

MASZYNY GÓRNICZE

1/2012

KWARTALNIK NAUKOWO-TECHNICZNY



1(129)2012

Kwartalnik naukowo-techniczny
ROK XXX, marzec 2012

Zespół Redakcyjny:

Redaktor Naczelny:

dr inż. Antoni Kozieł

Z-ca Redaktora Naczelnego:

dr inż. Edward Pieczora

Sekretarz Redakcji:

mgr inż. Romana Zając

Redaktor statystyczny:

mgr Magda Szczygłowska

Redaktor językowy:

mgr Anna Okulińska

Redaktorzy tematyczni:

prof. dr hab. inż. Marek Jaszczyk

prof. dr hab. inż. Adam Klich

prof. dr hab. inż. Zdzisław Kłeczek

prof. dr hab. inż. Aleksander Lutyński

prof. dr inż. Włodzimierz Sikora

dr hab. inż. Stanisław Szweda,

prof. nadzw. w Pol. Śl.

prof. dr hab. inż. Teodor Winkler

Wydawca

Instytut Techniki Górniczej KOMAG

ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

tel. 32 2374 528

fax 32 2374 304

<http://www.komag.eu>

Redakcja nie zwraca nadsyłanych
artykułów i nie odpowiada za treść
ogłoszeń i reklam.

Wersję papierową wydawanego
kwartalnika należy traktować jako
wersję pierwotną.

Skład i druk:

KOMDRUK-KOMAG Sp. z o.o.

ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

tel.: 32 2374 563

Szanowni Państwo

W 2012 roku spółki węglowe deklarują zwiększenie wydobycia węgla, co niewątpliwie spowoduje wzrost nakładów na rozwój, a tym samym poprawę kondycji zaplecza górniczego.

W sektorze zaplecza górniczego zauważa się wyraźną konsolidację. Grupy kapitałowe grupujące producentów maszyn i urządzeń dla górnictwa, takie jak: FAMUR i KOPEX, podjęły wysiłek modernizacji parku technologicznego i opracowania innowacyjnych rozwiązań dla górnictwa.

Powstały centra badawcze, zlokalizowane zarówno przy najlepszych polskich uczelniach, jak i ośrodkach przemysłowych. W celu integracji środowiska producentów maszyn i urządzeń dla górnictwa oraz dla zwiększenia efektywności komercjalizacji wyników prac badawczo-rozwojowych z inicjatywy Instytutu Techniki Górniczej KOMAG w 2011 r. utworzono Klaster Maszyn Górniczych.

Analizując obecne rozwiązania stosowane przez polskich producentów maszyn górniczych można śmiało stwierdzić, iż oferują rozwiązania technologiczne na światowym poziomie, które są w stanie konkurować z międzynarodowymi potentami. Pojawiają się nowe technologie: informacyjne, telekomunikacyjne, zaawansowane systemy wytwórcze i technologie mikroelektroniczne (KET-Key Enabling Technologies) decydujące o rozwoju cywilizacyjnym oraz technologie decydujące o rozwoju gospodarki tj: czyste technologie węglowe, technologie racjonalnego gospodarowania energią, technologie wytwarzania urządzeń dla górnictwa, czy technologie pozyskiwania surowców mineralnych.

W niniejszym wydaniu „Maszyn Górniczych” prezentujemy wyniki kolejnych prac badawczych i rozwojowych z zakresu innowacyjnych maszyn i urządzeń dla górnictwa, będącymi przykładami rozwoju produktów cechujących się wysokimi wymaganiami jakościowymi, sprawnością i niezawodnością systemów oraz pracą urządzeń w niejednokrotnie ekstremalnych warunkach otoczenia.

Życząc Państwu przyjemnej lektury zapraszamy tradycyjnie do współpracy.

Nakład 180 egz.

PL ISSN 0209-3693

Redaktor Naczelny
dr inż. Antoni Kozieł

Spis treści	Contents
PROJEKTOWANIE I BADANIA	DESIGNING AND TESTING
Kaczmarzyk P., Szweda S.: Analiza spadków ciśnienia w magistrali zasilającej sekcje obudowy zmechanizowanej 3	Kaczmarzyk P., Szweda S.: Analysis of pressure drops in a pipeline supplying powered-roof supports 3
Chlebek D., Mazurek K., Szweda S.: Monitorowanie pracy stojaków ciernych 9	Chlebek D., Mazurek K., Szweda S.: Monitoring of operation of frictional legs 9
OBUDOWY ŚCIANOWE	LONGWALL ROOF SUPPORTS
Szyguła M., Cieślak Z., Gerlich J.: Identyfikacja trwałości stojaków i siłowników wykonawczych stosowanych w sekcjach obudowy zmechanizowanej 14	Szyguła M., Cieślak Z., Gerlich J.: Identification of life of legs and actuating cylinders used in powered-roof supports 14
TRANSPORT I ODTAWA	TRANSPORT AND CONVEING
Budzyński Z., Drwięga A., Kaczmarczyk K., Pieczora E.: Innowacyjne rozwiązania górniczych urządzeń transportowych z napędem akumulatorowym 19	Budzyński Z., Drwięga A., Kaczmarczyk K., Pieczora E.: Innovative solutions of mining transportation equipment with battery drive 19
WENTYLACJA I KLIMATYZACJA	VENTILATION AND CONDITIONING
Jedziniak M.: Analiza systemów wentylacji i odpylania wyrobisk korytarzowych w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. 26	Jedziniak M.: Analysis of ventilation systems and dust control systems of roadways in mines of Coal Company, JSC 26
PRZERÓBKA MECHANICZNA	MECHANICAL MINERAL PROCESSING
Kowol D.: Badania dynamiki kształtowania się warstw gęstościowych w osadzarce przemysłowej 32	Kowol D.: Tests of dynamics of density layers formation in an industrial jig 32
OCHRONA ŚRODOWISKA	ENVIRONMENT PROTECTION
Jedziniak M.: Metody i środki zwalczania zapylenia w rejonach układów nawęglania zakładów energetycznych 38	Jedziniak M.: Methods and measures for dust control in the areas of carburization systems of power plants 38
HYDRAULIKA I PNEUMATYKA	HYDRAULICS AND PNEUMATICS
Nieśpiałowski K.: Filtr rewersyjny FR-80 44	Nieśpiałowski K.: FR-80 reversible filter 44
NAPĘDY I STEROWANIE	DRIVERS AND CONTROL SYSTEMS
Kaczmarczyk K.: Badania górniczego napędu spalinowego w aspekcie emisji substancji toksycznych 48	Kaczmarczyk K.: Tests of mining diesel drive in the aspect of emission of toxic substances 48
WARTO PRZECZYTAĆ	WORTH TO READ
Recenzja monografii D. Jasiulka, J. Świdra 53	Review of Dr D.Jasiulek's, J. Świder's monography 53
Tematyczny wykaz artykułów opublikowanych w „Maszynach Górniczych” w 2011 roku 55	List of papers published in „Mining Machines” in 2011 55

Analiza spadków ciśnienia w magistrali zasilającej sekcje obudowy zmechanizowanej

Streszczenie

Przedstawiono problematykę projektowania układu zasilania hydraulicznego sekcji obudowy zmechanizowanej w wysoko wydajnej ścianie. Oprócz konfiguracji samej magistrali istotne znaczenie w procedurze projektowania mają opory przepływu, charakteryzowane przez współczynnik strat liniowych. Przedstawiono propozycję wyznaczania jego wartości na podstawie opublikowanych wyników spadków ciśnienia. Przedstawiono przykład projektowania magistrali zasilającej.

Summary

Problems of designing of hydraulic supply system of powered-roof support in high-productive longwall panel are presented. Besides configuration of the pipeline, flow resistance, characterized by a coefficient of linear losses, are also important in a designing procedure. A suggestion of determination of this coefficient on the basis of published results of pressure drops is presented. An example of designing of supply pipeline is given.

1. Wprowadzenie

Wymagania wysokiej wydajności wydobywania stawią kompleksom ścianowym wymuszając konieczność racjonalnego zaprojektowania wszystkich elementów kompleksu ścianowego w aspekcie założenia celu technicznego. Jednym z elementów kompleksu, determinującym jego wysoką wydajność jest układ zasilania hydraulicznego sekcji obudowy zmechanizowanej. Proces jego projektowania omówiono poniżej.

Istotnym czynnikiem determinującym parametry techniczne i konfigurację układu hydraulicznego są straty energetyczne i związane z nimi spadki ciśnienia. Ze względu na cechy geometryczne układu hydraulicznego rozpatruje się przede wszystkim straty liniowe. W niniejszej publikacji zestawiono dane bibliograficzne dotyczące wyników badań spadków ciśnienia na prostych odcinkach przewodów i przedstawiono sposób ich wykorzystania przy projektowaniu układu zasilania hydraulicznego sekcji obudowy zmechanizowanej.

2. Tok projektowania układu zasilania hydraulicznego sekcji obudowy zmechanizowanej

Proces projektowania układu hydraulicznego kompletu obudowy zmechanizowanej i jego powiązanie z projektowaniem kompleksu ścianowego przedstawiono schematycznie na rysunku 1.

Tok projektowania podzielono na dwa etapy: pierwszy obejmujący działania projektantów kompleksu ścianowego, determinujące ustalenie danych wejściowych do etapu drugiego, obejmującego właściwy projekt magistrali zasilającej. Kolorem szarym wyróżniono blok schematu obejmujący działania będące przedmiotem niniejszej publikacji.

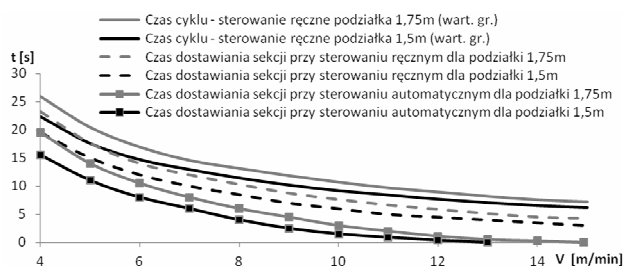
W polskich normach trudno szukać gotowych wytycznych, odnośnie do projektowania systemu zasilania sekcji obudowy zmechanizowanej, w tym



Rys.1. Schemat projektowania układu zasilania hydraulicznego kompletu obudowy zmechanizowanej
[źródło: opracowanie własne]

rurociągów magistralnych zasilających. Szczątkowe informacje podano w normach [9]. Dopuszczalny spadek ciśnienia zasilania, mierzony w sekcji obudowy nie może przekraczać 15%, a ciśnienie w przewodach spływowych nie powinno być większe od 2 MPa [10]. Rurociągi i przewody elastyczne powinny być tak rozmieszczone, a w razie potrzeby zamocowane i osłonięte, aby zminimalizować możliwość zewnętrznego uszkodzenia [9].

Założony cel techniczny determinuje wymogi stawiane maszynom wchodzącym w skład kompleksu ścianowego. W przypadku sekcji obudowy zmechanizowanej parametrem silnie uzależnionym od cech konstrukcyjnych pozostałych elementów kompleksu i założonego celu technicznego jest czas, w którym sekcja obudowy zmechanizowanej będzie musiała zabezpieczyć strop wyrobiska oraz dosunąć przenośnik. Czas przemieszczenia sekcji obudowy zmechanizowanej w nowe położenie, jest ściśle powiązany z prędkością urabiania maszyny, gdyż nie może być on dłuższy od czasu pokonania przez maszynę urabiającą drogi równej podziałce sekcji. Zależność pomiędzy czasem przemieszczania sekcji obudowy zmechanizowanej a prędkością posuwu kombajnu i podziałką sekcji dla różnych systemów sterowania przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Zależność wymaganego czasu przemieszczenia sekcji obudowy zmechanizowanej od prędkości posuwu kombajnu, podziałki sekcji i systemu sterowania, źródło [4]

Realizacja operacji dostawiania sekcji, czy też przemieszczania przenośnika w określonym czasie jest możliwa do uzyskania, przy zapewnieniu wymaganej różnicy ciśnienia Δp_w między przyłączami każdego siłownika wykonawczego zabudowanego w ścianie. Biorąc pod uwagę powyższe, różnica ciśnienia Δp_w pomiędzy ciśnieniem w przyłączy układu hydraulicznego sekcji do magistrali zasilającej p_z , a ciśnieniem w przyłączy układu hydraulicznego sekcji do magistrali spływowej p_o , powinna spełniać warunek (1) [5]:

$$p_z - p_o \geq \Delta p_w \quad (1)$$

gdzie:

- p_z – ciśnienie na przyłączy magistrali zasilającej do układu hydraulicznego,
- p_o – ciśnienie na przyłączy magistrali spływowej do układu hydraulicznego,
- Δp_w – wymagana różnica ciśnienia między magistralą spływową, a zasilającą.

Istotnym czynnikiem determinującym postać konstrukcyjną i parametry układu zasilania jest wymagane natężenie przepływu medium roboczego. Jego wartość uzależniona jest od parametrów technicznych sekcji obudowy zmechanizowanej, liczby funkcji sekcji równocześnie realizowanych w ścianie oraz prognozowanego czasu ich realizacji. W wysoko wydajnych systemach ścianowych, jeżeli warunki utrzymania stropu to umożliwiają, stosuje się dostawianie co drugiej sekcji aby zdążyć zabezpieczyć strop za szybko poruszającą się maszyną urabiającą. Przerwy technologiczne występujące w procesie urabiania wykorzystuje się następnie do dosuwania pozostałych sekcji. Wartość maksymalnego natężenia przepływu, w przypadku dostawiania co drugiej sekcji wyznacza się z warunku (2) [5]:

$$Q_{2,max} = \max(2 \cdot Q_{p,s}, Q_{p,s} + Q_{s,z}, Q_{p,s} + Q_{s,r}, 2 \cdot Q_{s,z}, 2 \cdot Q_{s,r}) + n_{p,p} \cdot Q_{p,p} + Q_{o,o} + Q_{o,z} \quad (2)$$

gdzie:

- $Q_{p,s}$ – natężenie przepływu niezbędne do przesunięcia sekcji w nowe położenie,
- $Q_{s,z}$ – natężenie przepływu niezbędne do zrabowania stojaków hydraulicznych sekcji,
- $Q_{s,r}$ – natężenie przepływu niezbędne do rozparcia stojaków hydraulicznych sekcji,
- $Q_{p,p}$ – natężenie przepływu niezbędne do przesunięcia przenośnika ścianowego,
- $Q_{o,o}$ – natężenie przepływu niezbędne do opuszczenia osłony czoła ściany,
- $Q_{o,z}$ – natężenie przepływu niezbędne do podniesienia osłony czoła ściany.

Operacja uzupełniania dostawiania sekcji może również odbywać się równocześnie z dostawianiem co drugiej sekcji tuż za maszyną urabiającą, jeżeli spełnione są warunki (3, 4) [5]:

$$Q_z \geq Q_{2,max} \quad (3)$$

gdzie:

- Q_z – maksymalne natężenie przepływu uzyskiwane przez agregaty zasilające,
- $Q_{2,max}$ – maksymalne natężenie przepływu w magistrali przy dostawianiu co drugiej sekcji.

$$\Delta p_{max} < 0,2 \cdot p \quad (4)$$

gdzie:

- Δp_{max} – maksymalny spadek ciśnienia na całej długości magistrali zasilającej,
- p – ciśnienie nominalne na króćcu tłocznym agregatu pompowego.

Spełnienie wyżej przedstawionych wymagań odnośnie do wartości ciśnienia i natężenia przepływu jest w dużej mierze uzależnione od postaci konstrukcyjnej magistrali zasilającej usytuowanej w ścianie.

3. Wpływ cech konstrukcyjnych magistrali ścianowej na spadek ciśnienia medium roboczego

W zależności od zapotrzebowania odbiorników (sekcji) na medium robocze, liczby odbiorników, a także wymaganego czasu zabudowy odsłoniętego stropu (pośrednio powiązanego z prędkością urabiania, zabiozem, a także sposobem sterowania sekcjami) wyróżnia się:

- zasilanie sekcji obudowy zmechanizowanej bezpośrednio z magistrali elastycznej, bądź tworzącej girlandę (rys. 3 A i C), bądź zbudowanej z prostoliniowych odcinków pomiędzy sekcjami (rys. 3 B i D i H),
- zasilanie magistrali elastycznej z magistrali sztywnej (rys. 3 E i F),
- zasilanie magistrali elastycznej podzielonej na grupy z magistrali sztywnej (rys. 3 H).

Dobór parametrów geometrycznych charakteryzujących magistralę zasilającą zbudowaną z przewodów elastycznych przedstawiono na rysunku 3.

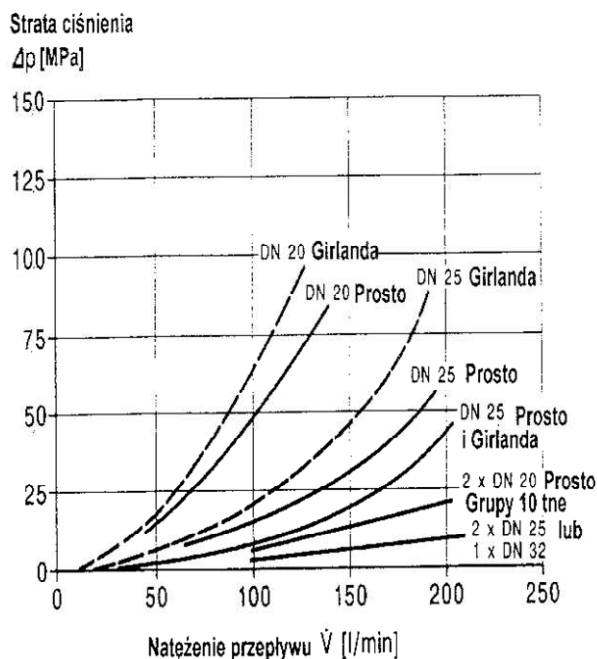
Ułożenie przewodów w ścianie o długości 200 m			Zalecany zakres zastosowania
	DN	Schemat	
A	20		Nie zalecany
B	20		
C	26		
D	25		Postęp ściany <0,8 m/zm
E	2 x 20		Postęp ściany 0,8–2,0 m/zm
F	2 x 25		
G	2 x 20 2 x 25		Postęp ściany >2,0 m/zm
H	1 x 32		

Rys.3. Dobór przewodów elastycznych w zależności od postępu ściany, źródło [3]

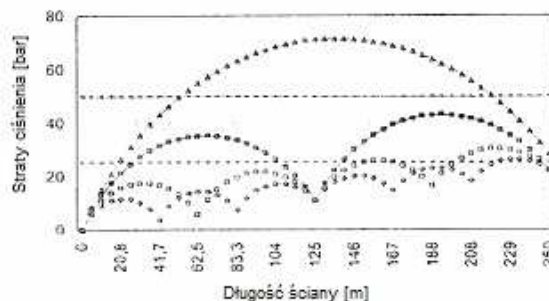
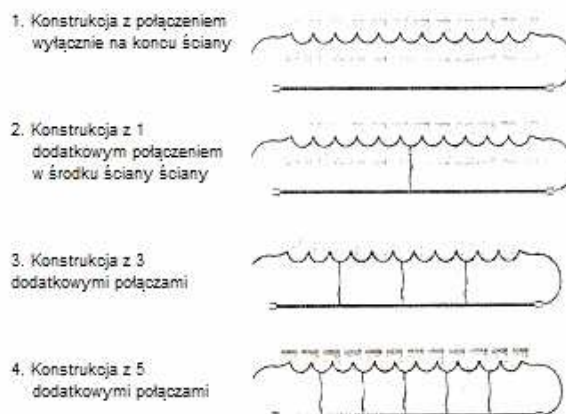
Na rysunku 4 przedstawiono wykresy spadku ciśnienia w magistrali dla różnych jej konfiguracji.

Wzrost zapotrzebowania na emulsję sprawił, że w przypadku magistrali zasilającej zbudowanej z dwóch równoległych rurociągów, drugi rurociąg elastyczny zastąpiono rurociągiem sztywnym, z którego zasilą się rurociąg elastyczny prowadzony od sekcji do sekcji. Wpływ tego rozwiązania na straty ciśnienia w zależności od liczby przyłączy pomiędzy tymi rurociągami pokazano na rysunku 5.

Nowoczesne konstrukcje sztywnych rurociągów zasilających sekcje obudowy zmechanizowanej zaprojektowano również w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG [6]. Zostały one z powodzeniem zastosowane, między innymi w KWK „Bogdanka”.

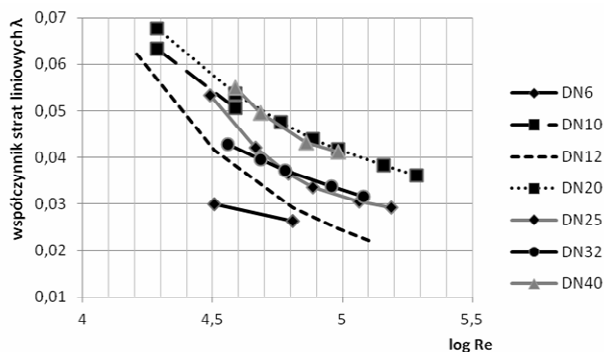


Rys.4. Zależność strat ciśnienia od natężenia przepływu dla różnych średnic i konfiguracji magistrali elastycznej w ścianie, źródło [3]



Rys.5. Straty ciśnienia w ścianie o długości 250 m, natężeniu przepływu emulsji 900 l/min oraz zastosowaniu rurociągów: elastycznego DN40 i sztywnego DN50, źródło [opracowanie własne [2]]

Ponieważ odpowiednie ciśnienie zasilania musi być zapewnione dla każdej sekcji, w tym tej najbardziej oddalonej od stacji zasilania, należy dobierając średnice i konfigurację magistrali wybrać takie rozwiązanie, które zapewni najmniejszą stratę ciśnienia emulsji. Ze względu na znaczną długość magistrali w porównaniu z jej średnicą, przy obliczaniu spadków ciśnienia uwzględnia się tylko straty liniowe. Zależą one od współczynnika strat liniowych. Obliczając straty ciśnienia w rurociągach sztywnych, wartość współczynnika strat liniowych można dobrać z normy [8]. Norma ta nie dotyczy jednak rurociągów elastycznych. W przypadku tych rurociągów opublikowano jedynie wyniki pomiaru spadku ciśnienia. Na ich podstawie można uzależnić wartości współczynnika strat liniowych od średnicy rurociągu i liczby Reynoldsa. Na rysunkach 6 i 7 przedstawiono wykresy współczynnika strat liniowych, opracowane na podstawie niemieckich badań przewodów giętkich stosowanych w górnictwie [3] i angielskich badań przewodów elastycznych ogólnego stosowania [7].



Rys. 6. Wykres współczynnika strat liniowych dla różnych średnic przewodów giętkich wyznaczonych na podstawie badań niemieckich opublikowanych w [3]
źródło [opracowanie własne]

4. Przykład

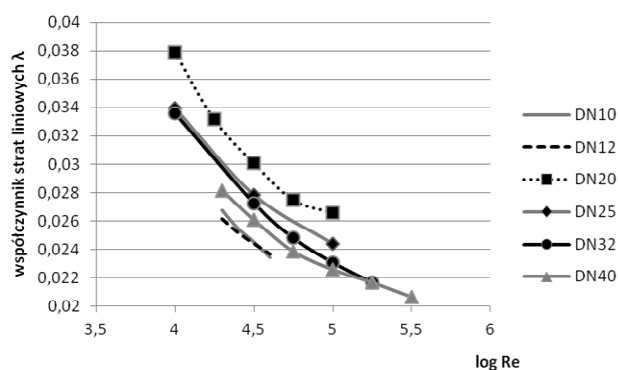
Tok postępowania przy projektowaniu magistrali zasilającej rozpatrzono na przykładzie poziomego wyrobiska ścianowego o długości 230 m, usytuowanego w odległości 2000 m od stacji zasilania. Realizacja głównego celu technicznego, zdefiniowanego jako osiągnięcie wydobywania dobowego, wynoszącego 10000 t, wymagała uzyskania czasu dostawy sekcji, wynoszącego 10 s. Z wyżej wymienionego czasu dostawiania sekcji oraz cech geometrycznych hydraulicznych elementów wykonawczych wynikają, zestawione w tabeli 1, wartości chłonności układu hydraulicznego sekcji oraz wymagana wartość natężenia przepływu w magistrali zasilającej, wyznaczona przy założeniu, że sekcje będą dostawiane sukcesywnie za maszyną urabiającą.

Spadek ciśnienia w rurociągu chodnikowym o długości 2000 m obliczono dla różnych średnic zgodnie z polską normą [8], a wyniki zestawiono w tabeli 6.

Rozpatrzono dwa warianty konfiguracji magistrali ścianowej. W wariantcie pierwszym, przedstawionym na rysunku 8, 6-elementowe grupy sekcji były zasilane

z magistrali elastycznej, podłączonej do magistrali sztywnej. Wyniki obliczonych spadków ciśnienia porównano ze spadkami występującymi w dotychczas powszechnie stosowanej magistrali ścianowej w postaci girlandy poprowadzonej od sekcji do sekcji (rys. 3 A). Na długości ściany wyróżniono następujące odcinki:

- AB – odcinek od wlotu do ściany do grupy w której następuje dosunięcie przenośnika,
- BC – odcinek od grupy w której następuje dosunięcie przenośnika, do grupy w której następuje dosunięcie sekcji za przemieszczającą się maszyną urabiającą,
- CD – odcinek od grupy, w której następuje dosunięcie sekcji do grupy na końcu ściany.



Rys. 7. Wykres współczynnika strat liniowych dla różnych średnic przewodów giętkich wyznaczonych na podstawie badań angielskich opublikowanych w [7], źródło [opracowanie własne]

Wyniki obliczeń wymaganego natężenia przepływu w magistrali zasilającej

Tabela 1

	symbol	jednostka	wartość
Chłonność przy przesuwaniu sekcji	q_1	m ³	0,09
Chłonność przy dosuwaniu przenośnika	q_2	m ³	0,005
Wymagane natężenie przepływu magistrali zasilającej	Q	m ³ /min	0,71

Spadek ciśnienia w rurociągu chodnikowym dla różnych średnic nominalnych

Tabela 2

Lp.	DN	Chropowatość względna	Liczba Reynoldsa	Współczynnik strat liniowych	Spadek ciśnienia
-	mm	-	-	-	MPa
1	25	0,0024	$5,5 \cdot 10^5$	0,0250	587,8
2	32	0,0019	$4,3 \cdot 10^5$	0,0230	157,4
3	40	0,0015	$3,4 \cdot 10^5$	0,0225	50,5
4	50	0,0012	$2,7 \cdot 10^5$	0,0210	15,4
5	60	0,0010	$2,3 \cdot 10^5$	0,0210	6,2
6	80	0,00075	$1,7 \cdot 10^5$	0,0205	1,44
7	100	0,00060	$1,4 \cdot 10^5$	0,0200	0,46



Rys.8. Podział ściany na odcinki ze względu na natężenie przepływu emulsji
[źródło: opracowanie własne [1]]

W tabeli 3 zestawiono wyniki obliczeń strat ciśnienia dla magistrali przedstawionej na rysunku 8 i różnych średnic przewodów. Wyniki obliczeń dla magistrali poprowadzonej od sekcji do sekcji zestawiono w tabeli 4.

Straty ciśnienia emulsji w ścianie dla konfiguracji grupowej

Tabela 3

średnica d [mm]	straty ciśnienia [MPa]
25	9,89
32	2,73
40	0,86
50	0,27
60	0,11
80	0,02
100	0,01

Straty ciśnienia emulsji w ścianie dla konfiguracji z jednym rurociągiem elastycznym od sekcji do sekcji

Tabela 4

średnica d [mm]	Straty ciśnienia [MPa]
6	15750
10	1028,2
12	364,84
20	38,52
25	11,06
32	3,59
40	1,29

Wyniki obliczeń spadków ciśnienia zestawione w tabelach 2, 3 i 4 stanowią podstawę do analizy ekonomicznej, której celem jest minimalizacja kosztów inwestycji obejmującej zakup i montaż agregatów zasilających, magistrali chodnikowej i ścianowej. Na podstawie tej analizy ustalono następującą konfigurację magistrali zasilającej kompleks ścianowy:

- w chodniku zastosowano rurociąg zasilający: DN80,
- schemat magistrali ścianowej przedstawionej na rysunku 8, przy czym: średnica rurociągu zasilającego wynosiła DN60, a rurociąg elastyczny miał średnicę DN38.

Ostatecznie całkowity spadek ciśnienia zasilania wynosi około 1,47 MPa. W związku z tym z warunku (4) wynika, że ciśnienie tłoczenia agregatu zasilającego musi być większe niż 31,47 MPa. Wymagane natężenie przepływu emulsji wynosi 0,71 m³/min.

5. Podsumowanie

Obliczenia przedstawione w niniejszej pracy wykazały bardzo istotny wpływ parametrów technicznych i konfiguracji układu zasilania sekcji obudowy zmechanizowanej na występujące spadki ciśnienia. W przypadku, gdy założony cel techniczny determinuje czasy dostawiania sekcji wynoszące około 10 s, dobór właściwej konfiguracji magistrali ścianowej jest szczególnie istotny.

Parametry agregatów zasilających kompleksy zmechanizowane, oraz wymagane natężenia przepływu i wartości ciśnienia w przyłączy magistrali zasilającej do sekcji leżącej najdalej sprawiają, że uzasadnione ekonomicznie staje się grupowe zasilanie sekcji obudowy zmechanizowanej z magistrali ścianowej zbudowanej z dwóch rurociągów: sztywnego o średnicy 50÷60 mm i elastycznego o średnicy 38 mm.

Z przedstawionych przykładowych obliczeń wynika, że klasyczne rozwiązanie rurociągu elastycznego prowadzonego od sekcji do sekcji, w przypadku wysoko wydajnych systemów ścianowych jest nieuzasadnione ekonomicznie.

Literatura

1. Ficek T., Węgrzyn T.: Straty ciśnienia w układach hydraulicznych zasilania górniczych obudów zmechanizowanych, Konferencja Naukowo-Techniczna CYLINDER 2006: „Badanie, konstrukcja, wytwarzanie i eksploatacja układów hydraulicznych”, Zakopane 26-28.09.2006, str. 85-93.
2. Füsser B.: Möglichkeiten zur Vermeidung eines Druckabfalls in Strebversorgungsleitungen, Glückauf Nr. 9, 2004, str. 423-427.
3. Irresberger H., Gräwe F., Migenda P.: Zmechanizowane systemy ścianowe, Tieffenbach, Katowice 2008.
4. Jaszczyk M.: Ścianowe systemy mechanizacyjne, Wydawnictwo Naukowe „Śląsk”, Katowice 2007.

-
5. Jaszczuk M. (red.): System zintegrowanego sterowania układem technologicznym ściana wydobywczą – punkt załadowniczy, Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice 2008.
 6. Szyguła M., Jenczmyk D.: Nowa generacja rurociągów magistralnych KOMAG HPT. Maszyny Górnicze, 2003 nr.93, str. 23-26
 7. TUBES International: Katalog produktów: węże i złącza dla przemysłu, 2010.
 8. PN-76/M-34034, Rurociągi – Zasady obliczeń strat ciśnienia.
 9. PN-EN 1804-3, Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – Część 3: Układy sterowania hydraulicznego.
 10. PN-G-50041, Ochrona pracy w górnictwie – Obudowy ścianowe zmechanizowane – Wymagania bezpieczeństwa i ergonomii.
- Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.*

Czy wiesz, że...

...rezerwy węgla kamiennego w Polsce wynoszą 16,9 mld ton. Skoncentrowane są głównie na Górnym Śląsku i w Zagłębiu Lubelskim. Dostępne zasoby polskiego węgla brunatnego to prawie 15 mld ton. Ponad połowa polskich elektrowni liczy sobie ponad 25 lat, a prawie ćwierć działa od ponad 30 lat. Elektrownie zasilane węglem brunatnym należą do najnowszych i obecnie przechodzą modernizację zgodnie z normami ochrony środowiska UE. Według ustaleń „Polityki energetycznej Polski do 2030 roku”, węgiel będzie głównym paliwem wykorzystywanym do produkcji energii. Dokument przewiduje, że do roku 2020 udział energii odnawialnej w całkowitym jej zużyciu stanowić będzie 19%. Po początkowym spadku konsumpcji energii w polskiej gospodarce, w 2030 roku oczekuje się wzrostu zużycia elektryczności o 30%, gazu o 42% i ropy naftowej o 7%.

Coal International 2012 nr Specjalny s.30-31

Monitorowanie pracy stojaków ciernych

Streszczenie

Prezentowana koncepcja ciągłego monitorowania podporności stojaków ciernych. Zestawiono dane dotyczące podporności stojaków ciernych wynikające z badań stanowiskowych i pomiarów w warunkach rzeczywistych. Określono przedziały zmienności podporności stojaków ciernych, będące podstawą opracowania oprogramowania systemu monitorowania podporności stojaka.

Summary

A concept of continuous monitoring of load-bearing capacity of frictional legs is presented. Data as regards load-bearing capacity of frictional legs, which result from stand tests and measurements in real conditions, are listed. Ranges of changeability of load-bearing capacity of frictional legs, which are the basis for a development of software for the system for monitoring of leg load-bearing capacity, are determined.

1. Wprowadzenie

Jednym z podstawowych wymagań bezpieczeństwa stanowiskowego i procesowego w wyrobisku górniczym jest zagwarantowanie odpowiedniej podporności obudowy. W przypadku obudowy korytarzowej, zwłaszcza w rejonie skrzyżowania ściany z chodnikiem, oraz w innych rejonach, w których może występować wzmószony nacisk górotworu, oprócz obudowy łukowej ŁP stosuje się stojaki cierne. Z prowadzonych obserwacji wynika, że podporność stojaków ciernych po ich zabudowaniu może zmieniać się w stosunkowo dużym przedziale, od wartości maksymalnej do podporności bliskiej zeru, skutkującej całkowitym zluźnieniem stojaka [5, 6, 7]. Zmiany podporności stojaków indywidualnych mają istotny wpływ na podporność obudowy chodnika przyścianowego, a tym samym na stateczność wyrobiska i w konsekwencji na bezpieczeństwo stanowiskowe na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem. Podstawową trudność w podejmowaniu działań zmierzających do zapobieżenia niekorzystnym zmianom podporności obudowy chodnika przyścianowego stanowi brak możliwości monitorowania podporności stojaków indywidualnych w rejonie skrzyżowania ściany z chodnikiem.

O ile problem monitorowania podporności został rozwiązany systemowo w odniesieniu do stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej [1], to sposób monitorowania podporności stojaków ciernych w warunkach czynnego wyrobiska jak dotąd nie został rozwiązany. Problem ciągłego pomiaru ciśnienia w przestrzeni podłokowej indywidualnych stojaków hydraulicznych aktualnie również nie jest rozwiązany, gdyż stosowana obecnie konstrukcja baterii zaworowej wyklucza możliwość ciągłego pomiaru ciśnienia w przestrzeni podłokowej stojaka, a tym samym adaptacji układów monitorowania stosowanych w obudowie zmechanizowanej.

Wymienione powyżej przesłanki były inspiracją do podjęcia w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG badań w celu opracowania systemu ciągłego monitorowania podporności stojaków ciernych. Zaprojektowanie wyżej wymienionego systemu wymaga określenia przedziałów zmienności parametrów charakteryzujących podporność stojaków ciernych. Przedziały zmienności tych parametrów należy wyznaczyć na podstawie pomiarów podporności stojaków ciernych w wyrobiskach. W niniejszej publikacji przedstawiono próbę wstępnego oszacowania granic przedziałów zmienności podporności stojaków na podstawie wyników pomiarów opublikowanych w pracach [2, 3, 4, 5, 6, 7].

2. Koncepcja systemu ciągłego monitorowania podporności stojaków ciernych

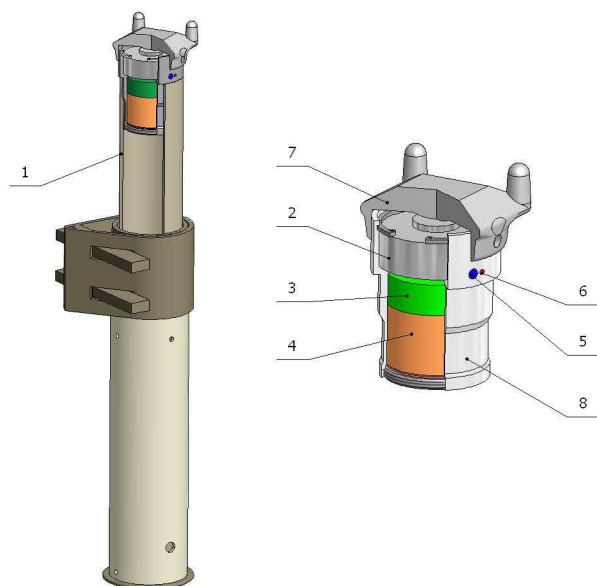
W ramach prowadzonych prac badawczo-rozwojowych w ITG KOMAG opracowano system o akronimie WMS (*ang. Warning and monitoring system*) [9], służący do informowania załogi o zmianach podporności stojaków indywidualnych. System WMS przeznaczony jest przede wszystkim do zastosowania w indywidualnych stojakach ciernych. Istnieje również możliwość jego przystosowania do hydraulicznych stojaków indywidualnych.

Podstawowym elementem systemu jest przetwornik wraz z oprzyrządowaniem, służący do ciągłego pomiaru jego podporności oraz sygnalizowania załodze osiągnięcia określonych wartości progowych. Schemat indywidualnego stojaka ciernego wyposażonego w system monitorujący jego podporność przedstawiono na rysunku 1.

Oddziaływanie górotworu na stojak mierzone jest przez czujnik siły (2), którego rdzeń opiera się o ko-

ronkę (7). Zadaniem modułu (3) jest przetworzenie sygnału pomiarowego z czujnika siły (2) na sygnały: dźwiękowy, realizowany za pomocą buzera (5) oraz świetlny emitowany przez diodę (6). W zależności od wartości progowych podporności stojaka, zaprogramowanych w module przetwarzania danych oraz stanu naładowania akumulatorów, zarówno buzer, jak i dioda mogą emitować następujące sygnały:

- stojak w stanie swobodnym (nieobciążony) – sygnalizacja świetlna przerywana – kolor diody zielony z częstotliwością co 5 s,
- stojak obciążony siłą większą od podporności wstępnej – sygnalizacja świetlna ciągła – kolor diody zielony; osiągnięcie podporności wstępnej sygnalizowanie trzema krótkimi dźwiękami,
- stojak obciążony siłą odpowiadającą podporności roboczej – przerywana sygnalizacja świetlna – kolor diody czerwony oraz dźwiękowa, z częstotliwością co 5 s,
- przekroczenie wartości dopuszczalnej podporności stojaka – sygnalizacja świetlna oraz dźwiękowa ciągła – kolor diody czerwony. Po ustąpieniu obciążenia system za pomocą diody czerwonej (sygnał ciągły) sygnalizuje konieczność wymiany stojaka,
- niski stan naładowania akumulatora: sygnalizacja świetlna przerywana – kolor diody żółty z częstotliwością co 5 s.



Rys.1. Schemat indywidualnego stojaka ciernego z wbudowanym systemem WMS: 1 – stojak, 2 – czujnik siły, 3 – moduł przetwarzania sygnału pomiarowego z czujnika, 4 – akumulator, 5 – głośnik – buzer, 6 – dioda, 7 – koronka, 8 – obudowa urządzenia [8]

Zgodnie z przyjętymi założeniami system WMS powinien charakteryzować się następującymi cechami:

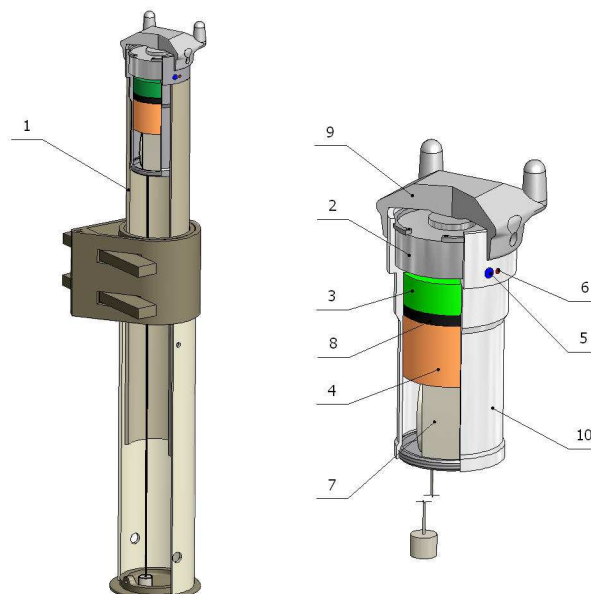
- praca bezobsługowa; serwis urządzenia powinien być ograniczony do wymiany, lub ładowania akumulatorów nie częściej niż co miesiąc,

- możliwość ustawienia wartości podporności roboczej stojaka indywidualnego odpowiadającej wymaganej podporności stojaka, określonej w projekcie obudowy wyrobiska. W odniesieniu do podporności roboczej stojaka byłoby więc możliwe adaptowanie wartości progowej do lokalnych warunków geologiczno-górnictwowych.

Szczegółowe ustalenie wartości progowych będzie możliwe po przeprowadzeniu badań w zakresie zmian podporności stojaków indywidualnych w funkcji:

- podporności wstępnej stojaka,
- sił w elementach złącza ciernego,
- odległości miejsca zabudowania stojaka od czoła ściany,
- czasu od chwili jego rozparcia,
- sposobu posadowienia stojaka,
- czynników wpływających na wartość siły tarcia w sprzężeniu ciernym kształtowników stojaka, takich jak: siła w strzemiionach, wilgotność, zapylenie, dynamiczne oddziaływanie górotworu.

Badania takie można przeprowadzić stosując system – WMS-DR (ang. *Warning and Monitoring System with Data Recording*) ostrzegania, monitorowania oraz rejestrowania parametrów pracy stojaka indywidualnego, opracowany w ITG KOMAG (rys. 2.)



Rys.2. Schemat indywidualnego stojaka ciernego z wbudowanym systemem WMS-DR. 1 – stojak, 2 – czujnik siły, 3 – moduł przetwarzania danych, 4 – akumulator, 5 – głośnik – buzer, 6 – dioda, 7 – linowy czujnik drogi, 8 – bezprzewodowy czujnik położenia stojaka, 9 – koronka, 10 – obudowa urządzenia [8]

Zadaniem modułu (3) jest zarówno przetworzenie danych pomiarowych z czujników, jak również ich rejestracja. Przewiduje się, że rejestrowane mogą być zarówno quasi statyczne zmiany podporności stojaka, jak również zmiany obciążenia stojaka spowodowane dynamicznym oddziaływaniem górotworu. W tym celu

moduł przetwarzania danych będzie wyposażony w panel wyboru częstotliwości próbkowania sygnałów pomiarowych.

W opracowanym systemie WMS-DR [8] pomiar zsuwu stojaka może być realizowany za pomocą miniaturowego linkowego czujnika drogi, w którym miarą przemieszczenia rdzennika stojaka jest długość linki nawiniętej na bęben napędzany silnikiem sprężynowym. Bęben połączony jest z wieloobrotowym precyzyjnym potencjometrem lub enkoderem optycznym.

Dodatkowe wyposażenie stojaka w moduł bezprzewodowej transmisji danych przy wykorzystaniu istniejącej na kopalni infrastruktury komunikacyjnej, pozwoli obserwować zmiany podporności roboczej stojaków ciernych w czasie rzeczywistym.

W zależności od zaplanowanego zakresu badań prowadzonych w wyrobisku, system może być wyposażony we wszystkie czujniki (System WMS-DR), lub tylko wybrane pozycje, zgodnie z oznaczeniem:

- WMS-DR1 – rejestrowanie danych zmierzonych czujnikiem siły,
- WMS-DR2 – rejestrowanie danych zmierzonych czujnikami: siły i drogi (zsuw stojaka),
- WMS-DR3 – rejestrowanie danych zmierzonych czujnikami: siły i położenia stojaka względem frontu ściany.

3. Zakres zmienności parametrów charakteryzujących podporność stojaka indywidualnego

Do określenia zakresu zmienności parametrów charakteryzujących podporność stojaka indywidualnego posłużyły wyniki, zarówno badań stanowiskowych jak i badań przeprowadzonych w warunkach rzeczywistych [5, 6, 7]. Jakkolwiek zakres obciążenia przenoszono przez stojak zabudowany w wyrobisku jest z reguły znacznie mniejszy od zakresu wyznaczonego w trakcie badań stanowiskowych, to w układzie monitorowania podporności należy uwzględnić oba niżej opisane zakresy podporności stojaka.

Analiza dostępnych danych wskazuje, że badania obciążenia indywidualnych stojaków ciernych przeprowadzono wyrywkowo w ramach szerzej prowadzonych badań obciążenia obudowy korytarzowej. Przykładowo badania omówione w [5] polegały na tym, że w wybranym odcinku wyrobiska pod odrzwia obudowy łukowej w osi wyrobiska zabudowano trzy stojaki cierne typu SV i wykonywano pomiary:

- obciążenia statycznego i dynamicznego stojaków,
- szerokości i wysokości wyrobiska,
- zsuwu odrzwi obudowy łukowej,
- zsuwu stojaków.

Pomiarami objęto trzy kolejne odrzwia obudowy ŁP/V29 zabudowane co 0,8 m. Obciążenie stojaków mierzono przetwornikami siły umieszczonymi między dwoma płytami stalowymi o grubości 8 mm, umieszczonymi pomiędzy spagiem, przetwornikiem siły, a stopą stojaka. Pomiar zsuwu wykonano między górną częścią stojaka, a płytą oporową. W trakcie pomiarów trwających 84 dni odległość stojaków od frontu ściany zmieniała się w przedziale od 260 m do 110 m. W wyniku przeprowadzonych pomiarów stwierdzono, że:

- maksymalne obciążenie statyczne stojaków zabudowanych w sąsiednich odrzwiach obudowy w trakcie 75 dni badań zmieniło się w zakresie od 114 kN do 271 kN,
- maksymalny przyrost obciążenia, zarejestrowany w trakcie wstrząsów o energii 6×10^5 J do 1×10^6 J, zmieniał się w przedziale od 2,31 kN do 7,03 kN,
- całkowity zsuw stojaka odnotowany w trakcie badań mieścił się w przedziale od 5 do 47 mm.

W publikacji [5] nie określono związku pomiędzy wynikami pomiarów podporności i zsuwu stojaka, a czynnikami geologiczno-górnictwymi charakteryzującymi warunki panujące w wyrobisku.

W pracach [6, 7] omówiono wyniki badań podporności stojaków zabudowanych w chodnikach przyścianowych utrzymywanych za frontem ściany. Podobnie jak w przypadku badań [5], obciążenie stojaka rejestrowano za pomocą dynamometru umieszczonego pod stopą stojaka. Stwierdzono, że podporność stojaków usytuowanych na odcinku chodnika przed frontem ściany wynosiła od 87 kN do 233 kN, natomiast w chodniku utrzymywanym za frontem ściany, od 233 kN do 282 kN. Omawiając wyniki badań nie przedstawiono wpływu czynników zewnętrznych na zakres zmienności podporności stojaków.

Badania stanowiskowe omówione w [2, 3] dotyczą wyznaczenia charakterystyki obciążenia przenoszono przez stojak. Podczas badań podporności stojaków na stanowisku, w którym obciążenie dynamiczne wywoływano poprzez udar masy [2] stwierdzono, że maksymalna wartość siły przenoszonoj przez złącze cierne wynosi 398 kN. Wykazano istotną zależność tej siły od sił osiowych w śrubach strzemion.

Ponieważ o podporności stojaka decyduje siła w złączu ciernym pomiędzy kształtownikami, to jednym z kierunków prac nad zwiększeniem podporności stojaka są propozycje zmian konstrukcji samego złącza. Przykładowo, w pracy [3] przeprowadzono badania złącza ciernego z dodatkowym klinem oporowym, zwiększającym wartość oporów zsuwu. Podporność stojaka ze zmodyfikowanym złączem ciernym zależna od cech geometrycznych klina oporowego, zmieniała się według [3] w przedziale od 590 kN do 760 kN.

Inne zmodyfikowane wersje rozwiązań konstrukcyjnych zamka do stojaków ciernych analizowano w [4].

Wyniki badań dołowych i stanowiskowych stojaków ciernych według [2, 3, 4, 5, 6, 7]

Tabela 1

MIEJSCE PRZEPROWADZANIA BADAŃ	TYP STOJAKA		MAKSYMALNE OBCIĄŻENIE		ZSUW [mm]
			statyczne [kN]	dynamiczne [kN]	
WYROBISKO	SV	16,5 IK	271	278	47*
		25	233	-	-
		29	282	-	-
LABORATORIUM	SV29, zamek tradycyjny		-	398	17,5
	SV29 z klinem oporowym		-	590÷760	7,7
	SV29 ze zmodyfikowanym zamkiem		410	-	-
* - całkowity zsuw po 84 dniach od zabudowy					

W wyniku badań stanowiskowych stwierdzono, że podporność stojaka ciernego, w zależności od cech konstrukcyjnych nowego zamka, może zmieniać się w przedziale od 115 kN do 410 kN.

W tabeli 1 zestawiono dane dotyczące maksymalnej podporności stojaków ciernych, wynikające z omówionych badań stanowiskowych i badań „in situ”.

Analiza powyższych danych potwierdza tezę o istotnym wpływie warunków pracy stojaka na jego nośność. Z najnowszych badań opublikowanych w [2] wynika, że bardzo istotny wpływ na nośność złącza ciernego, decydujący o podporności stojaka, ma siła osiowa w strzemiionach zamka. Siłę tę wyznaczono jedynie w nielicznych badaniach stanowiskowych [2, 3].

4. Podsumowanie

Na podstawie dostępnych danych można jedynie w sposób orientacyjny określić zakresy zmienności podporności stojaka ciernego. W związku z powyższym, na podstawie aktualnego stanu rozeznania problemu proponuje się, projektując system monitorowania stojaka przyjąć następujące wartości progowe charakteryzujące podporność indywidualnego stojaka ciernego:

- podporność wstępna, wynosząca 40 kN, równa wartości siły rozparcia wstępnego uzyskiwanej przez podciągnik ręczny,
- podporność robocza, wynosząca 280 kN, równa maksymalnej podporności stojaka zarejestrowanej w trakcie badań dołowych,
- dopuszczalna podporność robocza stojaka, wynosząca 400 kN, w przypadku zastosowania tradycyjnych zamków ciernych; taką wartość podporności stojaków SV zarejestrowano w badaniach laboratoryjnych.

Na podstawie analizy wyników badań przeprowadzonych w wyrobiskach podziemnych, opublikowanych w pracach [5, 6, 7] można stwierdzić, że podporność stojaków ciernych nie była badana w rejonie skrzy-

żowania ściany z chodnikiem. Przypuszczalnie było to spowodowane skumulowaniem prac wykonywanych w tym rejonie (stojaki cierne w tym rejonie mogą być przebudowywane częściej niż poza skrzyżowaniem ściany z chodnikiem). Zapewnienie sprawnego funkcjonowania aparatury pomiarowej jest w takich warunkach bardzo trudne. Z analizy dostępnych danych wynika również, że pomiary obciążenia dynamicznego przenoszonego przez indywidualne stojaki cierne wykonywano bardzo rzadko. Zazwyczaj łączono je z badaniami obciążenia dynamicznego odrzwi obudowy korytarzowej. Istnieje zatem potrzeba wyznaczenia, na podstawie badań w warunkach rzeczywistych, wpływu warunków geologiczno-górnich na obciążenie dynamiczne przenoszone przez stojak cierny, zwłaszcza w przypadku jego zabudowania w rejonie skrzyżowania ściany z chodnikiem.

Literatura

1. Bednarz R.: Systemy monitorowania i zaawansowanej diagnostyki maszyn górniczych oferowane przez Grupę Famur. XIX Szkoła Eksploatacji Podziemnej 22-26 lutego 2010 (Kraków).
2. Brodny J.: Wpływ obciążenia dynamicznego na parametry pracy złącza ciernego. Górnictwo i Geoinżynieria. Rok 35, Zeszyt 2. 2011.
3. Brodny J.: Wpływ obciążenia dynamicznego na charakterystykę pracy stosowanego w górnictwie obudowie podatnej złącza ciernego z klinem oporowym. Górnictwo i Geoinżynieria. Rok 35, Zeszyt 2. 2011.
4. Krauze K., Kotwica K.: Wyniki badań stanowiskowych nowych rozwiązań zamków do stojaków ciernych typu SV. Przegląd Górniczy nr 7-8, 2008, s. 45-50.
5. Nierobisz A.: Pomiary impulsowych obciążeń obudowy wyrobiska korytarzowego w trakcie wstrząsów sejsmicznych. Przegląd Górniczy nr 4, 2008, s. 35-41.

-
6. Prusek S. Rajwa S.: Wyniki pomiarów z chodników przyścianowych utrzymywanych za frontem eksploatacji. Prace Naukowe GIG nr 31. Katowice 1999.
 7. Prusek S.: Wybrane wyniki pomiarów dołowych w chodnikach przyścianowych. Przegląd Górniczy nr 11, 1999, s. 17-23.
 8. Praca zbiorowa: System ostrzegania i monitorowania parametrów pracy stojaków indywidualnych.
 9. Zgłoszenie wzoru użytkowego W.120380 System kontroli podporności stojaka indywidualnego.
- Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.*

Czy wiesz, że...

... w dniach 17-19 kwietnia 2012 roku w Aachen odbędzie się międzynarodowa konferencja i wystawa, zatytułowana „Sensor based sorting”. Organizowana po raz piąty impreza poświęcona będzie prezentacji najnowszych osiągnięć w dziedzinie przeróbki i wzbogacania surowców mineralnych oraz utylizacji odpadów. Tematyka prezentowanych referatów obejmie innowacyjne rozwiązania wykorzystujące wspomaganie komputerowe i sztuczną inteligencję w aparaturze kontrolno-pomiarowej, czujnikach i układach sterowniczych, stosowanych w procesach przeróbczych i recyklingu.

Aufbereitungstechnik 2012 nr 1-2 s.21

Identyfikacja trwałości stojaków i siłowników wykonawczych stosowanych w sekcjach obudowy zmechanizowanej

Streszczenie

Omówiono metodykę określania trwałości elementów wykonawczych, stosowanych w układzie hydraulicznym sekcji obudowy zmechanizowanej, poprzez wyznaczenie wskaźnika wymian elementu. Przedstawiono przykładowe wyniki obliczeń wskaźnika wymian, uzyskane na podstawie uszkodzeń zarejestrowanych dla 1100 sekcji obudowy w 25 ścianach wydobywczych.

Summary

Methodology for determination of life of actuating components used in hydraulic system of powered-roof support, by determination of exchange rate of the component, is discussed. Exemplary results of calculations of exchange rate, obtained on the basis of damages recorded for 1100 powered-roof supports in 25 longwall panels, are presented.

1. Wstęp

Jednym z parametrów precyzowanych w Specyfikacji Istotnych Warunków Zamówienia (SIWZ) w ramach ogłaszanych przetargów na zakup nowych sekcji obudowy zmechanizowanej, jest okres gwarancji udzielany przez producenta. Oszacowanie kosztów gwarancji wymaga zatem określenia niezawodności elementów sekcji obudowy zmechanizowanej.

Wskaźniki niezawodności są także istotne dla użytkowników sekcji obudowy zmechanizowanej, gdyż na ich podstawie można określić rezerwę bezawaryjnej pracy elementów sekcji, co ma istotne znaczenie dla efektywności procesu urabiania węgla. Biorąc powyższe pod uwagę w ITG KOMAG podjęto prace nad określeniem trwałości wybranych elementów sekcji obudowy zmechanizowanej, produkowanych przez jednego spośród wiodących, krajowych producentów.

Wyznaczenie wskaźników charakteryzujących trwałość elementów sekcji jest możliwe pod warunkiem zebrania wiarygodnych i ściśle określonych danych dotyczących serwisu sekcji obudowy zmechanizowanej w eksploatowanych ścianach. W niniejszym artykule przedstawiono próbę określenia wskaźników trwałości wybranych elementów sekcji obudowy zmechanizowanej na podstawie zebranych danych o ich uszkodzeniach.

Do analizy wykorzystano następujące źródła informacji:

- dane zamieszczone w sprawozdaniach z przeglądów technicznych, przeprowadzanych przez komisje powołane przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego z udziałem przedstawicieli jednostki notyfikowanej i producenta,

- dane uzyskane z Książki Kontroli Obudowy prowadzonej przez użytkowników sekcji obudowy zmechanizowanej,
- dane z Rejestru Reklamacji i Napraw Serwisowych uzyskane od producenta sekcji obudowy zmechanizowanej.

Zakres uzyskanych danych o uszkodzeniach elementów sekcji umożliwił przeprowadzenie wstępnej analizy, której wyniki przedstawiono poniżej.

2. Analiza danych o uszkodzeniach elementów sekcji obudowy zmechanizowanej

Dane uzyskane na podstawie protokołów z przeglądów technicznych sekcji obudowy zmechanizowanej oraz udostępnione przez pracowników działów energomaszynowych kopalni dotyczyły ośmiu kompletów obudowy zmechanizowanej, liczących łącznie 1100 dwustojakowych sekcji o porównywalnej postaci konstrukcyjnej. Średni czas obserwacji uszkodzeń elementów wyniósł 3 lata.

W tabeli 1 [1] zestawiono dane dotyczące czasu użytkowania i liczby sekcji obudowy zmechanizowanej objętych analizą uszkodzeń poszczególnych elementów. Czcionką podkreśloną wyróżniono dane niekompletne, nie obejmujące uszkodzeń naprawionych w trakcie eksploatacji ściany. W większości rozpatrywanych przypadków komplet ścianowej obudowy zmechanizowanej był niemalże w całości instalowany w kolejnej ścianie. Symbolem *) oznaczono komplet ścianowy, który po zakończeniu eksploatacji pierwszej ściany rozdzielono, zabudowując część sekcji w dwóch różnych, nowo uruchamianych ścianach, a resztę pozostawiając w rezerwie.

Zestawienie liczby sekcji obudowy zmechanizowanej objętych analizą uszkodzeń i czasów ich użytkowania [1]

Tabela 1

Komplet ścianowy sekcji obudowy zmechanizowanej	Rok produkcji	Liczba sekcji	Czas pracy [dni]	Zrealizowany wybieg [m]
I	2009	135	769	3261
II	2008	140	<u>891</u>	<u>1242</u>
III *)	2008	115	1155	990
IV	2009	163	<u>1136</u>	<u>1022</u>
V	2005	136	<u>1561</u>	<u>2360</u>
VI	2006	147	<u>2048</u>	<u>1415</u>
VII	2009	160	590	1640
VIII	2006	115	1471	6090

czcionka podkreślona – dane niekompletne

*) – komplet rozdzielany w trakcie użytkowania

Zestawienie liczby wymienionych hydraulicznych elementów wykonawczych stosowanych w sekcjach obudowy zmechanizowanej typu V, zabudowanych w ścianach F1 ÷ F3 [1]

Tabela 2

Oznaczenie ściany	Czas pracy [dni]	Liczba sekcji obudowy zmechanizowanej	Wybieg [m]	Liczba wymienionych elementów									Wymiana B – w trakcie eksploatacji ściany, P – po zakończeniu biegu ściany
				Stojak hydrauliczny	Podpora stropnicy	Przesuwnik sekcji	Sił. stropnicy wychylnej	Sił. stropnicy wysuwnej	Sił. osłony czola ściany	Sił. korekcji osłon bocznych	Sił. podnoszenia spagnic	Siłownik korekcji spagnic	
F1	426	114	700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	B
				-	-	-	-	-	-	-	-	-	P
F2	427	136	820	1	4	6	-	-	2	1	-	-	B
				1	-	-	-	-	-	-	1	-	P
F3	577	136	840	16	39	-	-	-	-	-	-	-	B
				135	43	36	-	-	-	272	-	-	P

Zestawienie liczby wymienionych hydraulicznych elementów wykonawczych stosowanych w sekcjach obudowy zmechanizowanej typu VI, zabudowanych w ścianach C1 ÷ C3 [1]

Tabela 3

Oznaczenie ściany	Czas pracy [dni]	Liczba sekcji obudowy zmechanizowanej	Wybieg [m]	Liczba wymienionych elementów									Wymiana B – w trakcie eksploatacji ściany, P – po zakończeniu biegu ściany
				Stojak hydrauliczny	Podpora stropnicy	Przesuwnik sekcji	Sił. stropnicy wychylnej	Sił. stropnicy wysuwnej	Sił. osłony czola ściany	Sił. korekcji osłon bocznych	Sił. podnoszenia spagnic	Siłownik korekcji spagnic	
C1	306	147	440	14	-	-	-	-	-	1	-	-	B
				16	2	-	-	-	-	-	-	1	P
C2	394	147	445	6	-	1	-	1	2	-	1	-	B
				26	-	-	-	2	-	-	-	-	P
C3	579	147	530	3	-	7	-	-	4	-	-	-	B
				42	-	7	-	2	2	2	2	-	P

Na podstawie analizy protokołów z przeglądów technicznych sekcji obudowy zmechanizowanej [3], przeprowadzonych z udziałem pracowników Instytutu Techniki Górniczej KOMAG, sporządzono listę elementów sekcji ulegających uszkodzeniu oraz wykaz najczęściej występujących rodzajów uszkodzeń. Lista obejmuje następujące hydrauliczne elementy wykonawcze:

- stojak hydrauliczny,
- podpora stropnicy,
- przesuwnik sekcji,
- siłownik stropnicy wychylnej,
- siłownik stropnicy wysuwnej,
- siłownik osłony czoła ściany,
- siłownik korekcji osłon bocznych,
- siłownik podnoszenia spągnic,
- siłownik korekcji spągnic.

W tabelach 2 i 3 zestawiono przykładowe informacje o uszkodzeniach elementów sekcji obudowy zmechanizowanej odnotowane w trzech kolejno eksploatowanych ścianach.

Zwraca uwagę niewielka liczba zarejestrowanych wymian elementów. W przypadku nowych kompletów obudowy zmechanizowanej zazwyczaj w pierwszej ścianie nie odnotowuje się uszkodzeń rozpatrywanych elementów (patrz ściana F1, tabela 2). Zebrane dane o uszkodzeniach należy rozpatrywać łącznie z informacjami o warunkach użytkowania sekcji obudowy zmechanizowanej. Charakterystycznym przykładem są uszkodzenia odnotowane w ścianie F3 (tabela 2). Na dużą liczbę elementów wymienionych po zakończeniu biegu ściany miał wpływ pożar w trakcie eksploatacji ściany.

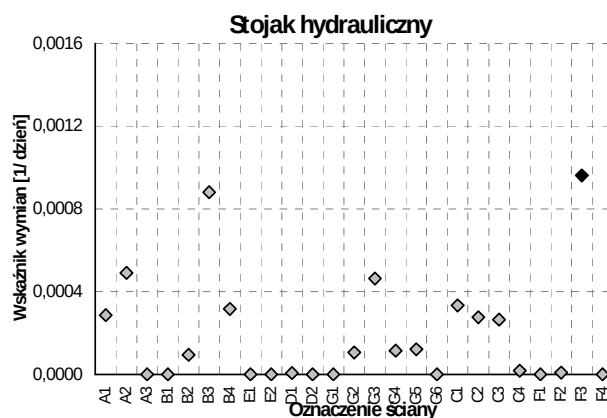
3. Wskaźniki wymian elementu sekcji obudowy zmechanizowanej

Na podstawie analizy dotychczas zgromadzonego materiału statystycznego przyjęto wstępny, uproszczony model niezawodnościowy sekcji obudowy zmechanizowanej, w którym zakłada się, że pojawiające się uszkodzenia tworzą stochastyczny strumień zgłoszeń, natomiast czas usuwania tych uszkodzeń jest pomijalny. Model ten pozwala – w najprostszym przypadku, gdy dokładne momenty uszkodzeń nie są znane, lecz znana jest liczba uszkodzeń – na oszacowanie średniego czasu pracy pomiędzy sąsiednimi uszkodzeniami. Można bowiem przyjąć, że wszystkie elementy sekcji obudowy zmechanizowanej pracują nieprzerwanie, od momentu zainstalowania ich w przodku eksploatacyjnym.

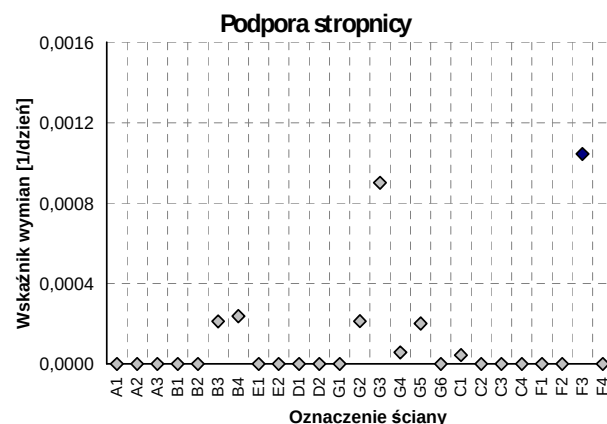
Parametrem umożliwiającym estymację średniego czasu pracy elementu sekcji obudowy zmechanizowanej pomiędzy kolejnymi uszkodzeniami jest wskaźnik wymian danego elementu sekcji. Przy czym pod tym pojęciem rozumie się liczbę wymian przypadającą

na jeden dzień pracy pojedynczego elementu sekcji obudowy zmechanizowanej zainstalowanego w konkretnej ścianie. Wskaźnik ten oszacowano na podstawie danych eksploatacyjnych, poprzez wyznaczenie wartości ilorazu sumarycznej liczby wymian wykonanych w trakcie eksploatacji ściany oraz po jej zakończeniu i sumarycznego czasu pracy wszystkich elementów danego rodzaju zainstalowanych w rozpatrywanej ścianie.

Na rysunkach 1 - 3 [1] przedstawiono wykresy rozkładu wartości wskaźnika wymian rozpatrywanych elementów sekcji obudowy zmechanizowanej w poszczególnych ścianach. Zwraca uwagę stosunkowo duży rozrzut wartości wskaźnika wymian. Przyczyną może być niejednorodność próbek statystycznych obejmujących realizacje wymian danego elementu w konkretnej ścianie. Duży rozrzut wartości wskaźnika wymian może również wynikać z właściwości analizowanej zmiennej losowej – parametrów determinujących jej rozkład.



Rys.1. Wartości wskaźnika wymian stojaka hydraulicznego w poszczególnych ścianach [1]



Rys.2. Wartości wskaźnika wymian podpory stropnicy w poszczególnych ścianach [1]

Ze względu na brak informacji umożliwiających określenie parametrów rozkładu statystycznego uszkodzeń elementów sekcji, na obecnym etapie analizy problemu, nie zdecydowano się na prowadzenie badań jednorodności zmiennych losowych, traktując je jako jednorodne, za wyjątkiem próbek zawierających uszkodzenia w ścianie F-3. Zgodnie z informacjami uzys-

Porównanie wartości średnich wskaźnika wymian elementów sekcji z klasyfikacją części stosowaną w latach 70. XX w. w zjednoczeniu POLMAG [1]

Tabela 4

Nr	Nazwa elementu	Średni wskaźnik wymian [1/dzień]	Klasyfikacja części według POLMAG	Wskaźnik wymian (odp. klasyfikacji POLMAG) [1/dzień]
1	2	3	4	5
1	Stojak hydrauliczny	1,22E-04	C ₂	≤ 1,37E-03
2	Podpora stropnicy	5,55E-05	C ₂	≤ 1,37E-03
3	Przesuwnik sekcji	9,83E-05	C ₂	≤ 1,37E-03
4	Siłownik stropnicy wychylnej		C ₂	≤ 1,37E-03
5	Sił. stropnicy wysuwnej	6,05E-06	C ₂	≤ 1,37E-03
6	Siłownik osłony czoła ściany	3,05E-05	C ₂	≤ 1,37E-03
7	Siłownik korekcji osłon bocznych	7,60E-06	C ₂	≤ 1,37E-03
8	Siłownik podnoszenia spągnic	1,85E-05	C ₂	≤ 1,37E-03
9	Siłownik korekcji spągnic	1,76E-06	C ₂	≤ 1,37E-03

kany w kopalni, w trakcie eksploatacji tej ściany miał miejsce dłuższy postój spowodowany pożarem, co wyjaśnia znaczną liczbę uszkodzeń, zarówno stojaków, jak i podpór stropnic (na rys. 1 i 2 wskaźnik wymian w ścianie F3 oznaczono zaczernionym rombem).



Rys.3. Wartości wskaźnika wymian przesuwnika sekcji w poszczególnych ścianach [1]

Wyniki obliczeń wskaźnika wymian, w połączeniu z informacjami o okolicznościach wpływających na warunki użytkowania sekcji w danej ścianie, upoważniają do potraktowania danych o liczbie wymian w ścianie F3 jako nietypowych. W związku z powyższymi danymi o uszkodzeniach elementów sekcji obudowy zmechanizowanej w ścianie F3 nie uwzględniono w dalszych obliczeniach prowadzonych celem wyznaczenia wartości średniej wskaźnika wymian.

W tabeli 4 zestawiono wartości średnie wskaźnika wymian elementów sekcji, charakteryzujące jednorodne dane, opisujące liczbę wymian elementu.

Wyniki obliczeń średniego wskaźnika wymian porównano z klasyfikacją części maszyn górniczych, stosowaną w latach 70. XX w. w zjednoczeniu POLMAG,

stosowaną np. w [2]. W klasyfikacji tej wyróżniono następujące kategorie części:

- znormalizowane części zamienne, oznaczane w katalogach symbolem „H”
- nie znormalizowane części zamienne, w tym:
 - części "specjalne" (części, których zamawiający nie jest w stanie wykonać) dostarczane przez producenta na żądanie zamawiającego, oznaczane w katalogach symbolem „D”,
 - części zdane do remontu wykonanego przez zamawiającego, nie produkowane jako części zamienne, oznaczane w katalogach symbolem „R”,
 - części zamienne, które zdaniem producenta mają trwałość krótszą niż dwa lata, oznaczane w katalogach symbolem „C1”,
 - części zamienne, których trwałość zdaniem producenta powinna być dłuższa niż dwa lata, oznaczane w katalogach symbolem „C2”.

Przytoczona klasyfikacja części zamiennych sekcji obudowy zmechanizowanej była stosowana celem usprawnienia gospodarki częściami zamiennymi. Analizując dane zestawione w kolumnach 3 i 5 tabeli 4 można stwierdzić, że POLMAG przyjmował liczbę kryterialną, określającą czas użytkowania (okres 2 lat) zbyt pesymistycznie.

4. Podsumowanie

1. Wyznaczone średnie wartości wskaźnika wymian porównano z wytycznymi zawartymi z DTR sekcji obudowy zmechanizowanej stosowanych w latach 70. i 80. ubiegłego wieku w zjednoczeniu POLMAG. Wskaźniki kryterialne charakteryzujące czas bezawaryjnej pracy hydraulicznego elementu wykonawczego, wyznaczone na podstawie wstępnej analizy problemu, są o rząd wielkości mniejsze od

wskaźników zalecanych w DTR sporządzonych w latach 70. i 80. XX wieku. Porównanie to świadczy o znaczącej poprawie trwałości hydraulicznych elementów wykonawczych.

2. Bardziej precyzyjne określenie niezawodności sekcji, zarówno w odniesieniu do wartości średnich parametrów, jak również rozkładu zmiennych losowych, będzie możliwe po zebraniu wiarygodnych danych o czasie pracy danego elementu od momentu zabudowania w sekcji obudowy zmechanizowanej do wymiany na nowy. Zebranie tych danych będzie możliwe po wdrożeniu w kopalniach systemu identyfikacji elementów sekcji. W tym celu można wykorzystać program Gather lub Platformę Ewidencji Części Maszyn, opracowane w ITG KOMAG.

Literatura

1. Praca zbiorowa: Baza danych dla opracowania książki serwisowej ścianowej obudowy zmechanizowanej. Etap 1 i 2 praca statutowa ITG KOMAG E/BDO-13643. Praca nie publikowana. Biblioteka ITG KOMAG. Gliwice 2011.
2. Obudowa osłonowa FAZOS-15/31-Oz. Poradnik 335 KOMAG. Gliwice 1982.
3. Sprawozdania z 25 ocen stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej wykonanych w latach 2006 – 2011. Materiały nie publikowane ITG KOMAG.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.

Czy wiesz, że...

...Coal India Ltd. (CIL), państwowy właściciel indyjskich kopalń, należy do największych światowych producentów węgla. Wydobywa około 80% indyjskiego węgla i dostarcza surowca do 20 nowych elektrowni węglowych w Indiach. Popyt na paliwo jest w rodzimej gospodarce ogromny. Szacuje się, że zapotrzebowanie na węgiel do końca roku 2012 wyniesie 114 milionów ton. Obecnie CIL uzyskał zgodę na nabycie praw do eksploatacji złóż w RPA, w prowincji Limpopo, zlokalizowanej przy granicy z Mozambikiem. Kopalnie będą dzierżawione zgodnie z prawem obowiązującym w tej prowincji.

World Coal 2012 nr 1 s.5

Innowacyjne rozwiązania górniczych urządzeń transportowych z napędem akumulatorowym

Streszczenie

W wyniku dokonanej w ostatnim dziesięcioleciu technicznej rewolucji górniczych środków transportu w podziemiach kopalń węgla kamiennego wdrożono napędy spalinowe do ciągników kolei podwieszonych, jak i do lokomotyw kopalnianej kolei podziemnej. Oprócz wielu zalet występują ograniczenia w ich stosowaniu z uwagi na emisję spalin i ciepła do atmosfery kopalnianej. W celu ograniczenia ww. problemu w ITG KOMAG podjęto prace nad innowacyjnymi rozwiązaniami napędów zeroemisyjnych do górniczych urządzeń transportowych, których rozwiązania przedstawiono w niniejszym artykule.

Summary

In the result of technical revolution in mine transportation means in last decade, diesel drives have been implemented in undergrounds of hard coal mines both to suspended monorail drivetrains and to floor-mounted mine railway locomotives. Apart their advantages in use they have some limitations due to emission of exhaust gases and heat to the mine atmosphere. Due to that in KOMAG Institute research work has been undertaken to develop zero-emission drives to mine transportation machines. The results are presented in the paper.

1. Wstęp

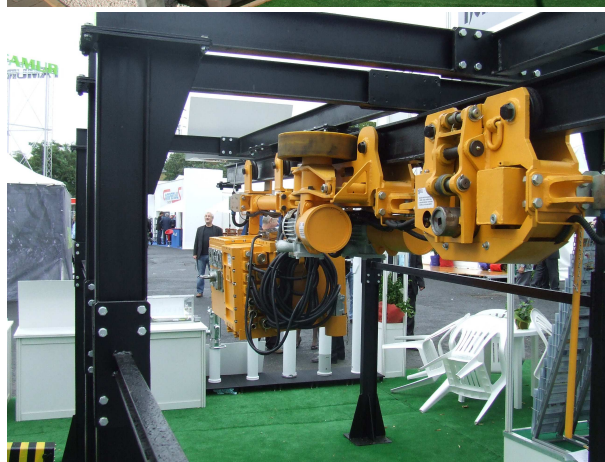
W ostatnich latach dokonano technicznej restrukturyzacji w zakresie kolei podwieszonych i spągowych, wprowadzając w miejsce napędów linowych napędy spalinowe. Istotnym ograniczeniem stosowania urządzeń transportowych z napędem spalinowym w istniejących warunkach wentylacyjnych są emitowane spaliny oraz ciepło do otaczającej atmosfery. W celu ograniczenia tych niekorzystnych zjawisk podjęto w ITG KOMAG prace rozwojowe nad ciągnikami z akumulatorowym źródłem zasilania. Ciągniki akumulatorowe GAD-1 i PCA-1 zaprezentowano na Targach Górnictwa Energetyki i Metalurgii w Katowicach w 2011 r.

Oba rozwiązania cechują się:

- zastosowaniem nowoczesnych, litowo-jonowych ogniw akumulatorowych,
- zastosowaniem elektronicznych układów do nadzoru pracy ogniw,
- możliwością rekuperacji energii podczas generatorowej pracy silników,
- zastosowaniem nowoczesnych układów energoelektronicznych.

Ponadto ciągnik GAD-1 cechuje się:

- możliwością poruszania się w systemie ciernego lub zębatkowego przeniesienia napędu,
- zastosowaniem silników z magnesami trwałymi o podwyższonej sprawności.



Rys.1. Prototypy ciągników GAD-1 oraz PCA-1 na targach we wrześniu 2011 roku [źródło: foto KOMAG]

Obydwa ciągniki mogą być stosowane w pomieszczeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego.

2. Zagadnienie bilansu energetycznego

Prace studialne nad napędami akumulatorowymi wykazały, że warunkiem wdrożenia ciągnika z zasilaniem akumulatorowym, spełniającym oczekiwania odbiorców, będzie zapewnienie co najmniej 8 godzinnej pracy, bez ładowania baterii ogni, przy zachowaniu jak najmniejszej masy ciągnika. Z uwagi na ograniczoną gęstość energii tradycyjnych, kwasowych ogni akumulatorowych, jedynym sposobem osiągnięcia założonego celu, było zastosowanie nowej generacji ogni i odzyskiwanie energii gdy silniki elektryczne pracują generatorowo, spełniając rolę hamulców. Generowany przez silniki prąd, poprzez przemienniki częstotliwości jest kierowany do akumulatora. Wynika stąd konieczność utrzymywania zapasu pojemności akumulatorów na gromadzenie dodatkowej ilości energii. Z problemem tym ściśle wiąże się bilans energetyczny związany z kierunkiem transportu ładunków po wzniosie i nachyleniu. Bilans zmianowej pracy ciągnika jest zależny od następujących czynników:

- zmiany wysokości położenia zestawu transportowego (+ lub -), po przetransportowaniu ładunku,
- masy transportowanego ładunku,
- długości i nachylenia odcinków trasy podczas wykonywania transportu,
- sprawności mechanicznej i elektrycznej napędów w pracy silnikowej,
- sprawności układu odzysku energii podczas pracy generatorowej silników.

Poziom naładowania akumulatora wynika z następujących aspektów przyrostu i strat energii w cyklu pracy:

- przyrostu lub redukcji energii potencjalnej ładunku i/lub ciągnika,
- strat energii na pokonanie oporów ruchu na poszczególnych odcinkach trasy,
- strat energii w pracy silnikowej, będącej wynikiem sprawności urządzeń mechanicznych i elektrycznych,
- strat energii w pracy generatorowej, będącej wynikiem sprawności urządzeń mechanicznych i elektrycznych.

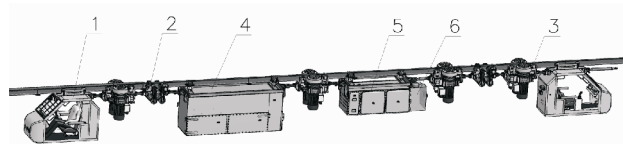
Nie wykluczona jest zatem sytuacja, że bilans energetyczny podczas prowadzenia transportu będzie dodatni. Taki przypadek może mieć miejsce, gdy transport z ładunkiem na dużym nachyleniu, będzie się odbywał po upadzie, a jego powrót, bez ładunku, po wzniosie.

3. Ciągnik GAD-1

Nazwa ciągnika GAD-1 pochodzi od angielskiego: Gentle Accumulator Drive, co tłumaczy się jako cichy, łagodny, akumulatorowy napęd. W rozwiązaniu GAD-1, staraniem kilku zaangażowanych w to przedsięwzięcie

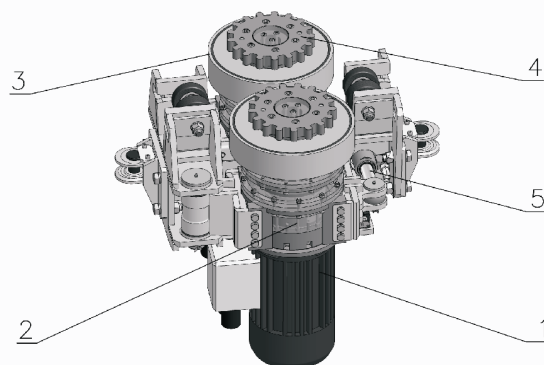
firm, zastosowano wiele innowacyjnych rozwiązań, do których należy zaliczyć silniki elektryczne z magnesami trwałymi, ogniwa akumulatorowe, układy energoelektroniki i sterowania. Jedną z cech ciągnika jest zdolność dynamicznej zmiany systemu napędowego z ciernego na zębatkowy lub odwrotnie.

Ogólną budowę ciągnika pokazano na rysunku 2.



Rys.2. Widok ogólny ciągnika GAD-1
[źródło: opracowanie KOMAG]

Ciągnik GAD-1 składa się z dwóch kabin operatora (1), dwóch podwójnych zespołów hamulcowych (2), czterech wózków napędowych (3), skrzyni akumulatorowej (4), skrzyni z aparaturą energoelektroniczną i układem sterowania (5), zespołu hydraulicznego do zasilania wózków hamulcowych oraz obsługi belek transportowych (6).



Rys.3. Budowa wózka napędowego
[źródło: opracowanie KOMAG]

Każdy z czterech wózków napędowych (rys. 3) wyposażony jest w dwa (identyczne) zespoły napędowe, złożone z silnika (1), przekładni (2), koła cierne (3) i koła zębate (4). W zależności od rodzaju trasy jezdnej, która może być tradycyjna, wykonana z dwuteownika I 155, lub dodatkowo wyposażona w zębatkę, zintegrowaną z górną półką dwuteownika, wózek może pracować cierne lub zębatkowo. Podczas pracy ciernej, koła cierne są dociskane do bieżni trasy (środek dwuteownika) za pomocą siłownika (5), natomiast podczas jazdy zębatkowej koła zębate nie są dociskane. Zmiana systemu napędowego z cierne na zębatkowy może być stosowana głównie w rejonie zmiany nachylenia wyrobiska z mniejszego na większe. Dynamiczny sposób zmiany napędu oznacza, że przy czterech wózkach napędowych, każdy z nich kolejno zmienia system napędowy i w miejscu zmiany część wózków pracuje cierne, a część zębatkowo. Silniki wózków pracujących cierne mają mniejsze prędkości obrotowe niż silniki wózków pracujących zębatkowo. Sytuacja taka wymaga nadzorowania zmiany trybu napędowego

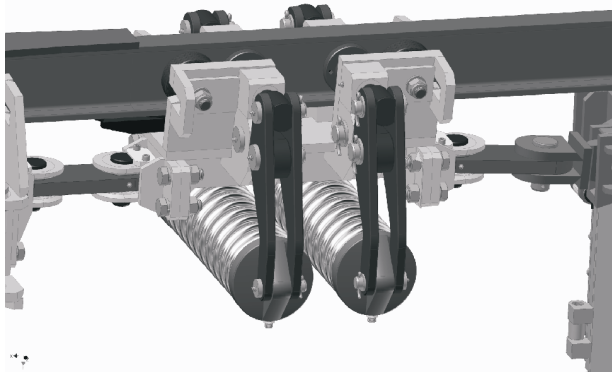
przez układ sterowania, w oparciu o odpowiedni algorytm. Zagadnienia związane z dynamiczną zmianą systemu napędowego są następujące:

- zmiana dokonywana jest „w ruchu”, kolejno przez cztery wózki napędowe,
- podczas pracy ciernej realizowany jest docisk kół ciernych,
- podczas pracy zębatkowej docisk jest wyłączony,
- wózek napędowy zmieniający system napędu nie generuje siły pociągowej,
- możliwość spotkania się wierzchołków zębów koła zębatego i zębaki.

Realizacja dynamicznej zmiany systemu napędowego przez silniki elektryczne jest nadzorowana przez sterownik ciągnika. Dokonanie dynamicznej zmiany wymaga:

- ograniczenia prędkości najazdu w miejscu zmiany systemu napędowego,
- zastosowania znaczników w trasie i układu identyfikacji w wózkach napędowych,
- zastosowania klinowej listwy rozbiegowej, z pierwszymi zębami, o zmniejszonej wysokości,
- przesunięcia początku zębów po jednej i drugiej stronie zębaki,
- wyprzedzającego dostosowywanie prędkości obrotowej silników elektrycznych,
- zwiększenia siły pociągowej przez aktywne trzy napędy o 30%,
- zwolnienia docisku zespołów napędowych w miejscu zmiany systemu napędowego.

Ciągnik wyposażono w dwa zespoły hamulca awaryjno-postojowego (rys. 4), których zadaniem jest zahamowanie ciągnika. Hamulce są sterowane sterownikiem mikroprocesorowym. Dodatkowo, w celu zwiększenia poziomu bezpieczeństwa w obu kabinach, zabudowano zawory kulowe ręcznego zahamowania hamulców awaryjno-postojowych. Operator może ręcznie wyzwoić ich działanie w sytuacji zagrożenia lub w sytuacji awarii układu elektronicznego nadzoru pracy ciągnika.



Rys.4. Widok jednego z zespołów hamulca awaryjno – postojowego [źródło: opracowanie KOMAG]

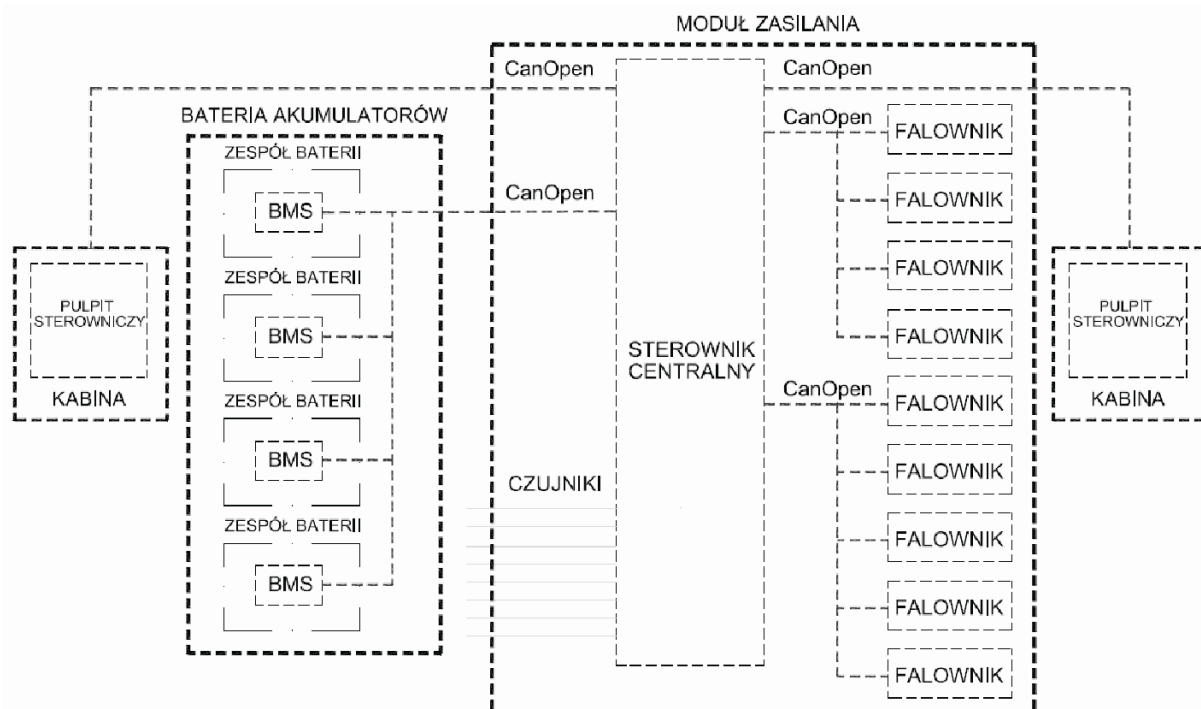
Źródłem zasilania wózków napędowych ciągnika jest bateria akumulatorów o napięciu 250 V DC, składająca się z czterech zespołów ogniw litowych. Każdy zespół o pojemności 150 Ah, stanowi źródło zasilania napędu jednego wózka. Z czwartego zespołu zasilany jest dodatkowo silnik indukcyjny pompy hydraulicznej. Energia z zespołów baterii dostarczana jest poprzez złącza ognioszczelne, do modułu zasilania, w którym, za pośrednictwem ośmiu falowników, uzyskuje się napięcie 3-fazowe o regulowanej częstotliwości i amplitudzie, zasilające osiem bezszczotkowych silników z magnesami trwałymi oraz z dziewiętego falownika o napięciu 188 V i częstotliwości 50 Hz, służącego do zasilania indukcyjnego silnika pompy hydraulicznej. Podczas hamowania silniki generują energię, która poprzez te same falowniki trafia do zespołu akumulatorowego. Układ sterowania czuwa nad tym, aby akumulatory zawsze posiadały zapas pojemności pozwalający na zwrot energii uzyskiwanej podczas pracy generatorowej.

Urządzenia sterownicze i układy zabezpieczeń znajdujące się w osłonach ognioszczelnych zasilane są napięciem 24 V DC. Urządzenia iskrobezpieczne tj: lampy z oświetleniem diodowym, pulpity sterownicze, rozdzielacze elektrohydrauliczne oraz sygnalizacja ostrzegawcza zasilane są napięciem 12 V DC.

Sterowanie ciągnikiem odbywa się z pulpitu, który uruchamiany jest przez operatora kluczykiem w stacyjce. Nadrzędny układ sterowania ciągnika posiada strukturę rozproszoną, połączoną szeregowo, cyfrową magistralą CAN.

Magistrala CAN charakteryzuje się dużą odpornością na zakłócenia i niezawodnością, co jest wynikiem przesyłania danych w postaci napięciowego sygnału różnicowego oraz sprzętowej obsłudze protokołu i kontroli błędów. Magistrale CAN są powszechnie stosowane w samochodach, a obecnie coraz częściej znajdują zastosowanie w maszynach górniczych. W systemie zaimplementowano protokół komunikacyjny CanOpen, którego zaletą jest unifikacja magistrali. Daje to możliwość łączenia podzespołów różnych producentów oraz umożliwia przyłączenie aplikacji przeznaczonej do diagnozowania i konfigurowania magistrali CAN.

Zarządzanie rozdziałem mocy w różnych fazach ruchu (rozruch, jazda ze zmiennym obciążeniem, chwilowe przeciążenia, hamowanie z rekuperacją energii) i w warunkach zmiennego stanu naładowania baterii, wymaga zastosowania wektorowych technik sterowania wielosilnikowym układem napędowym oraz właściwego doboru parametrów komponentów, jak również opracowania algorytmów bezpieczeństwa w maszynie górniczej przeznaczonej do pracy w warunkach zagrożeń skojarzonych (zagrożenie wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego, pożarowe, wodne).



Rys.5. Schemat blokowy nadzrędnego układu sterowania [źródło: opracowanie autorskie]

Parametry techniczne podwieszonego ciągnika akumulatorowego GAD-1

Tabela 1

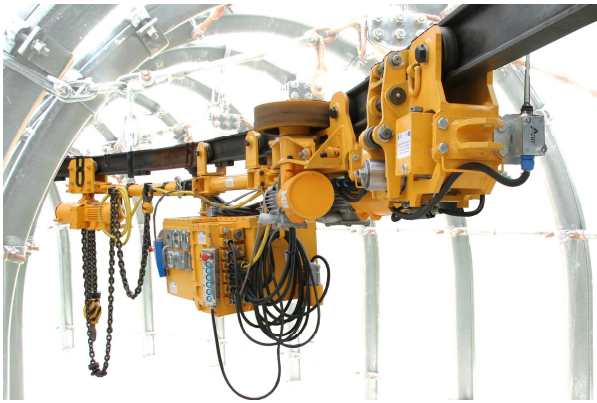
1.	Moc zainstalowana	72kW (8x9 kW)
2.	Siła uciagu	80kN ciernie /110 kN zębatkowo
3.	Typ silnika	Silniki synchroniczne z magnesami trwałymi
4.	Napięcie zasilania silnika	8x150 V
5.	Średnica koła napędowego	430 mm – koło ciernie/ 272.6 mm – koło zębate
6.	Profil jezdni	I 155
7.	Realizacja zasilania	Zasilanie z baterii akumulatorowych poprzez przekształtniki energoelektroniczne (falowniki)
8.	Sposób ładowania akumulatorów	Ładowanie na specjalnych stanowiskach oraz odzysk energii z hamowania
9.	Dopuszczalne nachylenia trasy	Do 30°

Zasadniczym wyzwaniem w aspekcie układu sterowania było rozwiązanie problemu, związanego z sekwencyjną zmianą trybu napędowego z ciernego na zębaty i odwrotnie, kolejno, przez poszczególne wózki. Każdy z wózków napędowych wyposażono w uchylne ramię, połączone z układem elektrycznym, współpracujące z dwoma znacznikami umieszczonymi na trasie w miejscu zmiany systemu napędowego – rysunek 4. Podczas przejazdu w tym miejscu układ sterowania otrzymuje dwa sygnały, które uruchamiają procedury mające swoje przełożenie na układ hydrauliczny oraz energoelektroniczny. Następuje przesterowanie rozdzielaczy elektrohydraulicznych oraz zmiana prędkości obrotowych w silnikach poszczególnych wózków, aż do chwili zakończenia procedury zmiany systemu napędowego.

Podstawowe parametry ciągnika GAD-1 przedstawiono w tabeli 1.

4. Ciągnik PCA-1

Poszukując rozwiązania urządzenia transportowego z niezależnym źródłem zasilania, przeznaczonego do transportowania małych mas (do 2 ton), specjaliści ITG KOMAG wspólnie z firmą HELLFEIER Sp. z o.o. opracowali podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1 – rysunek 6. Ciągnik PCA-1 jest ciągnikiem poruszającym się po podwieszonych trasach jednoszynowych o profilu trasy jezdnej I 155, z prędkością do 1 m/s oraz siłą pociagową do 3,7 kN. Ciągnik posiada zasilanie akumulatorowe, a jego zasięg jazdy jest ograniczony pojemnością baterii. Urządzenie przewidziane jest do prac manewrowych (załadowcze, wyładowcze), prowadzonych w wyrobiskach zagrożonych atmosferą wybuchową, i dedykowane jest w szczególności do prac transportowych, prowadzonych w zakładach górniczych, w obrębie przodków korytarzowych, zajezdni oraz warsztatów naprawczych.



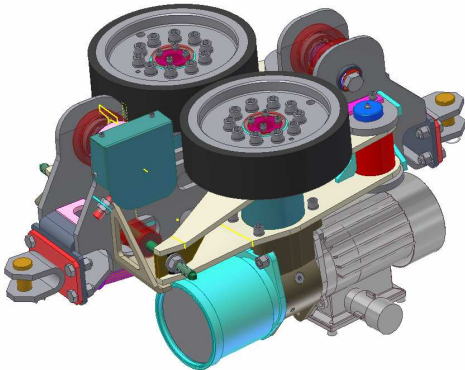
Rys.6. Podwieszony ciągnik PCA-1 [źródło: KOMAG]

Ciągnik oferowany jest w dwóch wersjach:

- PCA-1, ciągnik współpracuje tylko z zestawem transportowym wyposażonym we wciągarki ręczne,
- PCA-1/ZT, ciągnik może współpracować z zestawem transportowym z zabudowanymi wciągarkami elektrycznymi.

W przypadku zastosowania wciągników elektrycznych z zestawem transportowym, z modułu zasilającego ciągnika mogą być zasilane i sterowane maksymalnie dwa wciągarki elektryczne.

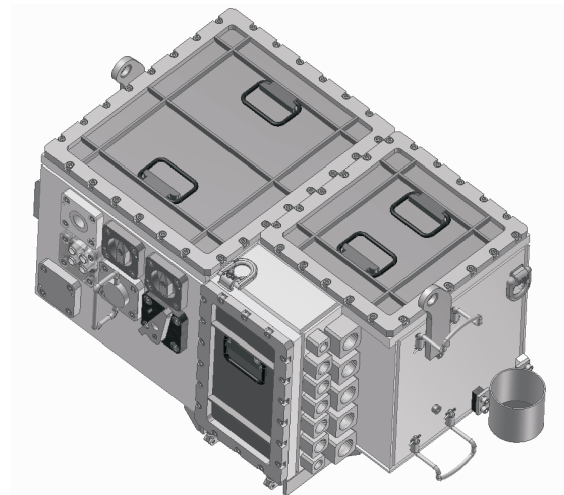
Do przemieszczania ciągnika po podwieszonej jezdni jednoszynowej służy wózek napędowy – rysunek 7, który posiada dwa zespoły napędu ciernego, z zabudowanymi silnikami elektrycznymi.



Rys.7. Wózek napędowy [źródło: KOMAG]

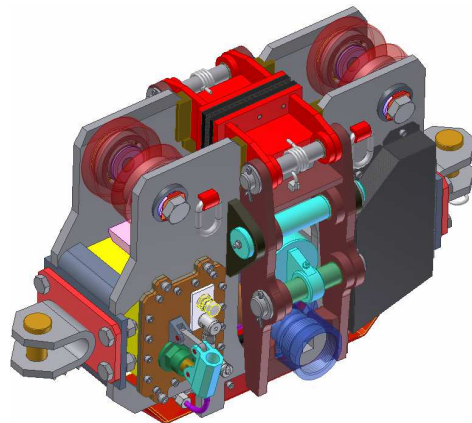
Moment napędowy koła ciernego generowany jest przez zespół napędowy (silnik-przekładnia obiegowa), podwieszony pod wahaczem. Taka zabudowa zespołu ułatwia prace remontowo-serwisowe. Docisk kół napędowych do środka szyny wywierany jest za pośrednictwem siłownika sprężynowego, zabudowanego na końcach wahaczy.

Elementy wyposażenia elektrycznego, wraz z baterią akumulatorową, zabudowane są w module zasilającym – rysunek 8. Moduł ten składa się z następujących komór: aparaturowej, akumulatorowej oraz przyłączeniowej. Komory połączone są elektrycznie za pośrednictwem izolatorów przepustowych. Na ścianie bocznej modułu znajduje się odłącznik oraz panel uruchamiania ciągnika, wyboru trybu pracy i sygnalizacyjny.



Rys.8. Moduł zasilający [źródło: KOMAG]

Hamowanie manewrowe ciągnika realizowane jest poprzez zmianę prędkości obrotowej silnika napędowego. Silniki napędowe są dodatkowo wyposażone w pasywne hamulce tarczowe, zabudowane na osi silnika. Hamulce pełnią funkcje hamulca postojowego, który uruchamia się automatycznie po zatrzymaniu ciągnika. Hamulec uruchamiany jest również awaryjnie w przypadku użycia wyłącznika awaryjnego. Moment statyczny hamulca wynosi 20 Nm przy czasie zadziałania 0,08 s. Zastosowanie ciągnika na trasach o nachyleniu powyżej 4° wymaga kompletacji ciągnika z urządzeniem awaryjnego hamowania, którym jest wózek hamujący – rysunek 9.



Rys.9. Wózek hamujący [źródło: KOMAG]

Zespół ten jest powiązany elektrycznie z modulem zasilającym. Wyzwolenie hamulca wózka hamującego następuje w przypadkach: przekroczenia maksymalnej prędkości, zaniku zasilania (wyłączenia ciągnika) oraz w wyniku uruchomienia wyłącznika awaryjnego. Odhamowanie wózka hamującego realizowane jest hydraulicznie, poprzez pompę ręczną zabudowaną na korpusie wózka hamującego. Konstrukcja ciągnika przewiduje również opcję oświetlenia oraz zastosowanie wyłączników krańcowych.

Najważniejsze parametry techniczne ciągnika PCA-1 pokazano w tabeli 2.

Parametry techniczne podwieszonego ciągnika akumulatorowego PCA-1

Tabela 2

1.	Moc zainstalowana	2,2kW (2x1,1 kW)
2.	Siła uciagu	3,7 kN
3.	Typ silnika	Silnik indukcyjny samohamowny
4.	Napięcie zasilania silnika	3x230 V
5.	Średnica koła napędowego	340 mm
6.	Profil jezdni	I 155
7.	Realizacja zasilania	Zasilanie z baterii akumulatorowych poprzez przekształtnik energoelektroniczny (falownik)
8.	Sposób ładowania akumulatorów	Doładowywanie baterii bezpośrednio z zespołu transformatorowego
9.	Dopuszczalne nachylenia trasy	Do 12° (od 4° wymagana kompletacja z wózkiem hamującym)



Rys.10. Tryby pracy ciągnika PCA-1 [źródło: KOMAG]

Silniki elektryczne zasilane są z baterii akumulatorów umieszczonych w module zasilającym. Bateria akumulatorów składa się z ogniw litowo-jonowych, które cechują się dużą gęstością energii oraz umożliwiają ładowanie baterii bez emisji gazów niebezpiecznych (powszechnie stosowane ogniwa kwasowo-olowiowe w trakcie ładowania wydzielają wodór). Zastosowanie takiego źródła energii pozwala na prowadzenie procesu ładowania również poza specjalnymi komorami ładowania.

W ciągniku przewidziano dwa tryby pracy tj. „jazda” (zasilane są silniki wózka napędowego) oraz „podnoszenie-opuszczanie” (zasilane są silniki wciągników elektrycznych - dla PCA-1/ZT). Dodatkowo istnieje możliwość wyboru dwóch maksymalnych prędkości jazdy:

- bieg I – 0,5 m/s (praca silników ze stałym momentem),
- bieg II – 1 m/s (praca silników ze stałą mocą).

Opcjonalnie istnieje również możliwość stosowania sterowania radiowego. Standardowo zabudowane jest sterowanie przewodowe. Na rysunku 10 przedstawiono możliwe tryby pracy ciągnika. Sterowania pracą wózka hamującego poprzez moduł zasilający pozwala na zastosowanie różnych, granicznych prędkości wyzwo-

lenia układu hamującego wózka w zależności od wybranego biegu na module zasilającym. Prędkość graniczna wynosi 150% prędkości maksymalnej na danym biegu, a więc dla biegu I prędkość wyzwolenia wózka hamującego wynosi 0,75 m/s, a dla biegu II 1,5 m/s.

Zmiana prędkości jazdy oraz hamowanie manewrowe realizowane jest poprzez zmianę prędkości obrotowej silnika, co osiągnięte jest przez odpowiednie wysterowanie falownika. Zastosowanie mikroprocesorowego sterowania wektorem momentu w czterech ćwiartkach układu moment-prędkość, umożliwia pracę z rekuperacją energii, w czasie hamowania elektrycznego wózka napędowego, jak i podczas opuszczania mas wciągnikami elektrycznymi.

W przypadku zastosowania wciągników z napędem elektrycznym dodatkową aparaturę elektryczną sterowania pracą wciągników umieszczono w module zasilającym. Podnoszenie i opuszczanie masy odbywa się, w przypadku każdego wciągnika, osobno i jest sterowane z dodatkowej kasety sterowniczej połączonej przewodowo ze skrzynią aparaturową. Z panelu można awaryjnie wyłączyć zasilanie wciągników, co spowoduje wyłączenie obu silników i ich samoczynne zahamowanie.

5. Podsumowanie

W przedstawionych urządzeniach transportowych zastosowano szereg innowacyjnych rozwiązań, które przekładają się na ich niezawodność.

W ciągniku GAD-1 są to przede wszystkim: ogniwa nowej generacji, silniki z magnesami trwałymi, układ sterowania i rekuperacji energii. Ciągnik ten ma również możliwość jazdy ciernej lub zębatkowej, co jest dotychczas rzadkością, nawet w konwencjonalnych, spalinowych urządzeniach transportowych. Z uwagi na bezemisijną pracę, proponowane rozwiązanie będzie przydatne zwłaszcza tam, gdzie występują problemy zanieczyszczenia powietrza.

Na tle oferowanych na rynku rozwiązań ciągników manewrowych, zaletą podwieszonego ciągnika akumulatorowego PCA-1 jest przede wszystkim własne źródło zasilania, które eliminuje przewód zasilania elektrycznego bądź hydraulicznego, ograniczający zasięg stosowania urządzenia oraz wprowadza dodatkowe zagrożenia. Nowatorskim rozwiązaniem zastosowanym w tym urządzeniu jest również sposób ładowania baterii w czasie postoju, za pośrednictwem ogólnodostępnych zespołów transformatorowych.

Wdrożenie rozwiązania ciągników GAD-1 oraz PCA-1 przyczyni się do zwiększenia efektywności wykonywanych prac, oraz wpłynie na poprawę bezpieczeństwa pracy załóg górniczych oraz poprawę ergonomii pracy.

Literatura

1. Drwięga A., Budzyński Z., Czerniak D., Polnik B.: „Pakiet innowacyjności w ciągniku GAD-1”, Miesięcznik „Napędy i sterowanie” nr 10/2011.
2. Drwięga A., Budzyński Z., Polnik B., Czerniak D., Skupień K.: Akumulatorowy ciągnik podwieszony GAD-1 jako alternatywa rozwiązań z napędem spalinowym. Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa: Monografia: KOMTECH 2011. Red. Nauk.: Klich A., Kozieł A., ITG KOMAG. Gliwice 2008.
3. Kaczmarczyk K., Suffner H., Dobrzaniecki P., Polnik B., Budzyński Z.: Podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1 kierunkiem rozwoju nowoczesnych urządzeń transportowych. Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa: Monografia: KOMTECH 2011. Red. Nauk.: Klich A., Kozieł A., ITG KOMAG. Gliwice 2008.
4. Kaczmarczyk K.: Podwieszony ciągnik PCA-1 – nowatorskie rozwiązanie do prac transportowych w przodkach chodnikowych. Materiały konferencyjne: VI Międzynarodowa Konferencja: Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie. CBI DGP. Mysłowice – Ustroń 2011.

Zagadnienia, przedstawione w artykule, były przedmiotem prezentacji podczas XXI Szkoły Eksploatacji Podziemnej.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.

Analiza systemów wentylacji i odpylania wyrobisk korytarzowych w kopalniach Kompanii Węglowej S.A.

Streszczenie

Omówiono wyniki badań ankietowych przeprowadzonych w kopalniach Kompanii Węglowej S.A., dotyczących systemów wentylacji i odpylania ślepych wyrobisk korytarzowych drążonych za pomocą kombajnów chodnikowych. Przedstawiono liczbowe zestawienia poszczególnych konfiguracji wentylacji ssących i kombinowanych, stosowanych urządzeń odpylających i lutni wirowych oraz omówiono praktyczne aspekty użytkowania tych urządzeń.

Summary

Results of questionnaire inquiries carried out in mines of Coal Company, JSC as regards ventilation systems and dust control systems of blind roadways driven by roadheaders are discussed. Numerical summary of each configuration of sucking ventilation, combined ventilation, used dust control equipment and vortex ventubes is presented and practical aspects of use of this equipment are discussed.

1. Wstęp

Przystąpienie Polski do Unii Europejskiej i związane z tym dostosowanie polskiego ustawodawstwa do dyrektyw UE wymusiło wprowadzenie zmian konstrukcyjnych w urządzeniach odpylających, lutniach wirowych, wentylatorach lutniowych i innych urządzeniach służących do przewietrzania ślepych wyrobisk korytarzowych drążonych kombajnami chodnikowymi. W ramach tych prac Instytut Techniki Górniczej KOMAG opracował dokumentację nowych urządzeń, które wprowadzono na rynek, przy współpracy z małymi i średnimi przedsiębiorstwami [1, 2, 3].

Wśród nowych konstrukcji znajdują się:

- urządzenie odpylające DCU-600C (producent: SelmaG Sp. z o.o.),
- urządzenie odpylające UO-630 (producent: Wiromag Sp. z o.o.),
- urządzenie odpylające UO-1000 (producent: Wiromag Sp. z o.o.),
- urządzenie odpylające LDCU-630 (producent: SelmaG Sp. z o.o.),
- urządzenie odpylające LDCU-800 (producent: SelmaG Sp. z o.o.),
- urządzenie odpylające DRU-400 (producent: Hydrotech S.A.),
- lutnia wirowa WIR (producent: Wiromag Sp. z o.o.),
- lutnia wirowa VT-700M (producent: SelmaG Sp. z o.o.),
- wentylator lutniowy WLE/M-1200B/1 (producent: Grama Sp. z o.o.),
- wentylator lutniowy WLE-1010B (producent: Grama Sp. z o.o.).

Instytut Techniki Górniczej KOMAG przeprowadził również analizę stosowanych systemów wentylacji i od-

pylania wyrobisk korytarzowych, w tym opartych m.in. o powyższe urządzenia. Analiza miała postać badań ankietowych, przeprowadzonych w I połowie 2011 roku w kopalniach Kompanii Węglowej S.A.

2. Badania ankietowe

W ramach badań wykorzystano autorski formularz ankietowy, w którym zawarte były następujące pytania i pola do wypełnienia:

- dane formalne (nazwa kopalni, data wypełnienia kwestionariusza, informacje o osobie wypełniającej),
- liczba wyrobisk korytarzowych drążonych kombajnami chodnikowymi, z podziałem na poszczególne rodzaje systemów wentylacji (ssąca, kombinowana),
- konfiguracje stosowane dla wyrobisk przewietrzanych wentylacją ssącą (oznaczenie chodnika, zagrożenia metanowe i pyłowe, obudowa i przekrój wyrobiska, rodzaje urządzeń odpylających, rodzaje lutni wirowych, średnice lutniociągów ssących),
- konfiguracje stosowane dla wyrobisk przewietrzanych wentylacją kombinowaną (oznaczenie chodnika, zagrożenia metanowe i pyłowe, obudowa i przekrój wyrobiska, rodzaje urządzeń odpylających, rodzaje wentylatorów lutniowych, średnice układów ssawnych, rodzaje lutni wirowych, średnice lutniociągu tłoczącego),
- sposób usuwania szlamu z urządzeń odpylających,
- wady i zalety stosowanych urządzeń odpylających mokrych,
- sugestie związane z możliwymi zmianami konstrukcyjnymi urządzeń odpylających,
- zastosowanie urządzeń odpylających na powierzchni, np. w zakładach przeróbki.

**Liczba wyrobisk chodnikowych drążonych kombajnami z podziałem
na rodzaje stosowanej wentylacji odrębnej [KOMAG]**

Tabela 1

Kopalnia / zakład	Liczba wyrobisk korytarzowych drążonych kombajnami chodnikowymi		
	Razem	przewietrzanych wentylacją odrębną kombinowaną	przewietrzanych wentylacją odrębną ssącą
KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Szczygłowie	4	4	0
KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Knurów	5	0	5
KWK Sośnica-Makoszowy	8	8	0
KWK Brzeszcze	5	5	0
KWK Bolesław Śmiały	5	0	5
KWK Piast	9	0	9
KWK Ziemowit	9	0	9
KWK Pokój	4	4	0
KWK Halemba-Wirek	6	1	5
KWK Bobrek-Centrum	8	1	7
ZG Piekary	5	3	2
KWK Bielszowice	4	3	1
KWK Jankowice	5	5	0
KWK Chwałowice	5	5	0
KWK Marcel	7	7	0
KWK Rydułtowy-Anna	9	9	0
RAZEM	98	55	43

Rodzaje urządzeń odpylających stosowanych w wentylacji odrębnej ssącej [KOMAG]

Tabela 2

Producent	FTZU	POLMINING	VACAT	Termowent	MAFAG	MAFAG	MAFAG	WIROMAG	SELMAG
Typ	OM-800	OM-1000	OMV-1000	UO-1000/1000	IO-600	IO-800	IO-1000	UO-1000	LDCU-800
KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Szczygłowie									
KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Knurów		2	2				1		
KWK Sośnica-Makoszowy									
KWK Brzeszcze									
KWK Bolesław Śmiały								5	
KWK Piast	3					1			5
KWK Ziemowit		3	1	1				4	
KWK Pokój									
KWK Halemba-Wirek								5	
KWK Bobrek-Centrum					1			6	
ZG Piekary		2							
KWK Bielszowice								1	
KWK Jankowice									
KWK Chwałowice									
KWK Marcel									
KWK Rydułtowy-Anna									
RAZEM (Σ = 43)	3	7	3	1	1	1	1	21	5

Uzyskano odpowiedzi z 16 zakładów Kompanii Węglowej S.A.:

- KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Szczygłowie,
- KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Knurów,
- KWK Sośnica-Makoszowy,
- KWK Brzeszcze,
- KWK Bolesław Śmiały,
- KWK Piast,
- KWK Ziemowit,
- KWK Pokój,
- KWK Halemba-Wirek,
- KWK Bobrek-Centrum,
- ZG Piekary,
- KWK Bielszowice,
- KWK Jankowice,
- KWK Chwałowice,
- KWK Marcel,
- KWK Rydułtowy-Anna.

Uzyskane odpowiedzi były w większości pełne, uczestnicy badania nie pominęli żadnego z rozdziałów ankiety. Wypełnione formularze zostały zebrane i opracowane przez Zakład Systemów Ekologicznych ITG KOMAG.

2.1. Rodzaje stosowanej wentylacji

W tabeli 1 przedstawiono wyniki ankiety dotyczące liczby prowadzonych wyrobisk korytarzowych drążonych kombajnami chodnikowymi, z podziałem na stosowane rodzaje wentylacji odrębnej – kombinowaną lub ssącą.

Uzyskane dane wskazują na to, że poszczególne kopalnie we wszystkich wyrobiskach stosują najczęściej (75%) jeden rodzaj wentylacji odrębnej tj. albo ssącą, albo kombinowaną. Udział poszczególnych typów wentylacji odrębnej wynosi: około. 56% wyrobisk jest przewietrzanych wentylacją kombinowaną, a 44% - ssącą.

2.2. Wentylacja odrębna ssąca

W wariantcie wentylacji odrębnej ssącej zapyłone powietrze jest zasysane z całej długości wyrobiska do lutniociągu ssącego, który jest przyłączony do stacjonarnego urządzenia odpylającego, zabudowanego w prądzie przepływowym powietrza, przed wlotem do odpylanego wyrobiska. Podciśnienie wywołane przez wentylator ssący powoduje samoczynny napływ świeżego powietrza w kierunku czoła wyrobiska do wlotu do lutniociągu.

W tabeli 2 zestawiono rodzaje poszczególnych urządzeń odpylających, jakie stosowane są w wariantcie wentylacji odrębnej ssącej w poszczególnych kopalniach Kompanii Węglowej S.A.

Blisko połowę urządzeń stosowanych w wentylacji odrębnej ssącej stanowią konstrukcje urządzenia odpylającego UO-1000 produkcji P.W. Wiromag Sp. z o.o., w dalszej kolejności stosowane jest urządzenie OM-1000 produkcji Polmining Sp. z o.o. (7 szt.), LDCU-800 produkcji SelmaG Sp. z o.o. (5 szt.), OM-800 i OMV-1000 produkcji Polmining Sp. z o.o. (po 3 szt.), zaś pozostałe urządzenia stosowane są jednostkowo.

Wśród stosowanych wentylatorów można wyróżnić konstrukcje produkcji Stalkon Sp. z o.o. (obecnie Stalkowent Sp. z o.o., dawniej Powen S.A.), Sigma S.A., Elmech-Kazeten Sp. z o.o., Wiromag Sp. z o.o.. Wydajności i oporów przepływu współpracujących urządzeń odpylających, zaś moce silników mieszczą się w zakresie od 22 kW do 55 kW, przy czym najczęściej stosowane są albo wentylatory z jednym silnikiem 55 kW albo dwustopniowe z silnikami 37 kW. Nowością jest pojawienie się wentylatorów dwubiegowych, np. WL-SIGMA 900-2 12,6/55 kW produkcji Sigma S. A.

Najczęściej stosowane są lutniociągi o średnicy nominalnej 800 mm (w 21 przypadkach) lub 1000 mm (w 20 przypadkach). Tylko w dwóch wyrobiskach stosowano lutniociągi o większej średnicy (1200 mm).

Wyrobiska, w których stosowana jest wentylacja odrębna ssąca są najczęściej wielkości ŁP9 lub ŁP10, rzadziej większe (w jednym przypadku ŁP11 i w dwóch – ŁP12).

2.3. Wentylacja odrębna kombinowana

W wentylacji odrębnej kombinowanej świeże powietrze jest wtłaczane do wyrobiska lutniociągiem tłocznym, zakończonym lutnią wirową. Lutnia wirowa wywołuje w wyrobisku tłokowo-wirowy ruch powietrza, ograniczając tym samym rozprzestrzenianie się chmury pyłu do strefy wokół organu urabiającego. Zapyłone powietrze jest następnie odsysane krótkim układem ssawnym i oczyszczane w urządzeniu odpylającym, które jest zawieszane na szynie kolejki szynowej podwieszanej i przesuwane za postępowaniem przodka wraz z wydłużaną trasą kolejki.

W tabeli 3 przedstawiono rodzaje poszczególnych urządzeń odpylających, jakie stosowane są w wariantcie wentylacji kombinowanej w poszczególnych kopalniach Kompanii Węglowej S.A.

Dominujące są tu dwie konstrukcje – urządzenie odpylające UO-630 produkcji P.W. Wiromag Sp. z o.o. oraz DCU-600C produkcji SelmaG Sp. z o.o. Instalacje odpylające IO-600 nie są już produkowane i należy się spodziewać, że w najbliższych latach, na skutek zużycia, przestaną być stosowane.

W tabeli 4 przedstawiono rodzaje poszczególnych lutni wirowych, jakie stosowane są w wariantcie wentylacji odrębnej kombinowanej w poszczególnych kopalniach Kompanii Węglowej S.A.

Rodzaje urządzeń odpylających stosowanych w wentylacji odrębnej kombinowanej [KOMAG]

Tabela 3

Producent	HYDROTECH	MAFAG	WIROMAG	SELMAG
Typ urządzenia odpylającego	DRU 400	IO-600	UO-630	DCU-600C
KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Szczygłowie			4	
KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Knurów				
KWK Sośnica-Makoszowy			1	7
KWK Brzeszcze			5	
KWK Bolesław Śmiały				
KWK Piast				
KWK Ziemowit				
KWK Pokój			4	
KWK Halemba-Wirek			1	
KWK Bobrek-Centrum		1		
ZG Piekary			3	
KWK Bielszowice			3	
KWK Jankowice		1	4	
KWK Chwałowice				5
KWK Marcel			5	2
KWK Rydułtowy-Anna	1	1	1	6
RAZEM (Σ=55)	1	3	31	20

Rodzaje lutni wirowych stosowanych w wentylacji odrębnej kombinowanej [KOMAG]

Tabela 4

Typ lutni wirowej	WIR-630	WIR-700	VV-700	VT-700M	lutnia perforowana
KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Szczygłowie	4				
KWK Knurów-Szczygłowie Ruch Knurów					
KWK Sośnica-Makoszowy			7	1	
KWK Brzeszcze	5				
KWK Bolesław Śmiały					
KWK Piast					
KWK Ziemowit					
KWK Pokój				3	1
KWK Halemba-Wirek	1				
KWK Bobrek-Centrum					
ZG Piekary		3			
KWK Bielszowice	3				
KWK Jankowice		5			
KWK Chwałowice			5		
KWK Marcel	4	3			
KWK Rydułtowy-Anna	1	1		7	
RAZEM (Σ=54*)	18	12	12	11	1

* w jednym przypadku nie podano typu lutni wirowej.

Podział poszczególnych konstrukcji lutni wirowych jest zbliżony do podziału urządzeń odpylających, w zależności od ich producenta, co jest związane z faktem, że w postępowaniach przetargowych najczęściej zamawiane są kompletne urządzenia odpylające z lutnią wirową. Ponadto dokumentacje systemów przodkowych najczęściej opisują współpracę urządzeń tego samego producenta. W 30 przypadkach stosowane są lutnie firmy Wiromag, w 33 – firmy SelmaG. W jednym przy-

padku zastosowana została lutnia perforowana, z uwagi na I kategorię zagrożenia metanowego.

Urządzenia odpylające w wentylacji odrębnej kombinowanej współpracują najczęściej z układami ssawnymi o średnicach 600 mm (28 przypadków) lub 800 mm (23 przypadki), rzadziej 1000 mm (4 przypadki), zaś jeśli chodzi o lutnie wirowe, to w 13 przypadkach świeże powietrze dopływało lutnociągami o średnicy 800 mm, w 41 – 1000 mm i w jednym przypadku 1200 mm.

Do współpracy z urządzeniami odpylającymi stosowane są wentylatory z silnikami o mocach od 18,5 kW do 37 kW (sporadycznie 55 kW), najczęściej wentylatory dwustopniowe 2x18,5 kW produkcji Stalko-went lub Wiromag. Stosowane są też nowe konstrukcje wentylatorów dwubiegowych, np. Elmech WLE-1255B/E/1 (12,6/55 kW) produkcji Elmech-Kazeten Sp. z o.o.

W przypadku lutni wirowych stosowane są zespoły napędowe z silnikami o mocy 18,5 kW, które wywołują wirowy ruch powietrza (przepływ w lutniociągu tłoczonym jest wymuszany przez wentylator lutniowy umieszczony przed wlotem do wyrobiska, na początku lutniociągu tłoczącego).

W wyniku analizy wyników badań ankietowych można stwierdzić, że urządzenia są prawidłowo dobierane, tj. wydajność lutni wirowej jest o co najmniej 20% większa od wydajności urządzenia odpylającego, dzięki czemu przepływ powietrza w strefie zazębienia – pomiędzy początkiem szczeliny lutni wirowej a wylotem z odpylacza – jest prawidłowy.

2.4. Usuwanie szlamu z odpylaczy

Z uwagi na stosowanie metody mokrej do separacji pyłu, w urządzeniach odpylających powstaje szlam. Zgodnie z instrukcjami urządzeń odpylających powinien on być okresowo usuwany, a urządzenie powinno być napełniane czystą wodą.

We wszystkich analizowanych przypadkach szlam jest wygarniany ręcznie ze zbiorników wodnych urządzeń za pomocą łopaty i ładowany na urządzenia odstawy urobku, tj. na przenośnik taśmowy, zgrzeblowy lub do wozów kopalnianych i kierowany wraz z urobkiem do zakładu przerobczego. W żadnym przypadku nie stwierdzono innego sposobu zagospodarowania pyłu (szlamu), nie były też stosowane instalacje zagęszczające szlam i oczyszczające wodę obiegową w odpylaczu.

2.5. Uwagi zgłaszane przez użytkowników. Propozycje zmian i modernizacji

Wśród zalet stosowanych urządzeń odpylających przedstawiciele kopalń wymieniali przede wszystkim ich wysoką skuteczność działania, znajdującą potwierdzenie w prowadzonych przez KOMAG badaniach laboratoryjnych. Mokre urządzenia odpylające osiągają skuteczności rzędu 99,0-99,5%. Są zatem efektywnym środkiem walki z zapyleniem i zapewniają prawidłową ochronę przed zagrożeniami związanymi ze szkodliwym oddziaływaniem pyłu na organizm człowieka i zagrożeniem wybuchu mieszaniny pyłu węglowego z powietrzem.

W badaniach podkreślano również łatwość transportu, montażu, obsługi i konserwacji urządzeń, łatwość ich przemieszczania i dobre warunki do zabudowy. Ma to związek z modułową strukturą odpylaczy –

są one wykonywane w postaci szeregu podzespołów łączonych kołnierzowo, które dodatkowo są wyposażone we wzierniki, umożliwiające inspekcję wnętrza bez konieczności otwierania poszczególnych połączeń kołnierzowych.

W kilku przypadkach podkreślono również niski koszt eksploatacyjny urządzeń mokrych oraz korzystny wpływ na warunki klimatyczne w wyrobisku – rozpylenie wody w powietrzu powoduje obniżenie temperatury.

Do zalet odpylaczy zaliczano również ich uniwersalność, pozwalającą na stosowanie instalacji odpylających z różnego typu kombajnami chodnikowymi, wysoką niezawodność i niską awaryjność, co jest wynikiem prostej budowy i stosowania niskociśnieniowego obiegu wodnego.

Wymieniane wady ograniczyły się do związanych z gabarytami urządzeń, ich masą całkowitą oraz sporadycznymi trudnościami w montażu i zabudowie. Problemy te mają najczęściej charakter jednostkowy i są związane z lokalnymi warunkami zabudowy, szczególnie w wyrobiskach o małym przekroju, gdzie konstrukcja urządzenia odpylającego może ograniczyć znaczącą część przekroju wyrobiska. W celu wyeliminowania powyższych problemów producenci często dokonują adaptacji urządzeń do indywidualnych warunków miejscowych np. poprzez zmianę kształtu zbiorników wodnych, zmianę ich sposobu zawieszenia, zmiany konstrukcyjne nie wpływające na realizowany proces odpylania, jak np. dodanie lub przesunięcie wzierników, a także dostawę urządzeń z gotowymi elementami do ich zawieszenia na szynie kolejki szynowej podwieszanej (łańcuchy, zaczepy, wózki itp.), aby zapewnić prawidłowy montaż [4].

Należy również zaznaczyć, że zgodnie z dokumentacją urządzeń, wszelkie niedomagania w ich pracy powinny zostać przeanalizowane, a ich przyczyny usunięte poprzez bieżącą naprawę lub skierowanie urządzenia do serwisu producenta.

Otrzymano również sugestie dotyczące zmian w urządzeniach, wynikające z doświadczeń ruchowych. Dotyczyło to przede wszystkim zmniejszenia gabarytów urządzeń, jak również dostosowania ich konstrukcji do różnych warunków lokalnych.

Zmniejszenie gabarytów, przede wszystkim długości odpylaczy, jest realizowane w nowych projektach urządzeń, przykładowo urządzenia odpylające UO-630-1 i UO-630-2, wprowadzone na rynek w 2010 roku, mają długość zredukowaną o kilka metrów w stosunku do wcześniejszych konstrukcji [5]. Adaptacje budowy urządzeń pod kątem przystosowania ich do pracy w określonych warunkach lokalnych mogą być natomiast wykonywane przez producenta, przed dostawą gotowych urządzeń do zakładu górniczego, bądź – w porozumieniu z producentem – na miejscu, w warsztatach użytkowników.

W około 2/3 kopalń urządzenia odpylające były stosowane również na powierzchni, w zakładach mechanicznej przeróbki węgla. Ich zadaniem jest redukcja zapylenia w miejscach, gdzie następuje niekontrolowana emisja cząstek stałych, np. w rejonie przesypów przenośników taśmowych, w rejonie pracy kruszarek, przesiewaczy itp. Zwarta budowa mokrych urządzeń odpylających pozwala na ich stosowanie również w zakładach przeróbki mechanicznej węgla, wymaga to jednak wybudowania odpowiedniej instalacji odciągowej, która będzie doprowadzała zanieczyszczone powietrze do odpylacza [6]. Obserwując aktualne tendencje do poprawy warunków pracy, należy przypuszczać, że udział tego typu zastosowań mokrych urządzeń odpylających w najbliższych latach będzie rósł.

3. Podsumowanie

W wyniku przeprowadzonych badań ankietowych w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. dokonano analizy układów wentylacji odrębnej i odpylania ślepych wyrobisk korytarzowych drążonych kombajnami chodnikowymi. Wykazano, że wyrobiska te są przewietrzane wentylacją odrębną ssącą lub kombinowaną, z niewielką przewagą kombinowanej. W poszczególnych układach stosowane są głównie urządzenia projektowane przez ITG KOMAG, w szczególności daje się zauważyć duży udział urządzeń wprowadzonych na rynek po wejściu Polski do Unii Europejskiej. Poszczególne układy są prawidłowo zestawione pod względem wydajności oraz prawidłowej współpracy wentylatorów z odpylaczami oraz lutni wirowych z odpylaczami w układzie wentylacji kombinowanej.

Przeanalizowano również zgłaszane uwagi, dotyczące wad, zalet oraz sugestii zmian w konstrukcji urządzeń. Stwierdzono, że szerokie spektrum zastosowań urządzeń odpylających nie ogranicza się do odpylania podziemnych wyrobisk, ale pozwala również na

ich zastosowanie na powierzchni, w szczególności do zwalczania zapylenia w zakładach mechanicznej przeróbki węgla.

Literatura

1. Jedziniak M., Sekular K.: System odpylania wyrobisk chodnikowych przewietrzanych wentylacją kombinowaną z zastosowaniem urządzenia odpylającego DCU 600 i lutni wirowej VV 700. Materiały na konferencję: KOMTECH 2005 "Systemy ograniczające zagrożenia w procesach eksploatacji maszyn i urządzeń", t. 2, Zakopane 15-17.11.2005 s. 175-184.
2. Jedziniak M.: Wentylator lutniowy WLE/M-1200B/1. Maszyny Górnicze 2007 nr 2 s. 19-23.
3. Jedziniak M., Steindor M., Frydel W., Sekular K.: Nowoczesne metody przewietrzania i odpylania wyrobisk korytarzowych w podziemnych zakładach górniczych. Maszyny Górnicze 2010 nr 3-4 s. 93-102.
4. Jedziniak M.: Urządzenia odpylające typu mokrego stosowane w górnictwie - wady, zalety i perspektywy rozwoju. Maszyny Górnicze 2009 nr 4 s. 46-49.
5. Jedziniak M., Frydel W.: Nowoczesny system przewietrzania i odpylania wyrobisk korytarzowych. KOMEKO 2011. Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2011 s. 243-255.
6. Jedziniak M., Loster-Mańka A.: Ochrona środowiska pracy przed zapyleniem w zakładach przeróbki mechanicznej węgla. KOMEKO 2010. Paliwa - Bezpieczeństwo - Środowisko. Innowacyjne Techniki i Technologie, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2010 s. 185-194.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.

Badania dynamiki kształtowania się warstw gęstościowych w osadzarce przemysłowej

Streszczenie

Skuteczność działania osadzarek pulsacyjnych uzależniona jest od wielu czynników technologicznych i konstrukcyjnych, takich jak charakterystyka pulsacji, układ odbioru produktów rozdziału i algorytm jego działania, parametry pokładu sitowego, a także odpowiednie przygotowanie materiału (nadawy) kierowanej do wzbogacania. Istotnym zagadnieniem jest również dynamika kształtowania się warstw gęstościowych wzbogacanego materiału (łoża) w korycie roboczym osadzarki. Przeprowadzone badania w tym temacie wykazują, że wzbogaczany materiał nie ulega stopniowemu rozdziałowi na całej długości przedziału osadzarki pulsacyjnej. Stwierdzono, że wraz ze zwiększaniem się wysokości warstwy w drugiej części przedziałów osadzarek następuje prawdopodobnie zróżnicowanie prędkości transportowej w warstwach w taki sposób, że w warstwach górnych i dolnych prędkość ta jest większa niż w warstwie środkowej. Badania wykazały również, że ze wzrostem wysokości progów przelewowych następuje wcześniejszy rozdział większości materiału na produkty w funkcji długości przedziału roboczego osadzarki.

Summary

Effectiveness of pulsatory jig operation depends on many technological and design factors such as characteristics of pulsation, system for receive of separation products and algorithm of its operation, parameters of screen deck, as well as proper preparation of the material fed to the jig. Dynamics of formation of density layers of beneficiated material (bed) in operational trough is also an important issue. The tests show that beneficiated material is not gradually separated along the entire length of pulsatory jig compartment. It was found that together with increase of height of layer in the second part of jigs compartments a differentiation of transportation speed in the layers occurs in such way that this speed in upper and lower layers is higher than in central layer. The tests also showed that together with increase of height of overflow thresholds, earlier separation of majority of material into the products, in a function of length of jig operational compartment, occurs.

1. Wprowadzenie

Osadzarki pulsacyjne to urządzenia powszechnie stosowane w zakładach przerobczych do wzbogacania węgla kamiennego w różnych klasach ziarnowych.

Skuteczność działania osadzarek pulsacyjnych uzależniona jest od wielu czynników technologicznych i konstrukcyjnych, takich jak charakterystyka pulsacji, układ odbioru produktów rozdziału i algorytmy jego działania, parametry pokładu sitowego, a także odpowiednie przygotowanie materiału (nadawy) kierowanej do wzbogacania.

Prowadzone w ITG KOMAG prace badawcze dotyczące wzbogacania grawitacyjnego, ze szczególnym uwzględnieniem osadzarek pulsacyjnych, pozwalają na stałe doskonalenie ich działania zarówno w zakresie skuteczności wzbogacania, jak i niezawodności [1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8].

Istotnym problemem jest intensyfikacja procesu wzbogacania w osadzarkach poprzez doskonalenie metod przygotowania nadawy oraz zwiększenie kontroli działania układu rozdziału/odbioru produktów wzbogacania. W celu jego rozwiązania zrealizowano

w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG szeroki program badawczy, który obejmował laboratoryjne badania wpływu uśredniania nadawy na skuteczność rozdziału oraz przemysłowe badania rozkładu gęstościowego łoża osadzarki. Niniejszy artykuł zawiera wyniki badań dynamiki kształtowania się warstw gęstościowych na długości koryta roboczego osadzarki pulsacyjnej [10].

2. Metodyka badań

Badania prowadzono na średnioziarnowej osadzarce pulsacyjnej OS36 D3E przeznaczonej do trójproduktowego wzbogacania materiału w klasie ziarnowej 60(80)-12(0) mm. Obiekt badań pokazano na rysunku 1.

Badania przeprowadzono dla identyfikacji właściwości dynamicznych obiektu w celu rozwiązywania zagadnień związanych z problematyką sterowania osadzarką pulsacyjną.

W pierwszym etapie badań pobrano próby technologiczne zarówno z łoża osadzarki, jak i produktów rozdziału (koncentrat, półprodukt, odpady) i poddano je analizom laboratoryjnym. Wykonano również pomiary

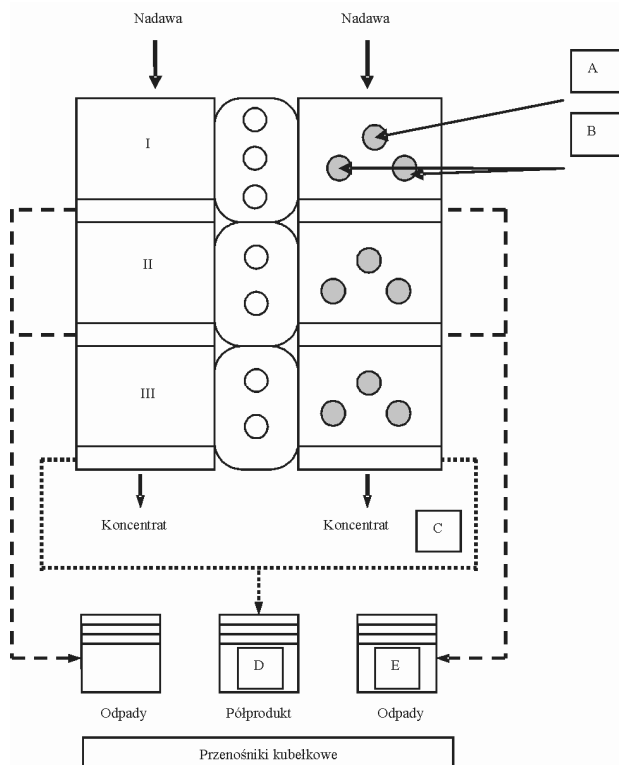
rozkładu gęstościowego łoża z wykorzystaniem pływaków doświadczalnych wraz z rejestracją położenia przepustu produktu dolnego.



Rys.1. Obiekt badań - osadzarka średnioziarnowa OS 36D3E

Próby technologiczne łoża pobrano w postaci prób punktowych, obejmujących całą warstwę łoża. W każdym przedziale wyznaczono 3 punkty z których pobrano próby.

Próby pobierano w trzech warstwach. Po odpowiednim przygotowaniu poddano je analizie gęstościowej w cieczach ciężkich o gęstości $1,5 \text{ g/cm}^3$ i $1,8 \text{ g/cm}^3$ zgodnie z normą PN-G-04559.



Rys. 2. Schemat rozmieszczenia punktów poboru prób technologicznych A – profil łoża (część I), B – profil łoża (część II) C – produkt koncentratowy, D – produkt pośredni, E – produkt odpadowy

Próby produktów rozdziału (wzbogacania) pobrano w celu porównania z wynikami rozkładu gęstościowego łoża wzdłuż osadzarki. Również w tym przypadku próby poddano analizie gęstościowej w cieczach ciężkich o gęstości $1,5 \text{ g/cm}^3$ i $1,8 \text{ g/cm}^3$. Produkt koncentratowy pobrano na przelewie ostatnich przedziałów osadzarki, natomiast produkt pośredni (półprodukt) i odpady na wysypach zsuwni przenośników kulekowych.

Na rysunku 2 przedstawiono miejsca poboru prób technologicznych (na przykładzie I przedziału).

Pomiary rozkładu gęstościowego łoża z wykorzystaniem pływaków doświadczalnych przeprowadzono we wszystkich trzech przedziałach wybranego (lewego) koryta roboczego osadzarki.

Na podstawie danych uzyskanych w trakcie badań, w tym zarejestrowanych zmian położenia pływaków i przepustu produktu ciężkiego (dolnego), przeprowadzono analizę porównawczą warunków wzbogacania w kolejnych przedziałach badanej osadzarki przemysłowej.

3. Wyniki badań

3.1. Profil łoża

W tabeli 1 zamieszczono wyniki analiz grawimetrycznych pobranych prób ($<1,5$; $1,5-1,8$; $>1,8 \text{ g/cm}^3$) w trzech kolejnych warstwach, pobranych w wyznaczonych punktach każdego przedziału osadzarki. Warstwa I była warstwą położoną najwyżej, natomiast warstwa III była warstwą położoną bezpośrednio na pokładzie sitowym.

Porównanie parametrów prób pobranych z warstw w pierwszej i drugiej części pojedynczego przedziału oparto o wyniki analizy warstwy III (przysitowej), zestawione w tabeli 2.

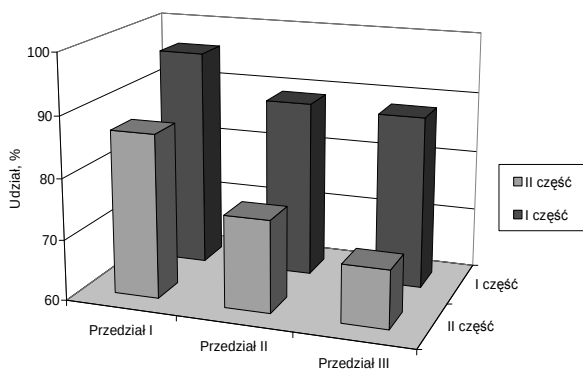
Analiza wyników wykazała, że w kolejnych przedziałach, które charakteryzowały się coraz wyższymi progami i wysokościami warstwy przysitowej, następuje wzrost zróżnicowania parametrów warstw. Szczególnie widoczne różnice można zaobserwować porównując udziały ziaren w frakcjach $>1,5 \text{ g/cm}^3$ i $>1,8 \text{ g/cm}^3$.

W przeciwieństwie do jednolitego składu grawimetrycznego warstw przysitowych w części I przedziału (charakteryzujących się bardzo niskimi udziałami substancji palnej), w części II (w której punkty pomiarowe położone były w pobliżu strefy rozdziału/odbioru) wychody frakcji $>1,5 \text{ g/cm}^3$ i $>1,8 \text{ g/cm}^3$ były znacznie niższe.

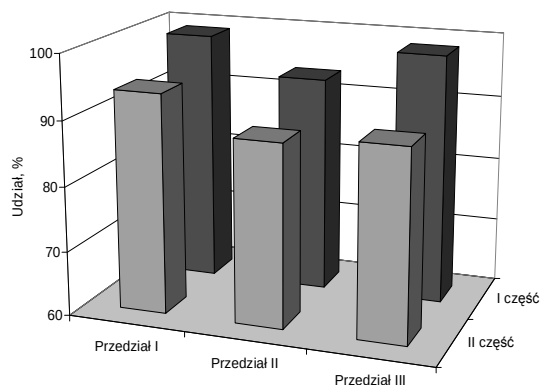
Zestawienie analiz grawimetrycznych pobranych prób - Przekroje łoża [10]

Tabela 1

Gęstość frakcji, g/cm ³	Udziały gęstościowe warstwy - I Przedział, %								
	I część			II część					
				Strona lewa			Strona prawa		
	Warstwa			Warstwa			Warstwa		
	I	II	III	I	II	III	I	II	III
< 1,5	43,2	4,6	1,0	51,6	9,6	5,8	59,8	9,9	6,5
1,5-1,8	19,1	4,0	3,0	28,8	9,5	9,1	11,1	4,1	4,9
> 1,8	37,7	91,4	96,0	19,6	80,9	85,1	29,1	86,0	88,6
Suma	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Gęstość frakcji, g/cm ³	Udziały gęstościowe warstwy - II Przedział, %								
	I część			II część					
				Strona lewa			Strona prawa		
	Warstwa			Warstwa			Warstwa		
	I	II	III	I	II	III	I	II	III
< 1,5	57,6	13,5	6,6	61,4	15,1	12,6	49,3	24,8	11,1
1,5-1,8	27,8	12,9	4,4	27,3	19,1	9,5	36,6	7,3	16,7
> 1,8	14,6	73,6	89,0	11,3	65,8	77,9	14,1	67,9	72,2
Suma	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Gęstość frakcji, g/cm ³	Udziały gęstościowe warstwy - III Przedział, %								
	I część			II część					
				Strona lewa			Strona prawa		
	Warstwa			Warstwa			Warstwa		
	I	II	III	I	II	III	I	II	III
< 1,5	64,7	17,4	1,5	73,2	12,8	6,1	79,8	26,1	15,2
1,5-1,8	31,1	40,8	10,2	24,8	34,0	13,1	18,4	55,8	26,6
> 1,8	4,2	41,8	88,3	2,0	53,2	80,8	1,8	18,1	58,2
Suma	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0



Rys.3. Porównanie wychodów frakcji >1,8 g/cm³ w III (przysitowych) warstwach [10]



Rys.4. Porównanie wychodów frakcji >1,5 g/cm³ w III (przysitowych) warstwach [10]

Parametry warstwy III (przysitowej) w przedziałach roboczych osadzarki [10]

Tabela 2

Gęstość frakcji, g/cm ³	Przedział I, %		
	I część	II część (średnia)	Różnica (I-II)
1,5 - 1,8	3,0	7,0	-4,0
> 1,8	96,0	86,9	9,1
> 1,5	99,0	93,9	5,1
Gęstość frakcji, g/cm ³	Przedział II, %		
	I część	II część	Różnica (I-II)
1,5 - 1,8	4,4	13,1	-8,7
> 1,8	89,0	75,1	13,9
> 1,5	93,4	88,2	5,2
Gęstość frakcji, g/cm ³	Przedział III, %		
	I część	II część	Różnica (I-II)
1,5 - 1,8	10,2	19,9	-9,7
> 1,8	88,3	69,5	18,8
> 1,5	98,5	89,4	9,1

Zestawienie wyników analiz grawimetrycznych produktów wzbogacania [10]

Tabela 3

Gęstość frakcji, g/cm ³	Produkt koncentratowy	Produkt pośredni	Produkt odpadowy
	Wychód, %	Wychód, %	Wychód, %
< 1,5	97,85	30,65	0,72
1,5 - 1,8	1,80	24,43	1,61
> 1,8	0,35	44,92	97,67
Suma	100,00	100,00	100,00

Zestawienie parametrów rejestracji dla kolejnych przedziałów osadzarki [9, 10]

Tabela 4

Pływak	Przedział I	Przedział II	Przedział III
Gęstość graniczna, g/cm ³	1,525	1,825	1,425
Wysokość (H) warstwy rozdzielczej, mm	423,0	334,0	275,0
Przepust	Przedział I	Przedział II	Przedział III
Średnie otwarcie, %	55,6	44,7	34,0
Zakres zmian otwarcia, %	71,1	24,2	25,9
Częstość zmian, ilość cykli pulsacji	12,0	25-50	20,0
Częstość zmian, s	~ 15	~ 31-62	~ 25

Przykładowo, różnica w udziałach frakcji >1,5 g/cm³ pomiędzy pierwszą i drugą częścią przedziału wynosiła od 5,1% (Przedział I) do 9,1% (Przedział III). Jeszcze większe różnice uzyskano w udziałach frakcji odpadowych (>1,8 g/cm³), które wynosiły odpowiednio dla kolejnych przedziałów: 9,1%; 13,9% oraz 18,8%.

Różnice w wychodach frakcji >1,5 g/cm³ oraz >1,8 g/cm³ warstwy III (przysitowej), pomiędzy kolejnymi, dwoma, analizowanymi częściami przedziałów, zobrazowano graficznie na rysunkach 3 i 4.

3.2. Produkty rozdziału

Na podstawie analiz pobranych prób profilu łóża w pobliżu strefy rozdziału/odbioru (II część) można by

wnioskować o nieprawidłowym rozwarstwianiu materiału i w efekcie niskiej skuteczności rozdziału na produkty wzbogacania.

Analiza pobranych prób produktów wzbogacania wykazała jednak, że rozdział w badanej osadzarce charakteryzuje się wysoką skutecznością. Wyniki analiz grawimetrycznych produktów zestawiono w tabeli 3.

Analizowana warstwa III (przysitowa) miała grubość około 20 cm. Należy stwierdzić, że wraz ze zmniejszaniem się grubości analizowanej warstwy, materiał staje się bardziej jednolity pod względem jakościowym (zmniejszenie się udziałów frakcji palnych <1,8 g/cm³), a układ odbioru odprowadza materiał tylko z określonej, niewielkiej grubości wzbogacanego materiału.

Prawdopodobną przyczyną gorszych wyników rozwarstwiania w II części przedziału jest zróżnicowanie prędkości transportowej w warstwach będące wynikiem większej prędkości w warstwie środkowej niż w warstwie górnej (hamujące oddziaływania progów). W związku z powyższym, w kolejnych przedziałach roboczych osadzarki, wraz ze wzrostem wysokości stosowanych progów przelewowych następuje wcześniejszy rozdział większości materiału na produkty w funkcji długości przedziału roboczego osadzarki.

Z powyższego wynika, że aby zwiększyć powierzchnię roboczą, na której następuje proces rozwarstwiania należy dążyć do zmniejszenia progów przelewowych kończących pojedyncze przedziały, co można uzyskać poprzez wprowadzenie zmian konstrukcyjnych lub opracowanie nowych rozwiązań przepustów produktów ciężkich.

3.3. Pomiary pływakowe

Ze względu na specyfikę budowy przepustów oraz komór pulsacyjnych w badanej osadzarce OS36 D3E, ilość odprowadzanego produktu ciężkiego jest zależna zarówno od wielkości otwarcia szczeliny przepustu, jak i od natężenia strumienia pulsacyjnego wody przepływającego przez szczelinę [10]. Wpływ drugiego czynnika jest tym większy im mniejsza jest wysokość spiętrzonego materiału znajdującego się nad szczeliną odbiorczą (wysokości progów). Zależy również od obniżania gęstości pozornej rozdzielanego ośrodka.

Wraz ze wzrostem natężenia przepływu strumienia pulsacyjnego wody przez szczelinę odbiorczą część produktu ciężkiego nie jest odprowadzana przez nią w drodze grawitacyjnego opadania, lecz poprzez przepływ skierowanego w dół strumienia wody podczas fazy wylotu zużytego powietrza z komór pulsacyjnych do atmosfery. Przypadek takiego sposobu odprowadzania produktu ciężkiego występował w I przedziale odpadowym posiadającym próg o najniższej wysokości. Porównanie gęstości granicznych pływaków w I i II przedziale odpadowym, których przekroczenie powodowało ich opadanie w stronę szczeliny odbiorczej wykazało, że gęstość pływaka w I przedziale ($\sim 1,525 \text{ g/cm}^3$) była niższa niż w II przedziale ($\sim 1,825 \text{ g/cm}^3$), pomimo odprowadzania większych i cięższych ziaren. Dwukrotnie większa wysokość progów w II przedziale (ok. 40 cm) ograniczała efekt „zasysania” ziaren przez szczelinę odbiorczą przepustu, podczas gdy w I przedziale (gdzie to zjawisko następowało), posiadającym niższy próg (20 cm), odprowadzanie produktu ciężkiego przebiegało w odmienny sposób. Warunki występujące w I przedziale wymagały szybszej reakcji układów regulacji ze względu na większe zmiany położenia warstwy rozdzielczej (utrzymywanie stabilnego jakościowo produktu odpadowego). Porównanie działania przepustów w obydwu przedziałach wykazało, że w I przedziale odpadowym zmiany stopnia otwarcia następowały

z większą częstotliwością – w przybliżeniu co 12 cykli pulsacji (w II przedziale co 25-50 cykli), a zakres ich zmian był większy i wynosił 71,1% otwarcia (w II przedziale 24,2%). Zestawienie zarejestrowanych parametrów pomiarów w strefach rozdziału/odbioru zamieszczono w tabeli 4.

4. Podsumowanie

Wbrew ogólnie przyjętym poglądom dotyczącym rozwarstwiania wzbogacanego materiału w osadzarce pulsacyjnej, wyniki przeprowadzonych badań wykazały, że wzbogacany materiał nie ulega stopniowemu, ciągłemu rozdziałowi na całej długości przedziału osadzarki pulsacyjnej.

Wraz ze zwiększaniem się wysokości warstwy w drugiej części przedziałów następuje prawdopodobnie zróżnicowanie prędkości transportowej w warstwach w taki sposób, że w warstwach górnych i dolnych prędkość ta jest większa niż w warstwie środkowej, której materiał zagęszczony jest w wyniku hamującego oddziaływania progów. Zjawisko hamowania środkowych warstw w strefach rozdzielczych świadczy o jego znacznym wpływie na efektywność rozdziału i powinno być poddane dokładniejszym analizom.

Badania wykazały również, że ze wzrostem wysokości progów przelewowych następuje wcześniejszy rozdział większości materiału na produkty w funkcji długości przedziału roboczego osadzarki.

Ze względu na stałą długość przedziału, następuje skrócenie czasu rozwarstwiania materiału pod wpływem pionowo ukierunkowanego przepływu ruchu pulsacyjnego wody, a także większy wpływ na skuteczność rozdziału natężenia poziomego strumienia wody przepływającej wzdłuż koryta.

Dla uzyskania wzrostu skuteczności rozdziału celowe jest ograniczenie przepływu wody przez przepust, co pozwoli na stosowanie niższych progów, których wysokość wynika z rozwiązania konstrukcyjnego przepustów produktów ciężkich.

Zmniejszenie grubości wzbogacanego materiału (łóża) w korycie roboczym można uzyskać w drodze zastosowania nowych mechanizmów przepustów produktów ciężkich, które pozwolą na:

- wzrost powierzchni roboczej, wykorzystującej do rozwarstwiania strumień pulsacyjny wody,
- szybszą realizację i większą efektywność operacji gęstościowego rozwarstwiania.

Z uwagi na jednolity skład grawimetryczny warstw przysitowych (bardzo niskie udziały substancji palnej) w połowie przedziału, należy rozważyć możliwość skrócenia długości poszczególnych przedziałów roboczych. Ewentualne zmiany w tym zakresie musiałyby jednak zostać podparte dodatkowymi badaniami.

Literatura

1. Kowol D., Matusiak P.: „Charakterystyka wzbogacalności – istotny czynnik efektywności procesu rozdziału w osadzarce pulsacyjnej”, *Górnictwo i Geologia, Politechnika Śląska* 2011, Tom 6, Zeszyt 2, s. 73-81.
2. Kowol D., Lenartowicz M., Łagódka M.: „Badania laboratoryjne wpływu parametrów pokładu sitowego na rozdział materiału w osadzarce pulsacyjnej w zależności od charakterystyki nadawy”. *Maszyny Górnicze* 1/2010 (121).
3. Lenartowicz M., Kowol D., Łagódka M., Matusiak P.: „Badania laboratoryjne wpływu parametrów pokładu sitowego na charakterystykę ruchu pulsacyjnego wody w osadzarce pulsacyjnej”. *Górnictwo i Geoinżynieria, AGH* 2009 nr 4, s. 169-175.
4. Lenartowicz M., Kowol D., Łagódka M.: „Wpływ wysokości łoża na skuteczność rozdziału nadaw węglowych w osadzarkach pulsacyjnych”. *Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Górnictwo* z. 284, Gliwice 2008 s. 65 – 74.
5. Kowol D., Lenartowicz M.; Łagódka M.: „Wpływ zmian rozluźniania łoża na położenie warstwy rozdzielczej w osadzarce pulsacyjnej”, *Maszyny Górnicze* nr 2/2007.
6. Kowol D.: „Badania zakłóceń pomiaru gęstości rozdziału w zależności od cech geometrycznych pływaków”, *APPK* 2007, Materiały konferencyjne, Jaworze 2007 r.
7. Kowol D., Łagódka M.: „Badania ruchu czujników pływakowych w warunkach zmiennego rozluźniania łoża osadzarki”, *KOMEKO* 2006, Materiały konferencyjne, CMG KOMAG, Zakopane 2006 r.
8. Kowol D., Łagódka M., Lenartowicz M., Osoba M.: „Możliwości zwiększenia skuteczności sterowania procesem wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych typu KOMAG”, *KOMEKO* 2004, Materiały konferencyjne, CMG KOMAG, Ustroń, 2004 r.
9. Kowol D., Łagódka M.: „Badania rozkładu gęstościowego wzbogacanego materiału w strefie rozdziału /odbioru osadzarki pulsacyjnej”, *KOMEKO* 2012 (w przygotowaniu).
10. Intensyfikacja procesu wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych poprzez doskonalenie metod regulacji i sterowania. Materiały niepublikowane ITG KOMAG, 2011.
11. Polska Norma PN-G-04559:1997. Węgiel kamienny i brunatny. Metoda analizy gęstościowej.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.

Czy wiesz, że...

...instalacje do współspalania biomasy będą miały niebagatelny udział w osiągnięciu przez Polskę zobowiązań unijnych dotyczących źródeł wytwarzania energii. Obecnie zauważa się wzrost zainteresowania budową biogazowni rolniczych. Specjaliści szacują, że do 2020 r. w Polsce może działać nawet około 2,5 tys. biogazowni. Tendencja ta dotarła do wielu regionów rolniczych, ale również przemysłowych. Biomasa jest bowiem w ogromnych ilościach produkowana przez ośrodki miejskie. Biogazownia o mocy 1 MW, pracująca przez 8000 godzin w ciągu roku, może dać produkcję energii elektrycznej rzędu 8000 MWh oraz 8500 MWh energii cieplnej.

Powder & Bulk 2012 nr 1 s.50-51

Metody i środki zwalczania zapylenia w rejonach układów nawęglania zakładów energetycznych

Streszczenie

Prezentowano charakterystykę układów nawęglania w zakładach energetycznych, z jednoczesną identyfikacją miejsc zagrożonych emisją pyłu. Omówiono ciągi transportujące paliwo węglowe z określeniem możliwości stosowania instalacji zwalczających zapylenie. Zaprezentowano koncepcję układu zwalczania zapylenia opartego na instalacjach odciągowych. Sprecyzowano czynniki, które należy uwzględnić przy projektowaniu tego typu instalacji oraz scharakteryzowano możliwe do zastosowań urządzenia odpylające.

Summary

Characteristics of carburization systems in power plants is presented and places threatened by dust emission hazard are identified. Lines transporting coal fuel are discussed and the possibilities of use of dust control systems are determined. A concept of dust control system based on ventilating hoods is presented. Factors, which should be included in designing of such type of installations are specified and dust control equipment possible to be used is characterized.

1. Wstęp

Transport materiałów sypkich jest zawsze związany z problemem pylenia. Ciągi technologiczne w zakładach przemysłowych, gdzie występuje to zjawisko, zazwyczaj nie są wyposażone w instalacje zwalczające zapylenie. Przyczyną tego stanu rzeczy są oszczędności inwestycyjne (instalacje odpylające w takim przypadku nie są instalacjami głównego ciągu technologicznego, lecz instalacjami pomocniczymi) oraz niższe, w chwili budowy obiektu przemysłowego, standardy dotyczące czystości powietrza.

W ostatnich latach obserwuje się tendencje do poprawy warunków pracy, w tym ograniczania zapylenia, stąd wiele instalacji jest doposażanych w ciągi odpylające, a nowe obiekty są projektowane już z uwzględnieniem wymagań ochrony zdrowia i środowiska pracy.

Przykładem obiektów, gdzie występuje problem związany z pyleniem są zakłady energetyczne, takie jak elektrownie i elektrociepłownie, w których występują dwie linie technologiczne związane z transportem pyłów. Są to instalacje nawęglania oraz odpopielania. O ile instalacja odpopielania jest zazwyczaj instalacją szczelną od wylotu z leja elektrofiltra do zbiornika popiołu i dalej w układzie załadunku popiołu na samochody bądź wagony kolejowe, to instalacje nawęglania składają się głównie z otwartych przenośników taśmowych. Dlatego w tych przypadkach konieczne jest zaprojektowanie i wykonanie instalacji odpylających.

Ograniczanie zapylenia w układzie nawęglania ma następujące aspekty:

- zdrowotny – związany z zagrożeniem szkodliwego oddziaływania pyłu na organizmy ludzi zatrudnionych na miejscach pracy zlokalizowanych w obrębie budynków układu nawęglania,
- środowiskowy – związany z zagrożeniem niekontrolowanych emisji pyłów do środowiska,
- bezpieczeństwa – związany z zagrożeniem wybuchu mieszaniny pyłu palnego (w tym węglowego) z powietrzem,
- finansowy – związany z ograniczeniem strat materiałowych.

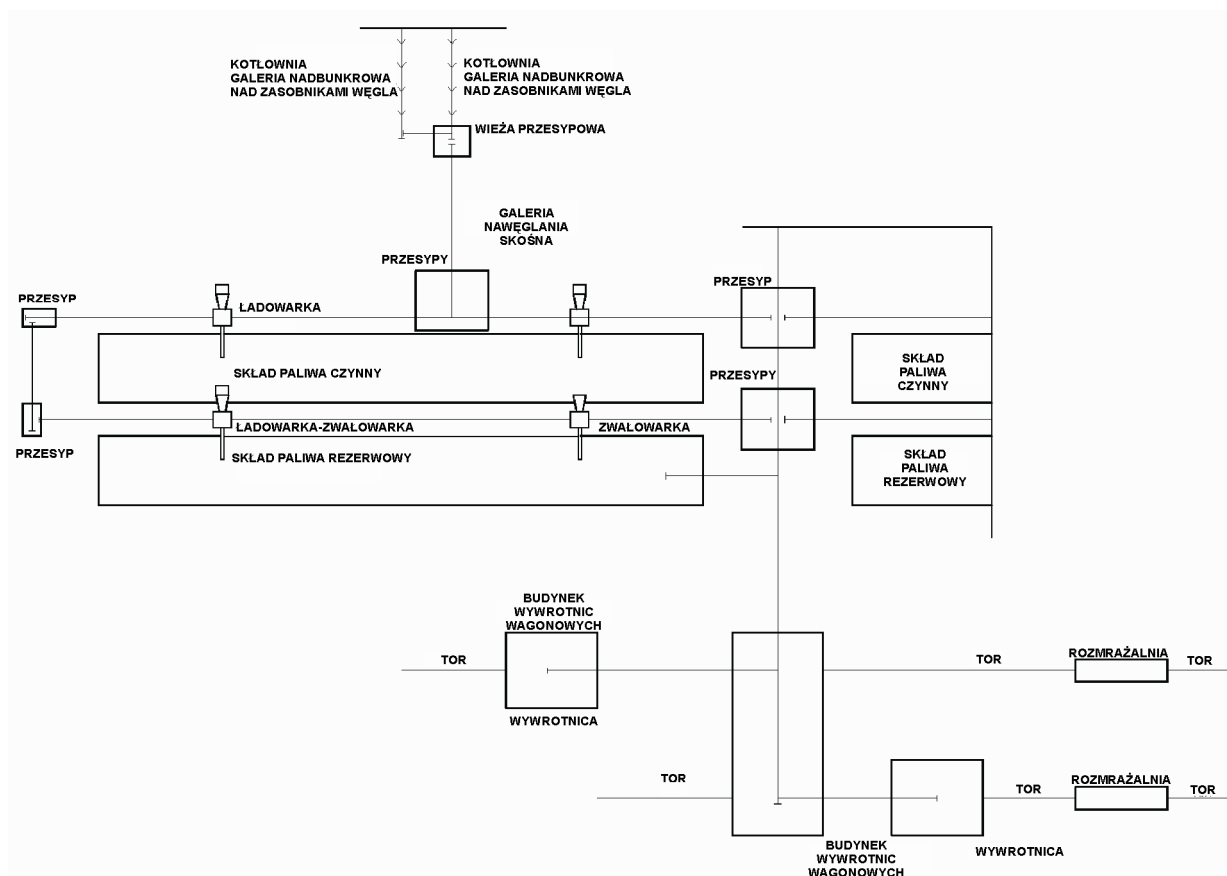
2. Charakterystyka układu nawęglania

Układ nawęglania jest jedną z najbardziej rozległych instalacji zakładu energetycznego. Ma on znaczenie strategiczne, gdyż zlokalizowane są na nim rezerwy paliwa, pozwalające na wytwarzanie energii w przypadku przerw w jego dostawach.

Układ nawęglania można podzielić na następujące strefy:

- odbioru i rozładunku paliwa,
- transportu paliwa na zwałowisko,
- zwałowiska – magazynu paliwa,
- transportu paliwa ze zwałowiska do budynku kotłowni,
- wyładunku paliwa z układu przenośników do zasobników przykotłowych.

Na rysunku 1 przedstawiono schemat technologiczny typowego układu nawęglania w dużym zakładzie energetycznym.



Rys.1. Schemat układu nawęglania [1, 4]

Węgiel kamienny dostarczany jest wagonami kolejowymi, które w okresie zimowym są rozmrażane w budynku rozmrażalni, a następnie wyładowywane w budynku wywrotnic wagonowych. Poszczególne wagony są wprowadzane do wywrotnicy za pomocą podciągarek bądź lokomotyw, a następnie poprzez obrót wywrotnicy paliwo jest wysypywane do zasobnika znajdującego się pod wywrotnicami. Opróżniony wagon jest odstawiany poza wywrotnicę, po czym rozładowywany jest kolejny. Teoretyczna wydajność jednej wywrotnicy wynosi od 1000 do 1500 Mg/h, w zależności od pojemności rozładowywanych wagonów. W ciągu jednej godziny jedna wywrotnica jest w stanie rozładować ok. 16 wagonów.

W jednym budynku rozmrażalni są zainstalowane zazwyczaj co najmniej dwie wywrotnice, co pozwala na jednoczesne wyładowywanie dwóch składów kolejowych z paliwem węglowym.

Wyładowany z wagonów kolejowych węgiel jest zsypywany do zasobników znajdujących się pod wywrotnicami. Zasobnik w dolnej części posiada szczelinę, z której następuje wybieranie materiału za pomocą obrotowego wózka wygarniającego na przenośnik taśmowy. Wózek wygarniający przesuwany jest w czasie pracy wzdłuż całej szczeliny, powodując tym samym równomierne opróżnianie zasobników.

Następnie paliwo jest transportowane poprzez układ przenośników taśmowych od szczelin zasob-

ników pod wywrotnicami do centralnego budynku przesypowego. Kolejne przenośniki taśmowe transportują paliwo z centralnego budynku przesypowego do kolejnych budynków przesypowych, a stąd dalej poszczególnych magazynów na zwałowisku, gdzie paliwo jest usypywane w pryzmy za pomocą zwałowarek.

Ze względu na strategiczne znaczenie układu nawęglania, umożliwiającego pracę zakładu energetycznego w przypadku czasowego wstrzymania dostaw, wymagane jest zwiększenie niezawodności poszczególnych układów przenośników. Są one zdublowane i wyposażone w zespoły umożliwiająjące przełączanie poszczególnych tras przenośników tak, aby w przypadku awarii zapewnić odstawę węgla z wagonów na plac magazynowy oraz załadunek z magazynu do zbiorników przykotłowych.

Sam skład paliwa podzielony jest na części, ze względu na:

- zasilanie poszczególnych bloków energetycznych,
- rodzaj składowanego paliwa,
- wydzielenie części podstawowej i zapasowej.

Poszczególne części składu paliwa tworzą kwatery (pryzmy), na których usypane jest paliwo. Układ dwóch bloków energetycznych ma przypisane zazwyczaj dwa składowiska – jedno podstawowe i drugie zapasowe (węgiel kamienny) oraz dodatkowe składowiska w przypadku spalania innego rodzaju paliwa (np.

biomasy). Składy paliwa są również wyposażone w walce wibracyjne do zagęszczania warstwowego pryzm węgla oraz zagęszczarki do zagęszczania zboczy zwałów.

Z placu magazynowego paliwo jest transportowane za pomocą ładowarek kołowo–szynowych oraz spycharek gąsienicowych do rozgarniania, przepychania lub podpychania węgla do krawędzi zwałów oraz przy podawaniu wypadów.

Do transportu węgla do zasobników przykotłowych stosuje się układ przenośników taśmowych, na które węgiel jest zasypywany ładowarkami i spycharkami. Charakterystycznym elementem układu nawęglania jest galeria, w której zlokalizowany jest przenośnik taśmowy, transportujący paliwo z poziomu placu magazynowego, do poziomu nad zasobnikami przykotłowymi. Przenośniki są zlokalizowane w tunelach, w zabudowanych galeriach, bądź są odkryte. Układ przenośników wyposażony jest w przesypy, zlokalizowane najczęściej w odrębnych budynkach i pozwalające na przełączanie układu transportowego od poszczególnych składowisk na placu magazynowym do przypisanych im wysypów, a następnie do zbiorników przykotłowych w blokach energetycznych.

Na poszczególnych ciągach transportowych zamontowane są również urządzenia do separacji mechanicznej węgla z zanieczyszczeń drewna, większych kamieni, brył itp. oraz separatory elektromagnetyczne, pozwalające na usunięcie zanieczyszczeń ferromagnetycznych. Układy są wyposażone również w urządzenia do pomiaru ilości podawanego węgla w postaci wag, jak również urządzenia do pobierania próbek, umożliwiające np. zbadanie składu mieszanek paliwowych kierowanych do kotła.

Końcową częścią układu nawęglania jest taśmociąg kierujący węgiel do zbiorników przykotłowych. Zabudowany jest wzdłuż ich osi, nad kratami zasypowymi. Węgiel jest zgarniany do zbiorników za pomocą pługów zgarniających, które mogą być, w zależności od potrzeb, podnoszone i opuszczane, tym samym umożliwiając sterowanie zasypem do poszczególnych zbiorników. Zasyp do ostatniego zbiornika odbywa się na końcu przenośnika taśmowego.

3. Miejsca zagrożone występowaniem zapylenia w rejonach układów nawęglania i sposoby jego zwalczania

W układach nawęglania zidentyfikowano następujące miejsca zagrożone występowaniem zapylenia:

- strefa wyładowywania węgla z wagonów kolejowych,
- strefa transportu węgla przenośnikami taśmowymi,
- rejon placu magazynowego,
- strefa zasypu węgla do zbiorników przykotłowych.

Charakter występowania zapylenia w poszczególnych strefach jest zmienny i tak:

- w strefie wywrotnic obrotowych zapylenie pojawia się tylko przez krótki czas (kilkadziesiąt sekund) w momencie wysypywania węgla z wagonu. W czasie wykonywania innych czynności (przetaczanie wagonu, początkowa faza jego obrotu przed rozpoczęciem wysypywania oraz obrót opróżnionego wagonu) emisja pyłu nie występuje,
- w rejonie pracy obrotowego wózka wygarniającego zapylenie występuje w czasie wyładowywania węgla ze szczeliny na przenośnik taśmowy. Emisja pyłu ma charakter ciągły i ograniczony do rejonu pracy wózka wygarniającego, wzdłuż szczeliny wylotowej zasobnika,
- w strefach transportu węgla za pomocą przenośników taśmowych nie występuje intensywna emisja pyłu,
- w strefach transportu węgla za pomocą przenośników taśmowych źródłem intensywnego pylenia są zasypy, przesypy i wysypy oraz wszelkiego rodzaju wloty i wyloty do urządzeń, takich jak kruszarki, przesiewcze, separatory itp. Charakter emisji jest ciągły i związany z pracą przenośników oraz wymienionych urządzeń,
- plac magazynowy węgla, ze względu na jego duży obszar oraz na mobilność wszystkich urządzeń do ładowania i wyładowywania jest źródłem emisji pyłu o charakterze niezorganizowanym,
- w strefie zasypu węgla do zbiorników przykotłowych źródłami emisji pyłu są pługi zgarniające materiał na kraty poszczególnych zasobników oraz końcowy wysyp z taśmociągu do ostatniego zasobnika, a więc strefy przesypywania materiału.

W zależności od miejsca występowania zapylenia, charakteru emisji oraz warunków lokalnych mogą być stosowane różne rozwiązania techniczne zwalczania zapylenia [1, 2]:

- instalacje strukturalnego zwalczania zapylenia – obejmujące cały budynek, bądź wydzielony rejon pracy urządzenia emitującego pył,
- lokalne instalacje odpylające, głównie w rejonie przesypów przenośników taśmowych.

Instalacje strukturalnego zwalczania zapylenia są instalacjami wychwytyjącymi pył w miejscu jego powstawania lub emisji, za pomocą odpowiednich ssaw i odciągów. Zapyłone powietrze jest następnie transportowane siecią przewodów do urządzenia odpylającego, skąd oczyszczone powietrze jest kierowane do atmosfery.

Ze względu na uszczelnienie ciągów technologicznych, instalacje strukturalnego zwalczania zapylenia są często również nazywane instalacjami hermetyzacji.

Pierwszym elementem instalacji hermetyzacji jest miejscowy odciąg zapyłonego powietrza. Jego konstrukcja powinna uwzględniać:

- lokalne warunki, aby odciąg nie powodował utrudnień w prowadzeniu normalnego procesu technologicznego, umożliwiawał swobodne przemieszczanie się w jego rejonie oraz by nie kolidował z wymaganiami formalnymi, np. dotyczącymi wysokości skrajni kolejowej (wolnej przestrzeni, jaka musi pozostać nad główką szyny toru kolejowego),
- warunki emisji zapylenia, aby kierunek zasysania był zgodny z kierunkiem emisji pyłu,
- warunki hermetyzacji, aby odciąg w jak największym stopniu uniemożliwiał rozprzestrzenianie się pyłu poza instalację hermetyzacji,
- warunki technologiczne, aby odciąg umożliwiał dostęp do wnętrza np. w celu serwisowania,
- warunki przyłączenia do dalszej części instalacji – tak, aby możliwe było prawidłowe odprowadzenie zapyłonego powietrza do przewodów transportujących pył, m.in. w sposób zapobiegający osiadananiu cząstek stałych w ich wnętrzu.

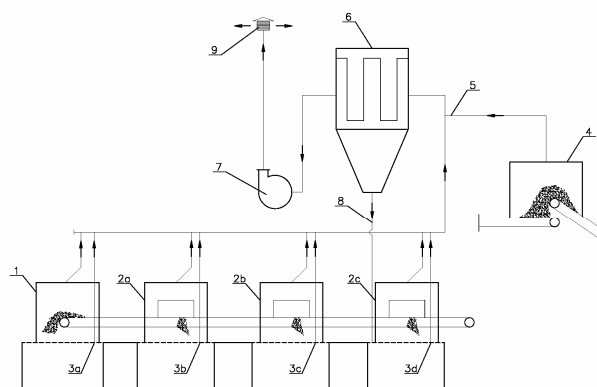
Przewody transportujące zapyłone powietrze do urządzenia odpylającego mogą być wykonane w postaci typowych przewodów wentylacyjnych, gdyż udział pyłu w powietrzu nie jest duży, a sam pył węglowy nie ma właściwości ściernych, stąd zjawisko erozji ścianek przewodów będzie minimalne.

Trasa przewodów transportowych powinna spełniać następujące wymagania:

- należy unikać odcinków poziomych, z uwagi na zagrożenie wydzielania się i osadzania w nich pyłu; jeśli wykonanie takich odcinków jest nieuniknione, należy je wyposażyć w kłapy wyczystkowe,
- kąt nachylenia odcinków przewodów transportowych nie powinien być mniejszy niż kąt naturalnego zsyłu pyłu węglowego,
- należy unikać zmian kierunku przepływu powietrza w przewodach z uwagi na niebezpieczeństwo wydzielania się i gromadzenia pyłu,
- wszystkie odcinki przewodów powinny być podparte, z uwzględnieniem obciążenia masą samych przewodów oraz zgromadzonej w nich warstwy pyłu,
- ze względu na zagrożenie wybuchem pyłu węglowego, przewody powinny być wykonane ze stali w celu odprowadzania ładunków elektrostatycznych; zastosowanie przewodów z tworzyw sztucznych jest możliwe tylko w przypadku, gdy ich producent wyda deklarację zgodności z normą dotyczącą pracy w atmosferze zagrożonej wybuchem.

Przewody z poszczególnych odciągów łączą się w kolektor zbiorczy, który doprowadza powietrze do urządzenia odpylającego.

Na rysunku 2 przedstawiono schemat przykładowej instalacji strukturalnego odpylania w rejonie wysypu paliwa z układu przenośników taśmowych do zbiorników przykotłowych, za pomocą pługów zgarniających.



Rys.2. Schemat instalacji odpylającej w rejonie załadunku zbiorników przykotłowych [1, 4]

W instalacji tej zlokalizowano następujące miejsca powstawania zapylenia:

- przesyp końcowy z przenośnika taśmowego rozprowadzającego węgiel do poszczególnych zbiorników przykotłowych (1),
- wysypy boczne zlokalizowane przy pługach zgarniających węgiel do trzech zbiorników przykotłowych (2a, 2b i 2c),
- kraty zasypowe nad poszczególnymi zbiornikami przykotłowymi (3a, 3b, 3c i 3d),
- rejon przesypu z przenośnika taśmowego galerii nawęglania na przenośnik rozprowadzający węgiel do poszczególnych zbiorników przykotłowych (4).

Z każdego z tych punktów prowadzone są przewody, którymi odsysane jest zapyłone powietrze. Przewody te łączą się w kolektorze (5), który doprowadza powietrze do filtra workowego (6), umieszczonego na wyższym poziomie. Przepływ powietrza jest wywoływany za pomocą wentylatora promieniowego (7). Wydzielony pył jest transportowany rurociągiem (8) do jednego ze zbiorników przykotłowych, zaś oczyszczone powietrze przez wyrzutnię kierowane jest do atmosfery (9).

Jednym z najczęściej występujących miejsc, z których odsysa się zapyłone powietrze jest przesyp na przenośnik taśmowy [3]. Może to być:

- przesyp z jednego przenośnika taśmowego na drugi,
- wysyp ze zsyplni na przenośnik taśmowy.

Przesyp powinien być obudowany, zarówno w rejonie przenośnika nadawczego, jak i odbierającego materiał. Obudowa powinna zaczynać się przed rolkami. Otwór wlotowy do obudowy powinien być jak najmniej – tak, aby nie powodował zaburzeń w transporcie materiału na przenośniku. Wlot powinien być zabezpieczony fartuchem. W miejscu samego przesypu przekrój obudowy powinien być na tyle duży, aby stały materiał mógł swobodnie opadać, a jednocześnie aby wzrost ciśnienia spowodowany opadaniem materiału mógł się swobodnie rozprzestrzeniać wewnątrz obudowy. Dłu-

gość obudowy powinna być o 50% większa od szerokości taśmy „b”. Na wylocie z obudowy powinien być umieszczony fartuch. Z uwagi na konieczność zachowania luzu pomiędzy dolną krawędzią obudowy, a taśmą przenośnika, boki obudowy powinny być wyposażone w listwy gumowe. Bezpośrednio za rolką zwrotną przy górnej taśmie powinien być umieszczony zgarbiacz lub szczotka, oczyszczające powracającą taśmę. Odciąg powietrza z obudowy powinien być umieszczony w końcowej części obudowy i odbywać się zgodnie z kierunkiem ruchu taśmy. Nie powinien on być umieszczony zbyt blisko miejsca przesypu, gdyż może to powodować opadnięcie części pyłu. Z drugiej strony należy zachować odległość od wylotu obudowy. Obudowę należy dodatkowo wyposażyć w dysze zraszające, umieszczone w rejonie przesypu.

W przypadku zsypu stały materiał jest transportowany przewodem na taśmę przenośnika. Rejon zsypu jest zaopatrzony w obudowę wyposażoną w fartuchy na włocie i wylocie oraz uszczelniające listwy gumowe po bokach. W obudowie zlokalizowany jest wyciąg odprowadzający zapyłone powietrze do urządzenia odpylającego.

4. Urządzenia odpylające

Przy doborze urządzenia odpylającego należy kierować się następującymi kryteriami:

- urządzenie powinno mieć bardzo wysoką całkowitą skuteczność odpylania, gdyż oczyszczone powietrze jest kierowane do atmosfery,
- urządzenie powinno mieć wysoką frakcyjną skuteczność odpylania dla cząstek o rozmiarach poniżej 50 μm (w zasysanym powietrzu nie będą występowały cząstki o większych wymiarach, gdyż ulegną one sedymentacji w rejonie zasysania powietrza do instalacji),
- ze względu na możliwość ponownego użycia wydzielonego pyłu, pożądane jest zastosowanie technologii suchego odpylania, nie powodującej zanieczyszczenia pyłu wodą (powstawania szlamu),
- ze względu na znaczne opory sieci doprowadzającej zapyłone powietrze do urządzenia odpylającego (przede wszystkim ze względu na długość sieci), należy stosować urządzenia odpylające o stosunkowo niskich oporach przepływu,
- urządzenie powinno ograniczać możliwość wybuchu pyłu węglowego.

Nie należy stosować takich urządzeń, jak:

- komory osadcze i cyklony, które mają zbyt niskie skuteczności odpylania, szczególnie dla cząstek o małych rozmiarach,
- mokre skrubery i inne tego typu urządzenia odpylające, które odprowadzają wydzielony pył w postaci szlamu,

- cyklony i inne urządzenia wykorzystujące przemianę pędu (bezwładnościowe), z uwagi na ich duże opory przepływu.

Powyższe uwarunkowania wskazują na to, że optymalną konstrukcją będą suche filtry workowe. Ich zastosowanie ma następujące zalety:

- odznaczają się bardzo wysoką skutecznością odpylania, również dla cząstek o małych rozmiarach, determinowaną rodzajem zastosowanej tkaniny filtracyjnej,
- dla małych obciążeń pyłem, jakie będą miały miejsce w tego typu instalacjach, opory przepływu dla filtrów workowych są niskie i filtr nie wymusza stosowania wentylatorów dużej mocy,
- pył wydzielony w filtrze może być zawrócony do ciągu technologicznego, nie jest zanieczyszczony wodą.

Wydajność filtra i wentylatora powinny być dobrane tak, aby:

- na końcówkach zasysających powietrze występowała prędkość odpowiednia dla zassania ziaren o średnicy mniejszej od średnicy ziarna granicznego (najczęściej przyjmowanej jako 50 μm),
- wentylator mógł pokonać opory przepływu w sieci zasysającej powietrze, w urządzeniu odpylającym oraz w układzie odprowadzającym oczyszczone powietrze do atmosfery poprzez wyrzutnię.

Filtr workowy stosowany do odpylania w układach nawęglania powinien być wyposażony w instalację zabezpieczającą przed wybuchem pyłu węglowego. Stosowane są dwa rodzaje rozwiązań:

- układy bierne, które kierują energię wybuchu w sposób kontrolowany w niezagrożone miejsce,
- układy aktywnego tłumienia wybuchu, wykrywające i tłumiące energię wybuchu za pomocą gaśnic.

Ze względu na znaczną różnicę kosztów, powszechnie stosowane jest rozwiązanie z układem biernym. W tym celu filtr workowy wyposaża się w ciekłą membranę z folii stalowej, która ukierunkowuje rozproszenie energii ewentualnego wybuchu w niezagrożone miejsce. W razie potrzeby membranę wyposaża się dodatkowo w króciec kierujący zapalone gazy w określone miejsce.

Wybór tego wariantu zabezpieczenia przeciwwybuchowego ma dodatkową zaletę, gdyż filtry workowe zlokalizowane są przeważnie poza budynkami technologicznymi, gdzie możliwa jest do zagospodarowania wystarczająca przestrzeń, w której może rozchodzić się energia wybuchu.

5. Zagospodarowanie wydzielonego pyłu

W instalacjach hermetyzacji układu nawęglania udział masy wydzielonej w odpylaczu do całkowitej masy paliwa transportowanej w przenośnikach jest zniko-

my. Jednakże rachunek ekonomiczny wskazuje na to, że nawet małą ilość paliwa warto zwracać do ciągu technologicznego. Dlatego wydzielony w urządzeniu pył węglowy powinien być kierowany:

- na taśmę przenośnika,
- do zbiorników paliwa węglowego,
- w rejon przesypów lub wysypów.

Projektując miejsce wysypu materiału z filtra workowego należy mieć na uwadze:

- lokalizację wysypu – powinien się znajdować przed układami pomiarowymi określającymi ilość i skład paliwa podawanego do kotła, aby nie następowało wzbogacanie lub rozcieńczanie mieszanki paliwowej węglem z filtra,
- rozwiązanie techniczne wysypu, które powinno zapobiegać powtórному unoszeniu się pyłu.

6. Podsumowanie

Przedstawione rozwiązania pozwalają na znaczne ograniczenie problemu zapylenia w układach nawęglania zakładów energetycznych, a tym samym wyeliminowanie problemów zdrowotnych, ekonomicznych i środowiskowych, a przede wszystkim na zwiększenie bezpieczeństwa eksploatacji układów poprzez ograniczenie rozprzestrzeniania się wybuchowych mieszanin pyłu węglowego z powietrzem.

Możliwe jest stosowanie różnego rodzaju instalacji, w postaci sekcji:

- ograniczania rozprzestrzeniania się pyłu i odciągu zapylenia,

- transportu zapyłonego powietrza,
- odpylania,
- odprowadzania oczyszczonego powietrza,
- zwracania wydzielonego pyłu do ciągu technologicznego.

Przedstawiona koncepcja może stanowić podstawę do opracowania projektów budowy tego typu instalacji w układach nawęglania.

Literatura

1. Materiały przetargowe „Wykonanie, uruchomienie, przeprowadzenie ruchu próbnego i przekazanie do eksploatacji układu nawęglania zewnętrznego w ramach odbudowy mocy wytwórczych w PKE S.A. – Budowa bloku energetycznego o mocy 50 MW pracującego w skojarzeniu w ZEC Bielsko-Biała EC1”, ZEC Bielsko-Biała, Bielsko-Biała 2010.
2. Materiały przetargowe „Budowa bloków nr 5 i 6 w PGE Elektrowni Opole S.A.”, El. Opole, Opole 2010.
3. Zajączkowski J.: Odpylanie w Przemśle, Arkady, Warszawa 1971.
4. Jedziniak M., Balion Ł., Salbert W.: „Koncepcja zwalczania zapylenia w rejonie układu nawęglania w zakładach energetycznych”, praca własna ITG KOMAG, nie publikowana.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.

Filtr rewersyjny FR-80

Streszczenie

W artykule zaprezentowano nowe rozwiązanie filtra rewersyjnego, przeznaczonego do zastosowania w ciągach technologicznych wykorzystujących wodę niezbędną do płukania, transportu materiałów, chłodzenia, zraszania oraz napędu i sterowania pracą urządzeń. Filtr sterowany ręcznie zaprojektowano na ciśnienie wody wynoszące 4 MPa. Przedstawiono budowę filtra, jego parametry techniczne oraz przykładowe możliwości zastosowania w urządzeniu zraszającym konstrukcji ITG KOMAG.

Summary

New solution of reversible filter designed for use in technological lines, which use water which is indispensable for washing, transportation of materials, cooling, spraying as well as for operation of drive and control of equipment, is presented in the paper. Manually controlled filter was designed for water pressure of 4 MPa. Design of filter, its technical parameters and exemplary possibilities of its use in spraying device designed at KOMAG is presented.

1. Wstęp

Automatyzacja pracy wielu systemów produkcyjnych uzależniona jest od stopnia uzdatniania wody dostarczanej do maszyn i urządzeń. Dotyczy to między innymi systemów zraszania wodnego i powietrzno-wodnego ograniczających zapylenie. Parametry jakościowe wody determinują jej wykorzystanie, jak również przekładają się bezpośrednio na żywotność zasilanych nią urządzeń. Powyższe wymagania stały się przyczyną podjęcia prac nad konstrukcją filtra rewersyjnego, przeznaczonego do zabudowy głównie w instalacjach wodociągowych (p.poż.) istniejących w podziemnych zakładach górniczych. Zespół autorski opracował koncepcję rozwiązania konstrukcyjnego filtra, który w swym założeniu ma zapewniać ciągłą filtrację wody bez konieczności demontażu wkładów filtrujących do czyszczenia.

2. Przykładowe rozwiązania filtrów rewersyjnych

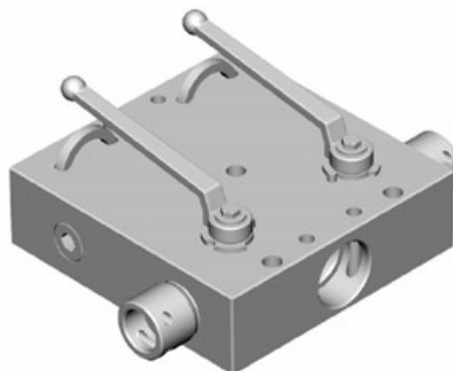
Na rynku polskim i zagranicznym istnieje szereg firm dostarczających filtry rewersyjne dla przemysłu. Buduje się je uwzględniając przepływy i ciśnienia panujące w układach, do których są aplikowane. Przykładowym rozwiązaniem jest bliźniaczy, średniociśnieniowy, samoczyszczący filtr do wody produkcji Seebach (rys. 1). Charakteryzuje się on natężeniem przepływu wynoszącym 200 dm³/min, ciśnieniem roboczym 21 MPa, dokładnością filtracji 10/25/50/100/200 µm. Posiada dwa wkłady filtracyjne szczelinowe lub tekstylne.

Innym rozwiązaniem jest produkt Centrum Hydrauliki Dirk Otto Hennlich Sp. z o.o., mającej siedzibę w Bytomiu. Filtr wysokociśnieniowy podwójny DN25 typu 203101250140 z rewersyjnym płukaniem (rys. 2)

przeznaczony jest do filtracji emulsji wodno-olejowej, stosowanej zwykle w układzie magistrali zasilania na wlocie do wyrobiska ścianowego. Charakteryzuje się on następującymi parametrami: ciśnienie nominalne 42 MPa, natężenie przepływu 200 dm³/min, dokładność filtracji 40 µm, wkład filtracyjny z siatką plecioną lub plisowaną.



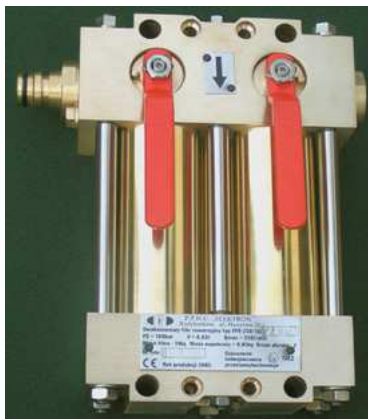
Rys.1. Bliźniaczy średniociśnieniowy samoczyszczący filtr wody [1]



Rys.2. Filtr wysokociśnieniowy podwójny DN25 typu 203101250140 z rewersyjnym płukaniem [2]

Kolejnym przykładem może być jeden z filtrów produkowanych przez firmę Elektron z Radzionkowa. Dwukomorowy filtr rewersyjny typu EFR(c)/250/10/...

(rys. 3) przeznaczony jest do oczyszczania z zanieczyszczeń stałych wody lub emulsji przeznaczonej do zasilania maszyn i urządzeń stosowanych w kopalniach węgla kamiennego. Bloki i rury filtra wykonane są z miedzi, zawory ze stali nierdzewnej. Wkłady filtrujące wykonane są z rur szczelinowych ze stali nierdzewnej. Filtr może być stosowany w pomieszczeniach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego. Jego charakterystyka techniczna, to: ciśnienie maksymalne 10 MPa, maksymalne natężenie przepływu 250 dm³/min, dokładność filtracji 25/50/100/200 µm.



Rys.3. Dwukomorowy filtr rewersyjny typu EFR(c)/250/10/... [3]

Ciekawym rozwiązaniem jest produkt firmy TECH-TRADING Sp. z o.o. z Katowic. Dwudrogowy, rewersyjny zespół filtracyjny typu ZF1 (rys. 4) umożliwia nieprzerwaną pracę zraszającego lub emulsyjnego zespołu pompowego. Możliwa jest praca jednego lub dwóch wkładów równocześnie. W przypadku pracy z jednym aktywnym wkładem, drugi powinien być wyczyszczony i gotowy do pracy. W przypadku spadku ciśnienia na wejściu-wyjściu filtra, należy filtr przełączyć na czysty wkład i bezzwłocznie wyczyścić zabrudzony wkład. W przypadku pracy z dwoma aktywnymi wkładami, obydwa wkłady należy regularnie czyścić rewersyjnie. Filtr charakteryzuje się następującymi parametrami: ciśnienie nominalne 1,6 MPa, natężenie przepływu 800 dm³/min przez jeden wkład, dokładność filtracji 100/300/500/800 µm, wkłady filtracyjne szczelinowe ze stali nierdzewnej.



Rys.4. Dwudrogowy, rewersyjny zespół filtracyjny typu ZF1 [4]

3. Przeznaczenie i zasada działania filtra FR-80

Uzupełnieniem przedstawionych przykładowych rozwiązań filtrów rewersyjnych jest filtr konstrukcji ITG KOMAG przedstawiony poniżej.

Filtr rewersyjny FR-80 (rys. 5 i 6), przeznaczony jest do ciągłej pracy w instalacjach, w których wymagany jest odpowiedni stopień czystości wody. Jego budowa i zastosowane materiały pozwalają na wykorzystanie go do pracy w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych, w pomieszczeniach o stopniu „a”, „b” i „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz klasy A i B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. W wyżej wymienionych warunkach może być wykorzystywany w instalacjach zraszających, wymagających wysokiej jakości zastosowanej wody. Budowa filtra umożliwia stosowanie go również do filtracji powietrza dostarczanego do zespołów zraszania powietrzno-wodnego.

Parametry techniczne charakteryzujące filtr rewersyjny przedstawiono w tabeli 1.

Parametry techniczne charakteryzujące filtr rewersyjny FR-80 (źródło: opracowanie własne)

Tabela 1

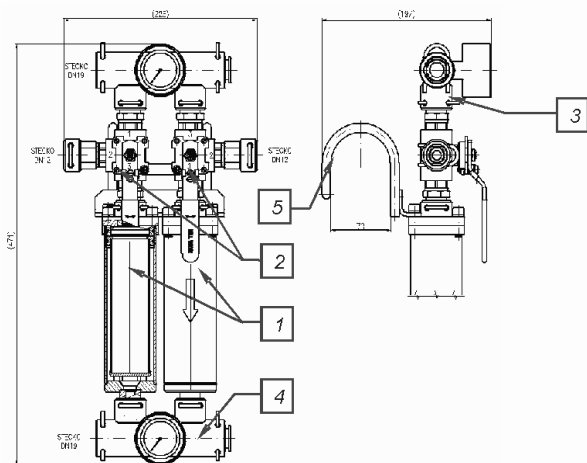
Masa	10 kg
Wymiary gabaryt. (wys. x szer. x głęb.)	470 x 225 x 200 mm
Nominalne natężenie przepływu	80 dm ³ /min
Typ wkładu filtrującego	Wkład szczelinowy
Dokładność filtracji	50 µm; 100 µm; 200 µm
Maksymalne ciśnienie robocze	4 MPa
Sterowanie	Ręczne
Dopuszczalna temperatura pracy	50 °C
Materiał korpusu i wkładów filtrujących	Stal nierdzewna
Instalacja	Pionowa

3.1. Budowa filtra

Filtr rewersyjny FR-80 (rys. 5) zbudowany jest z następujących podzespołów:

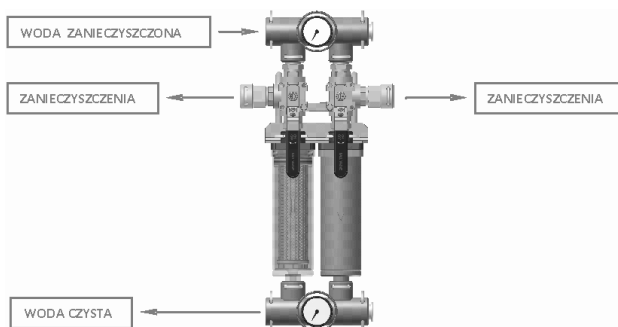
- dwóch korpusów (zamkniętych pokrywami), w których umieszczono wkłady filtrujące – poz. 1,
- dwóch zespołów zaworów kulowych, umożliwiających kierowanie strugi wody do wkładów od wewnątrz na zewnątrz (podczas filtracji) lub od zewnątrz do wewnątrz (podczas oczyszczania) – poz. 2,
- kolektora wlotowego wraz z manometrem – poz. 3,
- kolektora wylotowego wraz z manometrem – poz. 4,
- uchwyty umożliwiającego zawieszenie filtra w pozycji pionowej – poz. 5.

Materiały zastosowane do budowy filtra (głównie stal nierdzewna), umożliwiają wykorzystanie go w trudnych warunkach, panujących w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych.

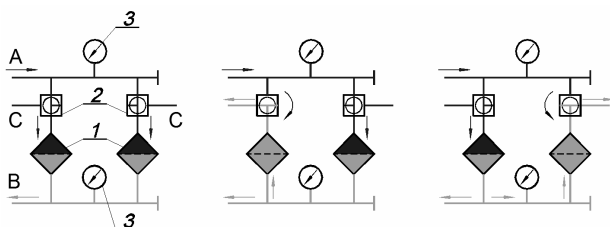


Rys.5. Filtr rewersyjny – budowa: 1-korpus wkładu wraz z wkładem filtracyjnym, 2-zespół zaworu kulowego, 3-kolektor wlotowy, 4-kolektor wylotowy, 5-uchwyt (źródło: opracowanie własne)

3.2. Zasada działania



Rys.6. Filtr rewersyjny – model 3D (źródło: opracowanie własne)



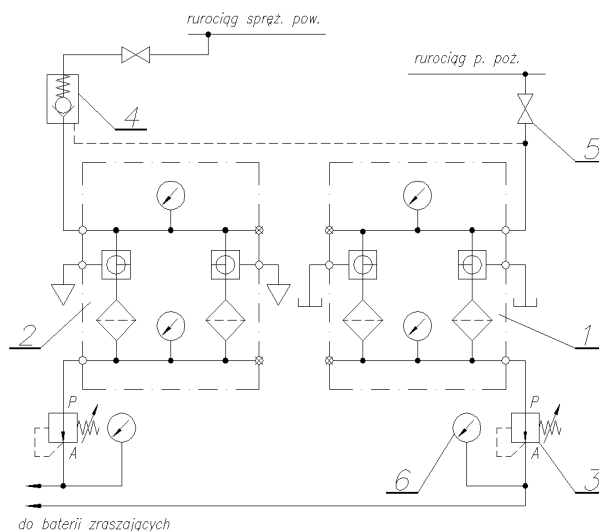
Rys.7. Schemat działania filtra: 1-wkłady filtracyjne, 2-zawory kulowe, 3-manometry, A-dopływ wody zanieczyszczonej, B-wypływ wody przefiltrowanej, C-wypływ zanieczyszczeń (źródło: opracowanie własne)

Zanieczyszczona woda dopływa do filtra (rys. 6) jednym z gniazd króćca wlotowego (prawym lub lewym). Przepływa przez oba wkłady filtrujące (od wewnątrz na zewnątrz) i wypływa jednym z gniazd wylotowych (prawym lub lewym). Manometry zabudowane na króćcach wskazują ciśnienie wody na zasilaniu i spływie z filtra. Różnica wskazań świadczy o postępującym procesie osadzania zanieczyszczeń na wkładach filtrujących. Jeżeli różnica ciśnień przekroczy założoną wartość, należy rozpocząć proces oczyszczania wkładów (rys. 7). Polega to na obrocie rękojeści jednego z zaworów kulowych w kierunku „na zewnątrz” o kąt 90° . Następuje przepływ oczyszczonej (przez jeden

wkład) wody częściowo przez króciec wylotowy, a częściowo przez drugi wkład (od zewnątrz do wewnątrz), powodując jego oczyszczanie. Zakłada się, że po upływie około 15-30 sekund należy rękojeść zaworu znajdującego się nad wkładem czyszczonym ustawić w pozycji wyjściowej, natomiast drugą rękojeść obrócić w kierunku „na zewnątrz” o kąt 90° . Następuje wtedy oczyszczanie drugiego wkładu. Po upływie kolejnych 15-30 sekund, rękojeść zaworu należy ustawić w pozycji wyjściowej. Jeżeli różnica wskazań manometrów dalej będzie większa od założonej wartości, koniecznym będzie powtórzenie procesu czyszczenia wkładów. Jeżeli trzy kolejne próby czyszczenia nie przyniosą oczekiwanego efektu (w postaci zmniejszenia różnicy ciśnień wody na wlocie i wylocie z filtra) należy wyłączyć filtr z eksploatacji, a wymontowane wkłady oczyścić sprężonym powietrzem lub wymienić na nowe.

4. Przykładowe zastosowanie filtra

Coraz dłuższe systemy odstawy urobku powodują stosowanie coraz większej liczby przesypów pomiędzy kolejnymi przenośnikami taśmowymi. Prowadzi to do zwiększania liczby miejsc generujących zapylenie, a co za tym idzie zwiększa się stężenie pyłu w wyrobiskach chodnikowych. W celu redukcji zapylenia na przesypach wykorzystuje się zraszanie. Alternatywą dla tradycyjnych, wodnych urządzeń zraszających jest stosowanie systemów zraszania powietrzno-wodnego [5, 6]. W urządzeniach tych mogą być zastosowane filtry rewersyjne, w tym konstrukcji ITG KOMAG.



Rys.8. Schemat zabudowy filtrów rewersyjnych w instalacji zraszającej: 1-filtr wody, 2-filtr powietrza, 3-zawór redukcyjny, 4-zawór zwrotny sterowany, 5-zawór odcinający, 6-manometr (źródło: na podstawie [5]-opracowanie własne)

W rozwiązaniu przedstawionym na rysunku 8, zastosowano dwa filtry rewersyjne. Pierwszy z nich pełni rolę filtra wody dostarczanej z kopalnianego rurociągu p.poż., natomiast drugi jest filtrem powietrza dostarczanego z kopalnianego rurociągu sprężonego powietrza. Przepływ wody powoduje otwarcie zaworu

zwrotnego sterowanego, decydującego o możliwości przepływu powietrza. Podyktowane jest to ochroną instalacji przed niekontrolowanym wypływem sprężonego powietrza, którego koszt wytwarzania i przesyłu do wyrobisk kopalnianych jest znaczny. Zawory redukcyjne, zabudowane za filtrami rewersyjnymi, utrzymują założone ciśnienie mediów (wody i powietrza).

5. Podsumowanie

Filtr rewersyjny FS-80 opracowano w ITG KOMAG odpowiadając na zapotrzebowanie użytkowników na urządzenia filtrujące stosowane w szczególności w instalacjach zraszania powietrzno-wodnego. W porównaniu do filtrów rewersyjnych dostępnych na rynku, charakteryzuje go stosunkowo małe ciśnienie maksymalne, wynoszące 4 MPa, a równocześnie duża dokładność filtracji, wynosząca 50 μm . Dzięki swej budowie filtr FR-80 nadaje się do wykorzystania w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych. Niebagatelną zaletą filtra jest jego prosta budowa i obsługa, nie wymagająca przeprowadzenia zaawansowanego szkolenia.

Oprócz propozycji zastosowania filtra FR-80 (w instalacjach zraszania wodnego i powietrzno-wodnego, stosowanego na przesypach przenośników taśmowych) przedstawionej w niniejszej publikacji, filtr konstrukcji ITG KOMAG można również aplikować w systemach zraszania powietrzno-wodnego kombajnów ściennych i chodnikowych.

Literatura

1. <http://www.seebach.com/pl/flash.asp>
2. <http://www.centrumhydrauliki.pl>
3. <http://elektron.info.pl>
4. <http://www.tech-trading.pl>
5. Projekt i dokumentacja techniczna zraszacza przesypów zasilanego wodą i powietrzem do szerokości przenośnika 1200mm. Materiały własne ITG KOMAG, Gliwice 2011.
6. Instrukcja. Zraszacz przesypu BRYZA 1200/B. Materiały własne ITG KOMAG, Gliwice 2011.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.

Badania górniczego napędu spalinowego w aspekcie emisji substancji toksycznych

Streszczenie

W artykule zaprezentowano wyniki badań stanowiskowych górniczego napędu spalinowego. Badania przeprowadzone zostały na stanowisku badawczym znajdującym się w ITG KOMAG w ramach pracy badawczej dotyczącej dostosowania silnika spalinowego do wymagań stawianych górniczemu napędowi spalinowemu. W ramach badań przeprowadzono analizy zawartości substancji toksycznych w spalinach emitowanych przez silnik. Odniesiono się również do norm dotyczących napędów spalinowych eksploatowanych w podziemiach kopalń.

Summary

Results of stand tests of mining diesel drive are presented in the paper. The tests were carried out at test stand at the KOMAG Institute of Mining Technology within the project on adaptation of diesel engines to the requirements of mining diesel drives. Analyses of content of toxic substances in exhaust gases emitted by the engine were made within the tests. The paper also refers to the standards concerning diesel drives operating in mines undergrounds.

1. Wstęp

Zastosowanie po raz pierwszy napędu spalinowego w podziemiach polskich kopalń węgla kamiennego w latach 70-tych [6], było początkiem jego coraz szerszej aplikacji w urządzeniach transportu podziemnego, wypierając napędy, takie jak: linowy czy pneumatyczny. Powszechne dzisiaj zastosowanie górnich napędów spalinowych daje korzyści ekonomiczne i charakteryzuje się:

- swobodą w prowadzeniu transportu (brak konieczności stosowania np. drutu ślizgowego w przypadku lokomotyw elektrycznych czy instalacji pneumatycznych, niezbędnych do napełniania zbiorników powietrza lokomotyw pneumatycznych),
- możliwością instalowania dużych mocy w maszynach, co przekłada się na dużą siłę uciągu lokomotywy lub ciągnika,
- dużą gęstością energii oraz krótkim czasem uzupełniania napędu paliwem energetycznym.

Napędy spalinowe generują jednak zagrożenia związane z emisją spalin, w tym substancji toksycznych. W trakcie pracy silnik korzysta z tego samego zasobu powietrza co załoga kopalni. Silnika spalinowego pracującego pod ziemią zużywa średnio ok. 20-30 kg paliwa na godzinę pracy. W tym czasie pobiera ok. 600-900 kg powietrza i emituje podobną masę spalin w zamkniętej przestrzeni wyrobiska podziemnego[1].

Coraz szersze stosowanie napędów spalinowych w górnictwie węgla kamiennego, w odniesieniu do globalnego rynku ich zastosowań jest jednak na tyle małe, że nie spotyka się na rynku silników dedykowanych do takich zastosowań, w związku z tym producenci ma-

szyn górnich dostosowują we własnym zakresie silniki z innych branż przemysłu do wymagań eksploatacji w górnictwie węgla kamiennego [2]. W związku z powyższym deklarowana jakość spalin przez producenta silnika może być nieadekwatna do nowych warunków pracy. Dostrzegając istotę problemu podjęto w ITG KOMAG prace badawcze dotyczące dostosowania silnika do wymagań stawianych górniczemu napędowi spalinowemu.

Pierwsze prace dotyczące napędów spalinowych dla górnictwa węglowego prowadzone w KOMAG-u miały miejsce w 70-latach [8]. W latach 1982-87 prowadzono prace dotyczące opracowania silnika przeciwwybuchowego na bazie silnika 6C107, koncentrowały się one na poprawie procesu spalania, głównie przez wprowadzenie zmian konstrukcyjnych w komorze wstępnej. Kontynuacje tych prac prowadzono jeszcze w latach 1998-99 [7]. Ostatecznie zaprzestano dalszego rozwijania napędów z silnikiem wolno ssącym i komorą pośrednią na rzecz silników doładowanych z wtryskiem bezpośrednim.

2. Wymagania norm dotyczące emisji substancji toksycznych

Dopuszczalne wartości emisji substancji szkodliwych silników spalinowych eksploatowanych pod ziemią zawarto w normie PN-EN 1679-1:2000 – Silniki spalinowe tłokowe – Bezpieczeństwo – Silniki o zapłonie samoczynnym. Zapis ten dotyczy silników spalinowych o mocy w zakresie od 37 do 560 kW. W przypadku silników o mocy poniżej 37 kW nie podano wartości dopuszczalnych, ponieważ zagrożenia pochodzące od nich uznano za nieistotne.

Dopuszczalne wartości emisji według PN-EN 1679-1:2000 [8]

Tabela 1

Moc P	Tlenek węgla CO	Węglowodory HC	Tlenki azotu NO _x	Cząstki stałe PM
[kW]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]	[g/kWh]
37 ≤ P < 75	6,5	1,3	9,2	0,85
75 ≤ P < 130	5,0	1,3	9,2	0,7
130 ≤ P < 560	5,0	1,3	9,2	0,54

Dopuszczalne wartości emisji według PN-G-36000:1997 [11]

Tabela 2

Zawartość metanu w powietrzu zasysanym (%)	0,0 lub w kopalniach niewęglowych, nie zagrożonych wybuchem metanu	1,0	1,5
Tlenek węgla (ppm)	500	1200	1800
Tlenki azotu (ppm)	750	1000	1000
Węglowodory (ppm)	200	200	200
Sadza stan zaczernienia wg skali Boscha	3	3	3

Wartości podane w tabeli 1 są wielkościami emisji jednostkowej, wyznaczonymi na podstawie wzoru [10]:

$$GAS_x = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} (M_{GAS_i} \cdot W_{Fi})}{\sum_{i=1}^{i=n} (P_i \cdot W_{Fi})} \quad (1)$$

gdzie:

- P_i – moc użyteczna [kW],
 M_{GAS_i} – masowe natężenie przepływu poszczególnego składnika gazowego [g/h],
 W_{Fi} – współczynnik wagi,
 i – numer fazy cyklu pomiarowego.

Parametrem ściśle uzależnionym od sposobu eksploatacji napędu spalinowego jest współczynnik wagi, który odzwierciedla natężenie obciążenia urządzenia w środowisku pracy. Wartości współczynników wagi silników pojazdów pozadrogowych zawarte w normie PN-EN ISO 8178-4 nie uwzględniają jednakże sposobu eksploatacji górniczych napędów spalinowych w kopalniach węgla kamiennego.

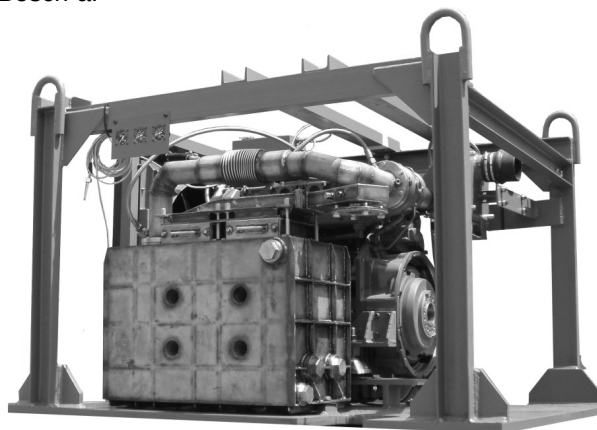
Wymagania dotyczące napędów spalinowych eksploatowanych w podziemnych wyrobiskach górniczych zawarte są również w normie PN-G-36000:1997 – Napędy spalinowe dla podziemnych pojazdów górniczych – Wymagania. W przypadku zastosowania maszyn z napędem spalinowym w wyrobiskach podziemnych silnik powinien być tak skonstruowany, aby zawartość substancji toksycznych w spalinach w żadnym ustalonym stanie pracy silnika nie przekraczały następujących wartości dopuszczalnych, zawartych w tabeli 2 [9, 11].

Norma PN-G-36000 obejmuje wymagania dotyczące określonych stanów obciążenia silnika i nie ujmuje całościowo pracy urządzenia tak, jak ma to miejsce w przypadku normy PN-EN-1679:2000. Norma PN-EN-

1679:2000 jest normą zharmonizowaną z dyrektywami unijnymi, dlatego jej zapisy są obowiązujące w trakcie certyfikacji. Porównując ją jednak z analogicznymi zapisami [13] dotyczącymi pojazdów poza drogowych odpowiada ona etapowi I (stage I), który nie obowiązuje już od 2003 r.

3. Badanie stanowiskowe jakości spalin górniczego napędu spalinowego

Badania przeprowadzono na stanowisku badawczym zlokalizowanym w ITG KOMAG. Obiektem badań był górniczy napęd spalinowy, w którym zastosowano silnik diesla o pojemności 4,5 l i mocy 81 kW (rys. 1). W trakcie badań mierzono zawartość substancji toksycznych w spalinach z wykorzystaniem analizatora spalin. Pomiaru zaczerniania spalin dokonywano w skali Bosch-a.



Rys.1. Górniczy napęd spalinowy [2]

Pomiary wykonano w odniesieniu do dwóch wariantów:

- *Wariant I* – obejmował pomiary jakości spalin emitowanych przez silnik tj. bez zabudowanych przery-

waczy płomienia na dolocie oraz bez układu wylotowego umożliwiającego eksploatację w strefach zagrożonych atmosferą wybuchową.

- *Wariant II* – obejmował pomiary jakości spalin górniczego napędu spalinowego wyposażonego w układ dolotowy z zabudowanymi przerywaczami płomienia oraz z układem wylotowym, wraz z przerywaczami płomienia, wodną płuczką spalin oraz iskrochronem.

W przypadku obu wariantów opracowano cykl badań (tabela 3) na podstawie pomiarów w 11 punktach pomiarowych (faz cyklu) charakterystyki zewnętrznej silnika spalinowego, analogiczny z 11-fazowym cyklem NRSC ISO 8171 (rys. 2) [5]. Przeprowadzone badania

w przypadku dwóch wariantów miały na celu określenia wpływu górniczego osprzętu silnika na proces spalania, a tym samym na jakości emitowanych spalin.

Wyniki pomiarów w przypadku wszystkich faz cyklu oraz wariantów pomiarowych przedstawiono w tabeli 4. Pomiary zawartości węglowodorów pominięto ze względu na dokładność metody pomiaru, mieszczącą się w zakresie błędu wynikającego z klasy urządzenia.

Zestawienie pomiarów substancji toksycznych w przypadku dwóch wariantów kompletacji przy porównywalnych warunkach obciążenia pozwalają zidentyfikować wpływ górniczego układu dolotowego oraz wylotowego na proces spalania zachodzący w silniku, wiążący się

Cykl badań [3]

Tabela 3

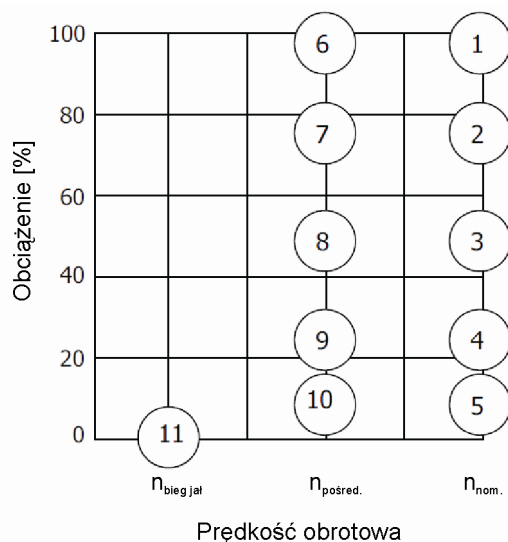
Numer fazy cyklu	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Prędkość obrotowa	2300 obr/min					1500 obr/min					Bieg jałowy
Moment obrotowy	100%	75%	50%	25%	10%	100%	75%	50%	25%	10%	0%
[Nm]	267	200	133	66	27	320	240	160	80	32	0
	Czas pracy dla każdego punktu 5 min										

Wyniki badań stanowiskowych górniczego napędu spalinowego [3]

Tabela 4

Numer fazy cyklu	Wariant	CO [% obj.]	CO ₂ [% obj.]	O ₂ [% obj.]	NO [ppm obj.]	Zadymienie [deg B]	
1	I	0,01	7,03	11	1370	0,01	2300 obr/min
	II	0,01	8,27	9	1078	0,01	
2	I	0,01	5,97	13	971	0,01	
	II	0,01	7,13	11	950	0,01	
3	I	0,01	4,70	14	746	0,01	
	II	0,01	5,50	13	634	0,01	
4	I	0,01	3,50	16	46	0,01	
	II	0,02	3,93	15	44	0,02	
5	I	0,02	2,87	17	35	0,02	
	II	0,01	1,40	19	29	0,01	
6	I	0,05	9,80	7	1915	0,05	1500 obr/min
	II	0,11	10,20	6	1343	0,11	
7	I	0,01	7,03	11	1531	0,01	
	II	0,02	8,30	9	1318	0,02	
8	I	0,02	4,80	14	827	0,02	
	II	0,01	6,00	12	880	0,01	
9	I	0,02	2,60	17	54	0,02	
	II	0,02	3,60	16	47	0,02	
10	I	0,02	2,13	18	31	0,02	
	II	0,02	2,20	18	31	0,02	
11	I	0,01	1,63	19	34	0,01	Bieg jałowy
	II	0,02	1,83	18	43	0,02	

głównie z oporami przepływu wynikającymi z zabudowanych przerywaczy płomienia [2]. Analizując wyniki można zauważyć, że w przypadku wariantu II zawartość substancji toksycznych w spalinach jest większa niż w przypadku wariantu I. Wzrost ten jednak jest niewielki i wskazuje na pracę silnika spalinowego z dużym nadładkiem powietrza λ , wynikającym z turbodoładowania w konstrukcji silnika. Widać również wyraźny wzrost zawartości tlenków azotu w spalinach wraz ze wzrostem obciążenia silnika. Maksymalna wartość w przypadku maksymalnego momentu generowanego przez silnik wynosi 1915 ppm obj. Jest to punkt, w którym mieszanka paliwowa jest najbogatsza ($\lambda = 1,5$), a wysoka temperatura spalania w komorze silnika, przekraczająca 1200°C , sprzyja powstawaniu tlenków azotu. Niska zawartość produktów niepełnego spalania oraz niski stopień zadymienia w całym zakresie cyklu świadczy o poprawnej pracy silnika spalinowego. Należy jednak zaznaczyć, że zabudowany na stanowisku badawczym silnik nie był eksploatowany w maszynie górniczej. W przypadku długiej eksploatacji jego parametry mogą ulegać pogorszeniu. Porównanie wyników przeprowadzonych badań z wynikami badań eksploatowanych napędów spalinowych, wykonanych w warunkach „in-situ”, zamieszczonymi w [9] wskazuje na wyraźny wzrost produktów niepełnego spalania, w szczególności tlenku węgla silników eksploatowanych.



Rys.2. Schemat testu NRST ISO 8178 [5]

4. Podsumowanie

Stosowanie silników spalinowych w podziemiach kopalń wiąże się z emisją składników toksycznych do atmosfery kopalnianej. Przeprowadzone badania stanowiskowe górniczego napędu spalinowego miały na celu uzyskanie informacji o jakości jego spalin. Badania potwierdziły wpływ oprzyrządowania silnika spalinowego niezbędnego do eksploatacji w strefach zagrożo-

nych wybuchem, w aspekcie jakości spalin (wzrost zawartości substancji toksycznych w spalinach). Turbodoładowany silnik, o zapłonie samoczynnym, charakteryzuje się niską zawartością produktów niecałkowitego spalania w spalinach, co wynika z pracy z dużym nadładkiem powietrza, (nawet w punkcie maksymalnego obciążenia λ wynosiło 1,5). Wysoka zawartość tlenków azotu występowała tylko w fazie maksymalnego obciążenia. Porównując wyniki badań z wartościami dopuszczalnymi według PN-G-36000 stwierdzić można, że zbyt rygorystycznie traktują zawartość tlenków azotu w spalinach, limitując jego wartość w każdym punkcie pracy, nie uwzględniając charakteru pracy urządzenia, tak jak ma to miejsce w przypadku normy PN-EN 1679:2000. Należy zaznaczyć, że wykorzystanie maksymalnej mocy urządzeń transportowych związane jest przede wszystkim z dynamiką maszyny i nie występuje w długich odcinkach czasu.

Literatura

1. Brzeżański M., Pieczora E., Kaczmarczyk K.: Rozwiązania napędów spalinowych do zastosowań w wyrobiskach podziemnych węgla kamiennego. „Silniki Spalinowe” 3/2010 (142).
2. Dobrzaniecki P.: Badania napędu spalinowego w aspekcie wybranych parametrów pracy, sprawozdanie z realizacji pracy statutowej E33/EG-05836, nie publikowane, KOMAG 2009.
3. Kaczmarczyk K.: Analiza przepływu spalin na drodze układu wylotowego górniczego napędu spalinowego, E/EG44-12421, nie publikowane, KOMAG 2011.
4. Kaczmarczyk K., Dobrzaniecki P.: Wybrane metody oczyszczania spalin możliwe do zastosowania w górniczych napędach spalinowych. Monografia KOMEKO 2010: „Paliwo - Bezpieczeństwo - Środowisko”, Ryto 2010.
5. Merksiz J., Lijewski P., Wasali S.: Analiza warunków pracy silników pojazdów o zastosowaniach pozadrogowych w aspekcie przepisów dotyczących emisji związków toksycznych spalin. „Eksploatacja i Niezawodność” nr 1/2010.
6. Nasiek M.: Napędy spalinowe w pomocniczym transporcie kopalnianym. „Automatyzacja i Mechanizacja Górnictwa”. Nr 4(149) kwiecień 1981 r.
7. Pieczora E.: Doskonalenie napędów spalinowych dołowych maszyn i urządzeń górniczych, E/BC-7774, niepublikowane, KOMAG 1999.
8. Siurek J.: Małotoksyczny napęd spalinowy dla górnictwa węglowego na bazie krajowego silnika seryjnego, BBN-4732, nie publikowane, KOMAG 1999.
9. Sporysz G., Szlązak N.: Wpływ podziemnych pojazdów górniczych z napędem spalinowym na stan zagrożenia atmosfery kopalnianej, VII Między-

-
- narodowa konferencja „Bezpieczeństwo Pracy Urzędzeń Transportowych w Górnictwie”, Ustroń 2011.
10. PN-EN 1679-1:2000 Silniki spalinowe tłokowe – Bezpieczeństwo – Silniki o zapłonie samoczynnym.
 11. PN-G-36000:1997 Napędy spalinowe dla podziemnych pojazdów górniczych. Wymagania.
 12. PN-EN ISO 8187-1 Silniki spalinowe tłokowe – Pomiar emisji składników gazowych i cząstek stałych na stanowiskach badawczych.
 13. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 19 sierpnia 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań dla silników spalinowych w zakresie ograniczenia emisji zanieczyszczeń gazowych i cząstek stałych przez te silniki (Dz.U. Nr 202, poz. 2203).

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2012 r.

Monografie

Świder J., Jasiulek D.: **Zastosowanie sztucznych sieci neuronowych w układzie sterowania kombajnu chodnikowego**. Prace Naukowe - Monografie nr 35, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2011

Zachęcamy do zapoznania się z monografią, która omawia bardzo ważne obecnie zagadnienie, związane z rozwojem nowoczesnej techniki komputerowej, a dotyczące rozpowszechniania zaawansowanych technik sterowania. Autorzy podkreślają, że współcześni projektanci systemów automatyki coraz częściej sięgają po techniki sztucznej inteligencji, do których należą sztuczne sieci neuronowe lub logika rozmyta. Ważną rolę zaczynają również odgrywać tzw. algorytmy hybrydowe, czyli połączenia klasycznych algorytmów sterowania z technikami sztucznej inteligencji.

Tematykę książki ujęto w siedmiu rozdziałach, z których pierwszy stanowi wstęp, a ostatni podsumowanie pracy.

We wstępie Autorzy omawiają trudności towarzyszące przygotowaniu klasycznego modelu matematycznego, opisującego zjawiska związane z pracą kombajnu chodnikowego w procesie sterowania nim. Podkreślono tym samym ważność podejmowania prób zastosowania technik sztucznej inteligencji w modelowaniu zjawisk występujących w trakcie drażenia wyrobisk korytarzowych (tuneli). Przedstawiono genezę problemu zaznaczając, że tendencje w światowym górnictwie wskazują na konieczność modyfikacji układów sterowania kombajnów chodnikowych zarówno w celu usprawnienia prac związanych z drażeniem chodnika, jak i ze względów bezpieczeństwa załogi. Podkreślono także ważny aspekt ekonomiczny zagadnienia. Autorzy zwrócili również uwagę na występowanie wielu zagrożeń i zjawisk losowych, które mogą wystąpić w trakcie urabiania. Fakt ten uzasadnia wprowadzenie adaptacyjnego układu sterowania, bazującego na technikach sztucznej inteligencji. Wstęp zakończono prezentacją budowy regulatorów neuronowych.

Rozdział drugi poświęcono opisowi kombajnu chodnikowego. Przedstawiono budowę kombajnu typu R-130 oraz przytoczono jego podstawowe parametry techniczne. Szczególną uwagę zwrócono na konstrukcję wysięgnika i głowic urabiających. Tematykę rozdziału kończy omówienie układów sterowania kombajnów chodnikowych, stosowanych w polskim górnictwie węglowym.

W rozdziale trzecim przedstawiono przebieg badań w warunkach rzeczywistych, podczas drażenia chodnika kombajnem R-130 produkcji REMAG SA. Kom-

bajn z zabudowaną aparaturą pomiarowo-rejestrującą został zainstalowany w KWK Marcel, w pochylni bądawczej. Pomiary były prowadzone w trybie czterozmianowym, zgodnie z rytmem pracy kopalni, przy stałej obecności specjalisty z KOMAG-u. W tabeli ujęto parametry rejestrowane w trakcie badań. Dokonano szczegółowej analizy wyników pomiarów ze szczególnym uwzględnieniem czasu cyklu urabiania, trajektorii głowicy urabiającej, natężenia prądu silników, wartości skutecznej przyspieszenia drgań mechanicznych, ciśnienia w siłowniku obrotu wysięgnika i jego prędkości kątowej.

Czwarty rozdział monografii opisuje algorytm sterowania procesem drażenia. Autorzy zaprezentowali założenia przyjęte w budowie układu sterowania, a także ograniczenia, które należało uwzględnić. Omówiono adaptacyjny układ sterowania z neuronową identyfikacją modelu oraz wartości mierzone przez układ sterowania.

Neuronowa identyfikacja modelu została przedstawiona w piątym rozdziale monografii. Autorzy scharakteryzowali sztuczne sieci neuronowe i opisali ich historię. W dalszej części rozdziału omówiono perceptrony wielowarstwowe (jednokierunkowe sieci wielowarstwowe) oraz sposób ich uczenia. Dokonano wyboru danych uczących z uwzględnieniem przygotowania tych danych. Określono preprocesing i postprocesing. Omówiono model sieci podkreślając znaczenie przeprowadzenia wstępnych analiz numerycznych. Po zakończeniu analizy struktury sieci prowadzono badania modelowe. Symulacje wykonano w programie MATLAB z pakietem Neural Network Toolbox. Opisano zbiory danych użytych w trakcie symulacji.

Rozważania rozdziału szóstego koncentrują się na problematyce implementacji algorytmu sterującego. Określono doświadczalny układ sterowania z jednostką centralną IPC 758-870. Opisano moduł wejść cyfrowych WAGO 750-431 oraz moduł wejść analogowych WAGO 750-459. Podkreślono, że oprogramowanie sterownika PLC zostało wykonane w środowisku CoDeSys, umożliwiającym podgląd pracy sterownika w czasie rzeczywistym. Rozdział zakończono omówieniem modułowej struktury programu sterownika.

W siódmym rozdziale monografii zawarto podsumowanie badań. Autorzy zaznaczają, że w ramach pracy została opracowana metoda doboru prędkości obwodowej wysięgnika kombajnu w płaszczyźnie równoległej do spągu, w zależności od własności urabianej skały – jej wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie. Aby osiągnąć postawione cele wykorzystano sztuczną sieć neuronową na etapie identyfikacji tego parametru.

Dobierając strukturę sztucznej sieci neuronowej kierowano się możliwościami jej implementacji w rzeczywistym sterowniku PLC. Kończąc książkę zauważono, że kolejnym etapem prac powinno być wdrożenie i przetestowanie układu sterowania w warunkach rzeczywistych. Autorzy zalecają też ukierunkowanie dalszych badań nad możliwościami implementacji sieci neuronowych na wykorzystanie ich w diagnostyce technicznej stanu maszyn. W omawianym przypadku

dotyczy to kombajnu chodnikowego, głównie przekładni napędu organu urabiającego.

Praca zawiera Dodatek A, w którym przedstawiono wyniki badań prowadzonych w KWK Marcel.

Monografię opatrzono obszernym spisem literatury, zawierającym wiele wartościowych publikacji Autorów.

Opracowała: mgr Mariola Podgórska

Tematyczny wykaz artykułów opublikowanych w 2011 roku

PROJEKTOWANIE I BADANIA

1/2011

- Gicala B.: Symulacja numeryczna rozkładu temperatury korpusu przekładni zębatej 3
- Mikoś M., Karch M.: Wpływ dodatkowej prerotacji zasysanej strugi na obraz prędkości cieczy w przestrzeni przedwirnikowej pompy wirowej 12
- Niedworok A.: Prace projektowo – badawcze z obszaru dedykowanej aparatury pomiarowej realizowane w Laboratorium Badań Stosowanych Instytutu Techniki Górniczej KOMAG 16
- Węgrzyn T., Wieczorek A., Żołnierz M.: Analiza stężenia węgla w warstwach przypowierzchniowych stali do nawęglania 24

2/2011

- Mazurek K., Szyguła M.: Wpływ stopnia dyskretyzacji modelu stojaka na czas obliczeń i otrzymane wyniki 3
- Chuchnowski W., Turewicz A.: Predykcja uszkodzeń maszyn w oparciu o modele matematyczne zmęczenia materiałów oraz wyniki monitoringu 7
- Tokarczyk J.: Identyfikacja oddziaływania obciążeń dynamicznych na elementy nośne tras kolejek podwieszonych 12

3/2011

- Kozieł A., Pieczora E.: Współpraca Instytutu Techniki Górniczej KOMAG z producentami maszyn i urządzeń dla górnictwa – osiągnięcia i perspektywy 5
- Madejczyk W.: Akredytowane badania dla górnictwa wykonywane w Laboratorium Badań ITG KOMAG 11
- Niedworok A., Orzech Ł., Talarek M.: Prace badawcze Laboratorium Badań Stosowanych Instytutu Techniki Górniczej KOMAG na rzecz innowacyjnych rozwiązań dla gospodarki 15
- Grynkiewicz-Bylina B.: Badania materiałowe narzędziem kontroli jakości wyrobów przemysłowych 21
- Tokarczyk J., Dudek M., Turewicz A., Pakura A.: System wspomagania obliczeń trakcyjnych dla kolejek podwieszonych z napędem własnym 26
- Kalita M.: Proces projektowania spagolodowarki z wymiennym osprzętem roboczym 32

4/2011

- Gicala B., Turewicz A.: Metoda numerycznej mechaniki płynów w projektowaniu maszyn i urządzeń górniczych 3

DESIGNING AND TESTING

1/2011

- Gicala B.: Numerical simulation of temperature distribution of gear body 3
- Mikoś M., Karch M.: Impact of additional pre-rotation of sucked stream on liquid speed field in before-impeller zone of centrifugal pump 12
- Niedworok A.: Designing and research project in the field of dedicated measuring instrumentation in the Laboratory of Applied Tests of KOMAG Institute of Mining Technology 16
- Węgrzyn T., Wieczorek A., Żołnierz M.: Analysis of carbon concentration in a surface layer of steel prepared for steel cementation 24

2/2011

- Mazurek K., Szyguła M.: Impact of degree of model discretization on time of calculations and obtained results 3
- Chuchnowski W., Turewicz A.: Prediction of damages to the machine on the basis of mathematical models of materials fatigue and results of monitoring 7
- Tokarczyk J.: Identification of dynamic loads acting on bearing components of suspended monorail 12

3/2011

- Kozieł A., Pieczora E.: Collaboration between the KOMAG Institute of Mining Technology and manufacturers of machines and equipment for the mining industry – achievements and perspectives 5
- Madejczyk W.: Accredited tests for the mining industry conducted at the laboratory of tests at KOMAG 11
- Niedworok A., Orzech Ł., Talarek M.: Research work of the Laboratory of Applied Tests at the KOMAG Institute of Mining Technology for innovative solutions for economy 15
- Grynkiewicz-Bylina B.: Material tests as a tool for control of quality of industrial products 21
- Tokarczyk J., Dudek M., Turewicz A., Pakura A.: System aiding traction calculations for suspended monorails with their own drive 26
- Kalita M.: Process of designing of roadheading machine with removable operational equipment 32

4/2011

- Gicala B., Turewicz A.: Computational fluid dynamics method for designing of mining machines and equipment 3

Stankiewicz K.: Metoda samoorganizacji roju w monitorowaniu i sterowaniu urządzeń w warunkach wyrobisk podziemnych

10

KOMBAINY CHODNIKOWE

1/2011

Jonak J., Rogala – Rojek J.: Analiza czynników mających wpływ na kształtowanie się wydajności urabiania kombajnami chodnikowymi

29

MASZYNY ŁADUJĄCE

1/2011

Cebula D., Kalita M., Prostański D., Wyrobek E.: Ładowarka górnicza ŁJK-1200 wytwarzana w oparciu o elementy powtórnie wprowadzone do obrotu

34

PRZERÓBKA MECHANICZNA

1/2011

Tomas A., Wieczorek A.: Problemy eksploatacyjne systemów poboru próbki materiałów sypkich

39

2/2011

Gawliński A., Jasiulek D., Jendrysik D., Kowol D., Łagódka M., Rogala-Rojek J., Stankiewicz K., Woszczyński M.: System sterowania osadząrką pulsacyjną KOMAG

26

Tomas A.: Kruszarka laboratoryjna KW-240.....

32

OCHRONA ŚRODOWISKA

1/2011

Pierchała M.: Niskoemisyjny akustycznie system wentylacji obiektów o znaczeniu strategicznym

44

WARTO PRZECZYTAĆ

1/2011

Podgórska M.: Opis monografii

48

Tematyczny wykaz artykułów opublikowanych w „Maszynach Górniczych” w 2010 roku

50

2/2011

Podgórska M.: Czasopisma zagraniczne

58

3/2011

Opis monografii B. Gicali

101

4/2011

Opis monografii

49

Stankiewicz K.: Method of self-organisation of cluster in monitoring and control of machines in conditions of underground working

10

ROAD HEADERS

1/2011

Jonak J., Rogala – Rojek J.: Analysis of factors that have an impact on roadheader mining capacity

29

LOADING MACHINES

1/2011

Cebula D., Kalita M., Prostański D., Wyrobek E.: ŁJK-1200 mining loader manufactured on the basis of refitted components.....

34

MECHANICAL MINERAL PROCESSING

1/2011

Tomas A., Wieczorek A.: Operational problems of loose materials sampling

39

2/2011

Gawliński A., Jasiulek D., Jendrysik D., Kowol D., Łagódka M., Rogala-Rojek J., Stankiewicz K., Woszczyński M.: Control system for KOMAG pulsatory jig

26

Tomas A.: KW-240 laboratory crusher

32

ENVIRONMENT PROTECTION

1/2011

Pierchała M.: Low noise emission ventilation system for the objects of strategic meaning

44

WORTH TO READ

1/2011

Podgórska M.: Monography description

48

List of papers published in “Mining Machines” in 2010

50

2/2011

Podgórska M.: International magazines.....

58

3/2011

Monography description B. Gicala

101

4/2011

Monography description

49

SZYBY I MASZYNY WYCIĄGOWE

2/2011

Kowal L., Turewicz K.: Odporność cieplna hamulców maszyn wyciągowych w aspekcie zwiększenia parametrów ruchowych górniczych wyciągów szybowych

18

NAPĘDY I STEROWANIE

2/2011

Kozieł A.: Inteligentne systemy maszyn górniczych.....
Budzyński Z., Polnik B.: Mechatroniczny układ sterowania i napędu akumulatorowych kolei szynowych przeznaczonych do pracy w atmosferze wybuchowej

39

45

4/2011

Dobrzaniecki P.: Badania stanowiskowe górniczego napędu spalinowego

25

Budzyński Z., Polnik B., Gąsior T.: Analiza porównawcza zastosowania napędu synchronicznego i asynchronicznego w górniczych lokomotywach akumulatorowych

31

Miszanskij J.A.: Efektywne wykorzystywanie energii elektrycznej w systemach zasilania w energię kopalń węgla

38

JAKOŚĆ, CERTYFIKACJA, NORMALIZACJA, ZARZĄDZANIE

2/2011

Zajac R., Wierzbicka D., Czerniak D.: Wymagania techniczne dla złączy wtykowych w połączeniach hydraulicznych przewodów giętkich

52

3/2011

Figiel A.: Certyfikacja wyrobów dla górnictwa

97

ZMECHANIZOWANE KOMPLEKSY

3/2011

Górski T., Skwarek M.: Kolejny krok ZZM S.A. w automatyzację kompleksu ścianowego na przykładzie górniczego kombajnu ścianowego KSW-1500EU

42

TRANSPORT I ODTAWA

3/2011

Kaczmarczyk K., Budzyński Z.: Ciągnik akumulatorowy PCA-1 do prac transportowych w wyrobiskach korytarzowych

48

SHAFTS AND HOISTING MACHINES

2/2011

Kowal L., Turewicz K.: Thermal resistance of brakes of hoisting machines in the aspect of increase of operational parameters of mining shaft hoists

18

DRIVERS AND CONTROL SYSTEMS

2/2011

Kozieł A.: Intelligent mining machines systems.....
Budzyński Z., Polnik B.: Mechatronic system for control and drive of battery railways designed for operation in explosive atmosphere

39

45

4/2011

Dobrzaniecki P.: Stand tests of mining diesel drive

25

Budzyński Z., Polnik B., Gąsior T.: Comparative analysis of using synchronous and asynchronous drives in battery mine locomotives

31

Miszanskij J.A.: Effective use of electric energy in the supply systems of coal mines

38

QUALITY, CERTIFICATION, STANDARDIZATION, MANAGEMENT

2/2011

Zajac R., Wierzbicka D., Czerniak D.: Technical requirements for plug connectors in hydraulic connections of flexible hoses

52

3/2011

Figiel A.: Certification of products for the mining industry

97

MECHANIZED SYSTEMS

3/2011

Górski T., Skwarek M.: New step of ZZM jsc towards automation of longwall system on the example of KSW-1500 EU longwall shearer

42

TRANSPORT AND CONVEING

3/2011

Kaczmarczyk K., Budzyński Z.: PCA-1 accumulator locomotive for transportation operations in roadways

48

4/2011

Stankiewicz K., Jura J., Bartoszek S., Jagoda J.:
System diagnostyczny ładowarki bocznie wysy-
pującej bazujący na iskrobezpiecznej magistrali
CAN 19

URZĄDZENIA WIERTNICZE

3/2011

Derda T., Rojek P.: Nowoczesne rozwiązanie
wiertnicy inżyniersko-geologicznej 53
Prostański D., Kalita M.: Wóz wiertniczy MWW-1z
przeznaczony do mechanizacji procesu wiercenia
otworów strzałowych w wyrobiskach korytarzowych 61

WENTYLACJA I KLIMATYZACJA

3/2011

Jedziniak M., Frydel W.: Uniwersalny system
przewietrzania i odpylania wyrobisk korytarzo-
wych 67

HYDRAULIKA I PNEUMATYKA

3/2011

Nieśpiałowski K., Jasiulek T., Miziak M.: Innowa-
cyjny filtr samoczyszczący do instalacji wodnych 74

BEZPIECZEŃSTWO I ERGONOMIA

3/2011

Winkler T.: Prace badawcze Laboratorium Me-
tod Modelowania i Ergonomii Instytutu Techniki
Górnictwa KOMAG na rzecz bezpieczeństwa pra-
cy i ochrony zdrowia w górnictwie 81
Budzyński Z.: Przenośny sygnalizator optyczno-
akustyczny z własnym źródłem zasilania 89

4/2011

Michalak D., Lesisz R., Jaszczyk Ł., Rozmus M.:
Repozytorium zdarzeń wypadkowych jako inno-
wacyjna forma upowszechniania bezpiecznych
metod pracy w górnictwie 42

EKSPLOATACJA I NIEZAWODNOŚĆ

3/2011

Warzecha M., Stankiewicz K., Jasiulek D.;
Rogała-Rojek J., Piecha A.: iRIS – system elek-
tronicznej ewidencji środków trwałych w zakła-
dach górniczych 92

4/2011

Stankiewicz K., Jura J., Bartoszek S., Jagoda J.:
Diagnostic system of side discharge loader ba-
sing on intrinsically safe CAN bus 19

DRILLING MACHINES

3/2011

Derda T., Rojek P.: State-of-the-art solutions of
engineering-and-geological drill 53
Prostański D., Kalita M.: MWW-1z drilling jumbo
designed for mechanization of the process of dri-
lling blastholes in the roadways 61

VENTILATION AND CONDITIONING

3/2011

Jedziniak M., Frydel W.: Versatile system for
ventilation and dust control in roadways 67

HYDRAULICS AND PNEUMATICS

3/2011

Nieśpiałowski K., Jasiulek T., Miziak M.: Inno-
vative self-cleaning filter for water installations 74

SAFETY AND ERGONOMICS

3/2011

Winkler T.: Research work of the Laboratory of
Modelling Methods and Ergonomics at the
KOMAG Institute of Mining Technology for work
safety and health protection in the mining industry 81
Budzyński Z.: Movable optical – and – acoustic
signalling device with own power source 89

4/2011

Michalak D., Lesisz R., Jaszczyk Ł., Rozmus M.:
Respository of accidents as the innovative form of
dissemination of safe work in the mining industry 42

OPERATION AND RELIABILITY

3/2011

Warzecha M., Stankiewicz K., Jasiulek D.;
Rogała-Rojek J., Piecha A.: iRIS – System for
electronic fixed assets records in the mining
plants 92

OBUDOWY ŚCIANOWE

4/2011

Jenczmyk D., Rogala-Rojek J., Piecha A.: Komputerowe wspomaganie oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej w aspekcie obowiązujących przepisów

14

TARGI, WYSTAWY, KONFERENCJE

4/2011

Śledziński W.: Sprawozdanie z Międzynarodowych Targów Górnictwa, Przemysłu Energetycznego i Hutnictwa „Katowice 2011”

45

WSPOMNIENIE

4/2011

Zmarł prof. zw. dr hab. Jerzy Bogdan Antoniak ..

51

LONGWALL ROOF SUPPORTS

4/2011

Jenczmyk D., Rogala-Rojek J., Piecha A.: Computer-aided assessment of technical condition of powered roof support in the aspect of regulations, which are in force

14

FAIR, EXHIBITIONS, CONFERENCES

4/2011

Śledziński W.: Report from the International Fair of Mining, Power Industry and Metallurgy “Katowice 2011”

45

COMMEMORATION

4/2011

Prof. Antoniak passed away

51