik A.: Podstawy energetyki cieplnej. PWN, Warszawa 2000.
7. Zimny J.: Wykorzystanie gazu kopalnianego do celów energetycznych.

TECHNICZNE, EKONOMICZNE ORAZ EKOLOGICZNE ASPEKTY ZASTOSOWANIA SILNIKA GAZOWEGO ZASILANEGO GAZEM Z ODMETANOWANIA KOPALŃ

Streszczenie: *Niniejszy referat zawiera ogólną charakterystykę gazu z odmetanowania kopalń, opis zastosowania układów kogeneracyjnych z zastosowaniem gazowych silników spalinowych oraz aspekty techniczne, ekonomiczne i ekologiczne ich stosowania*

Słowa kluczowe: *kogeneracja, metan, silnik gazowy*

Damian TOMICZEK, Rafał WIZNER
KW SA. KWK „Marcel”
ul. Wojciecha Korfantego 52, 44-310 Radlin
e-mail: d.tomiczek@kwsa.pl; r.wizner@kwsa.pl

14

ANALIZA STOSOWANYCH SPOSOBÓW PRZEWIETRZANIA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH W POLSKICH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

14.1 WSTĘP

Jednym z podstawowych surowców energetycznych, w Polsce, Europie oraz na świecie jest węgiel kamienny, stanowiący bardzo ważne źródło energii. Podziemna eksploatacja tej kopaliny w Polsce charakteryzuje się trudnymi warunkami geologiczno-górnictwymi, a także występowaniem wielu zagrożeń, w tym zagrożeń naturalnych [9, 10, 14], które w istotny sposób wpływają na poziom bezpieczeństwa w podziemnych wyrobiskach górniczych.

Podstawowe znaczenie dla bezpieczeństwa osób pracujących w podziemnych wyrobiskach górniczych kopalń węgla kamiennego ma skuteczne przewietrzanie tych wyrobisk [13]. Głównym celem przewietrzania wyrobisk jest dostarczenie świeżego powietrza załodze oraz ograniczenie zagrożenia gazowego związanego z prowadzoną eksploatacją. W większości bowiem kopalń wydobywających węgiel kamienny występują zagrożenia gazowe, spośród których najczęstsze jest zagrożenie metanowe [13].

Z punktu widzenia bezpieczeństwa wentylacji wyrobisk górniczych, istotne znaczenie odgrywa także zagrożenie pożarowe. Zagrożenie metanowe oraz zagrożenie pożarowe są przykładem zagrożeń skojarzonych, silnie ze sobą związanych.

Ściany wydobywcze przewietrzane mogą być różnymi sposobami przewietrzania: sposobem na „U”, „Y”, „Z”, zarówno w odmianie do granic jak i od granic pola eksploatacji, oraz sposobem na „H”, który wymaga utrzymania chodników przyścianowych.

Przy doborze sposobu przewietrzania ściany wydobywczej służby wentylacyjne kopalń bardzo często muszą zdecydować, który z nich będzie bezpieczniejszy i skuteczniejszy w przypadku współwystępowania zagrożenia pożarowego i metanowego. Często sposób przewietrzania, który lepiej sprawdza się przy zwalczaniu zagrożenia metanowego, jest mniej korzystny w przypadku występowania zagrożenia pożarowego. Rejonem, w którym występują oba te zagrożenia są zroby zawałowe ścian wydobywczych.

W polskich kopalniach węgla kamiennego zdecydowana większość wyrobisk eksploatacyjnych prowadzona jest systemem ścianowym z zawałem skał stropowych [6], który wypełnia wolną przestrzeń powstałą po wybranym pokładzie. W zależności od odległości od frontu ściany, stopień wypełnienia wybranej przestrzeni jest zróżnicowany; im większa odległość od frontu, tym szczelniejsze jest wypełnienie przestrzeni zawałowej skałami stropowymi [9, 10, 11]. Wybrana przestrzeń nie zostanie jednak wypełniona w takim stopniu, w jakim wcześniej wypełniał ją pokład. Tym samym w strefie zawału powstaje

gruzowisko skalne zawierające wolne przestrzenie, tworzące ośrodek przepuszczalny, powstały w wyniku działalności górniczej, przez który odbywa się przepływ gazów.

Niezależnie od wybranego sposobu przewietrzania, w każdym z nich w czasie doprowadzania powietrza do eksploatowanych ścian, występują ucieczki gazów do zrobów ścian zawałowych (strefy zawału).

Prąd świeżego powietrza, przepływający przez ścianę, ma tendencję do kierowania się do strefy zawału na całej długości ściany, jednak największa jego ilość dostaje się do przestrzeni zawałowej na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem przyścianowym (od strony wlotu powietrza do ściany). Migracja powietrza do pola zawałowego występuje również podczas doprowadzania, jak i odprowadzania powietrza ze ściany chodnikami przyścianowymi. Ilość powietrza dopływającego do przestrzeni zrobów ścian zawałowych ma znaczenia w przypadku występowania w kopalniach zagrożenia pożarowego oraz metanowego.

Dopływające powietrze do pola zawałowego stwarza ryzyko samozapalenia się węgla pozostawionego w zrobach, jak również wydzielania się metanu z resztek węgla oraz ryzyko migracji metanu pochodzącego z pokładów (metanowych) poprzez występujące w górotworze szczeliny, spękania, kanaliki, do eksploatowanej ściany.

Badanie przepływu powietrza przez zrobby zawałowe w warunkach *in situ* jest praktycznie wykluczone, dlatego nieodzowne staje się poszukiwanie innych, alternatywnych metod umożliwiających analizę tego zjawiska. Takie możliwości stwarzają badania modelowe przepływów oparte o symulacje numeryczne. Metody te coraz częściej stosuje się do rozwiązywania zagadnień związanych z przewietrzaniem wyrobisk górniczych [2, 3, 5, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15]. Zaznaczyć jednak należy, że wyniki uzyskane na podstawie symulacji numerycznych (w celu ich uwiarygodnienia), powinny podlegać weryfikacji w oparciu o badania eksperymentalne.

W artykule przedstawiono analizę sposobów przewietrzania ścian wydobywczych stosowanych w polskich kopalniach węgla kamiennego w ostatnim dziesięcioleciu oraz analizę numeryczną przepływu powietrza przez zrobby zawałowe przy stosowaniu najpopularniejszych sposobów przewietrzania.

14.2 CHARAKTERYSTYKA WYBRANYCH SPOSOBÓW PRZEWIETRZANIA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH STOSOWANYCH W POLSKICH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO




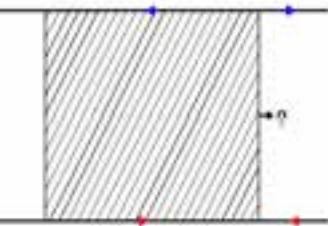
W polskich kopalniach węgla kamiennego znalazły zastosowanie następujące sposoby przewietrzania ścian wydobywczych:

- przewietrzanie sposobem na „U” do granic pola eksploatacji,
- przewietrzanie sposobem na „U” od granic pola eksploatacji,
- przewietrzanie sposobem na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym,
- przewietrzanie sposobem na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym od strony zrobów,
- przewietrzanie sposobem na „Y” z odprowadzaniem powietrza zużytego w dwóch kierunkach,
- przewietrzaniem sposobem na „Z” od granic pola eksploatacji,

- przewietrzanie sposobem na „Z” do granic pola eksploatacji,
- przewietrzanie sposobem na „H”.

Tabela 14.1 Charakterystyka sposobów przewietrzania ścian wydobywczych

Sposób przewietrzania	Schemat przewietrzania	Charakterystyka sposobu przewietrzania
„U” do granic		Powietrze doprowadzane i odprowadzane jest ze ściany chodnikami przyścianowymi. Na całej ich długości styka się ze zrobami zawałowymi, stąd też zachodzi konieczność ich uszczelniania. Zasadniczą zaletą tego sposobu jest możliwość jednoczesnego prowadzenia robót przygotowawczych i eksploatacji węgla. Sposób ten korzystnie wpływa na prowadzenie eksploatacji w warunkach zagrożenia tapaniami. W przypadku dużego natężenia przepływu powietrza przez zroby zawałowe, wzrasta w nich zagrożenie pożarowe, co jest zasadniczą wadą tego sposobu przewietrzania ścian wydobywczych.
„U” od granic		Powietrze do ściany doprowadzane jest chodnikiem podścianowym, a odprowadzane – chodnikiem nadścianowym. Strumień powietrza przepływając przez ścianę wydobywczą na całej swej długości styka się ze zrobami zawałowymi. Przewietrzanie ścian tym sposobem ma dwie zasadnicze zalety, mianowicie występuje tutaj ograniczony przepływ powietrza przez zroby, a w rezultacie – ograniczone zagrożenie pożarowe w zrobach zawałowych. Do wad tego sposobu przewietrzania ścian zaliczyć należy wynoszenie metanu i dopływ ciepła do ściany ze zrobów. Przewietrzanie ścian tym sposobem może być stosowane w przypadku występowania wszystkich kategorii zagrożenia metanowego, jednak przy III i IV kategorii sposób ten musi być połączony z efektywnym odmetanowaniem.
„Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym		Strumień powietrza doprowadzany jest chodnikiem podścianowym do ściany, oraz dodatkowo chodnikiem nadścianowym (doświeżanie). Zużyte powietrze odprowadzane jest ze ściany chodnikiem nadścianowym (wzdłuż zrobów zawałowych), dlatego zachodzi konieczność jego uszczelniania. Przewietrzanie tym sposobem stosowane jest przy większych wypływach metanu ze zrobów zawałowych; wynoszony z nich do chodnika nadścianowego metan rozrzedzany jest większą ilością powietrza.
„Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym od strony zrobów		Strumień powietrza doprowadzany jest chodnikiem podścianowym do ściany, oraz dodatkowo chodnikiem nadścianowym (doświeżanie) utrzymywanym wzdłuż zrobów zawałowych, dlatego zachodzi konieczność jego uszczelniania. Zużyte powietrze odprowadzane jest ze ściany chodnikiem nadścianowym. Przewietrzanie ścian tym sposobem powoduje wzrost zagrożenia metanowego w jej narożu, przyczynia się także do dopływu do ściany ciepła wynoszonego ze zrobów. Przewietrzanie ścian tym sposobem korzystne jest dla występowania zagrożenia pożarowego, ponieważ istnieje możliwość dostarczania substancji do zrobów.

<p>„Y” z odprowadzaniem powietrza zużytego w dwóch kierunkach</p>		<p>Strumień powietrza doprowadzany jest do ściany chodnikiem podścianowym, a odprowadzany – chodnikiem nadścianowym w dwóch kierunkach. W odcinku chodnika nadścianowego niestykającego się ze zrobami nie występują wysokie stężenia metanu, ponieważ jest on częściowo odprowadzany ze zrobów wraz z zużytym powietrzem chodnikiem nadścianowym utrzymywanym wzdłuż zrobów. Sposób ten korzystny jest podczas eksploatacji w warunkach zagrożenia tapaniami. Wadą tego sposobu przewietrzania jest wzrost zagrożenia pożarowego w zrobach.</p>
<p>„Z” od granic pola eksploatacji</p>		<p>Przepływające przez ścianę wydobywcą powietrze na całej jej długości styka się ze zrobami zawałowymi oraz chodnikiem nadścianowym przyległym do zrobów zawałowych. Strumień powietrza wraz z metanem nie gromadzi się w ścianie, ponieważ wypływa dopiero w chodniku nadścianowym. Zasadniczą wadą tego sposobu przewietrzania ścian jest możliwość swobodnego przepływu powietrza przez zrobry, co doprowadzić może do pożaru endogenicznego.</p>
<p>„Z” do granic pola eksploatacji</p>		<p>Powietrze przepływające przez ścianę na całej jej długości styka się ze zrobami zawałowymi oraz chodnikiem podścianowym. Strumień powietrza doprowadzany do ściany chodnikiem podścianowym wpływa także do zrobów i wymywa gromadzący się w nich metan, co powoduje, że taka mieszanka przepływając przez ścianę stwarza poważne zagrożenie metanowe. Powietrze migrujące do zrobów zawałowych stwarza w nich także zagrożenie pożarowe.</p>
<p>„H”</p>		<p>Stosowanie tego sposobu przewietrzania ścian wymaga utrzymania chodników przyścianowych od strony zrobów. Świeże powietrze doprowadzane jest do ściany chodnikiem podścianowym (również utrzymywanym od strony zrobów), a odprowadzane jest ze ściany chodnikiem nadścianowym (także w kierunku zrobów). Sposób ten charakteryzuje się silnym przewietrzaniem zrobów zawałowych, korzystny jest zatem do stosowania w przypadku prowadzenia eksploatacji w warunkach zagrożenia tapaniami, zagrożenia metanowego oraz klimatycznego. Stosowanie tego sposobu jest jednak niekorzystne ze względu na możliwość wystąpienia pożaru endogenicznego w zrobach.</p>

W tabeli 14.1 przedstawiono charakterystyki sposobów przewietrzania ścian wydobywczych stosowanych w polskich kopalniach węgla kamiennego [7, 8, 9, 10, 11, 12].

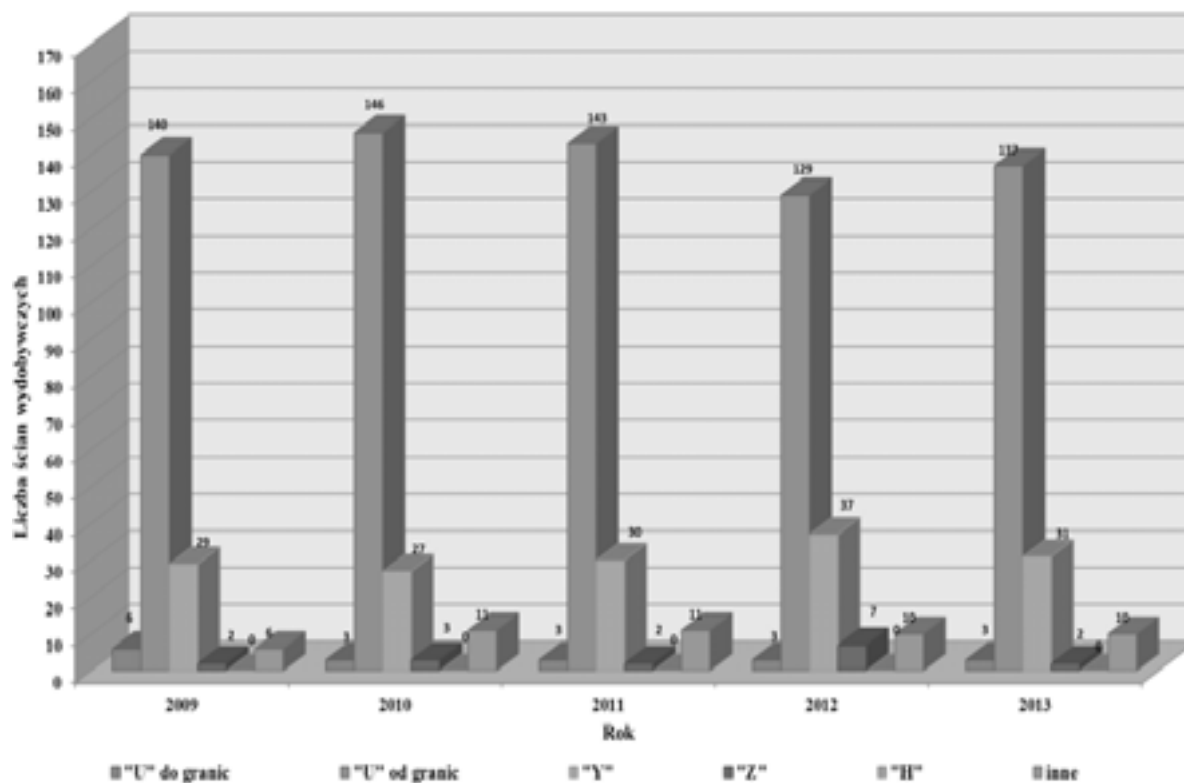
14.3 ANALIZA SPOSOBÓW PRZEWIETRZANIA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH STOSOWANYCH W POLSKICH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO W LATACH 2009-2013

Najczęściej stosowanym sposobem przewietrzania ścian wydobywczych pod koniec lat 90-tych XX wieku był sposób na „U” od granic pola eksploatacji – stanowił ponad połowę stosowanych sposobów przewietrzania analizowanych wyrobisk [10].

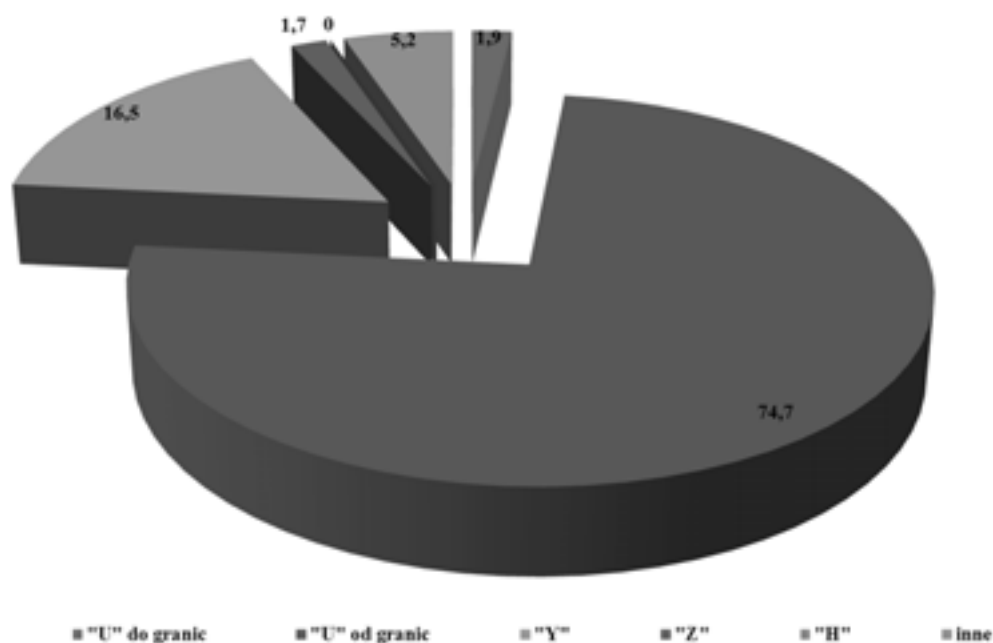
Analizą sposobów przewietrzania ścian wydobywczych w latach 2009-2013 objętych

zostało 931 tych wyrobisk zlokalizowanych w 22 kopalniach węgla kamiennego (jedno, dwu i trzy ruchowych).

Wyniki analizy sposobów przewietrzania ścian w latach 2009-2013 przedstawione zostały na rysunku 14.1 oraz 14.2.



Rys. 14.1 Stosowane sposoby przewietrzania ścian wydobywczych w latach 2009-2013 w polskich kopalniach węgla kamiennego



Rys. 14.2 Procentowy udział sposobów przewietrzania ścian wydobywczych w latach 2009-2013

Z przeprowadzonej analizy wynika jednoznacznie, że w latach 2009-2013 najczęściej stosowanym sposobem przewietrzania ścian wydobywczych był sposób na „U” od granic pola eksploatacji. Z 931 ścian wydobywczych eksploatowanych w latach 2009-2013 sposób ten stosowano w ponad 74% analizowanych wyrobisk.

Drugim najczęściej stosowanym sposobem przewietrzania ścian wydobywczych w latach 2009-2013 był sposób na „Y” w różnych jego odmianach (z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym, z rozprowadzaniem zużytego powietrza w dwóch kierunkach). Sposobem tym przewietrzano w analizowanym okresie ponad 16% wszystkich ścian wydobywczych.

Sposobem na „U” do granic pola eksploatacji w analizowanym okresie przewietrzanych było łącznie 18 ścian wydobywczych, co stanowi prawie 2% tych wyrobisk.

Najmniejsza liczba ścian wydobywczych przewietrzana była sposobem na „Z”. Sposobem tym przewietrzano 16 ścian wydobywczych, co stanowi 1,7% analizowanych ścian. W analizowanym okresie żadna ściana wydobywcza nie była przewietrzana sposobem na „H”.

Pozostała grupa ścian, stanowiąca ponad 5,0% analizowanych wyrobisk, to ściany, które w poszczególnych etapach eksploatacji prowadzone były innymi sposobami przewietrzania. W grupie tej zestawiono ściany, które przewietrzane były następującymi sposobami przewietrzania:

- w pierwszym etapie eksploatacji sposobem na „U” od granic, w II etapie – sposobem na „Y”;
- w pierwszym etapie eksploatacji sposobem na „Y”, w II etapie – sposobem na „U” od granic;
- w pierwszym etapie eksploatacji sposobem na „U” od granic, w II etapie – sposobem na „Z”;
- w pierwszym etapie eksploatacji sposobem na „H”, w II etapie – sposobem na „Y”;
- w pierwszym etapie eksploatacji sposobem na „Y”, w II etapie – sposobem na „Z”.

Zmiana sposobu przewietrzania ścian wydobywczych spowodowana była różnymi przyczynami. Wśród nich podawaną najczęściej była trudność w utrzymaniu gabarytu chodnika za ścianą oraz przejechanie frontem ściany przecinki wentylacyjnej w eksploatowanym pokładzie.

14.4 ANALIZA NUMERYCZNA PRZEPLYWU POWIETRZA PRZEZ ZROBY ZAWAŁOWE

14.4.1 Model matematyczny przepływu

Numeryczna mechanika płynów (ang. *Computational Fluid Dynamics*) jest metodą symulacji zjawisk związanych z przepływem płynów i gazów, wymianą ciepła oraz masy, a także reakcjami chemicznymi [4].

Programy bazujące na numerycznej mechanice płynów umożliwiają wyznaczenie parametrów fizycznych przepływu strumienia powietrza lub płynu (rozkład pola prędkości, rozkład pola ciśnienia), ruchu ciepła (pole temperatury), a także przemian fizykochemicznych.

Do modelowania zagadnienia przepływu powietrza przez zroby zawałowe wykorzystano program Ansys Fluent.

Zagadnienia związane z transportem płynu w tym programie rozwiązywane są w oparciu o następujące równania mechaniki płynów i równania termodynamiki [1]:

- równanie zachowania masy

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \nabla \cdot (\rho \vec{v}) = S_m \quad (1)$$

gdzie:

\vec{v} – prędkość, m/s

ρ – gęstość, kg/m³

t – czas, s

S_m – dodatkowe źródło masy, zmienne lub stałe, kg/s

- równanie zachowania pędu

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho \vec{v}) + \nabla \cdot (\vec{v} \vec{v}) = -\nabla p + \nabla \cdot (\bar{\tau}) + \rho \vec{g} + \vec{F} \quad (2)$$

gdzie:

p – ciśnienie statyczne, Pa

$\bar{\tau}$ – tensor naprężeń, Pa

\vec{g} – przyspieszenie grawitacyjne, m/s²

\vec{F} – wektor sił zewnętrznych, N

- równanie zachowania energii

$$\frac{\partial}{\partial t} (\rho E) + \nabla \cdot (\vec{v} (\rho E)) = \nabla \cdot \left(k_{eff} \nabla T - \sum_j h_j \vec{J}_j + (\bar{\tau} e_{ff} \cdot \vec{v}) \right) + S_h \quad (3)$$

gdzie:

E – energia całkowita właściwa, J/kg

k_{eff} – efektywny współczynnik przewodzenia ciepła W/(mK)

T – temperatura, K

h_j – entalpia właściwa j-tego składnika mieszaniny, J/kg

\vec{J}_i – strumień dyfuzji, kg/(m²s)

S_h – wolumetryczne źródło ciepła, W/m³

W oparciu o powyższe równania rozwiązywany jest przepływ powietrza przez rejon ściany wydobywczej (chodniki przyścianowe oraz ścianę wydobywczą). Modelowanie przepływu laminarnego przez zroby zawałowe, jako ośrodek przepuszczalny (porowaty lub szczelinowaty) rozwiązywane jest w oparciu o równanie transportu w postaci:

$$S_i = - \left(\frac{\mu}{\alpha} v_i + C_2 \frac{1}{2} \rho |v| v_i \right) \quad (4)$$

gdzie:

μ – współczynnik lepkości dynamicznej powietrza, Nsm⁻²

α – współczynnik przepuszczalności, m²

C_2 – współczynnik oporu, 1/m²

oraz równanie Darcy'ego:

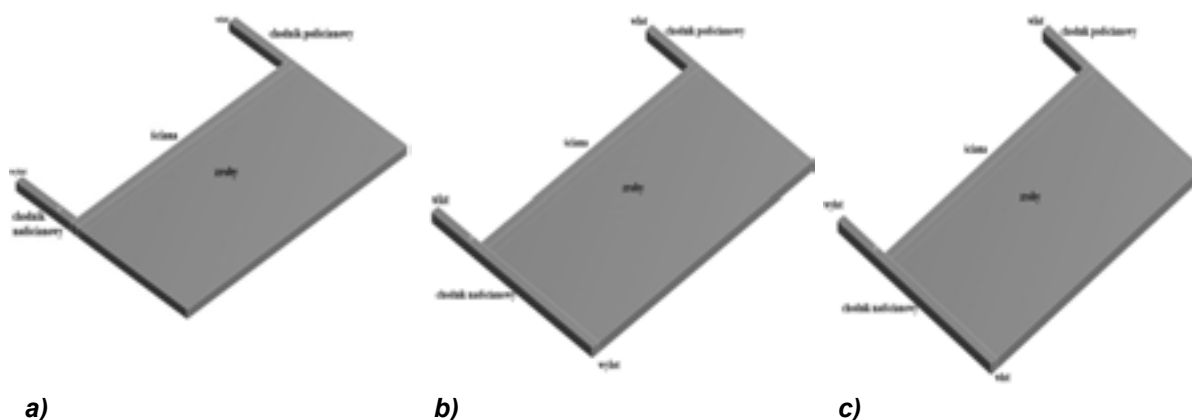
$$\nabla p = - \frac{\mu}{\alpha} \vec{v} \quad (5)$$

gdzie:

∇p – spadek naporu, Nm^{-2}

14.4.2 Model dyskretny przepływu

W celu przeprowadzenia analizy opracowano modele geometryczne ścian wydobywczych przewietrzanych sposobem na „U” od granic pola, sposobem na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym oraz sposobem na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym ze strony zrobów (rys. 14.3a, 14.3b oraz 14.3c). Tak opracowane modele geometryczne poddano procesowi dyskretyzacji.



Rys. 14.3 Modele geometryczne ścian wydobywczych przewietrzanych sposobem na: a) „U” od granic pola, b) na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym, c) na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym od strony zrobów

Przyjęto, że długość chodników przyścianowych wynosi 25 m, a ściany – 100 m. Długość chodnika nadścianowego przy przewietrzaniu ścian na „Y” (w analizowanych układach) ma 50 m. Wybieg ściany wydobywczej dla analizowanych sposobów przewietrzania był taki sam i wynosił 50 m. Wysokość oraz szerokość ściany i chodników przyścianowych wynosiła 3 m.

Jako warunek brzegowy typu „inlet” przyjęto stałe pole prędkości strumienia powietrza oraz stałe wartości kinetycznej energii turbulencji i szybkości jej dyssypacji, które wyznaczono przy założeniu 5-procentowej intensywności turbulencji na wlocie. W przekroju wlotowym, zlokalizowanym w chodniku podścianowym, dla ścian wydobywczych przewietrzanych sposobem na „U” od granic pola oraz sposobem na „Y” doświeżaniem chodnikiem nadścianowym i sposobem na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym zadano równomierne pole prędkości o wartości 1,8 m/s. W przypadku przewietrzania ścian sposobem na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym oraz sposobem na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym ze strony zrobów przyjęto, że prędkość powietrza na odcinku wlotowym chodnika nadścianowego wynosi 0,8 m/s.

Dla analizowanego modelu warunek brzegowy typu „wylot” został zdefiniowany jako „outlet” (pressure-outlet), natomiast ściany zdefiniowano jako nieprzepuszczalne, których chropowatość powierzchni odpowiadała wysokości 0,2 m. Obliczenia wykonano dla ciśnienia, którego wartość odniesienia wynosiła 101325 Pa.

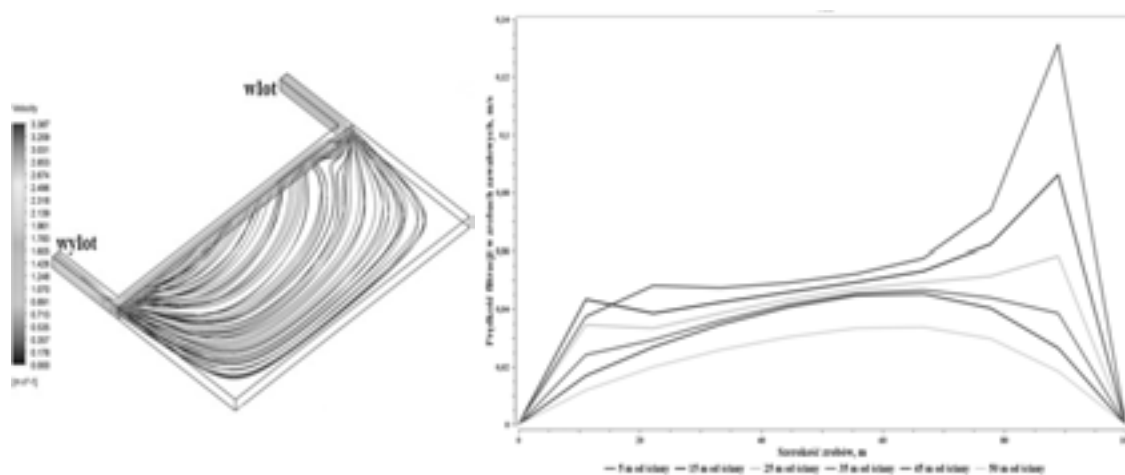
Rozpatrywanie przepływu powietrza przez zroby zawałowe wymaga określenia także

takich parametrów tego ośrodka jak przepuszczalność oraz porowatość. Przyjęto, że porowatość zrobów zawałowych wynosi 50%, a współczynnik przepuszczalności zrobów 10^5 $1/m^2$ i nie zmienia się wraz ze wzrostem odległości od ściany wydobywczej. Tak opracowane modele poddano analizie numerycznej.

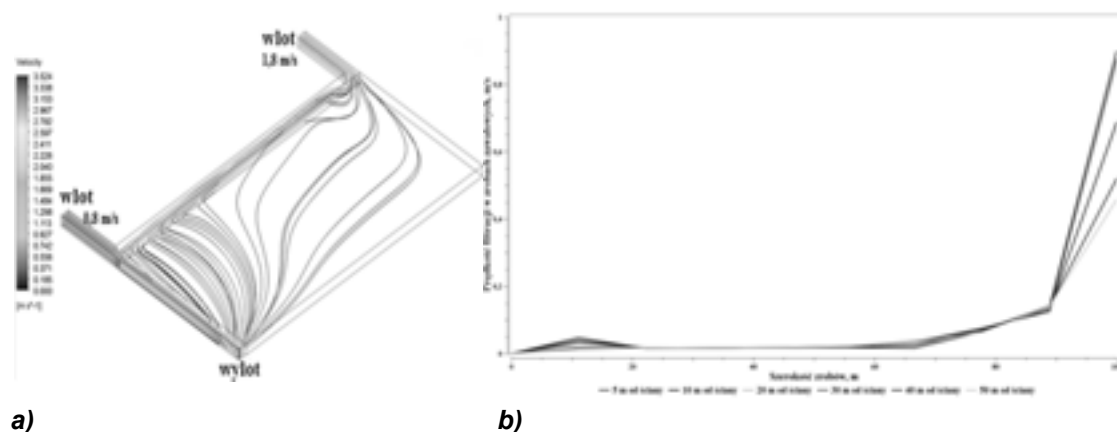
14.5 WYNIKI ANALIZY

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń wyznaczono rozkłady zmian pól prędkości i ciśnienia strumienia powietrza przepływającego przez chodniki przyścianowe i ściany wydobywcze przy różnych sposobach ich przewietrzania.

Na rysunkach 14.4a, 14.5a oraz 14.6a przedstawiono trajektorie przepływu cząstek powietrza przez ścianę wydobywczą i chodniki przyścianowe oraz zroby dla analizowanych sposobów przewietrzania ścian. Na rysunkach 14.4b, 14.5b oraz 14.6b przedstawiono charakterystyki prędkości strumienia powietrza przepływającego przez zroby.

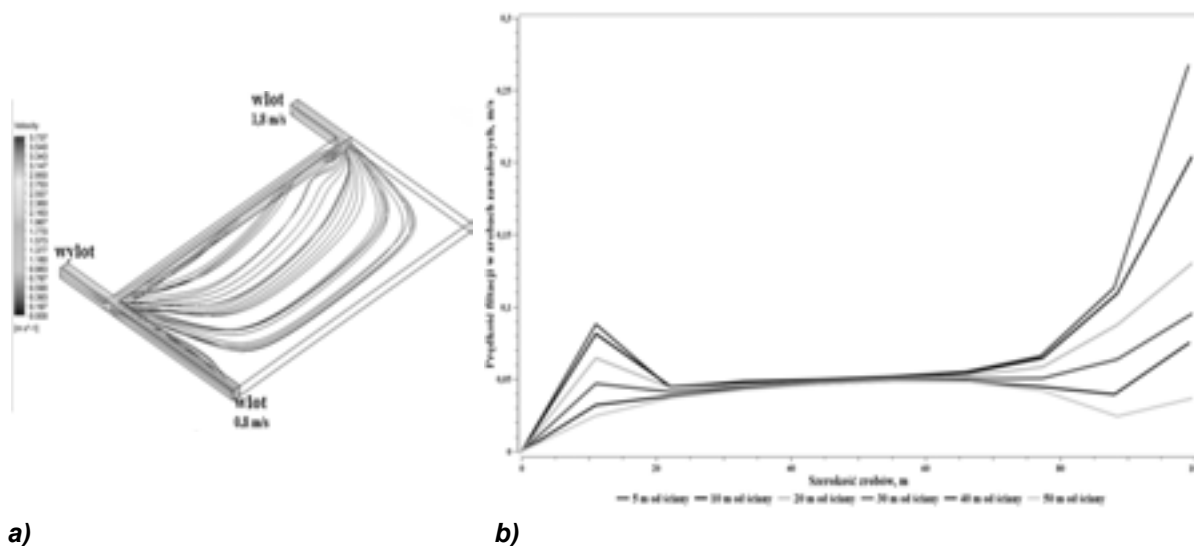


a) b)
Rys. 14.4 Trajektorie cząstek powietrza przy sposobie przewietrzania ściany wydobywczej:
a) na „U” od granic pola, b) charakterystyka prędkości powietrza w zrobach zawałowych



a) b)
Rys. 14.5 Trajektorie cząstek powietrza przy sposobie przewietrzania ściany wydobywczej:
a) na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym,
b) charakterystyka prędkości powietrza w zrobach zawałowych

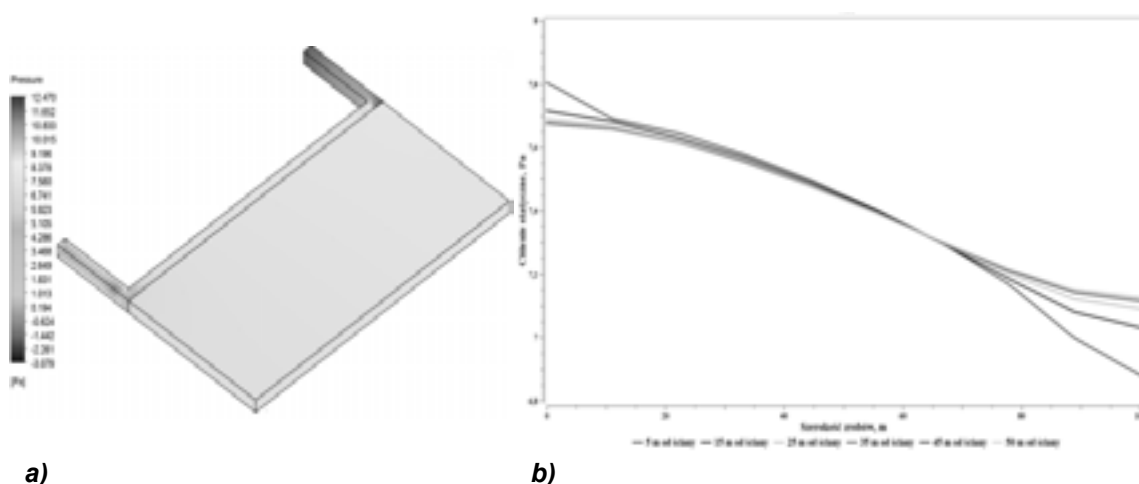
Analizując uzyskane rozkłady prędkości powietrza w zrobach zawałowych badanych ścian wydobywczych, można stwierdzić, że największe wartości filtracji występują w narożach ścian (tj. naroże wlotu oraz wylotu ze ścian) dla sposobu przewietrzania na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym oraz na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym od strony zrobów.



Rys. 14.6 Trajektoria cząstek powietrza przy sposobie przewietrzania ściany wydobywczej:

- a) na „Y” z doświeżaniem chodnikiem nadścianowym od strony zrobów,**
- b) charakterystyka prędkości powietrza w zrobach zawałowych**

W przypadku przewietrzania ściany sposobem na „U” od granic prędkość filtracji w narożach jest mniejsza, natomiast w centralnej części zrobów jest większa niż przy sposobie przewietrzania na „Y”. Im większa odległość od czoła ściany wydobywczej, tym prędkość przepływu powietrza przez zroby zawałowe jest mniejsza.

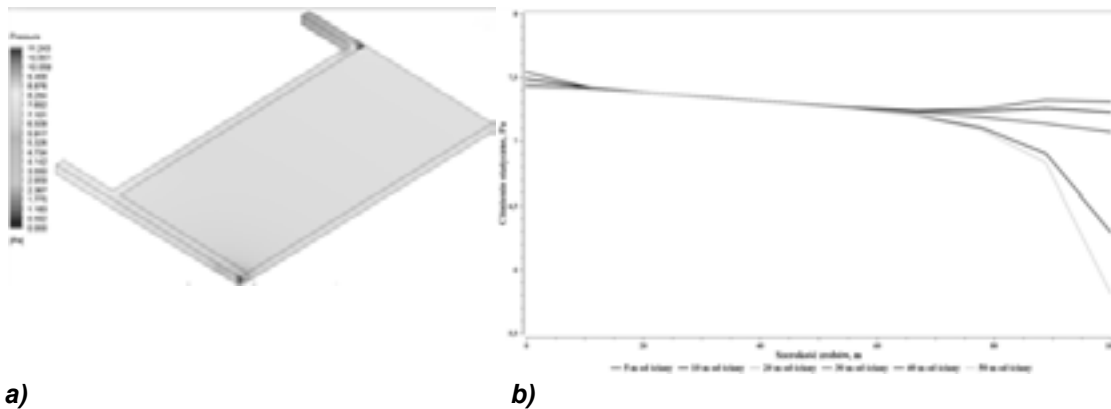


Rys. 14.7 Rozkład ciśnienia statycznego przy sposobie przewietrzania ściany wydobywczej:

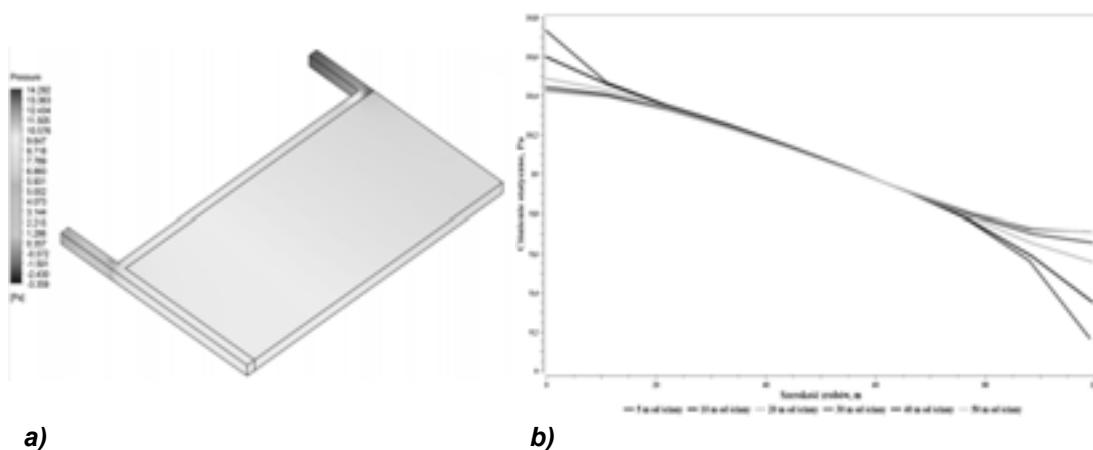
- a) na „U” od granic pola, b) charakterystyka ciśnienia statycznego w zrobach zawałowych**

Rozkłady ciśnienia statycznego w ścianie wydobywczej i chodnikach przyścianowych

oraz zrobach zawałowych przedstawiono na rysunkach 14.7a, 14.8a oraz 14.9a, natomiast charakterystyki spadku ciśnienia w zrobach zawałowych na rysunkach 14.7b, 14.8b oraz 14.9b.



Rys. 14.8 Rozkład ciśnienia statycznego przy sposobie przewietrzania ściany wydobywczej:
a) na „Y” z doświetlaniem chodnikiem nadścianowym,
b) charakterystyka ciśnienia statycznego w zrobach zawałowych



Rys. 14.9 Rozkład ciśnienia statycznego przy sposobie przewietrzania ściany wydobywczej:
a) na „Y” z doświetlaniem chodnikiem nadścianowym od strony zrobów,
b) charakterystyka ciśnienia statycznego w zrobach zawałowych

Analizując uzyskane rozkłady ciśnienia statycznego można stwierdzić, że w rejonie górnego i dolnego naroża ścian wydobywczych przewietrzanych badanymi sposobami, nie występują jego liniowe spadki. Poza obszarem górnego i dolnego naroża spadek ciśnienia jest liniowy dla wszystkich analizowanych sposobów przewietrzania ścian wydobywczych.

Na spadek ciśnienia w rejonie naroży ścian przewietrzanych analizowanymi sposobami wpływa zmiana kierunku przepływu strumienia powietrza (strumień przepływającego powietrza po wpłynięciu do ściany zmienia kierunek przepływu o 90°; takie samo zjawisko zachodzi kiedy powietrze wypływa ze ściany).

Ciśnienie statyczne ma wpływ na prędkość filtracji w zrobach zawałowych, a tym samym na kształtowanie się w nich zagrożenia metanowego i pożarowego.

WNIOSKI

Z przeprowadzonej analizy sposobów przewietrzania ścian wydobywczych w polskich kopalniach węgla kamiennego w okresie od 2009 do 2013 roku jednoznacznie wynika, że najczęściej stosowanym sposobem przewietrzania tych wyrobisk był sposób na „U” od granic pola (ponad 74,0%). Coraz powszechniej jednak stosowany jest także sposób na „Y” w różnych jego odmianach (16,5%). Pozostałymi sposobami przewietrzanych było w ostatnim dziesięcioleciu ponad 9% ścian wydobywczych.

W każdym ze stosowanych sposobów przewietrzania ścian wydobywczych występuje przepływ powietrza przez zroby zawałowe. Przepływ ten wpływa na kształtowanie się zagrożenia pożarowego i metanowego w rejonie ściany wydobywczej.

Wykorzystane do analizy numerycznej przepływu powietrza przez zroby zawałowe modele geometryczne umożliwiły wyznaczenie rozkładów i charakterystyk prędkości w zrobach zawałowych, a także rozkładów ciśnienia statycznego i ich charakterystyki.

Z przeprowadzonej analizy jednoznacznie wynika, że wraz ze wzrostem odległości od ściany, prędkość filtracji powietrza w zrobach zawałowych maleje. Podobne zjawisko dotyczy spadku ciśnienia statycznego w zrobach zawałowych, im większa jest odległość od czoła ściany, tym wartość ciśnienia w zrobach jest mniejsza.

Na podstawie przeprowadzonych analiz można stwierdzić, że zastosowanie metod numerycznych do analizy przepływu powietrza przez zroby zawałowe ścian przewietrzanych różnymi sposobami może stanowić alternatywę dla badań w warunkach rzeczywistych.

Uzyskane wyniki należy uznać jako wstępne, a opracowany model jako bazę do dalszej analizy przepływu powietrza przez wyrobiska górnicze.

LITERATURA

1. Ansys Fluent Theory Guide 14.0., 2011.
2. Branny M., Karach M., Wodziak W., Jaszczur M., Nowak R., Szmyd J.: Eksperymentalna weryfikacja modeli CFD stosowanych w wentylacji kopalń. Przegląd Górniczy Nr 5/2013, Katowice 2013.
3. Dziurzyński W., Krawczyk J., Pałka T.: Weryfikacja procedur programu VentZroby w oparciu o numeryczną mechanikę płynów. Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN, tom 12, nr 1-4. Kraków 2010.
4. Ferziger J. H., Perić M.: Computational Methods for Fluid Dynamics. Springer 2002.
5. Janus J., Krawczyk J., Kruczkowski J.: Porównanie symulacji numerycznych z wynikami pomiarów rozkładów pól prędkości w przekrojach chodników kopalnianych. Prace Instytutu Mechaniki Górotworu PAN, Tom 13, nr 1-4/2011.
6. Konopko W. (red): Raport roczny o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Praca zbiorowa pod kierunkiem W. Konopki. Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2013.
7. Musioł D.: Analiza układów przewietrzania rejonów ścian w podsięciach wentylacyjnych w aspekcie zagrożenia metanowego, pożarowego i termicznego. Wiadomości Górnicze, nr 6., Katowice 2000.
8. Pawiński J., Roszkowski J., Strzeмиński J.: Przewietrzanie kopalń. Śląskie Wydawnictwa Techniczne, Katowice 1995.

9. Szlązak J.: Przepływ powietrza przez strefę zawału w świetle badań teoretycznych i eksperymentalnych. Rozprawy, Monografie. Kraków 2000.
10. Szlązak N., Szlązak J.: Filtracja powietrza przez zroby ścian zawałowych w kopalniach węgla kamiennego. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2005.
11. Szlązak J.: Metody obliczania rozplywu powietrza i rozkładu stężenia metanu w zrobach ścian zawałowych. Przykłady wykorzystania. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2012.
12. Szlązak N., Szlązak J.: Wentylacja wyrobisk ścianowych w kopalniach węgla kamiennego, w warunkach zagrożeń metanowego i pożarowego. Kwartalnik Górnictwo i Geologia, Tom 8, zeszyt 2. Gliwice 2013.
13. Tutak M., Brodny J.: Wstępna analiza wpływu długości wyrobiska podścianowego znajdującego się za czołem ściany na parametry przepływu powietrza. Prewencja zagrożeń naturalnych. Praca zbiorowa pod redakcją J. Kabiesza, Katowice 2013.
14. Wala A. W., Stoltz J. R., Jacob J. D: Numerical and experimental study of a mine face ventilation system for CFD code validation, Proceedings of the 7th International Mine Ventilation Congress, Krakow 2001.
15. Wala A. M., Vytla S., Taylor C. D., Huang G.: Mine face ventilation: a comparison of CFD results against benchmark experiments for CFD code validation, Mining Engineering, Vol.59, 2007.

ANALIZA STOSOWANYCH SPOSOBÓW PRZEWIETRZANIA ŚCIAN WYDOBYWCZYCH W POLSKICH KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO

Streszczenie: *W artykule przeprowadzono analizę stosowanych sposobów przewietrzania ponad dwóch tysięcy ścian wydobywczych eksploatowanych w latach 2009-2013 w polskich kopalniach węgla kamiennego. Na podstawie przeprowadzonej analizy, wskazano najczęściej stosowane sposoby przewietrzania ścian. Przepływ strumienia powietrza przez ściany wydobywcze przewietrzane najczęściej stosowanymi sposobami poddano analizie numerycznej. Badania objęły swym zakresem także filtracje powietrza przez zroby zawałowe. Badania modelowe przeprowadzono przy wykorzystaniu programu Ansys Fluent, bazującym na metodzie objętości skończonych. W wyniku przeprowadzonych analiz wyznaczono pola prędkości i ciśnienia w ścianach wydobywczych (i zrobach zawałowych) przewietrzanych różnymi sposobami. Zaprezentowane w artykule modele wyrobisk dają możliwości rozbudowy, a następnie analizy bardziej skomplikowanych zagadnień z zakresu wentylacji wyrobisk górniczych.*

Słowa kluczowe: *przewietrzanie wyrobisk, zagrożenie metanowe, badania modelowe, program Ansys Fluent*

mgr inż. Magdalena TUTAK
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice
e-mail: Magdalena.Tutak@polsl.pl

METODY GEOSTATYSTYCZNE W BADANIU METANONOŚNOŚCI POKŁADÓW WĘGLOWYCH

15.1 WSTĘP

W górnictwie węgla kamiennego, podobnie jak i w innych gałęziach przemysłu wydobywczego precyzyjne szacowanie parametrów eksploatowanych zasobów geologicznych związane jest nie tylko z aspektem ekonomicznym, ale ma często niepodważalny wpływ na bezpieczeństwo pracowników. Tak jest np. w przypadku szacowania metanonośności i oceny stopnia zagrożenia metanowego.

Na przestrzeni kilkudziesięciu lat powstały i udoskonalane były metody estymacji przestrzennej mające służyć lepszemu szacowaniu zasobów geologicznych. Z czasem zespół tych metod został określony mianem metod geostatystycznych, lub w skrócie geostatystyką. Metody te są obecnie powszechnie stosowane w wielu krajach w górnictwie węgla kamiennego, co znalazło swoje odzwierciedlenie w licznych pracach badawczych. Powstały także prace, które w całości poświęcone zostały zastosowaniu geostatystyki do celów związanych z wydobywaniem węgla i innych surowców naturalnych (np. [8, 11, 3, 12, 18 22]). Ponadto, dostępne są także zaawansowane geostatystyczne pakiety komputerowe, które powstają jako narzędzia dedykowane przemysłowi wydobywczemu, takie jak SGeMS [21], GS+ bądź ISATIS.

Metody geostatystyczne bardzo często są wykorzystywane jako samodzielne narzędzia, bądź też często ich potencjał jest łączony z klasycznymi metodami numerycznego modelowania [27], gdzie rezultaty estymacji i symulacji przestrzennych mogą stanowić składowe wejściowe do systemu numerycznego modelowania. Metody geostatystyczne były bardzo często wykorzystywane do szacowania parametrów takich jak zawartość popiołu, wartość kaloryczność, wilgotność [28, 1, 29, 26, 20], także z jednoczesną geostatystyczną analizą rozkładów wielu wskaźników geochemicznych: SiO₂, K₂O, TiO₂, MgO, CaO [6]. Wykorzystywano także badania wariogramów do badania zmienności przestrzennej tych parametrów [9].

Bardzo często do tych celów wykorzystywane były symulacje geostatystyczne [5]. Symulacje geostatystyczne były także wykorzystywane do szacowania wielkości zasobów węgla oraz określania błędu tego szacunku na podstawie wariancji liczonej z wielu realizacji symulacji grubości pokładu węglowego [10].

Wykonywanie pomiarów i odwiertów przed rozpoczęciem eksploatacji pokładu węglowego jest kosztowne i bardzo czasochłonne. Tego typu trudności skutkują później ograniczoną ilością pomiarów oraz często ich specyficznym układem przestrzennym, na

przykład tylko na brzegach ściany pokładu węglowego. Prowadzono, więc także prace poświęcone opracowaniu metodyk mających rozwiązać problemy charakterystyczne dla pomiarów górniczych. Wykorzystywane były między innymi badania wariogramów [2], mające na celu uwzględnić specyficzne przestrzenne ułożenie pomiarów, które w zagadnieniach związanych z wydobywaniem węgla, są zazwyczaj ułożone wzdłuż krawędzi pokładów i chodników. W powyższej pracy problem zagnieżdżenia pomiarów został rozwiązany poprzez wykorzystanie wag do zliczanych par punktów pomiarowych używanych do wyliczania wariogramów.

W pracy [20] porównano metody krigingu i symulacji oraz wykorzystano metody maksymalnego prawdopodobieństwa szacowania parametrów wariogramów. Metody te wykorzystano do modelowania ryzyka związanego z szacowaniem zasobów węglowych. Wyniki potwierdziły, że symulacje są znacznie bardziej odpowiednie do estymacji parametrów charakteryzujących pokłady węglowe, niż metoda krigingu. Symulacje pozwoliły na precyzyjniejsze odzwierciedlenie lokalnych zmienności, a dodatkowo podczas procesu symulacji możliwe było uwzględnienie zmienności przestrzennej opisywanej przez wariogram.

Jedną z najstarszych metod estymacji przestrzennej w geostatystyce jest kriging, który był powszechnie stosowany, także w zagadnieniach górniczych. Jednak jak potwierdzono w dotychczasowych badaniach [12, 26, 13] sekwencyjne symulacje gaussowskie są obecnie uznawane za najbardziej precyzyjną metodę szacowania różnego rodzaju parametrów pokładu węglowego, takich jak jego grubość, występowanie nieciągłości i innych zaburzeń przestrzennych. Metody te są uznawane za lepsze od krigingu, ze względu na to, że w znacznie lepszym stopniu odzwierciedlają nieciągłości przestrzenne oraz zmienność lokalną. W kringu tego typu zmienność przestrzenna, która jest często charakterystyczna dla zagadnień geologicznych, jest w znacznym stopniu wygładzana.

Większość powyżej wspomnianych badań miała na celu zmaksymalizować efektywność poszukiwań nowych złóż węgla kamiennego oraz określić, jakość pokładów węglowych. Działania te przyczyniają się później do bardziej efektywnego wydobywania węgla oraz skupieniu się głównie na najbardziej wartościowych pokładach węglowych. Ma to, więc bezpośredni związek z wspomnianym wcześniej ekonomicznym aspektem prowadzenia prac wydobywczych.

W niniejszej pracy postanowiono jednak skupić się na głównie na wybranych geostatystycznych aspektach określania metanonośności pokładów węglowych, gdyż zagadnienia te mają szczególne znaczenie dla bezpieczeństwa kopalni, a są ciągle mało powszechne, szczególnie w Polsce. Poruszane tematy dotyczą estymacji przestrzennej metanonośności, badania zmienności przestrzennej parametrów z nią związanych bądź też planowania procesów usuwania metanu z atmosfery kopalnianej. Ograniczenie się do tego typu zagadnień było także podyktowane zbyt dużą rozległością zagadnień związanych z wykorzystaniem geostatystyki w badaniach dotyczących wydobywania węgla kamiennego i niemożliwością opisanie ich wszystkich w ramach jednego artykułu.

W artykule starano się pokazać nowoczesne i efektywne przykłady zastosowania metod geostatystycznych w szacowaniu metanonośności pokładów węglowych, pochodzące z ostatnich lat, które zostały opublikowane w najbardziej renomowanych czasopismach poświęconych tej tematyce.

15.2 GEOSTATYSTYKA W BADANIACH METANONOŚNOŚCI

Metan, który jest wydzielany do atmosfery kopalni podczas eksploatacji pokładu węglowego może być przyczyną szeregu zagrożeń, związanych z pożarami lub wybuchami. Strumień objętości metanu, który wydziela się do atmosfery kopalnianej może zależeć od wielu czynników, takich jak rodzaj węgla oraz głębokość, na której prowadzona jest eksploatacja. W polskich kopalniach strumień metanu wynosi zazwyczaj od kilku m^3/min do $150 \text{ m}^3/\text{min}$ w ramach jednej kopalni. Ograniczanie zagrożenia metanowego wykonywane jest zazwyczaj poprzez wykorzystanie systemu odmetanowania, który odprowadza z kopalni część metanu zawartego w pokładach węglowych na powierzchnię. Metan ten może być wykorzystany jako gaz opałowy w kotłach, turbinach i silnikach napędzających generatory prądu elektrycznego. Dodatkowo do wyrobisk włączane jest powietrze, co pozwala w znacznym stopniu zmniejszyć stężenie metanu poniżej wartości, która może być niebezpieczna.

Pomimo wykorzystania zaawansowanych systemów odmetanowania, bardzo istotne jest precyzyjne przeprowadzanie prognoz metanowości absolutnej. Zazwyczaj wykonywane jest to poprzez wyznaczanie wartości średnich metanonośności dla bloków w kształcie prostokąta, którego jeden z boków jest równoległy do ściany eksploatacyjnej, a jego długość jest równa długości ściany. Dotychczas w polskich kopalniach wartość średnia metanonośności była obliczana jako średnia arytmetyczna z pomiarów wykonanych dla eksploatowanego pokładu węglowego. W związku z tym, w metodyce takiej nie są wykorzystywane żadne elementy metod geostatystycznych, które uwzględniają przestrzenny charakter rozkładu wartości metanonośności w pokładzie węglowym. Dodatkowo nie są wykorzystywane możliwości integracji danych pomiarowych, które są wielokrotnie wykonywane podczas pomiarów metanonośności. Przykładami takich pomiarów są pomiary wskaźnika desorpcji i zwięzłości węgla. W wielu badaniach, także z poza górnictwa, wykorzystujących metody kokrigingu i ko-symulacji, potwierdzona została większa precyzja tych metod w szacowaniu rozkładów przestrzennych, właśnie poprzez wykorzystanie dodatkowej informacji pomiarowej.

Tymczasem w literaturze, głównie zagranicznej istnieje wiele przykładów różnorodnych zastosowań metod geostatystycznych w wydobywaniu węgla kamiennego. Z powodu ograniczonej objętości artykułu poniżej skupiono się na najnowszych zastosowaniach tych metod w szacowaniu metanonośności pokładów węglowych.

Precyzyjne szacowanie metanonośności pokładu węglowego jest bardzo ważne do prawidłowego przygotowania wszystkich mechanizmów związanych z odmetanowaniem pokładu. Ponadto istotne jest, aby możliwe było niepewności szacowanych wartości, co pozwala na estymację przedziałową metanonośności pokładu.

Metody geostatystyczne wykorzystywano także z powodzeniem do planowania zabiegów związanych z odmetanowaniem kopalni. W pracy [15], wykorzystano serię odwiertów pionowych, dla których określano stężenia metanu wykorzystane następnie do wysymulowania zawartości metanu w pokładzie węglowym. Wykonane rozkłady przestrzenne wykorzystane zostały do zaplanowania serii odwiertów, przez które pobrany miał zostać metan zawarty w pokładzie węglowym, przed przystąpieniem do prac związanych z wydobywaniem węgla. Praca ta była poniekąd specyficzna dla warunków panujących w kopalniach zlokalizowanych na terenie USA, gdzie pokłady węglowe są wielokrotnie zlokalizowane na dużo mniejszych głębokościach, niż pokłady węglowe w kopalniach

europejskich. Należy jednak zwrócić uwagę, że tego typu zastosowania symulowanych rozkładów przestrzennych metanonośności pokładu węglowego mogą znaleźć zastosowanie w kopalniach, w których pokłady węglowe zlokalizowane są na znacznych głębokościach. W pracy [30] symulowane były wartości metanonośności wzdłuż ściany pokładu węglowego z wykorzystaniem sekwencyjnych ko-symulacji gaussowskich, gdzie jako zmienną dodatkową wykorzystano wskaźnik desorpcji. Wskaźnik ten jest wielkością bezpośrednio związaną z szybkością z jaką metan może zostać uwolniony ze ściany pokładu podczas urobku. Pozwoliło to na określenie miejsc, gdzie prędkość ta może być znacznie większa w porównaniu do pozostałej części pokładu. Informacja taka może być z powodzeniem wykorzystana do planowania systemu odmetanowania, gdyż pozwala określić, dla których chodników i w jakich miejscach tych chodników może dojść do wydzielenia największej ilości metanu. Zbliżone wyniki otrzymano, dla symulowanych rozkładów, gdzie jako zmienną dodatkową wykorzystano związek węglowy, określaną metodą Protodiakonowa [23].

Podobne prace związane z planowaniem odwiertów i wykorzystaniem do tego celu metod geostatystycznych prowadzone były w przypadku kopalni zlokalizowanych w Chinach, w prowincji Shanxi [16]. W badanej kopalni pokłady węglowe charakteryzowały się bardzo niską gazoprzepuszczalnością oraz bardzo wysoką zawartością metanu. W związku z tym konieczne było przeprowadzenie prac odmetanowania kopalni i związanego z tym planowania odwiertów pionowych i poziomych. W tym celu, należało określić schemat przestrzenny układu odwiertów, który musiał zapewnić jak najlepsze odmetanowanie kopalni. Rozpatrywane były dwa typy wierceń. Pierwszy tym określony został jako Pitchfork, w którym wiercenia układały się na kształt widel. W drugim typie, określanym jako Pinnate, odwierty rozbiegały się na kształt pióra. Badano wiele czynników charakteryzujących proponowane schematy wierceń, między innymi długość wierceń, utratę długości drenażu w przypadku wystąpienia obsunięć oraz prawdopodobieństwo wystąpienia tych obsunięć. W rezultacie zaprojektowana została najbardziej odpowiednia sieć wierceń mających na celu odmetanowanie kopalni.

Metody geostatystyczne były już efektywnie wykorzystane do szacowania zawartości metanu w pokładzie węglowym [14, 15, 13] także z wykorzystaniem integracji danych pomiarowych [30], gdzie wykorzystane zostały pomiary zawartości metanu w pokładzie węglowym pomiary wskaźnika desorpcji oraz związku węglowego. Pomiary te zostały wykorzystane do porównania kilku metod szacowania zawartości metanu w pokładzie węglowym. Użyte zostały metody wykorzystujące jedną zmienną, takie jak kriging zwykły oraz sekwencyjne symulacje gaussowskie, gdzie metanonośność pokładu węglowego estymowana była w oparciu tylko o pomiary zawartości metanu w węglu. Dodatkowo metanonośność pokładu węglowego wyestymowano używając metod sekwencyjnej ko-symulacji gaussowskiej oraz kokrigingu, gdzie pomiary zasadnicze uzupełnione zostały pomiarami wskaźnika desorpcji oraz związku węglowego. Analiza wartości średnich odchyłeń standardowych szacowanych zawartości metanu w pokładzie węglowym pokazała, że dla metod wielowymiarowych wartości te były o 12% niższe. W przypadku wartości maksymalnych odchyłeń standardowych różnice były jeszcze bardziej wyraźne i sięgały nawet 26%. Wyniki takie sugerowały, że dla metod ko-symulacji możliwe jest znacznie precyzyjniejsze, przedziałowe, określenie metanonośności pokładu węglowego. Istotne jest, że obecnie stosowana metoda prostej uśredniania mierzonych wartości po blokach nie

umożliwia przedziałowej estymacji metanoności pokładu węglowego.

W USA prowadzono także badania dotyczące integracji pomiarów pochodzących z odwiertów pionowych oraz pomiarów wykonywanych w ramach pokładu węglowego [13]. W pracy tej ponownie podkreślono wyższość metod symulacji nad metodami krigingu w przypadku stosowania w zagadnieniach związanych z metanonością węgla. W pracy symulowane były różnego rodzaju parametry fizyczne węgla bezpośrednio związane z metanonością pokładu węglowego, takie jak porowatość, wilgotność, gęstość oraz przepuszczalność. Ponadto, zaproponowano kompletną metodykę wykonywania pomiarów i odwiertów oraz późniejszej symulacji i określania ilości metanu, który wydzieli się do kopalni w trakcie przygotowywania i późniejszej eksploatacji pokładu węglowego. W pracy tej wykorzystano także metody indykatorowe, które pozwoliły na symulowanie map rozkładów przestrzennych prawdopodobieństwa przekroczenia krytycznych wartości wybranych wskaźników związanych z metanonością jak i samej metanoności. Rozkłady tego typu mogą być bardzo użyteczne w przypadku określania obszarów zagrożonych. Wykorzystując wybrane sekwencyjne symulacje gaussowskie oraz symulacje filtrowane (ang. FILTERSIM), które mogą być wykorzystane do symulacji zarówno wartości ciągłych jak i kategoriycznych. Wykonane zostały także rozkłady przestrzenne objętości metanu, która może wydzielić się z badanego pokładu węglowego po całkowitym wyeksploatowaniu pokładu. Tego typu informacja może być bardzo użyteczna do decydowania o przebiegu procesu odmetanowania. Ponadto, oprócz badań o charakterze naukowym zaproponowana metody została z powodzeniem zastosowana w jednej z kopalni Blue Creek położonej w stanie Alabama w USA.

WNIOSKI

Precyzyjne szacowanie parametrów pokładu węglowego pozwala na minimalizację kosztów poszukiwania nowych złóż oraz na maksymalizację zysków podczas wydobywania węgla.

Bardzo istotną jest kwestia szacowania metanoności pokładów węglowych, ze względu na kwestie bezpieczeństwa w kopalni. Metody geostatystyczne uznane zostały na całym świecie jako odpowiednie i bardzo skuteczne do zastosowań górniczych. Warto pamiętać, że metody geostatystyczne zostały wynalezione właściwie przez geologów praktyków, właśnie na potrzeby górnictwa.

W przypadku badania metanoności pokładów węglowych wykorzystanie metod geostatystycznych, ich stosowanie uznać trzeba za bardzo korzystne przez wzgląd na wysoką precyzję estymacji przestrzennej możliwą do uzyskania przy stosowaniu tych metod. Ze względu na wysokie zagrożenia wynikające podczas eksploatacji pokładu węglowego, szacowanie zawartości metanu powinno być wykonywane z wykorzystaniem jak najbardziej dokładnych i precyzyjnych metod.

Jak pokazały dotychczasowe badania opisywane w wielu pracach, porównując precyzję różnego rodzaju metod w określaniu zawartości metanu w pokładach węglowych, wykorzystanie metody sekwencyjnej ko-symulacji gaussowskiej pozwoliło na znaczne zmniejszenie niepewności szacowanych rozkładów przestrzennych, w stosunku do innych metod np. krigingu zwyczajnego. Na przykład w pracy [30] wyznaczone średnie wartości odchylen standardowych szacowanych zawartości metanu w pokładzie węglowym były o

12% niższe w przypadku ko-symulacji w porównaniu do metody krigingu. W przypadku wartości maksymalnych odchyłeń standardowych różnice te sięgały nawet 26%. Tak znaczne różnice w precyzji szacowania rozkładów przestrzennych uznać należy za bardzo znaczne i przemawiające na korzyść stosowania zaawansowanych metod geostatystycznych.

Jak opisano powyżej, metody geostatystyczne, stosowano z powodzeniem także w praktyce, w kopalniach zlokalizowanych w innych krajach, w tym metody integracji danych pochodzących z odwiertów i pomiarów wykonywanych na miejscu w ścianie pokładu węglowego. Tego typu integracja danych pozwoliła zwłaszcza na precyzyjniejsze szacowanie rozkładów 3D grubości pokładu węglowego jak i różnego rodzaju parametrów dotyczących jakości węgla.

Wykorzystywano także metody indyktorowe do określania obszarów zagrożonych wystąpieniem zbyt dużego stężenia metanu w atmosferze kopalnianej, gdzie szacowano rozkłady prawdopodobieństwa przekroczenia wartości krytycznej zawartości metanu w węglu.

LITERATURA

1. Bertoli O., Paul A., Casley Z., Dunn D., 2013. Geostatistical drillhole spacing analysis for coal resource classification in the Bowen Basin, Queensland, *International Journal of Coal Geology* 112, 107–113.
2. de Souza L.E., Costa J.F.C.L., 2013. Sample weighted variograms on the sequential indicator simulation of coal deposits, *International Journal of Coal Geology*, 112, 154–163.
3. Deutsch C.V., 2002. *Geostatistical Reservoir Modeling*, Oxford University Press, New York.
4. Engle M.A., Olea R.A., O'Keefe J.M.K., Hower J.C., Geboy N.J., 2013. Direct estimation of diffuse gaseous emissions from coal fires: Current methods and future directions, *International Journal of Coal Geology* 112, 164–172.
5. Ertunç G., Tercan A.E., Hindistan M.A., Ünver B., Ünal S., Atalay F., Kılıoğlu S.Y., 2013. Geostatistical estimation of coal quality variables by using covariance matching constrained kriging, *International Journal of Coal Geology* 112, 14–25.
6. Geboy N.J., Olea R.A., Engle M.A., Martín-Fernández J.A., 2013. Using simulated maps to interpret the geochemistry, formation and quality of the Blue Gem coal bed, Kentucky, USA, *International Journal of Coal Geology* 112, 26–35.
7. Gonzalez R.J., Sultana A., Oudinot A.Y., Reeves S.R., 2006. Incorporating Geostatistical Methods with Monte Carlo Procedures for Modeling Coalbed Methane Reservoirs, *International Coalbed Methane Symposium*.
8. Goovaerts P., 1997. *Geostatistics for Natural Resources Evaluation*, Oxford University Press, New York.
9. Heriawan M.N., Koike K., 2008. Identifying spatial heterogeneity of coal resource quality in a multilayer coal deposit by multivariate geostatistics, *International Journal of Coal Geology*, 73, 307–330.
10. Hohn M.E., Britton J.Q., 2013. A geostatistical case study in West Virginia: All coals are not the same, *International Journal of Coal Geology* 112, 125–133.
11. Journel A.G., Huijbregts Ch. J., 1997, *Mining geostatistics*, Academic Press, San Diego.

12. Journel A.G., Kyriakidis P.C., 2004. Evaluation of Mineral Reserves, Oxford University Press, New York.
13. Karacan C.O., 2013. Integration of vertical and in-seam horizontal well production analyses with stochastic geostatistical algorithms to estimate pre-mining methane drainage efficiency from coal seams: Blue Creek seam, Alabama, International Journal of Coal Geology, 114, 96–113.
14. Karacan C.Ö., Diamond W.P., 2006. Forecasting gas emissions for coal mine safety applications, in: Kissell, F. (Eds.), Handbook for Methane Control in Mining, Information Circular No: 9486. NIOSH, Pittsburgh.
15. Karacan C.Ö., Olea R.A., Goodman G., 2012. Geostatistical modeling of the gas emission zone and its in-place gas content for Pittsburgh-seam mines using sequential Gaussian simulation, International Journal of Coal Geology, 90-91, 50-71.
16. Keim S.A., Luxbacher K.D., Karmis M., 2011. A numerical study on optimization of multilateral horizontal wellbore patterns for coalbed methane production in Southern Shanxi Province, China. International Journal of Coal Geology 86, 306–317.
17. Moore T.A., 2012. Coalbed methane: A review. 2012. International Journal of Coal Geology 101, 36–81.
18. Olea R.A., 2009. A practical primer on geostatistics. U.S. Department of the Interior. U.S. Geological Survey, Open-File Report.
19. Olea R.A., Houseknecht D.W., Garrity C.P., Cook T.A., 2011b. Formulation of a correlated variables methodology for assessment of continuous gas resources with application to the Woodford play, Arkoma Basin, eastern Oklahoma. Boletín Geológico y Minero, Madrid 122 (4), 483–496.
20. Pardo-Igúzquiza E., Dowd P.A., Baltuille J.M., Chica-Olmo M., 2013. Geostatistical modelling of a coal seam for resource risk assessment, International Journal of Coal Geology 112, 134–140.
21. Remy N., Boucher A., Wu J., 2009. Applied Geostatistics with SGeMS, A User's Guide Cambridge University Press, Cambridge, United Kingdom.
22. Rossi M.E., Deutsch C.V., 2014. Mineral resource estimation, Springer, London.
23. Singh R.D., 2004. Principles and Practices of Modern Coal Mining, New Age International, New Delhi.
24. Sporysz G., 2009. Ocena stanu zagrożenia metanowego w południowo-wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego, rozprawa doktorska, Akademia Górniczo Hutnicza.
25. Srivastava R.M., 2013. Geostatistics: A toolkit for data analysis, spatial prediction and risk management in the coal industry, International Journal of Coal Geology 112, 2–13.
26. Tercan A.E., Sohrabian B., 2013. Multivariate geostatistical simulation of coal quality data by independent components, International Journal of Coal Geology 112, 53–66.
27. Tuanfeng Z., 2008. Incorporating Geological Conceptual Models and Interpretations into Reservoir Modeling Using Multiple-Point Geostatistics, Earth Science Frontiers, 15(1), 26–35.
28. Watson W.D., Ruppert L.F., Bragg L.J., Tewalt S.J., 2001. A geostatistical approach to predicting sulfur content in the Pittsburgh coal bed. International Journal of Coal Geology 48 (1–2), 1–22.

29. Webber T., Costa J.F.C.L, Salvadoretta P., 2013. Using borehole geophysical data as soft information in indicator kriging for coal quality estimation, *International Journal of Coal Geology* 112, 67–75.
30. Zawadzki J., Fabijańczyk P., Badura H., 2013. Estimation of methane content in coal mines using supplementary physical measurements and multivariable geostatistics, *International Journal of Coal Geology* 118, 33–44.

METODY GEOSTATYSTYCZNE W BADANIU METANONOŚNOŚCI POKŁADÓW WĘGLOWYCH

Streszczenie: *W górnictwie węgla kamiennego, podobnie jak i w innych gałęziach przemysłu wydobywczego precyzyjne szacowanie parametrów eksploatowanych warstw geologicznych związane jest nie tylko z ekonomicznym aspektem, ale także ma niepodważalny wpływ na bezpieczeństwo pracowników. Metody geostatystyczne uznane zostały w wielu krajach o zaawansowanej technologii za odpowiednie do zastosowań górniczych i są często stosowane w trakcie wydobywania węgla i innych surowców. Wykorzystywano je do poszukiwania złóż, do szacowania zasobów, badania zmienności przestrzennej ich parametrów, do optymalizacji układu przestrzennego prowadzonych odwiertów, planowania kopalni itd.*

W niniejszym artykule skupiono się głównie na geostatystycznym szacowaniu zagrożeń wynikających z wysokiej zawartości metanu w eksploatowanych pokładach węglowych. Ze względu na ograniczoną objętość artykułu ograniczono się do najważniejszych zastosowań metod geostatystycznych w ww. zastosowaniach, prezentując jednocześnie starannie dobraną literaturę przedmiotu.

Słowa kluczowe: *geostatystyka, metanonośność, symulacje geostatystyczne, kokriging*

dr hab. inż. Jarosław ZAWADZKI, prof. PW, mgr inż. Piotr FABIJAŃCZYK
Politechnika Warszawska, Wydział Inżynierii Środowiska
ul. Nowowiejska 20, 00-653 Warszawa
tel: +4822 825 18 63, e-mail: j.j.zawadzki@gmail.com; piotr.fabijanczyk@is.pw.edu.pl