

GÓRNICCTWO
PERSPEKTYWY, ZAGROŻENIA.
MECHANIZACJA PRAC GÓRNICZYCH

Redakcja

Witold BIAŁY

Jarosław BRODNY

Stefan CZERWIŃSKI

GÓRNICCTWO
PERSPEKTYWY, ZAGROŻENIA.
MECHANIZACJA PRAC GÓRNICZYCH

GLIWICE 2014

RECENZENCI:

dr hab. inż. Krzysztof FILIPOWICZ, prof. Pol. Śl.

prof. dr hab. inż. Krzysztof KRAUZE

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

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

Projekt i opracowanie graficzne okładki: Michał ZASADZIEN

ISBN 978-83-937845-6-1

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

All rights reserved

Printed in Poland

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

Gliwice 2014

Szanowni Czytelnicy,

Z przyjemnością oddajemy w Państwa ręce kolejną monografię z cyklu „GÓRNICTWO – PERSPEKTYWY, ZAGROŻENIA” pt. „Mechanizacja prac górniczych”, zawierającą prace z zakresu mechanizacji prac górniczych.

W poszczególnych rozdziałach Autorzy przedstawili wyniki swoich badań, analiz oraz przemysłów dotyczących różnych aspektów działalności naukowo-badawczej oraz jej interakcji z otaczającym środowiskiem. W monografii znalazły się opracowania teoretyczne, a także prace będące wynikiem tak badań doświadczalnych jak i w warunkach rzeczywistych – w większości przypadków o charakterze praktycznym i aplikacyjnym, dotyczącym mechanizacji prac górniczych. W poszczególnych rozdziałach prezentowane są zagadnienia szczegółowe dotyczące m. in. problematyki związanej z podziemnym transportem kolejkami podwieszanymi, zastosowania ścianowych przenośników zgrzeblowych z inteligentnymi systemami regulacji, zastosowania nowych konstrukcji strugów węglowych oraz eksploatacji pokładów o małej miąższości, a także drażenia wyrobisk korytarzowych w skałach zwięzłych, wyznaczania oporów urabiania oraz badania złączy ciernych. W monografii przedstawiono także interesujące opracowania dotyczące współczesnego górnictwa morskiego oraz perspektyw górnictwa w Czechach.

Prezentowana w monografii tematyka jest więc bardzo aktualna i w większości przypadków dotyczy uniwersalnej problematyki związanej z poprawą efektywności przemysłu węglowego. Godna podkreślenia jest także obecność tematów związanych z praktycznymi zagadnieniami, których autorami są bezpośredni użytkownicy prezentowanych maszyn i urządzeń. Połączenie zagadnień praktycznych i teoretycznych stwarza możliwość budowy pomostu pomiędzy teorią i praktyką, nawiązania kontaktów oraz swobodnej wymiany poglądów między środowiskami naukowymi i przemysłem.

Mamy nadzieję, że zaprezentowane w monografii materiały będą stanowiły dla Czytelników ciekawe źródło wiedzy i informacji oraz będą inspiracją do dalszych badań i analiz.

Redaktorzy składają podziękowania wszystkim Autorom rozdziałów, za trud włożony w ich przygotowanie, a Czytelnikom życzymy pasjonującej lektury.

*Witold BIAŁY
Jarosław BRODNY
Stefan CZERWIŃSKI*

SPIS TREŚCI

1.	WYZNACZANIE OPORÓW URABIANIA ZA POMOCĄ PRZYRZĄDU POU-BW/01-WAP Witold BIAŁY	9
2.	WPŁYW CECH KONSTRUKCYJNYCH ZŁĄCZA CIERNEGO NA CHARAKTERYSTYKĘ JEGO PRACY Jarosław BRODNY	24
3.	MOŻLIWOŚCI ZWIĘKSZENIA PRĘDKOŚCI TRANSPORTU LUDZI KOLEJKAMI PODWIESZONYMI Z NAPĘDEM Tomasz BUDNIOK, Wojciech ZASADNI, Jan KANIA, Henryk MROWIEC	37
4.	NOWOCZESNE ROZWIĄZANIA W SYSTEMACH TRANSPORTU KOLEJKAMI PODWIESZONYMI Z NAPĘDEM Tomasz BUDNIOK, Wojciech ZASADNI, Józef RUSINEK, Karol KRAWCZYK	52
5.	RODZAJE MEDIÓW HYDRAULICZNYCH ORAZ SIEĆ WYSOKIEGO CIŚNIENIA W KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO Stefan CZERWIŃSKI	66
6.	SPOSOBY KONFIGURACJI ZESPOŁÓW TRANSPORTOWYCH KOLEJEK SZYNOWYCH PODWIESZANYCH SPALINOWYCH DLA KILKAKROTNEJ ZMIANY NACHYLEŃ PO WZNOSIE I UPADZIE NA PODSTAWIE DOŚWIADCZEŃ KWK „CHWAŁOWICE” Łukasz DOLEŻYCH, Janusz CICHECKI	77
7.	WYBRANE PROBLEMY LOGISTYKI ODPADÓW DROBNOZIARNISTYCH STOSOWANYCH W PODZIEMNYCH TECHNOLOGIACH GÓRNICZYCH Karina HERMANN, Krzysztof KURUS	87
8.	PERSPEKTIVY TĚŽBY UHLÍ V ČESKÉ REPUBLICE Josef JURMAN, Jiří FRIES	99
9.	WSPÓŁCZESNE GÓRNICTWO MORSKIE Marcin KOŁODZIEJSKI, Zbigniew MATUSZAK, Grzegorz NICEWICZ	106
10.	MASZYNY DO MECHANICZNEGO DRAŻENIA WYROBISK KORYTARZOWYCH W SKAŁACH ZWIĘZŁYCH – TERAŹNIEJSZOŚĆ I PRZYSZŁOŚĆ Krzysztof KOTWICA	117

11.	SPOSOBY EKSPLOATACJI POKŁADÓW O MAŁEJ MIĄŻSZOŚCI NA PODSTAWIE ROZWIĄZAŃ STOSOWANYCH W JASTRZĘBSKIEJ SPÓŁCE WĘGLOWEJ SA. Czesław KUBACZKA, Józef PAWLINÓW, Marek CELMER, Mieczysław LUBRYKA, Jerzy ŚLIWIŃSKI	136
12.	EWOLUCYJNE ROZWIĄZANIA W ZASILANIU I STEROWANIU NA PRZYKŁADZIE DRUGIEGO KOMPLEKSU STRUGOWEGO DLA LW BOGDANKA. Dariusz MACIERZYŃSKI, Jan LUBRYKA, Karol OPIELKA	152
13.	ZASILANIE I STEROWANIE KOMPLEKSEM DO POKŁADÓW NISKICH MIKRUS Dariusz MACIERZYŃSKI, Jan LUBRYKA, Karol OPIELKA, Adrian BABIOCH	170
14.	WARUNKI I EFEKTY STOSOWANIA STRUGA WĘGLOWEGO W JSW SA., KWK „PNIÓWEK” Aleksander OMOZIK, Janusz SOJKA	181
15.	WPŁYW MODERNIZACJI ELEWACJI BUDYNKÓW I CIĄGU TECHNOLOGICZNEGO W ZAKŁADZIE PRZERÓBKI MECHANICZNEJ WĘGLA NA POZIOM HAŁASU EMITOWANEGO DO ŚRODOWISKA Marek PROFASKA	192
16.	ENERGY CONSUMPTION OF FACE CUTTING BY THE HEADING MACHINE TAKING INTO ACCOUNT CUTTING-TOOLS' BLUNTING O. E. SHABAEV, N. V. KHITSENKO, I. I. BRIDUN, O. K. MOROZ	200
17.	NOWE ROZWIĄZANIE ROZDRABNIACZA PRODUKTÓW FILTARCJI Arkadiusz TOMAS, Piotr MATUSIAK	210
18.	ŚCIANOWE PRZENOŚNIKI ZGRZEBŁOWE Z INTELIGENTNYMI SYSTEMAMI REGULACJI PARAMETRÓW PRACY NAPĘDÓW PRZENOŚNIKA Stanisław TYTKO, Eugeniusz STANEK, Piotr SOBOTA, Andrzej DRWIĘGA, Andrzej MAZURCZYK	225
19.	POLITYKA PROINNOWACYJNA W WARUNKACH POLSKIEJ GOSPODARKI Jan KAŻMIERCZAK	233

WYZNACZANIE OPORÓW URABIANIA ZA POMOCA PRZYRZĄDU POU-BW/01-WAP

1.1 WPROWADZENIE

Górnictwo węgla kamiennego, które w Polsce jest strategiczną gałęzią przemysłu (szczególnie w regionie górnośląskim), charakteryzuje się złożonością i specyfiką problemów związanych z użytkowaniem środków technicznych.

Rozwój mechanizacji urabiania pokładów węglowych, stosowanie maszyn o różnych konstrukcjach organów urabiających, jak i zainstalowanych mocach, spowodowały potrzebę oceny i klasyfikacji pokładów węglowych pod względem urabialności, w celu prawidłowej lokalizacji stosowanych maszyn oraz prognozowania ich energochłonności.

Aby uwzględnić całą złożoność tego problemu, proces urabiania węgla należy rozpatrywać jako proces wzajemnego oddziaływania: calizna węglowa – maszyna.

Operacja skrawania, realizowana przez kombajn za pośrednictwem głowicy urabiającej polega na oddzieleniu cząstek skały lub calizny w sposób mechaniczny za pomocą narzędzi skrawających, umieszczonych na płatach oraz tarczy organu urabiającego. Urabianie wynika z faktu złożenia się dwóch ruchów głowicy urabiającej ścianowego kombajnu bębnowego – ruchu obrotowego oraz postępowego. Przyjmujemy, że ruchem głównym jest ruch obrotowy organu urabiającego wyrażony poprzez prędkość skrawania, natomiast ruch postępowy całego kombajnu to ruch pomocniczy.

Obecnie stosowane ścianowe kombajny bębnowe zaopatrzone są w głowice ślimakowe, których budowa wraz z odpowiednim układem nożowym powinna zapewnić jak najlepsze efekty urabiania, a więc małe zużycie mocy, dużą wydajność oraz małe rozdrobnienie węgla.

1.2. URABIALNOŚĆ

Urabialność w szerokim znaczeniu można definiować, jako interakcja pomiędzy urabianym materiałem a maszyną urabiającą. W swej istocie jest to opór jaki stawia urabiany (rozdrobiony) materiał organowi urabiającemu maszyny. Dlatego urabialność można zaliczyć do właściwości mechanicznych urabianej kopaliny użytecznej (węgiel kamienny, brunatny, skały).

Jednoznaczne zdefiniowanie urabialności praktycznie jest niemożliwe ze względu na wpływ na nią bardzo wielu czynników – między innymi sposób urabiania.

Urabialność traktowana jest również jako właściwość technologiczna. W zależności od techniki urabiania może być również określana następująco:

przy wierceniu

zwiercalność

przy urabianiu głębinowym
przy urabianiu odkrywkowym

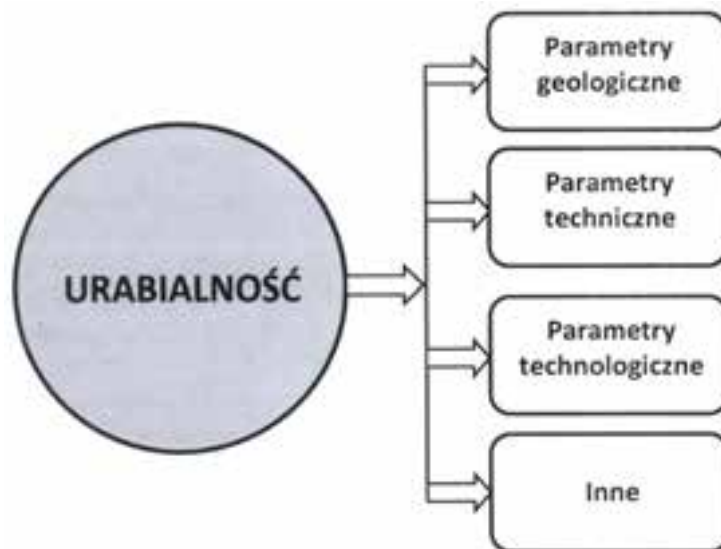
urabialność, skrawalność
opór odspajania

W każdym z w/w procesów urabiania istotny jest proces technologiczny w nim zastosowany. Pomiędzy powyższymi procesami zależności są bardzo luźne. Dlatego wyniki uzyskane w jednym procesie urabiania nie można aproksymować na inny proces.

Proces urabiania można podzielić na aktywny i pasywny. Wpływ urabianego materiału na zużycie zastosowanego do tego procesu narzędzia, jest uznawane jako urabialność aktywna. Urabialność pasywna obejmuje wszystkie te parametry które mają wpływ na wnikanie w głąb narzędzia urabiającego i odspajanie części urobionej od calizny.

Proces urabiania który odbywa się w warunkach naturalnych z zastosowaniem konkretnej technologii jest procesem złożonym [7, 9]. Proces ten najczęściej znacznie różni się od przyjętego modelu. Złożoność tego procesu przedstawiona została na rys. 1.1.

Parametry geologiczne można wyznaczyć jako zespół właściwości mechanicznych i petrograficznych. Z punktu widzenia urabialności wśród właściwości mechanicznych najistotniejsze to wytrzymałość na ściskanie. Natomiast na właściwości petrograficzne wpływ ma skład mineralny, udział minerałów twardych a także skład ziarnowy. Pojedyncza właściwość nie może być decydującym parametrem, który decyduje o urabialności. Parametry te są niezmiennie, tzn. nie mamy możliwości wpływu na ich zmianę.



Rys. 1.1 Parametry wpływające na urabialność

Parametry techniczne są określone właściwościami narzędzia urabiającego, które jest ściśle związane z przyjętą technologią urabiania. Do tych właściwości można zaliczyć geometrię ostrza oraz materiał z którego zostało wykonane narzędzie. Wybór narzędzia dokonuje się przed rozpoczęciem procesu urabiania i nie dokonuje się zmiany w trakcie procesu urabiania, pomimo zmieniających się warunków górniczo-geologicznych.

Parametry technologiczne są określone parametrami technicznymi maszyny urabiającej. Zalicza się do nich prędkość obrotową głowicy, prędkość posuwu które z kolei określają wielkość bruzdy skrawu, wydajność. W przypadku braku pełnej automatyzacji procesu urabiania, na proces urabiania wpływ ma również czynnik ludzki. W trakcie całego procesu urabiania operator zmienia parametry urabiania w wyniku zmieniających się warunków

górnictwo-geologicznych. Zmiana ta następuje w wyniku subiektywnych decyzji, a wynika ona z doświadczenia. Mają one większy lub mniejszy wpływ na proces urabiania.

Ostatnia grupa parametrów która ma wpływ na proces urabiania jest trudna do przewidzenia. Możemy tutaj zaliczyć stan naprężenia w strefie pracy maszyny urabiającej, jego wielkość a także zmieniający się skład petrograficzny oraz temperatura kopaliny.

Wynika stąd, że w miarę obiektywne określenie urabialności jest niemożliwe bez uwzględnienia w/w parametrów. Stąd do każdej technologii urabiania należy stosować inną metodę wyznaczania urabialności. Jak wynika z przeprowadzonej analizy, metody wyznaczania urabialności muszą się znacznie między sobą różnić [9]. Dlatego też, mogą być stosowane różne metody wyznaczania urabialności tak w laboratorium (na stanowisku badawczym) jak i „in situ”.

1.3. DOBÓR PRZYRZĄDU DO WYZNACZANIA OPORÓW URABIANIA

Opory urabiania calizny węglowej wyrażone za pomocą wskaźnika urabialności muszą uwzględniać właściwości mechaniczne pokładu węglowego a także mieć możliwość:

- odwzorowania rzeczywistego charakteru pracy maszyny urabiającej,
- prowadzenia skrawów grubych,
- wykonywania skrawów we wszystkich możliwych stanach naprężenia i odkształcenia,
- prowadzenia skrawów pomiarowych dla dowolnego kierunku i zwrotu urabiania,
- prowadzenia skrawów ostrzem rzeczywistym w celu pominięcia wpływu geometrii noża na wyniki,
- wykonywania skrawów pomiarowych w warunkach laboratoryjnych oraz „in situ”.

Prawidłowo wyznaczony wskaźnik urabialności powinien umożliwić przy zastosowaniu odpowiedniej metodyki obliczeń:

- określenie chwilowej mocy urabiania,
- wyznaczenia wartości sił na nożach urabiających znajdujących się na płatach ślimakowych,
- wyznaczenia wartości sił na nożach urabiających zamocowanych na tarczy odcinającej,
- prowadzenie atestacji maszyn.

Powyższe kryteria spełnia przyrząd POU-BW/01-WAP (rys. 1.2) szczegółowo opisany został w pracach [2, 3, 4, 5, 6]. Przyrząd do wyznaczania oporów urabiania POU-BW/01-WAP jest modyfikacją przyrządu POS-1, eliminującym pewne mankamenty poprzedniego przyrządu, a jednocześnie umożliwiającym pomiar dotychczas nie wyznaczanego parametru – mocy urabiania.

Koncepcja przyrządu POU-BW/01-WAP do wyznaczania oporów urabiania oparta została na wykorzystaniu aktuatora, stosowanego powszechnie w konstrukcji urządzeń, gdzie istotna jest zamiana ruchu posuwistego na ruch obrotowy, bez dodatkowych urządzeń. Przedstawiony przyrząd został nazwany POU – przyrząd określający urabialność.

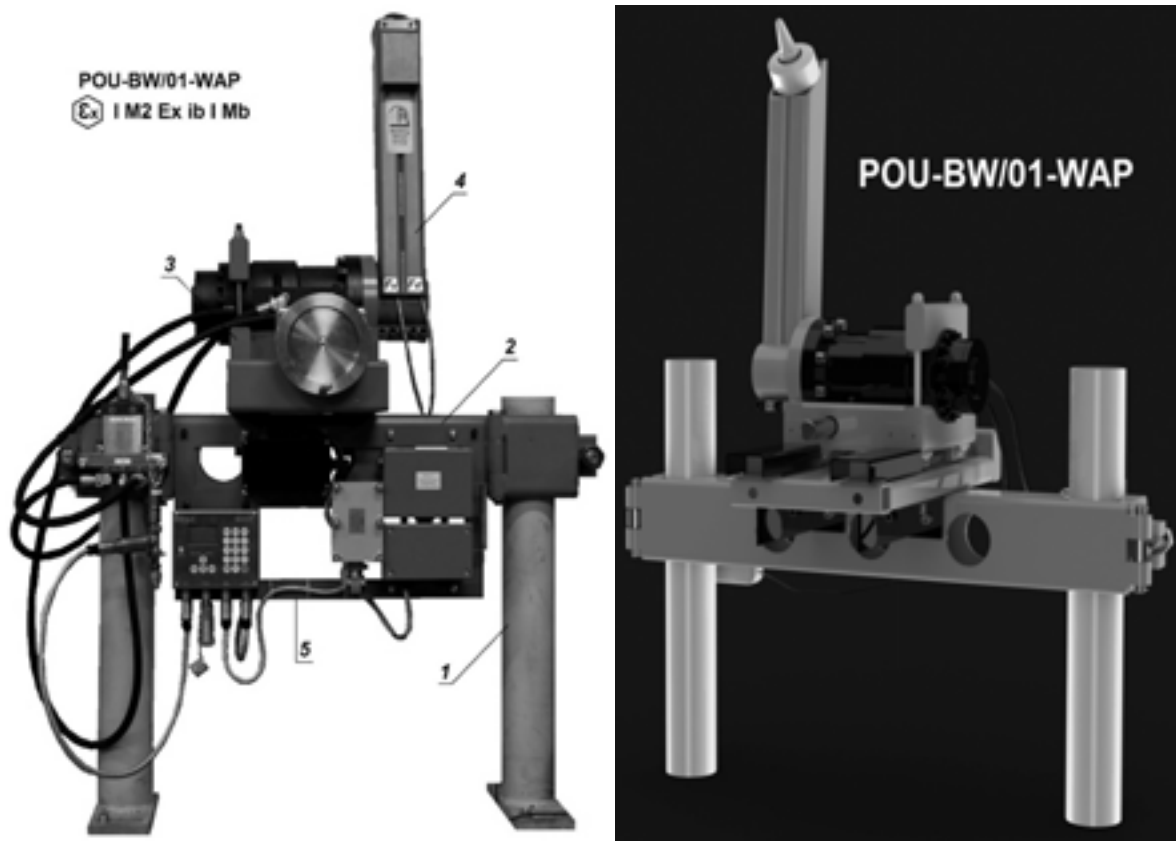
Przyrząd POU-BW/01-WAP techniką urabiania odwzorowuje sposób pracy narzędzi instalowanych w głowicach urabiających, przy czym główny kierunek i zwrot urabiania jest ten sam. Skraw pomiarowy, wykonany przyrządem POU-BW/01-WAP, ma zmienny kierunek skrawania, poczynając od poziomego poprzez pionowy do poziomego, ale o przeciwnym na

końcu zwrocie (rys. 1.2). Podobnie przedstawia się urabianie głowicą urabiającą ścianowego kombajnu bębnowego.

Za pomocą przyrządu POU-BW/01-WAP istnieje możliwość wykonywania skrawów pomiarowych w dowolnej płaszczyźnie, tak w wyrobisku ścianowym jak i na stanowisku badawczym.

Przyrząd składa się z następujących części (rys.1.2) [10]:

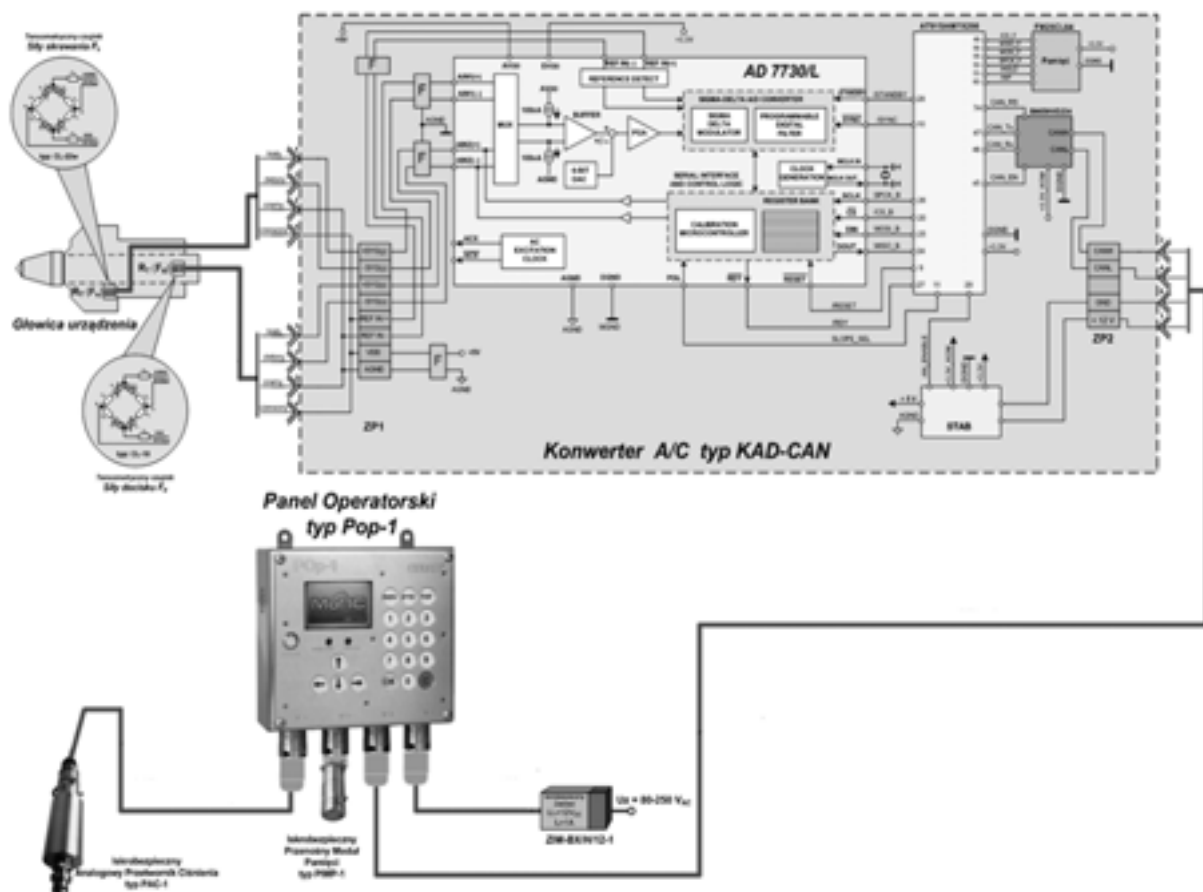
- 1 – stojaki SHI/SHC,
- 2 – rama mocowana do stojaków,
- 3 – suport (wózek) z aktuatorem,
- 4 – ramię z nożem pomiarowym,
- 5 – zestaw urządzeń do rejestracji i pomiaru sił skrawania węgla (PSSW) [11].



Rys.1.2 Przyrząd POU-BW/01-WAP

Obrót ramienia następuje w wyniku podania emulsji wodno-olejowej pod ciśnieniem do aktuatora, który powoduje obrót ramienia, umożliwiając tym samym zagłębienie się noża pomiarowego w badany pokład węgla. Kąt obrotu można ograniczać w sposób mechaniczny, bądź hydrauliczny (zastosowanie wyłącznika krańcowego, bądź wyłączenie ruchu roboczego po podaniu odpowiedniej ilości oleju).

Sposób pomiaru i rejestracji sił występujących w procesie skrawania, który został zastosowany i wykorzystany w przyrządzie POU-BW/01-WAP, charakteryzują się prostotą oraz dokładnością pomiaru. Ponieważ przyrząd został wyposażony w dwa niezależne układy rejestrujące, w związku z tym istnieje możliwość weryfikacji uzyskanych wyników pomiarów – siły skrawania (F_s) oraz siły docisku noża (F_d) (rys. 1.3).



Rys. 1.3 Układ pomiarowo-rejestrujący

Wykorzystując wyniki pomiarów można określić klasę węgla (sklasyfikować wg trudności urabiania), a tym samym wyznaczyć przewidywaną moc ścianowego kombajnu bębnowego pracującego w konkretnych warunkach geologiczno-górnicych.

Przed montażem w ścianie przyrząd należy wyskalować, korzystając w tym celu z przepływomierza wbudowanego w układ hydrauliczny oraz zaworów dławiących na magistralach zasilających. Przeprowadzając skalowanie wyznacza się moc, potrzebną do pokonania oporów własnych przyrządu [8]. Obliczona w ten sposób poprawka potrzebna jest do wyznaczenia właściwej mocy procesu urabiania. Przesterowanie rozdzielacza po wykonaniu ruchu roboczego powoduje powrót ramienia przyrządu do położenia wyjściowego.

PODSUMOWANIE

W aktualnie produkowanych ścianowych kombajnach bębnowych szeroko stosowane są noże stożkowe oraz stożkowo-obrotowe. W związku z powyższym należałoby sporządzić klasyfikacje polskich pokładów węglowych dla tej grupy noży. Do tego celu ma służyć przyrząd do wyznaczania oporów urabiania POU-BW/01-WAP, który jest modyfikacją przyrządu POS-1, eliminujący pewne mankamenty poprzedniego przyrządu, a jednocześnie umożliwiającą pomiar dotychczas nie wyznaczanych parametrów.

Wykorzystując wyniki pomiarów można określić klasę węgla, a tym samym przewidywaną moc ścianowego kombajnu bębnowego pracującego w konkretnych warunkach

górnictwo-geologicznych [1].

Ważność zagadnienia, jakim jest pomiar i ocena urabialności węgla (skał), potwierdza ilość opracowanych metod jego pomiaru w różnych ośrodkach naukowych na świecie [7]. Z dotychczas przeprowadzonych badań oraz analiz wynika, że wielkość wskaźnika urabialności (skrawalności), ma istotny wpływ na moc, wydajność oraz trwałość i niezawodność pracy urządzeń urabiających. Wynika stąd również, że parametr ten ma decydujący wpływ na energochłonność, instalowaną moc oraz gabaryty maszyny urabiającej, a tym samym wpływa na koszty zakupu i eksploatacji. Duże moce instalowane na maszynach urabiających zwiększają gabaryty maszyn, wpływają na wzrost zagrożenia klimatycznego, zaburzenia w przepływie powietrza, zagrożenie metanowe, czy wreszcie konieczność wykonywania wyrobisk o większych przekrojach.

Dlatego tak istotny jest pomiar urabialności węgla, który pozwoli na optymalny dobór parametrów eksploatacyjnych maszyn urabiających i może być jednym z decydujących czynników dla oceny możliwości efektywnej eksploatacji.

Wykorzystując wyniki pomiarów można określić klasę węgla (sklasyfikować wg trudności urabiania), a tym samym przewidywaną moc ścianowego kombajnu bębnowego pracującego w konkretnych warunkach górnictwo-geologicznych.

Istotną nowością przyrządu POU-BW/01-WAP jest możliwość bezpośredniego pomiaru mocy urabiania – parametru, który nie był wyznaczany za pomocą znanych, istniejących przyrządów.

Przyrząd POU-BW/01-WAP, został dostrzeżony i nagrodzony za swe innowacyjne rozwiązania na wielu Międzynarodowych Targach, Wystawach Innowacji Technologicznych:

1. Bruxelles Eureka. **Srebrny medal** w Brukseli na europejskich targach – *THE BELGIAN AND INTERNATIONAL TRADE FAIR FOR TECHNOLOGICAL INNOVATION*.

Instrument determining workability of coal or rock enclosing the coal deposit – POU-BW/01-WAP. Bruksela/Belgia, 17 listopada 2012.

2. Dyplom Ministra Nauki i Szkolnictwa Wyższego za rozwiązanie – **Przyrząd określający urabialność węgla lub skał otaczających złoża węglowe – POU-BW/01-WAP**. – XX GIEŁDA WYNAŁAZKÓW WYRÓŻNIONYCH NA ŚWIATOWYCH WYSTAWACH w 2012r. Warszawa luty 2013.

3. Narodowa Wystawa Badań i Innowacji BACĂU 2013. **Diplomă de excelență. POU-BW/01-WAP**. Bacău/Rumunia, 19-21.09.2013.


4. Międzynarodowe Targi Wynalazków i Technologii INST 2013. **Dyplom INST – Excellent Idea Certificate. POU-BW/01-WAP**. Taipei/Tajwan, 26-29 września 2013.

5. Międzynarodowe Targi Wynalazków i Technologii INST 2013.

Nagroda specjalna: Medal i Dyplom od delegacji z Japonii – Leading Innovation Award POU-BW/01-WAP. Taipei/Tajwan, 26-29 września 2013.

6. Dyplom Ministra Nauki i Szkolnictwa Wyższego za projekt pod nazwą: **Przyrząd określający urabialność węgla lub skał otaczających złoża węglowe – POU-BW/01-WAP**. Warszawa luty 2014.

W przyrządzie tym zostały zastosowane najnowocześniejsze rozwiązania, tak pod

względem konstrukcji jak i pomiaru oraz rejestracji mierzonych wartości. Posiada certyfikat ATEX,  I M2 Ex ib I Mb, umożliwiający pracę w warunkach rzeczywistych (zakładach górniczych), jako urządzenia przeznaczonego do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – zgodnie z dyrektywą 94/9/EC.





MINISTER
NAUKI I SZKOLNICTWA WYŻSZEGO

DYPLOM

dla

Instytutu Inżynierii Produkcji Wydziału Organizacji i Zarządzania
Politechniki Śląskiej

za projekt pod nazwą
Przyrząd określający urabialność węgla
lub skał otaczających złoża węglowe
- POU-BW/01-WAP

Twórcy:

dr hab. inż. Witold Biały, prof. nzw. w Pol. Sl, Marek Marczak

Prof. Barbara Kudrycka
Minister Nauki i Szkolnictwa Wyższego

Warszawa, luty 2013



Salonul Național al Cercetării și Inovării

BACĂU 2013



DIPLOMĂ DE EXCELENȚĂ

Se acordă:

TECHNICAL UNIVERSITY OF SILESIA

POU-BW/01-WAP

pentru activitatea de cercetare și inventică.

19-21 SEPTEMBRIE 2013

O MINTE CREATIVĂ E MEREU TÂNĂRĂ!

Președinte Juriu

Prof.univ.dr.ing. Gheorghe STAN

Co - organizatori:



Camera de Comerț și Industrie **BACĂU**



Forumul Inventatorilor Români - Filiala **BACĂU**



2013年台北國際發明暨技術交易展
2013 TAIPEI INT'L INVENTION SHOW & TECHNOMART

發明人：SILESIA UNIVERSITY OF TECHNOLOGY
Faculty of Organization and Management
Institute of Production Engineering

之

參展作品：POU-BW/01-WAP

榮獲「2013年台北國際發明暨技術交易展」—發明競賽

Excellent Idea

特頒此狀，以茲表揚

發明競賽評審委員主任委員

2013年9月28日於臺北市

This Excellent Idea Certificate is presented to

Product : POU-BW/01-WAP

In recognition for the invention of

Inventor : SILESIA UNIVERSITY OF TECHNOLOGY

Faculty of Organization and Management

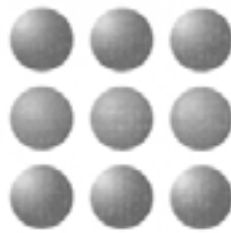
Institute of Production Engineering

2013 Taipei International Invention Show & Technomart
Invention Contest

Award Committee Chair

September 28, 2013, Taipei City

Series No: 201309-020



IIPNF

國際知識產權交流會

International Intellectual Property Network Forum

Leading Innovation Award

Presented to

*Silesian University of Technology
Faculty of Organization and Management
Institute of Production Engineering*

for excellent invention of

*Instrument determining workability of coal or rock
enclosing the coal deposit - POU-BW/01-WAP*

exhibited at



2013 TAIPEI INT'L
INVENTION SHOW & TECHNOMART

Lok Kam Lam (dr.) Patrick
IIPNF - Founder / President
JPO/IPR 2010 (IPPE)
Japan Patent Office: IP FRIENDS 101P068



MINISTER
NAUKI I SZKOLNICTWA WYŻSZEGO

DYPLOM

dla

Politechniki Śląskiej, Wydziału Organizacji i Zarządzania
Instytutu Inżynierii Produkcji

za projekt pod nazwą

Przyrząd określający urabialność węgla
lub skał otaczających złoża węglowe – POU-BW/01-WAP

Twórcy:

dr hab. inż. Witold Biały, prof. Pol. Śl.,
Marek Marczak

Prof. Lena Kolarska-Bobińska
Minister Nauki i Szkolnictwa Wyższego

Warszawa, luty 2014

Przyrząd POU-BW/01-WAP, został zgłoszony do Urzędu Patentowego Rzeczypospolitej Polskiej o udzielenie patentu. Wniosek został przyjęty dnia 20.04.2012 i zarejestrowany pod numerem P.398897 jako: Przyrząd określający urabialność węgla lub skał otaczających złoża.

Warszawa, 2012-04-20

**URZĄD PATENTOWY
RZECZYPOSPOLITEJ POLSKIEJ**
Kancelaria Ogólna
Al. Niepodległości 188/192
00-950 Warszawa
skr. poczt. 203

PA-NLP.398897/Potw./1/1skow
**POLITECHNIKA ŚLĄSKA BIURO
RZECZNIKA PATENTOWEGO**
recz. pat. Urszula Ziobkowska
ul. Akademicka 2 A
44-100 Gliwice

Nasz znak: BA-NLP.398897/Potw./1/1skow
Wasz znak: RR10/Pat156/2012

POTWIERDZENIE

Urząd Patentowy RP stwierdza, że dnia 2012-04-20 przyjęto wniosek o udzielenie patentu na wynalazek pt.:

Przyrząd określający urabialność węgla lub skał otaczających złoża węglowe

Zgłoszenie oznaczone numerem P.398897

[WIPO ST 10/C PL398897]

Zgłaszający: **POLITECHNIKA ŚLĄSKA, Gliwice, Polska**

Pouczenie:

1. Strony oraz ich przedstawiciele i pełnomocnicy mają obowiązek zawiadomić Urząd o każdej zmianie swojego adresu. W razie zaniedbania tego obowiązku doręczenie pisma pod dotychczasowym adresem ma skutek prawny (art. 41 kpa).
2. W korespondencji należy powoływać się na nr P.398897.
3. O zgłoszeniu wynalazku Urząd Patentowy dokonuje ogłoszenia niezwłocznie po upływie 18 miesięcy od daty pierwszeństwa do uzyskania patentu. Zgłaszający może w okresie 12 miesięcy od daty pierwszeństwa złożyć wniosek o dokonanie ogłoszenia w terminie wcześniejszym (art. 43 ustawy Prawo Własności Przemysłowej).

REFERENDARZ

Wanda Sidoron

LITERATURA

1. Biały W.: *Empiryczne prognozowanie mocy ścianowych kombajnów bębnowych*. Gliwice: Wydawnictwo Politechniki Śląskiej Zeszyty Naukowe seria Górnictwo z. 262, 2005. stron 175. ISSN 0372-9508.
2. Biały W.: *Przyrząd do badania urabialności węgla i skał otaczających złoża*. Rozdział 4. Problemy bezpieczeństwa w budowie i eksploatacji maszyn i urządzeń górnictwa podziemnego. Monografia red. Krauze K. Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego Sp. z o.o. Łędziny 2012. ISBN 978-83-929335-7-1. s. 42-52.
3. Biały W.: *Przyrząd POU-BW/01-WAP określający urabialność węgla i skał otaczających złoża*. XXII Szkoła Eksploatacji Podziemnej 18-22.02.2013 Kraków. str. 65 + CD.
4. Biały W.: *Innowacyjne narzędzia do wyznaczania właściwości mechanicznych węgla*. Przegląd Górniczy nr 6/2013. Katowice. ISSN 0033-26X. s. 17-26.
5. Biały W.: *Sposób pomiaru sił na głowicy urabiającej przyrządu POU-BW/01-WAP*. Rozdział 8. Problemy bezpieczeństwa w budowie i eksploatacji maszyn i urządzeń górnictwa podziemnego. Monografia red. Krauze K. Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego Sp. z o.o. Łędziny 2013. ISBN 978-83-936657-0-9. s. 86-96.
6. Biały W.: *The effect of experimental research on the durability and reliability of mining equipment*. Scientific Journals Maritime University of Szczecin 2013, 34(106) ISSN 1733-8670. str. 27-34.
7. Biały W.: *The selection of optimal method determining mechanical properties of coal layers*. Management Systems in Production Engineering 2/2011. s. 26-30.
8. Mizgala J., Biały W.: *Wyznaczanie wartości sił na głowicy urabiającej przyrządu POU-BM/1*. Przegląd Górniczy nr 9/2007. ISSN 0033-26X str. 24-30.
9. Voštova V., Křemen T., Fries J., Sládková D., Jurman J.: *Progresivní technika v technologiích zemních prací*. Wydawnictwo České Vysoké Učení Technické v Praze. Fakulta strojní Praha. 2008.
10. Dokumentacja Techniczno-Ruchowa Przyrządu POU-BW/01-WAP. Welding Alloys Polska sp. z o.o. Gliwice 2012.
11. Dokumentacja Techniczno-Ruchowa – Urządzenie do Pomiaru Siły Skrawania Węgla. ITI EMAG, Katowice 2012.

WYZNACZANIE OPORÓW URABIANIA ZA POMOCĄ PRZYRZĄDU POU-BW/01-WAP

Streszczenie: *Przedstawiono przyrząd do wyznaczania oporów urabiania POU-BW/01-WAP. Przyrząd ten jest udoskonaloną wersją przyrządu POS-1, który został opracowany w ITG „KOMAG, odwzorowując charakter pracy ścianowych kombajnów bębnowych. Za pomocą przyrządu POU-BW/01-WAP istnieje możliwość wykonywania skrawów pomiarowych w dowolnej płaszczyźnie, tak w wyrobisku ścianowym jak i na stanowisku badawczym. Jest jedynym na świecie przyrządem, który umożliwia równoczesny pomiar dwu składowych sił skrawania – siły skrawania F_s oraz siły docisku noża do calizny F_d .*

Posiada certyfikat ATEX, umożliwiający pracę w warunkach rzeczywistych (zakładach górniczych), jako urządzenia przeznaczonego do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – zgodnie z dyrektywą 94/9/EC.

Słowa kluczowe: *przyrząd do wyznaczania oporów urabiania, urabialność, pomiary, klasyfikacja pokładów węglowych*

dr hab. inż. Witold BIAŁY, prof. Pol. Śl.
Politechnika Śląska Gliwice, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze
tel. +4832 277 7349 e-mail: Witold.Bialy@polsl.pl

2

WPŁYW CECH KONSTRUKCYJNYCH ZŁĄCZA CIERNEGO NA CHARAKTERYSTYKĘ JEGO PRACY

2.1 WSTĘP

Obudowa podatna wykonana ze stalowych profilowanych kształtowników jest podstawowym typem obudowy zabezpieczającej wyrobiska korytarzowe.

Obudowa ta składa się z łukowych konstrukcji podporowych (zwanymi odrzwiami) oraz prostoliniowych konstrukcji podporowych (zwanymi stojakami ciernymi), a także z elementów współpracujących (wykładki, rozpory itp.). Odrzwia, w zależności od rodzaju obudowy, składają się z kilku łukowych lub prostoliniowych walcowanych stalowych kształtowników korytkowych różnego typu połączonych strzemionami. Stojaki cierne mogą współpracować z odrzwiami lub być stosowane niezależnie jako elementy podporowe. Są one wykonane z dwóch prostoliniowych odcinków stalowego kształtownika korytkowego połączonych strzemionami [1, 3].

Podstawową częścią odrzwi obudowy podatnej i stojaków ciernych są złącza cierne. Złącze cierne stanowią dwa zachodzące na siebie kształtowniki połączone za pomocą strzemion, które zapewniają odpowiednią siłę ich docisku. Siła ta jest sumą wartości sił osiowych w śrubach lub kabłąkach strzemion i ma bardzo istotny wpływ na parametry pracy złącza ciernego.

Konstrukcja złącza ciernego umożliwia wzajemne przemieszczanie się (zsuwy) kształtowników odrzwi i stojaków ciernych pod wpływem obciążenia zewnętrznego, a poprzez to zmianę gabarytów obudowy podatnej. Do zsuwu dochodzi w momencie przekroczenia przez obciążenie zewnętrzne nośności zsuwnej złącza ciernego. W ten sposób następuje upodatnienie złącza ciernego, a w dalszej kolejności stojaka ciernego lub odrzwi obudowy podatnej. Jeżeli spowodowana zsuwem zmiana gabarytów obudowy mieści się w dopuszczalnym zakresie, to obudowa ta zachowuje swoją funkcję i w dalszym ciągu zabezpiecza wyrobisko.

Do opisu pracy odrzwi obudowy podatnej, stojaków ciernych i złącza ciernego oraz wyznaczenia ich parametrów pracy wykorzystuje się uzyskane na podstawie badań stanowiskowych charakterystyki ich pracy. Przez charakterystykę pracy złącza ciernego, odrzwi obudowy podatnej oraz stojaka ciernego rozumie się zależność pomiędzy wartością zewnętrznego ich obciążenia a czasem działania tego obciążenia lub względnym przemieszczeniem kształtowników współpracujących w złączu ciernym [1, 2].

Biorąc pod uwagę fakt, że o charakterze pracy stojaków ciernych i odrzwi obudowy podatnej decyduje złącze cierne, można przyjąć, że praca złącza ciernego ma decydujący

wpływ na parametry pracy odrzwi, stojaków ciernych, a w dalszej kolejności całej obudowy podatnej.

Analizując pracę złącza ciernego, można stwierdzić, że jest ona oparta na wykorzystaniu zjawiska tarcia między współpracującymi w złączu kształtownikami. Siły tarcia między kształtownikami są wynikiem działania siły docisku tych kształtowników oraz współczynników tarcia statycznego i kinetycznego pomiędzy ich stykającymi się powierzchniami. Siła docisku kształtowników jest realizowana poprzez strzemia i zależy od wartości sił osiowych działających w ich śrubach lub kabłąkach. Wartości sił osiowych w śrubach strzemion lub kabłąkach są z kolei uzależnione od wartości momentu, z jakim dokręcane są ich nakrętki oraz od wartości współczynników tarcia w gwincie i na powierzchniach oporowych pomiędzy nakrętkami a kołnierzami strzemion [4, 7].

Można więc przyjąć, że strzemia mają bardzo istotny wpływ na pracę złącza ciernego. Oprócz połączenia konstrukcyjnego, mają za zadanie zapewnienie odpowiedniej siły docisku między współpracującymi kształtownikami przez cały okres pracy złącza ciernego. Siła ta decyduje o parametrach pracy złącza, a w dalszej kolejności o pracy stojaków ciernych i odrzwi. Strzemia mają więc bardzo istotny wpływ na parametry pracy tej obudowy. Prawidłowa ich konstrukcja, poprawne wykonanie i montaż mogą w sposób istotny wpłynąć na parametry pracy złączy ciernych oraz bezpieczeństwo pracy w wyrobiskach zabezpieczanych tym typem obudowy.

Z tego też względu przyjęto, iż typ zastosowanych strzemion w złączu ciernym ma istotny wpływ na postać konstrukcyjną złącza ciernego i w może decydować o parametrach jego pracy. W celu poprawy charakterystyk pracy obecnie stosowanych złączy ciernych zastosowano także nowy element konstrukcyjny w postaci klina oporowego montowanego między współpracującymi w złączu kształtownikami.

W celu określenia wpływu typu zastosowanych strzemion oraz klina oporowego na parametry pracy złącza ciernego przeprowadzono badania stanowiskowe złączy obciążonych statycznie oraz dynamicznie.

Badania stanowiskowe złączy ciernych poddanych statycznemu osiowemu ścisnaniu przeprowadzono zgodnie z PN-91/G-15000/11, a obciążonych dynamicznie, swobodnie spadająca masą uderową z uwzględnieniem PN-97/G-15533 dotyczącej badania dynamicznego stojaków ciernych [5, 6].

2.2 BADANIA ZŁĄCZY CIERNYCH OBCIĄŻONYCH STATYCZNIE

Badania złączy ciernych poddanych statycznemu osiowemu ścisnaniu przeprowadzono dla złączy wykonanych z kształtownika V29 ze strzemionami typu SDO29, SKL29, KX29, KX29W oraz dla nowej wzmocnionej konstrukcji strzemienia typu SDO29w.

Widok złącza ciernego ze strzemionami typu SDO29w przedstawiono na rysunku 2.1, natomiast sposób obciążenia złącza realizowany w czasie badań przedstawiono na rysunku 2.2.

Celem badań stanowiskowych złączy poddanych statycznemu osiowemu ścisnaniu było określenie wpływu typu zastosowanych strzemion na parametry pracy złączy. Dla każdego ze złączy ciernych przeprowadzono badania przy pięciu różnych wartościach wstępnych sił osiowych w ich śrubach lub kabłąkach. W czasie badań wyznaczono przebiegi czasowe wartości siły (R) przenoszonej przez złącze, przemieszczenia (z) zsuwającego się

kształtownika oraz wartości sił osiowych (Q) w śrubach strzemion.



Rys. 2.1 Widok złącza ciernego z dwoma strzemionami typu SD029w



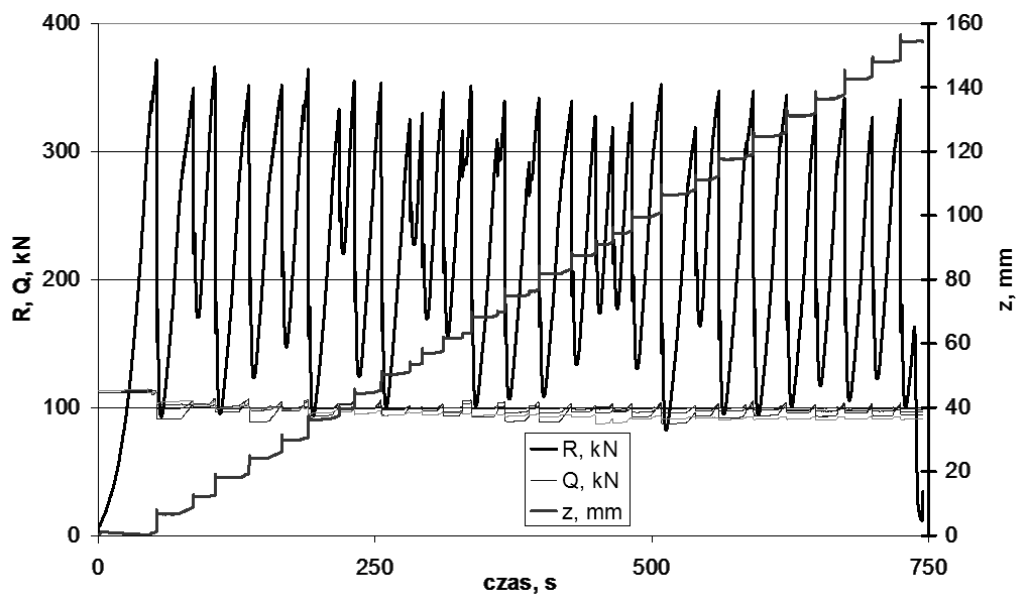
Rys. 2.2 Sposób montażu złącza ciernego przy statycznym osiowym ściskaniu

Na rysunku 2.3 przedstawiono przykładowe przebiegi czasowe wyznaczonych wielkości dla złącza ciernego ze strzemionami typu SD029, dla których wstępne wartości sił osiowych w śrubach strzemion wyniosły po 115 ± 5 kN.

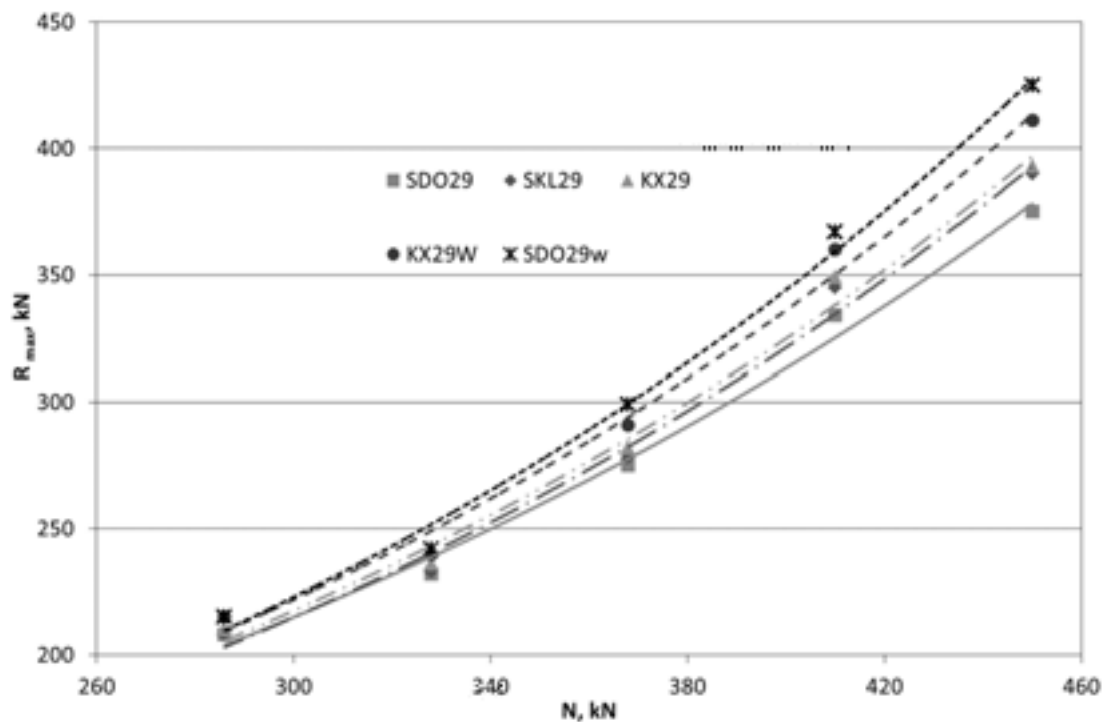
Na podstawie wyznaczonych przebiegów można dokonać porównania parametrów pracy badanych złączy ciernych.

Na rysunku 2.4 porównano maksymalne wartości siły przenoszonej przez złącze cierne (jego nośności) (R_{max}), dla złączy z badanymi typami strzemion przy różnych sumarycznych wartościach wstępnych sił osiowych (N) w śrubach ich strzemion lub kabłąków.

Analizując otrzymane zależności można stwierdzić, iż wraz ze wzrostem wartości wstępnych sił osiowych w śrubach strzemion zwiększają się różnice pomiędzy maksymalnymi wartościami sił przenoszonych przez złącza cierne w zależności od typu strzemion zastosowanych w danym złączu.



Rys. 2.3 Czasowe przebiegi sił osiowych w śrubach strzemion, siły przenoszonej przez złącze oraz przemieszczenia zsuwającego się kształtownika w złączu ciernym



Rys. 2.4 Zależności maksymalnej wartości siły przenoszonej przez złącze cierne od sumarycznej wartości wstępnych sił osiowych w śrubach strzemion dla różnych typów strzemion

Można więc przyjąć, że typ zastosowanych strzemion ma istotny wpływ na parametry pracy złącza ciernego. W zakresie przeprowadzonych badań dla wartości wstępnej siły osiowej w każdej śrubie strzemienia wynoszącej do 90 kN różnice w wartościach przynoszonych obciążeń przez złącza są niewielkie. Przy wartościach sił osiowych w śrubie wynoszących 100 kN i 110 kN, zanotowano wyraźne różnice między maksymalnymi wartościami sił przenoszonych przez badane złącza.

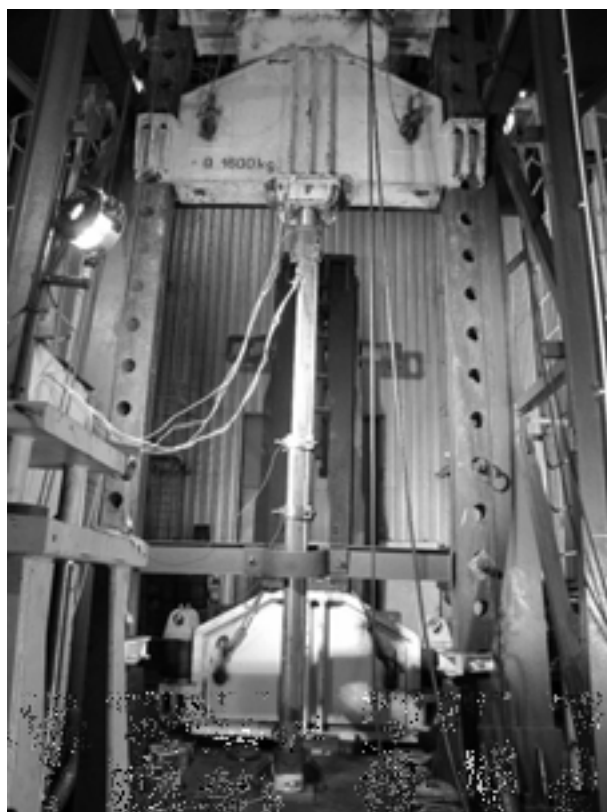
Spośród obecnie stosowanych strzemion najwyższe wartości maksymalnej siły przenoszonej przez złącze zanotowano dla złączy ze strzemionami o jarzmach wykonanych ze staliwa typu KX29W, a najniższe dla złączy ze strzemionami typu SDO29.

Bardzo dobre wyniki zarejestrowano dla złączy ciernych z strzemionami typu SDO29w. Wraz ze wzrostem wartości wstępnych sił osiowych w śrubach tych strzemion rośnie wartości siły przenoszonej przez złącza z tymi strzemionami w stosunku do pozostałych złączy. Dla wstępnej wartości siły osiowej w śrubach strzemion wynoszącej 110 kN wzrost maksymalnej siły przenoszonej przez to złącze w stosunku do złącza ze strzemionami typu SDO29 wyniósł ok. 14%. Przyczyną tych wzrostów jest wzmocnienie kołnierzy jarzma dolnego tego strzemienia, co istotnie poprawiło jego sztywność.

W przypadku złączy ze strzemionami typu SKL29 i KX29, w których jarzma wykonane są z żeliwa, uzyskane maksymalne wartości przenoszonej przez nie siły w całym zakresie zmian wartości wstępnych sił osiowych w kabłąkach są bardzo zbliżone.

2.3 BADANIA ZŁĄCZY CIERNYCH OBCIĄŻONYCH DYNAMICZNIE

Złącza cierne ze strzemionami typu SKL29 oraz SDO29 i KX29W poddano także badaniom dynamicznym polegającym na osiowym obciążeniu złącza swobodnie spadającą masą uderową.



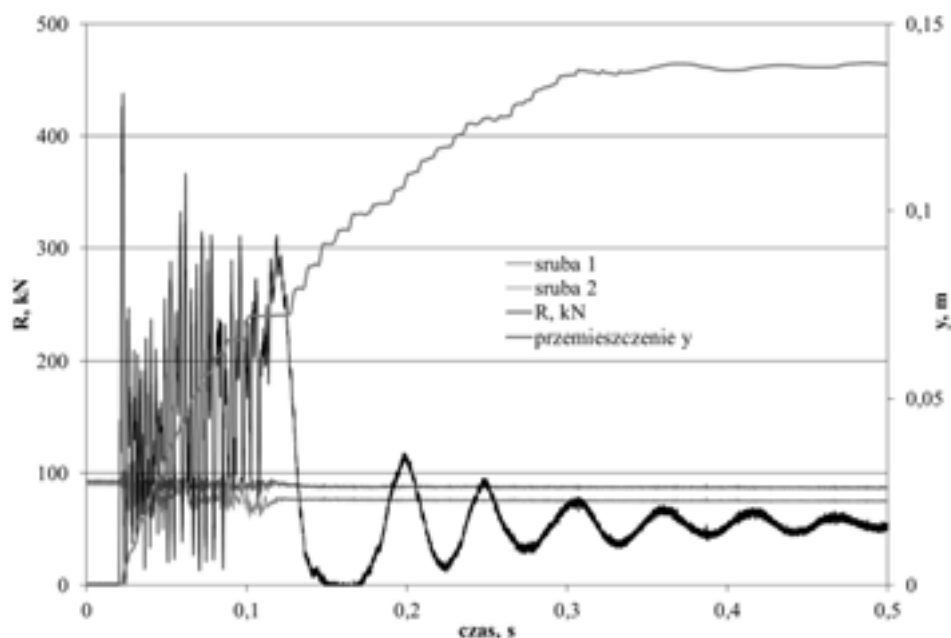
Rys. 2.5 Widok stanowiska do badania złączy ciernych obciążonych udarem swobodnie spadającej masy

Widok stanowiska pomiarowe z zamontowanym złączem ciernym przedstawiono na rysunku 2.5 [1].

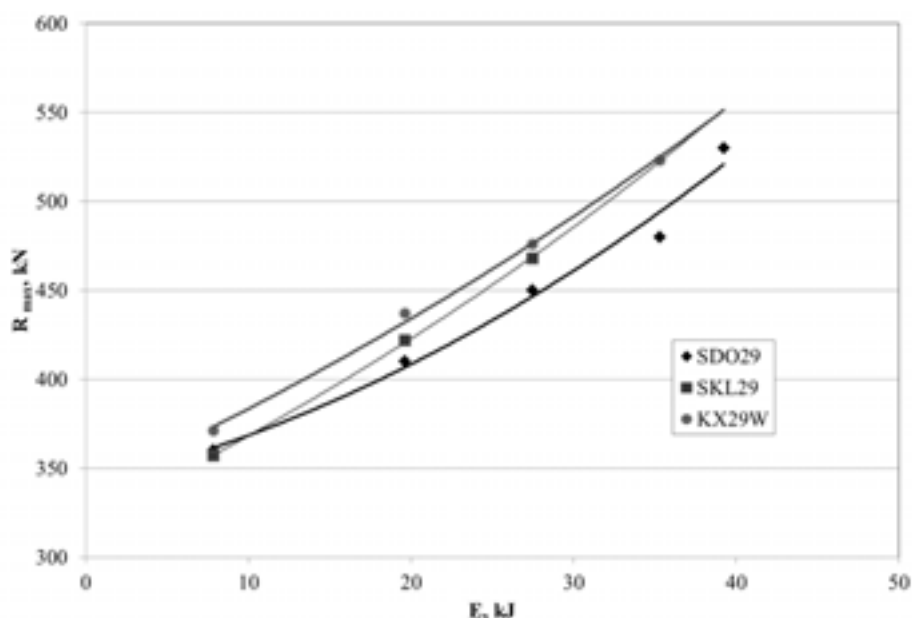
Głównym celem badań było wyznaczenie charakterystyk dynamicznych w postaci

czasowych przebiegów siły (R) przenoszonej przez złącza z różnymi typami strzemion.

Na rysunku 2.6 przedstawiono charakterystykę dynamiczną złącza ciernego ze strzemionami typu KX29W oraz czasowy przebieg przemieszczenia (y) zsuwającego się kształtownika, a także sił osiowych w śrubach strzemion. Złącze to zostało obciążone masą uderową (4000 kg) spadająca z wysokości 0,5 m. Wstępne wartości sił osiowych w śrubach strzemion wyniosły po $92,5 \pm 2,5$ kN w każdej.



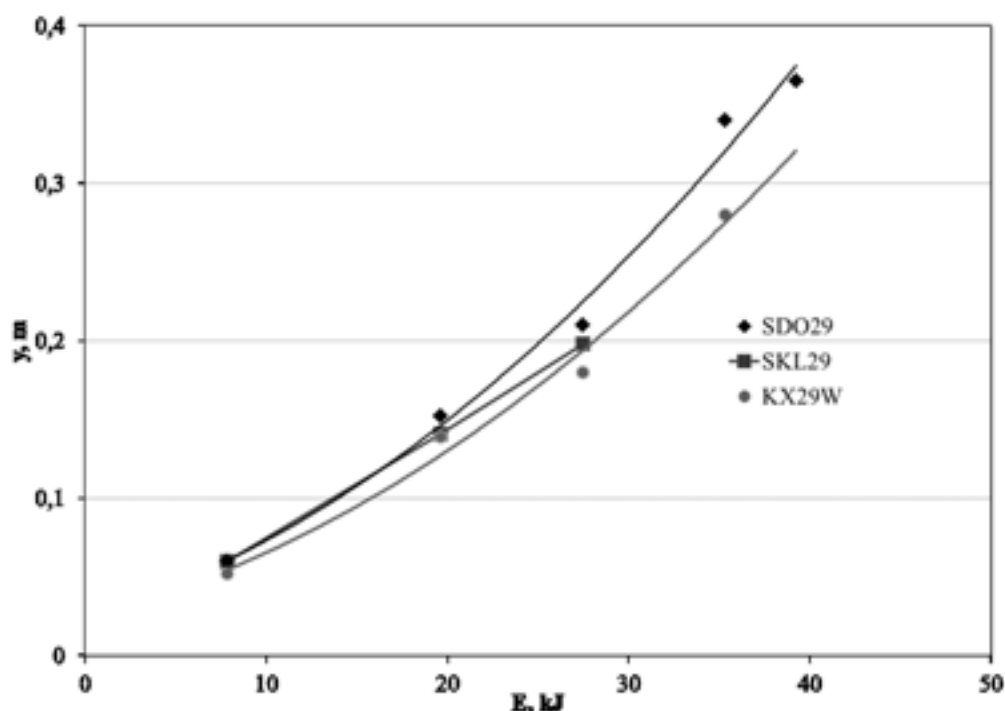
Rys. 2.6 Charakterystyka dynamiczna złącza ciernego ze strzemionami typu KX29W



Rys. 2.7 Zależności między maksymalną wartością siły przenoszonej przez złącze (R_{max}) a wartością energii uderu (E) dla różnych typów strzemion w złączu ciernym

Na podstawie przeprowadzonych badań określono wpływ typu zastosowanych strzemion na wartość maksymalnej siły przenoszonej przez złącze cierne oraz całkowitą

wartością przemieszczenia zsuwającego się kształtownika. Wyznaczone zależności dla wstępnych sił osiowych w śrubach strzemion wynoszących po $92,5 \pm 2,5$ kN w każdej ze śrub przedstawiono na rysunkach 2.7 i 2.8.



Rys. 2.8 Zależności między całkowitą wartością przemieszczenia zsuwającego się kształtownika (y) a wartością energii uderu (E) dla różnych typów strzemion w złączu ciernym

Zależności te przedstawiono w funkcji energii uderu (E) wyznaczonej z następującej zależności:

$$E = m \cdot g \cdot h \quad (1)$$

gdzie:

m – wartość masy udarowej,

h – wysokość, z jakiej spada masa udarowa.

Niepełne zakresy parametrów złączy ze strzemionami typu SKL29 i KX29W przedstawione na rysunkach 2.7 i 2.8 są wynikiem ograniczonej liczby badań jakie przeprowadzono dla tych złączy.

W zakresie przeprowadzonych badań można stwierdzić, że im bardziej sztywna konstrukcja strzemion zastosowanych w złączu tym większe wartości sił są przenoszone przez te złącza, a jednocześnie rejestrowane są w nich mniejsze zsuwy.

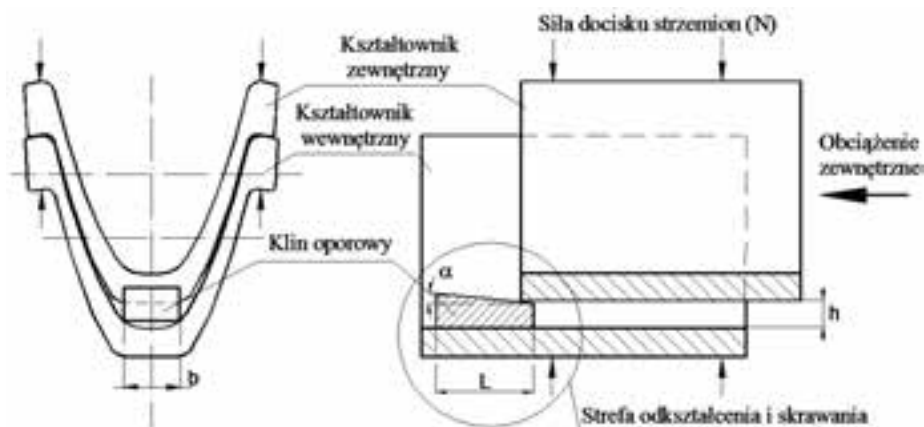
Spośród badanych złączy najlepsze wyniki zanotowano dla złączy ze strzemionami kabłąkowymi typu KX29W, w których jarzmo wykonane jest ze staliwa. Oprócz wyższych wartości sił przenoszonych przez złącza z tymi strzemionami oraz mniejszych zsuwów zaobserwowano także bardziej stabilną pracę śrub w czasie obciążenia.

2.4 BADANIA ZŁĄCZY CIERNYCH Z KLINEM OPOROWYM

Celem zastosowania klina oporowego w złączu ciernym jest zwiększenie oporów

związanych z przemieszczaniem się współpracujących kształtowników. Opory te związane są z procesem odkształcania się kształtowników, strzemion i klina, który może podlegać także procesowi skrawania.

Na rysunku 2.9 przedstawiono schemat złącza ciernego z klinem oporowym. W złączu tym klin jest montowany między współpracującymi kształtownikami, tak aby wypełnił wolną przestrzeń między ich denkami [1].



Rys. 2.9 Schemat złącza ciernego z klinem oporowym

Parametrami geometrycznymi opisującymi kształt klina i mającymi istotny wpływ na charakterystykę pracy złącza ciernego z klinem są: kąt nachylenia tworzącej klina α , wysokość klina w początkowej jego części h oraz długość L (rys. 2.9). Przyjęto, że szerokość klina oporowego będzie równa szerokości denki kształtownika wewnętrznego.

W złączu ciernym z klinem oporowym następuje wzrost oporów ruchu przemieszczającego się w czasie zsuwu górnego kształtownika, który jest dociskany do dolnego w wyniku działania strzemion (rys. 2.9). Początek wzrostu tych oporów następuje w momencie rozpoczęcia kontaktu górnego kształtownika z klinem oporowym. W tym przypadku, aby doszło do zsuwu, konieczny jest wzrost wartości zewnętrznej siły działającej na górny kształtownik. Skutkiem tego jest wzrost wartości siły przenoszonej przez złącze cierne, czyli jego nośności.

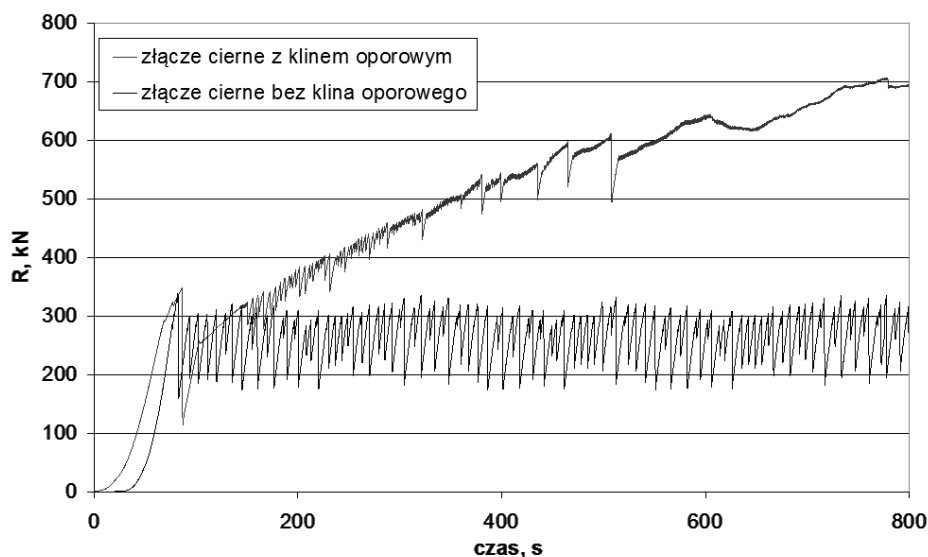
Zastosowanie klina oporowego powoduje więc wzrost oporów w złączu, przy których może dojść do zsuwu oraz opory w trakcie zsuwu.

Dla określenia wpływu klina oporowego na charakterystykę pracy złącza ciernego przeprowadzono badania złączy z klinem poddanych statycznemu osiowemu ścisłaniu oraz dynamicznemu obciążeniu swobodnie spadającą masą uderową.

Na rysunku 2.10 przedstawiono charakterystyki pracy złączy ciernych z klinem i bez klina oporowego obciążonych statycznie. W obu złączach wartości wstępnych sił osiowych w śrubach strzemion były takie same i wynosiły po 80 ± 5 kN w każdej ze śrub. Klin oporowy był wykonany ze stali S 235 JR o kącie nachylenia tworzącej (α) wynoszącym 6° , początkowej wysokości (h) równej wysokości szczeliny między współpracującymi kształtownikami i długości (L) równej 0,2 m.

Analizując uzyskane charakterystyki można stwierdzić, że dla złącza ciernego z klinem oporowym obciążenie przez nie przenoszone wzrasta w miarę przemieszczania zsuwającego się kształtownika. Obecność klina oporowego ogranicza możliwość wystąpienia dużych

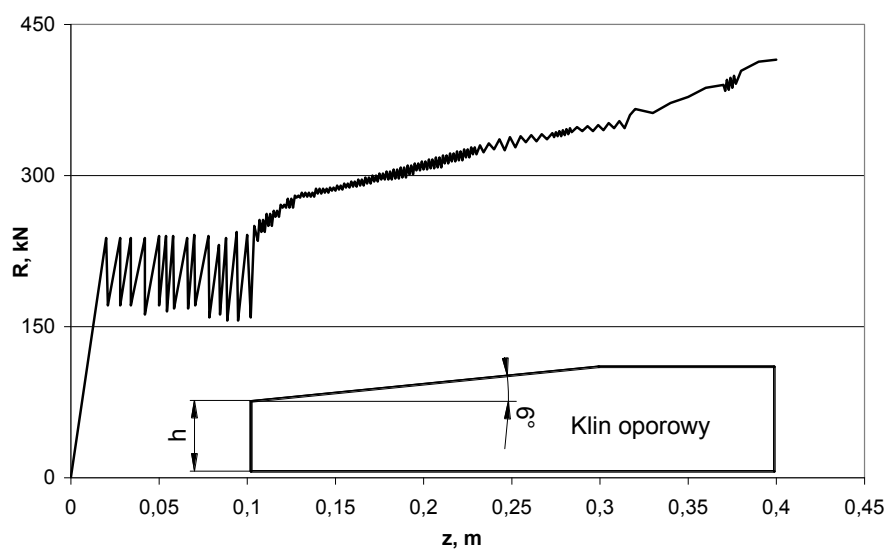
spadków wartości siły przenoszonej przez złącze cierne (jego nośności) w czasie wystąpienia zsuwu, co powoduje, że nie dochodzi do nagłych zsuwów w złączu ciernym. Proces przemieszczania zsuwającego się kształtownika przebiega znacznie płynniej niż w przypadku złącza bez klina oporowego. Wielkość zsuwu jest mniejsza niż dla złącza bez klina oporowego przez co zmniejsza się podatność złącza ciernego.



Rys. 2.10 Charakterystyki pracy złącza ciernego z klinem i bez klina oporowego

Bardzo istotny wpływ na charakterystykę pracy złącza ciernego z klinem oporowym, oprócz parametrów geometrycznych klina, ma także miejsce jego montażu.

Na rysunku 2.11 przedstawiono charakterystykę pracy złącza ciernego z klinem oporowym o kącie nachylenia tworzących wynoszącym 6° , zamontowanego w odległości 0,1m od początkowej krawędzi przemieszczającego się kształtownika.



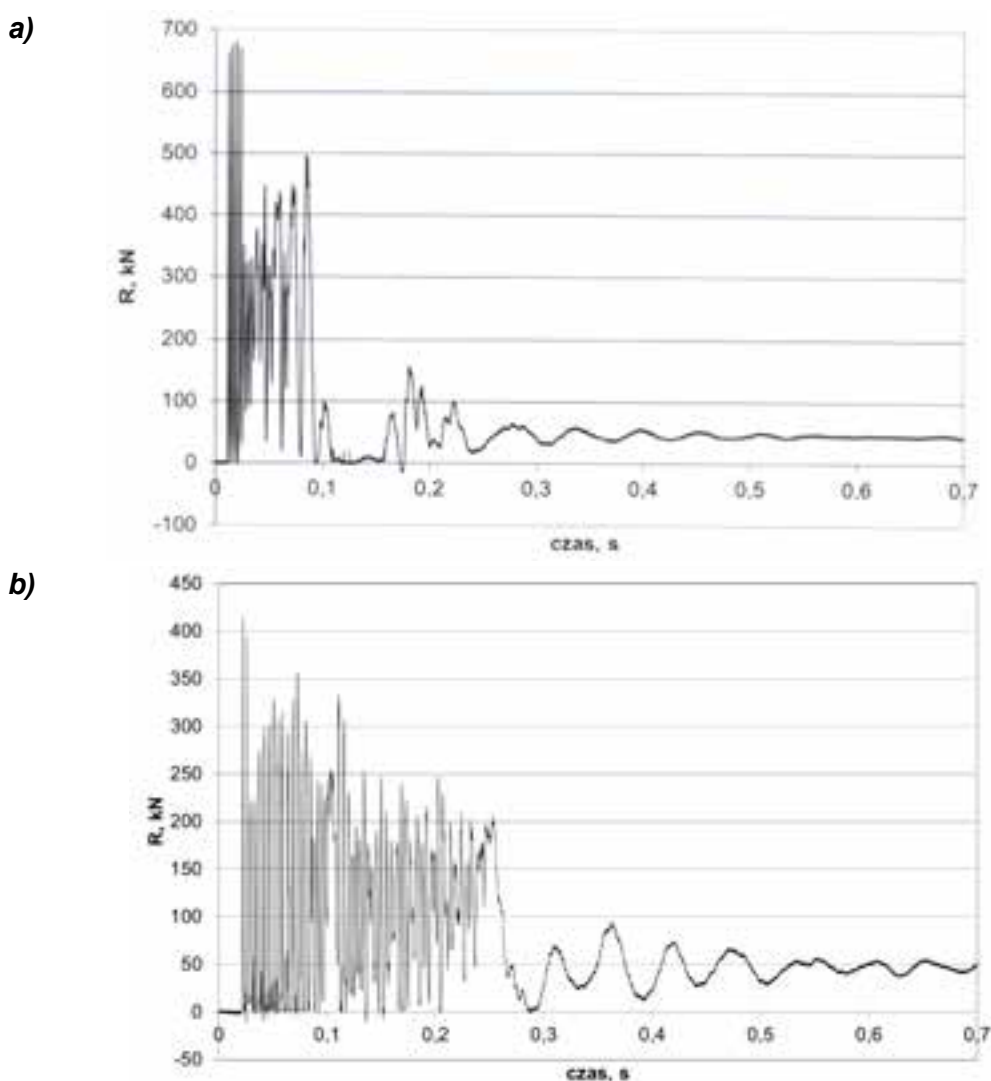
Rys. 2.11 Charakterystyka pracy złącza ciernego z klinem oporowym ($\alpha = 6^{\circ}$)

Analizując otrzymaną charakterystykę można stwierdzić, że w początkowej fazie mamy

do czynienia z pracą złącza bez klina oporowego. Po zsuwie o wartości ok. 0,1 m następuje zmiana charakteru pracy złącza, które zaczyna pracować jak złącze z klinem oporowym. Można przyjąć, że przy tak zamontowanym klinie oporowym uzyskana charakterystyka jest złożoną. Zastosowanie klina powoduje, że wraz ze wzrostem zsuwu następuje zwiększenie oporów ruchu, co przekłada się na wzrost nośności złącza i zmniejszenie jego podatności zsuwnej.

Złącza cierne z klinem oporowym poddano także badaniom przy osiowym dynamicznym ich obciążeniu swobodnie spadającą masą uderową [2].

Badania przeprowadzono dla złączy ciernych z klinami o różnych wymiarach geometrycznych montowanych w różnych odległościach od krawędzi przemieszczającego się w złączu kształtownika. W wyniku przeprowadzonych badań wyznaczono charakterystyki ich pracy.



Rys. 2.12 Charakterystyki pracy złącza ciernego z klinem: (a) i bez klina oporowego, (b) przy obciążeniu masą uderową spadającą z wysokości 0,7m

Na rysunku 2.12 przedstawiono charakterystyki dynamiczne pracy złączy ciernych z klinem (rys. 2.12a) i bez klina oporowego (rys. 2.12b). Oba złącza były obciążone masą

spadającą z wysokości 0,7 m, a wstępne wartości sił osiowych w każdej ze śrub ich strzemion wynosiły po 100 ± 5 kN. Wartość kąta nachylenia tworzących klina oporowego wynosiła 12° , a jego wysokość w początkowej części była równa wysokości szczeliny między współpracującymi kształtownikami.

Porównując wyznaczone charakterystyki można stwierdzić, że zastosowanie klina oporowego powoduje znaczny wzrost wartości siły przenoszonej przez złącze cierne. Jako że wartość tej siły odpowiada maksymalnej nośności złącza ciernego można uznać, że dzięki klinowi oporowemu rośnie maksymalna nośność złącza. Należy także zauważyć różnice w samym przebiegu obu charakterystyk. W przypadku złącza z klinem oporowym obserwujemy większe tłumienie i szybsze przejście układu w stan ustalony.

Przyczyną tego jest praca klina oporowego powodująca zwiększoną dyssypację energii udaru związaną z odkształcaniem się klina oporowego i jego skrawania przez przemieszczający się kształtownik oraz zwiększonym stanem odkształcenia elementów złącza ciernego.

PODSUMOWANIE

Na podstawie przeprowadzonych badań można stwierdzić, że cechy konstrukcyjne złącza ciernego mają bardzo istotny wpływ na parametry jego pracy, a w dalszej kolejności na pracę całej obudowy podatnej wyrobisk korytarzowych.

W zakresie badań wpływu strzemion na parametry pracy złącza ciernego można stwierdzić, że podstawowym zadaniem strzemion jest zapewnienie optymalnych warunków pracy dla połączenia gwintowego w jak najszerszym zakresie obciążeń. Aby spełnić to zadanie, ich konstrukcja musi stanowić skuteczne zabezpieczenie dla śrub i kabłąków przed zginaniem w trakcie wstępnego montażu i w czasie pracy złącza. Stanowi to warunek konieczny do uzyskania odpowiedniej i stabilnej siły docisku współpracujących w złączu ciernym kształtowników.

Przeprowadzone badania dowiodły, że nie wszystkie obecnie stosowane strzemiona są w stanie zapewnić prawidłowe warunki pracy dla połączenia gwintowego. W szczególności dotyczy to wartości sił osiowych w śrubach strzemion powyżej 100 kN. Wpływ na to ma zarówno materiał, z jakiego wykonane są elementy strzemienia, jak i ich konstrukcja.

W zakresie przeprowadzonych badań obecnie stosowanych strzemion i ich elementów można stwierdzić, iż najlepsze parametry pracy mają strzemiona kabłąkowe typu KX29W. Dla złączy ciernych z tymi strzemionami poddanych osiowemu ścisłaniu oraz obciążeniu swobodnie spadającą masą uderową zarejestrowano bardzo korzystne parametry pracy. Dotyczy to zarówno parametrów wytrzymałościowych, jak i odkształceniowych.

Nieco słabsze parametry pracy zarejestrowano dla najczęściej obecnie stosowanych strzemion typu SDO. W szczególności dotyczy to wyższych wartości wstępnych sił osiowych w śrubach strzemion (powyżej 100 kN), które wywołują duże deformacje jarzm tych strzemion. Wpływa to negatywnie na stan obciążenia śrub w tych strzemionach.

W przypadku strzemion typu SKL29 i KX29 wyznaczone parametry należy uznać za poprawne. Zagrożenie może stanowić sposób niszczenia tych strzemion. Zastosowanie żeliwa jako materiału, z którego wykonane są jarzma tych strzemion, powoduje, że proces ten przebiega dynamicznie. Brak wyraźnych symptomów deformacyjnych przy zbliżaniu się do krytycznych obciążeń skutkuje niebezpieczeństwem nagłej utraty nośności przez złącze.

Podsumowując te badania można stwierdzić, że każdy z analizowanych typów strzemion stosowanych w złączu ciernym ma określone wady i zalety. W zależności od warunków zewnętrznych, w jakich mają być zastosowane te strzemiona, można dobrać odpowiedni ich typ. Bardzo istotnym czynnikiem są także koszty wykonania strzemion, które w wielu przypadkach mają decydujący wpływ na ich dobór.

Badaniom poddano także złącza cierne ze strzemionami powstałymi w wyniku modyfikacji strzemienia typu SDO29, poprzez wzmocnienie kołnierza jego jarzma dolnego (SDO29w). Uzyskane wyniki badań złączy ciernych z tymi strzemionami wykazały, iż modyfikacja ta bardzo korzystnie wpłynęła na parametry ich pracy. Podwyższenie sztywności jarzma dolnego poprawiło parametry wytrzymałościowe tego strzemienia. Szczególnie korzystne parametry zanotowano w przypadku badania złączy ciernych ze strzemionami typu SDO29w przy wyższych wartościach wstępnych sił osiowych w śrubach strzemion (powyżej 90 kN).

Badania złączy ciernych z klinem oporowym i uzyskane na ich podstawie wyniki jednoznacznie wskazują, że zastosowanie klina, jako dodatkowego elementu konstrukcyjnego w złączu ciernym wpływa w sposób istotny na parametry jego pracy. Zarówno w przypadku obciążenia statycznego jak i dynamicznego w złączach ciernych z klinem oporowym nastąpił wzrost wartości siły przenoszonej przez nie w stosunku do złączy bez klina oporowego.

Wzrost wartości sił przenoszonych przez złącze cierne z klinem oporowym, a zatem i jego nośności, przy zachowaniu podatności zsuwej jest wynikiem zwiększenia oporów ruchu w złączu w czasie zsuwu i należy to uznać jako pozytywny efekt zastosowania klina oporowego.

W wielu przypadkach przy statycznym obciążeniu złącza ciernego z klinem oporowym zarejestrowano praktycznie ciągły zsuw w złączu. Powoduje to, że złącze cierne z klinem oporowym w trakcie zsuwu przenosi w sposób ciągły obciążenie zewnętrzne. Ograniczeniu ulegają nagle nieprzewidywalne duże zsuwy, występujące często w złączach bez klina oporowego, w czasie których złącze praktycznie nie przenosi żadnego obciążenia.

Analizując charakterystyki pracy złącza ciernego z klinem i bez klina należy także podkreślić, że dla złącza z klinem oporowym obserwujemy większe tłumienie drgań całego układu. Jest to związane z procesem skrawania i odkształcania się klina oporowego oraz odkształcania się współpracujących kształtowników, strzemion i śrub.

Procesy te powodują zwiększanie wartości sił osiowych w śrubach strzemion w trakcie zsuwu. Występuje to w przypadku statycznego i dynamicznego obciążenia złączy, co należy uznać także za zjawisko bardzo korzystne. Rozwiązuje bowiem problem luzowania się śrub w czasie zsuwów, który powoduje, że zmniejszeniu ulegają wartości sił, z jakimi dociskane są współpracujące kształtowniki. Konsekwencją tego jest nieprzewidywalne zmniejszenie się nośności odrzwi obudowy podatnej i stojaków ciernych.

Na podstawie uzyskanych wyników można stwierdzić, że przedstawione rozwiązania konstrukcyjne złączy ciernych stwarzają duże możliwości poprawy ich parametrów, a w dalszej kolejności całej obudowy podatnej wyrobisk korytarzowych.

LITERATURA

1. Brodny J.: Identyfikacja parametrów pracy złącza ciernego stosowanego w górniczej obudowie podatnej wyrobisk korytarzowych. Monografia nr 377/2013, Politechnika Śląska, Gliwice, 2012.
2. Brodny J.: Tests of friction joints in mining yielding supports under dynamic load. Archives of Mining Sciences Vol. 56 nr 3, 2011, s. 237-266.
3. Chudek M.: Obudowa wyrobisk korytarzowych, część 1. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1986.
4. Ditrich M.: Podstawy konstrukcji maszyn. Wydanie II zmienione, tom 1,2,3, WNT, Warszawa 1999.
5. PN-91/G-15000/11, Obudowa chodników odrzwiami podatnymi z kształtowników korytkowych. Kształtowniki korytkowe proste. Badanie złącz.
6. PN-97/G-15533. Górnicza obudowa indywidualna. Stojaki cierne. Wymagania i badania.
7. Skoć A., Spałek J.: Podstawy konstrukcji maszyn. Tom 2, WNT, Warszawa 2008.

WPŁYW CECH KONSTRUKCYJNYCH ZŁĄCZA CIERNEGO NA CHARAKTERYSTYKĘ JEGO PRACY

Streszczenie: *W artykule przedstawiono wyniki badań stanowiskowych złączy ciernych stosowanych w obudowie podatnej wyrobisk korytarzowych. Celem badań było określenie wpływu cech konstrukcyjnych złącza ciernego na jego charakterystykę pracy. Badania przeprowadzono dla prostych złączy ciernych obciążonych statycznie i dynamicznie swobodnie spadającą masą udarową. Obiektem badań były złącza cierne o różnej postaci konstrukcyjnej wynikającej z zastosowania różnych konstrukcji strzemion oraz dodatkowego elementu w postaci klina oporowego. Uzyskane wyniki wykorzystano do analizy porównawczej badanych złączy.*

Słowa kluczowe: *obudowa podatna, złącze cierne, strzemiona*

dr hab. inż. Jarosław BRODNY, prof. Pol. Śl.
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
Instytut Mechanizacji Górnictwa
ul. Akademicka 2a, 44-100 Gliwice
e-mail: jaroslaw.brodny@polsl.pl

MOŻLIWOŚCI ZWIĘKSZENIA PRĘDKOŚCI TRANSPORTU LUDZI KOLEJKAMI PODWIESZONYMI Z NAPĘDEM WŁASNYM

3.1 STAN PRAWNY W POLSCE

Zasady stosowania kolejek podwieszonych w podziemiach kopalń od lat 70-tych XX wieku zostały określone między innymi w następujących dokumentach:

- a) Szczegółowe przepisy prowadzenia ruchu i gospodarki złożem w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny i brunatny, które zostały opracowane zgodnie z Zarządzeniem nr 38 Ministra Górnictwa i Energetyki z dnia 10.10.1973 r. [1] i obowiązywały od 01.01.1974 r. W dokumencie tym, między innymi w § 791 określono, że szybkość jazdy kolejki przy transporcie materiałów i przewozie ludzi nie powinna przekraczać 2 m/s. Również w § 792.1 ustalono, że odległość pomiędzy najbardziej wysuniętą częścią kolejki lub transportowanego materiału, a obudową lub innymi urządzeniami powinna wynosić co najmniej 0,4 m, a w miejscu przeładunku co najmniej 0,8 m. W § 792.2 określono, że przy jeździe ludzi w miejscu wsiadania i wysiadania powinno być przejście o szerokości co najmniej 1,0 m licząc od obrysu kabiny przewozowej i o wysokości 1,8 m, natomiast w § 792.3 ustalono, że odległość od spągu do dolnej krawędzi kabiny osobowej kolejki lub pojemnika materiałowego powinna wynosić nie mniej niż 0,5 m. W § 795 określono, że sposób zawieszenia jezdni kolejki podwieszanej powinien być dostosowany do rodzaju obudowy.
- b) Wytyczne stosowania kolejek podwieszonych, Ministerstwo Górnictwa Departament Górniczy, Katowice, listopad 1978r. [2] zastąpiły „Tymczasowe wytyczne stosowania kolejek podwieszonych wydane przez Departament Górniczy MGİE w kwietniu 1971r. W wytycznych wprowadzono, że nachylenie wyrobiska, w którym zamierza się instalować kolejkę nie powinno przekraczać 45°, natomiast szybkość jazdy kolejki przy transporcie materiałów i przewozie ludzi nie powinna przekraczać 2 m/s.

Restrukturyzacja techniczna kopalń rozpoczęta w latach 90-tych XX wieku spowodowała, że od 2003 r. nastąpiły zmiany w zakresie stosowanych urządzeń transportowych, szczególnie związanych z wymianą kolejek spągowych i podwieszonych z napędami linowymi na kolejki z napędami własnymi. Uległy również nowelizacji przepisy w oparciu, o które prowadzony jest transport kolejkami. Między innymi, zgodnie z wymogami przepisów zawartych w art.113 ust.1 ustawy z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. Nr 163, poz. 981), w ruchu zakładu górniczego stosuje się wyroby, które:

- spełniają wymagania dotyczące oceny zgodności, lub

- spełniają wymagania techniczne, zostały dopuszczone do stosowania w zakładach górniczych oraz właściwie oznakowane, lub
- zostały określone w przepisach dotyczących prowadzenia ruchu zakładów górniczych oraz przechowywania i używania środków strzałowych i sprzętu strzałowego, a także spełniają wymagania określone w tych przepisach.

Wymagania dotyczące oddawania do ruchu oraz bezpieczeństwa użytkowania układów transportu określono w Rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych [3].

Zgodnie z normami prawnymi zawartymi w powyższym rozporządzeniu, urządzenia i układy przewozu ludzi w wyrobiskach poziomych oraz pochyłych o nachyleniu do 45°, jako obiekty podstawowe zakładu górniczego wymagają pozwolenia wydanego przez właściwy organ na podstawie wniosku kierownika ruchu zakładu górniczego.

Zawarte w rozporządzeniu wymagania bezpieczeństwa użytkowania regulują między innymi zagadnienia dotyczące:

- utrzymania stanu technicznego oraz zasad eksploatacji i konserwacji zgodnie z ustaleniami dokumentacji techniczno-ruchowych,
- utrzymania wyrobisk i zabudowy układów w sposób gwarantujący zachowanie gabarytów ruchowych,
- obowiązków osób dozoru ruchu oraz pracowników obsługi w zakresie organizacji prowadzonych prac oraz kontroli środków transportu,
- wyposażenia w urządzenia sygnalizacji, łączności i zabezpieczenia ruchu,
- organizacji oraz warunków prowadzenia przewozu lub jazdy ludzi, gdzie w § 555.1. prędkość przewozu ludzi środkami transportu linowego i z napędem własnym nie może przekraczać 2 m/s, natomiast w § 553.1. odstęp między krawędziami środka transportowego, a obudową wyrobiska, ociosem lub odrzwiami oraz między dwoma mijającymi się środkami transportowymi powinien wynosić co najmniej 0,25 m jak również w § 553.3. odstęp między krawędziami najszerszego środka transportowego kolei podwieszanych i kolei spągowych a obudową wyrobiska, ociosem, odrzwiami lub maszynami i urządzeniami powinien wynosić co najmniej 0,4 m. W miejscach przeładunku odległość ta powinna wynosić co najmniej 0,8 m.

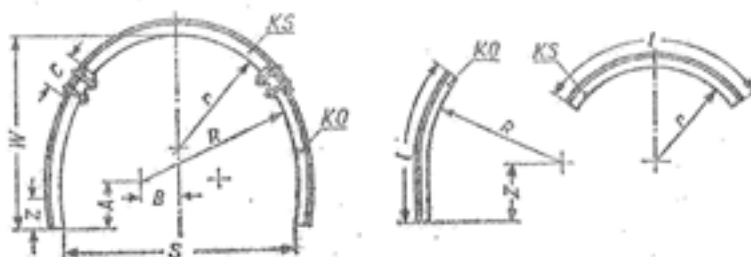
Ponadto obowiązują:

- Dyrektywa 2006/42/WE – Bezpieczeństwo maszyn, wprowadzone Rozporządzeniem Ministra Gospodarki, Pracy i Polityki Społecznej z dn. 21 października 2008 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn (Dz. U. nr 199, poz. 1228),
- Dyrektywa 94/9/WE Parlamentu Europejskiego i Rady Europy z dnia 23 marca 1994 r. w sprawie zbliżenia ustawodawstwa Państw Członkowskich dotyczących urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem wprowadzona Rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 22 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem (Dz. U. nr 263, poz. 2203),
- Dyrektywa 97/23/WE Parlamentu Europejskiego i Rady Europy z dnia 29 maja 1997 r. w sprawie zbliżenia ustawodawstwa Państw Członkowskich dotyczących urządzeń

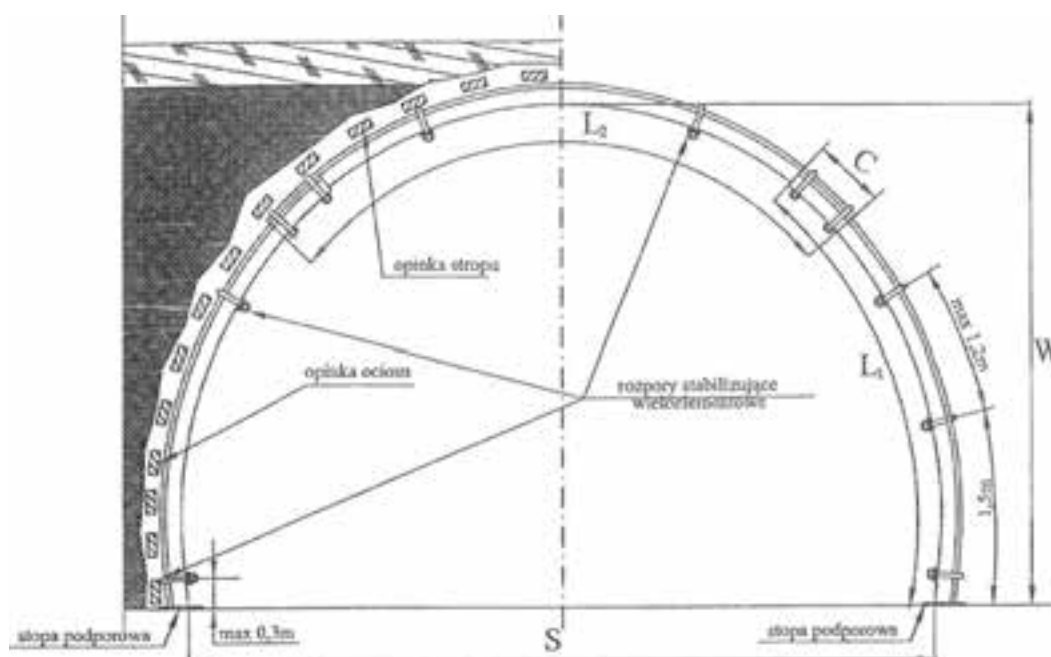
ciśnieniowych wprowadzona Rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 21 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla urządzeń ciśnieniowych i zespołów ciśnieniowych (Dz. U. nr 263, poz. 2200),

- 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. 1681).
- Normy PN, PN-EN, materiałowe i przedmiotowe dla części zastosowanych do budowy kolejki.

Zawarte w aktach normatywnych wymagania bezpieczeństwa użytkowania środków transportu w podziemiach kopalń wymusiły na producentach ciągników oraz ich użytkownikach ograniczenie prędkości przewozu ludzi do 2 m/s środkami transportu linowego i z napędem własnym, jak również na użytkownikach wykonanie i utrzymanie wyrobisk oraz zabudowy układów transportowych w sposób gwarantujący zachowanie gabarytów ruchowych. Do zabudowy wyrobisk stosowano różne typy obudowy. Najczęściej stosowano obudowę stalową łukową podatną o profilu KS, KO18 lub KO21 i wielkości odrzwi 7. Szerokość wyrobiska wynosiła 4200 mm, a wysokość 3100 mm, natomiast przekrój porządkowy w świetle obudowy wynosił 10,1 m². Na rys. 3.1 przedstawiono przykładowo schemat obudowy ŁP.



Rys. 3.1 Schemat obudowy ŁP [6]



Rys. 3.2 Obudowa łukowa podatna ŁP trzyelementowa [4]

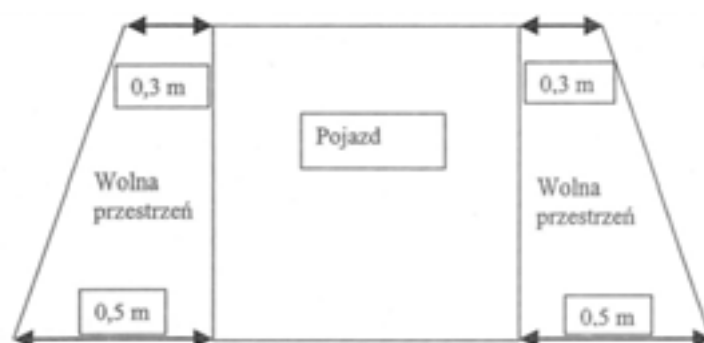
Wraz z upływem czasu oraz ze względu na zwiększające się wymagania przetransportowania jak największej liczby ładunków zwiększeniu ulega przekrój poprzeczny wyrobisk transportowych. W chwili obecnej obudowa łukowa podatna ŁP wykonywana jest o profilu V w rozmiarze 9. Szerokość wyrobiska wynosi 5000 mm, a wysokość 3500 mm. Wymiary te zapewniają przekrój poprzeczny wyrobiska wynoszący 14,3 m². Na rys. 3.2 przedstawiono przykładowo obudowę łukową podatną ŁP trzelementową.

3.2 STAN PRAWNY ZA GRANICĄ

Analizę funkcjonowania wybranych zagadnień transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym przeprowadzono w oparciu o akty prawne w Niemczech [4] i Rosji [5]. Szczególną uwagę zwrócono na przepisy regulujące prędkość przewozu ludzi środkami transportu z napędem własnym i warunki jego prowadzenia.

3.2.1 Wytyczne Okręgowego Urzędu Arnsberg w Niemczech

Z przepisów zawartych w wytycznych Okręgowego Urzędu Arnsberg, Dział Górnictwo i Energia w NRW, dla podwieszanej kolejki (KSP) z napędem akumulatorowym oraz spalinowym w zakładach podziemnych kopalń węgla kamiennego z 14.12.2005 (Wytyczne dla jednoszynowej podwieszanej kolejki) wynika, że prędkość przewozu środkami transportu linowego i z napędem własnym nie może przekroczyć 3,0 m/s. Natomiast zwiększenie prędkości jazdy ciągników i kolejek powyżej 2,0 m/s wymusza poszerzenia skrajni do wielkości gabarytów przedstawionych na rys. 3.3 [4].



Rys. 3.3 Profil przestrzeni dla prędkości jazdy > 2,0 m/s [4]

3.2.2 Dokumenty normatywne Federalnego Górniczego i Przemysłowego Dozoru Rosji

Stan bezpieczeństwa urządzeń transportowych w górnictwie węglowym oparto o „Dokumenty normatywne dotyczące bezpieczeństwa, dopuszczeniowej i nadzorczej działalności w przemyśle górniczym” [5]. Organami nadzoru jest Federalny Górniczy i Przemysłowy Dozór Rosji (Gostechnadzor Rosji).

Z dokumentów normatywnych [5] (punkt 5.18) wynika, że prędkość jazdy zestawem kolejek spalinowych podwieszonych powinna być mniejsza niż 2,0 m/s. Transport ładunków długich i wielkogabarytowych powinien być wykonywany przy prędkości nie większej niż 1 m/s. Zestaw kolejki podwieszanej powinien być załadowany w taki sposób, aby między znajdującymi się na sąsiadujących wózkach z ładunkami zachowana była odległość zapewniająca przejazd zestawu na zakrętach i pofałdowaniach trasy, ale nie mniej niż 0,3m.

Przy tym na całej długości trasy kolejki skrajnia między górną częścią przewożonego ładunku i dolną częścią trasy podwieszanej powinna wynosić nie mniej niż 50 mm.

3.3 STRUKTURA TRANSPORTU W WYROBISKACH

Istotnym elementem w stosowanych systemach transportu jest analiza trendów zachodzących zmian co do długości tras jak i środków transportowych, za pomocą których jest prowadzony. Przedmiotem analizy były:

- długość tras kolejek podwieszonych z napędem własnym w latach 2000-2006,
- długość tras transportu oraz liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym w wyrobiskach poziomych oraz pochyłych o nachyleniu do 45°,
- struktura wyrobisk w eksploatacji podziemnej w latach 2007-2012,
- zestawienie długości tras transportu dla wybranych kopalń,
- procentowy udział w długości tras związany z nachyleniem dla wybranych kopalń.

3.3.1 Długość tras kolejek podwieszonych z napędem własnym w latach 2000-2006, długość tras transportu i liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym w wyrobiskach poziomych oraz pochyłych o nachyleniu do 45°

Analizę rozpoczęto od scharakteryzowania długości tras kolejek podwieszonych z napędem własnym w latach 2000-2006, co przedstawiono w tabeli 3.1.

Tabela 3.1 Długość tras kolejek podwieszonych z napędem własnym w latach 2000-2006

Lp.	Rok	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006
1	Długość trasy transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym [km]	152	204	228	235	246	371	424,9
2	Liczba kopalń [szt.]	42	42	41	39	35	33	33
3	Średnia długość trasy kolejki podwieszanej z napędem własnym przypadająca na kopalnię [km]	3,6	4,9	5,6	6,0	7,0	11,2	12,9
4	Długość tras transportu ogółem [km]	2217	2074	1997,2	1933	1868	1801,2	1745,5
5	Procentowy udział kolejek podwieszonych z napędem własnym w długości tras ogółem	6,8	9,8	11,4	12,2	13,2	20,6	24,3

Długości tras transportu i liczby kolejek podwieszonych z napędem własnym w wyrobiskach poziomych oraz pochyłych o nachyleniu do 45° przedstawiono w tabeli 3.2.

Na podstawie danych zawartych w tabelach 3.1 i 3.2 można stwierdzić, że:

- długość tras ogółem uległa zmniejszeniu z 2217 km w 2000 r. do 1753,4 km w 2012 r. tj. o 20,9%. Liczba kopalń w tym czasie zmniejszyła się z 42 do 31 tj. o 24,4%. Stąd wniosek, że wraz z likwidacją kopalń długość tras transportowych ulega zmniejszeniu,
- długość tras kolejek podwieszonych z napędem własnym ulega systematycznie wydłużeniu ze 152 km w 2000 r. do 826,4 km w 2012 r. tj. 5,5 razy. Stąd wniosek, że długość tras dynamicznie wzrasta bez względu na zmniejszającą się liczbę kopalń,
- średnia długość trasy kolejki podwieszanej z napędem własnym przypadającej na jedną

kopalnię wzrosła z 3,6 km w 2000 r. do 26,6 km w 2012 r. tj. 7,4 razy. Na tej podstawie można stwierdzić, że długość tras dla tego środka transportu ulega dynamicznemu wzrostowi,

- procentowy udział długości tras kolejek podwieszonych z napędem własnym w stosunku do długości tras ogółem uległ zwiększeniu z 6,8% w 2000 r. do 47,1% w 2012 r. tj. 6,9 razy.

Tabela 3.2 Długość tras transportu oraz liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym w wyrobiskach poziomych oraz pochyłych o nachyleniu do 45°

Lp.	Lata	2007	2008	2009	2010	2011	2012
1	Długość tras ogółem [km]	1697,4	1677,4	1833,1	1792,0	2029,5	1753,4
2	Długość tras kolejek podwieszonych z napędem własnym [km]	540,5	632,5	691,1	688	904,9	826,4
3	Procentowy udział pozycji 2 w 1 [%]	31,8	37,7	37,7	38,4	44,6	47,1
4	Liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym [szt.]	211	246	286	322	394	471
5	Średnia długość trasy przypadająca na jedną kolejkę podwieszoną z napędem własnym [km]	2,6	2,6	2,4	2,1	2,3	1,8
6	Liczba kopalń [szt.]	32	32	31	32	31	31
7	Średnia długość trasy przypadająca na kolejki podwieszone z napędem własnym na kopalnię [km]	16,9	19,8	22,3	21,5	29,2	26,6
8	Liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym przypadająca na kopalnię [szt.]	6,6	7,7	9,2	10,1	12,7	15,2

Można stwierdzić, że długość tras kolejek z napędem własnym ulega istotnemu zwiększeniu:

- liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym uległa zmianie z 211 szt. w 2007 r. do 471 szt. w 2012 r. tj. wzrosła 2,2 razy,
- średnio liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym przypadająca na jedną kopalnię wzrosła z 6,6 szt. w 2007 r. do 15,6 szt. w 2012 r. tj. 2,4 razy.

Na podstawie danych zawartych w tabelach 3.1 i 3.2 można stwierdzić, że następuje dynamiczny rozwój transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym, zwłaszcza w latach 2000-2012. Ponadto, można uznać, że trend ten utrzymuje się. Po przeanalizowaniu długości tras i liczby pracujących środków transportu należy ocenić w jakich warunkach transport ten jest realizowany.

3.3.2 Analiza długości tras transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym dla 10 wybranych kopalń

Analizę długości tras transportu przeprowadzono na podstawie danych z 10 wybranych kopalń KW SA., KHW SA., JSW SA.

Długość tras transportu podzielono ze względu na kąt nachylenia wyrobiska na:

- poziome i o nachyleniu do 4°,
- pochyłe o nachyleniu od 5-30°.

Dla ww. kopalń w tabeli 3.3 zestawiono długości tras transportu ze względu na nachylenie. Natomiast w tabeli 3.4 przedstawiono procentowy udział tras o nachyleniu do 4° i z przedziału od 5-30°.

Tabela 3.3 Zestawienie długości tras transportu dla analizowanych kopalń

Lp.	Kopalnia	Długość tras ogółem [km]	Długość tras o nachyleniu do 4° [km]	Długość tras o nachyleniu od 5-30° [km]
1	1	29,3	7,7	21,6
2	2	25,0	8,0	17,0
3	3	26,0	8,0	18,0
4	4	28,0	9,0	19,0
5	5	85,0	19,0	66,0
6	6	45,0	35,0	10,0
7	7	50,0	37,2	12,8
8	8	24,0	8,0	16,0
9	9	27,0	12,0	15,0
10	10	10,0	6,0	4,0
11	Razem	349,3	149,9	199,4

Tabela 3.4 Procentowy udział w długości tras związany z nachyleniem dla wybranych kopalń

Lp.	Kopalnia	Długość tras ogółem [%]	Długość tras o nachyleniu do 4° [%]	Długość tras o nachyleniu od 5-30° [%]
1	1	100,0	26,3	73,7
2	2	100,0	32,0	68,0
3	3	100,0	30,7	69,3
4	4	100,0	32,1	67,9
5	5	100,0	22,4	77,6
6	6	100,0	77,8	22,2
7	7	100,0	74,4	25,6
8	8	100,0	33,3	66,7
9	9	100,0	44,4	55,6
10	10	100,0	60,0	40,0
11	Średnia	100,0	43,3	56,7

Na podstawie danych z tabeli 3.3 można sformułować następujące wnioski:

- długość tras o nachyleniu do 4° zmienia się od 6,0 km (kopalnia 10) do 37,2 km (kopalnia 7), świadczy to o modelu udostępnienia złoża i liczbie wyrobisk nachylonych do 4°. Długość tras transportu zawiera się w przedziale od 6,0-37,2 km, a średnia długość tras transportu przypadającą na 1 kopalnię wynosi 15 km.
- długość tras o nachyleniu od 5-30° zmienia się od 4,0 km (kopalnia 10) do 66,0 km (kopalnia 5), co świadczy o tym, że tylko w ¼ wyrobisk (kopalnia 6) transport prowadzony jest po trasach o nachyleniu powyżej 4° (czyli w przedziale 5-30°), natomiast w ¾ wyrobisk (kopalnia 5) prowadzony jest transport o nachyleniu powyżej 4°. Dla pozostałych kopalń długość trasy o nachyleniu od 5-30° osiąga wartości od 4,0-66,0 km. Średnio długość tras o nachyleniu od 5-30° wynosi 20,0 km.
- średnio długość transportu przypadająca na kopalnię wynosi 35,0 km, długość ta jest zróżnicowana i zawiera się w przedziale od 10,0 km (kopalnia 10) do 85,0 km (kopalnia 5).

Na podstawie danych z tabeli 4 można sformułować następujące wnioski:

- długość wyrobisk o nachyleniu do 4° zmienia się od 22,4% (kopalnia 5) do 77,8% (kopalnia 6). Transport dla kopalni 6 prowadzony jest prawie w 78% w wyrobiskach o nachyleniu do 4° , natomiast dla 10 kopalń wartość średnia wynosi 43%.
- długość wyrobisk o nachyleniu od $5-30^\circ$ zmienia się od 22,4% (kopalnia 6) do 77,6% (kopalnia 5), co świadczy o tym, że tylko w $\frac{1}{4}$ wyrobisk kopalni 6 transport prowadzony jest po trasach o nachyleniu powyżej 4° , natomiast w $\frac{3}{4}$ wyrobisk prowadzony jest transport o nachyleniu powyżej 4° , natomiast dla 10 kopalń w 57% wyrobisk transport jest realizowany po trasach o nachyleniu od $5-30^\circ$.

Generalnie można przyjąć, że transport jest realizowany w większości wyrobisk o nachyleniu od $5-30^\circ$.

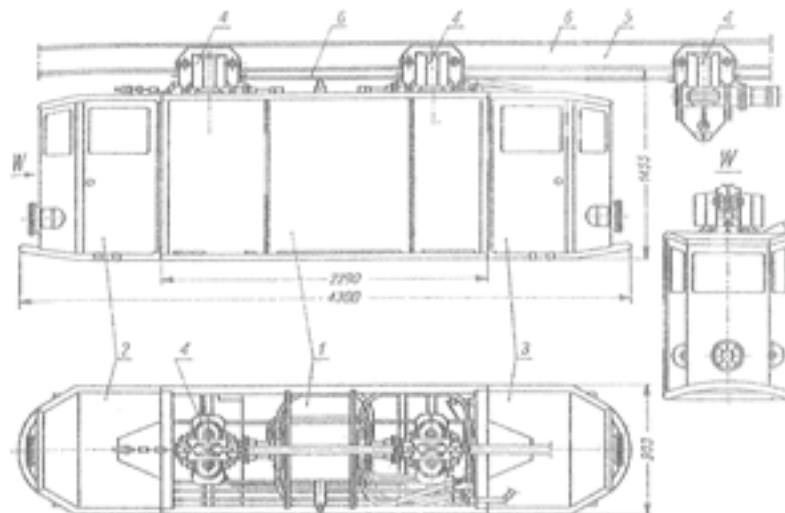
3.4 MOŻLIWOŚCI TECHNICZNE CIĄGNIKÓW W ZAKRESIE PRĘDKOŚCI PRZEJAZDU

Z przeprowadzonej analizy możliwości technicznych ciągników w zakresie prędkości przejazdu wynika, że istnieje możliwość zwiększenia prędkości przewozu ludźmi środkami transportu z napędem własnym. Między innymi dla porównania przedstawiono wybrane parametry ciągnika spalinowego Skop (rys. 3.4) [6] i ciągnika kolejki podwieszanej ciernej spalinowej typu KPCS-148 (rys. 3.5) [7].

Kolejka Skop (rys. 3.4) służyła do transportu materiałów, elementów maszyn oraz przewozu ludzi.

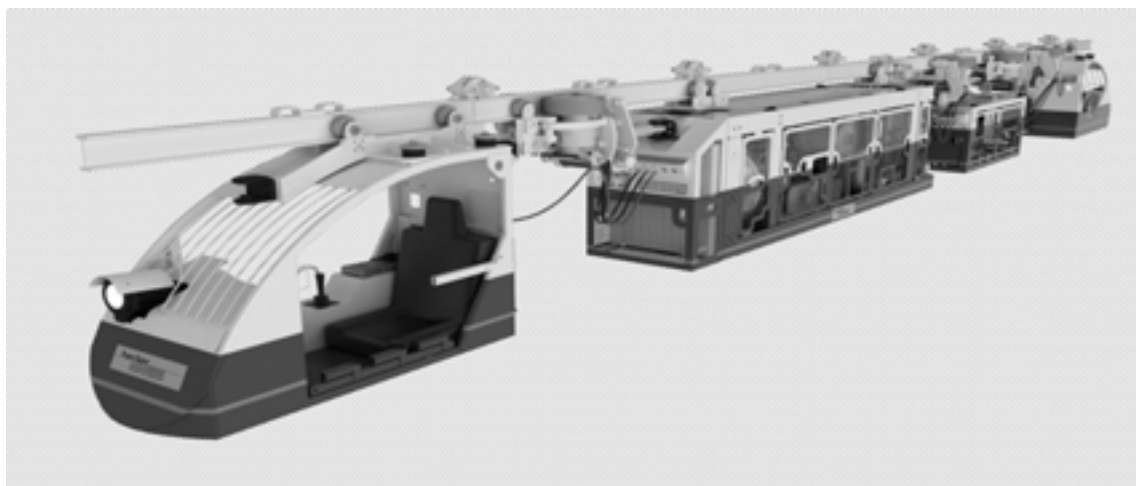
Podstawowe parametry napędu:

- moc silnika – ok. 22 kW,
- największa siła pociągowa przy ciśnieniu nominalnym – 12 kN,
- prędkość jazdy – do 2,5 m/s.



**Rys. 3.4 Spalinowy ciągnik samojezdny Skop [3]
1 - przedział silnikowy, 2 - kabina przednia, 3 - kabina tylna,
4 - zespół nośno-pociągowy, 5 - tor jezdny - dwuteownik 140, 6 - łącznik**

Na rysunku 3.5 przedstawiono ciągnik kolejki podwieszanej ciernej spalinowej typu KPCS-148.



Rys. 3.5 Ciągnik KPCS-148 [7]

Podstawowe parametry napędu:

- ciągnik jest napędzany silnikiem spalinowym o mocy 148 kW,
- znamionowa siła uciągu dla 4 napędów – 80 kN.

Przeprowadzono obliczenia sprawdzające możliwości transportu załogi kabinami 8 osobowymi w liczbie 4, 5 i 8 dla jednego, dwóch i trzech wozów napędowych. Przykładowe wyniki obliczeń przeprowadzone dla dwóch wozów napędowych zestawiono w tabeli nr 3.5, 3.6 oraz 3.7.

Tabela 3.5 Maksymalna prędkość przewozu ludzi dla 4 kabin 8-osobowych

Dwa wozy napędowe (siła uciągu 40 kN)						
Liczba kabin 8-osobowych			4	szt.		
masa ładunku			4760	kg		
masa całkowita			13260	kg		
Lp.	Nachylenie α	Maksymalna masa brutto zestawu dla danego nachylenia i siły uciągu	Wymagana siła uciągu dla danej konfiguracji i nachylenia	Maksymalna prędkość możliwa do osiągnięcia wyliczona z wydajności układu hydraulicznego	Maksymalna prędkość możliwa do osiągnięcia wyliczona z mocy silnika	Maksymalna prędkość z jaką może poruszać się skonfigurowany zestaw
1		t	N	m/s	m/s	m/s
2	0	101,9	5203,2	3,9	14,2	3,9
3	1	71,0	7472,7	3,9	9,9	3,9
4	2	54,5	9739,8	3,9	7,6	3,9
5	3	44,2	12004,0	3,9	6,2	3,9
6	4	37,2	14264,5	3,9	5,2	3,9

Z przeprowadzonych obliczeń wynika, że istnieje techniczna możliwość osiągnięcia przy istniejących ciągnikach prędkości jazdy nawet 4,0 m/s. Ze względu na maksymalną prędkość możliwą do osiągnięcia wyliczoną z mocy silnika ciągnika można zauważyć, że dopiero przy nachyleniach trasy transportu powyżej 10° prędkość z jaką może poruszać się skonfigurowany zestaw należy poniżej 2,0 m/s.

Tabela 3.6 Maksymalna prędkość przewozu ludzi dla 5 kabin 8-osobowych

Dwa wozy napędowe (siła uciągu 40 kN)						
Liczba kabin 8-osobowych			5	szt.		
masa ładunku			5950	kg		
masa całkowita			14450	kg		
Lp.	Nachylenie α	Maksymalna masa brutto zestawu dla danego nachylenia i siły uciągu	Wymagana siła uciągu dla danej konfiguracji i nachylenia	Maksymalna prędkość możliwa do osiągnięcia wyliczona z wydajności układu hydraulicznego	Maksymalna prędkość możliwa do osiągnięcia wyliczona z mocy silnika	Maksymalna prędkość z jaką może poruszać się skonfigurowany zestaw
1		t	N	m/s	m/s	m/s
2	0	101,9	5670,2	3,9	13,1	3,9
3	1	71,0	8143,3	3,9	9,1	3,9
4	2	54,5	10613,9	3,9	7,0	3,9
5	3	44,2	13081,3	3,9	5,7	3,9
6	4	37,2	15544,7	3,9	4,8	3,9

Tabela 3.7 Maksymalna prędkość przewozu ludzi dla 8 kabin 8-osobowych

Dwa wozy napędowe (siła uciągu 40 kN)						
Liczba kabin 8-osobowych			8	szt.		
masa ładunku			9520	kg		
masa całkowita			18020	kg		
Lp.	Nachylenie α	Maksymalna masa brutto zestawu dla danego nachylenia i siły uciągu	Wymagana siła uciągu dla danej konfiguracji i nachylenia	Maksymalna prędkość możliwa do osiągnięcia wyliczona z wydajności układu hydraulicznego	Maksymalna prędkość możliwa do osiągnięcia wyliczona z mocy silnika	Maksymalna prędkość z jaką może poruszać się skonfigurowany zestaw
1		t	N	m/s	m/s	m/s
2	0	101,9	7071,0	3,9	10,5	3,9
3	1	71,0	10155,1	3,9	7,3	3,9
4	2	54,5	13236,1	3,9	5,6	3,9
5	3	44,2	16313,1	3,9	4,5	3,9
6	4	37,2	19385,1	3,9	3,8	3,8
7	5	32,1	22451,2	3,9	3,3	3,3
8	6	28,3	25510,5	3,9	2,9	2,9
9	7	25,2	28561,9	3,9	2,6	2,6
10	8	22,8	31604,7	3,9	2,3	2,3
11	9	20,8	34637,9	3,9	2,1	2,1
12	10	19,1	37660,5	3,9	2,0	2,0
13	11	17,7	40671,6	3,9	1,8	1,8
14	12	16,5	43670,4	3,9	1,7	1,7
15	13	15,4	46655,8	3,9	1,6	1,6
16	14	14,5	49627,0	3,9	1,5	1,5
17	15	13,7	52583,2	3,9	1,4	1,4

3.5 ANALIZA KORZYŚCI UZYSKANYCH ZE ZWIĘKSZENIA PRĘDKOŚCI PRZEJAZDU ZAŁOGI

Znaczący wpływ na poziom bezpieczeństwa w podziemnych zakładach górniczych

mają coraz bardziej oddalone od szybów zjazdowych przodki i ściany. Sytuacja taka powoduje wydłużenie czasu dojścia, podczas którego mogą występować trudne warunki spowodowane zmiennymi nachyleniami wyrobisk oraz panującą wilgotnością i temperaturą.

Autorzy uważają, że załogę należy transportować kolejkami dlatego, że podczas dojścia i zejścia ze stanowiska pracy zużywa znaczną część energii, która winna być wykorzystana w procesie produkcyjnym. Ponadto pracownik, który jest transportowany do pracy jest bardziej efektywny. Pracownikowi należy zapewnić odpowiedni komfort pracy, aby nie był zmęczony dojściem do stanowiska pracy. Im pracownik jest mniej zmęczony, tym bardziej jest wydajny na stanowisku pracy. Zapewniając pracownikowi transport kolejką stwarzamy mu warunki zwiększenia efektywnego wykorzystaniu czasu pracy w ciągu zmiany. Wprowadzenie przewozu załogi w rejon miejsca pracy wpływa również korzystnie na podniesienie poziomu bezpieczeństwa załogi wynikającego z wyeliminowania przebywania pracowników na drogach transportu.

3.5.1 Transport załogi kolejkami podwieszonymi

Według informacji zawartej w [8] w styczniu 2012 r. eksploatowano:

- 279 ścian i drążonych wyrobisk chodnikowych do których transportowano załogę,
- 125 ścian i drążonych wyrobisk chodnikowych do których nie transportowano załogi.

Bez względu na sposób przemieszczania się załogi do stanowisk pracy dokonano podziału ile czasu potrzebują pracownicy, aby znaleźć się w nich.

Czas dotarcia do miejsc pracy zawiera się przedziałach:

- do 60 min.,
- 60-90 min.,
- powyżej 90 min.

W pierwszym przedziale czasu załoga docierała do 208 ścian i drążonych przodków ,w drugim – 64 a w trzecim – 7. Gdy załogi nie transportowano wartość w pierwszym przedziale czasu było 116 ścian, w drugim – 7, a w trzecim – 2. Istotnym elementem jest długość tras przypadająca na poszczególne środki transportu.

Według informacji zawartej w [8] w styczniu 2012 r. wykorzystywano do jazdy ludzi następujące urządzenia transportowe o długości:

- kolejki podwieszane spalinowe – 68 szt. na długości 113,24 km,
- kolejki spągowe spalinowe – 10 szt. na długości 7,1 km,
- kolejki spągowe linowe – 14 szt. na długości 16,24 km.,
- przenośniki taśmowe – 9 szt. na długości 7,48 km,
- inne – 2 szt. na długości 0,96 km.

Łączna długość tras wynosiła 145,02 km.

W publikacji [8] podano przykładowe długości trasy i czasy dojazdu dla:

- LW „Bogdanka” – 4,1 km/35min. tj. z prędkością 1,95 m/s,
- LW „Bogdanka” – 6,0 km/1godz. tj. z prędkością 1,66 m/s,
- JSW SA. KWK „Budryk” – 3,76 km/80 min. tj. z prędkością 0,78 m/s,
- KW SA. Oddział KWK „Bielszowice” – 3,4 km/50min. tj. z prędkością 1,13 m/s.

Na przykładzie 4 wyrobisk z kopalń wynika, że średnia prędkość transportowania wynosiła 1,38 m/s.

3.5.2 Uzyskane efekty ze zwiększenia prędkości przejazdu załogi

Na podstawie danych wynika, że średnia długość trasy kolejki podwieszanej z napędem własnym wynosi 1665 m. Dla tej długości trasy przeprowadzono przykładowe obliczenia.

1. Kolejka poruszając się z prędkością $V = 2,0$ m/s pokonuje trasę w czasie 832,5 s. tj. 14 min.

2. Kolejka poruszając się z prędkością $V = 2,5$ m/s pokonuje trasę w czasie 666 s. tj. 11 min.

W ciągu zmiany dwukrotnie pokonuje trasę z prędkością 2,5 m/s zyskując 6 min. W systemie 4-ro zmianowym zyskuje się 24 min/ dobę. W przypadku osiągniętych prędkości poniżej 2,0 m/s różnica w odniesieniu do 2,5 m/s będzie posiadała wyższą wartość.

W związku z tym, że na L W „Bogdanka” załoga jest transportowana na stanowisko pracy kolejkami podwieszonymi na odległość 4,1 i 6,0 km przeprowadzono również obliczenia efektu zwiększenia prędkości transportu do 2,5 m/s. Z danych wynika, że na trasie o długości 4,1 km uzyskano czas przejazdu 35 min, natomiast zwiększając prędkość do 2,5 m/s skracamy czas przejazdu do 27 min zyskując 16 min na zmianę, co daje nam 64 min na dobę. Analogiczne obliczenia przeprowadzono dla długości trasy 6,0 km, uzyskując skrócenie czasu przejazdu na dobę o 2 godz. 40 min.

Czas pracy na dole wynosi 7,5 godz. tj. 450 min. Od czasu tego odejmujemy czas zjazdu i wyjazdu załogi tj. 40 min., a więc do dyspozycji pozostaje 410 min. Czas przemieszczania się załogi wyrobiskami wynosi 80 min. w obie strony, do dyspozycji pozostaje więc 330 min. Następną czynnością jest podział załogi, który trwa 15 min. Pracownik ma 15 min na kontrolę stanowiska pracy i czynności związane z uruchomieniem urządzenia. Tak więc tzw. czas dyspozycyjny wynosi dla ściany lub przodka chodnikowego około 300 min.

Przykładowo zwiększając czas dyspozycyjny o 40 min na zmianę, w ciągu doby w układzie czterozmianowym zwiększamy czas dyspozycyjny o 160 min. uzyskując wymierny efekt ekonomiczny.

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń i analiz zauważono, że na przestrzeni 40 lat w wyniku restrukturyzacji kopalń, wprowadzono innowacyjne maszyny, nowe technologie i obudowy wyrobisk chodnikowych o zwiększonej wytrzymałości i odporności, jak również nowe rozwiązania w systemach transportu. Stwierdzono również, że zwiększył się przekrój porzeźny wyrobiska, jak również zwiększyła się liczba i długość wyrobisk związanych z udostępnieniem złoża. Wzrosła odległość stanowiska pracy od szybu, przez co wydłużył się czas dojścia załogi i jednocześnie skrócił się czas dyspozycyjny. Zauważono również, że zwiększyła się liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym, co w konsekwencji spowodowało zwiększenie liczby przewożonych pracowników. Natomiast jedynym parametrem, który nie uległ zmianie na przestrzeni 40 lat jest prędkość jazdy ludzi. Po dogłębnej analizie dokumentów źródłowych autorzy opracowania nie ustalili genyzy ograniczenia prędkości jazdy ludzi do 2,0 m/s.

Rezultatem podjętego przez autorów opracowania jest wskazanie możliwości zwiększenia czasu dyspozycyjnego załóg przez zwiększenie prędkości transportu ludzi kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.

WNIOSKI

1. Z przeprowadzonej analizy dokumentów źródłowych [1, 2, 3] wynika, że maksymalna prędkość przewozu ludzi kolejkami podwieszonymi na poziomie 2,0 m/s została wprowadzona przepisami w roku 1973 r. [1].
2. W latach 1990 do 2013 w polskich kopalniach węgla kamiennego nastąpił dynamiczny rozwój transportu z wykorzystaniem szynowych kolejek podwieszonych z napędem własnym (spalinowym), charakteryzujący się wzrostem liczby stosowanych lokomotyw, jak również możliwości trakcyjnych samych ciągników, tj. nominalnej siły uciągu z 40 kN do 160 kN i prędkości jazdy z 2,0 m/s do 2,5 m/s.
3. Na podstawie analizy danych z kopalń wynika, że wydłużają się drogi dojścia załogi do stanowiska pracy, wobec czego w celu zwiększenia efektywności prowadzenia transportu z wykorzystaniem szynowych kolejek podwieszonych, uzasadnionym jest zwiększenie prędkości przewozu ludzi.
4. Analiza wykazała, że zwiększenie prędkości przewozu ludzi spowoduje zwiększenie czasu dyspozycyjnego na stanowiskach pracy, co wiąże się ze wzrostem wydajności oraz bezpieczeństwa załogi.
5. Zwiększenie prędkości wymaga zwiększenia odległości (skrajni) od zespołu transportowego w wyrobiskach, na odcinkach których prowadzony będzie przewóz ludzi z prędkością powyżej 2 m/s [3].
6. Zwiększenie prędkości przewozu ludzi z wykorzystaniem szynowych kolejek podwieszonych powyżej 2,5 m/s wymaga przeprowadzenia między innymi szczegółowej analizy (badań) wpływu zwiększenia prędkości jazdy zespołu transportowego na obciążenie trasy kolejki, obudowy wyrobiska oraz występujących opóźnień w czasie awaryjnego hamowania ciągnika itd.
7. Realizacja zwiększenia prędkości przewozu ludzi do 2,5 m/s wynika z możliwości zastosowania wózków hamulcowych o zmienionych nastawach oraz zadziałania mechanizmu odśrodkowego.
8. Należy podnieść poziom szkolenia operatorów kolejek podwieszonych poprzez wykorzystanie najnowocześniejszych środków szkoleniowych w postaci symulatora oraz środków audio video.
9. Rezultatem podjętego przez autorów opracowania jest wskazanie możliwości zwiększenia czasu dyspozycyjnego załóg przez zwiększenie prędkości transportu ludzi kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
10. Zwiększając czas dyspozycyjny o 40 min na zmianę, w ciągu doby w układzie czterozmianowym zwiększamy czas dyspozycyjny o 160 min. uzyskując wymierny efekt ekonomiczny.

LITERATURA

1. Szczegółowe przepisy prowadzenia ruchu i gospodarki złożem w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny i brunatny, które zostały opracowane zgodnie z Zarządzeniem nr 38 Ministra Górnictwa i Energetyki z dnia 10.10.1973 r.
2. Wytyczne stosowania kolejek podwieszonych, Ministerstwo Górnictwa Departament Górniczy, Katowice, listopad 1978 r.

3. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciw-pożarowego w podziemnych zakładach górniczych.
4. Wytyczne Okręgowego Urzędu Arnsberg, Dział Górnictwo i Energia w NRW, dla podwieszanej kolejki (KSP) z napędem akumulatorowym oraz spalinowym w zakładach podziemnych kopalń węgla kamiennego z 14.12. 2005 (Wytyczne dla jednoszynowej podwieszanej kolejki).
5. Federalny górniczy i przemysłowy dozór Rosji, Seria 05 Dokumenty normatywne dotyczące bezpieczeństwa, dopuszczeniowej i nadzorczej działalności w przemyśle górniczym, Wydanie 12, Bezpieczeństwo urządzeń transportowych w górnictwie węglowym, zbiór dokumentów, Moskwa 2004
6. Poradnik górnika tom 3, transport, Katowice 1974.
7. Instrukcja Obsługi – DTR, Ciągnik podwieszony typu KPZS-148, Instrukcja oryginalna, Świerklany, styczeń 2010, praca niepublikowana.
8. Perenc B.: Bezpieczeństwo transportu w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego, XIV Konferencja, Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w polskim górnictwie organizowana przez WUG, SITG, GIG, Wisła 17-18 kwietnia 2012 r. wersja elektroniczna nr pliku 002.
9. Koczwarą J., Kmita P.: Bezpieczeństwo pracy w aspekcie stosowania urządzeń transportowych w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny, III Międzynarodowa Konferencja nt. „Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie”, Ustroń 20-22 listopada 2007 r.

MOŻLIWOŚCI ZWIĘKSZENIA PRĘDKOŚCI TRANSPORTU LUDZI KOLEJKAMI PODWIESZONYMI Z NAPĘDEM WŁASNYM

Streszczenie: *W artykule przedstawiono stan prawny w Polsce i za granicą dotyczący transportu kolejkami. Przedstawiono analizę trendów w strukturze transportu w wyrobiskach oraz strukturę wyrobisk transportowych. Przeprowadzono analizę długości tras transportu kolejkami podwieszonymi, obecnie osiągnięte prędkości transportowania ludzi, jak również możliwości techniczne ciągników w zakresie prędkości przejazdu. Przedstawiono efekty uzyskane ze zwiększenia prędkości transportu ludzi kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.*

Słowa kluczowe: *Kolejki podwieszane z napędem własnym, możliwości zwiększenia prędkości transportu ludzi, efekty uzyskane ze zwiększenia prędkości transportu ludzi.*

POSSIBILITY FOR INCREASING THE SPEED OF PERSONNEL TRANSPORT USING SUSPENDED MONORAILS WITH SELF DRIVE

Abstract: *Legal circumstances in Poland and abroad concerning monorail transport were shown in this article. It presents also an analysis of trends in transport structure, analysis of transport roads, length of suspended monorails tracks, currently achieved speed in personnel transport and haulages technical possibilities in range of transport speed. The achieved effects in increasing the speed of personnel transport using suspended monorails with self drive were presented in this article as well.*

Key words: *Suspended monorails with self drive, possibility of increasing personnel speed transport, achieved effects of increasing personnel transport speed.*

mgr inż. Tomasz BUDNIOK, dr inż. Wojciech ZASADNI
Becker-Warkop Sp. z o. o.

ul. Przemysłowa 11, 44-266 Świerklany
tel. +4832 4329903, fax. +48 32 4329901
e-mail: w.zasadni@becker-mining.com.pl

dr inż. Jan KANIA

Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
Instytut Mechanizacji Górnictwa
ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice
e-mail: jan.kania@polsl.pl

mgr inż. Henryk MROWIEC

Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego Sp. z o. o. Łędziny
ul. Łędzinska 8, 43-143 Łędziny

dr inż. Józef RUSINEK, mgr inż. Krzysztof SZYMICZEK, mgr inż. Gerard CHLUBA
Becker-Warkop Sp. z o. o.

e-mail: j.rusinek@interia.pl; k.szymiczek@becker-mining.com.pl; marketing@becker-mining.com.pl

4

NOWOCZESNE ROZWIĄZANIA W SYSTEMACH TRANSPORTU KOLEJKAMI PODWIESZONYMI Z NAPĘDEM WŁASNYM

4.1 WSTĘP

Eksploatacja pokładów węgla prowadzona jest na coraz większych głębokościach. Często roboty eksploatacyjne prowadzone są poniżej poziomu udostępnienia. Około 44% wydobywania węgla kamiennego w 2012r. pochodziło z rejonów poniżej poziomu udostępnienia. W 2012r. na 31 czynnych kopalń, w 22 eksploatowano 69 ścian poniżej poziomu udostępnienia. Różnice między poziomem udostępnienia, a głębokością prowadzenia robót przekraczają 100 m. W wyniku restrukturyzacji technicznej dynamicznie rozwija się transport kolejkami podwieszonymi z napędem własnym. Koncentracja wydobywania wymaga sprawnie funkcjonującego systemu transportu zarówno w okresie normalnego biegu ściany jak i w okresie przebrojenia. W czasie przemieszczania wyposażenia frontu eksploatacyjnego istotny jest czas w jakim on jest zrealizowany ze względu na przerwę w wydobywaniu. W czasie przebrajania wyposażenia ściany wraz z całą infrastrukturą przemieszcza się od 3-5 tys. ton wyposażenia [7]. Na szczególną uwagę zasługuje bezpieczeństwo związane z eksploatacją tych urządzeń. Transport ten posiada wiele zalet takich jak lepsza mobilność czy wydajność, ale cechuje się również mniejszą pracochłonnością. Na podstawie wieloletnich doświadczeń w stosowaniu różnych rozwiązań w systemach transportu, na szczególną uwagę zasługują ciągniki, w których zastosowano napęd zębaty. Dynamicznie rozwijający się transport kolejkami podwieszonymi w latach 2007-2012 [5] scharakteryzowano w tabeli 4.1. Przedstawiona w tabeli 1 długość tras dotyczy:

- lokomotyw kopalnianej kolei podziemnej,
- kolejek szynowych podwieszonych i spągowych linowych,
- kolejek podwieszonych i spągowych z napędem własnym.

Na podstawie danych zawartych w tabeli 4.1 stwierdzamy że, w latach 2007-2012:

- długość tras ogółem kształtowała się na poziomie 1700-1800 km, poza 2011r. gdzie o ponad 210 km wydłużyła się trasa kolejki podwieszonych z napędem własnym,
- długość tras kolejek podwieszonych z napędem własnym uległa wydłużeniu o 35%,
- procentowy udział transportu kolejkami podwieszonymi w stosunku do długości tras transportu ogółem wzrósł o 15,3%, i powoli zbliża się do 50%,
- liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym wzrosła ponad dwukrotnie tj. 2,2 razy,

- długość trasy kolejki podwieszanej z napędem linowym uległa zmniejszeniu o 30,8%,
- średnia długość trasy transportu kolejkami podwieszonymi przypadającą na jedną kopalnię uległa wydłużeniu o 36,5%.

Tabela 4.1 Długość tras transportu oraz liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym w wyrobiskach poziomych oraz pochyłych o nachyleniu do 45°

Lp.	Lata	2007	2008	2009	2010	2011	2012
1	Długość tras ogółem [km]	1697,4	1677,4	1833,1	1792,0	2029,5	1753,4
2	Długość tras kolejek podwieszonych z napędem własnym [km]	540,5	632,5	691,1	688	904,9	826,4
3	Procentowy udział pozycji 2 w 1	31,8	37,7	37,7	38,4	44,6	47,1
4	Liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym[szt]	211	246	286	322	394	471
5	Średnia długość trasy przypadająca na jedną kolejkę podwieszoną z napędem własnym[km]	2,6	2,6	2,4	2,1	2,3	1,8
6	Liczba kopalń [szt]	32	32	31	32	31	31
7	Średnia długość trasy przypadająca na kolejki podwieszone z nap. włas. na kopalnię [km]	16,9	19,8	22,3	21,5	29,2	26,6

Analizując długość tras i liczbę środków transportu dodać należy że, transport kolejkami podwieszonymi i spagowymi linowymi w 2012r. wykonywany był na trasie o długości 172,7 km przez 196 kolejek. Ze względu na coraz trudniejsze warunki geologiczno-górniczne do systemów transportu cały czas wprowadzane są coraz nowsze i doskonalsze rozwiązania techniczne. Związane są one z ciągłym wprowadzaniem nowych rozwiązań technicznych w stosowanych systemach transportu. Jednym z takich przykładów było wprowadzenie do stosowania w kolejkach podwieszonych napędu zębatego. W 2008r. wprowadzono do stosowania kolejkę podwieszoną zębatą KPZS-80. Na bazie uzyskanych doświadczeń w 2010r. wprowadzono do stosowania kolejkę podwieszoną z napędem ciernozębatym typu KPCZ-148. Napęd zębaty zastosowano również ciągnikach manewrowych typu CMEH-22 i CEH-22 jako samodzielny lub współpracujący a napędem ciernym. Na koniec III kwartału 2013r. w górnictwie węglowym eksploatowano 524 kolejki z napędem własnym. W 144 kolejkach firmy Becker-Warkop napęd zębaty zastosowano w 64 kolejkach podwieszonych [1, 2, 4, 5, 6, 8, 10].

4.2 CHARAKTERYSTYKA NAPĘDU ZĘBATEGO ZASTOSOWANEGO KOLEJCE PODWIESZONEJ I CIĄGNIKACH Z NAPĘDEM WŁASNYM

W transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym wykorzystuje się napęd zębaty w następujących środkach transportu:

- kolejce podwieszanej zębatej spalinowej typu KPZS-80,
- ciągniku podwieszonym typu KPZS-148,
- ciągniku podwieszonym typu KPCZ-148,
- ciągniku podwieszonym typu KP-96.

4.2.1 Charakterystyka kolejki podwieszanej zębatej spalinowej typu KPZS-80

Zasadniczymi podzespołami kolejki są: ciągnik, trasa i zestaw transportowy. Ciągnik składa się z czterech podzespołów tj. części silnikowej, hydraulicznych napędów zębatach typu HZA, kabiny głównej i pomocniczej. Ciągnik wykonano w wersji KPZS-S. Napędy zębate hydrauliczne HZA wyposażone są w koła zębate napędzane silnikiem hydraulicznym typu Poclain MS 18 z hamulcem ciernym Prainfalk. Maksymalna siła uciągu dla jednego napędu wynosi 27,5 kN ($\pm 10\%$). Głównym elementem napędu jest silnik hydrauliczny, którego moment obrotowy jest przenoszony na szynę przez koło zębate dociskane do listwy zębatej szyny. Napęd wyposażony jest w hydraulicznie luzowany sprężynowy hamulec wielopłytkowy cierny, spełniający funkcję hamulca bezpieczeństwa i postojowego.

Parametry techniczne ciągnika:

moc silnika spalinowego	80 kW
liczba aktywnych napędów hydraulicznych	3 lub 4
znamionowa siła pociągowa:	
– dla czterech napędów hydraulicznych	100 kN
– dla trzech napędów hydraulicznych	75 kN
maksymalna prędkość ciągnika:	
– dla czterech napędów hydraulicznych	1,5 m/s
– dla trzech napędów hydraulicznych	2,0 m/s
hamulce:	
– bezpieczeństwa,	
– postojowy i manewrowy hamulec płytkowy o statycznej sile hamowania min. 150 kN.	

4.2.2 Charakterystyka techniczna ciągnika KPZS-148

Do napędu ciągnika zastosowano silnik spalinowy wysokoprężny z turbodoładowaniem i bezpośrednim wtryskiem. Silnik za pośrednictwem sprzęgła napędza hydrauliczną pompę główną, która zasila 4 napędy zębate typu HZA. Hydrauliczne napędy zębate typu HZA (3 lub 4 jednostki napędowe) wyposażone są w zębate koła napędowe napędzane silnikiem hydraulicznym z hamulcem ciernym płytkowym lub bez hamulca, który jest zabudowany niezależnie w napędzie. Przeniesienie napędu odbywa się dzięki sprzężeniu kształtowemu kół napędowych z listwą szyny trasy kolejki. Praca ciągnika oparta jest o silnik wysokoprężny, 6 cylindrowy, rzędowy, z turbodoładowaniem i bezpośrednim wtryskiem.

Parametry techniczne:

moc	148 kW
całkowita pojemność skokowa	7146 cm ³
znamionowa siła uciągu dla:	
- dla czterech jednostek napędowych	100 kN
- dla trzech jednostek napędowych	75 kN
prędkość maksymalna	2,5 m/s
statyczna siła hamowania	min. 150 kN
dopuszczalne nachylenie toru jezdni	$\pm 30^\circ$

4.2.3 Charakterystyka techniczna ciągnika KPCZ-148

Praca ciągnika oparta jest o silnik wysokoprężny, 6 cylindrowy, rzędowy, z turbodoładowaniem i bezpośrednim wtryskiem.

Parametry techniczne:

moc	148 kW
całkowita pojemność skokowa	7146 cm ³
znamionowa siła pociągowa ciągnika:	max. 120 kN
- dla jednego napędu zębatego	max 37 kN
- dla jednego napędu ciernego	max 20 kN
prędkość maksymalna	2,5 m/s
statyczna siła hamowania	min. 1,5 wartości siły uciągu
dopuszczalne nachylenie toru jezdneho	± 30°
profil szyny jezdnej wyposażony w zębatkę o podziałce	60 mm

Ciągnik KPCZ-148 wyposażony jest w napęd: cierny, zębaty i cierno-zębaty [2].

Napęd cierny jest podstawowym elementem ciągnika. Przeniesienie napędu następuje dzięki sprzężeniu ciernemu koła napędowego z szyną. Napęd cierny stanowi wózek jezdny na, którym zabudowane są dwa silniki hydrauliczne tłokowe wolnoobrotowe oraz hamulec dźwigniowy.

Przeniesienie momentu obrotowego silników hydraulicznych dla napędu zębatego odbywa się dzięki sprzężeniu kształtowemu koła napędowego z zębatką szyn trasy kolejki. Napęd zębaty stanowi wózek jezdny w którym zabudowano zespół napędowy zębaty w korpusie którego zabudowane są dwa silniki hydrauliczne na wspólnym wale z hamulcami ciernymi płytkowymi. Na wale zabudowano koło napędowe zębate, które współpracuje z listwą zębatą toru jezdneho. W wózku jezdny zabudowano dodatkowo mechanizm podnoszenia i opuszczania zespołu napędowego (układ dźwigni z siłownikiem hydraulicznym), który wraz z układem sprężyn umożliwi zasprężenie lub wysprężenie koła zębatego z listwą trasy. Zasprężenie lub wysprężenie napędu zębatego może być wykonane ręcznie (z kabiny operatora) lub za pomocą sterowania zdalnego poprzez impuls wysłany z zabudowanego na trasie markera.

4.2.4 Charakterystyka techniczna ciągnika KP-96

Ciągnik KP-96 może być zbudowany w zależności od zastosowanych konstrukcji napędów w trzech wersjach jako [6]:

- KPCS – ciągnik wyposażony w napędy cierne,
- KPZS – ciągnik wyposażony w napędy zębate typu HZA,
- KPCZ – ciągnik wyposażony w napędy cierne i zębate.

Praca ciągnika oparta jest o silnik spalinowy (wysokoprężny), 4 cylindrowy, rzędowy, z turbodoładowaniem.

Parametry techniczne:

moc	96 kW
całkowita pojemność skokowa	4400 cm ³
znamionowa siła uciągu	max 240 kN
siła uciągu dla pojedynczego napędu zębatego typu HZA	max 30 kN
siła uciągu napędu ciernego	max 20 kN

prędkość maksymalna	2,5 m/s
statyczna siła hamowania	min. 1,5 wartości siły uciągu
dopuszczalne nachylenie toru jezdneho	$\pm 30^\circ$

4.3 PRZYKŁADY ZASTOSOWANIA NAPĘDU ZĘBATEGO W TRANSPORCIE KOLEJKAMI PODWIESZONYMI Z NAPĘDEM WŁASNYM CIĄGNIKAMI TYPU KPZS, KPCZ, KP

Zastosowanie napędu zębatego i cierno-zębatego scharakteryzowano na podstawie przykładów z KW SA Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice” [8] oraz JSW SA. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, Ruch „Zofiówka” [3].

4.3.1 KW SA. Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice”

Zastosowano ciągnik podwieszony typu KPCZ-148 do transportu sekcji do zbrojenia i z likwidacji ściany 31 w pokładzie 405/1, oraz do jazdy ludzi.

Trasę do transportu stanowiły dwa rodzaje toru:

- BWTU – 50/120 o długości 440 m po której prowadzono transport z zastosowaniem napędu cierno-zębatego,
- ZRP – 85 o długości 1310 m z zastosowaniem do napędu ciernego.

Newralgicznym miejscem był zakręt z zabudowanym rozjazdem na skrzyżowaniu pochylni V pokład 405/1 na styku odcinka V z odcinkiem IV. W rejonie skrzyżowania przed zakrętem wyrobisko przechodziło z nachylenia 15° po upadzie, bezpośrednio na wznios o nachyleniu $19,5^\circ$ na długości 30m za zakrętem. Zakręt tworzył kat rozwarty wynoszący 100° . Trasą między stacją początkową a stacją pośrednią transportowano całość wyposażenia do zbrojenia ściany 31 jak i z likwidacji po zakończeniu wydobywania. W czasie biegu ściany 31 trasą tą prowadzono jazdę ludzi.

Rozmieszczenie jednostek napędowych do transportu stosowano w trzech wariantach:

- wariant I – po torze BWTU – 50/120 stosowano 3 napędy zębate rozmieszczone na: początku, w środku i na końcu zestawu. Siła uciągu wynosiła 116 kN. Po torze ZRP-85 stosowano 4 napędy cierne. Wariant ten był stosowany przez tydzień. Na bazie doświadczeń związanych ze zmiennymi nachyleniami i zakrętem zaniechano transportu wg wariantu I i zastosowano wariant II.
- wariant II – po torze BWTU – 50/120 stosowano 2 napędy zębate i 3 napędy cierne o sile uciągu 100 kN. Natomiast przy zastosowaniu 5 napędów ciernych siła uciągu wynosiła 90 kN. Do transportu po torze ZRP-85 stosowano 4 napędy cierne o sile uciągu 80 kN. W wariantcie tym zlikwidowano 1 napęd zębaty.
- wariant III – po torze BWTU – 50/120 stosowano 1 napęd zębaty i 4 napędy cierne o sile uciągu 110 kN. Wariant ten był stosowany w dwu wersjach:
 - wersja I – do jazdy ludzi podczas prowadzenia eksploatacji ścianą 31
 - wersja II – do robót związanych z likwidacją ściany 31.

Transport kolejką KPCZ-148 obejmował:

- zbrojenie ściany 31 w pokładzie 405/1. Transportowano wyposażenie ściany oraz sekcje obudowy zmechanizowanej KW-09/26 POz W2/ZRP w wersji liniowej i wnekowej o maksymalnej masie 12325 kg w ilości 160 sztuk. Prace zbrojeniowe prowadzono w

układzie czterozmianowym. Maksymalna ilość sekcji rozparta na dobę wynosiła 8 sztuk. Zbrojenie ściany prowadzono przez 32 dni,

- likwidację ściany 31 w pokładzie 405/1.
- w transporcie elementów z likwidacji ściany 31 stosowano III wariant usytuowania napędów w kolejce podwieszanej. Prace likwidacyjne prowadzono w układzie czterozmianowym. Maksymalna ilość sekcji wyrobionych na dobę wynosiła 8 sztuk. Likwidację ściany prowadzono przez 30 dni,
- transport załogi do i ze ściany 31 w okresie od kwietnia 2012r do lutego 2013r. Transport załogi prowadzony był przy użyciu 3 kabin ośmioosobowych TDS120/KO firmy TDS ZAMPRA. Zastosowanie napędu cierno-zębatego poprawiło warunki bezpiecznego prowadzenia jazdy ludzi. Czas zbrojenia i likwidacji uzależniony był od czynności technologicznych w ścianie 31 i nie miał bezpośredniego wpływu na wydajność transportu. Na podstawie doświadczeń uzyskanych ze stosowania ciągnika podwieszanego KPCZ-148 stwierdzić należy, że spełnił oczekiwania użytkownika.

4.3.2 JSW SA. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Zofiówka”

Przedstawione przykłady dotyczą transportu materiału i urządzeń oraz jazdy ludzi w wyrobiskach o nachyleniu od 12° do 25°.

4.3.3 Transport materiałów

Układ transportu kolejką podwieszoną spalinową z podszybia szybu IVz na „N” poz. 900 do pokładu 410 i do przekopu D-taśmowego poz. 900 obsługują trzy ciągniki spalinowe: dwa ciągniki KPCZ-148 i jeden ciągnik KP-96. Długość trasy transportu wynosi 4965 m (w tym 115 m trasy zębatej). Trasa jest wydłużana wraz z postępowaniem w dążeniu poszczególnych wyrobisk. Maksymalne nachylenie wynosiło 20°. W tym układzie transportu eksploatowanych jest dziesięć stacji nadawczo-odbiorczych.

Jeden zespół transportowy z ciągnikiem KPCZ-148 składa się z: dwóch kabin operatora, czterech napędów ciernych, jednego napędu zębatego, części silnikowej, części pomocniczej, dwóch wózków hamulcowych typu WHR w układzie DUO oraz sześciu wciągników HPV TDS-120.

Drugi zespół transportowy z ciągnikiem KPCZ-148 składa się z: dwóch kabin operatora, czterech napędów ciernych, jednego napędu zębatego, części silnikowej, części pomocniczej, dwóch wózków hamulcowych typu WHR w układzie DUO oraz trzech belek nośnych UiK. W skład zespołu transportowego z ciągnikiem KP-96 wchodzi: dwie kabiny operatora, cztery napędy cierno-zębate, jeden napęd zębate, część silnikowa, dwa wózki hamulcowe typu WHR w układzie DUO oraz dwie belki nośne UiK.

4.3.4 Jazda ludzi

Dotyczy dwóch przykładów jazdy ludzi: z przekopu C poz. 830 do pokładu 502/1 oraz poziomu 900 do poziomu 1110.

4.3.5 Układ transportu do jazdy ludzi z przekopu C poz. 830 do pokładu 502/1

Jazda ludzi kolejką podwieszoną spalinową prowadzona była z przekopu C poz. 830 do pokładu 502/1. Trasę transportu stanowi uniwersalny tor jezdny typu BWTU 50/120 dla

kolejek podwieszonych firmy Becker-Warkop. Łączna długość trasy do jazdy ludzi wynosiła 1700m, a maksymalne nachylenie spągu wyrobiska wynosiło 25°. Transport załogi prowadzony był ciągnikiem podwieszonym typu KPZS-S firmy Becker-Warkop. Zespół transportowy przeznaczony do jazdy ludzi składał się z dwóch kabin operatora, czterech napędów zębatych, części maszynowej, jednostki z instalacją elektryczną i chłodnicą oleju, dwóch wózków hamulcowych typu WHR w układzie DUO, kabiny osobowo-sanitarnej typu UiK i czterech kabin osobowych typu UiK. W kabinie osobowej znajduje się 8 siedzeń a nośność użytkowa kabiny wynosi (8 osób x 100 kg) 800 kg. Wsiadanie i wysiadanie ludzi z kabin osobowych odbywało się na trzech stacjach osobowych.

4.3.6 Układ transportu do jazdy ludzi z poziomu 900 do poziomu 1110

Jazda ludzi prowadzona jest aktualnie w upadowej równoległej do poz. 1110. Trasę do transportu stanowi uniwersalny tor jezdny typu BWTU 50/120 dla kolejek podwieszonych firmy Becker-Warkop. Długość trasy wynosi 1900 m a maksymalne nachylenie 12°. Transport załogi odbywa się za pomocą ciągnika podwieszzonego typu KP-96 firmy Becker-Warkop. Zespół transportowy przeznaczony do jazdy ludzi składa się z dwóch kabin operatora, czterech napędów ciernych, jednego napędu zębatego, części silnikowej, dwóch wózków hamulcowych typu WHR i czterech kabin osobowych typu TDS-100/KO firmy TDS ZAMPRA. W kabinie osobowej znajduje się 8 siedzeń a nośność użytkowa kabiny wynosi (8 osób x 100 kg) 800 kg. Wsiadanie i wysiadanie ludzi z kabin osobowych odbywa się na czterech stacjach osobowych.

4.3.7 Transport sekcji obudowy zmechanizowanej

Dotyczy dwóch przykładów transportu sekcji obudowy zmechanizowanej: z przekopu F-kołowego poz. 900 do pokładu 405/11g, oraz z przekopu H-kołowego poz. 900 do pokładu 4121g+1d i 4121g. Transport sekcji do ściany F-4 pokład 405/11g prowadzony jest z przekopu F-kołowego na poziomie 900.

Do transportu sekcji służył uniwersalny tor jezdny typu BWTU 50/120 dla kolejek podwieszonych firmy Becker-Warkop. Łączna długość trasy zębatej do ściany F-4 pokładu 405/11g wynosiła 710 m, a maksymalne nachylenie 18°. Transport kompletnej sekcji odbywał się za pomocą podwieszzonego ciągnika spalinowego typu KPZS-S. Zespół transportowy składa się z dwóch kabin operatora, części pomocniczej, części maszynowej, czterech napędów zębatych, wózków hamulcowych WHR w układzie duo i zestawu nośnego HMZ TDS 10 DUO. Maksymalna nośność zestawu HMZ TDS 10 DUO wynosi 2x100kN.

4.3.8 Transport sekcji z przekopu H-kołowego poz. 900 do pokładu 4121g+1d i 4121g

Podczas zbrojenia ściany G-4 pokład 4121g+1d i 4121g trasa transportu przebiegała przez przecinkę z przekopu H-kołowego poz. 900 do przekopu H-taśmowego poz. 900 o maksymalnym nachyleniu do 30°. W przecince zabudowano trasę zębatą. Siła uciągu ciągnika KPCZ-148 z czterema napędami ciernymi i jednym napędem zębatym wynosiła 100 kN co umożliwiło transport elementów sekcji obudowy zmechanizowanej do zbrojonej ściany. Zastosowanie napędu zębatego spełniło oczekiwania użytkownika. W kopalni pracuje 5 kolejek typu KPZS-80 od 2008r. na trasie o łącznej długości 8200 m., które stały się bazą

naszych doświadczeń .

4.4 ANALIZA PORÓWNAWCZA KOSZTÓW DLA TRANSPORTU Z NAPĘDEM CIERNYM I ZĘBATYM

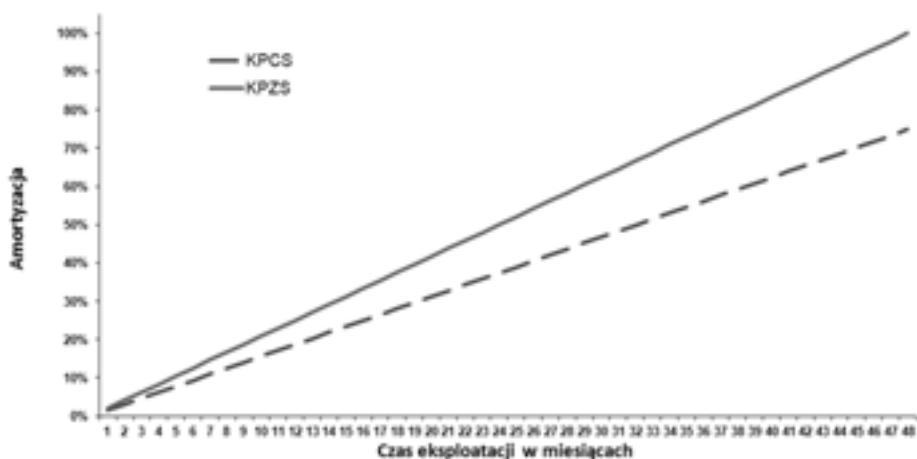
Kształtowanie się średniej długości trasy przypadającej na jedną kolejkę podwieszoną z napędem własnym w latach 2007-2012 przedstawiono w tabeli 4.2. Do analizy przyjęto średnią długość trasy przypadającą w roku 2012 na jeden ciągnik kolejki podwieszonej z napędem własnym.

Tabela 4.2 Koszt zakupu kolejki wraz z trasą

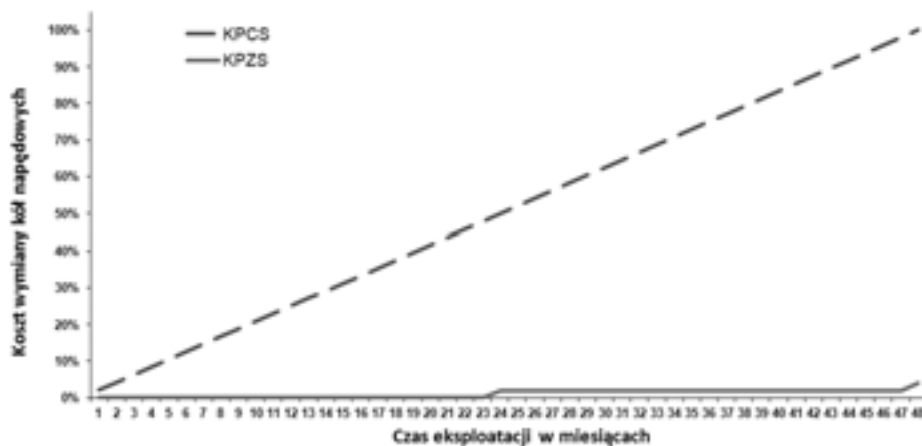
Długość trasy kolejki [m]	1800
Cena kolejki KPCS z trasą [%]	100,0
Cena kolejki KPZS z trasą [%]	133,7

Ze względu, że te same ciągniki mogą pracować w kolejkach z napędem ciernym i zębatym analizę oparto o porównanie narastająco:

- amortyzacji ciągnika i trasy o długości 1800 m
- kosztu wymiany kół napędowych dla napędu ciernego i zębatego,
- kosztu amortyzacji i wymiany kół dla trasy o długości 1800 m.

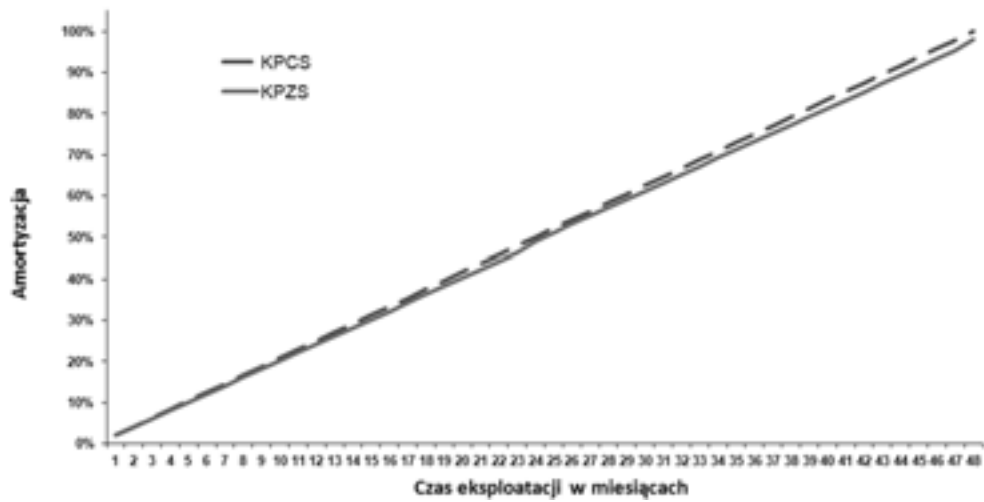


Rys. 4.1 Amortyzacja ciągnika i trasy o długości 1800

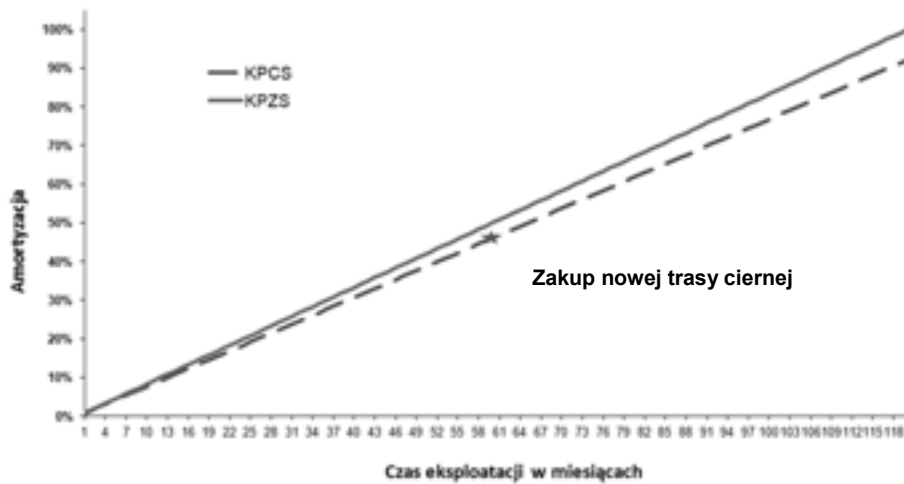


Rys. 4.2 Koszt wymiany kół napędowych

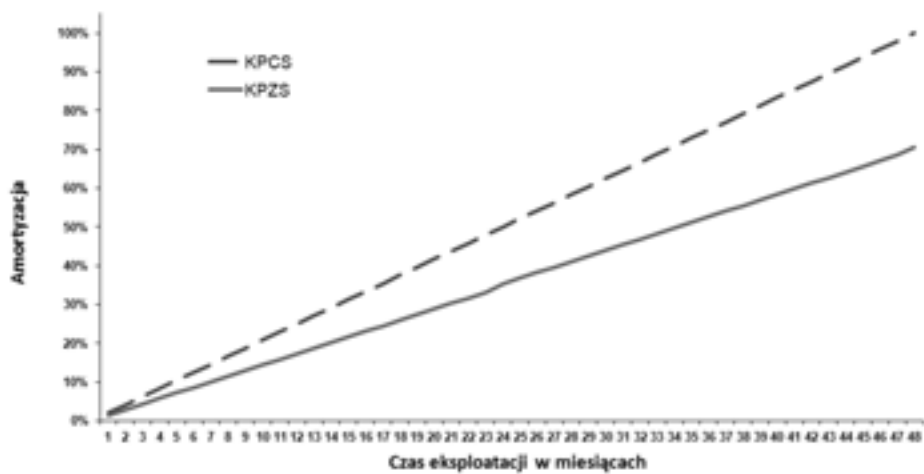
Powyższą sytuację przedstawiono na rys. od 4.1 do 4.5.



Rys. 4.3 Wykres zbiorczy dla trasy 1800m



Rys.4.4 Amortyzacja trasy o długości 1800m (trasa cierna 5 lat, trasa zębata 10 lat)



Rys. 4.5 Wykres zbiorczy dla trasy o długości 1800 (amortyzacja trasy ciernej 5 lat, zębatej 10 lat oraz koszt wymiany kół)

Analizę przeprowadzono przy następujących założeniach:

Parametry kolejki:

Siła uciągu 100 kN

Ilość napędów ciernych 5 szt.

Ilość napędów zębatach 4 szt.

Ceny:

Cena szyny cierniej 100%

Cena szyny zębatej 217%

Cena koła ciernego 100%

Cena koła zębatego 232%

Cena KPCS 100%

Cena KPZS 93%

Zużycie kół ciernych:

Komplet kół na ciągnik KPCS 10 szt.

Szacowana trwałość koła ciernego 500 mh

Ilość przepracowanych miesięcznie mh 378 mh

Wymiana kół następuje co 1,32 m-ca

Robocizna (2 x 6h) 800 zł

Miesięczny koszt wymiany kół ciernych 10.433 zł

Ilość kół ciernych na rok 91 szt.

Zużycie kół zębatach:

Komplet kół zębatach dla ciągnika KPZS 4 szt.

Szacowana trwałość koła zębatego 24 m-ce

Robocizna (2 x 6h) 800 zł

Koszt wymiany kpl. kół zębatach (co 24 m-ce) 12.052 zł

Miesięczny koszt wymiany kół zębatach 536 zł

Stopa amortyzacji dla ciągników wynosi 25%, czyli amortyzacja obejmuje okres 4 lat.

Na podstawie analizy porównawczej stwierdzono, że amortyzacja narastająco po 4 latach ciągnika i trasy o długości 1800 wyższa jest dla napędu zębatego.

Porównując koszt wymiany kół w ciągniku z napędem ciernym w stosunku ciągnika napędem zębatym to różnica ta wynosi na koniec okresu amortyzacji 94% na korzyść napędu zębatego.

Na podstawie wieloletnich doświadczeń stwierdzono, że zużycie trasy zębatej jest o 50% niższe w stosunku do trasy cierniej. Wynika to ze sposobu przenoszenia siły uciągu. Przy napędzie ciernym siła ta przenoszona jest przez element nośny jakim jest średnik w profilu trasy. Natomiast dla napędu zębatego listwa zębata umieszczona jest pod elementem nośnym kształtownika trasy a jej zużycie nie wpływa na czas zużycia elementu nośnego trasy. Tak więc trasa zębata może być wykorzystywana dwukrotnie dłużej. Na potwierdzenie tego faktu jest częstotliwość wymiany elementu przenoszącego siłę uciągu. W tym momencie częstotliwość wymiany kół napędowych świadczy o zwiększonym zużyciu trasy.

Z doświadczeń można stwierdzić, że okres używania szyn dla napędu zębatego może być dwukrotnie dłuższy, ponieważ przenoszenie napędu nie zachodzi przez element nośny szyny. Program komputerowy pozwala na rozpatrywanie różnych wariantów w analizie kosztów. Na podstawie przeprowadzonej analizy oraz doświadczeń wynikających z

prowadzenia transportu pod względem bezpieczeństwa i ekonomicznym wynika jednoznacznie, że napęd zębaty jest pewniejszy ruchowo i uzasadniony ekonomicznie.

4.5 PORÓWNANIE PRACY NAPĘDU CIERNEGO I ZĘBATEGO

Liczba kolejek podwieszonych z napędem własnym w latach 2007-2012 systematycznie wzrastała. Średnio można przyjąć, że o 40 szt. rocznie. Sposób prowadzenia transportu ulega modyfikacji w wyniku działań związanych z restrukturyzacją techniczną. Mając na uwadze zmieniające się uwarunkowania prowadzenia transportu zwłaszcza kolejkami podwieszonymi [1] podjęte działania przez firmę zmodyfikowania go potwierdzają słuszność wytyczonego kierunku. Na podstawie rozeznania rynku w chwili obecnej około 10% z liczby kolejek podwieszonych z napędem własnym ma zabudowany przynajmniej jeden napęd zębaty. Analiza porównawcza kosztów prowadzenia transportu z napędem ciernym i zębatym dla długości trasy 1800 m (średnia długość trasy transportu przypadająca na jeden ciągnik kolejki podwieszonyj z napędem własnym w 2012r) jest tańsza dla napędu zębatego w okresie amortyzacji. Na korzyść napędu zębatego przemawiają również argumenty bezpieczeństwa prowadzenia transportu oraz techniczne i użytkowe. W porównywaniu napędu ciernego i zębatego uwzględniono doświadczenia kopalń w stosowaniu różnych rozwiązań technicznych w nawiązaniu do istniejących warunków. Porównanie pracy napędu ciernego i zębatego przeprowadzono w oparciu o wnioski wynikające z uzyskanych doświadczeń ze stosowanych systemów transportu. Dla porównania napędu ciernego z zębatym uwzględniono:

- Pewność działania podczas przenoszenia momentu obrotowego z silnika hydraulicznego na siłę uciągu na kontakcie z trasą kolejki. Większą pewnością działania cechuje się napęd zębaty.
- Parametry transportu mogą być nieprzewidywalne dla napędu ciernego ze względu na możliwość zaistnienia tzw. uślizgu spowodowanego zabrudzeniem bądź zawilgoceniem trasy. Dla napędu zębatego warunki na trasie nie wpływają na parametry prowadzonego transportu.
- Zwiększanie docisku koła ciernego do trasy powoduje szybsze zużycie okładziny na kole napędowym,
- Zwiększenie docisku koła ciernego często realizowane jest na trasie zawilgoconej, zabrudzonej (np. przez pył w zużytych prądzie powietrza), na zmiennych nachyleniach (np. krótki odcinek toru o dużym nachyleniu), na zakrętach w rejonie gdzie zmienia się nachylenie wyrobiska.
- Szybsze zużycie kół napędu ciernego winno być przedmiotem analizy o celowości przyjętego rozwiązania w stosowanych systemach transportu ze względu na bezpieczeństwo i zmniejszenie kosztów.
- Pewność ruchowa prowadzenia transportu z zastosowaniem napędu zębatego pozwala bezpiecznie prowadzić transport w każdych warunkach. Na szczególną uwagę zasługuje prowadzenie jazdy ludzi w wyrobiskach wilgotnych o nachyleniu do $\pm 25^{\circ}$.
- Obniżanie wytrzymałości trasy dla napędu ciernego zachodzi z powodu zużywania się środka szyny spowodowanego przeniesieniem siły uciągu.
- Większą siłą uciągu ma pojedynczy napęd zębaty (bez zwiększania ciśnienia w układzie zasilania).

- Transport z zastosowaniem napędu ciernego przy większych nachyleniach wyrobiska po wzniosie, ze względu na szybko rosnące opory ruchu jest mniej efektywny.
- Napęd zębata pozwala na uzyskanie dużych sił stycznych i pokonywanie nachyleń bez względu na panujące warunki. Na podstawie przeprowadzonej analizy porównawczej wynika, że zastosowanie napędu zębatego jest uniwersalne bez względu na panujące warunki geologiczno-górnice. Zastosowanie napędu zębatego poprawia warunki BHP prowadzenia transportu. Ze względów ekonomicznych analiza porównawcza wykazała, że jest tańszy w stosowaniu. Autorzy uważają, że podstawowym elementem w transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym jest pewność uzyskania założonej siły uciągu bez względu na panujące warunki. Warunek ten spełnia napęd zębata, który winien być stosowany na szerszą skalę aniżeli dotychczas.

4.6 PORÓWNANIE ZUŻYCIA ELEMENTÓW NAPĘDOWYCH W KOLEJKACH Z NAPĘDEM CIERNYM I ZĘBATYM

Przedmiotem analizy było porównanie dla wybranej kopalni ilościowego zużycia:

- Kół napędowych,
- Siłowników hamulca,
- Klocków hamulcowych,
- Siłowników docisku.

Analiza ilościowa wybranych elementów napędu oraz hamulca ma na celu porównanie liczb zużytych elementów w ciągu roku 2013. Dotyczy to kolejek podwieszonych z napędem ciernym i zębata. Powyższą sytuację przedstawiono w tabelach 4.3 oraz 4.4.

Tabela 4.3 Zużycie wybranych elementów kolejki z napędem ciernym

Ilość kolejek [szt.]	Ilość wymienionych siłowników hamulca [szt.]	Ilość wymienionych klocków hamulcowych [szt.]	Ilość wymienionych siłowników docisku [szt.]
23	23	217	30

Tabela 4.4 Zużycie wybranych elementów kolejki z napędem zębata

Ilość ciągników [szt.]	Ilość wymienionych napędów HZA "wieńców zębatach" [szt.]	Ilość wymienionych siłowników hamulca [szt.]	Ilość wymienionych klocków hamulcowych [szt.]	Ilość wymienionych siłowników docisku [szt.]
5	6*	Nie dotyczy	Nie dotyczy	Nie dotyczy

* od 2008r. wymieniono tylko 6 wieńców zębatach

Na podstawie zestawienia wybranych elementów najmniejszym zużyciem wybranych elementów cechuje się napęd zębata.

Jak wynika z przedstawionych w tabelach ilości wymienionych elementów, autorzy jednoznacznie stwierdzają, że napęd zębata w ciągnikach podwieszonych jest bezsprzecznie najlepszym rozwiązaniem technicznym co do sposobu przenoszenia siły uciągu.

WNIOSKI

Na podstawie wieloletnich doświadczeń związanych ze stosowaniem napędu zębatego w kolejkach podwieszonych z napędem własnym można sformułować następujące wnioski:

1. Analiza porównawcza amortyzacji i kosztów prowadzenia transportu z napędem ciernym i zębatym jest korzystniejsza dla napędu zębatego.
2. Zwiększająca się liczba wyrobisk nachylonych do 30° w których prowadzony jest transport zmusza użytkowników do stosowania coraz doskonalszych rozwiązań w systemach transportu kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
3. Dynamicznie rozwija się transport kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
4. Zastosowanie napędu zębatego w transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym przyczyniło się do poprawy bezpieczeństwa jak i wzrostu wydajności w transporcie.
5. Napęd zębaty stosowany w wyrobiskach o dużym zapyleniu i zawilgoceniu oraz nachyleniach dochodzących do 30° jest bardziej efektywny.
6. Napęd zębaty eliminuje tzw. usługi w transporcie kolejkami podwieszonymi z napędem własnym.
7. Pewność ruchowa prowadzenia transportu z zastosowaniem napędu zębatego pozwala bezpiecznie prowadzić transport w każdych warunkach.
8. Napęd zębaty może być stosowany jako samodzielny lub współpracować z napędem ciernym.
9. Zastosowanie ciągników z napędem zębatym zostało zweryfikowane pozytywnie przez użytkowników w podziemiach kopalń na podstawie gruntownego doświadczenia i wiedzy jaką zdobyliśmy od 2008r.

LITERATURA

1. Budniok T., Rusinek J.: Transport kolejkami podwieszonymi stosowany przez firmę Becker-Warkop Sp. z o. o. V Międzynarodowa Konferencja” „Bezpieczeństwo pracy urzędzeń transportowych w górnictwie” 4-6 listopada 2009. Ustroń, Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego Sp. z o. o. w Łędzinach wersja elektroniczna s. 1-10.
2. Budniok T., Rusinek J.: Uniwersalność ciągnika typu KPCZ-148 z napędem cierno-zębatym w systemach transportu kolejkami podwieszonymi firmy Becker-Warkop Sp z o. o., II Międzynarodowa Konferencja Problemy Bezpieczeństwa w Budowie i Eksploatacji Maszyn Urzędzeń Górnictwa Podziemnego, Ustroń 16-18.06.2010r.
3. Kubaczka Cz., Pawlas J., Zasadni W., Rusinek J.: Zastosowanie napędu zębatego w kolejkach podwieszonych z napędem własnym w JSW S.A. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” Ruch „Zofiówka”, materiał w druku.
4. Mrowiec H., Raszka W.: Współczesne systemy transportu w górnictwie węglowym.
5. Perenc B.: Bezpieczeństwo transportu w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego, XIV Konferencja, Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w polskim górnictwie organizowanej przez WUG, SITG, GIG Katowice, Wisła 17-18 kwietnia 2012r. wersja elektroniczna nr pliku 002.
6. Rusinek J., Zasadni W.: Nowatorskie rozwiązania w ciągniku o mocy 96kW w systemach transportu Becker-Warkop Sp. z o. o. II Konferencja Naukowo-Techniczna

- Wydziału Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej w Gliwicach, Aktualne problemy zwalczania zagrożeń górniczych, 7-9 listopada 2012r, Brenna, s. 285-293.
7. Rusinek J., Zasadni W., Frączek J., Zamarlik B.: Mechanizacja prac transportowych kolejkami spągowymi i podwieszonymi firmy Becker-Warkop Sp. z o. o. XXII Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 18 -22 luty 2013r., wersja elektroniczna 05.13 Rus.
 8. Wardas A., Humeniuk W.: Zastosowanie ciągnika podwieszonoego typu KPCZ-148 z napędem cierno-zębatym w KW SA Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice”, 14 Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna KOMTECH 2013, nt. Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa, Bezpieczeństwo-Efektywność-Niezawodność, Monografia, 18-20 listopada 2012. Kliczków, s. 237-248.
 9. Zasadni W., Żyrek L., Rusinek J.: Innowacyjność rozwiązań w systemach transportu firmy Becker-Warkop Sp. z o.o. XXI Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 20-24 lutego 2012r., wersja elektroniczna, s. 518-530.
 10. Stan bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie, str. internetowa: www.wug.gov.pl

NOWOCZESNE ROZWIĄZANIA W SYSTEMACH TRANSPORTU KOLEJKAMI PODWIESZONYMI Z NAPĘDEM WŁASNYM

Streszczenie: *Zastosowanie napędu zębatego w kolejkach podwieszonych z napędem własnym zmieniło sposób prowadzenia transportu. Zmieniające się warunki geologiczno-górnice wymuszają stosowania coraz doskonalszych rozwiązań w stosowanych systemach transportu. Napęd zębaty jest innowacyjny w swoim rozwiązaniu, a równocześnie uniwersalny w swoim stosowaniu bez względu na panujące warunki. Rozwiązanie to zostało pozytywnie zweryfikowane w praktyce przez użytkowników.*

Słowa kluczowe: *kolejki podwieszono z napędem własnym, napęd zębaty*

MODERN SOLUTIONS IN SUSPENDED TRANSPORT SYSTEMS WITH SELF DRIVE

Abstract: *Application of toothed drive in suspended monorails with self drive changed the way of conducting the transport works. Variable geological-mining conditions are forcing to apply more and more modern solutions in transport systems. Toothed drive is an innovative solution and an universal one as well, irrespective of prevailing conditions. This solution was positively verified by users in every day practice.*

Key words: *Suspended monorails with self drive, toothed drive*

Tomasz BUDNIOK, Wojciech ZASADNI, Józef RUSINEK, Karol KRAWCZYK
Becker-Warkop Sp. z o. o.

ul. Przemysłowa 11, 44-266 Świerklany

tel. +4832 432 99 03; +4832 432 99 04; +4832 432 99 40; +4832 432 99 21

e-mail: w.zasadni@becker-mining.com.pl; j.rusinek@interia.pl; k.krawczyk@becker-mining.com.pl

5

RODZAJE MEDIÓW HYDRAULICZNYCH ORAZ SIĘĆ WYSOKIEGO CIŚNIENIA W KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO

5.1 WPROWADZENIE

Mechanizacja górnictwa węgla kamiennego opiera się na energii elektrycznej, jednak ograniczenia silnika asynchronicznego, zwłaszcza w zakresie możliwości uzyskania ruchu prostoliniowego z odpowiednią siłą i regulowaną prędkością, powoduje konieczność stosowania hydrauliki siłowej. Podstawowym układem hydrauliki siłowej stosowanym w górnictwie jest prasa hydrauliczna, czyli stojaki obudowy hydraulicznej oraz obudowy zmechanizowanej. W układach tych podstawowym elementem jest ciecz hydrauliczna, czyli medium za pomocą, którego przetwarza się energię ruchu obrotowego (pompy wysokociśnieniowej) na energię ruchu prostoliniowego (siłowniki hydrauliczne). Emulsje olejowo-wodne stosowane w prasach hydraulicznych są tańsze od olejów i niepalne. Stosowane głównie w układach hydraulicznych ścianowych obudów zmechanizowanych i w stojakach hydraulicznych indywidualnych z centralnym zasilaniem. Część emulsji jest codziennie tracona wskutek nieuniknionego zjawiska entropii oraz strat podczas używania urządzeń małej mechanizacji. Zatem emulsja musi być każdego dnia wytworzona i dostarczona do miejsc, w których jest stosowana. W tym celu kopalnie stosują zróżnicowane rozwiązania [1, 3, 4]. Głównym celem artykułu jest przedstawienie sposobu wykorzystania zastosowanego modelu w warunkach produkcyjnych, zastosowanego w Zakładzie Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Jankowice” w Rybniku, w realizacji procesu bezawaryjnej pracy zakładu górnictwa.

5.2 PRZEZNACZENIE, RODZAJE CIECZY HYDRAULICZNYCH ORAZ KONCENTRATY EMULSJI

Ciecz hydrauliczna, czyli medium hydrauliczne jest koniecznym elementem każdego układu hydrauliki siłowej. Zadaniem cieczy hydraulicznej (medium) w układach hydraulicznych jest przenoszenie energii oraz uszczelnienie układu, smarowanie współpracujących powierzchni, odprowadzanie ciepła i ochrona przed korozją. Ciecze powinny mieć jak najmniejszą zmienność lepkości wraz ze zmianą temperatury w całym przewidywanym zakresie temperatur pracy układu hydraulicznego, małą ściśliwość a więc duży moduł sprężystości objętościowej, jak najniższą temperaturę krzepnięcia i jak najwyższą temperaturę zapłonu, duże ciepło właściwe, dobrą przewodność oraz małą rozszerzalność cieplną. Ponadto powinny się charakteryzować odpornością na pienienie, utlenianie i

degradację termiczną, dobre własności smarne w stosunku do wszystkich materiałów konstrukcyjnych stosowanych na elementy układu hydraulicznego w całym zakresie temperatury pracy, jednorodność struktury i trwałość chemiczną, obojętność chemiczną w stosunku do metali i materiałów uszczelnień. Bardzo ważne ze względu na warunki górnicze (małe gabaryty, ograniczona ilość powietrza, zagrożenie pożarowe) jest, aby ciecz robocza była niepalna oraz nietoksyczna [1, 3, 4, 6, 7, 8, 9].

5.3 NAJCZĘŚCIEJ STOSOWANE RODZAJE CIECZY HYDRAULICZNYCH W POLSKIM GÓRNICTWIE

Obecnie w układach hydraulicznych stosuje się cztery rodzaje cieczy roboczych:

- 1). Oleje mineralne powstałe z produktów destylacji ropy naftowej, będące cieczami palnymi. Obecnie w układach hydrauliki siłowej w przemyśle węgla kamiennego stosowane są oleje hydrauliczne grupy hydrol. Oleje te mają własności smarne oraz odpowiednią lepkość. Są odporne na pienienie, co jest konieczne gdyż pęcherzyki powietrza w oleju poddane wysokiemu ciśnieniu powodują wzrost temperatury i zapalenie oleju wokół pęcherzyka, co powoduje powstanie szkodliwych produktów spalania. Ze względów pożarowych istnieje ograniczenie stosowania w podziemiach zakładów górniczych oleju w ilościach powyżej 50 dm³ w zbiorniku, jeżeli jest on połączony węzami elastycznymi mającymi metalową siatkę przewodzącą prąd. Oleje są drogie i palne, co powoduje szukanie innego medium pozbawionego tych wad.
- 2). Ciecze trudno palne i niepalne, stosowane w przypadkach występowania niebezpieczeństwa pożaru, ochrony środowiska naturalnego, gdzie występują nieuniknione przecieki zewnętrzne i stosowanie oleju mineralnego staje się nieopłacalne, stąd trzeba go zastąpić znacznie tańszą cieczą na bazie wody. Zgodnie z normą ISO 6743 oraz późniejszymi ustaleniami międzynarodowymi (V Raport Europejskiej Komisji Bezpieczeństwa Górniczego), ciecze trudnopalne i niepalne dzielą się, na cztery klasy:
 - HFA –emulsje typu olej w wodzie (olejowo-wodne) o maksymalnej zawartości części palnych 20%, przeznaczone do pracy w temperaturze +5 do +50°C,
 - HFB –emulsje typu woda w oleju (wodno-olejowe) o maksymalnej zawartości części palnych 60%, przeznaczone do pracy w temperaturze +5 do +60°C,
 - HFC –wodne roztwory polimerów o zawartości wody, co najmniej 35%, przeznaczone do pracy w temperaturze –20 do +70°C,
 - HFD –ciecze bezwodne, przeznaczone do pracy w temperaturze – 20 do +150°C.

Stosowane są dwa rodzaje cieczy trudnopalnych:

- HFC – wodne roztwory polimerów z dodatkami, które wymagają dostosowania materiałów i uszczelnień,
- HFD – ciecze bezwodne, związki chemiczne o własnościach zbliżonych do własności olejów hydraulicznych.

Główną wadą tych cieczy jest wysoka cena oraz toksyczność, co wymaga wysokokwalifikowanej obsługi i specjalnej odzieży ochronnej oraz są agresywne w stosunku do dotychczas stosowanych uszczelnień. W przemyśle węgla kamiennego ciecze trudnopalne są stosowane w kombajnach chodnikowych użytkowanych w kopalniach metanowych.

- 3). Woda w układach hydrauliki stosowana jest, jako składnik emulsji, rzadko, jako

medium, ze względu na to, że lepkość wody (praktycznie nie zależy od temperatury) jest znacznie mniejsza od oleju. Wynikające stąd mniejsze opory przepływu zwiększają łączną sprawność układu o blisko 40% w stosunku do olejowych. Natomiast ściśliwość wody jest niższa o ok. 50% od oleju, co sprawia, że układy hydrauliczne wodne są bardziej sztywne. Podstawowymi wadami hydrauliki wodnej jest niedostateczne smarowanie ruchomych elementów oraz powodowanie korozji elektrochemicznej.

4). Emulsje olejowo-wodne lub wodno-olejowe niepalne. Obecnie powszechnie stosuje się je w hydraulicznych układach maszyn górniczych charakteryzujących się statyczną pracą, w temperaturze około 40°C, i ciśnieniu około 40 MPa. Zastosowanie ich jest bardzo szerokie w układach hydraulicznych obudów zmechanizowanych, urządzeniach małej mechanizacji, profilaktyce przeciwpożarowej. Ważnym zjawiskiem ubocznym jest korozja mikrobiologiczna emulsji olejowo-wodnej, której źródłem są mikroorganizmy zawarte w wodzie. Takie skażenie emulsji powoduje wytwarzanie szlamów zatykających filtry oraz rozwarstwienie emulsji. Zakażeniu mikroorganizmami towarzyszy nieprzyjemny zapach.

A) Emulsje wodno-olejowe, ciecz klasy HFB – woda w oleju (60% oleju, 40% wody) stosuje się w szerokim zakresie układów hydraulicznych maszyn górniczych, gdzie wymagany jest wysoki stopień trudnopalności. Oferowane w klasach lepkości (VG 68, VG 100) i dostarczane są w stanie gotowym do użycia. Wadą jest wysoka cena.

B) Ciecz HFA jest emulsją i określa się ją, jako kompozycję dwu nierozpuszczalnych w sobie cieczy, wody i oleju mineralnego, z których jedna stanowi fazę ciągłą, druga zaś fazę rozproszoną. Stabilność emulsji uzyskuje się przez zastosowanie tzw. emulgatora, który jest środkiem powierzchniowo czynnym. W emulsji olejowo-wodnej woda stanowi fazę ciągłą, olej zaś fazę dyspersyjną (rozproszoną), wytworzoną za pomocą emulgatora. Emulsje zawierają oprócz tego inhibitory korozji i dodatki uszlachetniające. Podstawową własnością emulsji olejowo-wodnej jest mała lepkość (zbliżona do lepkości wody, nie wzrasta proporcjonalnie wraz z zawartością w niej oleju), oraz zdolność do ochrony metali przed korozją. Natomiast smarność tej emulsji jest niska. Ciecz ta nie jest gotowym produktem, jest wytwarzana w emulgatorniach na powierzchni kopalni. Przygotowanie emulsji polega na dodaniu do wody pitnej odpowiedniego koncentratu w ilości do 20%, zwykle jednak nie więcej niż 5%. Ciecze klasy HFA mają w porównaniu z olejami hydraulicznymi większą gęstość.

Wśród cieczy HFA rozróżnia się trzy podgrupy:

- Ciecz HFAE jest emulsją koncentratu spreparowanego z olejów mineralnych oraz dodatków mających na celu poprawić zdolność tworzenia się emulsji, właściwości smarne, odporność na utlenianie i odporność na tworzenie się piany. Ciecz ta jest makro emulsją, w której rzeczywiste wymiary kropli koncentratu zdyspergowanego w wodzie zawierają się w granicach 40 do 250 μm . Zaletą są dobre właściwości przeciwzuzyciowe oraz zadawalająca nieagresywność do metali i materiałów, z których wykonuje się uszczelnienia. Wadą jest, że ciecz nie jest w pełni biodegradowalna, stabilność emulsji zależy od twardości wody i nie może być dokładnie filtrowana.

- Ciecz HFAS jest mikro emulsją o dyspersji koloidalnej (wielkość kropli ok. 0,1 μm) . Jest koncentratem spreparowanym ze związków syntetycznych, zawierającym w swym składzie tylko 10% dodatków w postaci olejów mineralnych dla poprawy własności przeciwzuzyciowych (gorsze niż ciecz HFAE). Zaletami cieczy HFAE jest jej pełna

biodegradalność, mała agresywność w stosunku do metali i materiałów służących do wyrobu uszczelnień oraz mała podatność na oddziaływanie flory bakteryjnej. Emulsja jest bardzo stabilna nawet dla wody o dużej twardości, może być bardzo dokładnie filtrowana. Ciecze z podgrupy HFAS zalicza się często do wodnych roztworów związków chemicznych, a nie do emulsji.

- Ciecz HFAM występuje 5% koncentrat, składający się głównie z olejów mineralnych i tworzący również mikro emulsję. Specjalne dodatki emulgacyjne, jakie zawiera koncentrat, sprawiają, że stopień jego zdyspergowania jest większy niż w cieczy HFAE. Wymiary kropli w warunkach normalnej eksploatacji układu zawierają się w przedziale od 2 do 25 μm . Własności przeciwdrobnoustrojowe i antykorozyjne są dla tej cieczy lepsze niż dla cieczy HFAE, przy zachowaniu wszystkich pozostałych jej wad.

Wszystkie trzy rodzaje cieczy typu HFA są całkowicie niepalne i nietoksyczne. Ciecz HFAS ulega zupełnej biodegradacji i dlatego z punktu widzenia ochrony środowiska naturalnego jest to ciecz najkorzystniejsza [4, 5, 6, 7, 8, 9].

5.4 NAJCZĘŚCIEJ STOSOWANE RODZAJE KONCENTRATÓW EMULSJI W POLSKIM GÓRNICTWIE

Najlepszą wodą do wymieszania koncentratu jest woda czysta chemicznie, zdatna do picia, wolna od zanieczyszczeń stałych i ciekłych. Najczęściej stosowane rodzaje koncentratów w Polskim górnictwie to:

- AQUACENT – emulsje typu HFB woda w oleju (60% oleju, 40% wody) do zastosowania w szerokim zakresie układów hydraulicznych, gdzie wymagany jest wysoki stopień trudnopalności. Jest dostarczana w stanie gotowym do użycia. Właściwości i zalety: trudnopalność, podwyższona stabilność w wysokich temperaturach, zgodność z elastomerami, znakomita odporność biologiczna, doskonała filtrowalność, bardzo dobra ochrona antykorozyjna.
- HYDROKOP – koncentrat mineralny emulgujący do wytwarzania emulsji olejowo-wodnej HFA produkowany jest z zastosowaniem wysokorafinowanych olejów mineralnych, wody oraz dodatków uszlachetniających obejmujących inhibitory korozji, emulgatory oraz dodatek przeciw pienny.
- HYDROTHERM 68 LW – trudnopalna ciećz hydrauliczna na bazie wodnego glikolu, gdzie udział wody zmniejszono do 20%.
- RENOCLEAN SMC – wodorozcieńczalny środek myjąco-dezynfekujący do obudów ścianowych i układów zasilania w emulsję. Wykazuje doskonałe własności myjące, biobójcze oraz własności krótkotrwałej ochrony antykorozyjnej.
- SOLCENIC PLS – koncentrat syntetycznej trudnopalnej cieczy hydraulicznej typu HFA-S. Został specjalnie opracowany do warunków i wymagań górnictwa polskiego. Produkowany jest na jednorodnej bazie syntetycznej wysokiej, jakości z udziałem starannie dobranej zestawu dodatków uszlachetniających. Bardzo łatwo miesza się z wodą dając klarowny, jednorodny i przezroczysty lub lekko opalizujący roztwór.
- SOLCENIC – koncentrat emulgujący półsyntetyczna mikro emulsja do sporządzania cieczy hydraulicznych typu HFAE. Został specjalnie opracowany do warunków i

wymagań polskiego górnictwa. W wysokim stopniu biodegradowalny (< 90%), odporny na skażenia mikrobiologiczne.

- SOLCENIC 2020 – koncentrat cieczy hydraulicznej typu HFA produkowany na bazie oleju mineralnego wysokiej, jakości oraz starannie dobranej zestawu dodatków uszlachetniających. Po wymieszaniu z wodą daje stabilną emulsję o długiej żywotności, przy czym charakteryzuje się on dobrą zdolnością do emulgowania. Odporny na skażenie mikrobiologiczne [6, 7, 8, 9].

5.5 WYTWARZANIE EMULSJI OLEJOWO-WODNEJ HFA

Emulsja olejowo-wodna HFA, jako zawiesina drobnych kropelek oleju emulgującego w odpowiednio uzdatnionej wodzie stosowana w przemyśle węgla kamiennego zawiera zwykle 0,5% oleju i jest wytwarzana na kopalni na powierzchni a następnie opuszczana pod ziemię ocynkowanymi rurami do miejsc poboru emulsji. Obecnie zamiast oleju, który trzeba było rozmieszczać w wodzie przez intensywną agitację w celu uzyskania drobnych kropelek zawiesiny, stosuje się koncentraty emulsji, które są zawiesiną oleju wraz z niezbędnymi dodatkami już rozmieszkanymi w wodzie. Taki koncentrat łatwo rozpuszcza się w uzdatnionej wodzie bez konieczności intensywnej agitacji [1, 2, 6, 7, 8, 9].

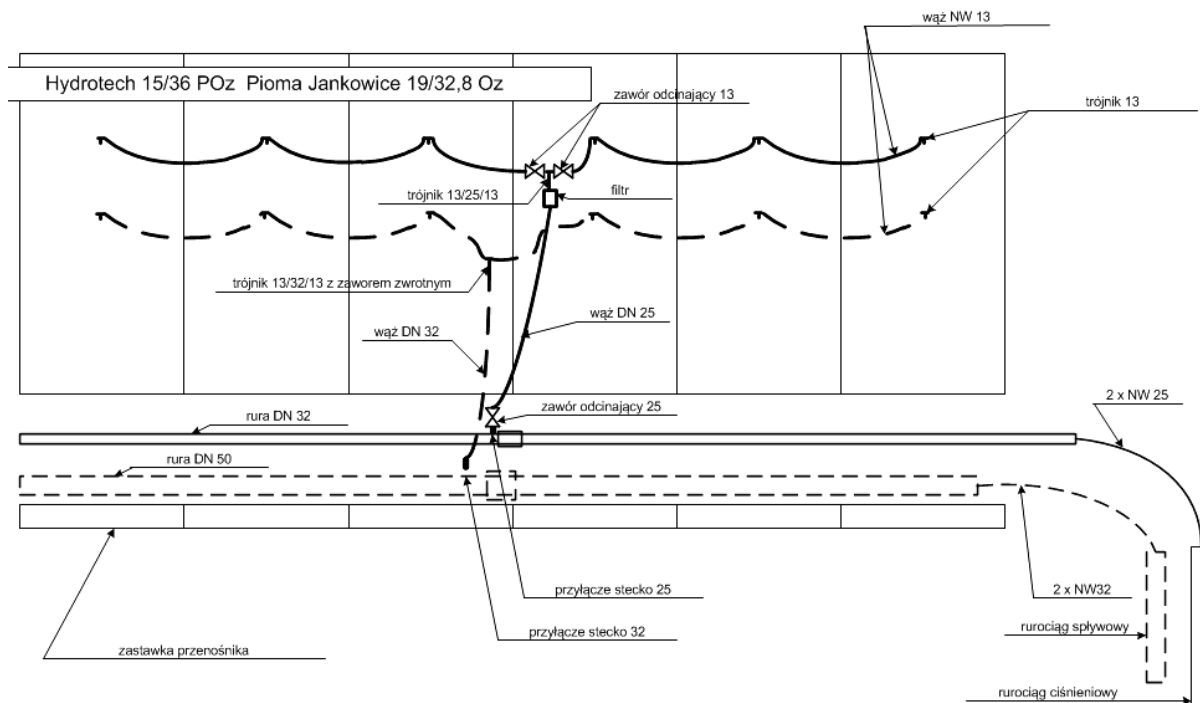
Emulsja HFA wytwarzana jest w kopalnianej centralnej emulgatorni na powierzchni zlokalizowanej w pobliżu szybu wdechowego. Koncentrat emulsji przepompowywany jest bezpośrednio z cystern kolejowych do zbiorników. Wytwarzanie emulsji HFA polega na mechanicznym wymieszaniu koncentratu w zbiornikach, w proporcjach 5% (najczęściej Solcenic Plus) z uzdatnioną wodą 95%, która nie zawiera zanieczyszczeń stałych i ciekłych. Woda używana do tego celu jest wodą czystą chemicznie, zdatną do picia. Następnie wymieszana emulsja ze zbiorników doprowadzana jest poprzez pompę zębatą (przy małym poborze bezciśnieniowo) na poziom wydobywczy 565 m. ocynkowanym rurociągiem $\phi 100$ poprzez szyb. Z podszybia na poziomie wydobywczym przecznicami w rejonach wydobywczych do dwóch centralnych stacji pomp wysokociśnieniowych ocynkowanymi rurociągami $\phi 50$ [2].

5.6 KOPALNIANA DOŁOWA SIEĆ EMULSJI WYSOKIEGO CIŚNIENIA

Dla zapewnienia prawidłowego i bezawaryjnego zasilania obudów zmechanizowanych w ścianach przy wykorzystaniu minimalnej ilości pomp i zachowaniu czystości emulsji oraz możliwości wykorzystania hydrauliki siłowej nie tylko w rejonach wydobywczych, stworzona została kopalniana dołowa sieć emulsji wysokiego ciśnienia. W skład tej sieci wchodzi rurociągi doprowadzające emulsję z emulgatorni na powierzchni do stacji pomp, stacje pomp, rurociągi ciśnienia i spływu na przekopach i rejonach oraz przodkach, zestawy pompowe zębate wraz ze zbiornikami zabudowane w rejonach. Stacje pomp zlokalizowane zostały w świeżym prądzie powietrza na przekopach. Stacje pomp wysokociśnieniowych przetwarzają energię ruchu obrotowego silnika elektrycznego napędzającego pompę wysokociśnieniową, na energię hydrauliczną zmagazynowaną w emulsji HFA tłoczonyj do kopalnianej sieci dołowej wysokiego ciśnienia, zasilającej układy hydrauliczne ścianowych obudów zmechanizowanych oraz innych odbiorników zasilanych z wykorzystaniem wysokiego ciśnienia [2].

5.6.1 Opis działania i wyposażenie dołowej sieci wysokiego ciśnienia

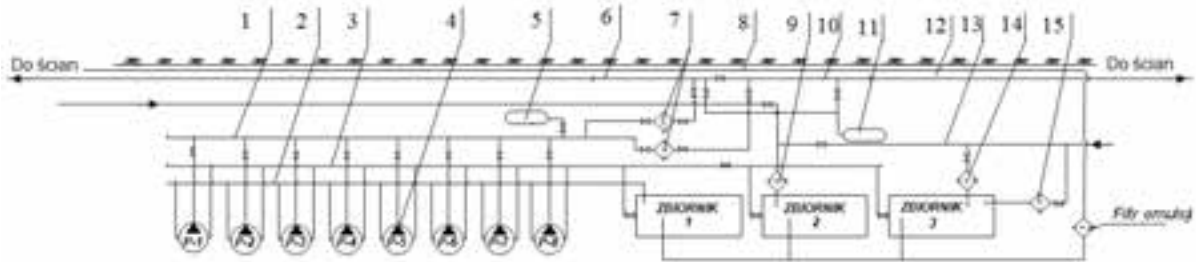
Z podszybia przekopami do dwóch centralnych stacji pomp wysokociśnieniowych doprowadzana jest emulsja z powierzchni ocynkowanymi rurociągami $\phi 50$, która jest gromadzona w zbiornikach o pojemności ok. 5 m^3 każdy. Od stacji pomp, przekopami w stronę rejonów wydobywczych prowadzona jest sieć ciśnieniowa rurociągami ocynkowanymi, rurociągiem $\phi 80$, natomiast spływ rurociągiem $\phi 100$. Na wlotach w rejony zabudowane są odgałęzienia, z których wyprowadzana jest sieć do rejonu. Sieć ciśnieniowa rejonowa prowadzona jest rurociągiem ocynkowanym $\phi 63$, natomiast spływ stalowym rurociągiem $\phi 100$. W najniższym punkcie, zależnie od nachylenia wyrobiska (taśmowego w przypadku przodka ścianowego), zabudowany jest zestaw pompy zębatej ze zbiornikiem o pojemności ok. m^3 , w którym gromadzi się emulsja po wykonanej pracy i na bieżąco automatycznie, bezobsługowo pompowana do stacji pomp. Przodek ścianowy wyposażony jest w podatne rurociągi zasilania $\phi 32$ i spływowy $\phi 50$, natomiast z rurociągów obudowę zasilają węże NW 25 4SP, natomiast spływ realizowany jest węzami NW 32 2SP. Schemat zasilania sekcji obudowy zmechanizowanej w ścianie przedstawia rysunek 5.1. Sieć w rejonach oprócz obudowy zmechanizowanej w ścianie zasilą szereg innych urządzeń, do których zaliczamy urządzenia małej mechanizacji oraz urządzenia do przebudów przenośników ścianowego i podścianowego. Sieć wykorzystywana jest także podczas wymian i napraw przenośników taśmowych, przy przebudowie obudowy chodnika, czy jego pobierce, czy podczas prac profilaktycznych p. poz. W tym celu na rurociągach zabudowuje się w dowolnym miejscu pierścienie (tzw. wpinki) umożliwiające zasilanie do urządzeń, według potrzeb [2].



Rys. 5.1 Schemat zasilania sekcji obudowy zmechanizowanej w ścianie na przykładzie dwóch typów sekcji [2]

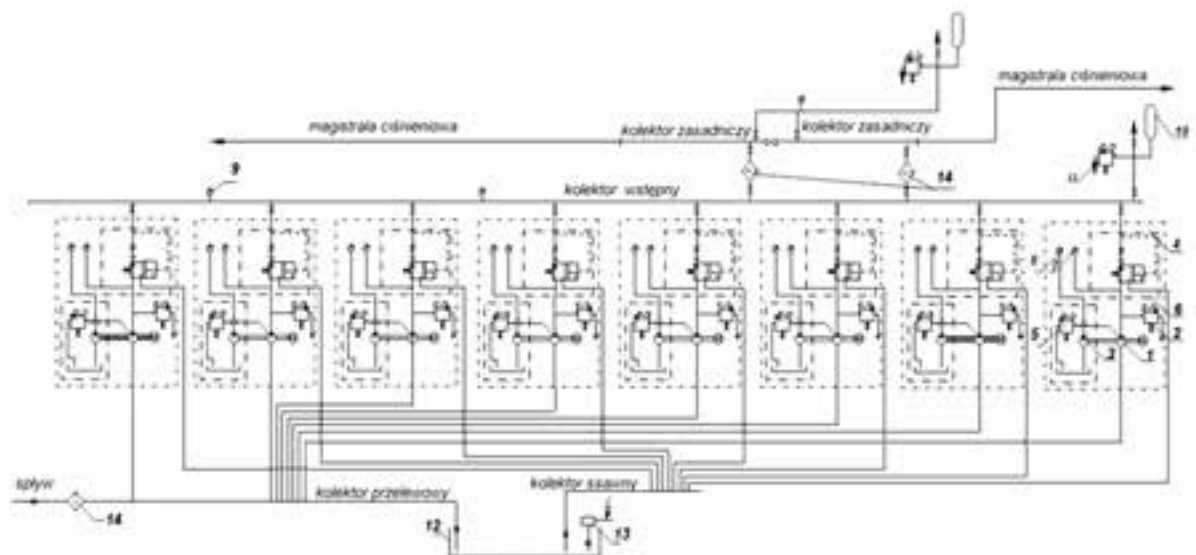
5.6.2 Opis działania i wyposażenie centralnej stacji pomp wysokociśnieniowych

W skład kopalnianej dołowej sieci wysokiego ciśnienia emulsji, wchodzi dwie centralne stacje pomp wysokociśnieniowych, zlokalizowanych, jako komory na przekopach w świeżym prądzie powietrza na tym samym poziomie wydobywczym, w dwóch głównych kierunkach eksploatacyjnych zakładu na „S” (rys. 5.2) i „W” (rys. 5.3). Z wyrobisk znajdujących się poniżej pompowni spływ przepompowywany jest po wzniosie [2].



Rys. 5.2 Schemat wyposażenia centralnej stacji pomp wysokociśnieniowych pompy zlokalizowanej w kierunku eksploatacyjnym na „S” [2]:

1. Kolektor ciśnienia wstępnego, 2. Kolektor przelewowy, 3. Kolektor ssawny,
4. Pompa wysokociśnieniowa, 5. Akumulator hydrauliczny,
6. Kolektor ciśnienia zasadniczego, 7. Filtry ciśnieniowe, 8. Rurociąg zasilania w emulsję,
9. Zespół filtra spływowego, 10. Kolektor ciśnienia zasadniczego,
11. Akumulator hydrauliczny, 12. Rurociąg ciśnieniowy, 13. Rurociąg spływowy,
14. Zespół filtra spływowego, 15. Filtr spływowy



Rys. 5.3 Schemat hydrauliczny centralnej stacji pomp wysokociśnieniowych pompy zlokalizowanej w kierunku eksploatacyjnym na „W” [2]:

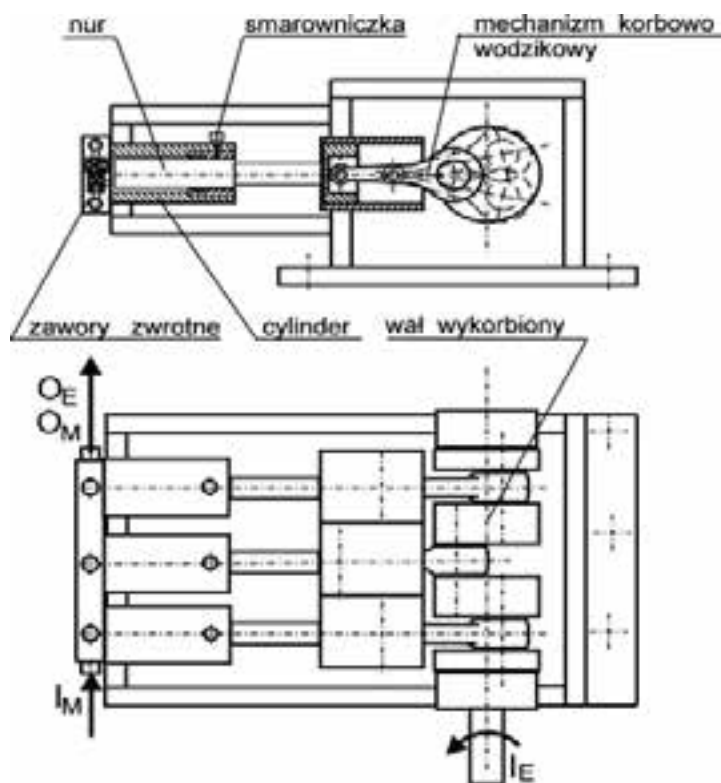
1. Pompa wysokiego ciśnienia, 2. Silnik elektryczny, 3. Pompa smarowania,
4. Zawór rozładowania, 5. Zawór bezpieczeństwa pompki smarowania,
6. Zawór przelewowy (bezpieczeństwa),
7. Manometr kontroli ciśnienia w pompie, 8. Manometr kontroli ciśnienia smarowania,
9. Manometr kontroli ciśnienia w instalacji, 10. Akumulator hydrauliczny,
11. Zawór bezpieczeństwa akumulatora hydraulicznego, 12. Zbiornik emulsji
13. Zespół czujników poziomu cieczy w zbiorniku, 14. Zespół filtrów emulsji z zaworami

Sumaryczna możliwość pompowni zlokalizowanej w kierunku eksploatacyjnym na „S” wynosi 1,44 m³/min. Natomiast sumaryczna możliwość pompowni zlokalizowanej w kierunku eksploatacyjnym na „W” wynosi 1,3 m³/min. Ciśnienie zasilania obu pompowni wynosi 30 MPa. Stacje pomp są obiektami zamkniętymi i obsługiwane są przez jednoosobową obsługę. Pracownicy obsługi posiadają upoważnienia do obsługi agregatów pompowych, praca pompowni jest monitorowana poprzez wizualizację z powierzchni. Wizualizacja ta pozwala między innymi na zliczanie różnicy medium (strat), które wyszło i powróciło do pompowni, co pozwala w porę reagować przy ewentualnych awariach. W razie potrzeby można odciąć zaworem rejon awaryjny na jego wlocie bez wpływu na pozostałe rejon. Emulsja dopływająca z emulgatorni przez filtr szczelinowy wpływa do zbiorników emulsji, każdy o pojemności ok. 5 m³. Pompownia na „S” posiada trzy zbiorniki, natomiast na „W” są dwa zbiorniki. Ilość i pojemność została dobrana ze względu na ilość zestawów w rejonach, aby nie dochodziło do przelewania (zestawy w rejonach załączają się automatycznie po napełnieniu zbiorników) następnie szybkiego ubytku emulsji w zbiornikach na pompowni, co skutkowałoby wyłączeniem pomp. Uzupełnianie poziomu emulsji w zbiornikach odbywa się automatycznie, samoczynnie.

Każdy zbiornik posiada czujnik poziomu cieczy oraz zawór odcinający, co pozwala na jego odstawienie w dowolnym czasie (np. czyszczenie). Zbiorniki połączone są równolegle ze sobą kolektorem ssawnym o średnicy rury $\phi 150$, skąd medium wpływa do przewodów ssawnych pomp. Upuszczana przez zawór przelewowy pomp emulsja, wraca kolektorem przelewowym $\phi 100$ do zbiorników emulsji. Pompy przewodami tłocznymi tłoczą emulsję poprzez zawory odcinające do kolektora ciśnienia wstępnego o średnicy $\phi 100$ zabezpieczonego akumulatorem hydraulicznym, który wyrównuje skoki ciśnienia w kolektorze ciśnienia wstępnego. Zawory odcinające zamyka się w przypadku konieczności wyłączenia danej pompy z pracy. Z kolektora ciśnienia wstępnego, przez filtry tłoczne wysokociśnieniowe samoczyszczące i zawory odcinające (każdy wkład jest zamykany po obu stronach zaworami odcinającymi, co pozwala na wymianę filtra bez przerywania pracy stacji pomp) emulsja płynie do kolektora ciśnienia zasadniczego o średnicy $\phi 100$ przewodami tłocznymi poprzez zawory odcinające, także zabezpieczonego akumulatorem hydraulicznym, który wyrównuje skoki ciśnienia w kolektorze oraz sieci kopalnianej. Schemat wyposażenia oraz hydrauliczny, centralnej stacji pomp wysokociśnieniowych pompowni zlokalizowanej w kierunku eksploatacyjnym na „S” oraz „W”, przedstawiają rysunki 5.2 i 5.3. Pompownia na „S” posiada osiem zestawów pompowych, natomiast na „W” zainstalowano sześć zestawów zabezpieczonych filtrami z wymiennym wkładem, o dokładności filtrowania 25 μm . Rysunek 5.4 przedstawia schemat pompy nurnikowej do tłoczenia emulsji olejowo-wodnej stosowanej w pompowniach centralnej stacji pomp wysokociśnieniowych. Wszystkie pompy są pompami wielonurnikowymi, z wałem korbowym.

Pompownia wyposażona jest w bliźniacze tablice z urządzeniami pomiarowymi, znajdującymi się nad zestawami pompowymi oraz w kabinie dźwiękoszczelnej. Różnice ciśnienia manometrów ciśnienia kolektorów wstępnego i zasadniczego świadczą o zanieczyszczeniu filtrów ciśnieniowych. Natomiast manometr z kolektora spływowego (wzrosty ciśnienia) pokazują, kiedy trzeba czyścić filtry na spływie. Kolektor ciśnienia zasadniczego jest początkiem kopalnianej sieci emulsji wysokiego ciśnienia. Emulsja z przewodów magistralnych spływowych wraca do kolektora spływowego poprzez filtry

spływowe do zbiorników emulsji. Model tej sieci wysokiego ciśnienia emulsji można nazwać układem zamkniętym. Rzeczywiste zapotrzebowanie kopalni w normalnych warunkach na medium jest o około 50% mniejsze niż możliwości obu centralnych stacji pomp wysokociśnieniowych. Jest to korzystne dla pracy pompowni i pozwala na wychładzanie pomp po pracy. Pozwala to także na okresowe przeglądy i naprawy pomp bez wpływu na pracę dołowej sieci wysokiego ciśnienia. Ilość emulsji potrzebnej do zasilania dołowej sieci wysokiego ciśnienia określana jest przez obliczenie sumarycznej chłonności siłowników hydraulicznych potrzebnych w jednym czasie do pracy obudowy (np. podpory hydrauliczne, stojaki OZ) oraz układ przesuwu sekcji – 10% sekcji zasilanych z danej pompowni, do tego doliczany jest 30% zapas [1, 2, 3, 4].



Rys. 5.4 Schemat pompy nurnikowej do tłoczenia emulsji olejowo-wodnej stosowanej w pompowniach centralnej stacji pomp wysokociśnieniowych [5]

PODSUMOWANIE

Eksploatacja węgla kamiennego w kopalniach z zastosowaniem ścianowych kompleksów zmechanizowanych wymaga dostarczenia mediów hydraulicznych. Emulsja olejowo-wodna HFA jest konieczną do zasilania ścianowej obudowy zmechanizowanej, która jest nośnikiem energii hydraulicznej. Emulsja olejowo-wodna HFA wytwarzana jest na powierzchni kopalni, z przefiltrowanej i uzdatnionej wody oraz koncentratu, skąd transportowana jest do centralnych stacji pomp wysokociśnieniowych tłoczących emulsję do dołowej sieci wysokiego ciśnienia. Z tego miejsca zasilane są odbiorniki hydrauliki siłowej. Ilość emulsji potrzebnej do zasilania dołowej sieci wysokiego ciśnienia obliczana jest z zapasem. Zasilanie ścianowej obudowy zmechanizowanej oraz innych odbiorników w rejonach odbywa się według najkorzystniejszego dla potrzeb rejonu kryterium. Warunkiem

koniecznym poprawnego i długotrwałego działania układu hydraulicznego jest czystość medium poniżej wartości maksymalnej dopuszczalnej wielkości zanieczyszczeń każdego elementu układu. W tym celu stosuje się filtry na pompowni i przed odbiornikami w rejonach. Przed napełnieniem układu medium, powinien on być oczyszczony z zanieczyszczeń. Każde urządzenie przed wpięciem spływu do sieci kopalnianej musi być napełnione świeżą emulsją. Dotyczy to także przewodów elastycznych. Stara emulsja musi być usunięta, jako brudna woda. Strata ta jest konieczna, ponieważ spływ zanieczyściłby bakteriologicznie emulsję w całej sieci kopalnianej. Drugim koniecznym warunkiem długotrwałego działania urządzeń oraz podzespołów hydrauliki jest zdolność do ochrony powierzchni metalowych i uszczelnień przed korozją, oraz ich smarność. Zapobiega to zużyciu powierzchni ciernych, oraz wydłuża czas sprężystości uszczelnień. Trzecim warunkiem jest nieprzekraczanie dopuszczalnych ciśnień. Z długoletniej praktyki wynika, że pozornie oszczędzając na zawartości procentowej koncentratu cieczy hydraulicznej w emulsji, doprowadza się do wypłukiwania uszczelnień, korozji części elementów stalowych i wycieków wewnętrznych i zewnętrznych urządzeń oraz podzespołów hydrauliki siłowej. W konsekwencji wymusza to zwiększenie wydatku i ciśnienia na stacji pomp, doprowadzając do przekraczania dopuszczalnych ciśnień i występowania awarii. To z kolei powoduje jeszcze większe zużycie elementów hydrauliki siłowej i konieczność ich wymiany. Warunkiem poprawnej pracy całej kopalnianej sieci jest stosowanie często zapomnianych i niedocenianych akumulatorów hydraulicznych, które wyrównują pulsację ciśnienia pomp wielotłoczkowych oraz zabezpieczają sieć i odbiorniki przed obciążeniem zmęczeniowym w manometrach oraz przewodach elastycznych prowadzących do ich zniszczenia zmęczeniowego. Podstawową zaletą kopalnianej sieci emulsji wysokiego ciśnienia, jest praktycznie nieograniczona dostępność (w warunkach zagrożenia gazowego) do zasilania urządzeń małej mechanizacji oraz innych wykorzystujących niepalną ciecz np. profilaktyka ppoż. Natomiast patrząc na walory czysto techniczne tego rozwiązania, mamy układ zamknięty z czystą emulsją i maksymalnie ograniczamy straty medium poprzez magazynowanie jej w zbiornikach na pompowni.

LITERATURA

1. Korecki Z.: Napędy i sterowanie hydrauliczne maszyn górniczych. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.
2. Materiały własne autora.
3. Romanowicz S.: KOMAG Gliwice. Ścianowe obudowy zmechanizowane.
4. Szenajch W.: Napęd i sterowanie pneumatyczne. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne Warszawa, 2003.
5. Wyciszczok S.: Maszyny i urządzenia górnicze cz. 1. Wydawnictwo REA Warszawa, 2011.
6. www.Wichary.Eu/gornictwo/agregaty-pompowe/
7. www.Ekst.Republika.Pl/
8. www.Fuchs-oil.Pl
9. www.Bmn.Pl

RODZAJE MEDIÓW HYDRAULICZNYCH ORAZ SIĘĆ WYSOKIEGO CIŚNIENIA W KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO

Streszczenie: *W artykule przedstawiono skuteczny sposób dostarczenia medium do zasilania odbiorników wykorzystujących hydraulikę siłową (np. sekcje obudów zmechanizowanych w ścianach kopalń węgla kamiennego) oraz stosowanych do tego celu środków technicznych. Zakres obejmuje przedstawienie cieczy hydraulicznych stosowanych w hydraulice siłowej w górnictwie podziemnym. Przedstawia zastosowany model sieci wysokiego ciśnienia, czyli opis wytwarzania emulsji olejowo-wodnej i dostarczania jej do miejsc przetwarzania energii elektrycznej na energię hydrauliczną, transport do odbiorników hydraulicznych oraz ich zasilanie.*

Słowa kluczowe: *hydraulika siłowa, ciecz hydrauliczna, emulsja olejowo-wodna, sieć wysokiego ciśnienia, odbiorniki hydrauliczne, obudowa zmechanizowana, stacja pomp*

mgr inż. Stefan CZERWIŃSKI
Kompania Węglowa SA.
Oddział KWK "Jankowice"
ul. Jastrzębska 12, 44-253 Rybnik
tel: +4832 7392 310
e-mail: wychcki@o2.pl

SPOSOBY KONFIGURACJI ZESPOŁÓW TRANSPORTOWYCH KOLEJEK SZYNOWYCH PODWIESZANYCH SPALINOWYCH DLA KILKAKROTNEJ ZMIANY NACHYLEŃ PO WZNOSIE I UPADZIE NA PODSTAWIE DOŚWIADCZEŃ KWK „CHWAŁOWICE”

6.1 HISTORIA KOPALNI

W roku 1903 rozpoczęto głębianie pierwszego szybu, a w dniu 2 września 1907 r. nastąpiło uroczyste otwarcie kopalni nazwanej na cześć jej właściciela „Donnersmarckgrube”. Po wojnie w listopadzie 1918 r. powstało państwo polskie. Część Górnego Śląska, w tym powiat rybnicki została włączona w granice państwa polskiego, a kopalnia zaczęła działać w koncernie „Dyrekcja Kopalń i Hut księcia Donnersmarcka”. Kryzys przemysłowy z 1923r. spowodował unieruchomienie od 15.08.1925 r. kopalni na 13 miesięcy. Kryzys lat 1930-1933 spowodował ponowne zamknięcie kopalni w dniu 27.07.1933 r. na ponad trzy lata. Okres II wojny światowej wymusił zwiększenie wydobywania kopalni na potrzeby wojenne. Po wyzwoleniu w 1945r. starą nazwę kopalni „Donnersmarck” zmieniono na KWK „Chwałowice”. W roku 1949 wydobywanie kopalni przekroczyło 1 milion ton węgla rocznie. W roku 1974 wydobywanie kopalni przekroczyło 2 mln ton w wyniku zwiększenia liczebności załogi oraz wzrostu wydajności pracy. W kolejnych latach kopalnia wchodziła w skład Rybnickiego Zjednoczenia Przemysłu Węglowego, Zrzeszenia Kopalń Węgla Kamiennego, Rybnicko Jastrzębskiego Gwarectwa Węglowego, Przedsiębiorstwa Eksploatacji Węgla „Południe”. Z dniem 23 grudnia 1989 r. KWK „Chwałowice” uzyskała samodzielność. Z dniem 1.04.93 r. weszła w skład Rybnickiej Spółki Węglowej SA. W ramach działań restrukturyzacyjnych połączono kopalnię „Chwałowice” i „Rymer” w jedną jednostkę organizacyjną i od dnia 1.07.95 r. działały one pod nazwą KWK „Chwałowice”. Wydobywanie węgla w likwidowanym ruchu „Rymer” zakończono z dniem 20.10.1999 r. Od 31.01.2003r. kopalnia należy do Kompanii Węglowej SA.

Według stanu na dzień 06.03.2014 r. na kopalni zatrudnionych jest ogółem 3170 pracowników natomiast średnie wydobywanie kopalni kształtuje się na poziomie 9500 t/d.

Kopalnia „Chwałowice” w Rybniku jest jednostką organizacyjną wchodzącą w skład Kompanii Węglowej SA.

6.2 CHARAKTERYSTYKA KOPALNI

Złoże węgla kamiennego chwałowickiej kopalni znajduje się w centralnej części niecki Chwałowickiej, zamkniętej od zachodu nasunięciem michałkowickim, a od wschodu nasunięciem orłowskim. Występują w nim warstwy załęskie, rudzkie, siodłowe i porębskie. Obszar górniczy kopalni „Chwałowice” zajmuje powierzchnię 20,7 km².

Obecnie kopalnia posiada jeden poziom wydobywczy 550m, a eksploatacja obejmuje zasoby powyższego poziomu (piętro od 390 do 550m) i częściowo zasoby poz. 700 m (piętro od 550m-700m) Istniejące poziomy 305m i 390m są poziomami wentylacyjnymi. W najbliższych latach poziom 305 m będzie systematycznie upraszczany aż do całkowitej likwidacji. Aktualnie prowadzona jest budowa nowego poziomu wydobywczego 700 m.

6.3 KIERUNKI TRANSPORTU W ASPEKCIE NOWOCZESNYCH ROZWIĄZAŃ

Transport KWK „Chwałowice” rozwija się zgodnie z najnowszym trendem to znaczy zespołami transportowymi kolejek szynowych podwieszanych spalinowych które poprawiają bezpieczeństwo wykonywanych transportów gdyż ogranicza się stosowanie lin jako elementy ciągnące zestawy transportowe kolejek szynowych podwieszanych. Na chwilę obecną kopalnia posiada 1980 m tras kolejek szynowych podwieszanych do transportu ludzi oraz około 21 km dla transportu materiałów po których porusza się 13 zespołów transportowych KSPS. W różnych miejscach kopalni rozmieszczone jest pięć układów transportu z czego na dwóch porusza się po pięć zespołów transportowych KSPS.

Umieszczenie złóż kopalni a co za tym idzie wyrobisk udostępniających, przygotowawczych oraz wybierkowych kopalni w niecce Chwałowickiej wiąże się z znacznym nachyleniem pokładów węgla a co za tym idzie znaczne nachylenie wyrobisk dochodzących do 25° a nawet do 30° w których konieczne jest wykonanie transportów, najpierw lekkich dla robót przygotowawczych a następnie transportów ciężkich (obudowy zmechanizowanej) dla prac zbrojeniowo likwidacyjnych. W przypadku znacznych nachyleń, dużej masy transportowanych materiałów, ograniczonej sile ciągnącej zespół transportowy kolejek szynowych podwieszanych spalinowych w stosunku do parametrów wytrzymałościowych tras, kopalnia stosuje kolejki spągowe zębate elektryczne oraz spalinowe.

6.4 SPOSOBY KONFIGURACJI ZESPOŁÓW TRANSPORTOWYCH KSPS

Budowa zespołów transportowych KSPS [2, 3 ,4]

Zespoły transportowe kolejek szynowych podwieszanych spalinowych zbudowane są z następujących podzespołów:

- Zestaw ciągnący (ciągnik spalinowy):
 - dwie kabiny maszynisty (KM),
 - część silnikowa (agregat główny AG),
 - opcjonalnie chłodnica oleju hydraulicznego (agregat pomocniczy AP),
 - jednostki napędowe cierne lub zębate (JNC lub JNZ).
- Zestaw transportowy:
 - belki transportowe (nawet do 200 kN),
 - hydrauliczne wciągniki jezdne (do 40kN),
 - wózki jezdne (do 40kN).

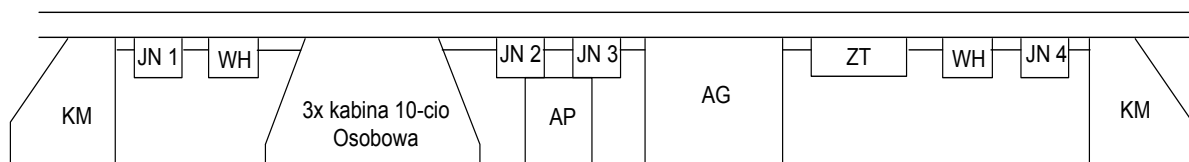
- Wózki hamulcowe (WH).
- Kabiny osobowe (8-mio oraz 10-cio osobowe KO).

Wszystkie elementy zespołów transportowych kolejek szynowych podwieszanych spalinowych połączone są z sobą ciągnami za pomocą sworzni zabezpieczonych nakrętkami koronkowymi z zawleczkami oraz dodatkowo całość spięta jest liną bezpieczeństwa [1].

Kopalnia stosuje wózki hamulcowe w wszystkich zespołach transportowych KSPS celem zabezpieczenia nie tylko zastawu transportowego z transportowanym materiałem lecz zabezpieczenia całego zespołu transportowego. Wózki hamulcowe są również stosowane w przypadku gdy dokumentacja techniczno ruchowa [2, 3, 4] ciągników spalinowych mówią, że jednostki napędowe mogą zabezpieczyć zestaw transportowy jeżeli on znajduje się pomiędzy nimi. Parametry statycznej siły hamowania wózków hamulcowych dobierane są w ten sposób aby zabezpieczały nie tylko zastaw transportowy ale cały zespół transportowy.

6.5 KONFIGURACJA ZESPOŁU TRANSPORTOWEGO CZTERO NAPĘDOWEGO 80 KN PRZEZNACZONEGO DO TRANSPORTU MATERIAŁÓW ORAZ JAZDY LUDZI KABINAMI OSOBOWYMI

Zespół transportowy przeznaczony do transportu materiałów oraz jazdy ludzi, zbudowany jest z podstawowych elementów ciągnika spalinowego w tym czterech jednostek napędowych ciernych, zestawu transportowego składającego się z czterech wciągników jezdnych, dwóch kabin 10-cio osobowych i jednej kabiny 8-mio osobowej oraz dwóch wózków hamulcowych. Z powodu częstej zmienności nachyleń $\pm 20^\circ$ niema możliwości zabudowania wszystkich jednostek napędowych czyli wszystkich elementów ciągnika spalinowego w jednym miejscu zespołu transportowego ponieważ nie jest zalecane pchanie zestawu transportowego bądź kabin osobowych ponieważ może dochodzić do nadmiernych odchyień, podbijania oraz przecierania korpusów wózków jezdnych. Kabiny osobowe zostały zabudowane na zewnątrz zespołu transportowego zgodnie z zaleceniami uprawnionego rzeczoznawcy który dokonywał odbioru tego urządzenia. Zespół transportowy (rys. 6.1), został skonfigurowany w ten sposób aby pierwsza jednostka napędowa pchała kabinę maszynisty oraz ciągnęła wózek hamulcowy i cztery wciągniki jezdne, druga i trzecia jednostka napędowa będzie ciągnęła agregat główny, agregat pomocniczy oraz częściowo kabiny osobowe natomiast czwarta jednostka napędowa będzie pchała częściowo kabiny osobowe, wózek hamulcowy oraz ciągnęła kabinę maszynisty.



Rys. 6.1 Schemat blokowy zespołu transportowego do jazdy ludzi z czterema jednostkami napędowymi

Źródło: [2, 3]

Taka konfiguracja zapewnia stosunkowo równe rozłożenie sił w poszczególnych elementach całego zespołu transportowego. Siła ciągnąca całego zespołu transportowego wynosi 80 kN natomiast poprzez takie rozłożenie napędów $20\text{kN} + 40\text{kN} + 20\text{kN}$ podczas

normalnej pracy maksymalna siła ciągnąca lub pchająca wynosi 40kN. Wszystkie zastosowane ciągną łączące poszczególne elementy zespołu transportowego posiadają minimalną wytrzymałość 80 kN oraz ich długość nie jest mniejsza niż 1 m.

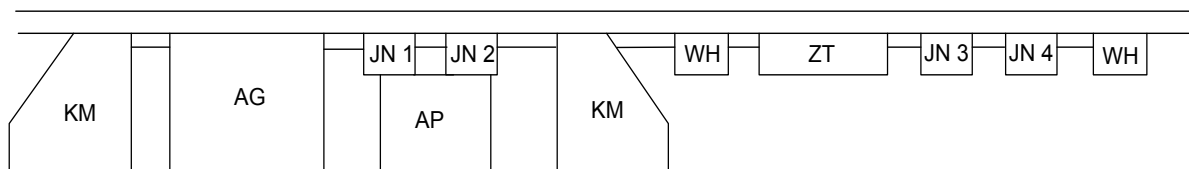
Podczas obserwacji pracy czyli poruszania się zespołu transportowego (rys. 6.1), po torze jezdnym poprzez zakręty, rozjazdy oraz zmienne nachylenia w tej konfiguracji nie stwierdzono żadnych niepokojących podbić oraz odchyłeń poszczególnych elementów tego zestawu. Transport materiałów nie jest prowadzony równocześnie z transportem ludzi. Jazda ludzi odbywa się na zasadzie jazdy regularnej z jednego dworca osobowego do dworca docelowego i odwrotnie na wcześniej przygotowane pomosty do wsiadania i wysiadania. Całością ruchu zespołów transportowych kolejek szynowych podwieszanych spalinowych kieruje dysponent ruchu KSPS który prowadzi „Książki ewidencji zespołów transportowych” oraz „Książki ostrzeżeń wydawanych drużynom transportowym” [1]. W Książce ewidencji zespołów transportowych wpisywane jest obłożenie zespołów transportowych, trasy ich poruszania oraz jaki materiał był transportowany na każdej zmianie. Natomiast w książkach ostrzeżeń wydawanych brygadam transportowym wpisywane są wszystkie wykonywane prace, sytuacje awaryjne na trasach KSPS oraz odcinki tras wyłączonych z ruchu.

6.6 KONFIGURACJA ZESPOŁU TRANSPORTOWEGO CZTERO NAPĘDOWEGO Z NAPĘDAMI CIERNYMI 80 KN PRZEZNACZONEGO DO TRANSPORTU MATERIAŁÓW

Zespoły transportowe 80 kN cztero napędowe służą do wykonywania transportów lekkich dla nachyleń do 30° oraz transportów ciężkich dla mniejszych nachyleń do około 10-15° oczywiście z zastosowanym odpowiednim zestawem transportowym. W naszych układach transportowych dopuszczalna prędkość z jaką mogą poruszać się zespoły transportowe wynosi 2,0 m/s [1], w przypadkach gdy widoczność jest ograniczona, zestaw transportowy jest pchany (zestaw transportowy z transportowanym materiałem, jednostki napędowe oraz wózki hamulcowe) w tych przypadkach prędkością jazdy jest prędkość manewrowa przyjęta 0,5 m/s, z taką prędkością poruszamy się również przy przejazdach przez zakręty, rozjazdy, tamy wentylacyjne, niecki, wzniesienia, nad i pod przenośnikami taśmowymi i zgrzeblowymi, stacje załadowczo-wyładowcze oraz dworce osobowe. Odstępstwem od stosowania prędkości manewrowej w przypadku pchania zestawu transportowego jest zamontowana oraz sprawna kamera z wizjonerem w kabinie maszynisty. Na trzynaście zespołów transportowych będących w ruchu pięć wyposażonych jest w kamery które w znacznym stopniu poprawiają bezpieczeństwo, mobilność oraz ilość wykonywanych transportów. Siła ciągnąca ciągnika spalinowego mówi nam po jakim torze może poruszać się zespół transportowy KSPS, kopalnia posiada wszystkie tory jezdne o profili I 155 natomiast wytrzymałość wzdłużna jest zróżnicowana, jest zależna od danego producenta jak i typu trasy których wynosi od 85-130 kN.

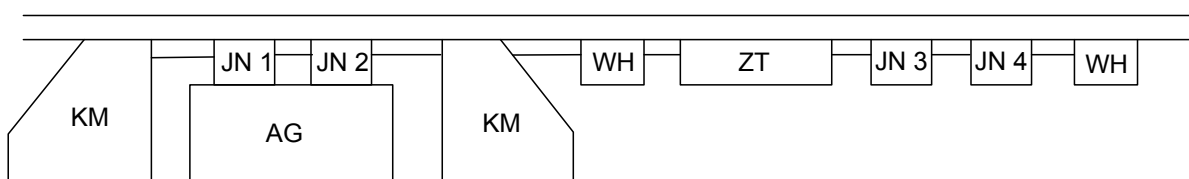
Zespoły transportowe (rys. 6.2 oraz 6.3), zostały skonfigurowane w ten sposób, że pierwsza i druga jednostka napędowa pchała kabinę maszynisty i agregat główny oraz częściowo ciągnie kabinę maszynisty, wózek hamulcowy oraz zestaw transportowy, natomiast trzecia i czwarta jednostka napędowa pcha częściowo zestaw transportowy oraz ciągnie wózek hamulcowy. Taka konfiguracja zapewnia stosunkowo równe rozłożenie sił w poszczególnych elementach całego zespołu transportowego. Siła ciągnąca całego zespołu

transportowego wynosi 80 kN natomiast poprzez takie rozłożenie napędów 40kN + 40kN podczas normalnej pracy maksymalna siła ciągnąca lub pchająca wynosi 40kN. Wszystkie zastosowane ciągną łączące poszczególne elementy zespołu transportowego posiadają minimalną wytrzymałość 80 kN oraz ich długość nie jest mniejsza niż 1 m.



Rys. 6.2 Cztero napędowy zespół transportowy 80 kN z agregatem pomocniczym

Źródło: 2, 3



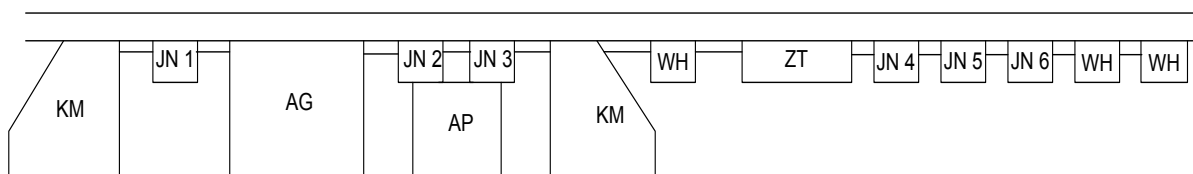
Rys. 6.3 Cztero napędowy zespół transportowy 80 kN bez agregatu pomocniczego

Źródło: [4]

6.7 KONFIGURACJA ZESPOŁU TRANSPORTOWEGO Z SZEŚCIOMA JEDNOSTKAMI NAPĘDOWYMI CIERNYMI 80/120 KN PRZEZNACZONEGO DO TRANSPORTU MATERIAŁÓW ORAZ SEKCJI OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ

Zespoły transportowe 80/120 kN z sześcioma jednostkami napędowymi służą do wykonywania transportów lekkich oraz ciężkich jak na przykład sekcji obudowy zmechanizowanej dla nachyleń nawet do 30° oczywiście z zastosowanym odpowiednim zestawem transportowym. Zespoły transportowe 80/120 kN cztero/sześćo napędowe z dwoma jednostkami wyłączalnymi poprzez włączenie przycisku lub przesterowania dźwigni. Przy zastosowaniu większej ilości jednostek napędowych obniża się prędkość z jaką może poruszać się zespół transportowy powodem jest niezmienna praca pompy hydraulicznej agregatu głównego, ogólnie mówiąc przy tej samej wydajności pompy zasilając cztery jednostki napędowe uzyskujemy siłę ciągnącą 80 kN z prędkością nawet 2,5 m/s, natomiast zasilając sześć jednostek napędowych 120 kN z prędkością około 1,5 m/s. Podczas prowadzenia transportów ciężkich wykorzystujące górne parametry pracy ciągników spalinowych należy ograniczyć prędkości jazdy które wynikają z tablic lub wykresów: nachylenia tras, masy transportowanego materiału oraz prędkości poruszania w stosunku do danej siły ciągnącej zespół transportowy. W naszych układach transportowych dopuszczalna prędkość z jaką mogą poruszać się zespoły transportowe wynosi 2,0 m/s, w przypadkach gdy jest ograniczona widoczność lub zestaw transportowy jest pchany wtedy transport odbywa się z prędkością manewrową przyjętą 0,5 m/s. Odstępstwem od stosowania prędkości manewrowej w przypadku pchania zestawu transportowego jest zamontowana oraz sprawna kamera z wizjonerem w kabinie maszynisty lub konwojowanie zespołu transportowego przez pomocnika maszynisty który porusza się pieszo w bezpiecznej odległości przed zespołem transportowym minimum 30 m wycofując pracującą lub poruszającą się w danym wyrobisku

załogę oraz dodatkowo kontroluje trasę, w tym przypadku maszynista kolejki KSPS nie musi poruszać się z prędkością manewrową 0,5 m/s lecz dostosowaną do prędkości poruszania się pomocnika. Konwojowanie zespołu transportowego przez pomocnika stosujemy nie tylko w celu zwiększenia mobilności zespołów transportowych lecz również dla zwiększenia bezpieczeństwa, w przypadku prowadzenia transportów ciężkich jak transport obudowy zmechanizowanej po upadzie powyżej 10°. Zastosowany układ napędowy z możliwością włączania bądź wyłączania jednostek napędowych w tym przypadku ciernych nie jest stosowany tylko z powodu zwiększenia prędkości poruszania się kolejki lecz również z powodu możliwości poruszania się po trasach o zróżnicowanych parametrach. Siła ciągnąca zespołu transportowego 80/120 kN mówi nam po jakim torze może poruszać się, tak aby dostosować ilość napędów do zastosowanej trasy. Tory jezdne układów transportowych posiadają profil I 155 natomiast wytrzymałość wzdłużna jest zróżnicowana, jest zależna od danego producenta jak i typu trasy których wynosi od 85-130 kN. Transport ciężki na niewielkich nachyleniach może być prowadzony z zastosowaniem czterech jednostek napędowych jeżeli tak wynika z obliczeń wtedy zespół może poruszać się po torze jezdny o niższych parametrach, natomiast na trasach transportu z większymi nachyleniami gdzie koniecznością jest zastosowanie sześć jednostek napędowych 120 kN siły ciągnącej wymogiem jest zastosowanie toru jezdny o wytrzymałości nie mniejszej niż całkowita siła ciągnąca zespół transportowy. Maszyniści KSPS powinni znać rodzaje torów jezdnych wraz z ich parametrami, taka wiedza zapewni bezpieczne prowadzenie transportów a w szczególności niedopuszczenie do przekraczania parametrów wytrzymałościowych tras kolejek. Wszystkie trasy KSPS na których prowadzony jest transport materiałów lub urządzeń o ciężarze powyżej 12 Mg odbierane są przez uprawnionego rzeczoznawcę.



Rys. 6.4 Sześćo napędowy zespół transportowy o sile ciągnącej 120 kN

Źródło: [2]

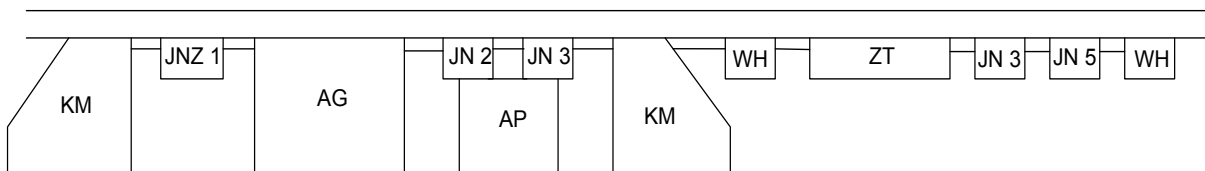
Zespół transportowy sześćo napędowy (rys. 6.4), zakładając kierunek jazdy kabina maszynisty z przodu został skonfigurowany w ten sposób pierwsza jednostka napędowa pchała kabinę maszynisty i częściowo ciągnęła agregat główny, druga i trzecia jednostka napędowa częściowo pchała agregat główny i ciągnęła kabinę maszynisty, wózek hamulcowy natomiast częściowo zestaw transportowy, czwarta piąta i szósta jednostka napędowa będzie pchała zestaw transportowy oraz ciągnęła wózki hamulcowe. Zakładając kierunek jazdy zestaw transportowy pchany został skonfigurowany w ten sposób pierwsza jednostka napędowa ciągnęła kabinę maszynisty i częściowo pchała agregat główny, druga i trzecia jednostka napędowa będzie częściowo ciągnęła agregat główny i pchała kabinę maszynisty, wózek hamulcowy natomiast częściowo zestaw transportowy, czwarta piąta i szósta jednostka napędowa będzie częściowo ciągnęła zestaw transportowy oraz pchała wózki hamulcowe. Taka konfiguracja zapewnia stosunkowo równe rozłożenie sił w poszczególnych elementach całego zespołu transportowego. Opisywany zespół transportowy został wyposażony w dwie

jednostki napędowe odłączalne JN-2 oraz JN-6 co umożliwia poruszanie się kolejki po wszystkich zastosowanych trasach. Sumaryczna siła ciągnąca zespołu transportowego wynosi 80/120 kN poprzez takie rozłożenie napędów w wersji 80 kN wynosi 20kN + 20kN + 40kN podczas normalnej pracy maksymalna siła ciągnąca lub pchająca wynosi 40kN natomiast poprzez rozłożenie napędów w wersji 120 kN wynosi 20kN + 40kN + 60kN podczas normalnej pracy maksymalna siła ciągnąca lub pchająca wynosi 60kN. Wszystkie zastosowane ciągną łączące poszczególne elementy zespołu transportowego posiadają minimalną wytrzymałość 120 kN oraz ich długość nie jest mniejsza niż 1m.

Zespołem transportowym wyżej opisanym były transportowane sekcje obudowy zmechanizowanej TOGOR 14/35 POz o masie 19,750 Mg przy upadzie i wzniosie dochodzącym do 17°.

6.8 KONFIGURACJA ZESPOŁU TRANSPORTOWEGO CZTERY NAPĘDY CIERNE ORAZ JEDEN NAPĘD ZĘBĄTY 80/100 KN PRZEZNACZONEGO DO TRANSPORTU MATERIAŁÓW ORAZ SEKCJI OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ

Zespoły transportowe 80/100 kN cierno-zębate zostały wyposażone w cztery jednostki napędowe cierne oraz dodatkową jednostkę napędową zębatą który służy do wykonywania transportów lekkich oraz ciężkich jak na przykład sekcji obudowy zmechanizowanej dla nachyleń nawet do 30° oczywiście z zastosowanym zestawem transportowym o odpowiednich parametrach. Zespoły transportowe 80/100 kN cztero/pięć napędowe z pierwszą jednostką napędową zębatą wyłączalną poprzez włączenie przycisku w kabinie maszynisty. Wszystkie zespoły transportowe z jednostkami zębatymi posiadają kamery na końcu zespołu oraz wizjonerem w kabinie maszynisty. Maszynista lokomotywy w przypadku zastosowania czterech jednostek napędowych ciernych 80 kN może poruszać się po wszystkich stosowanych torach jezdnych natomiast z włączonym dodatkowym napędem zębatym 100 kN tylko po torach jezdnych o tym samym profilu lecz z dodatkową listwą zębatą tego samego producenta. Włączanie jednostek napędowych zębatych może odbywać się automatycznie w ruchu lub ręcznym na postoju za pomocą przycisku, automatyczne włączanie polega powolnym przejeździe przez markery zabudowane nad trasą zębatą które wysyłają sygnał do czujników indukcyjnych zabudowanych nad agregatem głównym ciągnika spalinowego natomiast włączenie w trybie ręcznym dodatkowej jednostki zębatej polega na zatrzymaniu zespołu transportowego na poziomym odcinku za pomocą przycisku zmiana prędkości, skontrolowaniu wizualnym załączenia napędu zębatego a następnie można kontynuować jazdę.



Rys. 6.5 Zespół transportowy cierno-zębata pięć napędowy o sile ciągnącej 80/100 kN
 Źródło: [2]

Zespół transportowy cierno-zębata pięć napędowy (rys. 6.5), zakładając kierunek jazdy w kierunku kabiny maszynisty z przodu został skonfigurowany w ten sposób pierwsza

jednostka napędowa zębata pchała kabinę maszynisty i częściowo ciągnęła agregat główny, druga i trzecia jednostka napędowa częściowo pchała agregat główny i ciągnęła kabinę maszynisty, wózek hamulcowy oraz częściowo zestaw transportowy natomiast czwarta i piąta jednostka napędowa będzie pchała zestaw transportowy oraz ciągnęła wózek hamulcowy. Zakładając kierunek jazdy zestaw transportowy pchany został skonfigurowany w ten sposób pierwsza jednostka napędowa ciągnęła kabinę maszynisty i częściowo pchała agregat główny, druga i trzecia jednostka napędowa częściowo ciągnęła agregat główny i pchała kabinę maszynisty, wózek hamulcowy oraz częściowo zestaw transportowy natomiast czwarta i piąta jednostka napędowa będzie częściowo ciągnęła zestaw transportowy oraz pchała wózek hamulcowy. Taka konfiguracja zapewnia stosunkowo równe rozłożenie sił w poszczególnych elementach całego zespołu transportowego. Opisany zespół transportowy został wyposażony w jedną jednostkę napędową zębatą odłączalną JNZ-1 która może poruszać się tylko po torach jezdnych zębatych. Sumaryczna siła ciągnąca zespołu transportowego wynosi 80/100 kN, poprzez takie rozłożenie napędów w wersji 80 kN wynosi 40kN + 40kN podczas normalnej pracy maksymalna siła ciągnąca lub pchająca wynosi 40kN, natomiast poprzez rozłożenie napędów w wersji 100 kN wynosi 20kN + 40kN + 40kN podczas normalnej pracy maksymalna siła ciągnąca lub pchająca wynosi 40kN.

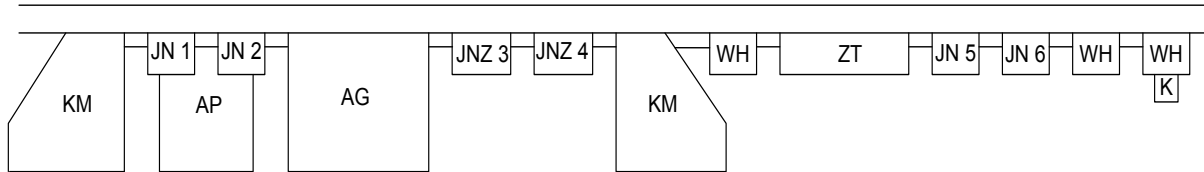
6.9 KONFIGURACJA ZESPOŁU TRANSPORTOWEGO Z CZTEREMA NAPĘDAMI CIERNYMI ORAZ DWOMA NAPĘDAMI ZĘBATYMI 80/120 KN PRZEZNACZONEGO DO TRANSPORTU MATERIAŁÓW ORAZ SEKCJI OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ

Zespół transportowy cierno-zębaty 80/120 kN cztery jednostki napędowe cierne oraz dwie dodatkowe jednostki napędowe zębate który służy do wykonywania transportów lekkich oraz ciężkich jak na przykład sekcji obudowy zmechanizowanej dla nachyleń nawet do 30° oczywiście z zastosowanym zestawem transportowym o odpowiednich parametrach. Maszynista lokomotywy w przypadku zastosowania czterech jednostek napędowych ciernych 80 kN może poruszać się po wszystkich stosowanych torach jezdnych natomiast z włączonymi dodatkowymi jednostkami napędowymi zębatymi 120 kN tylko po torach jezdnych o tym samym profilu lecz z dodatkową listwą zębatą tego samego producenta. Włączanie dwóch jednostek napędowych zębatych odbywa się w ten sam sposób jak przy jednej jednostce napędowej zębatej.

Zespołem transportowym w tej konfiguracji były transportowane elementy sekcji obudowy zmechanizowanej o masie 13,5 Mg na nachyleniu jednostronnym toru jezdny zębatego dochodzącym do 27° oraz w dalszej części na nachyleniu dwustronnym (wznios, upad) dochodzącym +/-15° przy zastosowanych napędach ciernych na torze jezdny ciernym. Zespół transportowy jest wyposażony w kamerę oraz wizjoner w kabinie maszynisty.

Zespół transportowy cierno-zębaty sześćo napędowy (rys. 6.6) którym transport będzie się odbywał w kierunku zabudowanej kamery z przodu zespołu transportowego po upadzie który został skonfigurowany w ten sposób aby pierwsza i druga jednostka napędowa cierna trzymała kabinę maszynisty, agregat pomocniczy oraz agregat główny, trzecia i czwarta jednostka napędowa zębata trzymała kabinę maszynisty, wózek hamulcowy oraz częściowo zestaw transportowy z elementami sekcji obudowy zmechanizowanej, piąta i szósta jednostka

napędowa będzie podtrzymywała wózki hamulcowe oraz częściowo zestaw transportowy.



Rys. 6.6 Zespół transportowy ciarno-zębaty sześciu-napędowy o sile ciągnącej 80/120 kN
Źródło: [2]

Taka konfiguracja zapewniła bezpieczne i bezawaryjne prowadzenie transportów oraz stosunkowo równe rozłożenie sił w poszczególnych elementach całego zespołu transportowego. Opisywany zespół transportowy został wyposażony w dwie jednostki napędowe zębate odłączalne JNZ-3 oraz JNZ-4 która może poruszać się tylko po torach jezdnych zębatych. Sumaryczna siła ciągnąca zespołu transportowego wynosi 80/120 kN poprzez takie rozłożenie napędów w wersji 80 kN wynosi 40kN + 40kN podczas normalnej pracy maksymalna siła ciągnąca lub pchająca wynosi 40kN natomiast poprzez rozłożenie napędów w wersji 120 kN wynosi 40kN + 40kN + 40kN podczas normalnej pracy maksymalna siła ciągnąca lub pchająca wynosi 40kN.

PODSUMOWANIE

Podczas konfigurowania zespołów transportowych kolejek szynowych podwieszanych spalinowy przy kilkakrotnej zmianie nachyleń (wznios, upad) na jednej dradze transportu zmusza nas do umieszczania napędów w różnych miejscach zespołu transportowego, lecz najczęściej na zewnątrz. Takie konfigurowanie równomiernie rozkłada siły ciągnąco-pchające w poszczególnych miejscach zespołu transportowego, w zależności od kierunku nachyleń część jednostek napędowych pcha, a część jednostek ciągnie zestaw transportowy. Konfiguracja zespołów transportowych w ten sposób wyklucza niekorzystne zjawiska deformacji i szybkiego zużycia turów jezdnych oraz elementów połączeniowych poszczególne elementy zespołów transportowych, nie posiadamy jednak potwierdzenia występujących sił popartych badaniami oraz obliczeniami. Bezawaryjność na trasach podczas prowadzenia transportów w znacznym stopniu zwiększa bezpieczeństwo wykonywanych prac.

LITERATURA

1. Rozporządzenie ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych.
2. Dokumentacja techniczno ruchowa ciągnika spalinowego KP – 148.
3. Dokumentacja techniczno ruchowa ciągnika spalinowego CSZ – 120.
4. Dokumentacja techniczno ruchowa ciągnika spalinowego DLZ – 110F

**SPOSOBY KONFIGURACJI ZESPOŁÓW TRANSPORTOWYCH KOLEJEK SZYNOWYCH
PODWIESZANYCH SPALINOWYCH DLA KILKAKROTNEJ ZMIANY NACHYLEŃ
PO WZNOSIE I UPADZIE NA PODSTAWIE DOŚWIADCZEŃ KWK „CHWAŁOWICE”**

Streszczenie: *Konfigurowanie zespołów transportowych kolejek szynowych podwieszanych spalinowych wynikające z doświadczeń podczas prowadzenia transportów lekkich oraz ciężkich przy zmiennych nachyleniach dochodzących do 30°.*

Słowa kluczowe: *konfiguracje, kolejki podwieszane, dzielenie napędów*

mgr inż. Łukasz DOLEŻYCH, mgr inż. Janusz CICHECKI
KW SA., KWK ”Chwałowice”
ul. 1 Maja, 44-206 Rybnik
e-mail: l.dolezych@kwsa.pl; j.cichecki@kwsa.pl

WYBRANE PROBLEMY LOGISTYKI ODPADÓW DROBNOZIARNISTYCH STOSOWANYCH W PODZIEMNYCH TECHNOLOGIACH GÓRNICZYCH

7.1 WPROWADZENIE

Obowiązek unieszkodliwiania lub odzysku odpadów energetycznych wynika z ustawy z dnia 14 grudnia 2012 r. o odpadach oraz z ustawy z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych. W celu zredukowania ilości składowanych odpadów drobnoziarnistych na składowiskach podejmowane są działania mające na celu ich odzysk. Zarówno uboczne produkty spalania, a przede wszystkim popioły lotne, jak i odpady pochodzące z flotacji znajdują swoje zastosowanie w podziemnych technologiach górniczych. Jednak organizacja dostaw tych materiałów od źródeł ich powstawania aż do miejsc ich zagospodarowania w zakładach górniczych jest złożonym procesem, podczas którego powstaje wiele problemów podłoża technicznego i organizacyjnego. Problemy te są związane głównie z małą retencją zbiorników popiołów lotnych, wyborem odpowiedniej gałęzi oraz środka transportu, jak również sposób ich załadunku i rozładunku. Bardzo istotną kwestią są także zagadnienia związane z ograniczaniem pylenia ubocznych produktów spalania zarówno w trakcie ich transportu, jak i podczas prac przeładunkowych. Innym problemem wymagającym odpowiednich rozwiązań technicznych i organizacyjnych jest sam proces wytwarzania mieszaniny doszczelniającej i jej dostarczania w miejsce zastosowania.

7.2 ODPADY DROBNOZIARNISTE DOPUSZCZONE DO STOSOWANIA W PODZIEMNYCH TECHNOLOGIACH GÓRNICZYCH

Ze względu na zanikanie w Polsce technologii eksploatacji pokładów węgla z wykorzystaniem podsadzki w zakładach górniczych obecnie stosuje się głównie odpady drobnoziarniste, służące przede wszystkim do doszczelniania zrobów zawałowych [20]. Wysokie opłaty za umieszczenie odpadów na składowiskach wynoszące do kilkunastu złotych za Mg zmuszają przedsiębiorstwa energetyczne, kopalnie oraz innych wytwórców do odzysku powstających odpadów [13]. Gromadzenie odpadów drobnoziarnistych na powierzchni ziemi negatywnie oddziałuje na środowisko poprzez zmiany krajobrazu, zanieczyszczenie wód gruntowych oraz lokalne zapylenie okolic składowisk. Masowe poddanie odpadów odzyskowi w podziemnych zakładach górniczych pozwala na wykorzystanie ich na potrzeby eksploatacji, zabezpieczenia i likwidacji wyrobisk oraz

uniknięcie problemów związanych ze składowaniem na powierzchni.

Dopuszczonymi do stosowania w podziemnych technikach górniczych są w szczególności odpady należące do grupy 01, 10, 12, 17, 19 pod warunkiem prowadzenia tej działalności z uwzględnieniem właściwości odpadów oraz warunków lokalnych, tak aby ich użycie nie powodowało pogorszenia jakości wód podziemnych [12]. Obecnie aż około 85% masy lokowanych odpadów pod ziemią kopalń stanowią popioły lotne oraz mieszaniny popiołów lotnych i odpadów z wapniowych metod odsiarczania gazów odlotowych. Aktualnie kopalnie węgla zagospodarowują około 4mln Mg odpadów tego typu rocznie oraz 0,5mln Mg odpadów flotacyjnych [2]. Sporadycznie stosowane mogą być inne odpady drobnoziarniste, takie jak np. odpady z cementowni. Warto podkreślić, że zastosowanie pełnowartościowych materiałów budowlanych w podziemnych technologiach górniczych na masową skalę jest nieuzasadnione ekonomicznie. Do głównych kierunków zagospodarowania odpadów drobnoziarnistych w podziemnych technologiach górniczych zalicza się w szczególności:

- doszczelnienie zrobów zawałowych,
- podsadzka samozestalająca,
- wypełnienie zbędnych wyrobisk korytarzowych,
- wypełnienie starych płytkich pustek w górotworze,
- wykonanie pasów i korków podsadzkowych,
- profilaktykę przeciwpożarową i gaszenie pożarów [2].

7.2.1 Uboczne produkty spalania

Szerokie wykorzystanie węgla kamiennego i brunatnego w polskiej gospodarce wiąże się z wytwarzaniem znaczących ilości ubocznych produktów spalania, których masa w skali kraju wyniosła w 2012 roku około 21 mln Mg, z czego 4,6 mln Mg stanowiły popioły lotne z węgla (odzysk 84%), a mieszaniny popiołów lotnych i odpadów stałych z wapniowych metod odsiarczania gazów odlotowych 3,8 mln Mg (odzysk 99,9%) [5]. Międzynarodowe zobowiązania dotyczące ochrony środowiska zmuszają polski przemysł energetyczny i ciepłowniczy do stosowania technologii oczyszczania gazów spalinowych, co jest powodem wychwytywania znaczących ilości popiołów lotnych. Uboczne produkty spalania (tabela 7.1), charakteryzują się zróżnicowanym składem chemicznym, zależnym przede wszystkim od wykorzystywanego przez zakład paliwa i stosowaną technologią oczyszczania spalin [9].

Tabela 7.1 Uboczne produkty spalania dopuszczone do stosowania w technologiach górniczych

10 01 01	Żużle, popioły paleniskowe (z wyłączeniem pyłów z kotłów z paliw płynnych)
10 01 02	Popioły lotne z węgla
10 01 05	Stale odpady z wapniowych metod odsiarczania gazów odlotowych Tr
10 01 24	Piaski ze złóż fluidalnych (z wyłączeniem 10 01 82)
10 01 80	Mieszanki popiołowo – żużlowe z mokrego odprowadzania odpadów paleniskowych Tr
10 01 82	Mieszanki popiołów lotnych i odpadów stałych z wapniowych metod odsiarczania gazów odlotowych (metody suche i półsuche odsiarczania spalin oraz spalanie w złożu fluidalnym)

Zródło: [14]

Obecnie ponad 70% odpadów poddawanych odzyskowi w podziemnych zakładach

górnicych stanowi mieszaninę doszczelniającą, której użycie zapobiega gromadzeniu się metanu w zrobach oraz redukuje ryzyko powstania pożaru na skutek migracji powietrza.

Gruboziarniste uboczne produkty spalania praktycznie nie są stosowane ze względu na odejście od technologii podsadzania wyrobisk ścianowych. Uziarnienie nie pozwala na zastosowanie do doszczelniania zrobów ze względu na brak możliwości wnikięcia w powstałe szczeliny [2].

7.2.2 Odpady z flotacyjnego wzbogacania węgla

Flotacja jest procesem wzbogacania mułów węglowych polegającym na wykorzystaniu różnic własności powierzchniowych minerałów. Odpady z flotacyjnego wzbogacania węgla zawierające inne substancje niż niebezpieczne (01 04 81) cechują się bardzo drobnym uziarnieniem, wynoszącym zazwyczaj poniżej 0,5 mm. Zawartość substancji węglowej może sięgać w nich nawet kilkudziesięciu procent, co często wyklucza ich zastosowanie w budownictwie. Zawartość siarki w odpadach flotacyjnych zwykle przekracza 1%. W Polsce procesom flotacji poddaje się węgiel koksujący, natomiast energetyczny jedynie w niektórych zakładach górniczych. Flotowany materiał pochodzi głównie z procesów odwadniania produktów płuczek ziarnowych oraz [7]. Odpady flotacyjne nie posiadają własności wiążących, jednak ich uziarnienie pozwala na lokowanie w zrobach zawałowych. Rocznie w Polsce powstaje 1,4 mln Mg odpadów flotacyjnych [4].

7.3 LOGISTYKA ODPADÓW DROBNOZIARNISTYCH

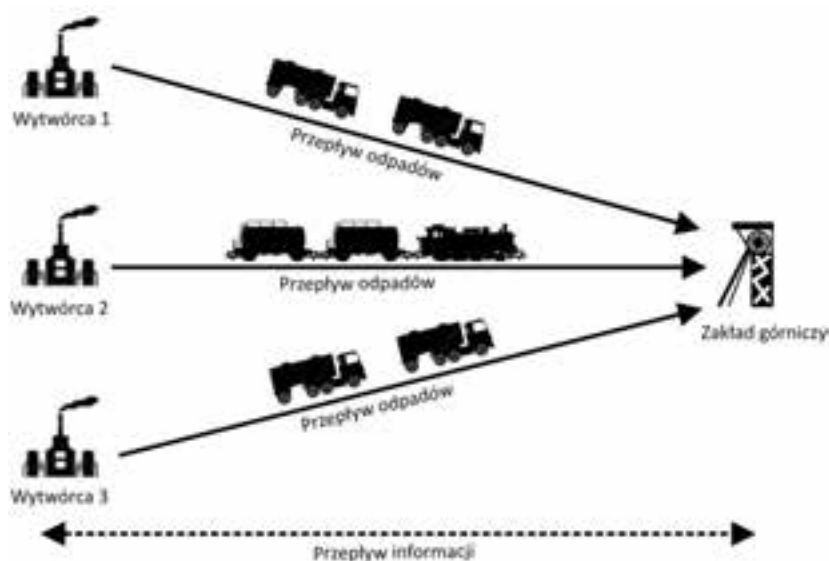
7.3.1 Transport i magazynowanie ubocznych produktów spalania

Uboczne produkty spalania węgla, a przede wszystkim popioły lotne z węgla (10 01 02) oraz mieszaniny popiołów lotnych i odpadów z wapniowych metod odsiarczania gazów odlotowych (10 01 82), są pozyskiwane i dostarczane od przedsiębiorstw energetyki i ciepłownictwa. Na drodze pomiędzy wytwórcą a zakładem górniczym pojawia się mnóstwo wyzwań dla logistyki, szczególnie w obszarze transportu magazynowania wspomnianych odpadów. Ze względu na małą retencję zbiorników odpady ze spalania muszą znaleźć swoich odbiorców, ponieważ nie ma możliwości ich długiego magazynowania. Jest to szczególnie istotne w okresie grzewczym kiedy takich odpadów jest znacznie więcej. Kopalnie węgla kamiennego są obok cementowni, największym odbiorcą tych odpadów i wykorzystują je w wielu podziemnych technologiach górniczych.

Organizacja dostaw ubocznych produktów spalania stanowi złożony system logistyczny. Najogólniej system logistyczny w literaturze definiowany jest jako „celowo zorganizowany i zintegrowany w obrębie danego układu przepływ surowców, materiałów i wyrobów gotowych od miejsca nadania do miejsca odbioru wraz z towarzyszącą temu przepływowi informacją” [6]. Budowę takiego systemu pomiędzy wytwórcą a zakładem górniczym prezentuje rysunek 7.1.

Powstające w procesie spalania węgla popioły lotne unoszą się wraz ze spalinami z komory paleniskowej, dlatego też w zakładach energetycznych i ciepłowniczych stosuje się elektrofiltry, których zadaniem jest wyłapywanie powstałych pyłów. Dzięki elektrofiltrom popioły są wydzielane i trafiają do lejów popiołowych, skąd są transportowane do miejsc składowania. Czynniki wpływającymi na wybór rodzaju transportu są ilość oraz właściwości transportowanego popiołu. Dodatkowym aspektem, który należy brać pod uwagę

jest odległość od miejsc magazynowania oraz czynniki ekonomiczne [3].



Rys. 7.1 System logistyczny pomiędzy wytwórcą odpadów a zakładem górniczym

Źródło: opracowanie własne

Możliwymi do zastosowania są:

- transport grawitacyjny,
- transport pneumatyczny,

Systemy transportu grawitacyjnego odpadów drobnoziarnistych służą do pionowego lub skośnego przemieszczania odpadów drobnoziarnistych pod własnym ciężarem do miejsc magazynowania. Z kolei transport pneumatyczny polega na wprowadzeniu w ruch popiołów lotnych przez ruch cząsteczek powietrza w rurociągu. Ruch powietrza powstaje w wyniku różnicy ciśnień pomiędzy początkiem transportu a jego końcem [3].

W przypadku transportu pyłów na krótkie odległości (do 100 m) mogą być stosowane instalacje transportu pneumatycznego niskociśnieniowego zasilane dmuchawami, natomiast jeśli odległość do miejsca magazynowania jest dłuższa (do 1000 m) można zastosować instalację do transportu pneumatycznego wysokociśnieniowego, który zasilany jest sprężarkami [18]. Jednym z bardziej rozpowszechnionych rozwiązań jest transport pneumatyczny metodą MTTs (Multi-Turbuflow-Transport-System) pozwalający transportować popioły nawet na odległość do 1200 m [19].

Gospodarowanie ubocznymi produktami spalania byłoby bardzo trudne bez odpowiedniego systemu magazynowania, który ma miejsce w dwóch punktach w łańcuchu dostaw:

- na terenie zakładu energetycznego/ciepłowniczego,
- na terenie zakładu górniczego.

Ze względu na wymogi ochrony środowiska magazynowanie popiołów lotnych nie może odbywać się na otwartych składowiskach. Przechowywanie ubocznych produktów spalania na placach betonowych jest możliwe jedynie w przypadku odpadów o większym uziarnieniu (np. żużel).

W przypadku magazynowania na terenie elektrowni popioły lotne są przechowywane w

zbiornikach magazynowych lub retencyjnych. Są to najczęściej stalowe lub betonowe silosy [10] o różnej pojemności (od setek do tysięcy m³). Rodzaj oraz ilość takich zbiorników zależy od wielu czynników i stanowi kolejne wyzwanie natury logistycznej. Przykłady silosów na popioły lotne przedstawia rysunek 7.2.



Rys. 7.2 Silosy na popioły lotne

Źródło: [17, 25]

Wybór rodzaju zbiorników zależy przede wszystkim od:

- przewidywanej ilości wytwarzanych ubocznych produktów spalania (uwzględniając odchylenia),
- częstotliwości odbioru odpadów.

Ilość produkcji popiołów lotnych jest uzależniona od zapotrzebowania na energię cieplną i elektryczną, w związku z czym należy mieć na uwadze znacznie wyższą produkcję odpadów w okresie zimowym (listopad-marzec), a tym samym zapewnić odbiór popiołu w takim czasie aby zbiorniki retencyjne nie uległy całkowitemu zapełnieniu, co w konsekwencji może skutkować koniecznością wygaszenia kotłów.

Zbiorniki są projektowane i wykonywane według potrzeb inwestorów w zależności od technologicznego systemu transportu, składowania i odbioru popiołów. Odpowiednie wyposażenie techniczne zbiornika, wraz z zastosowaniem systemu transportu pneumatycznego Turbu-flow, daje możliwość transportowania popiołu lotnego w sposób całkowicie pozbawiony strat na duże odległości i wysokości [23]. Konstrukcja zbiorników powinna ponadto pozwalać na zainstalowanie systemów pneumatycznego rozładunku zbiorników oraz systemów bezpośredniego załadunku popiołów lotnych na cysterny samochodowe i kolejowe [10]. Zazwyczaj zakłady energetyczne i ciepłownie posiadają

osobne zbiorniki na odpady kodów 10 01 02 oraz 10 01 82 ze względu na wymagania odbiorców.

Na terenie zakładu górniczego mogą być wykorzystywane zbiorniki o takiej samej konstrukcji jak te, które mieszczą się na terenie elektrowni. Przy magazynowaniu popiołu lotnego w silosach o dużej objętości bardzo istotny jest sprawny system rozładowczy, ponieważ popiół lotny, w dolnych partiach wystawiony wysokim ciśnieniom, ma tendencję do silnego zgęstnienia oraz obniżenia ciekłości. Niepożądane gęstnienie popiołu lotnego w silosie jest eliminowane dzięki instalacji leja rozładunkowego nad dnem silosu, a rozładunek odbywa się poprzez system rynien pneumatycznych na dnie silosu [25]. Niektóre zakłady górnicze w ogóle nie utrzymują zbiorników magazynowych, a przywożony popiół lotny jest bezpośrednio kierowany ze środków transportu do mieszalnika.

Popioły lotne ze zbiorników retencyjnych wytwórcy są załadowywane na środek transportu zewnętrznego najczęściej z wykorzystaniem rękawów załadowczych. Służą one do załadunku popiołów lotnych do cystern oraz do pojemników transportowych i nadają się szczególnie do transportu kolejowego i samochodowego. Rękawy posiadają wbudowany filtr przeciwpyłowy co zmniejsza emisję pyłów podczas operacji załadunku [21]. Przykładowy rękaw załadowczy przedstawia rysunek 7.3.



Rys. 7.3 Przykładowy rękaw załadowczy do popiołów lotnych

Źródło: [24]

Inną metodą zabezpieczenia przed pyleniem podczas załadunku może być pracująca automatycznie instalacja odpylania z odpylaczem umiejscowionym na zbiornikach.

Ze względu na zmieniające się przepisy dotyczące załadunku należy mieć również na uwadze tonaż środków transportu. W tym celu wykorzystywane są wagi samochodowe oraz kolejowe [22] pozwalające na kontrolowanie dopuszczalnej ilości materiału na środku transportu oraz na faktyczne rozliczenie się z ilości wydanego popiołu.

Wybór gałęzi i środków transportu zewnętrznego jakimi będzie wykonywana główna część drogi popiołów lotnych od wytwórcy do zakładu górniczego jest problemem dość skomplikowanym.

Głównym dylematem jest wybór pomiędzy transportem samochodowym a transportem kolejowym. Transport popiołów lotnych jest organizowany najczęściej przez firmy zewnętrzne posiadające odpowiedni tabor do przewozu produktów pylistych oraz pozwolenia na ich przewóz (decyzję Prezydenta Miasta w sprawie udzielenia zezwolenia na transport odpadów).

Wielkość zapotrzebowania kopalni na popioły lotne może być różna, jednak ilość i systematyczność odbiorów materiału nie jest jedynym kryterium decydującym o wyborze środka transportu. Ważna jest tutaj również lokalizacja kopalni i możliwość bezpośredniego dotarcia transportu w miejsce rozładunku i wytwarzania mieszaniny doszczelniającej.

Transport samochodowy jest dobrym rozwiązaniem w przypadku mniejszych ilości dostarczanych odpadów oraz gdy odległość pomiędzy kopalnią a elektrownią nie jest bardzo duża – jest to podyktowane przede wszystkim kosztami. Dodatkowym czynnikiem skłaniającym do wyboru tej gałęzi transportu mogą być wymagania odbiorcy (kopalni) dotyczące dostarczenia popiołów „do drzwi”.

Do przewozu popiołów lotnych transportem samochodowym wykorzystywane są:

- ciągniki siodłowe z naczepą typu silos,
- autocysterny typu „beczka”,
- samochody otwarte – „wanny”,
- inne, posiadające konstrukcję pozwalającą na nałożenie rękawa załadowczego [16].

Samochody posiadają różną pojemność oraz ładowność w zależności od wymagań odbiorcy. Jeżeli odpady są transportowane samochodami otwartymi powinny być przewożone „na mokro” oraz zostać nakryte plandeką. Należy mieć na uwadze skład i właściwości przewożonych odpadów, gdyż niektóre mieszanki mogą reagować w kontakcie z wodą i stworzyć tym samym zagrożenie dla otoczenia.

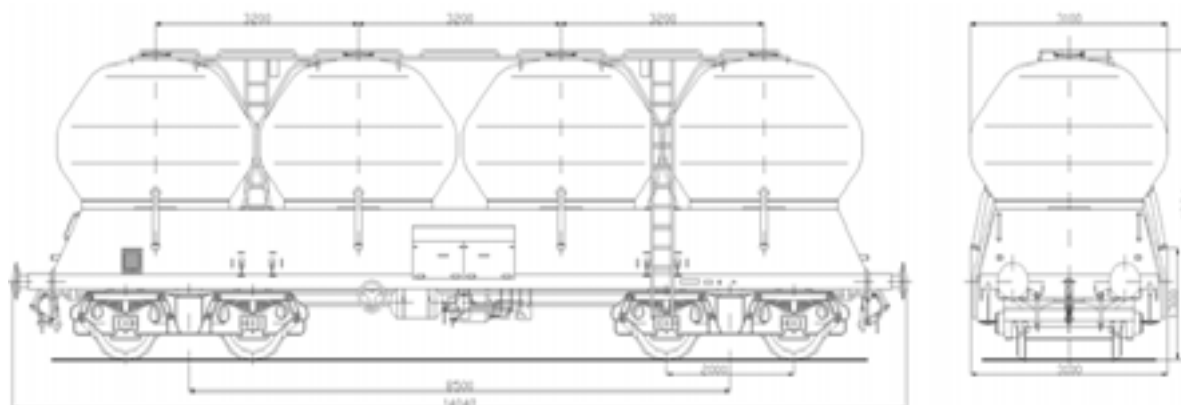
Wykorzystanie transportu kolejowego jest uzasadnione wtedy, gdy ilość transportowanych towarów jest bardzo duża i transport odbywa się na dużych odległościach. Im większa długość trasy tym koszt przewozu jest mniejszy. W zależności od rodzaju oraz ciężaru usypowego odpadów mogą one być przewożone w różnych wagonach zbiornikowych lub samowładowczych z otwieranym dachem.

Transport popiołów lotnych w otwartych wagonach stanowi, podobnie jak w przypadku samochodów typu „wanna”, problem techniczny ze względu na pylenie podczas przewozu. Nawet zwilżanie popiołów nie jest wystarczającym rozwiązaniem ze względu na pylenie podczas załadunku i rozładunku. Ponadto dodatkowymi problemami są: cementowanie się wysychającej masy oraz ryzyko zamarzania ładunku w okresach zimowych. Jednym z rozwiązań jakie stosowano w celu zapobieżenia pyleniu wtórnemu było wykorzystanie środków chemicznych błonotwórczych podczas powrotu próżnych wagonów. Rozwiązanie to jednak nie przynosiło oczekiwanych efektów, dlatego najczęściej wykorzystuje się wagony zbiornikowe, które umożliwiają przewóz popiołów lotnych w stanie suchym oraz załadunek i rozładunek w izolacji od otoczenia. Warto podkreślić, że przewóz ładunków suchych jest bardziej efektywny ekonomicznie ze względu na brak balastu [8].

W zależności od gęstości przewożonych odpadów stosuje się wagony kolejowe o różnej pojemności. Najczęściej stosowane są wagony przystosowane do przewozu materiałów sproszkowanych, rozładowywane pneumatycznie. Na rysunku 7.4 przedstawiono przykładowy wagon właściwy do przewozu popiołów lotnych.

Po dotarciu do odbiorcy popioły lotne przewożone transportem kolejowym są rozładowywane na bocznicach kolejowych za pomocą przewodów elastycznych. Dostawy transportem samochodowym mogą być rozładowywane pneumatycznie lub za pomocą sprężonego powietrza i tymczasowo przechowywane w silosach. Istnieje również możliwość bezpośredniego rozładunku do stacji wytwarzania mieszaniny doszczelniającej pomijając fazę

magazynowania. W polskim górnictwie węgla kamiennego odpady mieszane są z wodą, a następnie dostarczane rurociągami do miejsc zagospodarowania [11].



Rys. 7.4 Wagon 408S o pojemności 50 m³ przystosowany do przewozu materiałów sproszkowanych o ciężarze usypowym 0,6-1,4 Mg/m³

Źródło: [15]

7.4 GOSPODARKA ODPADAMI POFLOTACYJNYMI I PROCES WYTWARZANIA MIESZANINY DOSZCZELNIAJĄCEJ

W kopalniach o pełnym zakresie wzbogacania odpady poflotacyjne kierowane są z odmulników promieniowych do otwartych zbiorników odpadów flotacyjnych (najczęściej baseny betonowe, o wielkości dostosowanej do potrzeb lokalnych). W miarę potrzeb doprowadzane są rurociągami do stacji przygotowania mieszaniny doszczelniającej, gdzie wraz z popiołami lotnymi, sprowadzanymi spoza zakładu górniczego, łączone są z wodą dołową, tworząc mieszaninę doszczelniającą. Każdy zakład górniczy stosujący flotowanie węgla posiada własne praktyki dotyczące technologii użycia pyłów lotnych oraz odpadów flotacyjnych. Często odpady te są lokowane oddzielnie ze względu na złe doświadczenia w utrzymaniu właściwej gęstości mieszaniny doszczelniającej oraz niekontrolowanego cementowania się mieszanin w rurociągach. Największym problemem magazynowania odpadów flotacyjnych jest ich skłonność do sedymentacji i konieczność ich upłynnienia przed użyciem. Popioły lotne mają tendencję do chłonięcia pewnej ilości wody, dlatego należy kontrolować, aby ilość wody w rurociągu była odpowiednia do ilości materiału, tak aby utrzymać strumień mieszaniny doszczelniającej.

7.5 WYBRANE PROBLEMY LOGISTYKI ODPADÓW DROBNOZIARNISTYCH

Problemy i dylematy natury logistycznej pojawiają się w wielu miejscach w całym łańcuchu dostaw. Istotną kwestią, która może stanowić dodatkowy problem jest przepływ informacji pomiędzy poszczególnymi ogniwami łańcucha dostaw. Podmiotami uczestniczącymi w łańcuchu są: zakład energetyczny, zakład górniczy oraz pośrednicy (najczęściej zewnętrzni przewoźnicy) zajmujący się fizyczną dostawą odpadów do ostatecznego odbiorcy. Są to niezależne przedsiębiorstwa, pomiędzy którymi nie zawsze ma miejsce właściwa komunikacja co może przyczyniać się do obniżenia sprawności i elastyczności przepływu odpadów. Wymiana informacji i dobra komunikacji pozwalają na koordynację codziennej działalności oraz na prognozowanie i planowanie przyszłego

zapotrzebowania [1].

W artykule skupiono się jedynie na opisie wybranych problemów o charakterze logistycznym – uniemożliwiających systematyczne i planowe kierowanie mieszanin doszczelniających na dół kopalni. Opis poszczególnych zagadnień prezentuje tabela 7.2.

Tabela 7.2 Opis i identyfikacja problemów w łańcuchu dostaw odpadów droбноziarnistych

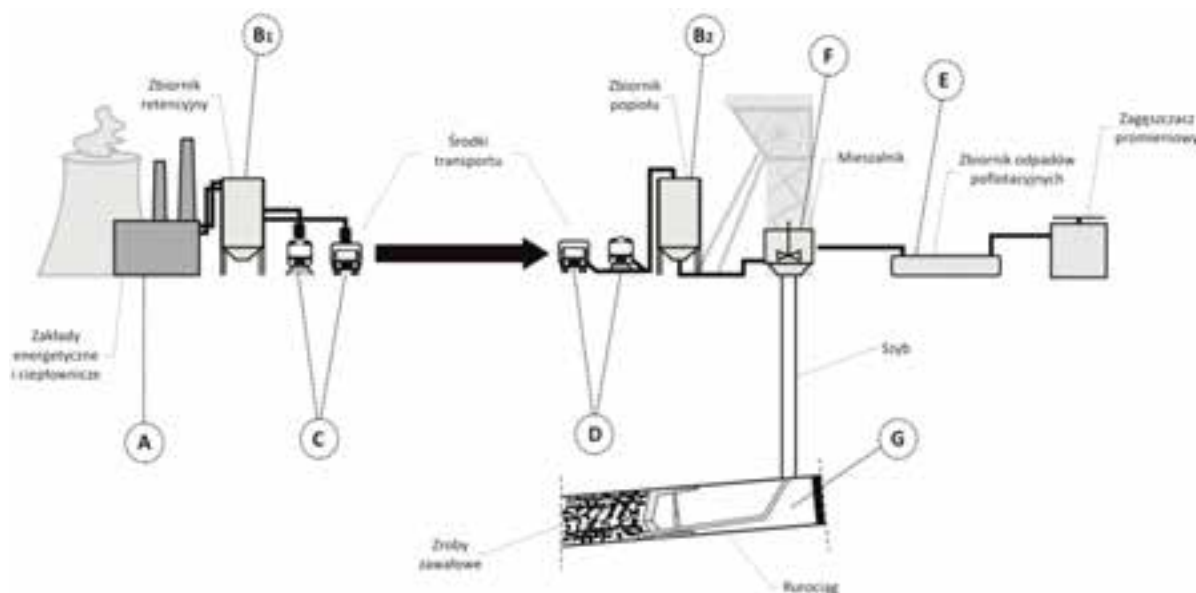
Lp.	Problem	Opis problemu
A	Sezonowość produkcji ciepła i energii	Ze względu na sezon grzewczy wytwarzanie ubocznych produktów spalania nie ma charakteru stałego. Problem stanowi znalezienie odbiorców w momencie zwiększonej produkcji ciepła, a w konsekwencji odpadów.
B1	Retencja zbiorników ubocznych produktów spalania	Problemem jest dobór zbiorników ubocznych produktów spalania o pojemności adekwatnej dla poziomu produkcji. Zbyt mała retencja grozi koniecznością wygaszenia kotłów przy nagromadzeniu odpadów. Z kolei utrzymywanie zbiorników o zbyt dużej pojemności jest nieuzasadnione ekonomicznie.
	Pylenie ubocznych produktów spalania	Koniecznością jest utrzymywanie szczelnej instalacji umożliwiającej bieżący załadunek bez negatywnego wpływu na otoczenie.
B2	Retencja kopalnianych zbiorników popiołów lotnych	Zakład górniczy nie jest zainteresowany posiadaniem zbiorników o nadmiernej pojemności ze względu na koszty. W przypadku stanów awaryjnych w zakładzie górniczym koniecznością może okazać się przekierowanie dostawy popiołów lotnych.
	Pylenie ubocznych produktów spalania	Problemem jest utrzymanie szczelności instalacji przy rozładunku środków transportu i przesyłu popiołów lotnych wewnątrz zakładu.
	Wilgoć w instalacjach transportu i magazynowania popiołów	W przypadku zawilgocenia zbiorników lub instalacji następuje cementowanie się odpadów elektrownianych. Likwidacja skutków jest kłopotliwa i groźna dla zdrowia pracowników ze względu na obecność wolnej krzemionki w popiołach lotnych.
C	Ilość stacji załadunku	W przypadku, gdy transport ubocznych produktów spalania jest wykonywany zarówno transportem samochodowym, jak i koleją może powodować to powstanie kolejek środków transportu oczekujących na załadunek.
	Wykorzystanie ładowności środka transportu	Problemem jest pełne wykorzystanie ładowności i pojemności środka transportu ze względu na różnice w ciężarze nasypowym ubocznych produktów spalania.
	Wybór gałęzi transportu	Wybór gałęzi transportu jest uzależniony od wielkości zapotrzebowania na popioły lotne, systematyczność odbioru, umiejscowienie zakładu górniczego oraz możliwości bezpośredniego dotarcia odpadów do miejsc rozładunku.
D	Oczekiwanie na rozładunek	Dostawy popiołów z kilku zakładów energetycznych jednocześnie zmuszają do oczekiwania na rozładunek. Pojawia się konieczność ustalenia harmonogramu dostaw w oparciu o potrzeby zakładu energetycznego oraz odbiorcy.
	Ustawienie wagonów zaworami do instalacji rozładunkowej	Może zaistnieć sytuacja gdy skład jest ustawiony niewłaściwie do krawędzi rozładunku i zmusza do obrócenia składu. Sytuacja może zdarzyć się zwłaszcza w przypadku przekierowania składu do innego zakładu górniczego.
E	Retencja zbiornika odpadów flotacyjnych	Magazynowanie odpadów poflotacyjnych w zbiorniku o dużej pojemności w stosunku do potrzeb powoduje zjawisko sedymentacji ziarn. Zbyt mały zbiornik powoduje zaburzenia w ruchu zakładu przerobczego o pełnym zakresie wzbogacania.
F	Cementowanie się mieszaniny doszczelniającej	Konieczna jest aplikacja właściwej ilości wody oraz lokowanych odpadów. Niejednokrotnie koniecznością jest osobne wytwarzanie mieszanin popiołów lotnych oraz odpadów poflotacyjnych.
G	Stażność odbioru mieszanin doszczelniających	Właściwe planowanie eksploatacji górniczej pozwala na stały i systematyczny poziom odbioru mieszaniny doszczelniającej.

Źródło: opracowanie własne

Wskazane w pracy problemy logistyczne nie są jedynymi problemami występującymi

podczas dostawy oraz aplikowania odpadów drobnoziarnistych. Ważnym punktem są tutaj również aspekty: ochrony środowiska oraz bezpieczeństwa i higieny pracy, głównie w kwestii skutków pylenia.

Miejsca występowania problemów logistycznych zostały zaznaczone na rysunku 7.5.



Rys. 7.5 Miejsca występowania problemów związanych z logistyką odpadów drobnoziarnistych do zakładów górniczych o pełnym zakresie wzbogacania

Źródło: opracowanie własne

PODSUMOWANIE

W literaturze brak jest kompleksowych opracowań dotyczących logistyki materiałów (odpadów) służących do wytwarzania mieszanin stosowanych w podziemnych technologiach górniczych. Duża ilość rozwiązań technicznych i organizacyjnych utrudnia wyciągnięcie jednakowych wniosków dotyczących przywozu i zagospodarowania odpadów z zakładów energetycznych do górniczych. Wymiana dobrych praktyk w zakresie technologii wytwarzania, przewozu oraz magazynowania odpadów mogłaby przyczynić się do poprawy łańcucha logistycznego ubocznych produktów spalania oraz odpadów poflotacyjnych.

*Autorzy składają serdeczne podziękowania
Grupie CEZ Produkty Energetyczne Polska Sp. z o.o.
za informacje i pomoc w tworzeniu artykułu.*

LITERATURA

Pozycje zwarte

1. Kot S., Starostka-Patyk M.: *Zarządzanie łańcuchami dostaw*, WWZ Politechniki Częstochowskiej, Częstochowa 2009.
2. Palarski J., Plewa F., Mysiek Z.: *Odzysk i unieszkodliwianie odpadów w górnictwie podziemnym*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2012.
3. Piątkiewicz Z.: *Transport pneumatyczny*, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1999.

4. *Raport o stanie środowiska w województwie śląskim w 2012 roku*, WIOŚ Katowice 2013.
5. Rocznik statystyczny, *Ochrona środowiska 2012*, Główny Urząd Statystyczny 2013.
6. Słownik terminologii logistycznej, Seria Biblioteka Logistyka, ILiM, Poznań 2006.

Artykuły

7. Alwaeli M., Czech Ł.: *Możliwości gospodarczego wykorzystania odpadów poflotacyjnych*, Archiwum Gospodarki Odpadami i Ochrony Środowiska, Tom 11, Nr 3/2009.
8. Bedła A. L.: *Zagadnienie ochrony środowiska naturalnego przy wywozie wagonami paleniskowych odpadów elektrownianych*, Trakcja i wagony. Nr 1/1987.
9. Galos K., Uliasz-Bocheńczyk A.: *Źródła i użytkowanie popiołów lotnych ze spalania węgla w Polsce*, Gospodarka surowcami mineralnymi, Tom 21, Zeszyt 1/2005.
10. *Magazynowanie popiołów lotnych*, Transport i Logistyka, Wydanie targowe SyMas 2012.
11. Piotrowski Z., Łukowicz K.: *Stosowania popiołów lotnych dla celów profilaktyki pożarowej i metanowej na przykładzie KWK „Brzeszcze”*, Górnictwo i Geoinżynieria, Zeszyt 1/2007.

Akty prawne

12. Dyrektywa 2006/118/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 12 grudnia 2006 r. w sprawie ochrony wód podziemnych przed zanieczyszczeniem i pogorszeniem ich stanu Dziennik Urzędowy L 372 , 27/12/2006 P. 0019 – 0031.
13. Obwieszczenie Ministra Środowiska z dnia 13 sierpnia 2013 r. w sprawie wysokości stawek opłat za korzystanie ze środowiska na rok 2014 (Monitor Polski 2013 poz. 729).
14. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 września 2001 r. w sprawie katalogu odpadów (Dz. U. 2001 nr 112 poz. 1206).

Źródła internetowe

15. www.cemet.pl
16. www.cezpolska.pl/pl/cez-w-polsce/cez-produkty-energetyczne-polska-sp-z-o-o.html
17. www.chemadex.com.pl/
18. www.elwo.com.pl/produkty/instalacje-do-transportu-pylow
19. www.energomar-nord.com.pl/turbuflow.html
20. www.gornictwo.wnp.pl/podsadzka-poszla-do-lamusa,71011_1_0_0.html
21. www.hennlich.pl/uploads/HENNLICH_Rekawy_zaladowcze.pdf
22. www.miary-wagi.com.pl/produkty/wagi_kolejowe/13
23. www.powderandbulk.pl/pl-PL/zelbetowe_zbiorniki_popiolu.html
24. www.tbma.com/en/products/bulk-loading-chutes/
25. www.zbiorniki-silosy.pl/

WYBRANE PROBLEMY LOGISTYKI ODPADÓW DROBNOZIARNISTYCH STOSOWANYCH W PODZIEMNYCH TECHNOLOGIACH GÓRNICZYCH

Streszczenie: *Celem artykułu było wskazanie i scharakteryzowanie wybranych problemów natury logistycznej związanych z dostarczaniem popiołów lotnych oraz odpadów poflotacyjnych stosowanych w podziemnych technologiach górniczych. W pracy przedstawiono łańcuch dostaw ubocznych produktów spalania od wytwórców do zakładu górniczego. Opisano kolejno występujące po sobie operacje logistyczne: magazynowanie, załadunek, transport i rozładunek odpadów. Scharakteryzowana została również gospodarka odpadami poflotacyjnymi oraz przedstawiono proces wytwarzania mieszaniny doszczelniającej i jej dostarczenia do miejsc zastosowania. W artykule zidentyfikowano problemy pojawiające się na każdym etapie dostarczania odpadów.*

Słowa kluczowe: *doszczelnianie zrobów, logistyka, odpady drobnoziarniste, popioły lotne*

mgr Karina HERMANN, mgr inż. Krzysztof KURUS
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
Zakład Zarządzania Jakością i Bezpieczeństwem
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze, Polska
e-mail: Karina.Hermann@polsl.pl; Krzysztof.Kurus@polsl.pl

PERSPEKTIVY TĚŽBY UHLÍ V ČESKÉ REPUBLICE

8.1 ÚVOD

Základní energetickou komoditou v České republice je uhlí, které se primárně používá k výrobě elektrické a tepelné energie. I když procentní podíl výroby elektřiny z uhlí v ČR meziročně mírně klesá, zůstává stále rozhodujícím faktorem české energetické politiky. V současné době se v ČR z uhlí vyrábí cca 60% elektrické energie s podílovým zastoupením 87% hnědého a 13% černého uhlí. Výroba elektřiny z uhlí ve vztahu k životnímu prostředí patří k nejméně efektivním způsobům využívání primárních paliv. Zavádění nových technologií, např. technologie účinnějšího spalování (Clean Coal Technologies), přispěje k postupnému snižování emisí, což je podmínkou dalšího využívání uhlí, které zůstane v nejbližších desetiletích i nadále jedním z nejdůležitějších zdrojů pro výrobu energie.

8.2 SOUČASNOST A PERSPEKTIVY HNĚDÉHO UHLÍ

Zásoby hnědého uhlí v ČR jsou umístěny v podkrušnohorské pánvi třetihorního stáří (severočeská, sokolovská a chebská) o celkové rozloze cca 1900 km². Největší je severočeská pánev, která se dále dělí na 3 dílčí části (chomutovskou, mosteckou a teplickou) a na produkci hnědého uhlí v ČR se podílí zhruba 80%. Zbývajících 20% pochází z pánve sokolovské. V současné době probíhá dobývání v povrchových dolech s výjimkou jediného hlubinného dolu. Pro energetické využití je podstatná kvalita uhlí – výhřevnost, popelnatost a obsah síry. V chomutovské části severočeské pánve se nachází méně výhřevné energetické uhlí (cca 10 až 11 MJ/kg) s nižším až středním stupněm prouhelnění a se zvýšeným obsahem popela, které se většinou přímo dopravuje ke spalování v elektrárnách. Těžební lokalitou v této části pánve je jediný velkolom DNT Tušimice s objemem reálně vytěžitelných zásob k 1. 1. 2012 cca 240 mil. tun. Roční těžba uhlí (obr. 8.1) by se postupně měla snižovat na cca 11 až 12 mil. tun v letech 2017-2018, cca 9 až 10 mil. tun v letech 2019-2022. Až do roku 2030 by měla roční těžba činit cca 8 mil. tun. Z toho vyplývá předpokládaná životnost zásob velkolomu DNT Tušimice kolem roku 2040.

Mosteckou lokalitu tvoří 4 povrchové doly a 1 důl hlubinný (Centrum u Mostu), uhlí má nižší obsah popela a vyšší stupeň prouhelnění s výhřevností pohybující se v rozmezí 10 až 17 MJ/kg. Nejvyšší výhřevnost má surovina z ložiska Ervěnice – Severní energetická a.s (dříve Velkolom ČSA). Dobývané uhlí se využívá v energetice a teplárenství, produkovány jsou i tříděné druhy pro maloodběratele. Uhelňé řozy postupují do stále větších hloubek a v současnosti již místy dosahují až 150m. Těžba z hlubinného dolu Centrum je poměrně nevýznamná. Reálně vytěžitelné zásoby při zachování územně ekologických limitů na dole Bílina činily k 1. 1. 2012 cca 165 mil. tun hnědého uhlí. Výhledové objemy těžby by se až do

roku 2015 měly pohybovat kolem 9,5 mil. tun/rok. V dalších letech je již počítáno s poklesem a to v letech 2016-2020 na cca 8mil. tun ročně. V letech 2021-2030 by se měla těžba pohybovat mezi 6 a 7mil. tun a po roce 2031 klesnout na cca 4 až 5 mil. tun/rok.

Životnost lomu Bílina při využití současných těžitelných zásob uhlí by končila cca v roce 2040. Pokud by došlo k prolomení územních ekologických limitů, uvolnilo by se cca 100 mil. tun kvalitního uhlí a životnost lomu by se prodloužila až za horizont roku 2050. Předpoklad těžby na lomu Vršany vychází ze současných cca 10mil. tun a pokles na cca 6mil. tun ročně v dalších letech a ukončení životnosti se předpokládá v rozmezí let 2050-2055.



Obr. 8.1 Rypadlo K800N na uhelném řezu

Značně komplikovaná je situace na velkolomu Severní energetická a.s (VČSA). K 1. 1. 2012 činil v rámci územně ekologických limitů objem reálně vytěžitelných zásob cca 28 mil. tun. Těžba v roce 2010 činila 4,6 mil. tun uhlí, v roce 2011 poklesla na cca 4 mil. tun. V dalších letech předpoklad produkce razantně klesá na 2,4 mil. tun až do roku 2022. V roce 2023, pokud nebudou prolomeny územně ekologické limity, bude těžba ukončena. Těžební lokalita bude s největší pravděpodobností zakonzervována. Pro případ prolomení územně ekologických limitů by došlo k uvolnění disponibilních zásob uhlí ve výši cca 280 mil. tun a to vysoce výhřevného hnědého uhlí (v průměru 17,0 MJ/kg). Životnost lomu by se tímto opatřením prodloužila do roku 2060. Alternativa uvažující s konzervací lomu by byla technicky i finančně mimořádně náročná (zatím není vyčíslena) a znamenala by zamezení budoucího přístupu k rozsáhlým zásobám strategické vysoce kvalitní suroviny. Rizikem, které takovéto řešení přináší, je i otázka zajištění stability svahů, zejména na styku s Krušnými

horami. V roce 1997 byl uzavřen lom Chabařovice v teplické části severočeské pánve. Zůstaly tam však zbývající zásoby vysoce kvalitního uhlí s nízkým obsahem popela i síry pod obcí Chabařovice. Jejich těžba není zatím možná pro střety zájmů a složité hydrogeologické poměry. Podobné problémy brání využití ostatních zásob kvalitního uhlí i v dalších úsecích této lokality.

V sokolovské pánvi se vyskytuje méně až středně prouhelněné energetické uhlí s nižším obsahem síry a vyšším obsahem vody. Od roku 2001 probíhá těžba již jen na lomu Jiří a lomu Družba, výhřevnost uhlí se pohybuje mezi 11,7 do 13,2 MJ/kg. Zásoby činily k 1. 1. 2012 cca 120 mil. tun uhlí a objem těžeb bude zvolna klesat ze 7,5 mil. tun (2012) až na očekávaných cca 4 až 5 mil. tun ročně v letech 2020-2035. Na lomu Jiří postačí zásoby zhruba do roku 2025 a na lomu Družba cca do roku 2035. Těžené uhlí se používá především v energetice (tříděná paliva, spalování v elektrárnách, výroba energoplynu, dřívě briket).

Pánev chebská má přes 1,7 mld. tun geologických zásob hnědého uhlí s nízkým stupněm prouhelnění a má zvýšený obsah vody, popela, síry a dalších škodlivin. S těžbou uhlí na většině území této pánve není uvažováno, jelikož převážná část zásob je vázána ochranou zdrojů minerálních vod Františkových Lázní.

Mimo zásob hnědého uhlí disponuje ČR relativně rozsáhlými zásobami lignitu ve Vídeňské pánvi, ale většina zásob je v současnosti ekonomicky nevyužitelná.

8.3 SOUČASNOST A PERSPEKTIVY ČERNÉHO UHLÍ

Česká republika disponuje černým uhlí karbonského stáří, a to jak energetickým, tak i koksovatelným. Rozhodující význam má česká část hornoslezské pánve, provozně nazývaná ostravsko-karvinský revír, přičemž zásoby uhlí v ČR jsou pouze 30% celé pánve. Uhlí je těženo hlubinným způsobem kombajnovými (obr. 8.2) a pluhovými komplexy (obr. 8.3).



Obr. 8.2 Kombajnový dobývací komplex v mocné sloji

Během 90. let byly za cenu vysokých ztrát bilancovaných zásob ostatní černouhelné revíry utlumeny z důvodů vysokých produkčních nákladů. Pokles spotřeby uhlí a probíhající útlum uhelného hornictví měly za následek snížení objemu těžby z 30,7 mil. tun v roce 1990 na 12,7 mil. tun v roce 2008 a 10,6 mil. tun v roce 2009 (přechodný pokles poptávky zejména ze strany hutního průmyslu). Pokračoval opětovný nárůst produkce za rok 2010 na 11,2 mil. tun a za rok 2011 kolem 11 mil. tun. Očekávané vyčerpání zásob černého uhlí v činných dolech karvinské části ostravsko-karvinské uhelné pánve ovlivní další zásobování české energetiky, především hutního průmyslu černým uhlím a toto bude třeba řešit v dlouhodobých záměrech. Zbývající nevyužívané domácí zdroje jsou však z hlediska těžby často charakteristické nepříznivými geologicko-technickými podmínkami (hloubka uložení, průtrže plynů apod.).



Obr. 8.3 Pluhový dobývací komplex v nízké sloji

Ostravsko-karvinská oblast je rozdělena na západní ostravskou část s výskytem staršího ostravského souvrství a na východní karvinskou část s výskytem mladšího karvinského souvrství. Ostravské souvrství obsahuje několik desítek poměrně málo mocných (průměrně cca 0,7 m) slojí většinou kvalitního koksovateľného uhlí a jsou zejména v západní a severní části postiženy intenzivními tektonickými poruchami. V karvinském souvrství převažují středně mocné sloje (průměrně cca 1,8 m) s uhlím koksovateľným ve směsi nebo energetickým. Počátkem roku 1994 skončila těžba v klasické ostravské části revíru uzavřením posledního činného Dolu Odra. V petřvaldské části revíru skončila těžba počátkem roku 1998 uzavřením Dolu Odra-J. Fučík. Přes 90% produkce je v současnosti zajištěno 3 doly se 7 lokalitami v karvinské části pánve (Důl ČSM, Důl Darkov a Důl Karviná). V severní části

podbeskydské oblasti pánve je v současnosti problematickým Důl Paskov, který se dostal do nerentability.

Rozsáhlé zásoby uhlí byly předběžně ověřeny jižněji, zvláště v okolí Frenštátu pod Radhoštěm, kde se uhlí se nachází v poměrně složitých geologických a báňskotechnických podmínkách v hloubkách cca 800-1300 m. Dobývací prostor stanovený v roce 1989 má geologické zásoby černého uhlí na ložisku Frenštát, které zasahuje do CHKO Beskydy. Tyto zásoby mohou mít potenciálně vysoký strategický význam. S objemem geologických zásob cca 1,6 mld. tun představují unikátní výskyt černého uhlí v EU a ložisko Frenštát lze proto považovat za surovinovou rezervu státu. S dobýváním tohoto ložiska se v horizontu platnosti současné surovinové politiky neuvažuje, ale s ohledem na zásoby strategické suroviny je ložisko legislativně chráněno stanoveným chráněným ložiskovým územím a dobývacím prostorem.

Strategickou rezervu představují rovněž zásoby černého energetického uhlí ve slánské části kladenské pánve a v mělnické pánvi v celkové výši cca 1,5 mld. tun, ale o využití uvedených zásob se neuvažuje, neboť v lokalitě existují střety s vodohospodářskými zájmy.

Podle údajů státní bilance činil objem vytěžitelných zásob černého uhlí na těžebných dolech k 1. 1. 2012 cca 180 mil. tun černého uhlí.

ZÁVĚR

Základním problémem v oblasti hnědého uhlí je zvýšení efektivity využití zásob před tzv. územně ekologickými limity a postoj k využití rozsáhlých zásob hnědého uhlí za nimi. Důležitost takového rozhodnutí spočívá v úvaze, zda zásadně prodloužit či neprodloužit životnost nejdůležitějších velkolomů hnědého uhlí v podkrušnohorských revírech. V severočeském hnědouhelném revíru by využití zásob za územně ekologickými limity posunulo životnost velkolomu v 1. etapě z roku 2022 až za rok 2060 a velkolomu Bílina z roku 2035 za rok 2050 a tím umožnilo dlouhodobý provoz zbývající části energetiky využívající domácí energetickou surovinu.

Hnědé uhlí je dosud stále rozhodujícím tuzemským zdrojem energie a jeho zásoby za limity mohou mít klíčový význam pro bezpečnost energetického zásobení ČR v budoucnu. Jejich výše, cca 0,85 mld. tun, tvoří více než 50% celkového množství zásob hnědého uhlí a takové množství je schopno nahradit 350 až 500 mld. m³ dováženého zemního plynu. Hnědé uhlí má bezkonkurenčně dostupnější cenu a významným bezpečnostním bonusem. Uhlí těžené na velkolomu Severní energetická a.s (VČSA) je většinou spotřebováváno v teplárenství.

Všechny relevantní studie zpracované v posledních letech prakticky upozornily na problém s využitím zásob hnědého uhlí za územně ekologickými limity. Nebudou-li přijata razantní opatření na straně spotřeby, razantní opatření na straně efektivity využití zásob před limity a nebudou-li uvolněny územně ekologické limity, může dojít ke krizovému stavu v nejefektivnější a v nejekologičtější centralizované výrobě tepla.

Stavy zásob vedené ve státní bilanci zásob výhradních ložisek nejsou zcela identické se stavy zásob, s nimiž hnědouhelné společnosti počítají ve svých těžebních výhledech. Jde např. o zásoby dosud vázané, s jejichž využitím se však v budoucnu počítá (v těchto případech se nejedná o zásoby blokové územně ekologickými limity; např. zásoby pod pilíři, kde největší položkou je tzv. Hořanský koridor inženýrských sítí). Naopak určité objemy zásob

vykazovaných ve státní bilanci nelze z technického hlediska využít bezezbytku. Proto je u tak důležité komodity jakou hnědé uhlí bezesporu je, vhodné uvést i stav zásob vykazovaný pro vnitřní potřebu těžebními společnostmi, který je v dokumentu pracovně označen jako „podnikatelsky (reálně) využitelné zásoby“, které jsou pro stanovení životnosti zásob hnědé uhlí vhodnější.

Rozhodnutí ponechat neopominutelné zásoby strategické suroviny za územně ekologickými limity nevyužity musí být doprovázeno komplexem razantních opatření na straně spotřeby a její struktury. Nerealizací nebo zpožděním realizace některého či některých z opatření hrozí, že na domácím trhu hnědé uhlí vznikne deficit v dodávce paliva se všemi důsledky (růst závislosti na dovážených fosilních zdrojích a zánik těžby s dopadem na zaměstnanost a ekonomiku celého regionu).

Mezi nezbytná opatření patří:

- Maximální důraz na efektivní využití hnědé uhlí před limity, včetně rychlého odstavení zdrojů, které spalují tuto strategickou palivoenergetickou surovinu s nízkou účinností.
- Zajištění postupného přechodu od nevyhovujících zdrojů na tuhá paliva na účinnější nízko emisní zdroje.
- Zajištění přednostních dodávek hnědé uhlí pro výrobu tepla v režimu kombinované výroby elektřiny a tepla.
- Neodkladné rozhodnutí o preferenci spalování komunálních odpadů, včetně opatření, která zajistí urychlenou výstavbu zařízení pro energetické využití odpadu, včetně zkrácení povolovacích mechanismů.
- Vytvoření podmínek a politická podpora využití odpadního tepla z existujících bloků jaderných elektráren pro vytápění větších aglomerací.
- Vytvoření podmínek pro maximalizaci zajištění alternativních paliv, zejména biomasy, včetně opatření pro využití vyprodukované biomasy v teplárenských systémech v ČR.
- Dodržení časového harmonogramu přípravy výstavby dvou nových bloků v JE Temelín.
- Snížení objemu vývozu elektrické energie, při zachování mírně přebytkové bilance.

Nástroje a harmonogram prováděcích opatření obsahuje též návrh Státní energetické koncepce. Současně je při takovém řešení nezbytné, a to minimálně do doby, kdy bude možno objektivně posoudit, zda se daří naplňovat opatření vedoucí k postupnému poklesu podílu uhelné energetiky, zajistit:

- Maximální ochranu zásob hnědé uhlí za tzv. územně ekologickými limity před ztížením nebo znemožněním jejich možného budoucího využití,
- Uchování si schopnosti těžby hnědé uhlí, a to jak na velkodole Severní energetická a.s (VČSA), tak i na dole Bílina.
- Vyhodnocení plnění souboru uvedených opatření k 31.12.2016, s návrhem dalšího řešení, včetně důkladné analýzy vývoje skutečné spotřeby hnědé uhlí, zejména vývoje v oblasti teplárenství.

Těžená ložiska černého uhlí zásobují vstupní surovinou nejen českou energetiku, ale především hutní průmysl, a to nejen český, ale v celém středoevropském regionu. S ohledem na tuto roli je v souladu s horním zákonem žádoucí vydobýt nerostné bohatství co nejehospodárněji a pokusit se co nejvíce prodloužit životnost jednotlivých těžených dolů. Prioritou není otvírka nových černouhelných dolů, ale maximální prodloužení životnosti

těžených lokalit. Stavů zásob udávané státní bilancí jsou k 1. 1. 2011 cca 170 mil. tun; resp. k 1. 1. 2012 cca 181 mil. tun.

Ještě vyšší stavy vytěžitelných zásob (až 340 mil. tun) jsou spojené se záměrem využití zásob černého uhlí ve větších hloubkách těžených dolů. Osvojení těchto zásob již několik let probíhá v rámci programu rozsáhlých investic do dobývací technologie, jehož implementace zvyšuje efektivitu těžby, produktivitu a výtěžnost jednotlivých ložisek. Zejména se jedná o investici do nových stěnových dobývacích komplexů a nových sad razících souprav, výztuže s vysokou nosností aj. Předpokladem navýšení zásob černého uhlí je to, že se podaří tyto technologie úspěšně nasadit do provozu a plně využít jejich potenciál pro těžbu obtížně přístupných zásob, především ve větších hloubkách, kam se těžba černého uhlí postupně přesouvá. Pokud by nedošlo k prodloužení těžby na těžených dolech podle záměrů těžební společnosti v rámci platných oprávnění, znamenalo by to razantní pokles objemu produkce již mezi roky 2025 až 2030 a úplný exit černouhelného hornictví zhruba mezi roky 2035 až 2040 se všemi důsledky včetně ztráty těžební schopnosti, ztráty know-how, rozsáhlými sociálními dopady a útlum navazujících průmyslových odvětví v celém regionu. Takový vývoj je nežádoucí. Stát má z hlediska surovinové bezpečnosti i principů horního zákona zájem na využití maximálního možného množství zásob v již těžených černouhelných dolech.

PERSPEKTIVY TĚŽBY UHLÍ V ČESKÉ REPUBLICĚ

Anotace: *Rozhodující podíl na zajištění energetické politiky České republiky má energie získávaná v uhelných elektrárnách a teplárnách. Všechny těžební lokality jsou již za horizontem své těžby a meziroční těžba postupně klesá. Podle údajů státní energetické politiky se deficit tuhých paliv výrazně projeví po roce 2035. To vyžaduje razantní opatření v oblasti spotřeby, razantní opatření na straně efektivnosti využití zásob před limity. A nebudou-li uvolněny územně ekologické limity, může dojít ke krizovému stavu ve výrobě elektrické energie a tepla.*

Klíčová slova: *energetické politiky, těžba, hnědé uhlí, černé uhlí*

PERSPEKTYWY WYDOBYCIA WĘGLA W REPUBLICIE CZESKIEJ

Streszczenie: *Kluczową rolę w zapewnieniu politykę energetyczną Republiki Czeskiej ma moc uzyskiwana w elektrowniach i elektrociepłowniach węglowych. Wszystkie kopalnie są już poza możliwościami ich wydobywania i roczna produkcja stopniowo maleje. Według danych państwowych, polityka energetyczna państwa znacząco się zmieni po roku 2035. Wymagać ona będzie wprowadzenia drastycznych środków w zakresie konsumpcji, silnym działaniem ze strony efektywności wykorzystania zapasów. Jeżeli nie zostaną uwalnione limity ekologiczne, może dojść do kryzysu w produkcji energii elektrycznej i ciepła.*

Słowa kluczowe: *polityka energetyczna, wydobywanie, węgiel brunatny, węgiel kamienny*

prof. Ing. Josef JURMAN, CSc., doc. Ing. Jiří FRIES, Ph.D.
VŠB-Technická univerzita Ostrava, Fakulta strojní
Katedra výrobních strojů a konstruování
17. listopadu 15/2172, 708 33 Ostrava-Poruba, Czech Republic
e-mail: josef.jurman@vsb.cz; jiri.fries@vsb.cz

9

WSPÓŁCZESNE GÓRNICCTWO MORSKIE

9.1 WPROWADZENIE

Przemysł wydobywania ropy naftowej z dna morskiego przeżywa okres gwałtownego rozwoju technologicznego. Związane jest to z wyczerpywaniem się zasobów ropy w stosunkowo płytkich akwenach takich jak Morze Północne. Poszukiwanie nowych złóż staje się priorytetem dla górnictwa morskiego. Zajmują się tym statki badawcze klasyfikowane jako Seismographic Survey Vessels. Przykład takiego statku pokazano na rys. 9.1 oraz 9.2.



Rys. 9.1 Seismographic Survey Vessel Teknik Perdana

Zdjęcie: autorzy



Rys. 9.2 Seismographic Survey Vessel Teknik Perdana i jego wyposażenie

Zdjęcie: autorzy

Statki o takim charakterze eksploatowane są na przestrzeni wielu lat i ulegają częstym modyfikacjom i przebudowom oraz zmianom specjalistycznego wyposażenia w zależności od rodzaju wykonywanych zadań i akwenu.

Aby utrzymać wydobywanie na dotychczasowym poziomie konieczna jest eksploracja dna morskiego na coraz większych głębokościach. Głębokość wierceń dla tradycyjnych, zakotwiczonych platform wiertniczych jest ograniczona długością łańcuchów/lin kotwicznych do ok. 300 metrów [11]. Innym ograniczeniem zastosowania zakotwiczonych platform wiertniczych jest ryzyko uszkodzenia rurociągów znajdujących się na dnie morskim. Powoduje to coraz większe zapotrzebowanie na jednostki utrzymujące pozycję w sposób dynamiczny. Pierwszą jednostką spełniającą wymagania DP był zbudowany w 1961 roku statek m/v Eureka. Od tego czasu systemy DP różnych producentów znalazły zastosowanie na ponad tysiącu różnych jednostek morskich – większość z nich ma zastosowanie w morskim przemyśle wydobywczym. Na rys. 9.3 oraz 9.4, pokazano współczesny statek wiertniczy z systemem pozycjonowania dynamicznego Discoverer 534 w Loyang Offshore Supply Base (Singapur).



Rys. 9.3 Statek wiertniczy z systemem pozycjonowania dynamicznego Discoverer 534 w Loyang Offshore Supply Base (Singapur)

Zdjęcie: autorzy



Rys. 9.4 Statek wiertniczy z systemem pozycjonowania dynamicznego Discoverer 534 w Loyang Offshore Supply Base (Singapur) w trakcie manewrów

Zdjęcie: autorzy

Wspomniana baza jest jednym z miejsc postoju różnego typu jednostek o funkcji nietransportowej związanych z eksploracją dna morskiego. Należą do nich między innymi kablownce, bazowce prac podwodnych, dźwigi pływające, jednostki PSV (Platform Supply Vessel), itp. Widoki wybranych statków stacjonujących w Loyang Offshore Supply Base pokazano na rys. 9.5.



Rys. 9.5 Widok wybranych statków stacjonujących w Loyang Offshore Supply Base (Singapur)

Najnowsze jednostki DP, określane jako platformy 6-tej generacji, są projektowane tak, aby były w stanie przeprowadzać odwierty przy głębokości morza do 3000 metrów. Wszystkie prace techniczne związane z utworzeniem koniecznej infrastruktury na takiej głębokości również muszą zostać wykonane przez jednostki typu DP.

Szczegółowa charakterystyka wszystkich typów jednostek związanych z eksploracją dna morskiego wykracza poza ramy niniejszej pracy. W dalszej jej części w celu przybliżenia specyfiki górnictwa morskiego przedstawiona zostanie szerzej jedna z platform wiertniczych służąca do wierceń eksploracyjnych.

9.2 CHARAKTERYSTYKA PLATFORMY PŁYWAJĄCEJ MSV REGALIA

MSV Regalia jest platformą typu *semi-submersible* (o zmiennym zanurzeniu), utrzymującą pozycję w sposób dynamiczny (*DP – Dynamic Positioning*) za pomocą 6 pędników wodno-strumieniowych. Funkcją platformy jest wykonywanie konstrukcyjnych prac technicznych związanych z eksploracją dna morskiego; nurkowań saturacyjnych oraz prac wykonywanych za pomocą ROV (*Remote Operated Vehicle*) – zdalnie sterowanych zrobotyzowanych pojazdów.

Kadłuby platformy posiadają cztery kolumny o wysokości 12 metrów, które łącznie z podłużnymi i poprzecznymi kratownicami stanowią konstrukcję nośną dla pokładów głównego i dolnego (rys. 9.6). Wysokość od stępki do pokładu głównego wynosi 25,5 metrów.

Podczas przebudowy w 2003 roku platforma została wyposażona w wieżę wiertniczą służącą do wierceń eksploracyjnych. Jedną z funkcji platformy jest zapewnienie odpowiednich warunków socjalnych dla pracowników innych instalacji wydobywczych – jednostka posiada nadbudówkę przeznaczoną dla 306 osób. Istnieje możliwość połączenia Regalii z sąsiednią instalacją za pomocą stałego, sterowanego hydraulicznie mostu

przedstawionego na rys. 9.7. Oprócz prac związanych z eksploracją dna morskiego MSV Regalia wykonywała również inne zadania, np. uczestniczyła w akcji ratunkowej po zatonięciu rosyjskiego atomowego okrętu podwodnego Kursk w 2000 roku, nurkowie dostali się do wnętrza okrętu leżącego na głębokości 110 metrów.



Rys. 9.6 Platforma we fiordach Norwegii

Zdjęcie: Sten Ake Lindbeck



Rys. 9.7 MSV Regalia w trakcie pozycjonowania dynamicznego połączona mostem z zakotwiczoną platformą Visund

Podstawowe dane charakteryzujące platformę zestawiono w tabeli 9.1.

Tabela 9.1 Podstawowe parametry konstrukcyjne platformy MSV Regalia [7, 8]

Miejsce budowy:	Gotaverken Arenda
Zakończenie budowy:	1985
Typ kadłuba:	Enhanced GVA 3000
Długość całkowita:	95 m
Tonaż rejestrowy:	17 624 ton
Wysokość kolumn nośnych:	12 m
Wymiary kadłubów:	długość 87 m, szerokość 12 m, wysokość 8 m
Maksymalna prędkość:	6 węzłów
Moc elektryczna:	6 x 4 420 kVA
Moc pędników:	6 x 2 640 kW

W okresie 30 lat eksploatacji platforma spełniała wiele funkcji związanych z eksploracją dna morskiego:

- Wykonywanie prac konstrukcyjnych na dnie morza przez nurków saturacyjnych (rys. 9.8), bądź za pomocą zdalnie sterowanych pojazdów (*ROV – remote operated vehicle*) – rys. 9.9,
- Jednostka posiadała nowoczesny system umożliwiający nurkowania saturacyjne do teoretycznej głębokości 350 metrów,
- Wykonywanie odwiertów pomocniczych (eksploracyjnych) (rys. 9.10) – podczas przebudowy w 2003 roku jednostka została wyposażona w wieżę wiertniczą i urządzenia umożliwiające wykonywanie odwiertów w dnie morskim,
- Budowa instalacji wydobywczych (rys. 9.11),
- Złomowanie nieużywanych instalacji wydobywczych (rys. 9.12),
- Zapewnienie warunków mieszkalnych dla pracowników instalacji wydobywczej.



Rys. 9.8 Prace konstrukcyjne na dnie morza wykonywane przez nurków saturacyjnych platformy



Rys. 9.9 Zdalnie sterowany pojazdy na wyposażeniu platformy



Rys. 9.10 Wykonywanie odwiertów pomocniczych (eksploracyjnych)



Rys. 9.11 Budowa instalacji wydobywczych



Rys. 9.12 Złomowanie nieużywanych instalacji wydobywczych

Według [1, 2, 3, 4, 5, 6, 9] *Dynamic Positioning Class 3* definiuje się następująco: Jednostka *DP Class 3* nie może utracić utrzymywanej pozycji w wyniku żadnej pojedynczej niezdatności aktywnego komponentu bądź systemu. Jako aktywny komponent rozumie się dowolne urządzenie jednostki (silnik napędowy, pędnik generator, pompa, zawór itd.). Pojedyncza niezdatność aktywnego komponentu bądź systemu obejmuje również uszkodzenie wszystkich urządzeń w jednym przedziale wodoszczelnym albo uszkodzenie wszystkich urządzeń w jednym przedziale zaizolowanym grodziami przeciwpożarowymi. Oznacza to, że w przypadku pożaru lub zatopienia tego przedziału platforma jest w dalszym ciągu zdolna utrzymać pozycję (tabela 9.2).

Warunkiem spełnienia wymagań stawianych jednostkom *DP* jest rezerwowanie wszystkich urządzeń i systemów biorących udział w pozycjonowaniu dynamicznym. System *DP3* wymaga rezerwowania wszystkich aktywnych komponentów, oraz fizycznego odseparowania od siebie rezerwowanych urządzeń. Rezerwowanie odbywa się również na poziomie sterowania pędnikami, w trakcie pozycjonowania dynamicznego utrzymuje się zapas mocy siłowni oraz siły ciągu pędników na poziomie nie mniejszym niż 50%. W przypadku wystąpienia niezdatności krytycznej platforma będzie w stanie kontynuować pozycjonowanie dynamiczne.

Tabela 9.2 Dzielnosc morska platformy w różnych warunkach pogodowych [7, 8]

Zanurzenie	Bezpieczne	Robocze	Podróż morska
Maksymalna wysokość fali (m)	30	14	8
Największa prędkość wiatru (m/s)	51,5	36,5	36,5
Prąd (m/s)	1,29	0,77	1,29
Zanurzenie do stępki (m)	14	17,5	7,55
Zanurzenie uwzględniające wysokość pędników	17,8	21,3	11,35

Zanurzenie robocze platformy wynosi 21,30 metrów (uwzględniając pędniki). Przy takim zanurzeniu jednostka posiada wystarczający zapas pływalności nawet w przypadku kolizji i przy zatopieniu jednej z kolumn [7, 8].

Regalia została zaprojektowana i wybudowana według najwyższych standardów w odniesieniu do bezpieczeństwa utrzymania pozycji w sposób dynamiczny. System kontroli pozycji jak również wszystkie urządzenia wspomagające spełniały wymagania *Norwegian Maritime Directorate* (Norweskie Ministerstwo Żeglugi) dla jednostki DP3. W roku 1994, po uznaniu przez *International Marine Organisation* (Międzynarodowa Organizacja Morska) definicji Dynamic Positioning jako formalnego standardu [4, 5, 6], *DP Class 3* została określona jako najwyższy standard konstrukcji jednostki morskiej, przy którym utrata pozycji przez jednostkę nie może nastąpić w wyniku żadnej pojedynczej awarii.

Platforma jest wyposażona w następujące systemy określające jej pozycję:

System referencyjny Radius

Działający na zasadzie pomiaru zmiany częstotliwości odbitego promieniowania o zakresie częstotliwości 5,51-5,61 GHz. Zmiana częstotliwości jest proporcjonalna do odległości pomiędzy nadajnikiem, urządzeniem odbijającym promieniowanie i odbiornikiem. Odbiornik promieniowania odbitego, po przetworzeniu sygnału dokonuje ciągłego odczytu odległości od punktu odniesienia i kąta wiązki radarowej w stosunku do linii odniesienia.

System referencyjny mostu łączącego platformę z inną instalacją

Regalia posiada możliwość ustawienia hydraulicznie sterowanego mostu o długości 42,5 metra (plus minus 6 metrów), łączącego platformę z sąsiednią instalacją (rys. 7). Most może poruszać się w trzech kierunkach kompensując przemieszczanie się platformy:

- obrót wokół własnej osi,
- zmiana długości mostu w zakresie plus minus 6 metrów,
- zmiana kąta mostu w stosunku do linii poziomej.

System referencyjny dokonuje ciągłego pomiaru powyższych trzech wielkości, dzięki czemu możliwe jest ustalenie pozycji osi mostu w stosunku do punktu odniesienia, którym jest miejsce posadowienia mostu na sąsiedniej platformie.

Artemis Mk IV

Urządzenie składa się z dwóch współpracujących anten. Jedna z nich znajduje się na platformie, natomiast druga jest umieszczona na innej instalacji naftowej i stanowi punkt odniesienia. Anteny wysyłają do siebie sygnał dużej częstotliwości (9 GHz). Odległość pomiędzy antenami jest funkcją czasu koniecznego na pokonanie dystansu pomiędzy antenami. Podobnie jak w przypadku urządzenia Radius, Artemis również określa kąt sygnału (kąt pomiędzy linią łączącą obie anteny a linią teoretyczną platformy).

Laserowe urządzenia referencyjne Fanbeam

Każde urządzenie składa się z układu nadajnik/odbiornik umieszczonych na obrotowym trzpieniu. Laser wysyła puls promieniowania, następuje jego odbicie w punkcie odniesienia na sąsiedniej instalacji naftowej i powrót sygnału odbitego do odbiornika. Mierzona odległość jest funkcją czasu potrzebnego na powrót impulsu.

Systemy GPS

Platforma posiada system GPS (Global Positioning System) Seatex DPS 700. Dwa urządzenia GPS, DGPS 200 oraz DGPS 132/DARPS zostały zintegrowane w jeden system DPS 700. Jednoczesna praca dwóch procesorów wykorzystujących wielo-pozycyjny sygnał korekcyjny oraz dane pochodzące z systemów GPS i GLONASS zapewnia zwiększoną niezawodność pracy systemu.

Hydro-akustyczne urządzenie referencyjne

Platforma została wyposażona w dwa systemy hydro-akustycznego określania pozycji (HPR 400 oraz Hipap 350). Głowice nadajników/odbiorników sygnału zostały umieszczone w przesuwanych tłoczkach wysuwanych 3,5 metra poniżej dna kadłubów platformy. Boja hydroakustyczna umieszczona na dnie morskim przez nurków albo zdalnie sterowane pojazdy pracuje w zakresie częstotliwości 30 kHz i może odbierać/wysyłać sygnał w zakresie 15 stopni od linii pionowej.

Częścią systemu DP są również anemometry dokonujące pomiaru siły i kierunku wiatru oraz urządzenia prowadzące ciągły pomiar ruchów platformy w trzech wymiarach (kołysanie poprzeczne, kołysanie podłużne oraz odchylenie kierunku platformy od wartości zadanej. Pomiar tych wielkości jest dokonywany za pomocą trzech czujników odchylenia od pionu (*VRS – vertical reference sensor*) oraz trzech żyrokompasów.

PODSUMOWANIE

Ze względu na swoją objętość niniejsza praca nie może przybliżyć wszystkich aspektów eksploatacji obiektów oceanotechnicznych związanych z eksploracją dna morskiego, z czego autorzy, ze względu na swoje doświadczenie zawodowe na tego typu obiektach, zdają sobie doskonale sprawę. Skoncentrowano się głównie na specyfice prac górnictwa morskiego i przybliżeniu problematyki pozycjonowania dynamicznego, tak charakterystycznego w przypadku górnictwa morskiego. Dynamiczne utrzymywanie pozycji nad punktem lub na trajektorii było nie lada wyzwaniem na przestrzeni ostatnich lat. W pracy omówiono przykład rozwiązań występujących na współczesnych platformach wiertniczych.

Szersze potraktowanie tematu i szczegółowa charakterystyka obiektów technicznych stosowanych współcześnie w górnictwie morskim wymagałaby powstania oddzielnej monografii, nad czym autorzy pracują. Dotychczasowe wyniki badań autorów dotyczące obiektów oceanotechnicznych górnictwa morskiego znaleźć można m.in. w pracach [10, 11, 12, 13, 14, 15].

LITERATURA

1. Kołodziejcki M.: *Problemy związane z eksploatacją pędników wodno-strumieniowych na jednostkach utrzymujących pozycję w sposób dynamiczny - dynamic positioning*. Budownictwo Okrętowe i Gospodarka Morska rok: 1998, nr 10, s. 22-25.
2. Matuszak Z., Kołodziejcki M.: *Comments about the dynamic position vessels service*. Marine Technology ODRA 97, Computational Mechanics Publications, Southampton Boston 1997, s. 343-349.

3. Jon Espen Skogdalen, Øyvind Smogeli: *Looking Forward-Reliability of Safety Critical Control Systems on Offshore Drilling Vessels*, Deepwater Horizon Study Group Working Paper – January 2011.
4. Albatross Dynamic Positioning System Technical Manual, Simrad Albatross Kongsberg.
5. Aneks 7 IMO 645 – Guidelines for Vessels with Dynamic Positioning Systems.
6. DP Operations Guidance Marine Technology Society Part 2, APPENDIX 1 (DP Mobile Offshore Drilling Units) October 2010.
7. MSV Regalia FMEA, Trials Report by Blade Offshore Services 2008.
8. MSV Regalia – Rig Operation Manual, property of Prosafe Offshore 2011.
9. New types of special offshore unit/vessels, The 16th Lillehammer Energy Claims Conference 2-4th March 2011, Det Norske Veritas AS.
10. Nicewicz G.: *Redundancja w układach energetyczno-napędowych statków wiertniczych*. II Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna EXPLO-DIESEL & GAS TURBINE'01 Gdańsk-Międzyzdroje-Kopenhaga 23-27 kwietnia 2001, tom II materiałów konferencyjnych, s. 471-478.
11. Nicewicz G., Grzebieniak R.: *Podstawowe założenia modelu matematycznego układu energetyczno-napędowego siłowni statku wiertniczego*. Вопросы Повышения Эффективности Судовых и Стационарных Энергетических Установок. Международный Сборник Научных Трудов. KGTU, Kaliningrad 2001, s. 126-131.
12. Chybowski L., Nicewicz G.: *Rezerwowanie w systemach dynamicznego pozycjonowania statków wspierających eksplorację dna morskiego*. Zeszyty Naukowe AGH Problemy Inżynierii Mechanicznej i Robotyki. Monografie. Zastosowania teorii systemów, Nr3/2005, Wydawnictwo AGH, Kraków 2005, s. 61-71.
13. Chybowski L., Matuszak Z.: *A Particular Model of Redundancy Useful in the Assessment of Operational Reliability and Safety of a Dynamic Positioning System of an Offshore Vessel*. Polish Journal of Environmental Studies, 2006, Vol. 15, No. 4B, pp. 27-34.
14. Chybowski L., Matuszak Z.: *Selected Measures and Models of the Safety of Offshore Vessel Marine Power Plants*. Polish Journal of Environmental Studies, 2006, Vol. 15, No. 4B, pp. 18-26.
15. Chybowski L., Matuszak Z.: *Estimation Of Unavailability Of Main Power Plants Fuel Supply System Installed Onboard Seabed Exploring Offshore Vessel*. Journal of Explo-Diesel & Gas Turbine 05, IV International Scientifically-Technical Conference. WOiO Politechnika Gdańska, Gdańsk 2005 pp. 65-71.

WSPÓŁCZESNE GÓRNICTWO MORSKIE

Streszczenie: *Scharakteryzowano podstawowe jednostki pływające wspomagające eksplorację dna morskiego: statki badawcze, wiertnicze, platformy pływające i inne. Przedstawiono podstawowe prace wykonywane przy pomocy specjalistycznych jednostek pływających wykorzystywanych w górnictwie morskim. Opisano systemy zabezpieczające stabilną pozycję jednostki pływającej, tj. dynamiczne pozycjonowanie.*

Słowa kluczowe: *eksploracja dna morskiego, specjalistyczne jednostki pływające dla górnictwa morskiego*

THE CONTEMPORARY MARINE MINING

Abstract: *The basic types of offshore vessels supporting marine mining were characterized - seismographic survey vessels, drilling vessels, semisubmersible rigs and others. The main task of offshore technical objects used in marine mining were presented. The Dynamic Positioning System of offshore vessels was described.*

Key words: *offshore industry and technology, offshore vessels supporting marine mining*

mgr inż. Marcin KOŁODZIEJSKI

Chief Engineer

Prosafe Offshore, Greenwell Road, East Tullos Industrial Estate,

Aberdeen AB12 3AX, United Kingdom

dr hab. inż. Zbigniew MATUSZAK, prof. AM

Akademia Morska w Szczecinie, Wydział Mechaniczny

Instytut Eksploatacji Siłowni Okrętowych

ul. Wały Chrobrego 1-2, 70-500 Szczecin

dr inż. Grzegorz NICEWICZ

Akademia Morska w Szczecinie, Wydział Mechaniczny

Instytut Podstawowych Nauk Technicznych

ul. Wały Chrobrego 1-2, 70-500 Szczecin

MASZYNY DO MECHANICZNEGO DRAŻENIA WYROBISK KORYTARZOWYCH W SKAŁACH ZWIĘZŁYCH – TERAŹNIEJSZOŚĆ I PRZYSZŁOŚĆ

10.1 WSTĘP

W polskich podziemnych kopalniach surowców mineralnych, jak również w większości tego typu kopalń na świecie, dla udostępnienia do eksploatacji kopaliny wymagane jest wykonanie znacznej liczby wyrobisk korytarzowych udostępniających i przygotowawczych. Przykładowo w przypadku polskich kopalń węgla kamiennego do wydobywania 1000 Mg kopaliny wymagane jest wykonanie co najmniej 5,5 a w wielu przypadkach nawet 6,5 metra bieżącego wyrobiska korytarzowego [3, 4].

Drażenie wyrobisk korytarzowych i tunelowych jest zagadnieniem bardzo złożonym z uwagi na występujące znaczne trudności i ograniczenia natury geologiczno-górnictwej, jak i technicznej. Prace w tych wyrobiskach zaliczane są do jednych z najbardziej pracochłonnych. Podstawowymi czynnikami określającymi technikę drażenia wyrobisk chodnikowych są [3, 4]:

- warunki naturalne, w których to wyrobisko jest drażone,
- funkcjonalność wyrobiska w sposobie jego wykorzystania w przyszłości,
- długość, przekrój wyrobiska i sposoby jego zabezpieczenia przed opadem skał oraz zaciskaniem na skutek nacisku górotworu,
- czas, w jakim wyrobisko powinno być wykonane.

Już obecnie wyrobiska korytarzowe, zwłaszcza udostępniające, wykonywane są w skałach o bardzo niekorzystnych parametrach. Dotyczy to przede wszystkim wytrzymałości urabianego ośrodka skalnego na jednoosiowe ściskanie, która w wielu przypadkach przekracza 120 MPa i więcej, bardzo dużej zwięzłości skał oraz jej struktury. Nie mniej ważnym czynnikiem jest zawartość w skałach minerałów i wtrąceń powodujących szybkie ścieranie i zużywanie się narzędzi urabiających oraz w przypadku wtrąceń, na przykład sferosyderytów, występowanie silnego iskrzenia podczas pracy. Większa głębokość zalegania pokładów węgla oraz rud metali nieżelaznych i soli ma duży wpływ na pogarszanie się warunków ich eksploatacji. Dodatkowo drażenie wyrobisk na dużych głębokościach wiąże się z podwyższoną temperaturą otaczających skał. Ze względów wentylacyjnych stwarza to konieczność wykonywania wyrobisk o zdecydowanie większych przekrojach poprzecznych.

Czas wykonania wyrobisk korytarzowych przygotowawczych jest bezpośrednio związany z czasem udostępnienia złoża kopaliny do eksploatacji lub z postępowaniem ścian, w

przypadku kiedy chodnik przyścianowy drążony jest z wyprzedzeniem. Niejednokrotnie technologia szybsza nie zawsze jest ekonomicznie uzasadniona, chociaż dąży się do jak najwcześniejszego oddania wykonywanej inwestycji. Jednak, na podstawie analiz ekonomicznych można przyjąć, że dla danej technologii im większa prędkość drążenia wyrobiska, obniża się jednostkowy koszt wydrążenia jednego metra bieżącego wyrobiska.

Wyrobisko korytarzowe może być wykonywane w cyklu szeregowym, szeregowo-równoległym, równoległym cyklicznym lub równoległym ciągłym (rys. 10.1). W każdym z tych cykli koniecznym jest zrealizowanie czterech głównych lub podstawowych operacji takich jak urabianie, ładowanie i odstawa urobku oraz stawianie obudowy. Biorąc powyższe pod uwagę najkorzystniejszym byłoby zastosowanie procesu drążenia wyrobiska korytarzowego w cyklu równoległym ciągłym, gdzie czas cyklu równy jest czasowi urabiania. Jest to jednak praktycznie prawie niemożliwe. Pozostaje więc dążenie do osiągnięcia procesu drążenia w cyklu równoległym cyklicznym.

Nazwa operacji górniczej	Czas realizacji dwóch cykli drążenia przy założeniu stałego czasu urabiania											
	System realizujący proces o strukturze szeregowej - $\text{Czas cyklu} = \text{Czas urabiania} + \text{Czas ładowania} + \text{Czas odstawy} + \text{Czas obudowy}$											
urabianie	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
ładowanie												
odstawa												
obudowa												
	System realizujący proces o strukturze szeregowo-równoległej - $\text{Czas cyklu} = \text{Czas urabiania} + \text{Czas ładowania} + \text{Czas obudowy}$											
urabianie	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
ładowanie												
odstawa												
obudowa												
	System realizujący proces o strukturze równoległej cyklicznej - $\text{Czas cyklu} = \text{Czas urabiania} + \text{Czas obudowy}$											
urabianie	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
ładowanie												
odstawa												
obudowa												
	System realizujący proces o strukturze równoległej ciągłej - $\text{Czas cyklu} = \text{Czas urabiania}$											
urabianie	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
ładowanie												
odstawa												
obudowa												

Rys. 10.1 Schemat realizacji poszczególnych operacji [2, 3]

W dwóch pierwszych cyklach szeregowym i szeregowo-równoległym poszczególne operacje wykonywane są zazwyczaj jedna po drugiej, z możliwością co najwyżej jednoczesnego ładowania i odstawy urobku. W tych procesach wykorzystuje się urabianie metodami tradycyjnymi z zastosowaniem materiałów wybuchowych. Operacja urabiania składa się z wiercenia otworów strzałowych, ich ładowania materiałem wybuchowym, strzelania i przewietrzania. Zastąpienie tej metody metodami mechanicznymi umożliwia zblokowanie i wykonywanie co najmniej trzech a nawet czterech operacji podstawowych jednocześnie. W mechanicznym systemie drążenia wyrobisk korytarzowych podstawową maszyną jest kombajn chodnikowy.

W zależności od konstrukcji i obszaru zastosowania może on wykorzystywać takie

sposoby urabiania skał zwięzłych jak skrawanie lub najczęściej frezowanie z wykorzystaniem narzędzi skrawających, sporadycznie aktywne odbijanie z zastosowaniem młotów udarowych lub alternatywnie urabianie narzędziami dyskowymi symetrycznymi względnie niesymetrycznymi z wykorzystaniem quasi statycznego zgniatania względnie tak zwanego tylnego podcinania lub bocznego odłupywania [3].

Do zalet mechanicznego urabiania czoła przodka można zaliczyć to, że: większość głównych operacji wykonuje jedna maszyna, jednoczesne ich wykonywanie znacznie skraca czas cyklu drażenia wyrobiska, co czyni technologię kombajnową bardziej wydajną od technologii strzałowej. Stwarza ona możliwość uzyskania dokładniejszego,żądanego obrysu wyrobiska. Uzyskuje się ponadto zmniejszenie osłabienia skał wokół wyrobiska spowodowane znacznym ograniczeniem działania sił udarowych w stosunku do stosowania materiałów wybuchowych oraz mniejsze naruszenie struktury skał i lepsze dopasowanie obudowy do obrysu, co powoduje, że obudowa przenosi mniejsze i równomierniej rozłożone obciążenia. Brak jest także gazów postrzałowych w wyrobisku.

Jednak te metody mają również swoje wady. Poniżej przedstawiono wybrane maszyny do mechanicznego drażenia wyrobisk korytarzowych oraz tuneli, opisując zarówno ich zalety jak i wady. Przedstawiono także podejmowane już kierunki działania mające te wady wyeliminować lub w jak największym stopniu je ograniczyć.

10.2 KOMBAJNY CHODNIKOWE RAMIONOWE URABIAJĄCE POPRZECZ FREZOWANIE

Kombajny chodnikowe ramionowe urabiające poprzez frezowanie są maszynami wyposażonymi w samojezdne podwozie gąsienicowe. Urabianie mechaniczne przodków wyrobisk korytarzowych z wykorzystaniem tych kombajnów polega na oddziaływaniu przez narzędzia urabiające, zabudowane na organie urabiającym, zamocowanym na ramieniu, na caliznę skalną. Urabianie przodka wyrobiska korytarzowego następuje poprzez jego frezowanie organem urabiającym uzbrojonym zazwyczaj w noże stycznie-obrotowe. Organ zabudowany jest na ramieniu, umożliwiającym zazwyczaj wykonanie profilu urabianego przodka z jednego ustawienia. Narzędzia urabiające odspajają urobek od calizny, który spada na stół załadowniczy usytuowany w przedniej części kombajnu. Można podzielić je ze względu na sposób atakowania czoła przodka na kombajny urabiające punktowo oraz liniowo [2, 3].

W polskim górnictwie węglowym, gdzie prawie 95% wyrobisk korytarzowych jest urabianych z wykorzystaniem technologii mechanicznych, głównie poprzez frezowanie, kombajny urabiające punktowo są najpopularniejsze. Są to przede wszystkim kombajny klasy lekkiej (około 70% ogółu), klasy średniej oraz sporadycznie ciężkiej. Podstawowe parametry stosowanych obecnie na świecie kombajnów lekkich, średnich i ciężkich przedstawiono w tabeli 10.1.

Zgodnie z tabelą 10.1, do urabiania skał zwięzłych najkorzystniejszym jest zastosowanie kombajnów co najmniej typu średniego a najlepiej typu ciężkiego. Budowę kombajnu urabiającego punktowo i widok kombajnów typu średniego i ciężkiego przedstawiono na rysunku 10.2 i 10.3.

Zaletami kombajnów chodnikowych ramionowych, urabiających punktowo jest możliwość urabiania przodka korytarzowego o dowolnym przekroju poprzecznym, ponadto urabiania selektywnego, czyli najpierw urabiania ośrodka o mniejszej a następnie większej

urabialności. Kombajn taki, ze względu na podwozie gąsienicowe, jest łatwy do przemieszczania i zainstalowania w wybranym przodku.

Tabela 10.1 Podstawowe parametry stosowanych kombajnów lekkich, średnich i ciężkich [3]

Typ kombajnu	Napięcie zasilania kV	Moc sumaryczna kW	Masa Mg	Przekrój urabiania m ²	Nachylenie dopuszczalne °	Wytrzymałość urabianych skał R _c MPa
lekkie	0,5 ÷ 1,0	135 ÷ 165	20 ÷ 30	16,4 ÷ 22,5	± 18	max do 80
średnie	1,0	270 ÷ 350	45 ÷ 75	27,5 ÷ 35,0	± 20	max do 120
ciężkie	1,0	> 400	> 80	38,0 ÷ 46,0	± 20	max do 180



Rys. 10.2 Podstawowe podzespoły kombajnu MT-360 firmy Sandvik [11]

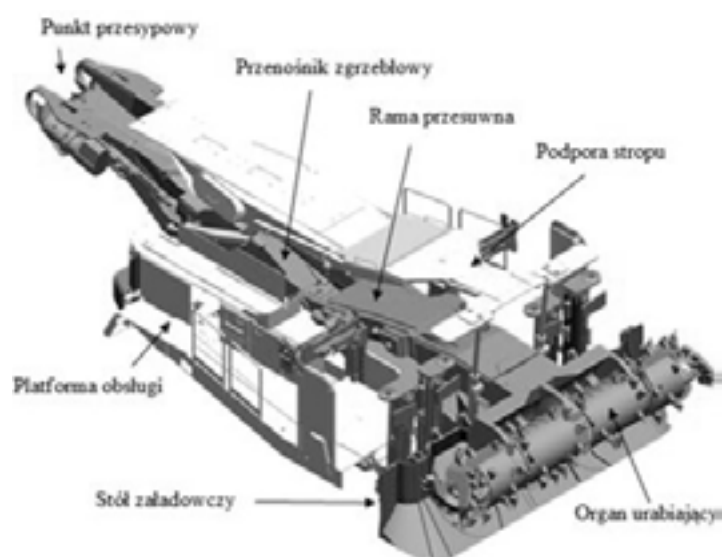


Rys. 10.3 Widok kombajnów ramionowych urabiających punktowo typu średniego MR320 (po lewej) i ciężkiego MR620 (po prawej) firmy Sandvik [11]

Niestety, wadami takiego kombajnu są przede wszystkim mała prędkość drążenia, związana z koniecznością wykonania co najmniej kilku przejść organu urabiającego dla urobienia przodka na całym przekroju oraz konieczność zatrzymania procesu urabiania po odsłonięciu stropu na zadaną odległość dla zabezpieczenia wyrobiska obudową. Ponadto

metoda frezowania ogranicza w większości tego typu kombajnów zakres stosowania do skał co najwyżej średniozwięzłych i zwięzłych. Skały bardziej zwięzłe powodują zwiększone zużywanie się narzędzi skrawających [3, 4].

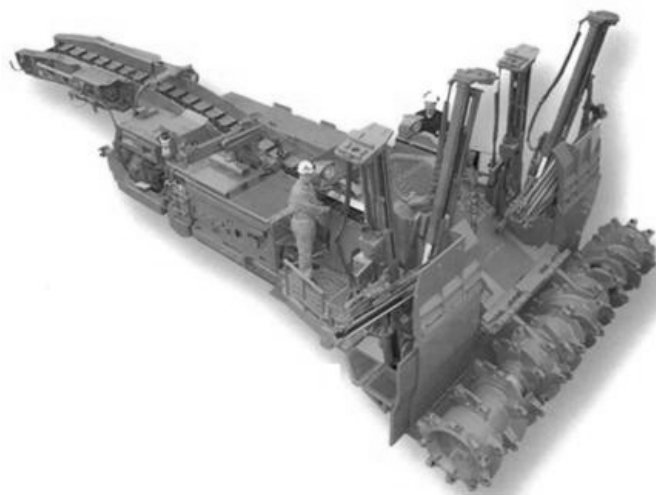
Kombajn chodnikowy ramionowy, urabiający liniowo posiada organ urabiający, którego długość odpowiada szerokości drążonego wyrobiska. Dzięki temu urobienie wyrobiska na całym przekroju następuje poprzez przemieszczenie tego organu z góry na dół, na wysokość wyrobiska. Przyspiesza to proces drążenia. Jednak taki organ generuje prostokątny kształt wyrobiska, będący równocześnie zaletą (najlepiej ustawny kształt, najmniejsze opory przepływu powietrza) oraz wadą (kumulowanie się naprężeń od działania górotworu w narożach wyrobiska, stała szerokość wyrobiska). Przy kształcie prostokątnym wyrobiska, można do jego zabudowy wykorzystać tanie i łatwe oraz szybkie do założenia kotwy. Pozwala to także na równoczesne urabianie oraz zabudowę. Budowę i widok takiego kombajnu pokazano na rysunku 10.4 i 10.5. Podobnie jak kombajn urabiający punktowo jest łatwy do przemieszczania i zainstalowania w wybranym przodku, natomiast ze względu na długi organ i dużą liczbę zamocowanych na nim narzędzi urabiających, zakres stosowania jest jeszcze bardziej ograniczony co najwyżej do skał średniozwięzłych, zazwyczaj węgla kamiennego [3].



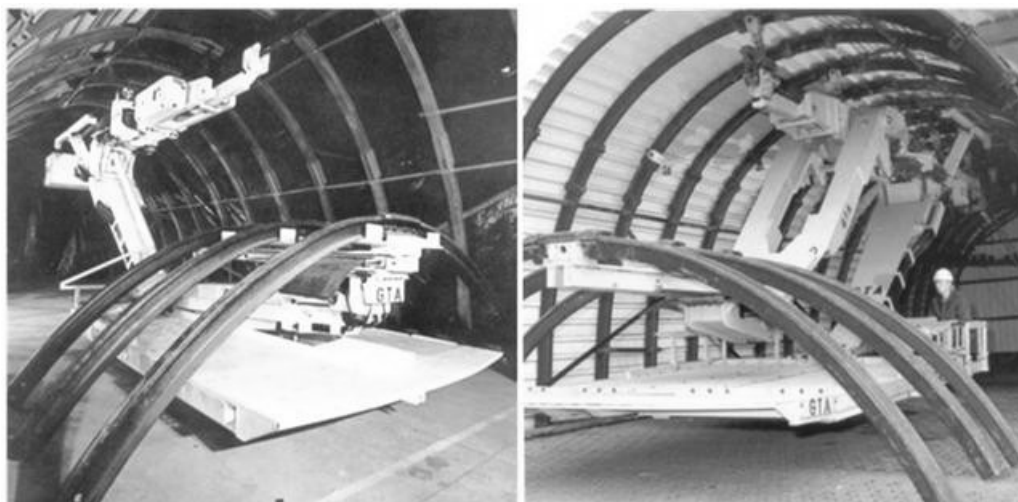
Rys. 10.4 Budowa kombajnu chodnikowego urabiającego liniowo MB670 firmy Sandvik [11]

Wymienione powyżej wady kombajnów chodnikowych ramionowych, urabiających punktowo starano się ograniczyć poprzez zastosowanie poniżej opisanych rozwiązań.

Czas związany z obudową wyrobiska korytarzowego można skrócić poprzez zastosowanie mocowanych na wysięgniku kombajnu ramionowego podestów roboczych z mechanizmem podnoszenia łuków stropnicowych. Jeszcze większe ułatwienie prac i skrócenie czasu montażu odrzwi obudowy łukowej można uzyskać poprzez zastosowanie przemieszczanych po podwieszonym pod stropem torowisku szynowym platform roboczych do transportu, montażu i zakładania obudowy łukowej podatnej. Takie rozwiązanie przedstawiono na rysunku 10.6. Dzięki tego typu platformom część prac związanych z montażem obudowy jest realizowana poza przodkiem i po zakończeniu urabiania gotowe elementy obudowy są transportowane nad kombajnem do miejsca ich zakładania [3].



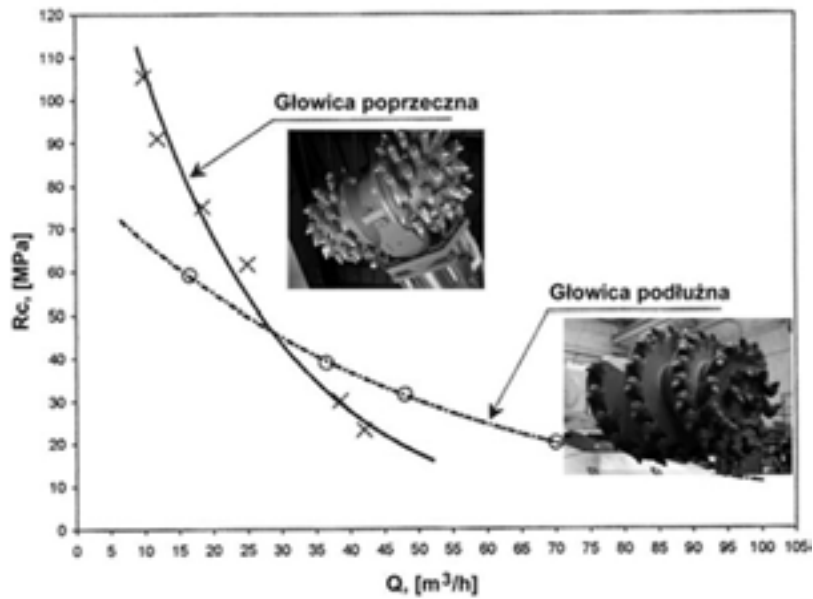
Rys. 10.5 Widok kombajnu chodnikowego urabiającego liniowo 2BM15 firmy Joy [9]



Rys. 10.6 Widok platformy do wiercenia otworów i zakładania obudowy łukowej podatnej typ AMG 2700 i AMG 2800 niemieckiej firmy GTA Bergbautechnik [8]

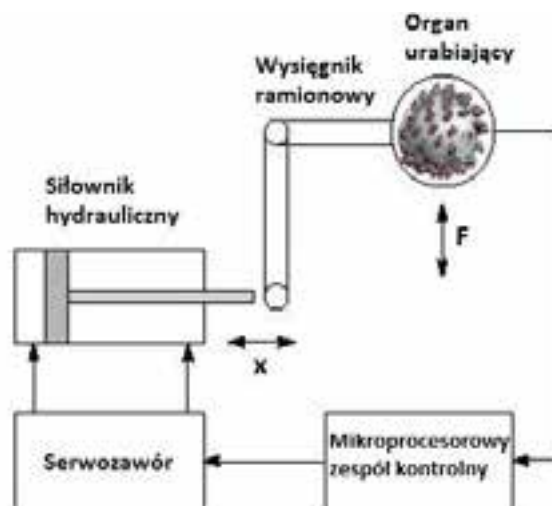
Najlepszym rozwiązaniem jest zastosowanie zmechanizowanej tymczasowej obudowy chodnikowej chroniącej kombajn na czas urabiania i pozwalającej na przeniesienie procesu zabudowy poza przodek wyrobiska. Takie rozwiązania były produkowane między innymi przez firmę Westfalia Lünen jednak nie znalazły szerszego zastosowania. Obecnie nad tego typu rozwiązaniem obudowy są prowadzone prace w Katedrze Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych AGH Kraków.

Prace nad przystosowaniem kombajnów ramionowych urabiających punktowo do urabiania skał zwężłych były prowadzone od dłuższego czasu. Do urabiania skał bardziej zwężłych o wiele lepiej nadają się organy poprzeczne (rys. 10.7). Wiąże się to z możliwością zabudowania na tego typu organach większej liczby narzędzi skrawających, głównie noży styczny-obrotowych. Ogranicza się w tym przypadku wydajność procesu urabiania, ale umożliwia mechaniczne urabianie skał zwężłych i bardzo zwężłych. Ponadto w chodnikowych kombajnach ramionowych produkowanych przez firmę Sandvik i przeznaczonych do mechanicznego urabiania skał zwężłych zaproponowano innowacyjny układ napędu i stabilizacji głowicy urabiającej [3, 11, 17].



Rys. 10.7 Zakres stosowania i możliwości organów poprzecznych i podłużnych [1]

Firma Sandvik, we współpracy z innymi ośrodkami badawczymi, opracowała rozwiązanie kombajnu o nazwie ICACUTROC AM105 (obecnie MR 620 – rys. 10.8) pozwalającego na urabianie skał o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie dochodzącej nawet do 180 MPa. Było to możliwe dzięki zastosowaniu nowej konstrukcji organów i narzędzi urabiających oraz elektroniczno-hydraulicznemu systemowi stabilizacji głowicy urabiającej. W kombajnie ICACUTROC AM105 zastosowano organy o obniżonej prędkości obrotowej, pozwalające na urabianie skał z prędkością skrawania 1,4 m/s (w standardowych organach wartość tej prędkości dochodzi nawet do 3,0 m/s).



Rys. 10.8. Schemat zasady działania elektroniczno-hydraulicznego systemu stabilizacji głowicy urabiającej kombajnu ICACUTROC AM105 firmy Voest Alpine [3, 12]

System stabilizacji głowicy urabiającej, którego zasadę działania przedstawiono na rysunku 10.8, zapewnia odpowiednią sztywność wysięgnika oraz jego natychmiastową reakcję w postaci odsunięcia od calizny w przypadku nadmiernego obciążenia głowicy urabiającej. Jest to możliwe dzięki ciągłej kontroli obciążenia głowicy i aktywnemu zasilaniu przestrzeni nad i podłokowych

siłownika wysięgnika. Te modernizacje pozwoliły nie tylko na urabianie skał zwięzłych, o wytrzymałości na ściskanie do 180 MPa, ale także zmniejszenie drgań głowicy urabiającej i liczby przejść dla urobienia całego przekroju wyrobiska oraz zużycia narzędzi skrawających.

Zużycie narzędzi skrawających jest jednym z podstawowych czynników ograniczającym zastosowanie mechanicznego urabiania skał zwięzłych poprzez frezowanie. W rozwiązaniu kombajnu firmy Sandvik zastosowano więc nowej konstrukcji noże styczno-obrotowe z węglnikami spiekanymi trójfazowymi typu S-Grade.

Zwiększyło to wielokrotnie trwałość tych narzędzi względem rozwiązań standardowych. Dobre efekty w postaci zmniejszenia zużycia ostrzy noży uzyskano także dzięki zastosowaniu w nożach styczno-obrotowych wkładek z węglików spiekanych o kształcie grzybkowym lub kapeluszowym w miejsce stożkowych [3].

Zmniejszenie zużycia narzędzi skrawających można uzyskać także poprzez wprowadzenie wspomaganie procesu skrawania wysokociśnieniowymi strumieniami wody. Zastosowanie tak zwanego indywidualnego, wewnętrznego i sektorowego zraszania ostrza noża, najkorzystniej poprzez dysze umieszczone za nożem, pozwala nie tylko na ograniczenie zużycia ostrzy narzędzi, ale także na wyeliminowanie iskrzenia i niebezpieczeństwa wybuchu gazu oraz duże ograniczenie generowanego zapylenia.

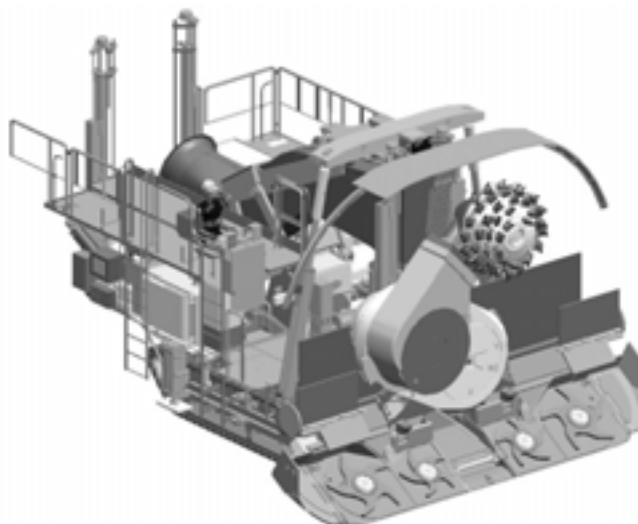
Nie zawsze powyżej opisane działania dają efekt w postaci ograniczenia zużycia ostrzy narzędzi skrawających, dlatego poszukuje się nowych ich rozwiązań konstrukcyjnych. Jednym z takich rozwiązań jest nóż specjalny koronowy (rys. 10.9). Jego część skrawająca jest wykonana w postaci kielicha lub korony i na obwodzie uzbrojona ośmioma węglnikami słupkowymi. Takie rozwiązanie pozwala, zamiast zwykłego skrawania, na odbijanie i odpajanie kawałków skały na skutek punktowych nacisków pojedynczych węglików. Ponadto nierównomierne obciążenie pojedynczych węglików w dużym stopniu wpływa na zwiększenie obrotów narzędzia w uchwycie i zmniejszenie jego zużycia. Wyniki badań poligonowych w kopalni odkrywkowej były pozytywne lecz należy sprawdzić efektywność pracy tych narzędzi w warunkach dołowych [3].



Rys. 10.9 Widok standardowego noża styczno-obrotowego oraz specjalnego noża koronowego (po lewej) oraz widok noża koronowego po 8 godzinnej pracy(po prawej) [3]

Uniwersalność frezujących kombajnów ramionowych urabiających punktowo stała się przyczyną poszukiwania innych rozwiązań maszyn wykorzystujących organy frezujące. Na bazie wieloletnich doświadczeń z tego typu maszynami firma Sandvik opracowała

rozwiązanie nietypowego kombajnu urabiająco-rozpierającego typ AVSA (skrót od niemieckiej nazwy maszyny Alternatives Vortriebssystem Schneiden-Ankern) [12]. Budowę tego kombajnu przedstawiono na rysunku 10.10. W przedniej części kombajnu zamocowane jest obrotowe i przegubowe ramię, na którym zabudowany jest frezujący organ urabiający. Złożenie ruchu ramienia (równoczesny obrót pierwszej części i wychył drugiej, w połączeniu z obrotem organu urabiającego, generuje złożoną trajektorię ruchu narzędzi skrawających, powodując nie tylko skrawania ale także wyłupywanie urabianej skały, poprzez nakładanie się poszczególnych skrawów.

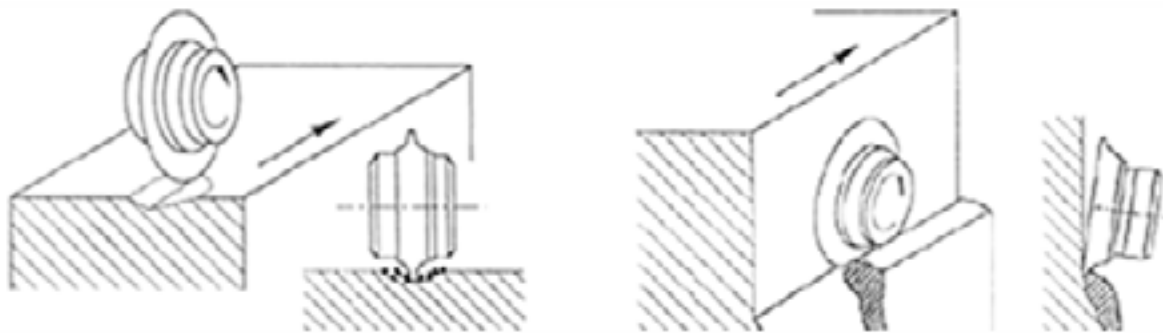


Rys. 10.10 Budowa kombajnu urabiająco-rozpierającego firmy Sandvik typ AVSA [3, 12, 17]

Kombajn ten został zaprojektowany z myślą o wykorzystaniu go przy drażeniu wyrobisk korytarzowych, których strop można kotwić. Dwie z takich maszyn zostały zastosowane w kopalniach niemieckich. Taka konstrukcja maszyny oraz zainstalowana moc organu urabiającego 270kW pozwala wykonywać wyrobisko korytarzowe w skałach trudno urabialnych o gabarytach: szerokość urabiania 7,5 m, wysokość urabiania 5,7 m. Dzięki możliwości jednoczesnego urabiania, załadunku i odstawy oraz kotwienia uzyskano dwukrotne zwiększenie postępów, w porównaniu do tradycyjnych kombajnów chodnikowych ramionowych. Umożliwiono także automatyzację procesu urabiania – programowanie profilu urabiania i mechanizację procesu zakładania obudowy kotwowej.

10.3 KOMBAJNY CHODNIKOWE WYKORZYSTUJĄCE NARZĘDZIA DYSKOWE

Mechaniczne urabianie skał związanych z wykorzystaniem narzędzi dyskowych realizowane jest poprzez quasi statyczne zgniatanie lub tak zwane tylne podcinanie. Urabianie poprzez quasi statyczne zgniatanie (rys. 10.11 po lewej) polega na wciskaniu krawędzi dysku w caliznę skalną z siłą P_d o kierunku prostopadłym do jej powierzchni. W wyniku działania tej siły przekroczona zostaje lokalnie wytrzymałość skały na nacisk, następuje jej miażdżenie oraz kruszenie i dysk zagłębia się w niej na głębokość g . Jednocześnie do uchwytu przyłożona jest siła styczna P_s powodująca przemieszczanie się (obracanie) narzędzia wzdłuż powierzchni calizny [3].



Rys. 10.11 Schemat urabiania skały narzędziem dyskowym symetrycznym (po lewej) oraz niesymetrycznym w metodzie tylnego podcinania (po prawej) [14]

Obrotowe zamocowanie dysku w uchwycie umożliwia wykonanie ruchu obrotowego dysku wokół własnej osi. Zagłębiony dysk w skale toczy się wykonując wrąb. Możliwość obracania się narzędzia w głowicy powoduje zmniejszenie sił tarcia, co ogranicza stratę energii. Ponadto obrót dysku urabiającego powoduje krótki kontakt odcinka krawędzi ze skałą, co znacznie ułatwia odprowadzenie ciepła wydzielającego się na krawędzi dysku.

Niewątpliwą wadą urabiania poprzez quasi statyczne zgniatanie jest konieczność zapewnienia dużej siły docisku narzędzia. Urabianie to, w odróżnieniu od skrawania, nie wykorzystuje mniejszych wytrzymałości na rozciąganie i ścinanie skały. Niszczenie struktury calizny następuje w wyniku przekroczenia wytrzymałości na docisk. Maszyna urabiająca, musi przenieść reakcje pochodzące od organu urabiającego. Narzędzia dyskowe stosowane do urabiania tą metodą są najczęściej symetryczne lub rzadziej niesymetryczne.

Narzędzia dyskowe niesymetryczne wykorzystuje się w technice urabiania nie tylko jako narzędzia zgniatające, ale również jako narzędzia odłupujące [3]. Ideą urabiania poprzez odłupywanie narzędziem dyskowym jest wykorzystanie charakterystycznej dla skał kilku a nawet kilkunastokrotnie mniejszej wytrzymałości na rozciąganie od wytrzymałości na ściskanie. Zasadą techniki tak zwanego tylnego podcinania jest urabianie skały przez odcinanie jej w kierunku wolnej powierzchni. Narzędzie dyskowe działa na skałę stycznie do powierzchni urabianej calizny, podobnie jak to ma miejsce w przypadku narzędzia skrawającego, jednak odmienną cechą tej metody polegającą na wykorzystaniu ruchu obtaczania dysku, co eliminuje skutecznie tarcie ślizgowe na rzecz tarcia tocznego. Na rysunku 10.11 po prawej pokazano schemat metody tylnego podcinania. Wykorzystanie dysków w ten sposób obniża zużycie energii i wartość siły docisku, co daje możliwości konstrukcji maszyny urabiającej o odpowiednio niższych parametrach energetycznych, mniejszych wymaganiach ze względu na kryterium stateczności, niż ma to miejsce w przypadku klasycznych dysków miażdżących działających w kierunku prostopadłym do powierzchni urabianej calizny.

Urabianie narzędziami dyskowymi poprzez quasi statyczne zgniatanie znalazło zastosowanie głównie w kombajnach chodnikowych pełnaprzekrojowych rozporowych oraz osłonowych typu TBM [3]. Są one maszynami bezpodwoziowymi – kroczącymi, wykonującymi równocześnie operację urabiania, ładowania i odstawy oraz często obudowy wyrobiska. Zaletą kombajnów chodnikowych pełnaprzekrojowych jest możliwość urabiania bardzo zwężonych skał i uzyskiwanie bardzo dużych prędkości drążenia. Związane jest to z równoczesnym urabianiem i zabudową wyrobiska oraz urabianiem całej powierzchni przodka za jednym obrotem organu urabiającego. Wymaga to jednak wygenerowania przez maszynę

bardzo dużej siły docisku na każde z narzędzi dyskowych (nawet do 300 kN), co w konsekwencji powoduje duże gabaryty, masę oraz koszt takiego kombajnu. Duże gabaryty oraz masa maszyny wymagają również poniesienia dodatkowych kosztów związanych z demontażem i transportem kombajnu do miejsca pracy oraz jego ponownym montażem i przygotowaniem dla niego tzw. sztolni startowej. Widok takiego kombajnu przedstawiono na rysunku 10.12. Stąd tego typu kombajny mogą być efektywnie wykorzystywane tylko przy drążeniu wyrobisk o wystarczająco długim wybiegu, pozwalającym na wykorzystanie ich dużej prędkości drążenia. Zazwyczaj jest to w zależności od średnicy drążonego wyrobiska minimum 3-5 km. Kombajn ten drąży wyrobisko o przekroju kołowym, co jest równocześnie jego zaletą i wadą. Zaleta to kształt najlepiej dopasowujący się do naprężeń górotworu.

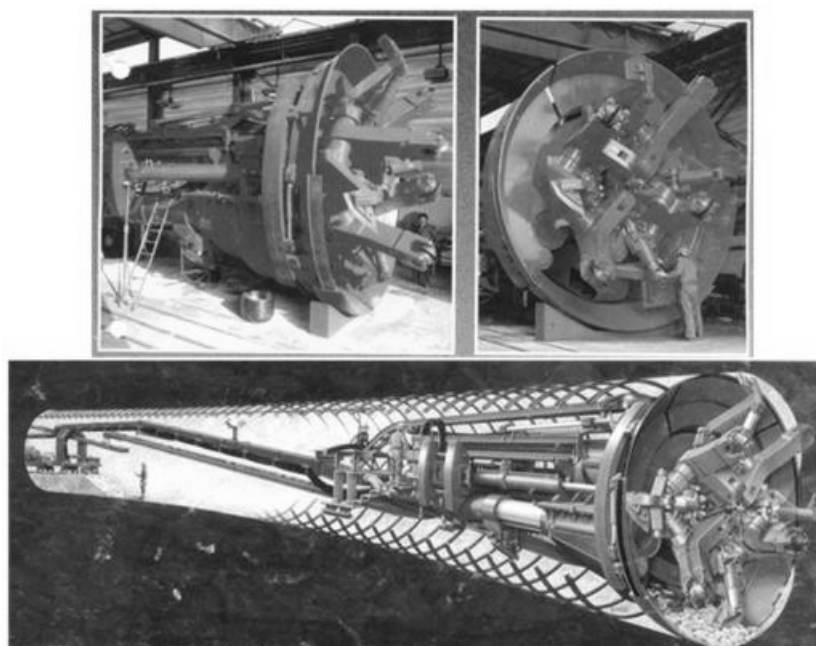


Rys. 10.12 Widok kompleksu z kombajnem pełnoprzekrojowym firmy Robbins typ MK 27 [10]

Natomiast wada to średnica wyrobiska taka sama jak średnica organu urabiającego oraz konieczność wykonywania tzw. sztucznego spągu dla zapewnienia poprawnych warunków pracy w wyrobisku.

Wady kombajnów pełnoprzekrojowych (duża masa, wymagane długie wybiegi, duży koszt), skłoniły do poszukiwań innych rozwiązań maszyn, które byłyby lżejsze, miały mniejsze gabaryty, a pomimo to pozwalały na uzyskiwanie równie wysokich wydajności drążenia. Francuska firma Bouygues opracowała typoszereg kombajnów z organami wierzącymi o zmiennej geometrii i z wychylnymi ramionami. Jednym z takich kombajnów jest maszyna typu TB 500D. Rysunek 10.13 przedstawia widok kombajnu wraz z częścią urządzeń stanowiących dodatkowe wyposażenie kompleksu chodnikowego [3, 6].

We wnętrzu nieruchomego pierścienia osłonowego znajduje się obrotowa płyta z czterema przegubowo zamocowanymi ramionami, połączonymi z tłoczyskiem siłownika, wykonującego w czasie wiercenia ruch posuwisto-zwrotny o długości skoku wrzeciona. W czasie wiercenia występuje skojarzenie dwóch ruchów: ruchu obrotowego wszystkich ramion wokół osi wzdłużnej kombajnu, oraz ruchów wychylania ramion wymuszanych przez siłownik. W związku z tym narzędzia dyskowe zataczają na czole przodka spirale o na przemian rosnących i malejących promieniach. Ramiona są tak ustawione, że dwa przeciwległe ramiona zataczają łuki w strefie środkowej lub zewnętrznej czoła przodka.



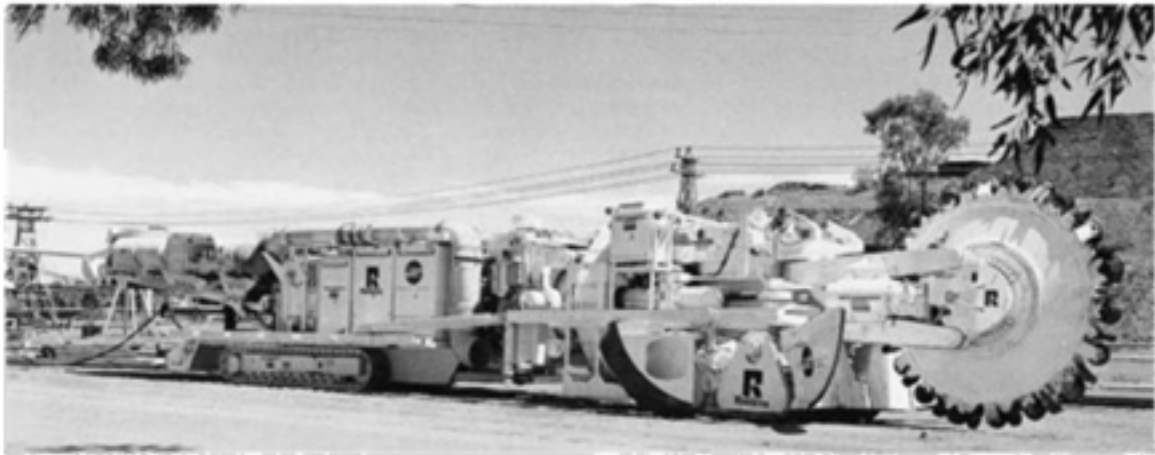
Rys. 10.13 Widok ramionowego kombajnu pełnoprzekrojowego TB 500 firmy Bouygues oraz przykładowego kompleksu chodnikowego [6]

Główną zaletą tego kombajnu jest fakt, iż nie jest on wrażliwy na zaciskanie się wyrobiska na skutek działania ciśnienia górotworu, gdyż może zmniejszać średnicę organu, a więc może być stosowany w skałach mniej zwięzłych. Dzięki zastosowaniu tylko czterech narzędzi dyskowych kombajn pozwala na drażnienie przy mniejszych siłach docisku niż kombajn typu TBM. Generuje to również zdecydowanie mniejszą masę i gabaryty maszyny. Jednakże w celu uzyskania wydajności porównywalnych z wydajnościami kombajnów typu TBM jest potrzeba stosowania większych prędkości obrotowych organów urabiających (od 5 do 7 razy), przy dodatkowej sile składowej bocznej, co jest powiązane z pogorszeniem warunków pracy dysków. Spowodowało to, że tego typu kombajny są konkurencyjne względem poprzednio opisywanych tylko do średnicy maksimum 5 metrów.

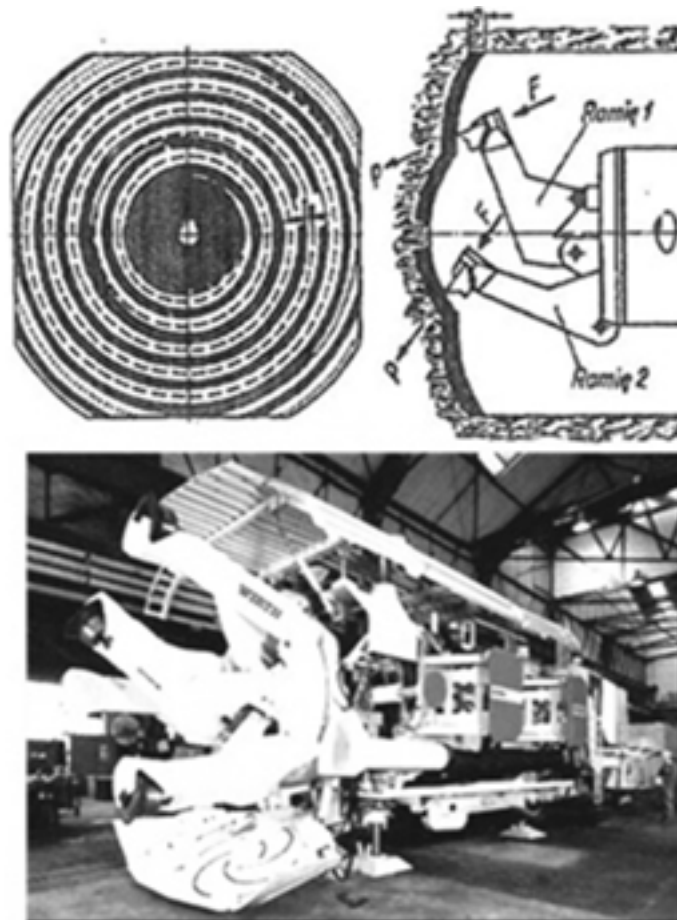
Innym nietypowym rozwiązaniem kombajnu chodnikowego, w którym wykorzystano zasadę urabiania dyskami statycznymi jest kombajn Mobile Miner firmy Robbins, którego widok przedstawiono na rysunku 10.14 [3, 17]. Organ urabiający wykonany jest w postaci tarczy o dużej średnicy, z osadzonymi i ułożyskowanymi na jej obwodzie dyskami urabiającymi. Organ ten osadzony jest na ramieniu, w którym zabudowany jest silnik napędu ruchu obrotowego organu. Ruchem posuwowym jest ruch wychylania ramienia w płaszczyźnie poziomej, a pomocniczym ruch wychylania w płaszczyźnie pionowej. Ruchy wychylania realizowane są za pomocą siłowników hydraulicznych. Ponadto maszyna musi realizować ruch zawrębiana, do czego wykorzystuje zarówno napęd podwozia gąsienicowego, jak też siłowniki wychylania.

W rozbudowanej wersji konstrukcyjnej, (rys. 10.14), podwozie maszyny składa się z dwóch członów, a mianowicie przedniej i tylnej pary wózków gąsienicowych o niezależnych napędach, co poprawia manewrowość maszyny w stosunku do kombajnów pełnoprzekrojowych. Ze względu na potrzebę przenoszenia siły wzdłużnej, w konstrukcji maszyny przewidziano rozporę hydrauliczne oraz stopę stabilizującą przednią część podwozia

gąsienicowego. Kombajn taki umożliwia wykonywanie wyrobiska w kształcie zbliżonym do prostokąta o łukowych ścianach bocznych – ociosach.



Rys. 10.14 Kombajn frezujący Mobile Miner firmy Robbins typ MM120 [17]



Rys. 10.15 Zasada pracy oraz widok kombajnu firmy WIRTH urabiającego metodą tylnego odcinania (Hinterschneidenmaschine) [13, 18]

Wykorzystując natomiast zalety opisanej wcześniej metody tylnego podcinania w firmie Wirth GmbH, po wcześniejszym przeprowadzeniu badań poligonowych z maszyną o podobnej zasadzie pracy, wykonano maszynę przemysłową, kombajn urabiający metodą

tylnego odcinania tzw. Hinterschneidenmaschine [13, 14]. Dzięki odpowiedniemu doborowi geometrii układu ramion umożliwiono atakowanie calizny przodka od obwodu wyrobiska w kierunku jego osi. Dla rozszerzenia zakresu stosowania maszyny pod względem możliwych do wykonania kształtów przekroju wyrobiska, wyposażono kombajn w komputerowy układ sterowania trajektoriami ruchów ramion. Dzięki temu maszyna mogła drążyć chodniki o przekrojach kołowych i o dowolnych, zaprogramowanych kształtach przekroju poprzecznego wyrobiska. Na rysunku 10.15 przedstawiono zasadę pracy oraz widok tego kombajnu przed wykonaniem prób urabiania.

Próby takie wykonano w kopalni doświadczalnej Herdecke urabiając piaskowiec o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie $R_c = 140$ MPa. Przy zastosowaniu narzędzi dyskowych o średnicy około 450mm uzyskano bardzo duże uziarnienie urobku oraz przekrój wyrobiska zbliżony do kwadratu o zaokrąglonych narożach. Przy takim uziarnieniu uzyskano niewielką energochłonność procesu urabiania, kilka razy mniejszą niż w przypadku kombajnów pełoprzekrojowych oraz wydajność około $3 \text{ m}^3/\text{h}$ na jeden dysk. Narzędzia dyskowe po zakończeniu prób urabiania nie wykazywały widocznych śladów zużycia. Przeprowadzone prace wskazują na jeden z bardziej obiecujących kierunków poszukiwań nowych metod urabiania opartych na urabianiu mechanicznym.

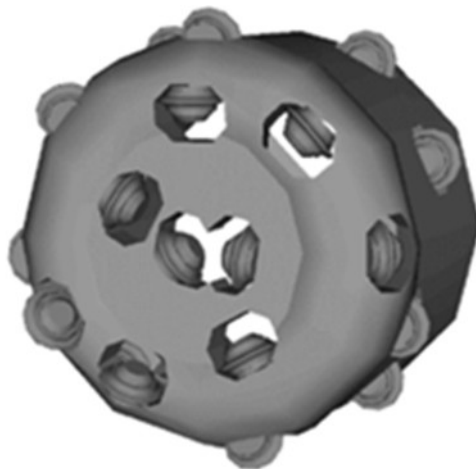
10.4 NOWE ROZWIĄZANIA ORGANÓW URABIAJĄCYCH KOMBAJNÓW CHODNIKOWYCH RAMIONOWYCH

Wprowadzenie noży styczno-obrotowych na frezujących organach urabiających ramionowych kombajnów chodnikowych nawet typu ciężkiego ogranicza ich zastosowanie do drążenia wyrobisk korytarzowych w skałach o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie nie przekraczającej 150 a sporadycznie 180 MPa. Stąd od lat prowadzone są prace nad opracowaniem nowych rozwiązań konstrukcyjnych głowic i organów urabiających dla chodnikowych kombajnów ramionowych lub metod urabiania pozwalających na efektywne urabianie skał trudno urabialnych.

Jednym z takich rozwiązań jest zastosowanie organu urabiającego uzbrojonego w dyski jak np. rozwiązanie opracowane i testowane w amerykańskiej Colorado School of Mines [mon 30]. Aby zmniejszyć wartości sił urabiania i docisku zastosowano mini-dyski symetryczne o średnicy 125 mm. Największym problemem jest tu rozwiązanie łożyskowania dysków, co wpływa na trwałość narzędzi przy ich dużym obciążeniu. Opracowano kilka rozwiązań łożyskowania takich narzędzi oraz projekt techniczny rozwiązania organu, na podstawie którego wykonano egzemplarz prototypowy. Model tego organu przedstawiono na rysunku 10.16. Rezultaty przeprowadzonych prób laboratoryjnych były zadowalające, brak jednak szczegółowych danych na ten temat. Dalsze prace nad tego typu organem nie były jednak na większą skalę kontynuowane [3].

Pojawiły się również inne koncepcje wykorzystania na organach urabiających kombajnów chodnikowych ramionowych głównie dysków niesymetrycznych, w których zasadnicza idea polegała na wykorzystaniu dysku jako narzędzia odłupującego. Dzięki temu zużycie energii i wartość siły docisku są mniejsze, co daje możliwości konstrukcji maszyny urabiającej o niższych parametrach energetycznych, mniejszych wymaganiach ze względu na kryterium stateczności, jak w przypadku klasycznych dysków działających w kierunku prostopadłym do powierzchni urabianej calizny. W przypadku maszyn wykorzystujących tę

technikę, między innymi przez firmę Wirth, metoda ta wykazała pełną przydatność. Jedynym mankamentem był złożony sposób sterowania maszyną oraz duże siły reakcji.

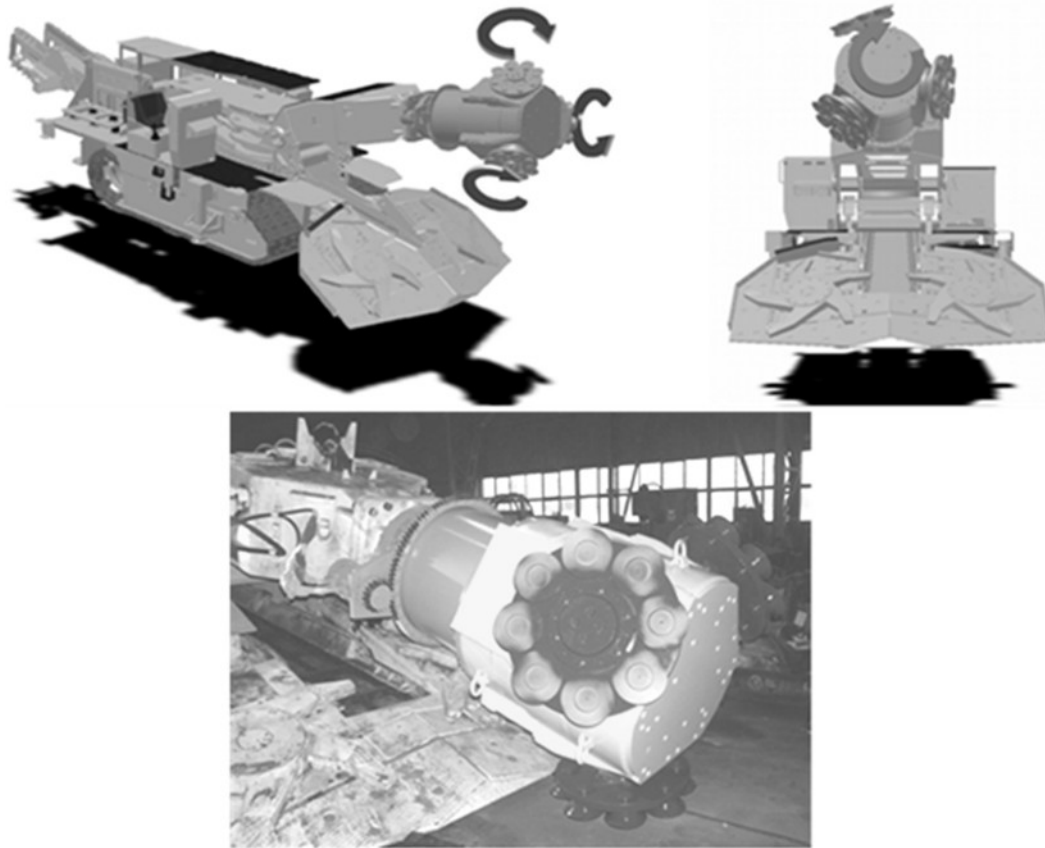


Rys. 10.16 Model organu z mini narzędziami dyskowymi symetrycznymi [3]

Dlatego ideę techniki tylnego podcinania postanowiono rozwijać w Katedrze MGPiT AGH Kraków w kierunku opracowania konstrukcji organu urabiającego dla tych kombajnów [3].

Pozytywne wyniki przeprowadzonych prób stanowiskowych i laboratoryjnych pozwoliły na stwierdzenie, że istnieje możliwość opracowania rozwiązania organu urabiającego wyposażonego w mininarzędzia dyskowe niesymetryczne o średnicy do 160 mm. Wyeliminowano rozwiązania z narzędziami zabudowanymi w uchwytach bezpośrednio na płaszczu, ze względu na duże obciążenie urabiających narzędzi dyskowych oraz na małą efektywność urabiania. Zaproponowano opracowanie nowej koncepcji organu, w którym ruch narzędzi dyskowych będzie wymuszony i będzie powodował urabianie calizny skalnej narzędziami po złożonej trajektorii. Pozwala to na przecinanie się linii urabiania poszczególnych narzędzi dyskowych oraz ułatwienie urabiania skał zwięzłych poprzez wyłamywanie bruzd skalnych. Powinno to również zmniejszyć energochłonność procesu urabiania. W tym celu zabudowano narzędzia dyskowe na oddzielnych trzech tarczach, zamontowanych obrotowo na płaszczu organu urabiającego i napędzanych niezależnie od niego [30]. Podczas pracy korpus organu wykonuje ruch obrotowy wokół własnej osi, równocześnie obracają się tarcze boczne nadając ruch obrotowy narzędziom dyskowym, będącym w danym momencie w kontakcie z urabianą skałą. W nowym rozwiązaniu organu z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu założono, że napędy dla obydwu ruchów będą osobne, aby umożliwić niezależne sterowanie wartością ich prędkości obrotowej. Korpus głowicy napędzany jest wałem drążonym, natomiast napęd tarcz z narzędziami dyskowymi realizowany jest wałem wewnętrznym, poprzez przekładnię umieszczoną wewnątrz korpusu.

Na podstawie projektu nowego rozwiązania głowicy z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu wykonano, we współpracy z Zakładami REMAG S.A. rozwiązanie głowicy dla modelu produkowanego przez tę firmę średniego kombajnu chodnikowego KR150. Możliwości kinematyczne nowego rozwiązania głowicy oraz widok gotowej głowicy zabudowanej na ramieniu kombajnu pokazano na rysunku 10.17.



Rys. 10.17 Możliwości kinematyczne i widok nowego rozwiązania głowicy o złożonej trajektorii ruchu zabudowanej na ramieniu kombajnu KR 150, gotowej do prób poligonowych [3]

Głowicę tą poddano kompleksowym badaniom na stanowisku poligonowym. W ramach badań założono zmianę kierunku i liczby obrotów kadłuba głowicy w zakresie od 10 do 40/min a tarcz z narzędziami dyskowymi od 20 do 200/min. Sprawdzano efektywność urabiania i stopień zużycia narzędzi dyskowych jak też granulację uzyskanego urobku. Najkorzystniejsze parametry pracy – duże uziarnienie urobku, małe obciążenie silników napędowych oraz ograniczone drgania, uzyskano dla obrotów kadłuba głowicy około 20/min, przy wartości obrotów tarcz około 60/min, przy obrotach kadłuba głowicy przeciwnych do ruchu wskazówek oraz obrotach tarcz z narzędziami dyskowymi zgodnymi z ruchem wskazówek.

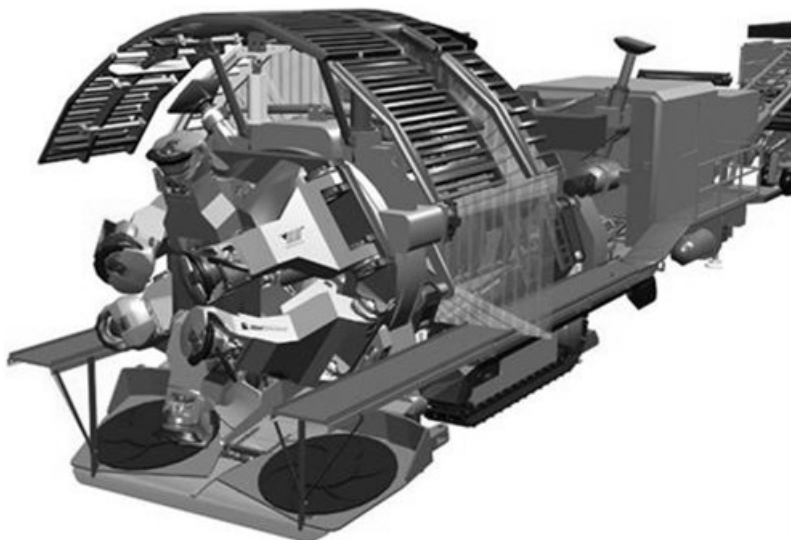
Nowe rozwiązanie głowicy pracowało dla takich parametrów bez większych zastrzeżeń. Nie stwierdzono większych oznak zużycia się narzędzi dyskowych. Natomiast zmiana kierunku obrotów kadłuba głowicy lub tarcz z narzędziami dyskowymi na przeciwny miała bardzo negatywny wpływ na obciążenie silników oraz zużywanie się zarówno narzędzi dyskowych jak i samych tarcz. Obecnie we współpracy z REMAG SA. i Famur Institute trwają prace nad modernizacją opisanego rozwiązania głowicy i przygotowaniem jej do przeprowadzenia prób w warunkach zbliżonych do przemysłowych.

PODSUMOWANIE

W przypadku polskiego górnictwa podziemnego można podsumować, że w najbliższej przyszłości należy oczekiwać wykorzystania przy mechanicznym drażeniu wyrobisk korytarzowych głównie ciężkich kombajnów chodnikowych ramionowych urabiających

punktowo. Zastosowanie kombajnów chodnikowych urabiających liniowo oraz kombajnów pełnoprzekrojowych w warunkach polskich kopalń podziemnych jest pozbawione ze względów ekonomicznych i technicznych sensu. Można tego typu maszyny wykorzystać tylko w specyficznych warunkach górniczo-geologicznych, przykładowo przy drążeniu tuneli komunikacyjnych takich jak warszawskie metro.

Duże perspektywy daje możliwość zastosowania na kombajnach ramionowych chodnikowych nowych rozwiązań głowic urabiających takich jak przykładowo głowica z narzędziami dyskowymi o złożonej trajektorii ruchu. Wymaga to jednak dalszych badań w warunkach przemysłowych.



Rys. 10.18 Wizualizacja kombajnu MTM 6 firmy Aker Wirth opracowanego dla koncernu Rio Tinto w ramach projektu „Mine of the future” dla nowych kopalń miedzi Resolution Copper w Arizonie oraz miedzi i złota Oyu Tolgoi w Mongolii [15]



Rys. 10.19 Wizualizacja kombajnu MMM Modular Mining Machine firmy Atlas Copco dla koncernu Rio Tinto w ramach projektu „Mine of the Future” [16]

Natomiast w górnictwie światowym coraz większe nadzieje wiąże się z zastosowaniem nietypowych rozwiązań maszyn wykorzystujących niekonwencjonalne techniki urabiania skal

takie jak tylne podcinanie. Dla koncernu Rio Tinto firma Aker Wirth zaproponowała opracowanie nowej wersji maszyny umożliwiającej drążenie wyrobisk przygotowawczych i udostępniających w ramach projektu „Mine of the future” dla nowych kopalń miedzi Resolution Copper w Arizonie oraz miedzi i złota Oyu Tolgoi w Mongolii. Wizualizację jednej z takich maszyn przedstawiono na rysunku 10.18.

Również zastosowanie narzędzi dyskowych symetrycznych wykorzystujących quasi statyczne ściskanie może być z powodzeniem zastosowane w nietypowych rozwiązaniach maszyn do drążenia wyrobisk korytarzowych, czego efektem jest opracowane przez firmę Atlas Copco rozwiązanie kombajnu Modular Mining Machine firmy Atlas Copco dla koncernu Rio Tinto, również w ramach projektu „Mine of the Future” (rys. 10.19).

LITERATURA

1. Dolipski. M, Cheluszka P.: Dynamika układu urabiania kombajnu chodnikowego. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Gliwice 2002.
2. Klich A., Gospodarczyk P., Kalukiewicz A., Kotwica K., Pawlik K.: Maszyny i urządzenia dla inżynierii budownictwa podziemnego. Wyrobiska korytarzowe i szybowe w górnictwie. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1999.
3. Kotwica K., Klich A.: Monografia Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych. Wydawnictwo ITG KOMAG, Gliwice 2011.
4. Kotwica K.: Scenariusze rozwoju technologicznego drążenia wyrobisk korytarzowych w warunkach polskich kopalń węgla kamiennego. Gospodarka surowcami mineralnymi, Tom 24, Zeszyt 1/2, Wydawnictwo IGSMiE PAN Kraków, Kraków 2008.
5. Prospekty i materiały informacyjne firmy AEC Incorporated
6. Prospekty i materiały informacyjne firmy Bouygues
7. Prospekty i materiały informacyjne firmy Gmbh Gladbeck
8. Prospekty i materiały informacyjne firmy GTA Bergbautechnik
9. Prospekty i materiały informacyjne firmy Joy
10. Prospekty i materiały informacyjne firmy Robbins
11. Prospekty i materiały informacyjne firmy Sandvik
12. Prospekty i materiały informacyjne firmy Voest-Alpine
13. Prospekty i materiały informacyjne firmy Wirth
14. Weber W.: Drążenie chodników o różnych przekrojach przy pomocy techniki tylnego wycinania. Maszyna firmy Wirth-HDRK „Continuos Mining Machine” Symposium Drążenie chodników w górnictwie węgla kamiennego. Siemianowice Śl. 1994.
15. Witryna internetowa: <http://www.akersolutions.com>
16. Witryna internetowa: <http://www.atlascopco.com>
17. Witryna internetowa: <http://www.miningandconstruction.sandvik.com>
18. Witryna internetowa: <http://www.wirth-europe.de>

MASZYNY DO MECHANICZNEGO DRĄŻENIA WYROBISK KORYTARZOWYCH W SKAŁACH ZWIĘZŁYCH – TERAŹNIEJSZOŚĆ I PRZYSZŁOŚĆ

Streszczenie: *W artykule opisano problemy związane z mechanicznym drążeniem wyrobisk w skałach zwięzłych, przedstawiono maszyny stosowane obecnie oraz przewidziane do stosowania w przyszłości w procesach mechanicznego drążenia wyrobisk korytarzowych.*

Słowa kluczowe: *urabianie mechaniczne, skały zwięzłe, wyrobiska korytarzowe, kombajny*

dr hab. inż. Krzysztof KOTWICA
AGH Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie
Katedra Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych
Al. Mickiewicza 30, 30-059 Kraków
e-mail: kotwica@agh.edu.pl

11

SPOSOBY EKSPLOATACJI POKŁADÓW O MAŁEJ MIĄŻSZOŚCI NA PODSTAWIE ROZWIĄZAŃ STOSOWANYCH W JASTRZĘBSKIEJ SPÓŁCE WĘGLOWEJ SA.

11.1 WSTĘP

Powszechnie stosowany w kopalniach system kombajnowy pozwala na efektywną eksploatację pokładów o miąższości powyżej 1,5 m. Podczas eksploatacji pokładów o miąższości poniżej 1,5 m występuje wiele problemów technicznych mających duży wpływ na wydajność pracy kombajnu [7], efekty ekonomiczne [3] oraz bezpieczeństwo pracy załogi. Są to między innymi [1]:

- niskie gabaryty w ścianie, utrudniające pracę, pogarszające komfort pracy i obniżające poziom bezpieczeństwa licznej załogi,
- konieczność dostosowania prędkości posuwu kombajnu, a tym samym zmniejszenie jego wydajności do możliwości przemieszczania się obsługujących go kombajnistów,
- brak możliwości zabudowy ładowarek na organach urabiających – utrudniony załadunek urobku,
- zwiększenie czasochłonności usuwania awarii kombajnu, obudowy zmechanizowanej i ścianowego przenośnika zgrzeblowego,
- zawyżanie ściany poprzez przybieranie skały płonnej, konieczność transportu skały płonnej na powierzchnię i jej składowania.

Powyższe uwarunkowania skłaniają do poszukiwania kompleksów ścianowych pozbawionych tych wad i uciążliwością umożliwiającymi wybieranie cienkich pokładów.

11.2 PRZEGLĄD STOSOWANYCH W POLSCE SYSTEMÓW DO EKSPLOATACJI CIENKICH POKŁADÓW

11.2.1 Kombajnowy system ścianowy do wybierania cienkich pokładów

Eksploatacja cienkich pokładów kombajnowymi systemami ścianowymi niesie za sobą dużo niedogodności, które wymieniono już we wstępie. W Fabryce Maszyn FAMUR SA. zaprojektowany został i wykonany specjalny, niski kombajnowy kompleks ścianowy FL 12/18 (FL 10/15) (rys. 11.1), który przeszedł próby m.in. w kopalni „Murcki-Staszic” [17].



Rys 11.1. Ogólny widok zintegrowanego kompleksu FL 10/15(FL 12/18)

W skład zintegrowanego kompleksu FL 10/15(FL 12/18) wchodzi:

- kombajn niski FS200 dwuorganowy frezujący nadsiębiernie, pracujący poza przenośnikiem zgrzeblowym, prowadzony na dwóch ślizgach sprzęgniętych z drabinką typu Eicotrack od strony zawalu i podparty na regulowanej płozie wysuwnej od strony ociosu; dodatkowo wyposażony w dwa specjalne lemiesze (zgarniacze) czyszczące „trasę” dla ślizgu i koła trakowego;
- przenośnik zgrzeblowy FFC750, z możliwością korekcji trasy; wyposażony w specjalną wnękę oraz mocowanie przyzastawkowe do prowadzenia kompletnej magistrali ścianowej; z możliwością dowolnej konfiguracji wysypu (czołowy, boczny, krzyżowy) oraz z możliwością umieszczenia napędu zwrotnego w ścianie (pow. 1,3 m);
- obudowa zmechanizowana FAZOS 0,85/16-2x3700 pracująca z krokiem wstecz, wyposażona w bezprzewodowy system pomiaru ciśnień w stojakach oraz specjalny, zintegrowany ze stropnicą system oświetlenia; ze sterowaniem zabudowanym we wnęce stropnicy nad przejściem obsługi, w rejonie napędów przewidziano sekcje obudowy tzw. skrajne;
- nadrzędny system wizualizacji parametrów pracy maszyn i urządzeń e-kompleks.

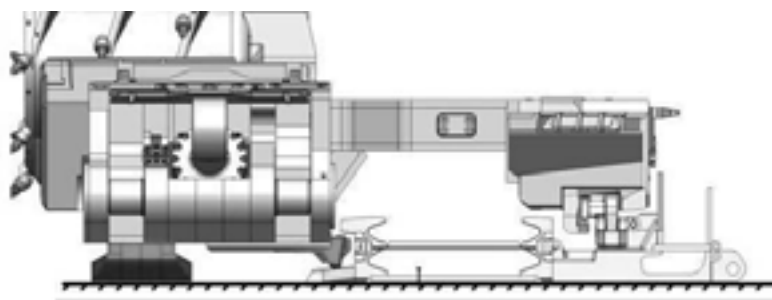
Kombajnowy Kompleks Ścianowy FL 10/15 (FL 12/18) w przeciwieństwie do kompleksów strugowych może pracować w pokładach, gdzie występują znacznie trudniejsze warunki geologiczno-górnice. Zaburzenia typu: pofałdowania, uskoki, lokalne pocienienia calizny ściany nie wpływają znacząco na efektywne wydobywanie węgla, a dzięki zainstalowanemu układowi korekty trasy prowadzenie ściany jest optymalne i umożliwia odpowiednie prowadzenie ostrogi przenośnika po spągu.

W procesie projektowania niskiego kompleksu ścianowego na nowo zdefiniowano niektóre problemy związane z eksploatacją cienkich pokładów węgla systemem ścianowym oraz wykorzystano bardzo nowoczesne rozwiązania w budowie maszyn górniczych. Nowe podejście zastosowano w szczególności do:

- ergonomii i podatności serwisowej.
- dyspozycyjności kompleksu ścianowego.
- wydajności ładowania urobku przez kombajn na przenośnik ścianowy.
- zdolności transportowania urobku przez przenośnik ścianowy pod kadłubem kombajnu.

Dzięki zastosowaniu metody projektowania kompleksu, jako kompletnego systemu: kombajnu, przenośnika zgrzeblowego i obudowy zmechanizowanej, prace koncentrowały się na maksymalizacji przestrzeni przejścia załogi oraz na ergonomicznym rozmieszczeniu elementów sterowania, oświetlenia i zasilania sekcji. Już w najniższej wersji osiągnięto

wielkość przejścia istotnie większą od określonej przez aktualne wymagania (rys. 11.2).



Rys 11.2. Widok niespotykanego dla tej wysokości kombajnu prześwietu, który umożliwia uzyskiwanie praktycznie takiej samej wydajności w obu kierunkach eksploatacji

W miarę wzrostu wysokości urabiania ten parametr staje się coraz bardziej zauważalnym atutem kompleksu. Dla nieskrępowanego przemieszczania się załogi w ścianie, sekcje obudowy zmechanizowanej zasilono poprzez belki układu przesuwne z magistralami zasilającą i spływową, które z kolei wkomponowano w układ nadstawkowy przenośnika ścianowego. Wygospodarowana przestrzeń sprzyja także zwiększeniu dostępności naprawczej.

W zakresie dyspozycyjności kompleksu ścianowego postawiono na lansowaną przez FAMUR SA. technologię monitorowania i diagnostyki on-line w ramach systemu e-kopalnia oraz dopracowanie konstrukcyjne i technologiczne kluczowych dla niezawodności podzespołów. Jednym z największych utrudnień w eksploatacji systemów kombajnowych ścian niskich w przeszłości była trudność w dostępie do elementów kombajnu ścianowego wymagających przeglądu.

W rozwiązaniu FAMUR-u przyjęto jako cel (w ramach zwiększania dyspozycyjności) zwiększenie niezawodności kombajnu oraz zwiększenie podatności serwisowej w tym predykcji stanów awaryjnych. Ideę można objaśnić następująco: awarii nie można wyeliminować całkowicie, ale należy dążyć do przewidywania stanów awaryjnych i podejmowania działań dla przeprowadzenia czynności serwisowych w miejscu i czasie dogodnym dla użytkownika systemu. Takie podejście powinno pozwolić na skrócenie czasu przywracania sprawności systemowi technicznemu i zwiększyć dyspozycyjność kompleksu.

W zakresie wydajności ładowania urobku przez kombajn na przenośnik ścianowy dokonano istotnego przełomu uzyskując bardzo wysoką efektywność tego procesu, pomimo niewielkiej średnicy organów urabiających i powiększonego do 900 mm zabioru. Dzięki wielu analizom i symulacjom przyjęto parametry kinematyczne kombajnu w ścisłej korelacji z wymodelowaną przestrzenią ładowania oraz parametrami geometrycznymi organów urabiających.

W zakresie zdolności transportowania urobku przez przenośnik ścianowy pod kadłubem kombajnu prace rozwojowe koncentrowały się z jednej strony na obniżeniu profilu przenośnika zgrzeblowego oraz z drugiej strony na uzyskaniu maksymalnie „cienkiego” kadłuba kombajnu. Efekt sumaryczny obu kierunków prac to niespotykany dla tej wysokości kombajnu przeświet, który umożliwia uzyskiwanie praktycznie takiej samej wydajności w obu kierunkach eksploatacji.

Niski kompleks ścianowy typu FL 12/18 zastosowano po raz pierwszy z powodzeniem

z KWK „Murcki-Staszic” uzyskując bardzo dobre wyniki, nie tylko w zakresie dobowego wydobycia, ale także w zakresie ograniczenia przybierania (przycinania) stropu i spągu ściany.

11.2.2 Strugowy system ścianowy do wybierania cienkich pokładów

Technologia strugowa jest od dawna znaną metodą urabiania węgla, wynalezioną jeszcze we wczesnych latach czterdziestych XX wieku. Zaprojektowano wiele modeli strugów, które były potem badane w warunkach podziemnych, jednakże do lat 90-tych XX wieku przetrwały tylko dwa modele: strug zamontowany na płycie podstawy, czyli strug płytowy (mieczowy), oraz strug poruszający się w przewodniku ślizgowym przymocowanym od strony ociosu do rynien przenośnika ścianowego, czyli strug ślizgowy. Moc instalacji oraz prędkość urabiania stopniowo wzrastały, ale dopiero w 1989 roku została przewyższona największa słabość systemów strugowych [4]: automatyczne urabianie, z zastosowaniem sterowania elektrohydraulicznego, przy predefiniowanej głębokości zabioru, co pozwoliło technologii strugowej stać się najbardziej wydajną metodą urabiania pokładów o grubości poniżej 1,8 m [2]. Zainstalowania moc urabiania aż do 2 x 800 kW, połączona z imponującą prędkością urabiania dochodzącą do 3,6 m/s oraz możliwością automatyzacji [11] stawiające tę technologię na wiodącej pozycji na całym świecie i prowadzą do stworzenia zintegrowanego systemu urabiania ścianowego przeznaczonego dla pokładów cienkich i o średniej grubości, pozwalającego na wydobywanie czystego węgla przy niskich kosztach [5].

Pod koniec lat osiemdziesiątych przetestowano strug z prowadzeniem ślizgowo-mieczowym. W sumie w drugiej połowie dwudziestego wieku skonstruowano i wyprodukowano wiele typów strugów. Strugi w tym okresie były szeroko rozpowszechnione na całym świecie. Stosowano je w między innymi w Niemczech, w Polsce, w Wielkiej Brytanii, w Związku Radzieckim, Holandii i Stanach Zjednoczonych. W okresie szczytowym przypadającym na połowę lat sześćdziesiątych w górnictwie zachodniemieckim pracowało ponad 550 strugów.

Strugi mieczowe

Cechami charakterystycznymi strugów mieczowych (rys. 11.3), są przede wszystkim:

- prowadzenie łańcucha ciągnącego głowicę strugową oraz łańcucha powrotnego po stronie odzawałowej.
- ruch głowicy strugowej po spągu.



Rys 11.3 Zasada konstrukcji struga mieczowego (płytowego)

Stosowanie miecza, czyli płyty podprzewodnikowej dla przeniesienia punktu zaczepu łańcucha na stronę odzawałową przenośnika ścianowego oraz stabilizacji głowicy. Niewielka wysokość prowadnika struga umożliwiającą skuteczne ładowanie urobku przez głowicę strugową na przenośnik ścianowy.

Z uwagi na wyżej wymienione właściwości strugi mieczowe używane są obecnie do urabiania pokładów bardzo niskich, przede wszystkim przy miąższościach mniejszych od 1m. W przeszłości ten rodzaj struga był najbardziej rozpowszechnionym typem w górnictwie zachodniemieckim, używanym również do pracy w pokładach średniej miąższości. System wykorzystuje prowadzenie łańcucha po stronie odzawałowej przenośnika, co umożliwia łatwy dostęp do łańcucha w przypadku potrzeby. Podczas ruchu głowicy płyta struga ślizga się po spągu pod rynnami przenośnika, stabilizując jej pracę.

Strugi ślizgowe

Głównymi cechami charakteryzującymi strugi ślizgowe (rys. 11.4), są:

- prowadzenie łańcucha ciągnącego głowicę strugową oraz łańcucha powrotnego po stronie ociosu węglowego,
- brak miecza,
- stosowanie specjalnych stalowych prowadników przymocowanych od strony ociosu do rynien przenośnika ścianowego, po których porusza się głowica strugowa.



Rys 11.4. Zasada konstrukcji struga ślizgowego

Strugi ślizgowe używane są do urabiania pokładów o średnich miąższościach tzn. z zasady do wysokości ścian pomiędzy jednym a dwoma metrami, a w niektórych przypadkach do wysokości ponad dwa metry. Dzisiejsze strugi ślizgowe pracują z prędkościami od 2,0 m/s do 3,6 m/s. Prowadzenie łańcucha po stronie ociosu węglowego utrudnia dostęp do niego, ale przy większych wysokościach ścian nie stanowi to problemu, w razie potrzeby pracy przy łańcuchu. Głowica strugowa ślizgając się po stalowych prowadnikach stawia mniejsze opory ruchu niż w przypadku struga mieczowego, przez co wzrasta efektywność pracy strugów ślizgowych.

W przeszłości strugi stosowane były wyłącznie do wybierania miękkich pokładów węglowych. Głównym tego powodem była niska moc zainstalowana na kompleksach strugowych, wykorzystywana z reguły tylko w pewnej części z uwagi na brak możliwości technicznych kompensujących nierównomierną podziałkę łańcuchów strugowych oraz dużą trudność ustawienia stałej głębokości zabioru skutkującą licznymi blokadami. W ostatniej dekadzie sytuacja ta uległa radykalnej poprawie z uwagi na następujące czynniki:

- Wdrożenie mikroprocesorów stanowiło przełom dla techniki strugowej. Dozowane przesuwanie przenośnika ścianowego umożliwia obecnie ustawienie głębokości urabiania z dużą precyzją, a zatem również wyeliminowanie przypadków blokowania głowicy struga, które wcześniej były częste.
- Ograniczono znacznie występowanie zerwań łańcucha poprzez wdrożenie skutecznych układów zapobiegających przekroczeniu nastawionego momentu obrotowego stacji napędowych.
- Zainstalowana moc systemów strugowych ulegała stałemu zwiększaniu. Obecnie systemy te dysponują mocą wynoszącą nawet 1,6 MW.
- Silniki z przemiennikami częstotliwości pozwalają na płynną regulację prędkości głowicy strugowej oraz pełne wykorzystanie zainstalowanej mocy dzięki funkcji wyrównywania obciążeń. W połączeniu z silnikami przenośników ścianowych tego samego rodzaju oraz z systemem dozowanego przesuwania pozwalają one na daleko idącą optymalizację technologii w ścianach urabianych strugami.
- Dzisiejsze systemy strugowe pracują w trybie automatycznym, pozwalającym na uzyskanie bardzo wysokiej efektywności przy zredukowanym obłożeniu ściany strugowej. Długość wysokowydajnych ścian strugowych waha się pomiędzy 300 a 450 m.

Dzisiejsze systemy strugowe wyposażone w wyżej opisane możliwości techniczne są w stanie urabiać twarde pokłady oraz pokonywać uskoki równie skutecznie jak kombajny węglowe.

Stosowanie strugów zrewolucjonizowało wprowadzenie mikroprocesorów [14] w układach sterowania przekładką oraz mierników drogi, wbudowanych w siłowniki przekładkowe. Sterowniki obudowy zmechanizowanej oprócz standardowych funkcji sterowania sekcją obudowy przejęły kontrolę nad nastawianiem głębokości zabioru, co określane jest w nomenklaturze górniczej mianem „dozowanego przesuwania”. Po przejeździe głowicy strugowej (rys. 11.5), sterownik podaje tak długo wysokie ciśnienie na siłownik przekładkowy, aż tłoczysko nie osiągnie zadanego wysuwu, a tym samym rynna nie zostanie precyzyjnie przesunięta o nastawioną w sterowniku wartość.



Rys. 11.5 Widok głowicy struga i stanowiska sterowania operatora zlokalizowanego w chodniku przyścianowym

Przenośnik ścianowy przesuwany jest w kierunku ociosu w pewnej nastawialnej odległości za przesuwającą się głowicą struga, aby zapobiec jej ewentualnemu zablokowaniu w ociosie. Również obie stacje napędowe (napęd wysypowy i zwrotny) są przesuwane w sposób „dozowany”.

Dokładne nastawianie głębokości urabiania poprzez zastosowanie układów dozowanego przesuwania pozwoliło w znakomity sposób na zmniejszenie liczby blokad głowicy strugowej w urabianym ociosie oraz na skuteczne utrzymanie odpowiedniej horyzontalnej geometrii ściany strugowej.

Automatyczny ruch struga sterowany jest z punktu operatora w chodniku przyścianowym (rys. 11.5), lub z innego oddalonego miejsca jak np. z powierzchni kopalni. Położenie struga, jako jeden z głównych parametrów dla prawidłowej przekładki przenośnika ścianowego po przejeździe głowicy strugowej, jest stale monitorowane na przekładniach struga i synchronizowane za pomocą czujników zbliżeniowych w prowadnicy struga. Przenośnik przesuwany jest z maksymalnie możliwą siłą na dokładnie zaprogramowaną odległość, co pozwala na uzyskanie określonych głębokości skrawania również w przypadku bardzo twardego węgla oraz w pokładach z przerostami.

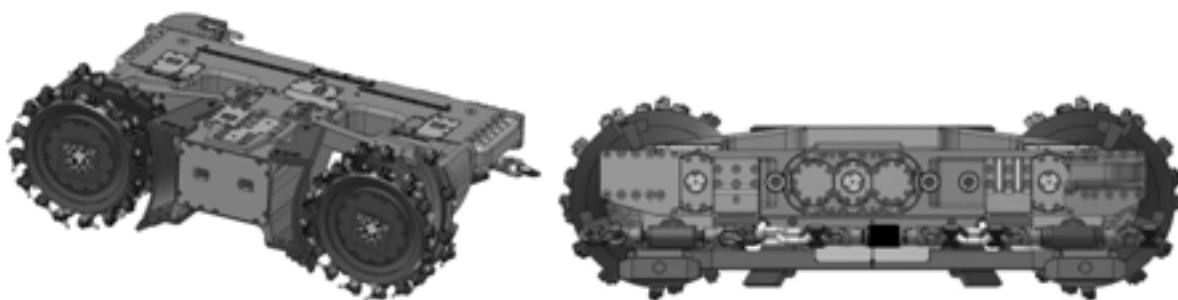
Na stanowisku sterowniczym znajdują się urządzenia dla sterowania, monitorowania oraz parametryzowania ruchu głowicy struga i przenośników, obudowy zmechanizowanej oraz jednostek napędowych [12].

Ścianowe systemy strugowe różnią się kilkoma istotnymi aspektami od systemów kombajnowych. Jedną z różnic stanowią nieco odmienne sekcje obudowy ścianowej.

11.2.3 Kompleks ścianowy do wybierania cienkich pokładów z wykorzystaniem głowicy urabiająco-ładującej GUŁ-500, popularnie nazywanej „mikrus”

Grupa kapitałowa KOPEX opracowała i wykonała na podstawie własnego projektu p.t.: „Kompleks ścianowy do wybierania niskich pokładów” urządzenia, które powiązane ze sobą strukturalnie działając w oparciu o wspólny system sterowania tworzą spójny system ścianowy [9].

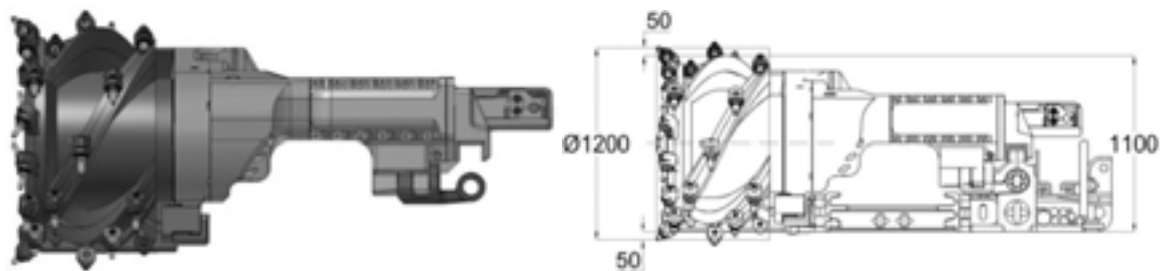
System wyposażono w głowicę urabiająco-ładującą z dwoma organami urabiającymi, która jest przemieszczana po przenośniku ścianowym wzdłuż ociosu węglowego przy pomocy systemu ciągnowego pod sekcjami obudowy zmechanizowanej (rys. 11.6).



Rys 11.6 Głowica urabiająco-ładująca GUŁ-500, popularnie nazywana „mikrus”

Kompleks umożliwia wybieranie pokładów niskich przy dużej wytrzymałości węgla na ściskanie powyżej 40 MPa i nieregularności zalegania złoża pozwalając na uzyskanie ekonomicznie opłacalnej wydajności. Dopasowany do głowicy przenośnik ścianowy umożliwia sprawne przemieszczanie głowicy urabiająco-ładującej wzdłuż przodka wydobywczego oraz poprzeczne korygowanie jej położenia. Korekcja położenia przenośnika i głowicy urabiająco-ładującej jest realizowana przy pomocy wyspecjalizowanej obudowy zmechanizowanej. Całość kompleksu jest zasilana i sterowana przez zintegrowany system

wyposażony w centralny pulpit umieszczony na stanowisku operatora, który zlokalizowany jest w chodniku odstawczym.



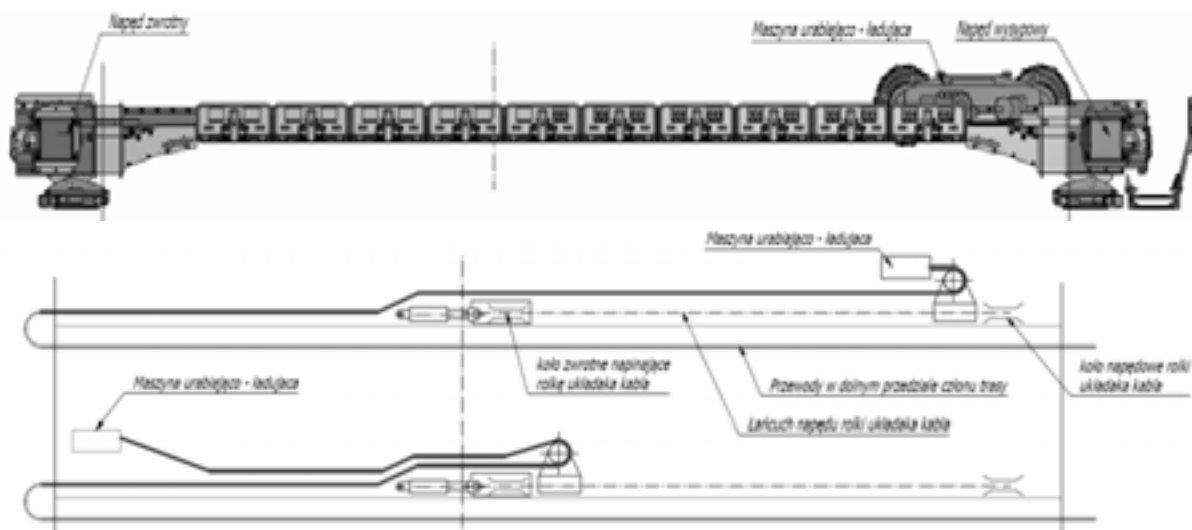
Rys 11.7 Głowica urabiająco-ładująca GUŁ-500

Urządzeniem urabiającym ocios węglowy w niskim kompleksie jest głowica urabiająco-ładująca (rys. 11.7). Nieskomplikowana budowa, maksymalne uproszczenie układu napędowego ślimakowych organów urabiających, zastosowanie wewnętrznego smarowania wraz z układem intensywnego chłodzenia przekładni zapewniają niezawodną, w pełni bezobsługową, pracę głowicy. Dodatkowo specjalnie ukształtowany korpus głowicy uzupełniony ładowarkami zapewnia płynne ładowanie urobku na przenośnik ścianowy przy prędkościach posuwu do 13 m/min. Organy urabiające wyposażono w instalację wewnętrznego zraszania. Woda do organów urabiających dostarczona jest przez drążone wały przekładni planetarnych. Organy zostały przystosowane do zawrębiania prostopadłego w stosunku do kierunku urabiania.

Integralną częścią głowicy urabiająco-ładującej jest mechanizm posuwu usytuowany poza urządzeniem. Głowica urabiająco-ładująca pracuje na przenośniku i ciągnięta jest wzdłuż czoła ściany łańcuchem. Od strony zawału urządzenie podparte jest ślizgowo na prowadniku stanowiącym element rynny przenośnika, a od strony ociosu na klinie ładującym. W czasie pracy przedni organ, którego średnica powinna odpowiadać miąższości pokładu, urabia i ładuje urobek tworząc wolną przestrzeń dla ładowarek osłonowych zamocowanych na korpusie głowicy i tylnego organu urabiającego. Tylny organ spełnia funkcję dodatkowego urządzenia ładującego pozostałość urobku. Dwa zespoły napędowe wraz z przekładniami, umocowane są na kadłubach napędowych przenośnika ścianowego.

W mechanizmie zastosowane zostały asynchroniczne silniki sterowane przy pomocy falowników, co umożliwia automatyczną regulację posuwu w zależności od obciążenia silników napędowych maszyny. Cięgłem roboczym jest łańcuch ogniowy, przewinięty przez gwiazdy napędowe mechanizmu i zaczepiony na obu końcach do cięgna głowicy urabiająco-ładującej.

Prowadzenie układu przewodów zostało zrealizowane przy pomocy łańcuchowego układu napinającego z rolką (rys. 11.8). Sterowany on jest przez przemiennik częstotliwości. Mechanizm prowadzenia układu przystosowany jest do zabudowy w specjalnej zastawce przenośnika zgrzeblowego, a napęd cięgna utrzymującego stałą siłę naciągu układu wraz z przewodami zasilającymi tj. silnik elektryczny i wciągarka łańcuchowa, umieszczony został w chodniku. Rozwiązanie to ma za zadanie nie dopuścić do powstawania pętli układu przy nawrotach głowicy oraz zapewnić stałą siłę naciągu uzyskiwaną dzięki zasilaniu z przemiennika częstotliwości.



Rys. 11.8 Mechanizm prowadzenia układaka z napędem ciągną utrzymującym stałą siłę naciągu niedopuszczającą do powstawania pętli układaka przy nawrotach głowicy oraz zapewniającą stałą siłę naciągu uzyskiwaną dzięki zasilaniu z przemiennika częstotliwości

11.3 DOŚWIADCZENIA KOPALNI „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE” W EKSPLOATACJI KOMPLEKSAMI ŚCIANOWYMI PRZYSTAWOWANYMI DO CIENKICH POKŁADÓW

11.3.1 Kombajnowy system ścianowy do wybierania cienkich pokładów

Warunkiem eksploatacji niskich pokładów węgla jest opłacalność takiej, na którą składa się wiele czynników i w dzisiejszych czasach to rachunek ekonomiczny jest elementem, decydującym o podjęciu takiej eksploatacji. Jednym z najważniejszych warunków podjęcia eksploatacji cienkich pokładów jest również bezpieczeństwo załóg górniczych oraz ograniczona gabarytami zdolność tychże załóg do sprawnej obsługi systemu.

Kopalnie Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. w przeszłości już wielokrotnie prowadziły eksploatację cienkich pokładów o miąższości ok. 1,5 m normalnym systemem kombajnowym natrafiając na typowe niedogodności związane z eksploatacją w takich warunkach, jednak z oceną kompleksu ścianowego do eksploatacji niskich pokładów węgla zaproponowanego przez FAMUR S.A. możemy opierać się na doświadczeniu zdobytym przez KWK „Murcki-Staszic”, gdzie uzyskano bardzo dobre wyniki, nie tylko w zakresie dobowego wydobywania, ale także w zakresie ograniczenia przybierania (przycinania) stropu i spągu ściany.

Kompleks ścianowy do eksploatacji niskich pokładów węgla zaproponowany przez FAMUR SA. to z jednej strony typowy zestaw maszyn górniczych, w skład którego wchodzi kombajn ścianowy, przenośnik i obudowa, a z drugiej strony, jest on jednak nietypowy dlatego, że to nie jest „składanka”, którą można złożyć z urządzeń funkcjonujących do tej pory na rynku. Wydaje się, że osiągnięto tu dwa podstawowe cele - po pierwsze wysoką wydajność, która powoduje, że będzie zapewniony zwrot z inwestycji i zarobek, a po drugie - zapewnienie bezpieczeństwa. Ograniczono obecność ludzi w tych miejscach wykonując go w standardzie e-kompleks. Oznacza to, że łączy on pracę zespołu nowoczesnych, wysoko wydajnych i bezpiecznych maszyn z systemami informatycznymi do zdalnego nadzoru oraz diagnostyki ich stanu, czyli elementami systemu e-kopalnia. Oczekuje się, że wdrożenie w

pracy systemu w cyklu półautomatycznym, a jeszcze lepiej w cyklu automatycznym, oznaczać będzie dodatkową minimalizację udziału ludzi w pracach w najbardziej niebezpiecznych miejscach na ścianie wydobywczej.

Innym niezaprzeczną zaletą tego systemu jest jego analogia do dotychczas stosowanych kombajnowych systemów ścianowych, a więc nie jest wymagane wykonywanie chodników przyścianowych o dużym przekroju oraz szkolenie załogi w eksploatacji takiej technologii. Mimo wszystkich zalet tego systemu, jest on możliwy do stosowania w ścianach o miąższości niewiele mniejszej, niż 1,5 m.

11.3.2 Strugowy system ścianowy do wybierania cienkich pokładów

W 2007 r. Jastrzębska Spółka Węglowa SA. zawarła umowę z firmą DBT GmbH (aktualna nazwa Caterpillar Global Mining) na dostawę fabrycznie nowego kompletnego kompleksu strugowego wraz z niezbędnym wyposażeniem, sterowaniem i oprogramowaniem informatycznym firmy BUCYRUS Europe GmbH, Elgór+Hansen Grupa Kapitałowa Kopex.

Kompleks został zastosowany do eksploatacji w ścianie B-1 pokładzie 406/1. Eksploatację ściany B-1 w pokładzie 406/1 rozpoczęto w 2009 roku, a zakończono w kwietniu 2010 roku.

Ściana B-1 pokład 406/1 prowadzona była systemem ścianowym podłużnym z zawalem stropu.

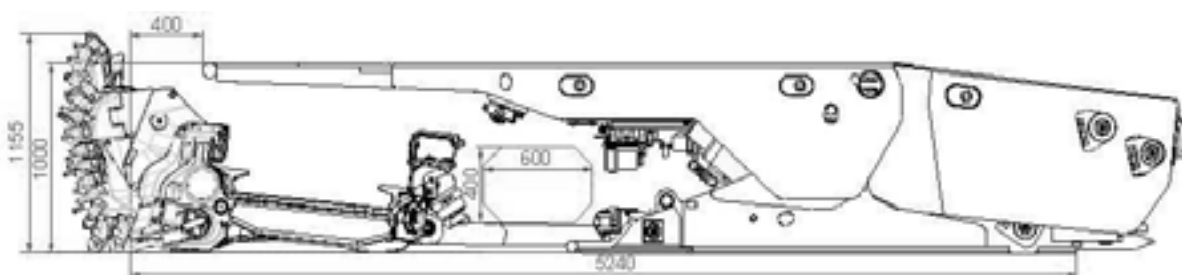
Podstawowe parametry techniczne ściany:

– średnia długość ściany	244,6 m
– średnia miąższość netto pokładu/ max furta eksploatacyjna	1,17 m/1,44 m
– średnia gęstość objętościowa węgla	1,31 t/m ³
– wybieg ściany	806 m
– nachylenie poprzeczne	-4-+6°
– nachylenie podłużne	0-8°
– średni postęp na dobę	5,97 m (max. 12,2)
– średnie wydobycie dobowe poza okresem rozruchu	3000 t/d
– maksymalne osiągnięte wydobycie	5000 t/d

Z doświadczeń uzyskanych w trakcie eksploatacji kompleksu strugowego wynika, że zastosowanie techniki strugowej do eksploatacji ściany B-1 pokład 406/1 było optymalnym rozwiązaniem. Zastosowanie tej techniki zmniejszyło zanieczyszczenie urobku skałą płoną, poprawiło komfort i bezpieczeństwo zatrudnionej załogi (niższy poziom hałasu, większa automatyzacja procesu produkcji), a ponadto pozwoliło na ograniczenie liczby zatrudnionych pracowników bezpośrednio w ścianie. Z pokładu 406/1 wydobyto 299,4 tys. ton węgla, którego pozyskanie nie byłoby możliwe przy zastosowaniu eksploatacji kombajnu ścianowego. Należy podkreślić, że eksploatacja ściany B-1 pokładzie 406/1 była prowadzona w trudnych warunkach górniczo-geologicznych. W ścianie występowały duże zagrożenia metanowe (średnia metanowość 15,3 m³/min) i klimatyczne (temperatura pierwotna górotworu 37-42°C). Poza tym w stropie zalegały skały o małej zwięzłości, charakteryzujące się dużą skłonnością do opadania.

Eksploatacja ściany B-1 pozwoliła na zebranie niezbędnych doświadczeń dotyczących eksploatacji pokładów cienkich systemem strugowym [15].

Celem optymalnego wykorzystania kompleksu strugowego i minimalizacji okresów postoju podjęto decyzję o przekazaniu kompleksu strugowego do eksploatacji ściany 22 w pokładzie 503/1-2 w KWK „Jas-Mos” (rys. 11.9).



Rys 11.9 Przekrój przez strugowy kompleks ścianowy śc. 22 w pokładzie 503/1-2

Podstawowe parametry techniczne ściany 22 w pokładzie 503/1-2:

– średnia długość ściany	188 m
– średnia miąższość netto pokładu/ max furta eksploatacyjna	1,25 m/1,28 m
– średnia gęstość objętościowa węgla	1,37 t/m ³
– wybieg ściany	615 m
– nachylenie poprzeczne	0-10°
– nachylenie podłużne	0-7°
– średni postęp na dobę	8,95 m (max. 16,9)
– średnie wydobycie dobowe poza okresem rozruchu	3700 t/d
– maksymalne osiągnięte wydobycie	6500 t/d

Należy podkreślić, że na początku wybiegu ściany 22 w pokładzie 503/1-2 wystąpiło szereg uskoków o zrzutach ok. 0,5 m, jak również w części pola ściany 22 pokład został podebrany eksploatacją leżącego 55-60 m niżej pokładu 505/2 (ściana 29).

Po zakończeniu eksploatacji ściany 22 w pokładzie 503/1-2 kompleks strugowy został przemieszczony do ściany 23 w tym pokładzie.

Podstawowe parametry techniczne tej ściany:

– średnia długość ściany	236 m
– średnia miąższość netto pokładu/ max furta eksploatacyjna	1,35 m/1,53 m
– średnia gęstość objętościowa węgla	1,4 t/m ³
– wybieg ściany	511 m
– nachylenie poprzeczne	0-10°
– nachylenie podłużne	0-7°
– średni postęp na dobę	4,13 m (max. 10,9)
– średnie wydobycie dobowe poza okresem rozruchu	2400 t/d
– maksymalne osiągnięte wydobycie	5500 t/d

Wyniki uzyskane z tych trzech ścian są imponujące i dające dobre perspektywy dla szerszego zastosowania strugowych kompleksów ścianowych we wszystkich kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. [16].

Strug jest urządzeniem prostym w ścianie, ale skomplikowanym w chodnikach. Napędy dużej mocy, zintegrowane z przenośnikiem umieszczone są w chodnikach, w związku z czym

potrzebne są znacznie większe przekroje chodników niż w przypadku ściany kombajnowej. Koszt większego przekroju chodnika na potrzeby struga może stanowić wielokrotność kosztów wykonania chodnika dla ściany w technologii kombajnowej. Dla ściany kombajnowej chodnik ma wysokość 3,5 metra, a dla struga musi to być nawet ok. 4,5-5 m. Jeżeli pokład jest cienki i ma poniżej 1,5 metra węgla, to ma to duże znaczenie.

11.3.3 Kompleks ścianowy do wybierania cienkich pokładów z wykorzystaniem głowicy urabiająco-ładującej GUŁ-500

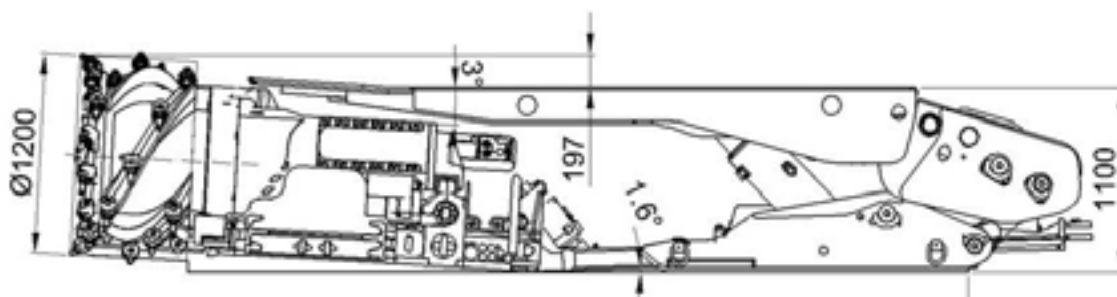
Kompleks ścianowy do wybierania cienkich pokładów z wykorzystaniem głowicy urabiająco-ładującej GUŁ-500 zastosowano w kopalni „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, Ruch „Jas-Mos” w ścianie 53a w pokładzie 505/1 (tabela 11.1) – rys. 11.10.

Tabela 1 Parametry ściany 53a w pokładzie 505/1

Wysokość	1,0 m-1,6 m
Długość	145 m
Wybieg	135 m
Nachylenie podłużne	0° - 10°
Nachylenie poprzeczne	0° - 10°
System eksploatacji	zawał
Wytrzymałość węgla na ściskanie Rc	6-13 MPa

Eksploatację rozpoczęto na początku marca 2013 r., a zakończono w czerwcu 2013 r.

Eksploatacja prowadzona była na zasadach testu prototypowego kompleksu i jednym z głównych celów było uzyskanie w formie raportu informacji o przydatności, wydajności i wytrzymałości kompleksu [18].



Rys 11.10 Przekrój przez kompleks ścianowy ściany 53a w pokładzie 505/1

Chociaż eksploatowano tym systemem tylko jedną ścianę, to jednak można już pokusić się na wstępną ocenę:

- zautomatyzowanie procesu eksploatacji, czemu sprzyja prosta budowa głowicy i wyniesienie wszelkich urządzeń sterujących do chodników przyścianowych (podścianowe stanowisko operatorskie), pozwala na sterowanie i obsługę urządzeń kompleksu ze stref bezpiecznych, bez konieczności przebywania załogi bezpośrednio w przodku wydobywczym.
- zastąpienie głowicy strugowej głowicą wyposażoną w frezujące, ślimakowe organy urabiające, stosowane powszechnie w systemach kombajnowych, pozwala na urabianie kalizny o dużej twardości, z przerostami kamiennymi,

- dzięki zapewnieniu odpowiednio dużych przestrzeni do załadunku urobku na przenośnik zgrzeblowy i wspomaganie ładowania odpowiednio ukształtowanymi ładowarkami zauważa się podniesienie efektywności eksploatacji w niskiej ścianie,
- zastąpienie wlezonego układaka wraz z przewodami zasilającymi systemem prowadzenia układaka i kontroli siły jego napięcia, z pełną synchronizacją prędkości głowicy urabiająco-ładującej oraz zapewnieniem pełnej synchronizacji z usytuowaniem maszyny w ścianie wydobywczej zmniejsza, a wręcz likwiduje typowe awarie uszkodzenia przewodu oponowego, spotykane dotychczas w ścianach kombajnowych,
- sterowanie pracą obudów zmechanizowanych i przenośnika ścianowego na drodze elektrohydraulicznej z uwzględnieniem pełnego monitoringu biernego i aktywnego tak, aby dokonywać okresowego wyrównywania frontu ściany, podążanie głowicy urabiająco-ładującej za złożem, umożliwia precyzyjne prowadzenie ściany.

Testowany kompleks ścianowy do wybierania niskich pokładów to rozwiązanie niespotykane w skali światowej, pozwalające na prowadzenie opłacalnej i bezpiecznej eksploatacji pokładów niskich, a innowacyjne rozwiązania zawarte w projekcie otwierają nowe możliwości wybierania tego typu pokładów przy zachowaniu efektywnej wydajności nawet w trudnych warunkach geologiczno-górnich wpływają na wydatne zmniejszenie zagrożenia bezpieczeństwa załogi górniczej, a przez automatyzację – poprawiają komfort obsługi i pracy ludzi obsługujących ścianę.

Kompleks ścianowy do wybierania cienkich pokładów z wykorzystaniem głowicy urabiająco-ładującej GUŁ-500 jest kompleksem eksperymentalnym i jest to w pewnym sensie połączenie najlepszych cech systemu kombajnowego i strugowego w celu eksploatacji pokładów o trudnych warunkach górniczo-geologicznych, ale też połączenie wad tych konstrukcji. Skonstruowany tak kompleks ścianowy do wybierania cienkich pokładów z wykorzystaniem głowicy urabiająco-ładującej GUŁ-500 będzie alternatywą dla pozostałych rodzajów kompleksów i przyszły użytkownik wybierze go stosownie do warunków górniczo-geologicznych, bezpieczeństwa eksploatacji, a także szczegółowego rachunku ekonomicznego dla lokalnych warunków panujących w projektowanej ścianie.

11.4 PERSPEKTYWY STOSOWANIA TECHNIKI EKSPLOATACJI CIENKICH POKŁADÓW W KOPALNIACH JASTRZĘBSKIEJ SPÓŁKI WĘGLOWEJ SA.

W sytuacji zapotrzebowania na węgiel koksowy produkowany przez Jastrzębską Spółkę Węglową SA. i przy obecnej wielkości bazy zasobowej, trwają poszukiwania możliwości eksploatacji pokładów o miąższości od 1,0 m do 1,5 m, które stanowią znaczący udział w bazie zasobowej kopalń JSW SA [10]. Ze względu na powyższe uwarunkowania eksploatacja pokładów o miąższości poniżej 1,5 m przy zastosowaniu techniki eksploatacji cienkich pokładów jest szczególnie uzasadnionym obecnie kierunkiem działania JSW SA. Dlatego też Zarząd Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. podjął decyzję o zastosowaniu m.in. techniki strugowej dla eksploatacji cienkich pokładów w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” [6] oraz w niedalekiej przyszłości w KWK „Pniówek”. Jest tu również i miejsce dla pozostałych typów kompleksów.

Struktura zasobowa w planowanym do uruchomienia rejonie „Bzie-Dębina 2 – Zachód” oraz polu „Pawłowice” przedstawia się następująco:

Złoże „Bzie-Dębina 2-Zachód” (tabela 11.2):

- powierzchnia: 10,36 km²,
- wielkość zasobów przemysłowych wynosi 51838 tys. ton.

Tabela 11.2 Struktura zasobów przemysłowych w złożu „Bzie-Dębina 2-Zachód”

Miąższość m	Wielkość zasobów przemysłowych tys. ton	Udział %
1,00 – 1,50	23197	44,7
1,51 – 3,00	28641	55,3
powyżej 3,00	0	0

Złoże „Pawłowice 1” (tabela 11.3):

- powierzchnia: 15,0 km²,
- wielkość zasobów przemysłowych wynosi 80038 tys. ton.

Tabela 11.3 Struktura zasobów przemysłowych w złożu „Pawłowice 1”

Miąższość m	Wielkość zasobów przemysłowych tys. ton	Udział %
1,00 – 1,50	60913	76,1
1,50 – 3,00	19125	23,9
powyżej 3,00	0	0

UWAGI I WNIOSKI

Uzasadnionym wydaje się twierdzenie, że każdy z zaprezentowanych kompleksów zastosowanych do eksploatacji cienkich pokładów ma szansę zastosowania w warunkach kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. Każdy z kompleksów ma swoje zalety i tylko wnikliwa ocena warunków górnictwo-geologicznych, bezpieczeństwa eksploatacji, a także szczegółowy rachunek ekonomiczny pozwoli wybrać właściwy kompleks stosownie do lokalnych warunków panujących w projektowanej ścianie [8].

W związku ze znacznym udziałem pokładów cienkich w perspektywicznej bazie zasobowej kopalni spółki, kompleksy ścianowe umożliwiające eksploatację takich pokładów mają duże perspektywy funkcjonowania w JSW SA. Zastosowanie systemów ścianowych do eksploatacji cienkich pokładów pozwoli na:

1. Zwiększenie stopnia wykorzystania złoża.
2. Zmniejszenie zanieczyszczenia urobku skałą płoną.
3. Poprawę komfortu i bezpieczeństwa zatrudnionej załogi.
4. Eksploatację cienkich pokładów w złożach „Bzie-Dębina 2-Zachód” i „Pawłowice 1”, w których pokłady o miąższości 1,0-1,5 m stanowią istotny udział.

LITERATURA

1. Tor A., Kubaczka Cz., Olma R., Kapcia J.: Uwarunkowania techniczne eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego z wykorzystaniem kompleksu strugowego w warunkach Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2008.
2. Krauze K.: Wykorzystanie statycznych strugów węglowych do eksploatacji cienkich pokładów. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2008.

3. Saługa P.: Uwarunkowania ekonomiczne opłacalnej eksploatacji w pokładzie cienkim węgla kamiennego. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2008.
4. Biały W.: Nowoczesne strugi węglowe. Przegląd Górniczy nr 7-8, 2005.
5. Zorychta A., Tor A., Plutecki J.: Ocena możliwości wybierania cienkich pokładów w polskim górnictwie węgla kamiennego na przykładzie JSW. SA. Gospodarka Surowcami Mineralnymi tom 24, zeszyt 1-2.
6. Tor A., Wróbel A., Olma R., Kapcia J.: Nowoczesna technika strugowa jako sposób zwiększenia racjonalnego wykorzystania złóż węgla JSW SA. KWK „Zofiówka”. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2006.
7. Myszkowski M., Paschedag U.: Eksploatacja ścianowa w pokładach średniej miąższości Kompleksowe porównanie kombajnu ze strugiem węglowym. Reliability at work BUCYRUS.
8. Dyczko A., Kicki J., Myszkowski M., Stopa Z., Tor A.: Nowe spojrzenie na technikę i technologię eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego. International Mining Forum 2011, Wydawnictwo Fundacji dla AGH, Kraków 2011.
9. Krauze K.: Koncepcja frezującego kombajnu ścianowego przeznaczonego do urabiania węgla w niskich ścianach. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2007.
10. Lubryka M. 2007: Aspekty determinujące poszukiwanie możliwości utrzymania wydobywania węgla koksowego w kontekście szczypania się złóż w rejonie miasta Jastrzębie” – Polityka Energetyczna, Tom 10, Zeszyt Specjalny 2, PL ISSN 1429-6675.
11. Lubryka J., Bugla P., Macierzyński D.: Zasilanie i sterowanie wysokowydajnych kompleksów strugowych. Materiały Polskiego Kongresu Górnictwa Podziemnego Gliwice – Kraków 2010.
12. Lubryka J., Lubryka M.: The study of control software system and visualization for special mining machine. Международный форум-конкурс молодых ученых. Записки Горного Института. Санкт-Петербургский Государственный Горный Институт. Санкт-Петербург 2009.
13. Lubryka J., Lubryka M.: Opracowanie aplikacyjnego oprogramowania aplikacyjnego układu sterowania i wizualizacji kombajnu górniczego. XXXVI Konferencja Sekcji Cybernetyki w górnictwie – Telekomunikacja i Systemy Bezpieczeństwa w Górnictwie. ATI 2008. Szczyrk 2008.
14. Lubryka M., Czechowski A., Lubryka J.: The study of Control Software System and Visualization for Special Mining Machine. 21st World Mining Congress & Expo 2008.
15. Adamusiński M., Morawiec M., Jędrus T., Lubryka J., Macierzyński D.: Nowoczesne rozwiązania systemów zasilania, sterowania i automatyzacji na przykładzie wysokowydajnego kompleksu strugowego zasilanego napięciem 3,3kV w KWK „Zofiówka.” XIII Krajowa konferencja Elektryki Górniczej 2010.
16. Tor A., Czernecki Z., Kubaczka Cz., Celmer M., Pluta Z., Lubryka M.: Dotychczasowe doświadczenia i dalsze plany w zakresie zastosowania techniki strugowej w Jastrzębskiej Spółce Węglowej SA. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2011.
17. Bednarz R., Korski J.: Kombajnowy system ścianowy jako efektywna alternatywa dla strugów węglowych. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2012.
18. Dziura J.: Kompleks Mikrus – nowa technologia wybierania pokładów niskich. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2013.

SPOSOBY EKSPLOATACJI POKŁADÓW O MAŁEJ MIĄŻSZOŚCI NA PODSTAWIE ROZWIĄZAŃ STOSOWANYCH W JASTRZĘBSKIEJ SPÓŁCE WĘGLOWEJ SA.

Streszczenie: *Artykuł przedstawia dotychczasowe doświadczenia Kopalni „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie” JSW SA. w zakresie stosowania techniki strugowej oraz kompleksu ścianowego do wybierania cienkich pokładów (z wykorzystaniem głowicy urabiająco-ladującej GUŁ-500).*

Słowa kluczowe: *eksploatacja, cienkie pokłady, strug, kombajn*

dr inż. Czesław KUBACZKA, mgr inż. Józef PAWLINÓW, mgr inż. Marek CELMER

dr inż. Mieczysław LUBRYKA, mgr inż. Jerzy ŚLIWIŃSKI

KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”

Ruch „Jas-Mos”

e-mail: ckubaczka@zofiowka.jsw.pl; jpawlinow@zofiowka.jsw.pl; mcelmer@jasmos.jsw.pl;

mlubryka@jasmos.jsw.pl; jsliwinski@jasmos.jsw.pl

12

EWOLUCYJNE ROZWIĄZANIA W ZASILANIU I STEROWANIU NA PRZYKŁADZIE DRUGIEGO KOMPLEKSU STRUGOWEGO DLA LW BOGDANKA.

12.1 WSTĘP

Uruchomienie w marcu 2010 roku pierwszej ściany strugowej w pokładzie 385/2 w polu VI w Nadrybie było początkiem realizacji strategii wdrażania nowych technologii wydobywania węgla w LW Bogdanka. Możliwość eksploatacji niskich pokładów, wzrost czystości wybierania, wzrost bezpieczeństwa związany z automatyzacją procesów produkcji to zadania, których realizację zapewniała technika strugowa. Pierwsza instalacja, określana mianem Bogdanka 1, pokazała zalety nowej technologii urabiania wskazując jednocześnie problemy, które myśląc o kontynuacji tego kierunku eksploatacji, należałoby rozwiązać. Jako najważniejsze tematy wskazano problemy z napędami struga. Silniki dwubiegowe zastosowane w kompleksie Bogdanka 1 nie zdawały egzaminu. Czas przejazdu struga przez ścianę 250 metrową trwa około 90 sekund. Zakładając pełne przejazdy przez ścianę wymuszało to konieczność dokonania w ciągu godziny minimum 40 załączeń silnika na bieg wolny i przełączenie na bieg szybki. Przejazdy strugiem na odcinkach krótszych niż długość ściany powodowały zdecydowany wzrost liczby załączeń. Zastosowane w napędach silniki nie były w stanie sprostać takim wymaganiom, dochodziło do uszkodzeń cieplnych silników. Próba rozwiązania problemu poprzez dobór innego silnika, poprzedzony dokładną analizą warunków technologicznych i organizacyjnych nie wydawała się być najlepszym rozwiązaniem. Biorąc pod uwagę zdobyte już doświadczenie należało przypuszczać, że pozostawienie silników 2-biegowych i pełna realizacja warunków gwarantujących ochroną termiczną silnika wpłynie na parametry pracy struga w ścianie tzn. wielkość skrawu, czas pomiędzy rozruchami silnika i przełączeniami pomiędzy biegami. Wprowadzenie dodatkowych ograniczeń do pracy systemu stało w sprzeczności z kierunkiem wzrostu wydajności. Zainteresowanie skierowano więc w kierunku napędów przemiennikowych. Biorąc pod uwagę zalety napędów wykorzystujących technikę przemiennikową wdrożenie takiego rozwiązania postawiano jako podstawowe do realizacji w kompleksie Bogdanka 2. Ścianę 2/VI wykorzystującą technikę przemiennikową uruchomionej w listopadzie 2012 roku w pokładzie 385/2 pola Nadrybie. W okresie wdrażania kompleksów Bogdanka 1 i Bogdanka 2 firmy, których produkty dominują w obu instalacjach przechodziły zmiany strukturalno-własnościowe. Bucyrus Europe GmbH przekształcił się w Caterpillar Global Mining Europe GmbH, Elgór-Hansen Sp. z o.o. w Kopex Electric Systems SA. a następnie w Elgór+Hansen SA. Dla przejrzystości w dalszej części używane będą tylko aktualne nazwy firm.

12.2 WYSOKOWYDAJNY KOMPLEKS STRUGOWY BOGDANKA 1 vs BOGDANKA 2

12.2.1 Układ zasilania i sterowania kompleksów strugowych

Sterowanie urządzeniami średniego napięcia (SN) 3,3 kV w instalacjach kompleksu strugowego w pełni sprawdziło się w instalacji Bogdanka 1, ale zastosowanie SN do zasilania przemienników na dole w strefach zagrożonych wybuchem to temat, którego realizacji nikt w światowym górnictwie jeszcze nie się nie podjął. Ryzyko zastosowania takiego pomysłu w kontekście realizacji założonych planów ekonomicznych wymagało rozwiązania pozwalającego na realizację zadań wydobywczych w przypadku, gdyby technika przemiennikowa nie sprawdziła się. Stworzono układ, który pozwala na pracę kompleksu w dwóch trybach zasilania. Klasycznym z udziałem wyłączników stycznikowych lub w trybie przemiennikowym. Model układu zasilania kompleksu wydobywczego Bogdanka 2 jest następujący (tabela 12.1):

Tabela 12.1 Model układu zasilania kompleksu wydobywczego Bogdanka 2

Strug wyposażony w dwa silniki dwubiegowe o mocy 265/800 kW zasilany jest napięciem 3,3 kV z dwóch wyłączników stycznikowych typu EH-d03-W/3,3/I/02...	Strug wyposażony w dwa silniki dwubiegowe o mocy 265/800 kW (podłączone na biegu szybkim) zasilany jest napięciem 3,3 kV z dwóch kompaktowych stacji przemienników typu CGM-VFD/A+W
Przenośnik Zgrzeblowy Ścianowy PZS wyposażony w dwa silniki jednobiegowe o mocy 800kW zasilany jest napięciem 3,3 kV z dwóch wyłączników stycznikowych typu EH-d03-W/3,3/I/03...	Przenośnik Zgrzeblowy Ścianowy PZS wyposażony w dwa silniki jednobiegowe zasilany jest napięciem 3,3 kV z dwóch kompaktowych stacji przemienników typu CGM-VFD/A+W
Przenośnik Zgrzeblowy Podścianowy PZP wyposażony w jeden silnik jednobiegowy o mocy 400kW zasilany jest napięciem 3,3 kV z wyłącznika stycznikowego typu EH-d03-W/3,3/I/03...	
Kruszarka na przenośniku zgrzeblowym podścianowym PZP wyposażona w jeden silnik jednobiegowy o mocy 315 kW zasilana jest napięciem 3,3 kV z wyłącznika stycznikowego typu EH-d03-W/3,3/I/03...	

W stosunku do instalacji Bogdanka 1, oprócz wprowadzenia przemienników do zasilania struga i przenośnika ścianowego, zmianie podlegała moc silników strugowych z 210/630 kW do 265/800 kW. Zmiano także producenta silników struga. Wszystkie silniki na napięcie 3,3 kV w instalacji Bogdanka 2 są produkcji firmy Damel SA.

Znane z instalacji Bogdanka 1 pompy chłodzenia napędów, pompy zraszania w ścianie oraz dodatkowo w Bogdanka 2 pompy ciśnieniowe dla sprzęgieł CST podobnie jak inne urządzenia pomocnicze zasilane są z wyłączników i zestawów manewrowych produkcji firmy KOPEX Electric Systems zabudowanych na zestawie aparaturowym Aparatura zasilająca i sterownicza, łącznie ze dołowym stanowiskiem strugowego, podwieszona jest na chodnikach po obu stronach ściany na zestawach do podwieszania aparatury typu Anakonda produkcji firmy Sigma SA. Z racji rozbudowanego wyposażenia instalacji Bogdanka 2 długość zestawu aparaturowego po stronie zasilania, łącznie z zapasami linii zasilającej w postaci girland wyniosła blisko 400 metrów.

Stosowany w rozwiązaniu Bogdanka 1 układ automatyzacji przenośników taśmowych EH-APD1 został zastąpiony lepiej dopasowanym do potrzeb kompleksu „Iskrobezpiecznym Systemem Łączności Głośnomówiącej, Sygnalizacji i Blokady typu UGS-10” produkcji firmy Elektrometal SA w wersji S dedykowanej do ścian niskich.

12.2.2 Aparatura zasilająco-sterująca

Stacje transformatorowe stare i nowe

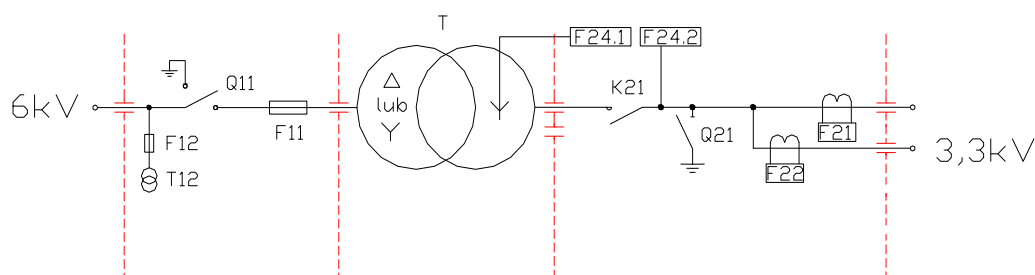
Zaproponowane przez KOPEX Electric Systems do zasilania kompleksów strugowych stacje transformatorowe spełniają wysokie wymagania technologiczne, gwarantują przy tym niezawodność ruchową i zdecydowanie poprawiając komfort oraz bezpieczeństwo pracy służb technicznych kopalń. U układach zasilania kompleksów strugowych znalazły zastosowanie stacje transformatorowe w obudowie d31 o mocy 2600 kVA i przekładni 6/3,3 kV [4].

Komorę górnego napięcia (GN) stacji transformatorowych w obudowie d31 wyposażono w zabezpieczenia transformatora mocy i małowabarytowy łącznik z izolacją z SF₆ 400 A co zdecydowanie poprawiło możliwość skutecznego zabezpieczenia sieci zasilającej. Komora GN jest wyposażona w uziemnik szybki wprowadzony jako bezwzględny standard do całej palety stacji transformatorowych. Komora ta – stanowiąca jednoczłonowe pole rozdzielcze średniego napięcia – decyduje o możliwości zasilania i poprawnej pracy całej stacji.

W komorach dolnego napięcia (DN) stacji zastosowano innowacyjne rozwiązania, umożliwiające przeniesienie całej mocy stacji transformatorowej z kompletnie zabezpieczonych odpyłów na wspólne przyłącze aparatury manewrowej – praca równoległa dwóch, trzech lub czterech kabli i/lub przewodów oponowych na odpyłach [4].

Zastosowane zabezpieczenia elektroenergetyczne oraz przyjęty system sterowania i współpracy z blokadami technologicznymi, z wykorzystaniem obwodów iskrobezpiecznych pozwala na zasilanie odbiorników zainstalowanych w pomieszczeniach zagrożonych wybuchem. Stacje transformatorowe wyposażono w iskrobezpieczny układ zdalnego wyłączenia łącznika głównego po stronie GN. Wszystkie stacje są wyposażone także w uziemnik szybki po stronie dolnego napięcia zapewniając szczególnie wysoki poziom bezpieczeństwa pracy obsługi [3].

Na rys. 12.1 przedstawiono przykładowy schemat ideowy stacji transformatorowych o przekładni 6/3,3 kV typu EH-d31-2600/6,0/3,3/02.01.



Q11 - rozłącznik izolacyjny

F11 - wkładki topikowe wybijałkowe

F12 - wkładka bezpiecznikowa

T12 - transformator potrzeb własnych

T - transformator suchy

F24.1 - zabezp. uptywowe centralne

F24.2 - zabezp. uptywowe blokujące

Q21 - uziemnik szybki

F21, F22, F23, F24 - przekaźnik nadmiarowoprądowy

K21 - łącznik strony DN

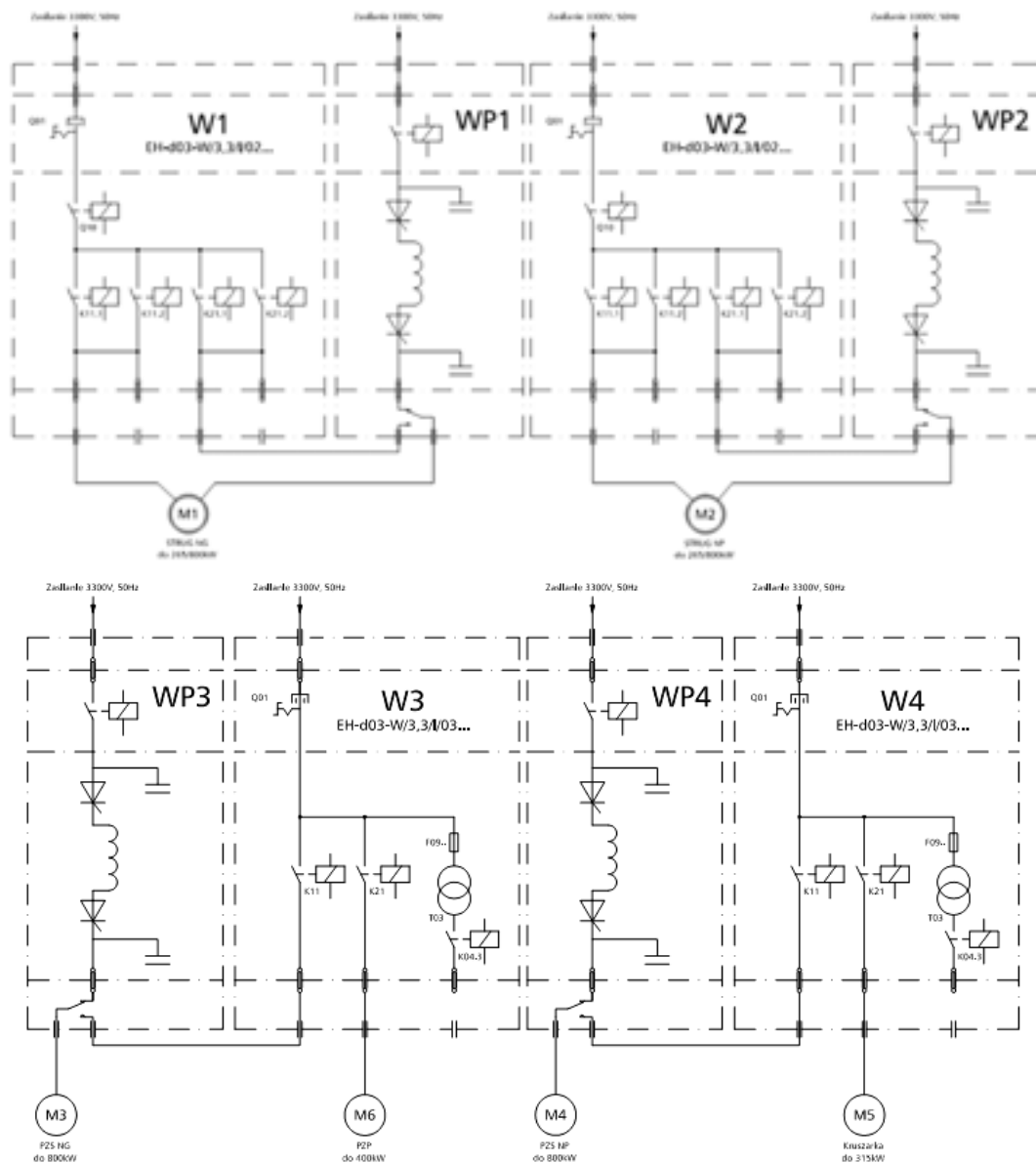
Rys. 12.1 Schemat ideowy stacji transformatorowej typu EH-d31-2600/6,0/3,3/02.01

Różnica pomiędzy stacjami transformatorowymi w obu kompleksach polega na

zastosowaniu nowych zabezpieczeń ziemnozwarciowych, w szczególności przystosowanych do pracy z falownikami, jak i rozbudowany systemu diagnostyczny.

Wyłączniki stycznikowe stare i nowe

Przykładem szczególnym konstrukcji do zastosowania w wysokowydajnych kompleksach strugowych są wdrożone ognioszczelne wyłączniki stycznikowe czteroodpływowe.



Rys. 12.2 Schemat ideowy zasilania napięciem 3,3kV wraz z czteroodpływowymi wyłącznikami stycznikowymi typu EH-d03-W/3,3/I/01.xx. oraz wyłączników stycznikowych do rewersyjnego zasilania silników głównych struga typu EH-d03-W/3,3/I/02.xx

Ognioszczelny wyłącznik stycznikowy typu EH-d03-W/3,3/I/01.xx, oraz typu EH-d03-W/3,3/I/02.xx [1] to aparaty, które wprowadziły zupełnie nową jakość w proponowanej

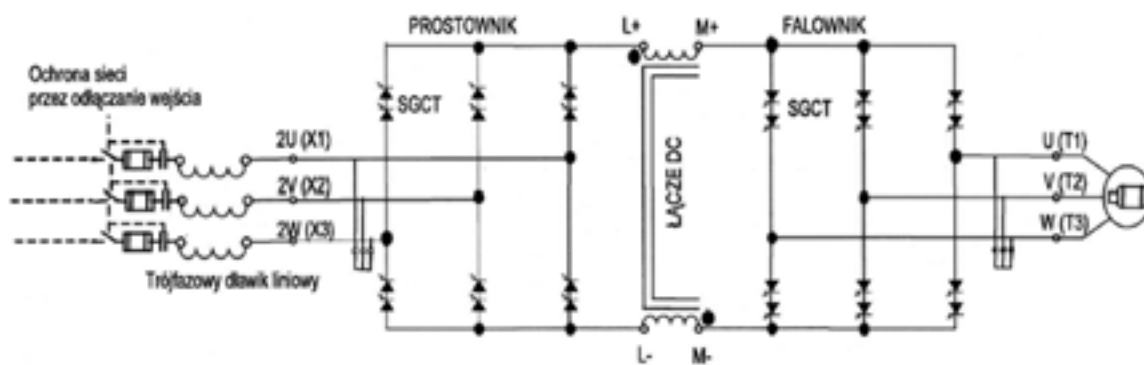
wcześniej gamie aparatury manewrowej na napięcie 3,3 kV. Zastosowano w nich przełączniki rozłącznikowe z uziemnikami szybkimi uziemiającymi przewody na przyłączy zasilającym, dodatkowo wyłączniki zabezpieczeniowe umożliwiające zabudowę aparatury w każdych warunkach zwarciovych sieci zasilającej na dole kopalni. Aparatura jest wyposażona w system blokad mechaniczno-elektrycznych, który także wpływa na zdecydowaną poprawę bezpieczeństwa pracy służb technicznych zakładów górniczych [2].

Zastosowane w aparaturze na każdym odpływie uziemniki szybkie wyznaczają nowe standardy bezpieczeństwa dla zintegrowanych kompleksów wydobywczych zasilanych napięciem 3,3 kV. Rys 12.2. przedstawia schemat ideowy układu zasilania kompleksu w LW Bogdanka SA.

Różnica pomiędzy wyłącznikami na napięcie 3,3 kV będącymi w wyposażeniu obu kompleksów polega na zastosowaniu nowego rozbudowanego systemu diagnostycznego.

Kompaktowa stacja przemiennika częstotliwości – nowe podejście

Producentem kompaktowej stacji przemiennikowej częstotliwości typu CGM-VFD jest Caterpillar Global Mining Europe GmbH. Kompaktowa stacja przemiennika częstotliwości CGM-VFD zrealizowana jest w oparciu o nowoczesne rozwiązania techniczne stosowane już w przemyśle przez firmę Rockwell Automation. Zastosowany w rozwiązaniu PowerFlex 7000 to prądowy przemiennik częstotliwości, w którym sterowanie prędkością maszyny oparte jest o sterowanie momentem obrotowym silnika. Prędkość silnika jest szacowana lub mierzona, a moment obrotowy jest regulowany w taki sposób, by uzyskać prędkość równą prędkości zadanej. Silnik i obciążenie wymuszają częstotliwość stojana, a przemiennik synchronizuje się do silnika. Jest to sposób na sterowanie, który odróżnia przemiennik PowerFlex 7000 od przemiennika ze sterowaniem V/Hz, w którym przemiennik wymusza częstotliwość stojana bez synchronizacji z silnikiem [6].



Rys. 12.3 Schemat ideowy przemiennika PowerFlex 7000 [14]

Nowatorski napęd PowerFlex 7000 łączy trzy innowacyjne rozwiązania (rys. 12.3):

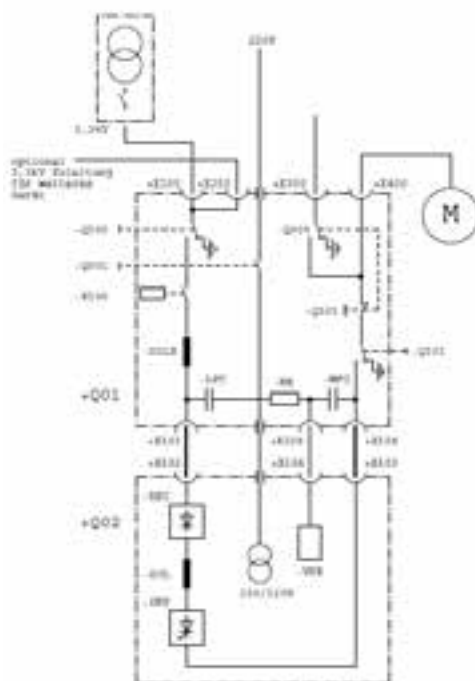
- mechanizm Direct-to-Drive bezpośrednio łączy źródło zasilania z napędem średniego napięcia bez konieczności stosowania transformatora izolacyjnego,
- tyrystory SGCT (Symmetrical Gate Commutated Thyristor) w falowniku i prostowniku umożliwiają uzyskanie znakomitych wzorców przełączania opartego na modulacji szerokości impulsu, co pozwala znacznie ograniczyć harmoniczne prądu zasilania,

zminimalizować wymagania w zakresie układu zabezpieczającego tyrystor i ograniczyć straty związane z przełączaniem,

- prostownik AFE spełnia wymagania normy IEEE 519-1992 i standardowych wytycznych obowiązujących w przypadku harmonicznych, zapewnia współczynnik mocy bliski 1, a także optymalizuje osiągi napędu.

Dobry dla LW Bogdanka przemiennik PowerFlex 7000 został zabudowany w osłonach ognioszczelnych typu HR-dG5 produkcji firmy Hansen Bergbautechnik GmbH. Jest to pierwsza na świecie instalacja przemiennika częstotliwości średniego napięcia wykonana pod ziemią w warunkach zagrożenia wybuchem metanu i pyłu węglowego. Kompaktowa stacja przemienników częstotliwości (rys. 12.4), składa się z dwóch funkcjonalnie różnych podzespołów: stacji typu CGM-VFD/A800-3,3 oraz stacji typu CGM-VFD/W800-3,3.

Stacje te stanowią jedną jednostkę przewidzianą do wspólnej eksploatacji.



Rys. 12.4 Schemat kompaktowej stacji przemiennika częstotliwości [7]

Stacja typu CGM-VFD/A800-3,3 chłodzona jest powietrzem, wymiana ciepła odbywa się przez powierzchnie obudowy ognioszczelnej. Wewnątrz obudowy zabudowano zintegrowane obwody elektryczne i elektroniczne, takie jak: dławik układu wejściowego, kondensatory wejściowy i wyjściowy, stycznik główny, odłączniki wejściowy i wyjściowy z opcjonalnym uziemnikiem. Sekcja niskonapięciowa zawiera między innymi układ sterowania Rockwell SPS, zabezpieczenia elektryczne obwodów zewnętrznych i wewnętrznych wraz z układami kontroli, styczniki i transformatory pomocnicze.

Stacja typu CGM-VFD/W800-3,3 chłodzona jest cieczą. Wewnątrz obudowy zabudowano zintegrowane obwody elektryczne i elektroniczne między innymi takie jak: prostownik, dławik układu pośredniego, falownik. Sekcja niskonapięciowa zawiera między innymi układ sterowania Rockwell SPS oraz urządzenie pomiarowe przewodności czynnej medium chłodniczego.

Budowa stacji przemiennikowej pozwala na realizację opcji „Bypass” pozwalającej na bezpośrednie zasilenie silników z pominięciem stacji (tabela 12.2).

Tabela 12.2 Dane techniczne kompaktowej stacji przemiennikowej [7]

		CGM-VFD/A800-3,3	CGM-VFD/W800-3,3
Oznaczenie budowy przeciwwybuchowej		I M2 Ex d [op is] I Mb	
Moc znamionowa	[kW]	800	
Napięcie znamionowe zasilania	[V]	3300	
Prąd znamionowy zasilania	[A]	200	
Częstotliwość znamionowa zasilania	[Hz]	50	
Napięcie znamionowe odbioru	[V]	do 3300	
Prąd znamionowy odbioru	[A]	do 200	
Częstotliwość znamionowa odbioru	[Hz]	75	
Napięcie zasilania odbiorów pomocniczych	[V]	230	
Częstotliwość znamionowa napięcia zasilania odbiorów pomocniczych	[Hz]	50	
Sposób chłodzenia	[-]	powietrze	ciecz
Stopień ochrony	[-]	IP54	
Wymiary: długość x szerokość x wysokość	[mm]	3700x1245x1300	
Masa całkowita	[kg]	6700	7800

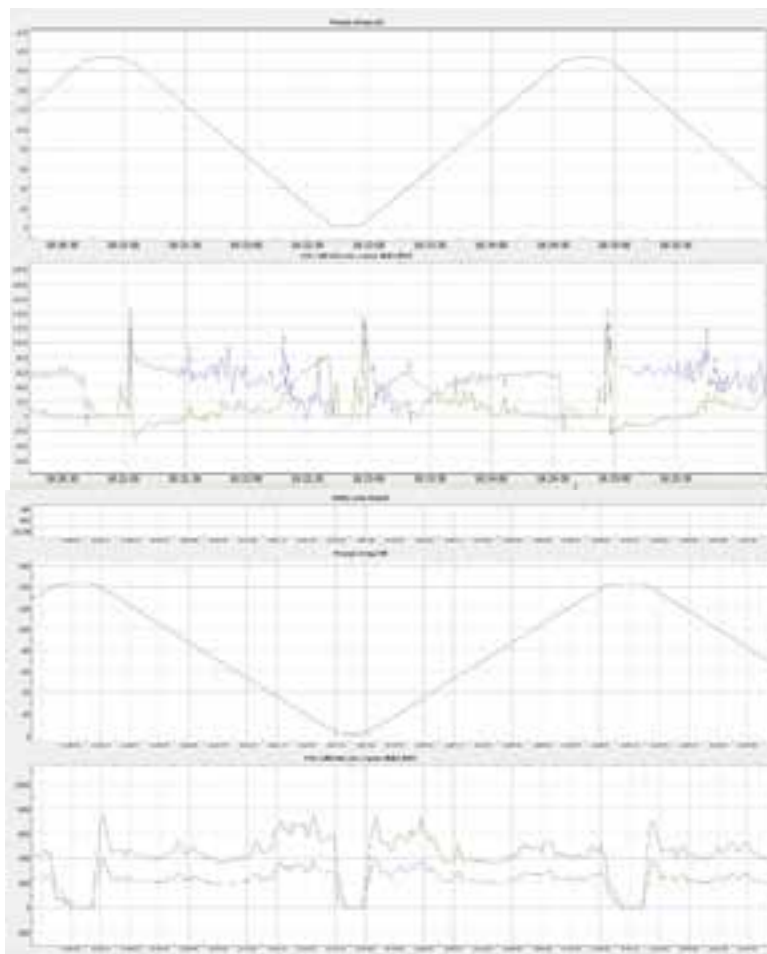
Zastosowanie przemienników do zasilania napędów struga i przenośnika ścianowego pozwoliło wykorzystać zalety jakie niosą ze sobą tego rodzaju napędy, przede wszystkim możliwość regulacji prędkości i zachowanie stałej wartości momentu obrotowego podczas pracy.

System parametryzacji pracy przemienników pozwala określić docelową prędkość i czas osiągnięcia tej prędkości dla czterech trybów pracy: szybkiego ruchu struga (przenośnika), powolnego ruchu struga (przenośnika), automatycznego ruchu struga (przenośnika) i naprawczego ruchu struga (przenośnika). Określenia tych parametrów może dokonać strugowcy po zalogowaniu do programu V_VFD obsługującego przemiennik.

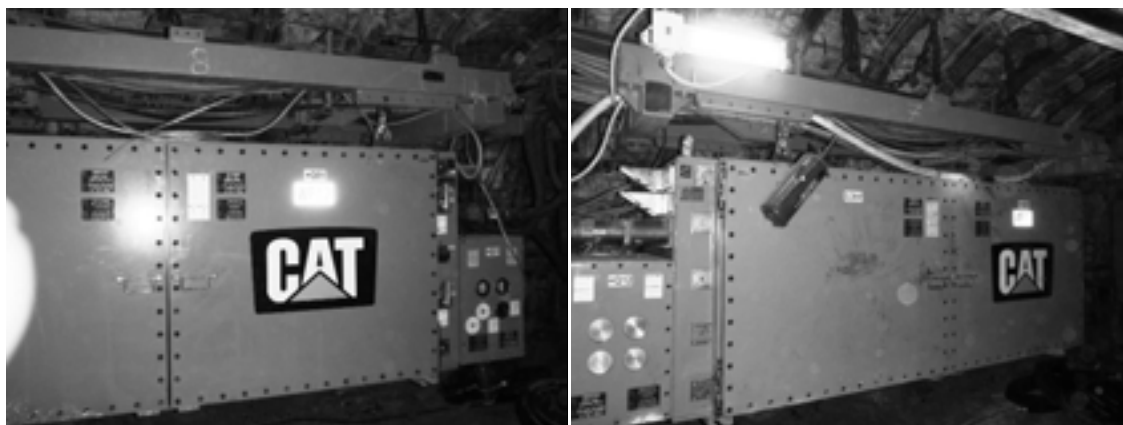
Może on również dokonywać ręcznie, za pomocą przycisku +/- na pulpicie sterowniczym, zmiany prędkości struga podczas pracy w trybie manewrowym.

Istnieje możliwość wyrównywania obciążeń napędów poprzez stworzenie właściwego algorytmu ich współpracy. O skuteczności rozwiązania świadczą wykresy przedstawione na rys. 12.5. W kompleksie z przemiennikami (Bogdanka 2) dla przykładu tryb współpracy napędów jest następujący, jeżeli pierwszy napęd ciągnący pracuje na 50% mocy, drugi napęd pracuje na 25%. Jeżeli pobór mocy pierwszego napędu wzrośnie powyżej 50%, drugi napęd również przejmie odpowiednio część obciążenia.

Właściwe chłodzenie przemienników zapewnia stacja chłodząca z podwójnym obiegiem wody typu HR-WWK-4 produkcji firmy Hansen Bergbautechnik GmbH. Stacja posiada znamionową moc chłodzącą rzędu 160 kW i wyposażona jest w 2 agregaty pompowe. Stacja chłodzenia VFD (rys. 12.6) zawiera rurowy wymiennik ciepła ciec-ciecz, służący do odprowadzenia ciepła. Pierwotny obieg chłodzenia jest zasilany wodą dostarczoną przez kopalnię. System wymaga wody o maksymalnej temperaturze wejściowej 25⁰C i przepływie 190 l/min. W obiegu wtórnym znajduje się dejonizowana mieszanina wody i glikolu etylowego. Przewodność medium chłodniczego powinna być mniejsza lub równa 0,2 μS/cm.



Rys. 12.5 Pobór mocy silników napędów struga w kompleksie Bogdanka 1 (górny) i Bogdanka 2 (dolny)



Rys. 12.6 Kompaktowa stacja przemiennika częstotliwości VFD na zestawie pociągu aparaturowego Anakonda

Sterowanie stacją chłodzącą odbywa się w oparciu o bezobsługowy sterownik programowalny PLC zabudowany w bezpośrednim sąsiedztwie pompy. Czujniki pracujące w systemie chłodzenia są źródłem sygnałów zbieranych przez moduły CIOS i przekazywane do układu za pośrednictwem modułów I/O. Łącze techniczne modułów CIOS zapewnia przełącznik I. S. Switch, który przekazuje dane za pomocą światłowodu do centralnego systemu sterowania. Pompową stację chłodzenia można eksploatować w trzech trybach

(automatyczny, ręczny i tryb wyłączenia). We wszystkich trzech przypadkach odbywa się kontrola stacji chłodzenia oraz następuje zapis wartości pomiarowych ciśnienia, przepływu i temperatury w pierwotnym i wtórnym obiegu chłodzącym.

12.2.3 Systemy kompleksu strugowego

System sterownia EH-WallControl firmy KES SA

Wysokowydajne kompleksy strugowe oparte o systemy sterowania EH-WallControl umożliwiają efektywne prowadzenie procesu wydobywczego z pełnym wsparciem załogi pod ziemią. System EH-WallControl (rys. 12.7), udostępnia systemom wizualizacyjnym pełen obraz stanu maszyn i urządzeń tam pracujących. Rozwój technologii w tym zakresie, obserwowany przy obu kompleksach strugowych, zmierza do dalszego zwiększania diagnozowalności jak i do maksymalizacji stopnia automatyzacji procesu wydobywczego.



Rys. 12.7 Główne synoptyki kompleksów strugowych EH-WallView (po lewej Bogdanka 1 po prawej Bogdanka 2)

Wdrożenie nowego systemu sterowania miało na celu precyzyjniejsze określanie stanu poszczególnych maszyn i urządzeń. Szybka i precyzyjna diagnostyka stanu całego systemu przez strugowego oraz np. dyspozytora energomaszynowego pozwala na szybkie podejmowanie decyzji i reagowanie na określone zdarzenia. Jest to niezwykle istotne biorąc pod uwagę chociażby aspekt taki jak bezpieczeństwo ludzi pracujących w rejonach najbardziej zagrożonych.

Optymalizacja algorytmów poszczególnych procesów oraz sposobu ich realizacji na potrzeby zwiększenia automatyzacji daje aktualnie widoczne korzyści każdego dnia, z czego w pełni korzysta załoga LW Bogdanka. Dodatkowo w systemie sterowania drugiego kompleksu strugowego zostały zastosowane cyfrowe zabezpieczenia wody chłodzącej i zraszającej produkcji firmy Grunewald GmbH. Wykorzystane wskaźniki pokazują aktualne wartości przepływu wody, temperaturę i ciśnienie lokalnie na miejscu pomiaru czyli np. przy silniku. Parametry te przekazywane są do systemu sterowania i wizualizacji. Umożliwiło to znaczące przyspieszenie diagnozowania przyczyn braku chłodzenia jak i pozyskanie cennej wiedzy na temat jakości medium chłodzącego.

Reasumując, system EH-WallControl (rys. 12.8) zapewnia pełną optymalizację prowadzenia procesu wydobywczego przy zachowaniu standardów bezpieczeństwa oraz przyzwyczajień załogi już z pierwszego kompleksu.



Rys. 12.8 Schemat ideowy pojedynczego systemu sterowania EH-WallControl dla kompleksu strugowego

Umożliwia bardziej racjonalne wykorzystanie potencjału specjalistów dzięki szerokiej diagnozowalności instalacji. Zastosowanie EH-WallControl pozwoliło zwiększyć dyspozycyjności systemu strugowego, co przekłada się w tym przypadku bezpośrednio na bardziej efektywne zarządzanie całym ruchem kopalni LW Bogdanka.

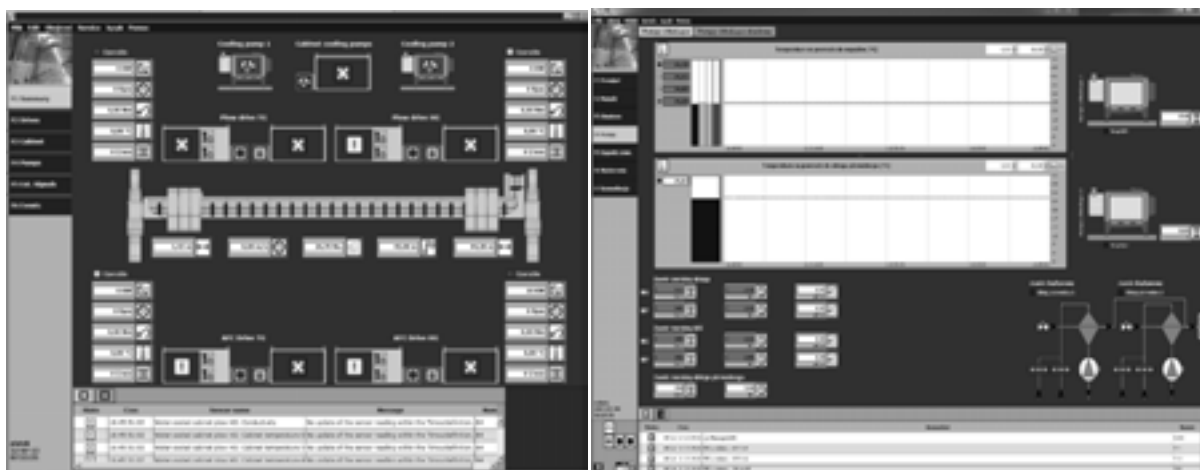
System sterownia i wizualizacji firmy CATERPILLAR

Oba kompleksy ścianowe zostały wyposażone w elementy system PMC oferującego jednostki sterujące odpowiednie do każdej z wielu funkcji kompleksu ścianowego:

- PMC-R – system elektrohydrauliczny,
- PMC-D – sterowniki napędów,
- PMC-V – urządzenie do wizualizacji i konfiguracji lokalnej parametrów układów napędowych,
- PMC-P – koncentrator, który zapewnia interfejs pomiędzy poszczególnymi sterownikami i sprzętem a siecią komputerową lub systemami zewnętrznymi,
- VCU do wizualizacji i sterowania systemami z rodziny PMC, na powierzchni lub za pomocą komputera przeciwwybuchowego znajdującego się pod ziemią.

Zastosowane systemy pozwoliły na utrzymanie najwyższych standardów bezpieczeństwa i dostosowanie jednostek do dedykowanego rozwiązania dla LW Bogdanka.

Do różnych zadań związanych ze obsługą systemów zastosowano odpowiednie programy wizualizacyjne. Pozwalają one odczytywać i konfigurować parametry wraz z wizualizacją danych eksploatacyjnych. Każdy z programów umożliwia rejestrację danych eksploatacyjnych i posiada funkcję odtwarzania i zapisu wizualizacji. Ta ostatnia funkcja jest bardzo istotna podczas analizy zaistniałych podczas eksploatacji zdarzeń i w połączeniu z rejestracją wartości określonych parametrów stanowi potężne narzędzie wspierające doskonalenie procesów produkcyjnych. VShield, VPłow, VDrive to programy wizualizacyjne wykorzystywane w obu instalacjach Bogdanka 1 i Bogdanka 2.



Rys. 12.9 Synoptyki oprogramowania V_VFD

Dodatkowo w instalacji Bogdanka 2 pojawia się program V_VFD (rys. 12.9) do wizualizacji i parametryzacji wybranych wielkości stacji przemiennikowej i pomp chłodzenia. Nowym zagadnieniem, jakie należało rozwiązać dla potrzeb instalacji kompleksu Bogdanka 2 była konieczność precyzyjnego pomiaru prędkości obrotowej silników. Problem ten rozwiązano poprzez zabudowę w silnikach enkoderów przyrostowych. Są to przetworniki obrotowo-impulsowe, których zadaniem jest generowanie impulsów odpowiadających ruchowi obrotowemu silnika. Poprzez konwertery światłowodowe sygnały te konwertowane są na sygnały optyczne i przesyłane światłowodami poprzez rejestratory wartości pomiarowych do sterownika Master Control. Zadaniem tego sterownika jest monitorowanie i przekazywanie niezbędnych do pracy parametrów do czterech przemienników częstotliwości CGM-VFD/W800-3,3 i CGM-VFD/A800-3,3 i przynależnej stacji chłodzenia HR-WWK-4.

Systemy wizualacyjne i wspomagające firmy KES SA

System wizualizacji stacji pomp hydraulicznych EH-PumpView firmy KES SA

Została wykonana również pełna wizualizacja i parametryzacja systemu pomp hydraulicznych wraz z systemem osmozy zasilających kompleks strugowy na LW Bogdanka (rys. 12.10).



Rys. 12.10 Synoptyki wizualacyjne systemy EH-PumpView

System kamer EH-Vision firmy KES SA

Wysokowydajne kompleksy strugowe sterowane ze stanowiska powierzchniowego nie potrafią dobrze funkcjonować bez systemu wizyjnego. Tę funkcjonalność zapewnia w obu kompleksach strugowych zintegrowany system EH-Vision, który jest systemem monitoringu wizyjnego umożliwiającym podgląd aktualnych oraz archiwalnych zapisów z kamer zainstalowanych w na obu kompleksach. System poprzez zwiększenie bezpieczeństwa załogi jak i ułatwienie pracy operatorów w zautomatyzowanych kompleksach strugowych pozwala na zwiększenie wydajności i prowadzenie procesu urabiania przy ograniczonym stanie załogi w szczególności w rejonach najbardziej zagrożonych.

System składa się z komponentów służących kolejno do akwizycji, transmisji, archiwizacji i wyświetlania obrazu z kamer. Kamery umiejscowione w odpowiednich lokalizacjach wyznaczonych przez klienta połączone są z koncentratorem sygnałów video (EH-O/06/06.xx).

Funkcjonalność oprogramowania użytego w systemie jest bardzo bogata:

- prezentacja aktualnego obrazu wybranej kamery bądź wielu kamer jednocześnie poprzez dedykowaną aplikację lub standardową przeglądarkę internetową (rys. 12.11),
- pełna rejestracja pozyskiwanego obrazu,
- wsparcie dla wielu monitorów z możliwością oglądania sygnału z kamer na żywo i przeglądania archiwum jednocześnie,
- kontrola dostępu do systemu z wieloma poziomami uprawnień,
- funkcja „smart guard” analizująca i rozpoznająca określone zdarzenia,
- funkcja „smart search” w celu łatwego wyszukiwania określonych zdarzeń w archiwum,
- aplikacja licznika umożliwiająca zliczanie ilości obiektów itp.,

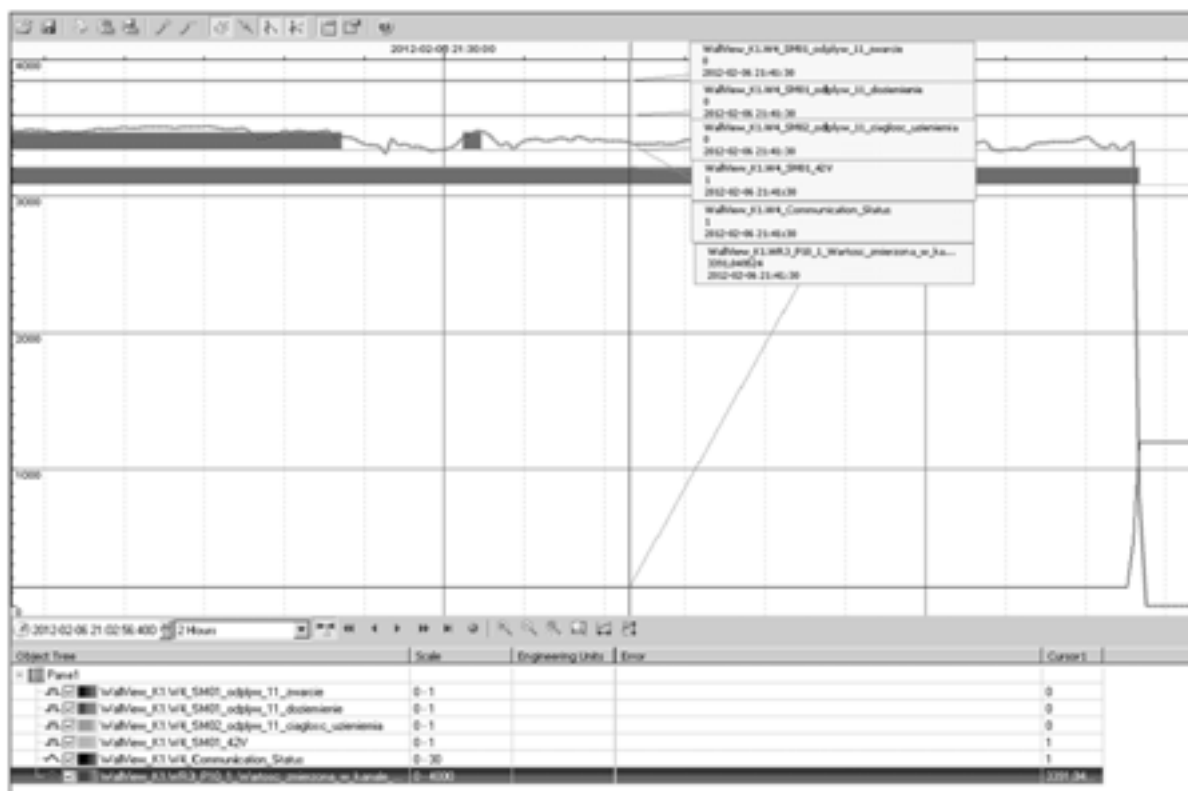


Rys. 12.11 Obraz z kamer zainstalowanych w rejonie napędów przenośnika ścianowego

System Raportów EH-MineReport firmy KES SA

Wysokowydajne kompleksy strugowe oparte o nowoczesne systemy sterowania i wizualizacji umożliwiają pozyskanie wielu cennych informacji na temat pracy urządzeń strugowych jak i samego procesu zarówno dla użytkowników jak i również producentów. Efektywne i w pełni zrozumiałe prowadzenie procesu wydobywczego powinno opierać się na szczegółowej analizie danych opisujących dany proces, gdyż zapewnia to maksymalne wsparcie załogi pracującej pod ziemią.

Rozwój technologii w kompleksach strugowych zmierza do zwiększania diagnozowalności jak i do maksymalizacji stopnia automatyzacji procesu wydobywczego. Precyzyjna diagnostyka stanu całego systemu pozwala na szybkie podejmowanie decyzji i reagowanie na określone zdarzenia jak i przegląd danych historycznych. Jest to niezwykle istotne biorąc pod uwagę chociażby aspekt taki jak bezpieczeństwo ludzi pracujących w rejonach najbardziej zagrożonych. Zdobyte doświadczenia wskazują, że zakres działań w tym obszarze w znacznym stopniu wspiera system EH-MineReport. Zestawienie doświadczeń zdobytych przez wiele lat działalności na rynku górniczym pracowników firmy Kopex Electric Systems oraz wiedzy z pozyskanych już informacji służb LW Bogdanka pozwoliło stworzyć rozwiązanie nie tylko stanowiące podstawową diagnostykę systemów, ale zapewniło predykcję pewnych zdarzeń systemowych.



Rys. 12.12 Przykładowa analiza danych opisujących proces

Istotne cechy systemu EH-MineReport to m.in. (rys. 12.12):

- łatwa możliwość rozszerzania pamięci przekładająca się na praktycznie nieograniczony okres archiwizowania danych, bezpieczny i pewny długoterminowy zapis danych,

- tworzenie zestawień i wykresów graficznych zarówno parametrów analogowych jak i binarnych,
- łatwa możliwość integracji z innymi systemami,
- dostęp do systemu poprzez otwartą strukturę bazy danych,
- automatyzacja powiadamiania i tworzenia raportów: co dany okres czasu, gdy spełniony zostanie ściśle określony warunek,
- automatyczny zapis raportów m.in. do: PDF, HTML, MS Office, OpenOffice itd.,
- możliwość automatycznego wysyłania raportów przez e-mail,
- możliwość przeglądania danych archiwalnych z dowolnego okresu czasu,
- brak potrzeby instalowania specjalnego oprogramowania u operatora systemu
- możliwość łatwego wyszukiwania zdarzeń według czasu bądź typu tych zdarzeń.

System wsparcia technicznego EH-ServiceConnect firmy KES SA

Zastosowany na LW Bogdanka system wsparcia serwisowego EH-ServiceConnect dla obu kompleksów pozwala na bezpieczne połączenie wybranych elementów kopalnianej sieci komputerowej lub technologicznej z centrum doradczo-serwisowym KOPEX Electric Systems lub innymi sieciami typu Ethernet. Połączenie poprzez system EH-ServiceConnect umożliwia zdalne doradztwo serwisowe wraz z prowadzeniem zdalnych prac serwisowych oparte na najwyższych światowych standardach bezpieczeństwa. System został w sukcesem już wielokrotnie zastosowany poza granicami Polski. W skład systemu wchodzi odpowiednio skonfigurowana sprzętowa zaporą wraz z oprogramowaniem do zarządzania, parametryzowania i kontroli co stanowi „serwer lustrzany”.



Rys. 12.13 Schemat ideowy systemu EH-ServiceConnect na LW Bogdanka

Do prawidłowego działania systemu EH-ServiceConnect i wydajnego świadczenia usługi zdalnego doradztwa jak i zdalnego serwisu niezbędne jest udostępnienie przez zakład górniczy dedykowanego łącza internetowego o odpowiedniej gwarantowanej przepustowości. Łącze takowe zostało zapewnione przez LW Bogdankę. Architektura systemu oparta na sprzętowych zabezpieczeniach dostępu do sieci zakładowej gwarantuje bezpieczeństwo

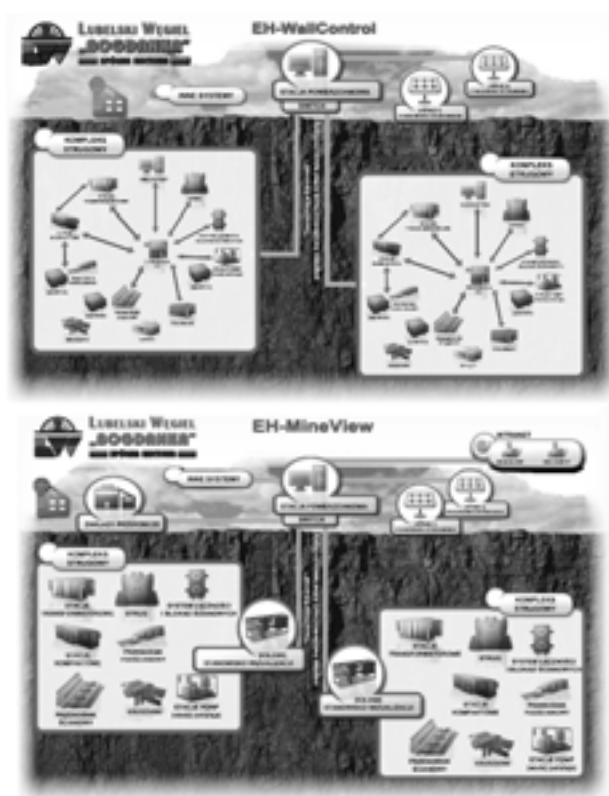
użytkowania oraz wysoką wydajności zestawianych połączeń. Wszystkie połączenia aktywowane, uprawniane i zestawiane są tylko na żądanie odpowiednich służby kopalni zgodnie z procedurą opisaną w Zarządzeniu Kierownika Ruchu Zakładu.

Dodatkowo na LW Bogdanka system EH-ServiceConnect został wykorzystany do bezpiecznego udostępnienia wizualizacji, podglądu wizyjnego jak i rozmów z systemu blokad w ścianie i na odstawie tylko do odczytu z obu kompleksów do sieci ogólnozakładowej wybranym użytkownikom (rys. 12.13).

Integracja systemów strugowych – wartość dodana

Kolejnym etapem po zakończeniu uruchomienia kompleksu strugowego Bogdanka 2 była pełna integracja systemów strugowych. W szczególności umożliwiło to funkcjonalność wykorzystania wewnętrznego wsparcia technicznego załogi w postaci górników, mechaników, hydraulików i elektryków pomiędzy kompleksami. Zintegrowane zostały systemu takie jak:

- systemy wizualizacji i parametryzacji typu EH-WallView z obu kompleksów do systemu EH-MineView,
- systemy monitoringu wizyjnego typu EH-Vision,
- system wsparcia technicznego typu EH-ServiceConnect,
- system archiwizacji i raportów typu EH-MineReport,



Rys. 12.14 Schematy ideowe systemów EH-MineView i EH-WallControl (obejmujące oba kompleksy strugowe) na LW Bogdanka

Integracja systemów pozwoliła również na zsynchronizowanie zegarów czasu rzeczywistego we wszystkich systemach i urządzeniach pracujących w obu kompleksach.

Kolejna bardzo istotną zaletą integracji systemów jak i wykorzystania urządzeń zaprojektowanych w tej samej koncepcji jest możliwość łatwej migracji załóg wydobywczych oraz remontowych pomiędzy kompleksami (rys. 12.14).

WNIOSKI

Innowacyjne rozwiązania wprowadzane do każdego systemu niosą ze sobą ryzyko poprawności i skuteczności zastosowanego działania. Wątpliwości jest tym więcej, gdy mamy do czynienia z układem zależnym od tak wielu zmiennych, jak ma to miejsce w przypadku procesu wydobywczego. Rozwiązania techniczne dotyczące tematu zasilania, sterowania i wizualizacji zastosowane w systemie Bogdanka 1 sprawdziły się, czego dowodem były osiągane wyniki wydobywania. Oto niektóre dane produkcyjne ściany strugowej 1/VI/385 z całego jej wybiegu [5]:

- średni postęp dobowy: 10,4 m
- średnie wydobywanie dobowe brutto: 8,2 tys. t.,
- średnie wydobywanie miesięczne: 195,4 tys. t.,
- rekord wydobywania dobowego: 16,684 tys. t.,

Rekord jaki osiągnął ten kompleks, przebudowany do następnej ściany 7/VII/385 w pokładzie 385, mówi same za siebie – w dniu 16 lutego 2012 wydobywanie dobowe wyniosło 24934 tony przy postępie ściany 27,0 m.

Na pełną ocenę wpływu nowych rozwiązań zastosowanych w Bogdancie 2 i efekty wydobywania trzeba jeszcze poczekać. Dziś widać już, że najistotniejsza zmiana tzn. wprowadzenie układów przemiennikowych do zasilania struga i przenośnika ścianowego daje konkretne efekty.

Należy wymienić tu kilka problemów, które znalazły rozwiązanie dzięki zastosowaniu przemiennikowej techniki napędowej:

- brak ograniczeń w ilości rozruchów,
- minimalny spadek napięcia podczas rozruchu,
- zsynchronizowany rozruch napędów przy pełnym obciążeniu,
- regulowana prędkość obrotowa i nastawialny moment,
- wyrównywanie obciążeń pomiędzy napędami,
- szybka redukcja prędkości i momentu obrotowego w przypadku wystąpienia blokady,
- redukcja niekorzystnego oddziaływania napędów na łańcuch, koła zębate, rynny itp.

Wydaje się, że po pozytywnym wdrożeniu w LW Bogdanka techniki przemiennikowej w ścianach strugowych to rozwiązanie stanie się standardem w wysokowydajnych kompleksach strugowych.

Należy podkreślić również fakt korzyści wynikających z wdrożenia dla potrzeb kompleksu Bogdanka 2, a po integracji dla obu systemów strugowych systemu raportów EH-MineReport:

- optymalizacja procesów technologicznych na podstawie wygenerowanych danych,
- zwiększenie dyspozycyjności systemów kopalnianych,
- szczegółowa wiedza o pracy kompleksów z podziałem na zmiany, dni, tygodnie itd.
- możliwość dowolnej analizy stanu poszczególnych maszyn i innych podzespołów systemu,

- odciążenie służb kopalni przez automatycznie generowana i dostarczana do użytkownika końcowego historia zdarzeń systemowych w postaci raportów.

Nowe techniki napędowe, rozbudowa systemów wspomaganie komputerowego to inowacje systemu Bogdanka 2. Praca tego kompleksu przynosi nowe doświadczenia i uwagi, które zamienione na konkretne idee znajdą zapewne swój ciąg dalszy w planowanym kolejnym kompleksie strugowym Bogdanka 3.

LITERATURA

1. Czechowski A., Lubryka J, Lubryka M.: Opracowanie aplikacyjnego oprogramowania układu sterowania i wizualizacji kombajnu ścianowego (Światowy Kongres Górniczy) Kraków 2008.
2. ELGÓR+HANSEN Sp. z o. o.: Instrukcja Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania wyłącznika z rozrusznikiem tyrystorowym typu EH-d03-WR/3,3/I/01.01.
3. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 roku w sprawie bhp, prowadzenia ruchu zakładu górniczego oraz specjalnych zabezpieczeń przeciwpożarowych podziemnych zakładów górniczych wraz z późniejszymi zmianami (Dz. U. nr 139. poz. 1169 z dnia 02.09.2002 roku wraz z późn.zm.) w zakresie zapewnienia bezpieczeństwa ich użytkowania w warunkach zagrożeń występujących w ruchu zakładów górniczych.
4. Morawiec M., Jędrus T., Macierzyński D.: Bezpieczeństwo eksploatacji sieci średniego napięcia w aspekcie konstrukcji i wyposażenia urządzeń dla podziemnych zakładów górniczych węgla kamiennego (EmTech 2009) Ossa 2009.
5. Lubryka M., Duda F., Berger S., KWK „Jas-Mos”, Lubryka J.: KOPEX Electric Systems SA., Opielka K.: Politechnika Śląska, „Wdrożenie i wykorzystanie nowej generacji systemów sterowania kompleksów wydobywczych EH-WallControl produkcji KOPEX Electric Systems SA. na KWK „Jas-Mos” KOMTECH 2012.
6. Stopa Z.: Doświadczenia LW Bogdanka SA. w zakresie wdrażania technologii strugowej.
7. Rockwell Automation. PowerFlex 7000. Przemiennej częstotliwości na średnie napięcie.

EWOLUCYJNE ROZWIĄZANIA W ZASILANIU I STEROWANIU NA PRZYKŁADZIE DRUGIEGO KOMPLEKSU STRUGOWEGO DLA LW BOGDANKA

Streszczenie: *Artykuł omawia ewolucyjne rozwiązania z sterowania automatyzacji i wizualizacji wysokowydajnych kompleksów strugowych wdrażanych w LW Bogdanka. Z uwagi na istniejące już opracowania dotyczące rozwiązań zastosowanych w kompleksie pierwszej i drugiej ściany strugowej artykule skupiono się na ewolucyjnych rozwiązaniach wdrożonych w instalacji kolejnej, trzeciej już ściany strugowej.*

Słowa kluczowe: *kompleks strugowy, przemienniki, zasilanie, sterowanie, automatyzacja, wizualizacja*

EVOLUTIONARY SOLUTIONS IN SUPPLY AND CONTROL ON THE EXAMPLE OF SECOND PLOUGH SYSTEM FOR LW BOGDANKA

Summary: *The article discusses evolutionary solutions in controlling of automatization and visualisation of high efficient plough systems implemented in LW Bogdanka. Because of already existing elaborations used in complexes of first and second plough walls. The article is focused on evolutionary solutions implemented in the installation of another, third plough wall.*

Key words: *plugh system, converters, supply, control, automatization, visualisation.*

mgr inż. Dariusz MACIERZYŃSKI, mgr inż. Jan LUBRYKA, mgr inż. Karol OPIELKA
Elgór+Hansen SA.
ul Opolska 19, 41-500 Chorzów
tel. +4832 249 94 80

13

ZASILANIE I STEROWANIE KOMPLEKSEM DO POKŁADÓW NISKICH MIKRUS

13.1 WSTĘP

Pomimo zawirowań na rynku paliwowo-energetycznym analizy wskazują, że zapotrzebowanie na węgiel zarówno energetyczny jak i gazowo-koksowy będzie systematycznie rosnąć [1]. W cieniu obecnego kryzysu gospodarczego przy kurczeniu się światowych zasobów ropy naftowej oraz gazu ziemnego wyraźnie widać, że węgiel kamienny jest stosunkowo tanim i pewnym nośnikiem energii, zapewniającym w szczególności bezpieczeństwo energetyczne Polski oraz poprawiającym bezpieczeństwo energetyczne pozostałych krajów Unii Europejskiej. Warunkiem realizacji właściwego wykorzystania zasobów bilansowych jest racjonalna i efektywna eksploatacja posiadanych złóż węgla gdzie około 1 miliarda ton zalega w tak zwanych pokładach niskich (ok. 30%) [8]. Racjonalna tzn. ograniczająca do niezbędnego minimum straty węgla jak chociażby wybieranie niskich pokładów, oraz efektywna tzn. wykorzystująca nowoczesne, bezpieczne, wydajne i ograniczające udział człowieka w procesie wydobywania technologie pozyskiwania [1].

Sterowanie i automatyzacja są najistotniejszymi składnikami wysokowydajnej techniki dla niskich pokładów, których istotną bazą jest także elektrohydrauliczne sterowanie obudową zmechanizowaną [2]. Kierowanie pracą kompleksu Mikrus odbywa się ze stanowiska operatora usytuowanego w chodniku przyścianowym lub na powierzchni zakładu górniczego. Obsługa na stanowisku operatora jest na bieżąco informowana o istotnych danych dotyczących pracy urządzenia oraz może na bieżąco korygować parametry pracy kompleksu [8].

Opracowywane w Elgór+Hansen SA. nowatorskie rozwiązania urządzeń budowy przeciwwybuchowej średniego napięcia służące do zasilania kompleksów wydobywczych potwierdziły w warunkach podziemnych zakładów górniczych swoją przydatność ruchową a zdobywane doświadczenia eksploatacyjne przy jednoczesnym śledzeniu najnowszych opracowań naukowych pozwoliły firmie w stosunkowo krótkim czasie zaoferować rozwiązania zapewniające nie tylko wysoki poziom bezpieczeństwa, ale również oczekiwaną przydatność ruchową dla kompleksów dla niskich pokładów.

Należy podkreślić, że celem innowacji podlega także automatyzacja pracy maszyn za pomocą komputerów oraz łączeniu komputerów w sieci w celu zapewnienia pełnej, kompleksowej wymiany informacji. Stopień zaawansowania, powszechności oraz dostępności sieci komputerowych w górnictwie osiągnął bardzo wysoki poziom, zarówno po stronie procesów technologicznych jak i urządzeń służących do ich automatyzacji. Z tego też

powodu przed producentami, konstruktorami, projektantami, użytkownikami oraz operatorami zostały postawione bardzo wysokie wymagania.

Podstawowe parametry kompleksu zostały przedstawione w tabeli 13.1.

Tabela 13.1 Parametry kompleksu Mikrus

Parametr	Wartość		
Wysokość urabiania	1100 ÷ 1700 mm		
Długość ściany wydobywczej	260 m		
Nachylenie podłużne ściany	35°		
Nachylenie poprzeczne ściany	±20°		
Średnica organu urabiającego	1200 ÷ 1600 mm		
Głębokość urabiania	0,6 m		
Napięcie zasilania	3300 V		
Minimalna wysokość głowicy urabiająco-ładującej nad przenośnikiem	850 mm		
Maksymalna zainstalowana moc	1433kW	silnik głowicy	500 kW
silniki posuwu	2 x 60 kW		
silnik wciągarki	13 kW		
silniki napędu przenośnika	2x200/400 kW		
Siła posuwu (0 ÷ 50 Hz)	2 x 320 kN		
Prędkość posuwu	0 ÷ 27 m/min		

13.2 APARATURA ZASILAJĄCO-STERUJĄCA DO KOMPLEKSU MIKRUS

Zaproponowana technika do wysokowydajnego kompleksu Mikrus wymusiła zastosowanie średniego napięcia do zasilania poszczególnych maszyn kompleksu. Podwyższenie napięcia oprócz zapewnienia niezawodności zasilania tych maszyn daje w szczególności poprawę bezpieczeństwa pracy oraz szereg innych poniżej przedstawionych zalet [7]:

1. umożliwia usytuowanie części elektrycznej aparatury zasilającej a w szczególności przewoźnych ognioszczelnych stacji transformatorowych poza wybiegiem ściany lub w znacznej od niej odległości, dzięki czemu uzyskuje się obniżenie:
 - a) temperatury pracy w wyrobiskach,
 - b) kosztów wydobycia poprzez ograniczenie ilości koniecznych do wykonania przebudów aparatury elektrycznej,
2. eliminuje problemy związane z zastosowaniem wyższych mocy w maszynach kompleksu,
3. podnosi selektywność działania zabezpieczeń elektrycznych,
4. pozwala na zastosowanie mniejszych przekrojów kabli i/lub przewodów oponowych

Firma Elgór+Hansen już w roku 1999 skoncentrowała się na zaprojektowaniu i wdrożeniu aparatury na napięcie 3,3 kV. Pozytywna ocena, zdobyte doświadczenia podczas eksploatacji ognioszczelnych wyłączników stycznikowych, rozruszników tyrystorowych, stacji transformatorowych powodują, że firma cały czas unowocześniania produkowane urządzenia zwracając szczególną uwagę na poprawę bezpieczeństwa obsługi dobór najnowocześniejszych podzespołów wchodzących w skład wysokowydajnych kompleksów ścianowych a także kompleksów do wybierania niskich pokładów na miarę XXI wieku.

13.2.1 Stacje transformatorowe budowy przeciwwybuchowej

Zaproponowane przez Elgór+Hansen SA. do zasilania kompleksu Mikrus stacje

transformatorowe spełniają wysokie wymagania technologiczne, gwarantują niezawodność ruchową oraz zdecydowanie poprawiają komfort oraz bezpieczeństwo pracy służb technicznych kopalń. U układach zasilania kompleksów niskich znalazły zastosowanie stacje transformatorowe w obudowie d31 – tzw. dużej, w której dostępne są stacje z transformatorami o mocy 1750 kVA, 2100 kVA, 2600 kVA i przekładni 6/3,3 kV (rys. 13.1) [8].

Wszystkie wyżej wymienione stacje transformatorowe budowy przeciwybuchowej są to stacje wyposażone w transformatory górnicze suche z rowingową izolacją żywiczną [6]. Poszczególne segmenty stacji połączone ze sobą integrują nie tylko obudowy mechaniczne przy pomocy ognioszczelnych złączy kołnierzowych, ale również zapewniają prawidłową i bezpieczną eksploatację stacji.



Rys. 13.1 Stacja transformatorowa typu EH-d31-/6,0/3,3

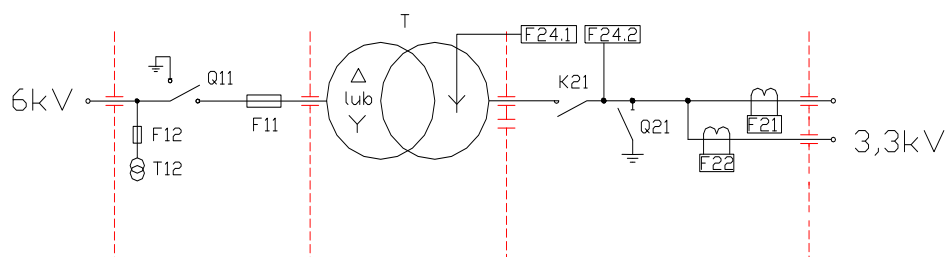
Komorę górnego napięcia (GN) stacji transformatorowych w obudowie d31 wyposażono w zabezpieczenia transformatora mocy i małogabarytowy łącznik z izolacją z SF₆ 400 A co zdecydowanie poprawiło możliwość skutecznego zabezpieczenia sieci zasilającej. Komora GN jest wyposażona w uziemnik szybki wprowadzony jako bezwzględny standard do całej palety stacji transformatorowych. Komora ta – stanowiąca jednoczłonowe pole rozdzielcze średniego napięcia – decyduje o możliwości zasilania i poprawnej pracy całej stacji.

W komorach dolnego napięcia (DN) stacji zastosowano innowacyjne rozwiązania, umożliwiające przeniesienie całej mocy stacji transformatorowej z kompletnie zabezpieczonych odpływów na wspólne przyłącze aparatury manewrowej – praca równoległa dwóch, trzech lub czterech kabli i/lub przewodów oponowych na odpływach [8].

Zastosowane zabezpieczenia elektroenergetyczne oraz przyjęty system sterowania i współpracy z blokadami technologicznymi, z wykorzystaniem obwodów iskrobezpiecznych pozwala na zasilanie odbiorników zainstalowanych w pomieszczeniach zagrożonych wybuchem. Stacje transformatorowe wyposażono w iskrobezpieczny układ zdalnego

wyłączania łącznika głównego po stronie GN. Wszystkie stacje są wyposażone także w uziemnik szybki po stronie dolnego napięcia zapewniając szczególnie wysoki poziom bezpieczeństwa pracy obsługi [6]. Możliwość przemieszczania stacji w podziemiach kopalń zapewnia zestaw kołowy oraz uchwyty transportowe.

Na rysunku 13.2, przedstawiono przykładowy schemat ideowy stacji transformatorowych o przekładni 6/3,3 kV typu EH-d31-2600/6,0/3,3/02.01.



Q11 - rozłącznik izolacyjny	F24.1 - zabezp. uptywowe centralne
F11 - wkładki topikowe wybijakowe	F24.2 - zabezp. uptywowe blokujące
F12 - wkładka bezpiecznikowa	Q21 - uziemnik szybki
T12 - transformator potrzeb własnych	F21, F22, F23, F24 - przekaźnik nadmiarowoprądowy
T - transformator suchy	K21 - łącznik strony DN

Rys. 13.2 Schemat ideowy stacji transformatorowej typu EH-d31-2600/6,0/3,3/02.01

13.2.2 Aparatura manewrowa budowy przeciwybuchowej do sterowania urządzeniami kompleksu Mikrus

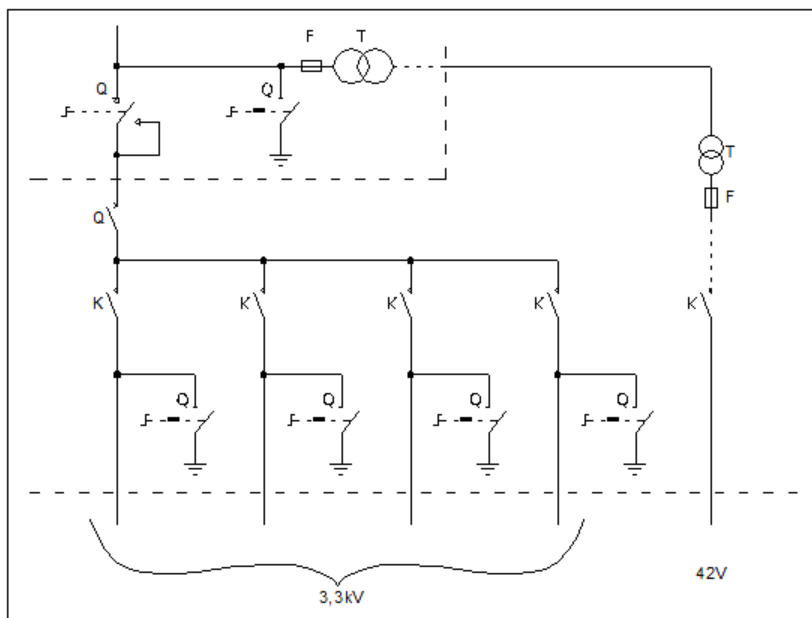
Przykładem szczególnym konstrukcji do zastosowania w wysokowydajnych kompleksie Mikrus są: ognioszczelny wyłącznik stycznikowy czteroodpływowy, wyłącznik z rozrusznikiem tyrystorowym oraz zespół transformatorowy o mocy 160 kVA i przekładniach 3,3 kV/1 kV lub 3,3 kV/0,5 kV [7].



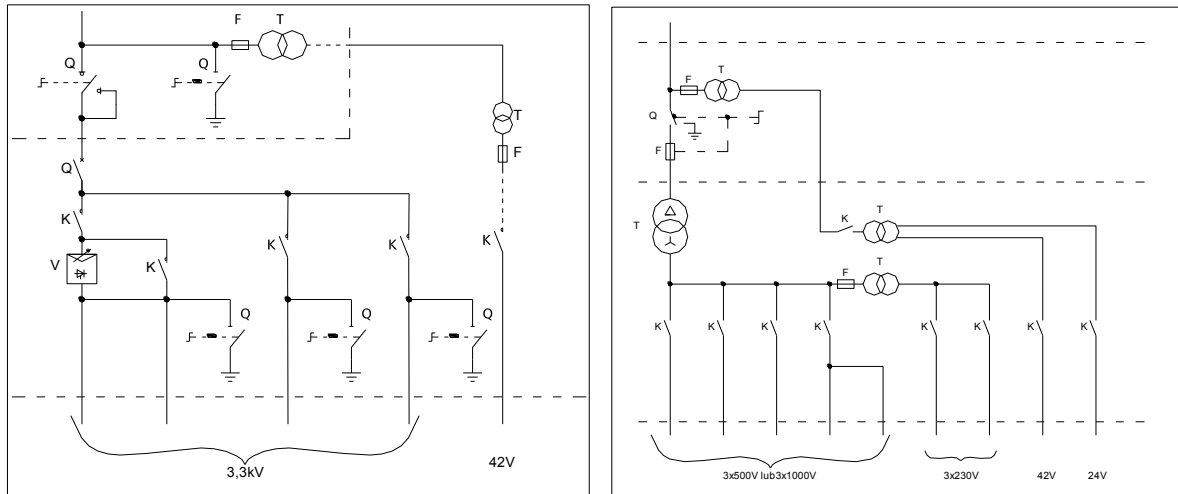
Rys. 13.3 Stacja Kompaktowa EH-d03-W/3,3/I/03.xx

Ognioszczelny wyłącznik stycznikowy typu EH-d03-W/3,3/I/03.xx (rys. 13.3), jak również wyłącznik z rozrusznikiem tyrystorowym typu EH-d03-WR/3,3/I/01.xx [4] to aparaty, które wprowadzają zupełnie nową jakość w proponowanej wcześniej gamie aparatury manewrowej na napięciu 3,3 kV. Zastosowano w nich przełączniki rozłącznikowe z uziemnikami szybkimi uziemiającymi przewody na przyłączy zasilającym, dodatkowo

wyłączniki zabezpieczeniowe umożliwiające zabudowę aparatury w każdych warunkach zwarciovych sieci zasilającej na dole kopalni. Aparatura jest wyposażona w system blokad mechaniczno-elektrycznych, który także wpływa na zdecydowaną poprawę bezpieczeństwa pracy służb technicznych zakładów górniczych [5].



Rys. 13.4 Schemat ideowy czteroodpływowego wyłącznika stycznikowego typu EH-d03



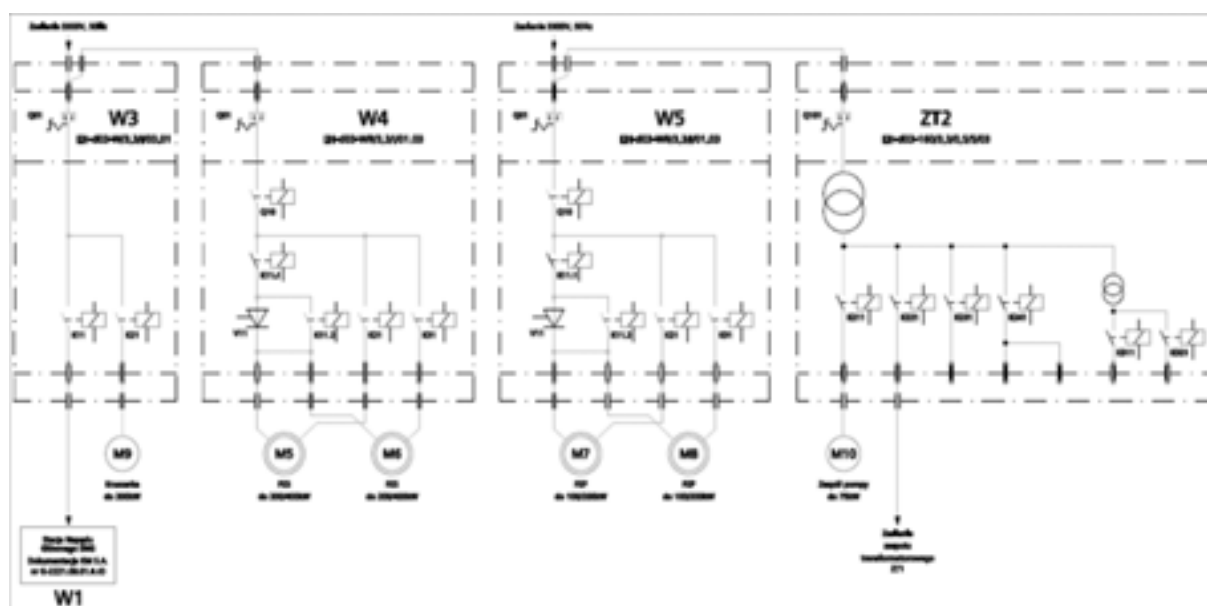
Rys. 13.5 Schemat ideowy wyłącznika stycznikowego z rozrusznikiem typu EH-d03- WR/3,3/I/xx.xx oraz schemat ideowy zespołu transformatorowego typu EH-d03-160/3,3/0,5(lub1,0)/0,2/4/01

W aparaturze tej zastosowano również uziemniki szybkie na każdym odpływie, które wyznaczają nowe standardy bezpieczeństwa. Uzupełnieniem zintegrowanych kompleksów wydobywczych zasilanych napięciem 3,3 kV eliminującym konieczność prowadzenia w rejon kompleksu innych poza 3,3 kV napięć roboczych jest skonstruowany w roku 2006 ognioszczelny zespół transformatorowy typu EH-d03-160/3,3/0,5(lub1,0)/0,2/4/01 o mocy 160 kVA, przekładni 3,3 kV/525 kV lub 3,3 kV/1050 V wyposażony oprócz czterech

trójfazowych odpyływów na napięcie 500 V lub 1000 V w dwa kompletnie zabezpieczone odpyły na napięcie 230 V o mocy 5 kVA, jeden kompletnie zabezpieczony odpyływ na napięcie 42 V o mocy 500 VA oraz jeden kompletnie zabezpieczony odpyływ na napięcie 24 V o mocy 500 VA. Zespół, podobnie jak wyłączniki 3,3 kV nowej generacji, jest wyposażony od strony zasilania w rozłącznik i uziemnik szybki.

Na rys. 13.4 oraz 13.5, przedstawiono schematy ideowe generacji łączników manewrowych na napięcie 3,3 kV oraz schemat ideowy zespołu transformatorowego i wyłącznika z rozrusznikiem tyrystorowym.

Na rys. 13.6 zaprezentowano schemat ideowy układu zasilania maszyn kompleksu Mikrus w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, Ruch „Jas Mos”.



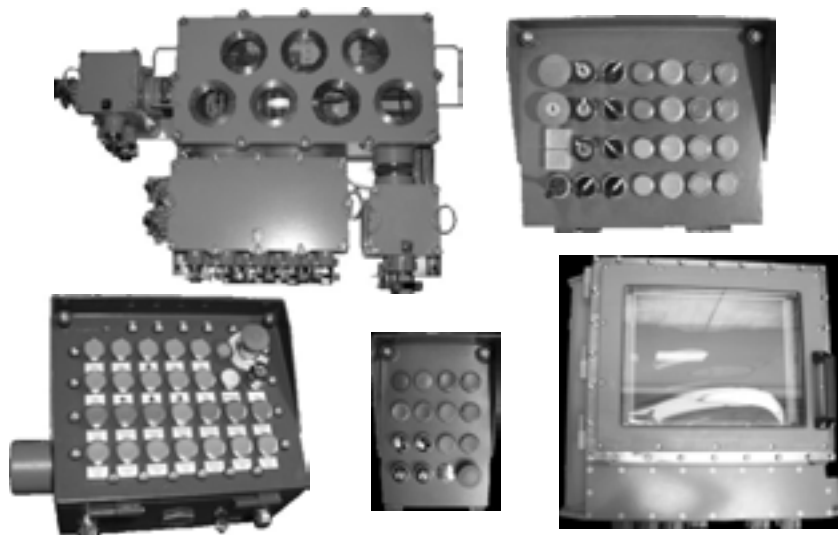
Rys. 13.6 Schemat ideowy zasilania wysokowydajnego kompleksu ścianowego w KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie”, Ruch „Jas-Mos”

13.3 SYSTEMY KOMPLEKSU mikrus

13.3.1 System sterowania EH-WallControl

Kompleks mikrus oparty o system sterowania EH-WallControl umożliwia efektywne prowadzenie procesu wydobywczego z pełnym wsparciem załogi pod ziemią. System EH-WallControl udostępnia systemom wizualizacyjnym pełen obraz stanu maszyn i urządzeń tam pracujących (rys. 13.7). Rozwój technologii w tym zakresie zmierza do dalszego zwiększania diagnozowalności jak i do maksymalizacji stopnia automatyzacji procesu wydobywczego.

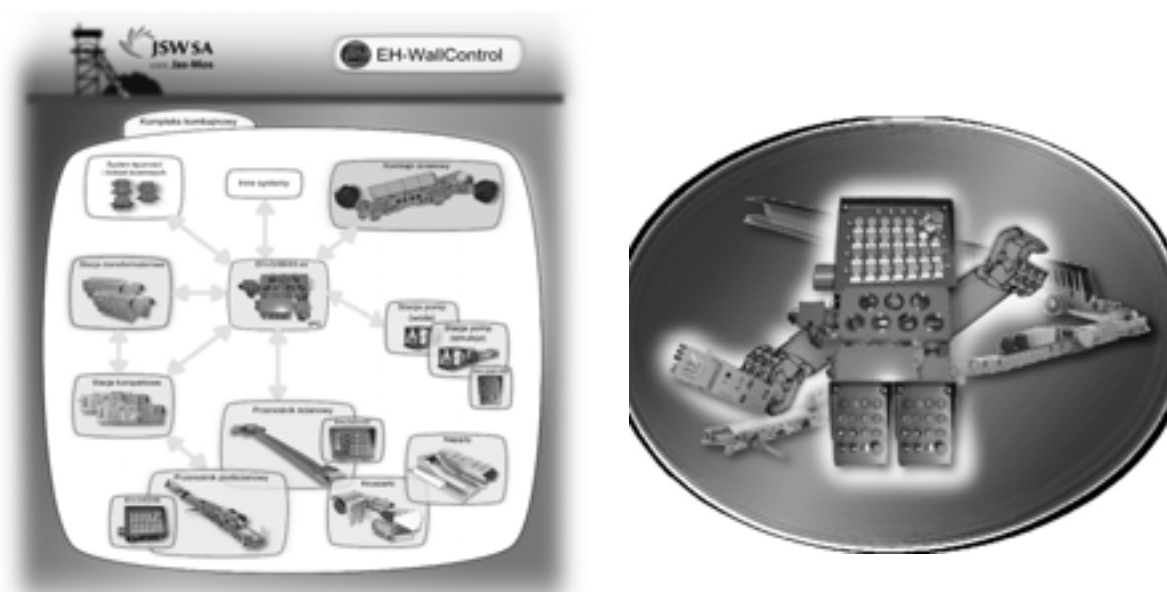
Wdrożenie nowego systemu sterowania miało na celu precyzyjniejsze określanie stanu poszczególnych maszyn i urządzeń. Szybka i precyzyjna diagnostyka stanu całego systemu przez operatora oraz np. dyspozytora energomaszynowego pozwala na szybkie podejmowanie decyzji i reagowanie na określone zdarzenia. Jest to niezwykle istotne biorąc pod uwagę chociażby aspekt taki jak bezpieczeństwo ludzi pracujących w rejonach najbardziej zagrożonych.



Rys. 13.7 Niektóre podzespoły systemu EH-WallControl wykorzystane w kompleksie mikrus

Założenia i cele systemu sterowania EH-WallControl dla kompleksu mikrus:

- Wprowadzenie w jak najszerszym zakresie automatyzacji procesu wydobywania;
- Oddalenie ludzi ze strefy zagrożeń naturalnych;
- Skalowalność opracowanego rozwiązania;
- Wykorzystanie ogólnodostępnych standardów przemysłowych dedykowanych systemom sterowania;
- Możliwość diagnostyki systemu na różnych płaszczyznach, z wielu lokalizacji;
- Jednolita, głęboko zintegrowana architektura z aparaturą elektryczną;
- Zwiększenie wydajności kompleksów wydobywczych poprzez wydłużanie czasu pracy urządzeń;
- Obniżanie kosztów eksploatacji i obsługi technicznej.



Rys. 13.8 Schemat blokowy systemu EH-WallControl kompleksu mikrus

Przestrzenne rozmieszczenie poszczególnych elementów całego systemu sugeruje konstrukcję rozproszoną układu sterowania, wykorzystującą jako media transmisyjne przemysłowe sieci lokalne (rys. 13.8).

System z założenia analizuje wiele zależności, przewidziana została jak największa liczba przypadków, sytuacji i stanów zarówno samej maszyny, jak i bardzo trudnego otaczającego ją środowiska [3].

Operator ze względów bezpieczeństwa ma możliwość uruchomienia w trybie awaryjnym poszczególnych urządzeń nawet w przypadku zagrożenia awarią. Stan taki jest odrębnie i wyraźnie zarejestrowany.

13.3.2 System sterowania EH-WallView

Poprzez zastosowanie systemu wizualizacji EH-WallView w kompleksie mikrus uzyskano (rys. 13.9):

- możliwość pełnego podglądu systemu sterowania kompleksem wydobywczym EH-WallControl opartego o sterowniki PLC wraz z pełną ich parametryzacją,
- pełen podgląd diagnostyczny stanu systemu jak i urządzeń przedstawiony w przejrzysty sposób obsłudze zarówno elektrycznej i górniczej pod ziemią,
- możliwość konfiguracji sygnałów wejść/wyjść sterowników PLC systemu EH-WallControl,
- łatwą parametryzację systemu jak i zabezpieczeń z jednego miejsca,
- łatwą możliwość diagnozowania stacji transformatorowych zwykle oddalonych od kompleksu wydobywczego,
- podglądu zdarzeń zaistniałych w systemie sterowania jak i zdarzeń diagnostycznych maszyn jak i urządzeń,
- natychmiastową informację o powodzie zatrzymania procesu wydobywczego, czyli bardzo krótki czas szukania przyczyny problemu, przekłada się to na krótsze czasy postoju maszyn, czyli lepszą/większą wydajność, a co za tym idzie i większa efektywność,
- pełny nadzór nad prawidłową eksploatacją urządzeń jak również zwiększenie rzetelności wykonywanej pracy elektrometrów utrzymujących urządzenia w sprawności.

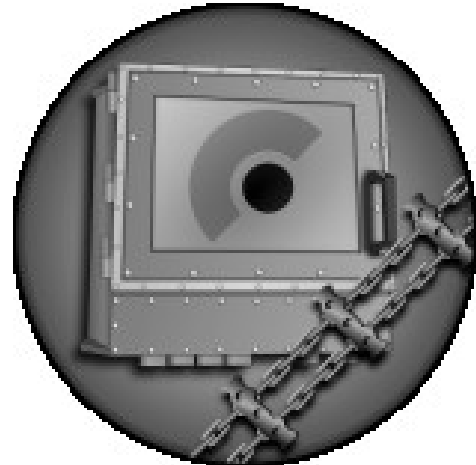
Stanowisko operatora to specjalna kabina umieszczona w chodniku podścianowym i przesuwana wraz z postępem ściany. Na stanowisku operatora wizualizowane są na ognioszczelnym monitorze wszystkie dane o pracy urządzeń kompleksu ścianowego, dostępne w poszczególnych menu wywoływanych na polecenie operatora.

W cyklu pracy automatycznej operator steruje tylko prędkością posuwu głowicy urabiająco-ładującej, natomiast pracą pozostałych urządzeń (przenośników, sekcji obudowy, pomp itp.) sterował będzie układ nadrzędny automatyki kompleksu ścianowego. Operator w dowolnym momencie ma możliwość przejścia na pracę ręczną i zmianę parametrów pracy urządzeń (np. ustawienia siłowników korekcyjnych obudowy lub zmianę uzależnienia prędkości przenośnika ścianowego od prędkości posuwu kombajnu).

Operator może w dowolnym momencie wyłączyć oraz zablokować możliwość załączenia dowolnego urządzenia (lub też wszystkich urządzeń kompleksu) na zasadzie wyłącznika bezpieczeństwa.

Stanowisko operatora wyposażone jest w układy umożliwiające obsługę wyłącznie

przez uprawnione osoby oraz w układy tzw. „martwej ręki” wyłączające urządzenia kompleksu w przypadku np. zasłabnięcia operatora. Stanowisko operatora wyposażone jest w środki łączności głośnomówiącej oraz bezpośrednie połączenie z dyspozytorem kopalni.



Rys. 13.9 Schemat blokowy systemu EH-WallView kompleksu mikrus

13.3.3 System kamer EH-Vision zastosowany w kompleksie mikrus

Kompleks do niskich pokładów mikrus sterowany ze stanowiska operatora znacznie lepiej funkcjonuje z wykorzystaniem systemu wizyjnego.

System EH-Vision, który jest systemem monitoringu wizyjnego umożliwiającym podgląd aktualnych oraz archiwalnych zapisów z kamer zainstalowanych w różnych miejscach kompleksu. System poprzez zwiększenie bezpieczeństwa załogi jak i ułatwienie pracy operatorów w kompleksach do niskich pokładów pozwala na zwiększenie wydajności i prowadzenie procesu urabiania przy ograniczonym stanie załogi w szczególności w rejonach najbardziej zagrożonych.

System składa się z komponentów służących kolejno do akwizycji, transmisji, archiwizacji i wyświetlania obrazu z kamer. Kamery umiejscowione w odpowiednich lokalizacjach wyznaczonych przez klienta połączone są z koncentratorem sygnałów video (EH-O/06/06.xx).

Funkcjonalność oprogramowania użytego w systemie jest bardzo bogata:

- prezentacja aktualnego obrazu wybranej kamery bądź wielu kamer jednocześnie poprzez dedykowaną aplikację lub standardową przeglądarkę internetową,
- pełna rejestracja pozyskiwanego obrazu,
- wsparcie dla wielu monitorów z możliwością oglądania sygnału z kamer na żywo i przeglądania archiwum jednocześnie,
- kontrola dostępu do systemu z wieloma poziomami uprawnień,
- funkcja „smart guard” analizująca i rozpoznająca określone zdarzenia,
- funkcja „smart search” w celu łatwego wyszukiwania określonych zdarzeń w archiwum,

- aplikacja licznika umożliwiająca zliczanie ilości obiektów itp.,

W kompleksie mikrus kamery zostały rozlokowane:

- w rejonie napędu pomocniczego, kamera skierowana jest w kierunku ściany aby dało się obserwować pracę GUŁa podczas dojeżdżania i docinania napędu pomocniczego,
- w rejonie napędu głównego, kamera skierowana jest w kierunku ściany aby dało się obserwować pracę GUŁa podczas dojeżdżania i docinania napędu głównego,
- w rejonie napędu PZP, kamera skierowana jest w kierunku przesypu z PZP na PTG aby dało się obserwować czy PTG nie jest zasypywany przez PZP.

WNIOSKI

Obszerne i szczegółowe analizy efektywności eksploatacji niskich pokładów węgla prowadzone w wielu krajach a wskazują, że aktualny stan techniki umożliwi nam opłacalną eksploatację pokładów niskich. Dodatkowo za mikrusem przemawiają poważne argumenty ekonomiczne, które wskazują, ją jako godną polecenia do eksploatacji pokładów o miąższości do 1,5 m. Polskie górnictwo węgla kamiennego eksploatuje – i w niedługim czasie eksploatować będzie – coraz więcej pokładów niskiej miąższości tak więc ilość i jakość techniczna kompleksów takich jak mikrus będzie się dynamicznie rozwijać. Konieczne więc staje się rozwijanie systemów zasilania i sterowania wysokowydajnymi kompleksami tak aby na bieżąco oferować takie wyposażenie elektryczne, które w pełni będzie realizować stawiane przed nim zadania techniczne i ekonomiczne. Należy podkreślić, że ta technika stawia rozliczne nowe wyzwania, którym musi sprostać każdy z elementów kompleksu – tylko pokonanie tych wyzwań gwarantuje pełen sukces ekonomiczny dla zakładów górniczych, który przekłada się wprost proporcjonalnie na sukces firm około górniczych. Nowe wyzwania to także ogromny skok do przodu w rozwoju technicznym oraz zmiana mentalna, która z pewnością zmieni zakres działalności służb technicznych kopalń, która wygeneruje zmiany w przepisach i zasadach eksploatacji górniczej. Standaryzacja oraz budowa modułowa to kierunki rozwoju firmy Elgór+Hansen SA.

LITERATURA

1. Tor A., Kubaczka C., Olma R., Kapcia J.: Uwarunkowania techniczne eksploatacji cienkich pokładów węgla kamiennego z wykorzystaniem kompleksu strugowego w warunkach Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA. (Szkola Eksploatacji Podziemnej Szczyrk) luty 2008.
2. Myszkowski M., Paschedag U.: Wybieranie ścianowe w pokładach o średniej grubości – porównanie wrębiarki ze strugiem (Światowy Kongres Górniczy, Sesja 6 Górnictwo węglowe – możliwości i wyzwania) Kraków 2008
3. Czechowski A., Lubryka J., Lubryka M.: Opracowanie aplikacyjnego oprogramowania układu sterowania i wizualizacji kombajnu ścianowego (Światowy Kongres Górniczy) Kraków 2008.
4. ELGÓR+HANSEN Sp. z o. o.: Instrukcja Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania wyłącznika z rozrusznikiem tyrystorowym typu EH-d03-WR/3,3/I/01.01.
5. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 roku w sprawie bhp, prowadzenia ruchu zakładu górniczego oraz specjalnych zabezpieczeń

przeciwpowozarowych podziemnych zakladow gornicznych wraz z pozniejszymi zmianami (Dz. U. nr 139. poz. 1169 z dnia 02.09.2002 roku wraz z poz.n.zm.) w zakresie zapewnienia bezpieczenstwa ich uzytkowania w warunkach zagrozen wystepujacych w ruchu zakladow gornicznych.

6. Rozporzadzenie Ministra Gospodarki, Pracy i Polityki Spolecznej z dnia 28 lipca 2003r. w sprawie zasadniczych wymagan dla urzadzen i systemow ochronnych przeznaczonych do uzytku w przestrzeniach zagrozonych wybuchem (dyrektywa 94/9EWG-ATEX) w zakresie grupy I – urzadzen przeznaczonych do uzytku w zakladach gornicznych, w ktorych wystepuje zagrozenie metanowe lub zagrozenie wybuchem pylu węglowego.
7. Morawiec M., Jędrus T., Macierzynski D.: Bezpieczenstwo eksploatacji sieci sredniego napiecia w aspekcie konstrukcji i wyposazenia urzadzen dla podziemnych zakladow gornicznych węgla kamiennego (EmTech 2009) Ossa 2009.
8. Dziura J.: Kompleks Mikrus – nowa technologia wybierania pokladow niskich.

ZASILANIE I STEROWANIE KOMPLEKSEM DO POKLADÓW NISKICH mikrus

Streszczenie: *Artykul niniejszy prezentuje doswiadczenia firmy pozyskane w trakcie opracowania, wdrazania i uruchamiania kompleksow do wybierania pokladow niskich nowej generacji oraz prezentuje ich charakterystyke ukladu zasilania i sterowania.*

Slowa kluczowe: *kompleks do niskich pokladow, sterowanie, zasilanie*

SUPPLY AND CONTROL OF THE SYSTEM FOR mikrus LOW LAYERS

Abstract: *This article presents experience of the company gained during developing, implementing and commissioning of systems for exploiting low layers of a new generation and presents their characteristics of control and supply systems.*

Key words: *complex for low seams, control, power*

mgr inż. Dariusz MACIERZYŃSKI, mgr inż. Jan LUBRYKA
mgr inż. Karol OPIELKA, mgr inż. Adrian BABIOCH
Elgór+Hansen SA.
ul Opolska 19, 41-500 Chorzów
tel. +4832 249 94 80

WARUNKI I EFEKTY STOSOWANIA STRUGA WĘGLOWEGO W JSW SA., KWK „PNIÓWEK”

14.1 WPROWADZENIE

Pozytywne doświadczenia związane z wdrożeniem technologii strugowej w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej SA., KWK „Zofiówka” oraz KWK „Jas-Mos”, dobre wyniki produkcyjne oraz zwiększenie efektywności eksploatacji spowodowały, że po kilkudziesięciu latach, na KWK „Pniówek” postanowiono powrócić do eksploatacji pokładów o grubości poniżej 1,5m za pomocą systemu strugowego. Wprowadzenie systemu strugowego pozwala na zwiększenie efektywności wykorzystania złoża dzięki eksploatacji pokładów niskich, co z kolei przekłada się na wydłużenie żywotności kopalni. Poprzez zastosowanie techniki strugowej uzyskuje się zmniejszenie zanieczyszczenia urobku skałą płoną, dzięki płynnej regulacji wysokości głowicy struga, umożliwiającą urabianie wyłącznie węgla. Głębokość skrawania jest sterowana elektronicznie i uzyskiwana poprzez przesuwanie przenośnika zgrzeblowego ścianowego w kierunku ociosu węglowego, po przejechaniu struga. Skomputeryzowany system automatycznego sterowania pozwala na ciągłą kontrolę oraz ewentualną szybką zmianę parametrów pracy kompleksu strugowego. Sterowanie kompleksem strugowym możliwe jest ze stanowiska dołowego, znacznie oddalonego od ściany oraz ze stanowiska powierzchniowego. Dzięki połączeniu komputera na stanowisku dołowym z komputerem na powierzchni, który pełni rolę serwera dla kopalnianej sieci informatycznej, wizualizacja pracy systemu strugowego możliwa jest na stanowiskach sterowniczych na dole i na powierzchni kopalni oraz na dowolnych, uprawnionych komputerach, jednocześnie.

14.2 WARUNKI GEOLOGICZNO-GÓRNICZE

Miąszość pokładu 404/1, stwierdzona na podstawie robót przygotowawczych w rejonie ściany B-6, wynosi 1,0-1,50 m (średnio 1,25 m). W pokładzie 404/1, w rejonie ściany B-6, występuje węgiel typu 35.1 oraz 35.2A, zawartość popiołu waha się w granicach 2,55-9,04% (średnio 5,89%) [7].

Bezpośrednio w stropie pokładu występują iłowce, lokalnie z przerostami mułowca, o miąższości 2,9-11,0 m, powyżej których występują piaskowce oraz mułowce o łącznej miąższości ok. 4,5-11,0 m. Powyżej zalegają iłowce – lokalnie, w odległości 10,5 m nad stropem pokładu, zalega warstwa węgla, o miąższości 0,75 m. W odległości 16,5-20,8 m od stropu pokładu 404/1 zalegają zroby i niewybrana część pokładu 403/3 [7].

W spągu pokładu zalegają łupki ilaste, o zmiennej miąższości od 3,7 m na

początkowym wybiegu ściany do 0,21 m na końcowym wybiegu, pod którymi zalega warstwa węgla z łupkiem o miąższości 0,5-1,08 m lokalnie przechodzącego w części południowo-wschodniej w łupki z laminami węgla, o miąższości do 1,5 m. Poniżej zalegają iłowce, lokalnie piaskowce i mułowce [7].

Wskaźnik urabialności skał „ f ” wg Protodiakonowa wynosi [1]:

- dla węgla $\leq 0,40$
- dla skał stropowych 2,50-10,40
- dla skał spągowych 2,50-8,28

Parametry wytrzymałościowe pokładu 404/1 i skał otaczających, określających wytrzymałość skał na jednokierunkowe ściskanie R_C oraz ciężar objętościowy γ_0 podano na podstawie badań GIG 50/05, GIG 30/97, GIG 53/07 i M.88/13 (tabela 14.1) [7].

Tabela 14.1 Parametry wytrzymałościowe oraz ciężar objętościowy pokładu 404/1 oraz skał otaczających

Rodzaj skały		Wytrzymałość skał na jednokierunkowe ściskanie R_C [MPa]	Ciężar objętościowy γ_0 [kN/m ³]
Skały stopowe	piaskowiec	81,88 – 124,84	24,32 – 25,67
	mułowiec	89,36	25,64
	iłowiec	36,9 – 78,68	25,21 – 25,93
Skały spągowe	piaskowiec	97,4	24,8
	mułowiec	99,32	26,3
	iłowiec	37,10 – 73,08	25,02 – 25,80
Węgiel		3,6 – 10,0	12,16 – 12,85

Ściana B-6 w pokładzie 404/1 prawie w całości prowadzona jest pod zrobami pokładu 403/3, zalegającymi w odległości 16,5-20,8 m. W odległości ok. 15-20 m powyżej pokładu 403/3 zalegają zroby oraz pokład 403/1 [7].

Podczas eksploatacji ściany B-6 w pokładzie 404/1, odcinku od 20 do 120 m wybiegu ściany, wystąpił uskok o zrzucie do 0,4 m na SE, o przebiegu SW-NE. Na podstawie robót eksploatacyjnych w pokładach wyżej ległych, przewiduje się, że kolejny uskok wystąpi od około 505 m wybiegu ściany, w środku ściany, o przebiegu NW-SE i zrzucie na SW. Początkowo wielkość zrzutu wyniesie 0,5 m i kierować się będzie na stwierdzenie w chodniku B-7 na 728 m wybiegu ściany, gdzie jego zrzut wyniósł $h = 1,0$ m. W trakcie przejeżdżania tego uskoku, prawdopodobnie konieczne będzie pozostawienie warstwy węgla w stropie lub w spągu ściany, w rejonie szczeliny uskokowej [7].

14.3 WYSTĘPUJĄCE ZAGROŻENIA NATURALNE

Pokład 404/1 został zaliczony do IV kategorii zagrożenia metanowego, średnie wydzielanie metanu do środowiska ściany wynosi 7,1 m³ CH₄/min. [7].

Pokład 404/1 został zaliczony do klasy „B” zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Na podstawie opracowania zespołu autorskiego, pod kierunkiem prof. dr hab. inż. Tadeusza Majcherczyka, pt. „Analiza stanu zagrożenia tąpnięciami w pokładach węgla kamiennego przewidzianych do eksploatacji w planie ruchu zakładu górniczego KWK „Pniówek” na lata 2013-2016” oraz dotychczasowych doświadczeń, pokład 404/1 w rejonie ściany B-6 można uznać za niezagrożony tąpnięciami [7].

Węgiel z rejonu ściany B-6, wg badań przeprowadzonych przez GIG w Katowicach,

należy do II grupy samozapalności (mała skłonność do samozapalenia). Wskaźnik samozapalności $S_{za} = 60^{\circ}\text{C}/\text{min}$, natomiast minimalny czas inkubacji pożaru wynosi 57 dni [7].

Pokład 404/1 jest zaliczony do I stopnia zagrożenia wodnego. Ściana B-6 zlokalizowana jest pod zrobami pokładu 403/3 w odległości ok. 16,0-19,0 m. Zawodnienie w/w zrobów kontrolowane jest z czynnego chodnika B-6 w pokładzie 403/3. Pokład 404/1 w rejonie ściany B-6 nie jest zaliczony do skłonnych ani zagrożonych wyrzutami metanu i skał [7].

W KWK „Pniówek” nie występuje zagrożenie radiacyjne. Wartość rocznego efektywnego równoważnika dawki, na każdym stanowisku pracy, jest mniejsza od 1 mSv. Wyrobiska nie są zaliczone do zagrożonych radiacyjnie i nie zachodzi konieczność ich klasyfikacji.

14.4 WYPOSAŻENIE KOMPLEKSU STRUGOWEGO

Ściana B-6 w pokładzie 404/1 o długości około 245 m wyposażona jest w sekcje obudowy zmechanizowanej typu Glinik 09/23-POzS – 130 szt. sekcji liniowych i 8 szt. sekcji skrajnych:

- sekcje Glinik 09/23-POzS sekcje skrajne – stanowią zabudowę ściany w rejonie głównego oraz pomocniczego napędu kompleksu strugowego, bezpieczny zakres pracy obudowy wynosi 1,0-1,9 m, podziałka 1,75-2,25 m.
- sekcje Glinik 09/23-POzS sekcje liniowe – bezpieczny zakres pracy obudowy wynosi 1,0-1,9 m, podziałka 1,75 m.

Krok sekcji obudowy zmechanizowanej wynosi do 0,93 m. W obudowie zastosowano system elektrohydraulicznego sterowania PMC-R. System ten służy do sterowania poszczególnymi funkcjami każdej sekcji obudowy zmechanizowanej w ścianie. Funkcje te są powiązane z centralnym urządzeniem sterującym oraz komputerem wizualizacji dla optymalizacji nadzoru nad przebiegiem procesu pracy. Sekcje obudowy mogą być sterowane automatycznie, zespołowo lub samodzielnie z sąsiedniej sekcji.

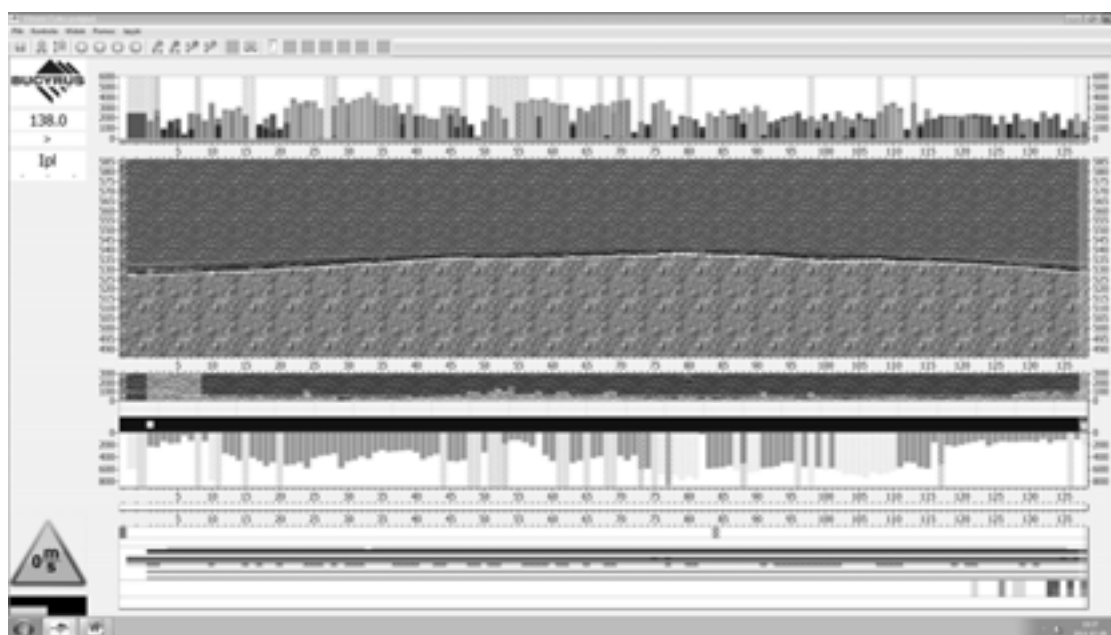
Urządzeniem urabiającym jest strug ślizgowy GH 1600, który może pracować w zakresie od 900-1935 mm. W ścianie B-6 w pokładzie 404/1 zabudowano strug węglowy w konfiguracji pozwalającej na bezstopniową regulację wysokości urabiania w zakresie od 1105-1405 mm. W zależności od warunków geologicznych panujących podczas eksploatacji głębokość skrawania można regulować w zakresie 0-210 mm. Strug węglowy przemieszczany jest wzdłuż ociosu ścianowego z na prowadnicy struga za pomocą łańcucha $\phi 42 \times 137$. Prędkość struga wynosi: na biegu wolnym 0,75 m/s, na biegu szybkim 2,24 m/s. Na napędach struga głównym i pomocniczym zabudowane są silniki dwubiegowe o mocach 135/400 kW.

Do odstawy urobku w ścianie zabudowano przenośnik zgrzeblowy ścianowy PF 4/1032 z wysypem czołowym. Przenośnik wyposażono w dwa silniki dwubiegowe o mocach 200/400 kW. Do przebudowy napędu pomocniczego przenośnika ścianowego zastosowano urządzenie przekładkowe napędu pomocniczego systemu strugowego UPN. Napęd główny przenośnika ścianowego jest zintegrowany z przenośnikiem zgrzeblowym podścianowym Grot 1100. Przebudowa napędu głównego przenośnika ścianowego prowadzona jest za pomocą hydraulicznego układu przesuwne, zabudowanego na zwrotni „Ryfama”. Zwrotnia

„Ryfama” umożliwia przekładkę głównego napędu przenośnika ścianowego wraz z równoczesnym najazdem przenośnika zgrzeblowego podścianowego na trasę przenośnika taśmowego.

W celu wyeliminowania gromadzenia się urobku w chodniku podścianowym, w rejonie skrzyżowania ściany z chodnikiem podścianowym zabudowano „Odkładnię ładującą przepad przyścianowy”. Odkładnia zabudowana na rynnie klinowej przenośnika zgrzeblowego ścianowego pełni rolę osłony, która eliminuje gromadzenie się urobku oraz poprawia bezpieczeństwo pracującej w tym rejonie załogi [4]. Element wysuwny odkładni tzw. szuflada wysuwana jest za pomocą siłownika hydraulicznego, objętość urobku wypchanego „szufladą” na przenośnik ścianowy wynosi ok. 0,8 m³. Ze względu na duże gabaryty odkładni, które uniemożliwiły prowadzenie napędu głównego przenośnika ścianowego z zachowaniem wymaganych przepisami gabarytów ruchowych, zdecydowano urządzenie zdemontować. Po zdemontowaniu odkładni, nagromadzony urobek w rejonie skrzyżowania ściany z chodnikiem podścianowym usuwa się za pomocą spągłodowarki typu LS 160. Drugie tego typu urządzenie wykorzystywane jest do usuwania nagromadzonego urobku na skrzyżowaniu ściany z chodnikiem nadścianowym.

Wszystkie procesy urabiania kompleksem strugowym są na bieżąco monitorowane. Sterowanie kompleksem strugowym możliwe jest z dołu, ze stanowiska operatora systemu ciągłego urabiania oraz z powierzchni kopalni, z pomieszczenia specjalnie do tego celu przygotowanego. Operatorzy obsługujący komputery w obu tych miejscach mają takie same możliwości obsługi programu. Komputer pod ziemią otrzymuje dane bezpośrednio z systemu PMC, analizuje je, archiwizuje oraz przedstawia żądane parametry. Komputer na powierzchni połączony jest z komputerem pod ziemią skąd otrzymuje dane. Komputer na powierzchni pełni rolę serwera dla potrzeb ściany B-6 w pokładzie 404/1. Do jednoczesnej wizualizacji stanu struga węglowego, przenośnika ścianowego i stanu wszystkich sekcji obudowy zmechanizowanej w ścianie zastosowano program wizualizacyjny VShield firmy BUCYRUS (rys.14.1).



Rys. 14.1 Zrzut ekranu podczas pracy programu wizualizacyjnego VShield

Program wizualizacyjny służący do prezentacji ściany, podobnie jak standardowe aplikacje Windows, można wygodnie obsługiwać za pomocą klawiatury i myszy [3]. Dzięki zastosowaniu programu wizualizacyjnego jest możliwy stały podgląd wszystkich parametrów systemu, między innymi: pozycji przenośnika ścianowego względem ociosu węglowego, ustawienie mechanizmów przekładkowych, ciśnienie w stojakach sekcji, tryb roboczy struga, jego pozycja, prędkość oraz kierunek poruszania się, działanie sekwencyjnego zraszanie urobku oraz wizualizacja stanów awaryjnych siłowników mechanizmów przekładkowych i stojaków sekcji.

Przez uruchomienie opcji „struganie dozowane” włącza się tryb pracy polegający na dozowanym struganiu z wszystkimi towarzyszącymi funkcjami. W zależności od warunków geologicznych możliwy jest wybór odcinka ściany bez funkcji automatycznych. Możliwy jest również wybór różnych głębokości zabioru dla całej ściany bądź jej części. Dla optymalnego prowadzenia ściany niezbędna jest informacja o przebiegu i położeniu przenośnika ścianowego w zależności od nachylenia ściany jak i kształtu linii przenośnika. Gwarantowane jest to przebiegiem trzech linii: przenośnika, celu i linii zbliżenia. Rzeczywista pozycja przenośnika, określona przez dział mierniczy, pokazana jest jako linia przenośnika. Idealna linia ściany, z reguły określana przez kierownictwo kopalni, pokazana jest jako linia celu. Po osiągnięciu w procesie urabiania, przez linię przenośnika linii celu, w miejscach tych nie zachodzi proces przekładania przenośnika ścianowego. Tym samym linia przenośnika automatycznie stara się dopasować do linii celu [2].

Do wizualizacji stanu napędów struga zastosowano program wizualizacyjny VPflow firmy BUCYRUS. Zastosowanie programu VPflow umożliwia stały podgląd pozycji urządzenia strugowego, danych dotyczących prędkości i kierunku poruszania się struga, danych dotyczących napędów: głównego i pomocniczego oraz danych systemowych [6]. Na graficznym obrazie pozycji urządzenia strugowego można odczytać informacje dotyczące pozycji wyłączników krańcowych na napędzie głównym oraz napędzie pomocniczym, przełączników synchronicznych na napędzie głównym i pomocniczym, pozycję urządzenia strugowego w osi czasu. Program przedstawia dane dotyczące poboru prądu silnika, poślizgu, temperatury i ciśnienia sprzęgła oraz temperaturę przekładni napędu głównego oraz pomocniczego.

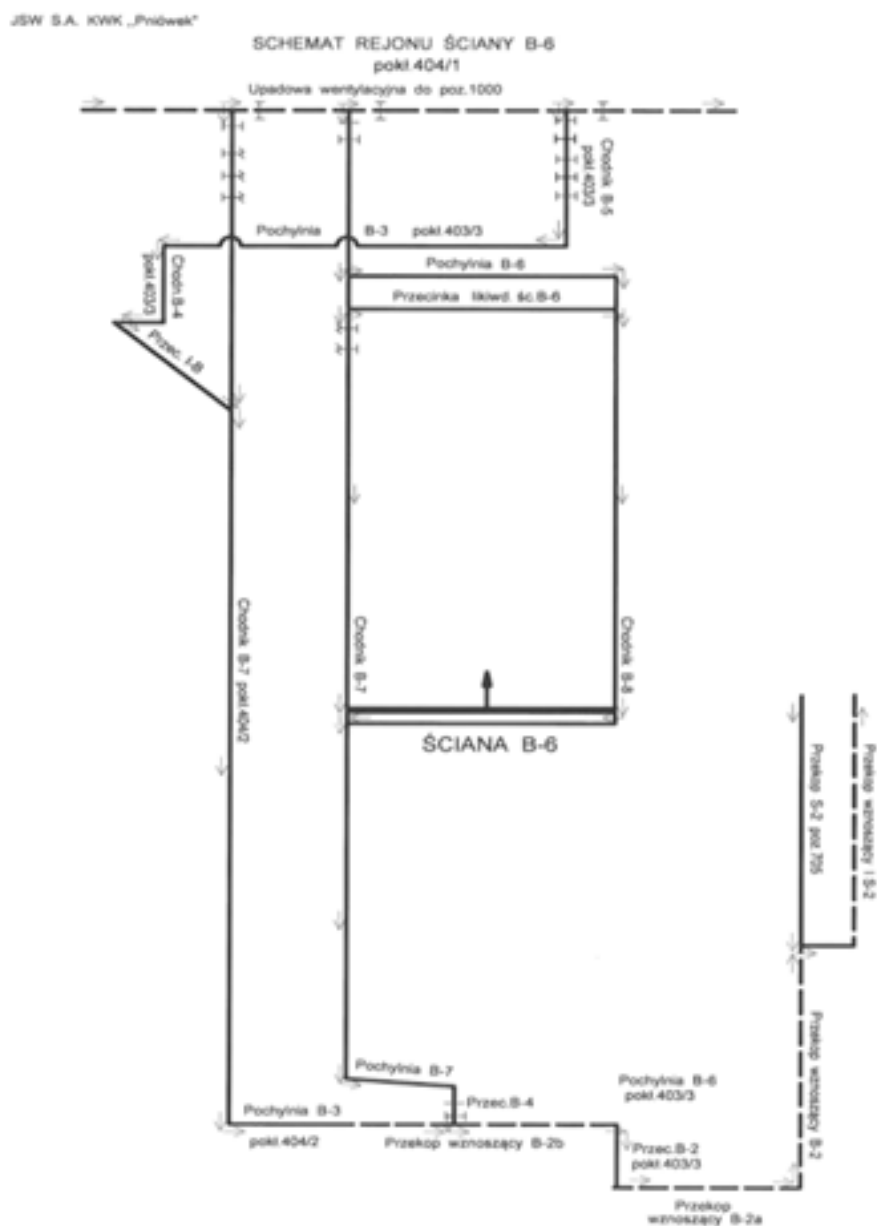
Wszystkie dane w programach wizualizacyjnych są archiwizowane i mogą być wygenerowane w postaci wydruków jako raporty godzinowe, zmianowe, dobowe lub miesięczne.

14.4 EFEKTY URABIANIA STRUGIEM

W dniu 05.11.2013 r. oddana została do eksploatacji ściana strugowa B-6 w pokładzie 404/1 o długości 243 m i wybiegu 955 m. Maksymalne nachylenie podłużne ściany zmierzone wzdłuż dowierzchni B-6 wynosiło 6°, natomiast maksymalne nachylenia poprzeczne ściany mierzone wzdłuż chodników przyścianowych B-7 i B-8 wynosiły odpowiednio 12° oraz 10°. Średnie nachylenia podłużne oraz poprzeczne wynosiły odpowiednio 2°, 3° oraz 4°. Miąższość pokładu mierzona wzdłuż dowierzchni B-6 wynosiła od 1,16-1,25 m.

Ściana B-6 w pokładzie 404/1 przewietrzana jest w systemie na „Y” (rys. 14.2). Powietrze do ściany B-6 w pokładzie 404/1 doprowadzane jest z poziomu 1000, poprzez

przekop kierunkowy zachodni, przecinkę III, upadową wentylacyjną do poziomu 1000 do chodnika B-7 w pokładzie 404/1 skąd część powietrza płynie pochylnią B-6 w pokładzie 404/1 oraz przecinką likwidacyjną B-6 w pokładzie 404/1 do chodnika B-8 w pokładzie 404/1 skąd płynie do ściany B-6 w pokładzie 404/1. Pozostała część powietrza płynie chodnikiem B-7 w pokładzie 404/1, jako prąd doświerzający wzdłuż trasy odstawy urobku a następnie łączy się z powietrzem wypływającym ze ściany B-6 w pokładzie 404/1. Chodnikami B-8 w pokładzie 404/1 do ściany doprowadzone jest 1100 m³/min powietrza, natomiast prąd doświerzający płynący chodnikiem B-7 wynosi 900 m³/min. Zasadniczy wpływ na stabilność wydatku powietrza, doprowadzanego do ściany B-6 w pokładzie 404/1, mają tamy regulacyjne, zabudowane w chodniku B-7 w pokładzie 404/1, na południe od skrzyżowania z przecinką likwidacyjną B-6 w pokładzie 404/1 [7].



Rys. 14.2 Schemat przewietrzania rejonu ściany B-6 w pokładzie 404/1

Nowatorskim i nietypowym przedsięwzięciem, w skali KWK „Pniówek”, jest

wydrążenie przecinki likwidacyjnej B-6 w pokładzie 404/1 dla ściany B-6 w pokładzie 404/1 w trakcie rozruchu ściany. Przecinka likwidacyjna o długości 243 m wykonana została w obudowie ŁPrPJ 6,4/3,4 V32, w rozstawie drzwi co 0,75 m. Przecinka likwidacyjna została wzmocniona dwoma podciągami stalowymi w odległości 1,2 m od strzałki wyrobiska. Podciągi stalowe dodatkowo zostały przykotwione kotwami strunowymi, wklejanymi o długości 8 m.

W trakcie wprowadzania kompleksu strugowego z dowierzchni B-6 do pokładu pojawiły się poważne problemy związane opadami skał stropowych. Powodowało to konieczność wykonywania czasochłonnych i niebezpiecznych robót związanych zabezpieczeniem stropu poprzez żerdziowanie lub korytkowanie oraz wydłużyło okres rozruchu ściany. Dodatkową trudność podczas wprowadzania kompleksu strugowego do pokładu stanowiła konieczność ręcznego sterowania mechanizmami przekładkowymi sekcji obudowy zmechanizowanej, zarówno podczas wykonywania przekładki trasy przenośnika ścianowego jak i podczas podjazdu sekcjami obudowy zmechanizowanej.

Po uzyskaniu postępu ścianą około 20 m, w rejonie 69 sekcji, stwierdzono wystąpienie uskoku o zrzucie $h = 0,4$ m. Podczas urabiania ociosu węglowego w rejonie uskoku konieczna była przybierka skał stropowych i skał spągowych. Wytrzymałość skał na jednokierunkowe ściskanie wynosi: dla skał stropowych $R_C = 36,9-78,8$ MPa, natomiast dla skał spągowych $R_C = 36,9-78,8$ MPa. Przy zastosowaniu zabioru struga w wysokości 0,01 m nie było problemu z urabianiem przystropowej i przyspągowej warstwy kamienia. Węgiel w pozostawianej warstwie przystropowej odspajał się samoczynnie. Uskok przesuwał się w kierunku chodnika nadścianowego, do jego wyjścia na 120 m wybiegu ściany. Po stwierdzeniu uzyskania zawału stropu na całej długości ściany w dniu 15.11.2013 r. rozruch ściany B-6 w pokładzie 404/1 został zakończony. W trakcie rozruchu ściany B-6 w pokładzie 404/1 w chodniku podścianowym za ścianą, pomimo stosowania dysz zraszających urobek na każdej sekcji obudowy zmechanizowanej, zaobserwowano bardzo duży wzrost zapylenia pyłem węglowym. Automatycznie zraszanie urobku, sterowane ze stanowiska obsługi kompleksu strugowego, posiada możliwość zmiany ustawień załączania dysz zraszających w różnych sekwencjach. Podczas prowadzenia eksploatacji, w ścianie B-6 w pokładzie 404/1, zastosowano sekwencyjne załączanie 20 dysz zraszających, po 10 dysz przed i za korpusem poruszającym się struga. Dysze zraszające urobek znajdują się w stropnicach sekcji obudowy zmechanizowanej. Taki system zraszania urobku okazał się niewystarczający, dlatego podjęto szereg działań mających na celu ograniczenie rozprzestrzeniania się pyłu węglowego na drogach wentylacyjnych, za ścianą B-6. Zastosowano dodatkowe baterie zraszające na przesypie z przenośnika ścianowego oraz zabudowano, około 20 m za ścianą, system generowania mgły Telesto KoMeT[®]5. System generowania mgły zapewnia bardzo dużą efektywność łączenia się pyłów z mgłą dzięki dużemu rozproszeniu i minimalnej wielkości kropli wody ze środkiem zwilżającym [3].

W okresie rozruchu ściana B-6 uzyskiwała postęp 29 m. W tym okresie przedstawiciele firmy Bucyrus, wspólnie z pracownikami kopalni, dostosowali wszystkie parametry systemów PMC-R i PMC-D do lokalnych warunków pracy, charakterystycznych dla zainstalowanego kompleksu, tzn. parametry automatyzacji pracy struga (punkty kontrolne niezbędne do jego pozycjonowania, zwalniania i nawrotów) oraz parametry pracy sekcji (ciśnienia robocze, czasy realizacji zadanych funkcji automatycznych, sekwencyjne zraszania,

współpraca systemu PMC-R z PMC-D, itp.) [1].

Średni postęp dobowy w okresie rozruchu ściany wynosił 3,15 m natomiast średnie dobowe wydobywanie węgla wyniosło 890Mg. W dniu 15.11.2013 r. uzyskano maksymalny wynik w okresie rozruchu ściany B-6 w pokładzie 404/1 tj.: 6,7 m postępu i wydobywanie około 3700 Mg urobku, co przy zanieczyszczeniu urobku skałą płoną rzędu 31% dało około 2500 Mg węgla. W czasie rozruchu ściany uzyskano ważne doświadczenia górnicze, związane ze sposobem prowadzenia kompleksu strugowego oraz sposobem zabezpieczania opadu skał stropowych w ścianie strugowej. Nowością w zakresie sposobu zabezpieczania opadów skał stropowych, na KWK „Pniówek”, było zastosowanie tzw. żerdziowania z wykorzystaniem kotew samonawiernych lub stalowych prętów karbowanych. Ważnym doświadczeniem było również zapoznanie się operatorów systemu ciągłego urabiania i osób dozoru górniczego z obsługą programów wizualizacyjnych VShield i VPlow.

W trakcie eksploatacji na wybiegu ściany stwierdzono liczne zaburzenia geologiczne w postaci zafałdowań oraz zmian miąższości pokładu 404/1. Częste zmiany nachylenia poprzecznego i podłużnego pokładu 404/1 wymagają ciągłego korygowania nachylenia przenośnika zgrzeblowego ścianowego. Zmiany nachylenia przenośnika ścianowego możliwe są dzięki wykorzystaniu siłowników korekcji poprzecznej, zabudowanych na belkach mechanizmów przekładkowych sekcji obudowy zmechanizowanej. Sterowanie siłownikami hydraulicznymi odbywa się ręcznie, w zależności od warunków geologicznych panujących na danym odcinku ściany, za pomocą odpowiedniego sterownika hydraulicznego. Siłowniki korekcji poprzecznej sterowane są grupowo po trzy sekcje. Jednym sterownikiem czterofunkcyjnym można działać równocześnie na 6 siłowników korekcji poprzecznej przenośnika zgrzeblowego ścianowego. W przypadku, gdy zmiany nachylenia przenośnika zgrzeblowego ścianowego za pomocą siłowników korekcyjnych są niewystarczające, możliwa jest zmiana ustawienia noży urabiających na korpusie struga węglowego. Pozycja noży urabiających wymusza wznoszenie bądź opadanie struga. Noże urabiające na korpusie struga można ustawić w czterech pozycjach: 1-opadanie, 2-pozycja neutralna, 3-wznoszenie, 4-wznoszenie. Pozycja „4” jest określana jako wznoszenie gwałtowne [8].

W sytuacji, kiedy konieczna jest zmiana kierunku nachylenia przenośnika ścianowego tylko na pewnym odcinku ściany, możliwa jest zmiana ustawienia noży urabiających i urabianie ociosu tylko na tym odcinku, do momentu uzyskania odpowiedniego nachylenia przenośnika. Podczas eksploatacji ściany B-6 w pokładzie 404/1 wielokrotnie zdarzały się sytuacje, że wcześniej omówione sposoby kierowania przenośnika ścianowego na wznoszenie, za pokładem, nie dawały satysfakcjonujących rezultatów. W rezultacie konieczne było wstrzymanie wydobywania, wykonanie zabezpieczenia stropu i ociosu na odcinku ściany, gdzie konieczne było wejście na trasę przenośnika ścianowego, wykonanie robót związanych z podniesieniem oraz zastabilizowaniem za pomocą kasztu drewnianego trasy przenośnika ścianowego.

Korzystając z doświadczeń z KWK „Zofiówka” oraz KWK „Jas-Mos” w zakresie prowadzenia ściany wyposażonej w kompleks strugowy, ściana B-6 w pokładzie 404/1 prowadzona jest krzywoliniowo, z wyprzedzeniem środka ściany względem dolnej i górnej wnęki o około 6m. W celu zapobiegnięcia spełzania przenośnika ścianowego zgrzeblowego w kierunku chodnika nadścianowego B-8 utrzymuje się wyprzedzenie górnej wnęki w stosunku do dolnej wnęki ścianowej od 2 do 5 m, w zależności od panujących warunków.

Podstawowym parametrem podczas eksploatacji ściany strugowej jest zabiór struga. Na podstawie obserwacji wielkości poboru prądu, przez silniki napędów struga oraz silniki napędów przenośnika ścianowego, określono bezpieczny dla ciągłości eksploatacji, zabiór struga w zakresie 10-70 mm, w zależności od warunków panujących w ścianie. W celu wyeliminowania dwukrotnego urabiania górnego i dolnego odcinka ściany, przy zmianie kierunku urabiania struga, zabiór struga na tych odcinkach ściany jest podwojony.

Na stanowisku obsługi kompleksu strugowego, przy pomocy programu wizualizacyjnego przedstawiony jest ogólny kształt frontu eksploatacyjnego ściany B-6 w pokładzie 404/1, położenie trasy przenośnika zgrzeblowego ścianowego w stosunku do ociosu węglowego oraz położenie środka ściany w stosunku do wnęki górnej i wnęki dolnej. Ze względu na eksploatacyjne zużywanie się sworzni łączących sekcje obudowy zmechanizowanej z trasą przenośnika zgrzeblowego ścianowego oraz zużywanie się sworzni łączących przesuwniki mechanizmów przekładkowych z belkami układów przesuwnych powstają minimalne luzy, które sumując się po kilkuset przekładkach trasy przenośnika zgrzeblowego ścianowego powodują zafałszowanie obrazu na programie wizualizacyjnym, co utrudnia a często uniemożliwia podejmowanie właściwych decyzji dotyczących prawidłowego prowadzenia frontu ściany. W celu minimalizacji negatywnego wpływu fałszywych danych pomiarowych, dział mierniczo-geologiczny prowadzi pomiary prostolinijności ściany, minimum raz w tygodniu lub częściej, jeżeli wymaga tego sytuacja. Równocześnie z pomiarem prostolinijności ściany prowadzi się pomiar wysokości furty eksploatacyjnej oraz miąższości pokładu. Wszystkie dane z pomiarów są na bieżąco wprowadzane do systemu sterowania kompleksem strugowym, dzięki czemu otrzymuje się rzeczywiste odzwierciedlenie kształtu ściany oraz wiarygodne informacje dotyczące wielkości wydobywania ze ściany B-6.

Średni postęp dobowy wynosi 6,1m co daje średnie wydobywanie węgla 2500 Mg/dobę. Maksymalny postęp dobowy uzyskano w dniu 21.02.2014 r. w wielkości 9,75 m, dzięki czemu osiągnięto wydobywanie w wysokości 4000 Mg węgla. Efektywny czas pracy struga w ciągu doby waha się od 6 do 8 godzin. Postoje podczas urabiania związane są w większości z robotami, które muszą być wykonane ze względów technologicznych. Do prac takich należą: konieczność zabudowy odcinków ściany w obudowie indywidualnej, przebudowa luków ociosowych na skrzyżowaniach ściany z chodnikami przyścianowymi, usuwanie nagromadzonego urobku na skrzyżowaniach ściany z chodnikami przyścianowymi za pomocą spągoloadarek, codzienne roboty konserwacyjne związane z kontrolą i ewentualną wymianą noży skrawających na korpusie struga, konieczność zabezpieczenia stropu itp.

W trakcie dotychczasowej eksploatacji ściany B-6 w pokładzie 404/1, ze względu na występujące zaburzenia geologiczne, pomimo podejmowania wielu prób, nie wykorzystano możliwości pełnej automatyzacji procesu wydobywania. W czasie wydobywania w całej ścianie automatycznie wykonywana jest przekładka trasy przenośnika zgrzeblowego, przekładka napędu głównego oraz przekładka napędu pomocniczego. Automatyczny podjazd sekcjami obudowy zmechanizowanej realizowany jest tylko na odcinkach ściany wolnych od zaburzeń geologicznych, o włączeniu danego odcinka ściany w tryb automatyczny decyduje osoba dozoru ruchu górniczego lub przodowy ściany po wcześniejszym jego skontrolowaniu.

PODSUMOWANIE

Powrót do wydobywania za pomocą systemu strugowego na KWK „Pniówek” pozwala, dzięki możliwości eksploatacji pokładów niskich, na wydłużenie żywotności kopalni, szczególnie w perspektywie zasobów operatywnych zalegających w polu „Pawłowice 1”. Wielkość zasobów operatywnych w polu „Pawłowice 1” oszacowano na 54,3 mln Mg, z czego około 60% tj. 32,7 mln Mg zalega w pokładach o miąższości 1,21-1,50 m.

Zastosowanie systemu ścianowego strugowego, oprócz zwiększenia wydajności w stosunku do systemu ścianowego kombajnowego zwiększyło bezpieczeństwo pracy załogi zatrudnionej w ścianie. Zwiększenie bezpieczeństwa uzyskano między innymi poprzez zmniejszenie ilości załogi zatrudnionej w ścianie o pracowników obsługujących urządzenia urabiające. Operatorzy systemu ciągłego urabiania znajdują się bezpiecznej odległości od ściany i nie są bezpośrednio narażeni na występujące zapylenie oraz inne zagrożenia. Zwiększył się również komfort ich pracy. Poprawę bezpieczeństwa pracy uzyskano również dzięki zabudowaniu w ścianie, na nadstawkach przenośnika ścianowego, elastycznych osłon gumowych chroniących zatrudnioną w ścianie załogę przed rażeniem odłamkami skalnymi. Również zastosowanie odkładni ładującej przepad przyścianowy zabudowanej na rynn timer klinowej przenośnika zgrzeblowego ścianowego, od strony ociosu węglowego, stanowi rodzaj osłony dla pracującej w tym miejscu załogi.

Ściana strugowa B-6 w pokładzie 404/1 od rozruchu uzyskała następujące postępy miesięczne:

- listopad 2013 r., 05-15.11.2013 r. ściana w fazie rozruchu, 19 dni roboczych, postęp miesięczny 70 m,
- grudzień 2013 r., 19 dni roboczych, postęp miesięczny 106 m,
- styczeń 2014 r., 22 dni robocze, postęp miesięczny 134 m,
- luty 2014 r., 20 dni roboczych, postęp miesięczny 158 m.

Bardzo duży wpływ na osiągnięte wyniki pracy systemu ścianowego strugowego mają występujące w pokładzie zaburzenia geologiczne w postaci zafałdowań, dlatego dla projektowania eksploatacji przy pomocy kompleksów strugowych elementem o znaczeniu strategicznym jest dokładne rozpoznanie złoża.

LITERATURA

1. Kubaczka Cz., Zabój K., Witamborski Z.: „Wdrożenie pierwszej, zautomatyzowanej ściany strugowej w Polsce. Strugowa eksploatacja węgla w KWK „Zofiówka”.
2. Romahn A.: „Parametry techniczne struga i układu automatyzacji pierwszej w pełni zautomatyzowanej ściany strugowej na kopalni „Zofiówka”. Bucyrus Europe GmbH.
3. Dokumentacja techniczno-ruchowa dla instalacji systemu mgłowego, Telesto Systemy Mgłowe.
4. Instrukcja nr INS/OŁU-332/12 „Odkładnia ładująca przepad przyścianowy”. „SIGMA” SA.
5. Instrukcja obsługi PMC®-System VShield, wizualizacja automatyki ściany wersja 10.81 Bucyrus Europe GmbH.
6. Instrukcja obsługi System PMC® VPlow wizualizacja systemu PMC®-D urządzenia strugowego wersja 10.66 Bucyrus Europe GmbH.

7. Projekt techniczny eksploatacji ściany B-6 w pokładzie 404/1 JSW SA. KWK „Pniówek”.
8. Strug ślizgowy® GH 1600. Instrukcja obsługi Nr dok.: 6050 011 000 BA 00 Bucyrus Europe GmbH.

WARUNKI I EFEKTY STOSOWANIA STRUGA WĘGLOWEGO W JSW SA., KWK „PNIÓWEK”

Streszczenie: *W artykule przedstawiono warunki geologiczno-górnictwa w rejonie ściany eksploatowanej za pomocą struga węglowego, wyposażenie kompleksu strugowego oraz efekty jakie zostały uzyskane od dnia rozpoczęcia eksploatacji.*

Słowa kluczowe: *Pniówek, węgiel kamienny, strug węglowy*

Aleksander OMOZIK, Janusz SOJKA
JSW SA., KWK „Pniówek”
ul. Krucza 18, 43-251 Pniówek
e-mail: alomozik@pniowek.jsw.pl; jsojka@pniowek.jsw.pl

WPŁYW MODERNIZACJI ELEWACJI BUDYNKÓW I CIĄGU TECHNOLOGICZNEGO W ZAKŁADZIE PRZERÓBKI MECHANICZNEJ WĘGLA NA POZIOM HAŁASU EMITOWANEGO DO ŚRODOWISKA

15.1 WPROWADZENIE

Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla jest trwałym i niezbędnym elementem każdej kopalni. W Polsce Zakłady Przeróbki Mechanicznej Węgla zatrudniają sumarycznie kilka tysięcy pracowników do obsługi i nadzoru procesów technologicznych. Najczęściej spotykanym czynnikiem szkodliwym środowiska pracy w ZPMW jest nadmierny hałas ale również czynnik ten jest emitowany do środowiska naturalnego.

Aby spełnić wymagania normowe odnoszące się do zagrożenia związanego z hałasem tak w środowisku naturalnym, jak i pracy uwzględnia się ten problem już na etapie projektowania inwestycji, bądź też najczęściej w naszych realiach modernizacji ZPMW. Ważnym elementem tych działań jest wymiana lub modernizacja parku maszynowego poprzez zastosowanie nowoczesnych technologii z wykorzystaniem maszyn i urządzeń przeróbczych o mniejszej emisji hałasu, jak również automatyzacja procesu technologicznego z wykorzystaniem elementów zdalnego sterowania ciągu technologicznego oraz wizualizacji jego przebiegu. Takie rozwiązania pozwalają na ograniczenie czasu przebywania w strefie o nadmiernym hałasie zatrudnionych do obsługi i nadzoru pracowników, a jednocześnie minimalizowanie emisji hałasu do środowiska. Jednocześnie działania modernizacyjne, czy projektowe nakierowane są na zmniejszenie emisji hałasu do środowiska (ludzi mieszkających często w niedalekim sąsiedztwie ZPMW) w aspekcie samych budynków ZPMW. Uzupełnianie się wszystkich tych działań pozwala na zmniejszenie poziomu hałasu na stanowiskach pracy w ZPMW oraz na minimalizowanie emisji hałasu do środowiska.

15.2 O HAŁASIE SŁÓW KILKA

Hałas definiowany jako „... wszelkie niepożądane, nieprzyjemne, dokuczliwe, uciążliwe lub szkodliwe drgania ośrodka sprężystego, oddziałujące za pośrednictwem powietrza na narząd słuchu i inne zmysły oraz elementy organizmu człowieka” [1, 2], jest jednym z czynników niebezpiecznych materialnego środowiska pracy. Powszechne występowanie hałasu w otoczeniu człowieka powoduje, że funkcjonuje pojęcie klimatu akustycznego określającego zespół zjawisk akustycznych zachodzących w danym środowisku wywołanych źródłami dźwięku. Pojęcie to opisywane jest za pomocą poziomu ciśnienia akustycznego,

częstotliwości i przestrzeni rozchodzenia się fal dźwiękowych, zaś sposoby kształtowania klimatu akustycznego obejmują wszelkie środki umożliwiające zmniejszenie lub ograniczenie poziomu hałasu w środowisku począwszy od eliminacji źródeł dźwięku, aż do stosowania środków ochrony indywidualnej i rozwiązań natury organizacyjnej, związanej między innymi z czasem rotacji załogi pracującej w warunkach narażenia na hałas.

Wpływ hałasu na organizm człowieka można rozpatrywać w aspekcie jego szkodliwości, związanego ze skutkami zdrowotnymi i w aspekcie dokuczliwości, związanego z dyskomfortem, tak w środowisku pracy, jak i życia [1, 2, 3, 5]. Szacuje się, że w Polsce w warunkach narażenia na hałas żyje i pracuje ok. 13 mln osób (na obszarze Europy problem ten dotyczy wielu milionów osób). Jak wynika z przeprowadzonego monitoringu hałasu przemysłowego przekroczenie dopuszczalnych norm hałasu w porze dziennej występuje aż w 53% badanych przypadków; a w porze nocnej – w 50% [5]. Według danych Zakładu Ubezpieczeń Społecznych ubytek słuchu (11,1%) jest po przewlekłych chorobach narządu głosu (23,6%), pylicach płuc (20,2%), chorobach zakaźnych lub pasożytniczych (18,5%) czwartą najczęściej występującą chorobą zawodową w Polsce [10]. Według danych Wyższego Urzędu Górniczego trwałe uszkodzenie słuchu jest drugą z kolei po pylicach płuc najczęściej występującą chorobą zawodową w przemyśle wydobywczym [4].

Uszkodzenie słuchu spowodowane oddziaływaniem hałasu jest wynikiem określonych warunków narażenia, do których zaliczyć należy: poziom natężenia hałasu, skład widmowy hałasu, przebieg czasowy hałasu oraz czas trwania ekspozycji na hałas, przy czym czułość narządu słuchu człowieka na doznania akustyczne uzależniona jest od częstotliwości dźwięku i jest największa w zakresie częstotliwości od 800 Hz do 4000 Hz [1, 2].

15.3 CHARAKTERYSTYKA OBIEKTU BADAŃ

Obiektem poddanym badaniom był Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel”. Kopalnia ta położona na północ od centrum miasta Radlin otoczona jest:

- od strony północnej i wschodniej budynkami mieszkalnymi, wolnostojącymi, w przeważającej mierze dwukondygnacyjnymi;
- od strony północno-wschodniej (od strony ul. Solskiego i Ujejskiego) zabudową wielorodzinną (budynki 3- i 5-kondygnacyjne);
- od strony południowo-wschodniej budynkami Zakładu Koksowniczego „Radlin” oraz budynkami szkoły zawodowej;
- od strony południowej terenami pogórnymi obejmującymi hałdę, osadniki i zbiorniki wodne, które przeszły proces rewitalizacji.

Zgodnie z decyzją Urzędu Miasta Radlina obiekty Ruchu Górniczego „Marcel”, w tym także obiekty Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla zaliczone są do strefy „B” ochrony konserwatorskiej zespołu zabudowań przemysłowych kopalni. Na południe od tej strefy znajduje się strefa funkcjonalna, dla której w planie brak jest ustaleń szczegółowych.

Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel” realizujący proces wzbogacania wydobytej kopaliny zlokalizowany jest w budynku o wymiarach 96,5 m × 3,0 m. Wysokość budynku jest zróżnicowana i waha się od +44,30 do +47,90 ponad poziomem terenu.

Konstrukcję nośną istniejącego budynku stanowi układ ram żelbetowych w zakresie od

fundamentów do poziomu +17,50 m, oraz szkielet stalowy w systemie częściowo ramowym, częściowo słupowo-belkowym z pionowymi stężeniami kratowymi w zakresie od poziomu +17,50 m do dachu. Szkielet budynków składa się z 4 segmentów przedzielonych dylatacją, z których każdy stanowi niezależną samodzielną całość konstrukcyjną. Ich stateczność i sztywność w części stalowej zapewnia układ tarcz stropowych poziomych i stężeń pionowych. Od poziomu +6,00 m do dachu budynek jest obudowany ścianami zewnętrznymi z cegły pełnej w ryglówce stalowej z poziomymi pasami okien. Pod stropem na poziomie +6,00 m obiekt płuczki na poziomie terenu znajdują się tory kolejowe usytuowane równoległe do osi podłużnych budynku.

Strop na poziomie +6,00 m stanowi żelbetowa płyta stropowa o grubości 8 cm oparta na belkach i podciągach żelbetowych. Strop od dołu jest ocieplony warstwą płyt wiórowo-cementowych z narzuconym tynkiem. W miejscach modernizowanych, pod istniejącą płytą stropową zamontowane zostały belki stalowe odpowiednio zabezpieczone antykorozyjnie, przenoszące dodatkowe obciążenia od urządzeń bezpośrednio na słupy żelbetowe. Kubatura całego budynku Zakładu wynosi około 95000 m³ w tym części objętej modernizacją 8190 m³ [7].

W 2000 roku w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel” została wykonana modernizacja, w ramach której zrealizowano:

- zabudowę przenośnika taśmowego transportującego koncentrat w klasie ziarnowej 20+0 mm oraz muł w klasie ziarnowej 0,5+0 mm,
- zabudowę przenośnika taśmowego transportującego koncentrat w klasie ziarnowej 20-K mm z osadzarek ze zbiornika nr 35 na ciąg przenośników w polu D-E,
- zabudowę przenośnika taśmowego przeznaczonego do ważenia materiału [6],
- skrócenie (przebudowę) istniejącego przenośnika taśmowego B = 1000 mm (urz. 3.044) transportującego miął surowy w klasie ziarnowej 6-K mm ze zbiorników 24 i 25, miął odwodniony w klasie ziarnowej 20+0 mm ze zbiornika 26 oraz muł w klasie ziarnowej 0,5+0 mm ze zbiorników 27 i 13 do pola 9-10 od stacji zdawczej,
- zabudowę przenośnika taśmowego B = 1200 mm zlokalizowanego w polach D-E i od 2 do 10 transportującego deputat węglowy w klasie ziarnowej 200+30 mm ze zbiorników od 19 do 23, lub nadawę ze skróconego przenośnika taśmowego (urz. 3.044),
- zabudowę przenośnika transportującego ze zbiorników w polach B-C i 4-13 na nowy przenośnik taśmowy ważący przeznaczony do ważenia materiału w polach B-C i 1-4. Przenośnik ważący, transportuje materiał na przenośnik 3.065 lub 3.050 na zwały lub do wagonów na torze 4.
- wymianę podajnika MIFAMA na przesiewacz WK-1-1,
- przebudowę przenośnika taśmowego o szerokości B = 1000 mm, transportującego nadawę z ciągu przenośników w polu D-E na przenośnik taśmowy (urz. 3.050) na zwały, lub do wagonów na torze 2.

W następnym etapie w roku 2001 nastąpiła modernizacja elewacji budynku ZPMW. W ramach prowadzonych robót budowlanych dokonano wymiany okien z pojedynczych na podwójne oraz pokrycia ścian zewnętrznych.

W 2005 roku zrealizowana została budowa instalacji Węzła Wysiewania Miałów Surowych w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla – węzeł klasyfikacji wstępnej

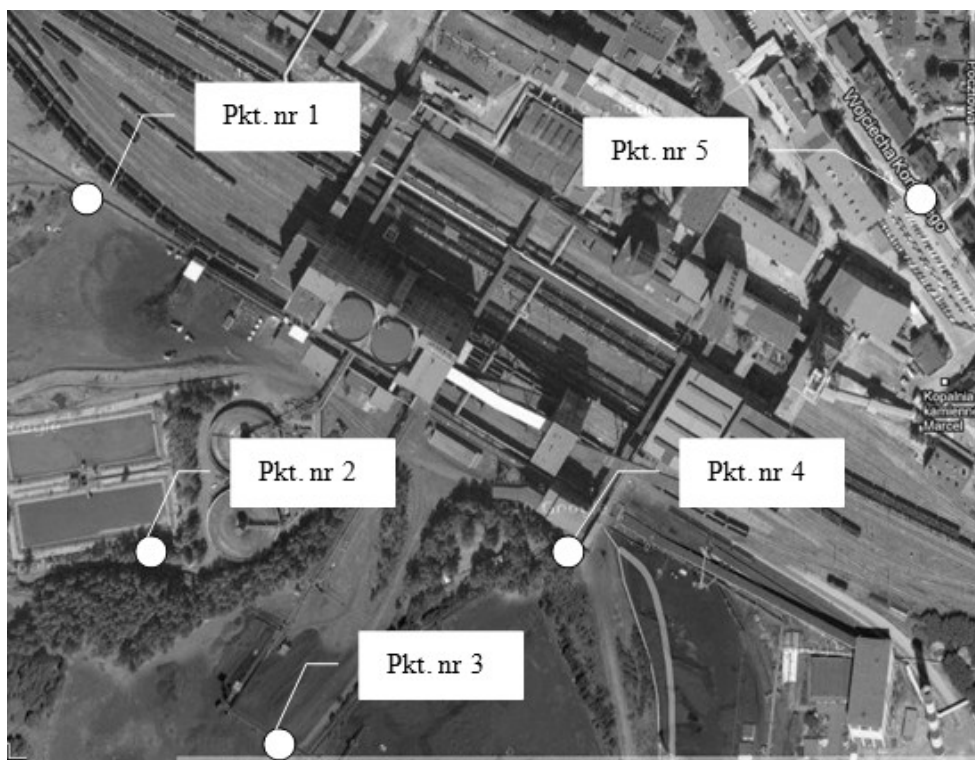
wysiewania węgla klasy 0-4 (6) mm został wykonany po uprzednim demontażu węzła wzbogacania mialu w osadzarce urz. 3.502. W ramach tej inwestycji zainstalowano:

- przenośnik taśmowy urz. 3.160,
- podajnik trapezowy urz. 3.161,
- przesiewacz LIWELL urz. 3.162,
- przenośnik taśmowy urz. 3.163,
- pług zgarniający jednostronny urz. 3.1632 [8].

15.4 WYNIKI POMIARÓW EMISJI HAŁASU DO ŚRODOWISKA Z ZPMW KOMPANII WĘGLOWEJ SA. ODDZIAŁ KWK „MARCEL”

Siatka punktów pomiarowych w roku 2009 i 2013 była identyczna jak pomiarów przeprowadzonych w latach 2000, 2001, 2005 [9], a wyznaczono je w najbliższym sąsiedztwie ZPMW Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel”. Usytuowano 4 indywidualne punkty obserwacji wzdłuż południowej granicy Ruchu Górniczego „Marcel” oraz 1 na narożniku budynku mieszkalnego przy ul. Korfantego nr 85, znajdującego się powyżej północnej granicy Oddział KWK „Marcel”. Punkty te rozmieszczone zostały względem Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla w sposób następujący (zestawienie punktów pomiarowych na mapie przedstawiono na rysunku 15.1):

- punkt nr 1 – kierunek zachodni w odległości 200 m od źródeł hałasu,
- punkt nr 2 – kierunek południowy w odległości 500 m od źródeł hałasu,
- punkt nr 3 – kierunek południowo-wschodni w odległości 750 m od źródeł hałasu,
- punkt nr 4 – kierunek wschodni w odległości 300 m od źródeł hałasu,
- punkt nr 5 – kierunek północno-wschodni w odległości 6500 m od źródeł hałasu.



Rys. 15.1 Lokalizacja punktów pomiarowych

Źródło: www.mapofpoland.pl

Pomiary równoważnego poziomu dźwięku wykonano w odstępach godzinnych dla pory dziennej i nocnej w trzech w trzech dobach pomiarowych w miesiącu czerwcu 2009 roku oraz miesiącu maju 2013 roku.

Pomiary hałasu zostały wykonane zgodnie z wymogami normowymi, gdzie spełnione tym samym były wymogi środowiskowe badań, gdzie określono, że przeprowadzać je należy w temperaturze nie mniejszej niż -5°C nad poziomem gruntu, przy wietrze wiejącym od źródła do odbiorcy takim, że prędkość wiatru nie może przekraczać 5 m/s, wykonywane na wysokości 4 m oraz w warunkach braku opadów atmosferycznych.

Wyniki wykonanych pomiarów w roku 2009 przedstawiono w tabeli 15.1, natomiast wyniki pomiarów wykonanych w roku 2013 przedstawiono w tabeli 15.2.

Tabela 15.1 Wartości hałasu dla punktów pomiarowych w roku 2009

Punkty pomiarowe	Wartość L_{Aeq} [dB]
1	32,1 (0,8;0,9)
2	29,3 (1,0;0,9)
3	33,1 (0,9;0,8)
4	31,9 (0,8;0,8)
5	20,2 (0,9;0,9)

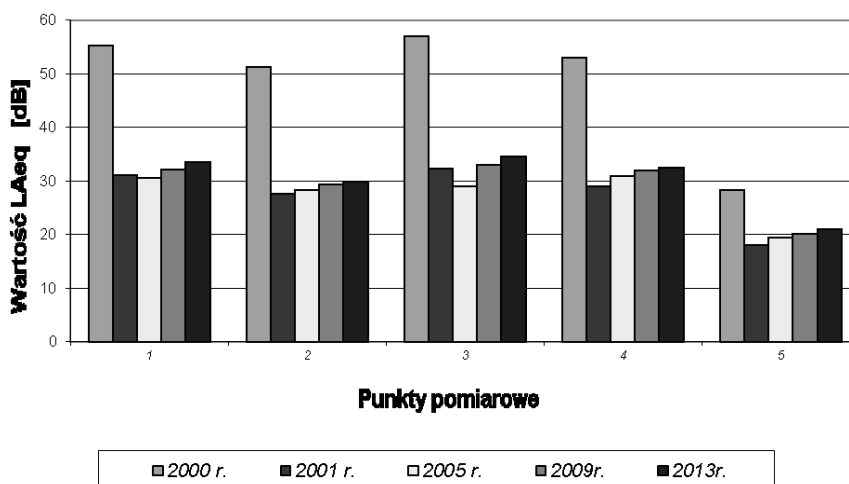
Tabela 15.2 Wartości hałasu dla punktów pomiarowych w roku 2013

Punkty pomiarowe	Wartość L_{Aeq} [dB]
1	33,6 (0,9;0,9)
2	29,9 (0,8;0,9)
3	34,5 (0,8;0,9)
4	32,5 (1,0;0,9)
5	21,0 (0,9;0,8)

Wyniki pomiarów jakie uzyskano przy zatrzymanym Węźle Wysiewania Węgla Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel” są identyczne jak podczas jego pracy. Z tego względu można stwierdzić, że zainstalowany Węzeł nie ma wpływu na zewnętrzne środowisko akustyczne. Jest to związane z dużymi odległościami pomiędzy źródłem hałasu a punktami pomiarowymi, oraz pracą innych urządzeń emitujących hałas a zlokalizowanych na terenie kopalni. Duży teren kopalni oraz odpowiednie umiejscowienie przestrzenne zakładu ma pozytywny wpływ na zewnętrzne środowisko akustyczne.

Uzyskane identyczne wyniki obliczeń dla pory dziennej i nocnej wynikają z 24-godzinnego cyklu pracy urządzeń Zakładu Przeróbczego w ciągu doby. Prace remontowe z zatrzymaniem części urządzeń powodują zmniejszenia wartości równoważnego poziomu dźwięku w porze występowania.

Zestawienie wyników pomiarów wartości równoważnego poziomu dźwięku (L_{Aeq}) dla punktów pomiarowych zlokalizowanych w obrębie ZPMW Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel” wykonane na zlecenie Kopalni w latach 2000, 2001, 2005 [9] oraz wykonane przez autora w 2009 i 2013 przedstawia rys. 15.2.



Rys. 15.2 Wartości L_{Aeq} [dB] dla punktów pomiarowych zlokalizowanych w obrębie ZPMW Oddział KWK „Marcel” w latach 2000-2013

Na podstawie uzyskanych wyników badań można stwierdzić, że w wyniku modernizacji Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla przeprowadzonej w 2001 roku nastąpiło diametralne zmniejszenie wartości równoważnego poziomu dźwięku emitowanego do środowiska w stosunku do wyników uzyskanych przed modernizacją: w pierwszym punkcie pomiarowym odnotowano spadek wartości równoważnego poziomu dźwięku o 24,1 dB, w drugim o 23,6 dB, w trzecim o 24,7 dB, w czwartym o 24,0 dB, a w piątym o 10,3 dB w odniesieniu do roku 2001. W następnych latach odnotowano wzrost wartości równoważnego poziomu dźwięku (maksymalnie o 2,5 dB). Na taki stan rzeczy wpływ miały w głównej mierze ubytki w elementach szklanych elewacji budynku.

WNIOSKI

Rozwój przemysłowy i cywilizacyjny powoduje, że hałas jest wszechobecnym elementem materialnego środowiska pracy oraz środowiska naturalnego, a pojęcie tzw. klimatu akustycznego jest pojęciem stosowanym w opisie charakteryzującym zespół zjawisk akustycznych zachodzących w środowisku. Najczęstszym występującym skutkiem oddziaływania hałasu na organizm człowieka jest czasowe lub trwałe przesunięcia progu słyszenia.

Przedstawiony w artykule materiał pozwala prześledzić na ile zmiany modernizacyjne przeprowadzone w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla Kompanii Węglowej S.A. Oddział KWK „Marcel” wpłynęły na poziom emisji hałasu do środowiska, badanego w bezpośrednim sąsiedztwie kopalni. Po pierwszej modernizacji przeprowadzonej w 2000 r. wartość równoważnego poziomu dźwięku w środowisku w punkcie pomiarowym nr 1 uległa zmniejszeniu o ok. 44% w stosunku do wyjściowej wartości L_{Aeq} , w punkcie nr 2 - o ok. 46%, w punkcie nr 3 - o ok. 43%, w punkcie nr 4 - o ok. 45%, a w punkcie nr 5 - o ok. 36%. Co prawda, kolejne zmiany nie przyniosły tak istotnych spadków wartości L_{Aeq} ale i tak uzyskano znaczącą poprawę warunków w porównaniu do stanu wyjściowego z przed 2000 r. Jest o tyle istotne, iż Oddział KWK „Marcel” jest usytuowany w samym centrum blisko 20000 miasta, w bezpośrednim sąsiedztwie zabudowań mieszkalnych. Identyczne wyniki obliczeń dla pory

dziennej i nocnej wynikają 24-godzinnego cyklu pracy urządzeń Zakładu Przeróbczego w ciągu doby w czasie pomiarów.

Po przeprowadzonych modernizacjach uzyskano zminimalizowanie emisji hałasu do środowiska poniżej wartości określonych wcześniejszych Rozporządzeniach Ministra Ochrony Środowiska w sprawie wartości progowych poziomu hałasu oraz później wprowadzonych dopuszczalnych poziomów hałasu w środowisku (tak w Rozporządzeniu Rady Ministrów z dnia 30 września 1980 r. w sprawie ochrony środowiska przed hałasem i wibracjami. (Dz. U. z dnia 30 września 1980 r. Nr 24, poz. 90) jak również w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z 29 lipca 2004 r. w sprawie wprowadzenia dopuszczalnych poziomów hałasu w środowisku. (Dz. U. z dnia 13 sierpnia 2004 r. Nr 178, poz. 1841), jak i Rozporządzeniu Ministra Środowiska z 14 czerwca 2007 r. w sprawie wprowadzenia dopuszczalnych poziomów hałasu w środowisku (Dz. U. z dnia 14 czerwca 2007 r. Nr 120, poz. 826)), a tym bardziej zgodnie z aktualnie obowiązującym Rozporządzeniem Ministra Środowiska z 1 października 2012 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie dopuszczalnych poziomów hałasu w środowisku (Dz. U. z dnia 1 października 2012 r., Dz. U. 2012 poz.1109).

Wraz z modernizacjami jednocześnie nastąpiła również poprawa klimatu akustycznego na stanowiskach pracy w ZPMW, co ma również bardzo duże znaczenie chociażby w aspekcie liczby stwierdzonych przypadków trwałego ubytku słuchu gdzie według Zakładu Ubezpieczeń Społecznych pod względem zapadalności jest czwartą w kolejności chorobą zawodową. Zawodowa utrata słuchu nie jest to zresztą jedynym skutkiem wywołanym oddziaływaniem tego elementu materialnego środowiska pracy. Hałas negatywnie wpływa także na sprawność organizmu oraz jakość życia związana między innymi ze spadkiem wydajności pracy, wyraźnym dyskomfortem psychiczny itd.

LITERATURA

1. Engel Z.: Ochrona środowiska przed drganiami i hałasem. Warszawa, Wydawnictwo Naukowe PWN 2001.
2. Małecki Z.: Ochrona i zarządzanie środowiskiem. Tom I, Katowice, 2000 r.
3. Praca zb. pod red. naukową prof. D. Koradeckiej: Bezpieczeństwo pracy i ergonomia. Tom 1. Centralny Instytut Pracy. Warszawa 1997.
4. Wyższy Urząd Górniczy: Stan bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie w 2012 roku. Katowice, kwiecień 2013.
5. Zagrożenie hałasem. Wybrane zagadnienia. Opracowania tematyczne OT-612. Kancelaria Senatu. Luty 2012.
6. Dokumentacja nr 130/00: Modernizacja przenośników węzła załadunku węgla w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla, Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel”. Radlin 2000.
7. Dokumentacja nr 130b/00: Naprawa ścian zewnętrznych i wymiana okien w budynku płuczki, Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla, Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel”. Radlin 2001.
8. Projekt powykonawczy nr. 836/T: Modernizacja węzła wysiewania, w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla, Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel”, Radlin 2004.

9. Materiały z pomiarów emisji hałasu do środowiska z Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla z Kompanii Węglowej SA. Oddział KWK „Marcel”.
10. www.zus.pl

WPLYW MODERNIZACJI ELEWACJI BUDYNKÓW I CIĄGU TECHNOLOGICZNEGO W ZAKŁADZIE PRZERÓBKI MECHANICZNEJ WĘGLA NA POZIOM HAŁASU EMITOWANEGO DO ŚRODOWISKA

Streszczenie: *W publikacji przedstawiono wyniki pomiarów emisji hałasu do środowiska z Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla w aspekcie wykonanych modernizacji i perspektywy czasu oraz ich wpływu zmiany tych wartości.*

Słowa kluczowe: *pomiary hałasu, zakład przeróbki mechanicznej węgla, ochrona środowiska.*

IMPACT OF BUILDING FACADES AND TECHNOLOGICAL ROW IN THE MECHANICAL COAL REDACTION DEPARTMENT ON THE LEVEL OF ENVIRONMENTAL NOISE

Abstract: *Industrial development and civilization makes noise is a ubiquitous element in the material environment, and the concept of the so-called. acoustic climate is increasingly used to describe any acoustic phenomena occurring in the environment. The highest incidence of the effect of noise on the human body is temporary or permanent hearing threshold shift – by ZUS in the number of reported cases of permanent hearing loss in Poland is the fourth in order of occupational disease. Only in the mining industry over the last three years (2010-2012) reported 149 new cases of occupational hearing loss (a total of 1784 registered cases of occupational diseases).*

Occupational hearing loss is indeed the only effect caused by the impact of the material element of the working environment – noise also affects the efficiency of the body and quality of life. Disturbance in the functioning of the nervous system, cardiovascular and immune system are becoming more frequent and the people who do not work with audio sources, such as for example, in people living near the institutions emitting noise.

Results described in this paper allows to trace how changes in modernization carried out in the Mechanical Coal Redaction Department KWK Coal Mine "Marcel" affected the noise level recorded in the environment in the immediate vicinity of the mine. The measurements were carried out at five points located as follows: section. 1-200 m west of the sources of noise, point. No. 2, 500 meters south of noise sources point. No. 3 750 meters southeast of the sources of noise points. No. 4, 300 meters east of the sources of noise, point. No. 5 within 6500 m to the north and east of the source of the noise.

Only after the first modernization carried out in 2000 the value of an equivalent level of sound in the environment in step 1 was reduced by approximately 44% compared to baseline LAeq, in step # 2 - by about 46%, in step # 3 - o about 43%, in item 4 by about 45%, and in Section 5 - by about 36%. It is true that more changes have not been as significant declines but still achieved a significant improvement in the sound environment. It is more important that the coal mine "Marcel" is located in the heart of the city close to 20 000, in close proximity to residential buildings. Identical results of the calculations for the day and night due to the 24-hour cycle of processing mechanisms in the Redaction Department during the day.

dr inż. Marek PROFASKA
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii
Instytut Mechanizacji Górnictwa
ul. Akademicka 2A, 44-100 Gliwice
e-mail: marek.profaska@polsl.pl

16

ENERGY CONSUMPTION OF FACE CUTTING BY THE HEADING MACHINE TAKING INTO ACCOUNT CUTTING-TOOLS' BLUNTING

16.1 THE PROBLEM AND ITS CONNECTION WITH SCIENTIFIC OR PRACTICAL TASKS

While cutting unit of a heading machine is cutting a face, there happens a continuous abrasive wear of cutting-tools, which leads to changes of their form and dimensions and that leads to increase of specific energy consumption of face cutting. In this case heading machine's theoretical capacity decreases (in inverse proportion to specific energy consumption's growth), time of cutting a cubic meter of rock mass increases and, as a consequence, the number of loading cycles grows as well, which leads to deterioration in machine's life time. As a result, the untimely replacement of worn cutting-tools may lead to essential deviations in indexes of heading machine's performance standards from values stated in its technical specifications. That is why it is necessary to do a research on influence of cutting-tool's abrasive wear on energy consumption of heading face cutting by the heading machine as one of the main factors determining performance standards indexes.

16.2 RESEARCH AND PUBLICATIONS ANALYSIS

Fundamentals of theory of rock cutting are based on the results of multiple experimental researches [1, 5]. On the grounds of these researches there were offered methods of calculation of cutting force components at cutting coals and rock [3, 4], which allow to take into account basic strength and brittle-ductile properties of cut mass of rock, its stress-state and also cutting-tool geometry and cutting operating parameters. These methods use dependencies in which influence of cutting-tool abrasive wear is taken into account as a projection value of worn place on cutting plane. At the same time at transverse cutting heads there are mostly used revolving cutting-tools for which the term "worn place" is ambiguous, which makes it difficult to use the methods considered above.

16.2.1. Setting the task

The aim of this article is to assess influence of revolving cutting-tools wearing on the cutting head on formation of specific energy consumption of face cutting by the heading machine.

16.2.2 Material description and results

Specific energy consumption characterizes efficiency of face cutting taking into account cut rock mechanics, face structure, structural design and technical state of cutting unit and cutting-tool and operating conditions (intake and cutting velocity, cutting depth and cutting step [7]), also taking into account overbreak of working's edge.

Research of influence of cutting-tool's abrasive wear on energy consumption of heading face cutting was carried out in the representative conditions of operation at the time of heading machine driving wind roadway of the northern base face of seam 112 at Leased Company "Belitskaya Mine", State company "Dobropolyeugol" [8]. Cutting heads of the heading machine were equipped with revolving cutting-tools R32-70. On the basis of original method of processing continuous recording of motor current of cutting unit drive there was obtained specific energy consumption for every face processing cycle. Fig. 1 shows diagram of changes of average specific energy consumption for a face cutting cycle (50 cycles, 5 days round the clock of work).

Since mining and geological conditions changed inconsiderably at the time the experiment was being held, fluctuations of specific energy consumption are evoked by overbreaks and operator's errors in repeating face cutting cycle and also by cutting-tool wearing and breaking.

To estimate the influence of operating tool's abrasive wear on change of specific energy consumption value the diagram was divided into intervals. The beginning of every interval corresponded to the beginning of the first working shift, which followed the maintenance shift when cutting-tools were replaced. The analyzed interval ended up with the shift after which the maintenance shift followed.

By means of regression analysis there was obtained a linear dependence of specific energy consumption on the amount of cut rock mass. In this case the equation is as follows:

$$W = W_0 + K_V \cdot V \quad (1)$$

where:

W_0, K_V – coefficients of regression,

V – the amount of cut rock mass

The average of obtained processed experimental data of coefficient of regression came to $K_V = (0.061 \pm 0.008) \text{ kWh/m}^6$, $W_0 = (3.49 \pm 0.13) \text{ kWh/m}^6$, and range of possible values with confidence probability of 0.95 came to from 0.028 kWh/m^6 up to 0.073 kWh/m^6 and from 2.98 kWh/m^3 up to 3.82 kWh/m^3 for K_V and W_0 correspondingly. Physical meaning of coefficient of regression is following: W_0 – specific energy consumption for face cutting cycle after the change of operating tool during maintenance shift (sharp cutting-tools); K_V – coefficient taking into account increase in specific energy consumption for face cutting cycle as cutting-tools are wearing proportionally to the amount of cut rock mass. Coefficient value K_V depends, first of all, heading face physical-mechanical properties (abrasiveness) and operating tool wearability.

Fig. 16.1 analysis shows that after the maintenance shift has replaced operating tool specific energy consumption drops, but then as the operating tool gets blunt during working shifts it increases not less than up to 20%, which should be taken into account at heading machine design.

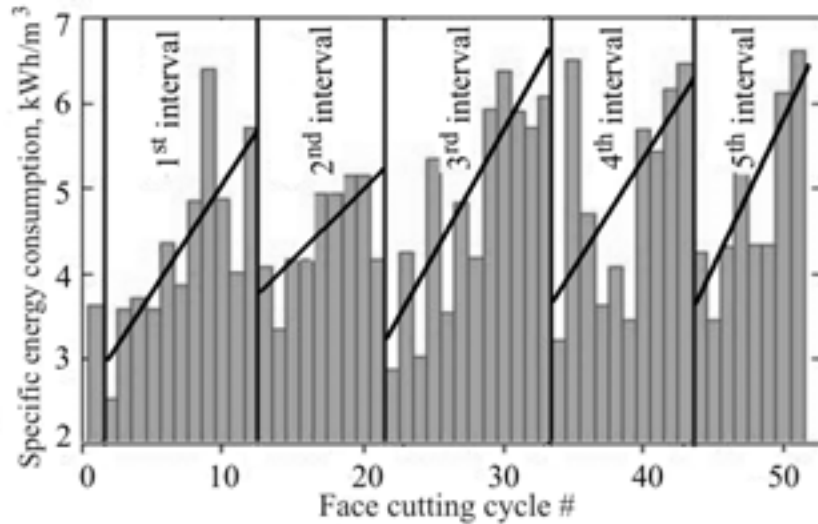


Fig. 16.1 Change of average specific energy consumption for a face cutting cycle during the experiment

For taking into consideration abrasive wear of cutting-tools in design and operation calculations such parameter as “projection of cutting-tool’s worn place on cutting plane” is introduced into the formulas of calculating cutting force. For radial and tangential revolving cutting-tools this parameter can be quite easily assessed during sight control of the back edge of tool head and reaches from 20 to 50 mm² for different types of cutting-tools. At the same time nearly all the modern heading machinery is equipped with tangential revolving cutting-tools. These cutting-tools have neither front nor back edge owing to design shape (biconical tool head) and gradual revolving during the face cutting process. Abrasive wear of revolving cutting-tool happens unevenly as centre-punch wears slower and cutting head faster. As a result it is much more difficult to assess a degree of revolving cutting-tool’s wear during visual examination, also such term as “worn place” has no physical meaning at all. Besides, similarly worn cutting-tools placed on different cutting lines have different influence on formation of cutting unit’s loading and energy consumption of face cutting.

As it is known abrasive wear value (mass lost) is proportional to friction forces for cutting-tool #*i* and at constant average feed force P_{yi} on length of cut Δl_i can be represented as

$$\Delta m_i = k_a \cdot a \cdot P_{yi} \cdot \Delta l_i \quad (2)$$

where:

k_a – proportionality constant,

a – abrasiveness of rock.

Taking into account correlation between cutting force and feed force and also approximately accepting cutting force $P_{zi} \approx k_z p_c S_i$ (here k_z – proportionality constant, p_c – contact strength of rock, S_i – area of cut for tool #*i*), dependence (2) can be represented as follows:

$$\Delta m_i = k_a k_z a p_c \Delta V_i, \quad (3)$$

where:

$\Delta V_i = S_i \Delta l_i$ – amount of rock cut by cutting-tool #*i*, corresponding to length of cut Δl_i .

However, it is difficult to use this dependence in practical calculations because of absence of connection between Δm_i and change of cutting force on a cutting-tool.

As the above shown results of experimental research demonstrated specific energy consumption essentially increase proportionally to the amount of cut rock. Degree of cutting-tool's abrasive wear is proportional to this very value according to dependence (3). Hence, it is possible to assume a linear growth of the cutting force average for a separate cutting-tool according to the following dependence:

$$P_{zi} = P_{zoi}(1 + k_V \cdot V_i), \tag{4}$$

where:

- P_{zoi} – cutting force on the sharp cutting-tool # i at the given cut parameters;
- k_V – coefficient taking into account growth of cutting force;
- V_i – the amount of rock cut by i cutting-tool from the moment of its replacement.

Value of experimentally defined coefficients W_0 , and K_V can be used to calculate coefficient k_V that takes into account increase of cutting force when cutting-tool, which cuts rock by contact strength p_C , gets blunt:

$$k_V = \frac{K_V}{W_0} \cdot \frac{p_C}{p_{C0}}, \tag{5}$$

where:

p_{C0} – average weighted contact strength of face rocks under conditions of experiment (for described above experiment conditions $p_{C0} = 320$ mPa).

To estimate assessment of cutting-tool's abrasive wear on formation of specific energy consumption there was used developed in [6] a mathematical model of heading machine's operation. Simulation considered the most characteristic parameters of face cutting mode, such as: cutting depth $B = 0.2$ m, cutting step $\Delta H = 0.4$ m, unconfined compressive strength of rock (40-80) mPa.

It is known [2] that in different operating modes of face cutting essentially different parameters of cut are formed on the cutting-tools of transverse cutting heads. As a result the amount of rock cut by single cutting-tools may substantially differ. A face cutting cycle comprises different modes, which should be taken into account while analyzing influence of cutting-tool's abrasive wear on indexes of heading machine's operation.

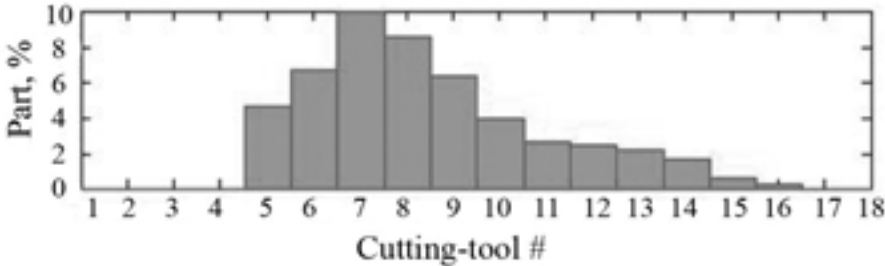


Fig. 16.2 Histogram of distribution of the amount of rock between cutting-tools cut by a cutting unit

Fig. 16.2 shows combined distribution of the amount of rock between cutting-tools, placed on a cutting head on different cutting lines. Distribution is calculated for one of 2 cutting heads (total of all parts according to cutting lines comes to 50%). Distribution analysis demonstrated that cutting-tools placed on the 7th cutting line cut twice bigger amount of rock in comparison with average value and, therefore, wear out two times faster. Taking into

consideration this fact, optimization of cutting-head parameters according to cutting-tool's even wear criteria is a perspective.

During the research of influence of cutting-tools abrasive wear on forming specific energy consumption it is necessary to consider the following conditions of cutting head's cutting-tools:

1. all the cutting-tools are sharp, which corresponds to the beginning of heading machine's operation after replacement of all the cutting-tools. This condition should be assumed as the basic one for comparative evaluation;
2. cutting-tools are blunt proportionally to average weighted parts of rock cut during a cycle of heading face cutting ("proportional wear"). In this case we must also consider different total amounts of rock cut by a cutting unit. Such condition is possible at simultaneous replacement of all the cutting-tools on cutting heads;
3. cutting-tools are evenly blunt ("even wear"). In this case different total amounts of rock cut by a cutting unit are also assumed, however, it is considered that they are divided between cutting-tools in even parts. This condition can be viewed as an averaged one for the case of cutting-tools replacement as soon as they get blunt. Wearing degree of cutting-tools on a cutting head does not depend on distribution of the amount of cut rock between cutting-tools.

To evaluate the influence of different kinds of cutting head's state according to cutting-tool's abrasive wear, even or proportional, on energy consumption of a heading face cutting there were built graphic charts (Fig. 16.3) of relative growth of average specific energy consumption for a cycle depending on the cut rock amount of different hardness.

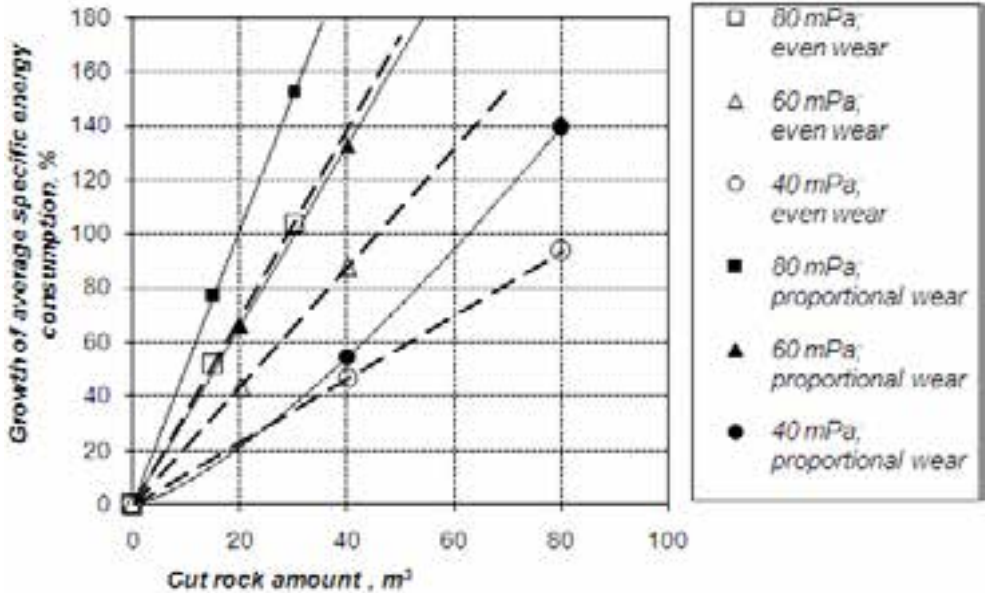


Fig. 16.3 Growth of average specific energy consumption for a face cutting cycle at even and prorrptional wear of cutting-tools

Obtained results have good correspondence with the results of the full-scale experiment, which confirms correctness of the suggested formulas (4, 5). It is clear from the graphic charts that growth of specific energy consumption increases in 1.4-1.5 times in case of proportional wear in comparison with even wear. This fact is explained by the simultaneous influence of

two factors: firstly, cutting-tools in cutting lines 6-9 cut more than 50% of rock's amount (Fig. 16.2), which quickens their abrasive wear; secondly, the very same cutting-tools make maximum contribution into formation of average specific energy consumption for a cycle. One more time it confirms the necessity for structural optimization of cutting heads according to even wear of tools criterion.

According to simulation results there were created dependences of theoretical heading machine's capacity (for a face cutting cycle) on the amount of cut mined rock at different values of its unconfined compressive strength and condition of cutting head's cutting-tool (Fig. 16.4).

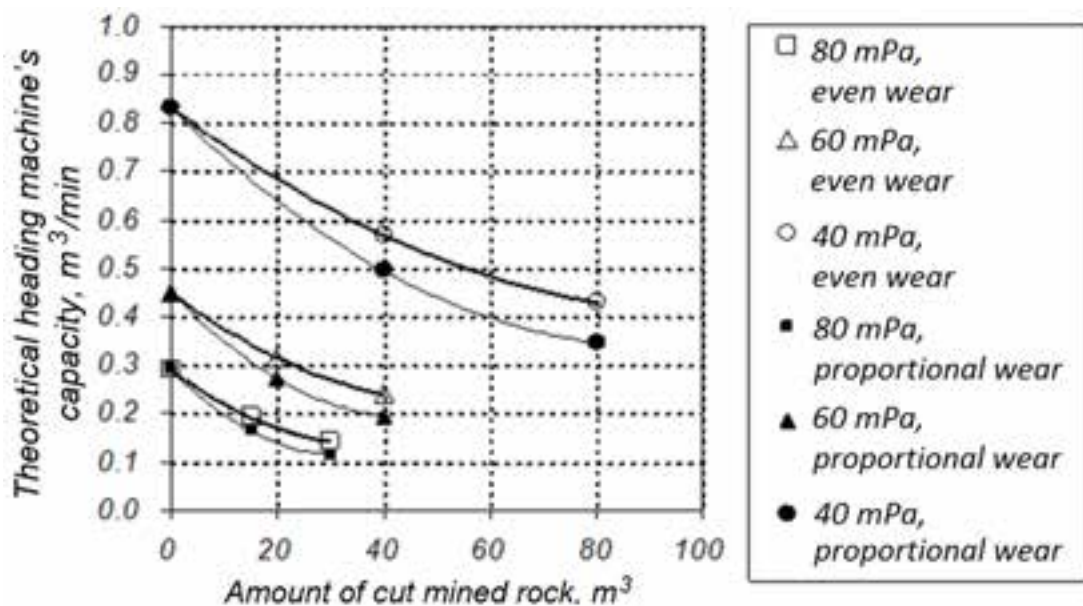


Fig. 16.4 Average theoretical heading machine's capacity for a face cutting cycle at even and proportional wear of cutting-tools

Analysis of the given graphic charts allows to come to the conclusion that while cutting-tools are getting blunt during face cutting, theoretic capacity drops according to hyperbolic law. The most intensive decline in capacity is detected right after cutting-tool replacement. In this case the decline is most essential at proportional wear of cutting-tools. To provide high level of heading machine's capacity it is necessary to replace cutting tool quite often. However, if we take into account cutting-tool changing time the effect might be quite the opposite. This requires consideration during development of cutting-tool replacement strategy. Besides, growth of specific energy consumption conditioned by the operating tool getting blunt can lead to decrease of heading machine's life-time, which will require more frequent maintenance works and can decrease face cut pace.

To assess influence of cutting-tool abrasive wear on life-time of cutting unit drive there was used such parameter as "cumulative damage", which characterizes resulting action of loading cycles at the time of heading of 1m working on propagation fatigue fractures in driving gear elements.

Cumulative damage for different states of cutting head in regard to abrasive wear of cutting-tools was calculated in the simulation according to the following formula

$$CD_L = \frac{\omega}{2\pi B} \sum_{i=1}^3 \left[t_{hci} \int_0^{M_{max}} M^m f_{hci}(M) dM + t_{vci} \int_0^{M_{max}} M^m f_{vci}(M) dM \right] \quad (6)$$

where:

ω, B – angle rotation velocity and cutting depth of cutting head,

t_{hci}, t_{vci} – time of seam # i cut during horizontal and vertical cutting mode,

M_{max} – maximum recorded value of transmission moment,

m – value of fatigue curve degree,

$f_{hci}(M), f_{vci}(M)$ – functions of distribution of transmission moment probability in horizontal and vertical cutting modes while cutting seam # i .

For taking into consideration replacement of cutting-tools during heading machine's operation such parameter as a "cutting tool replacement interval" is introduced. This parameter V_r is the amount of rock mass cut by heading machine in the intervals between cutting-tool replacements. As a criterion of end of life-time the following condition was accepted:

$$CD_{lim} = \frac{R}{V_r} \int_0^{V_r} CD_V(V) dV \quad (7)$$

where:

CD_{lim} – cumulative damage corresponding to end of transmission element's life-time,

R – transmission element's life-time (in m^3) which depends on accepted replacement intervals V_r ,

$CD_V(V)$ – function of average cumulative damage for face cutting cycle related to a unit of the amount of cut rock mass, which was defined as $CD_V = CD_L/S_0$,

where:

S_0 – cross-sectional area of a working.

The simulation results demonstrated that dependences $CD_V(V)$ look like polynomial of second degree, in some cases degenerating into linear dependence.

Immediate calculation of a life-time value is difficult because the limit cumulative damage value CD_{lim} depends on structure and attributes of material of the transmission element under consideration. That is why for evaluation there was accepted relative life-time R/R_0 :

where:

R_0 – transmission element's life-time (in m^3) corresponding to basic replacement interval V_{r0} .

As V_{r0} there was accepted the amount of rock corresponding to 20% growth of specific energy consumption for a face cutting cycle.

Fig. 16.5 shows graphic charts of a relative life-time R/R_0 depending on replacement interval of cutting tool V_3 in case of even wear of cutting-tools for value of fatigue curve degree $m = 6$.

Graphic charts are built for different unconfined compressive strengths of rock σ_{cs} , in this case corresponding basic replacement intervals as the follows were accepted: $V_{r0(40)} = 20 m^3$ at $\sigma_{cs} = 40$ mPa, $V_{r0(60)} = 15 m^3$ at $\sigma_{cs} = 60$ mPa, $V_{r0(80)} = 8 m^3$ at $\sigma_{cs} = 80$ mPa. Analysis of obtained dependences demonstrated the following:

1. At linear dependence CD_V life-time decreases hyperbolically while cutting-tool replacement intervals increase (curves for $\sigma_{cs} = 60$ and 80 mPa). In this case more frequent cutting-tool replacement allows to raise transmission elements life-time for more than 20-30%.
2. At polynomial function $CD_V(V)$ (curve for $\sigma_{cs} = 40$ mPa) on the life-time graphic chart we can conventionally distinguish two sectors: on the first one life-time decreases less intensively after cutting-tool replacement frequency increases, on the second one the decrease is more intensive. This regularity stands out the more the stronger dependence $CD_V(V)$ differs from the linear one. In this case more frequent cutting-tool replacement might not lead to noticeable increase of raise transmission elements life-time.
3. At limit cutting-tool replacement interval corresponding to twice as big growth of specific energy consumption of a face cutting, decrease in transmission elements life-time will make up 40-60%.

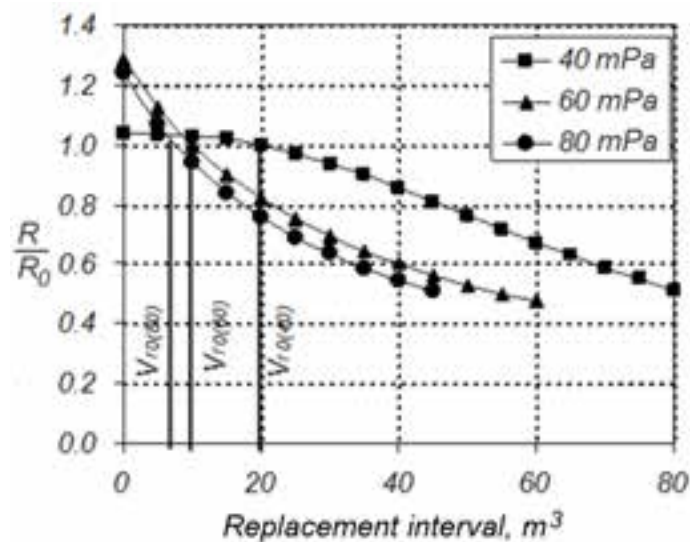


Fig. 16.5 Dependence of relative life-time on cutting-tool replacement intervals for transmission elements with $m = 6$

Therefore, cutting tool abrasive wear significantly influences life-time of cutting unit drive's transmission elements. That requires to be taken into consideration while grounding a strategy of worn cutting-tool replacement, which would be adaptive to conditions and modes of operation.

According to the authors' evaluation, the untimely replacement of worn cutting-tool may lead to decrease in theoretical capacity and life-time of a heading machine up to 40-60%. In this case for diagnostics of cutting-tools' limit state according to degree of abrasive wear there should be assumed not the absolute value of separate cutting-tools wearing, but integral factor, which takes into account their contribution into formation of cutting unit loading on the whole, i.e. specific energy consumption for a face cutting cycle.

CONCLUSIONS AND THE FURTHER RESEARCH LINE

1. There was experimentally defined linear regression dependence of specific energy consumption at the cycle of heading face cutting by a heading machine on amount of cut

mined rock. In this case growth of specific energy consumption conditioned by the operating tool getting blunt between its replacements makes up not less than 20%.

2. There were suggested a method and dependences that allow to take into account influence of revolving cutting-tool R32-70 abrasive wear on formation of cutting force in function from the amount of cut mined rock and its contact strength.

3. Untimely replacement of worn cutting-tool may lead to decrease in theoretical capacity and life-time of a heading machine up to 40-60%. Technical diagnostics of abrasive wear degree of heading machine's cutting tool should be done according to integral factor, i.e. specific energy consumption for a face cutting cycle determined on the basis of processing continuous recording of motor current of cutting unit drive.

REFERENCES

1. Барон Л. И.: Разрушение горных пород проходческими комбайнами. Разрушение тангенциальными инструментами. /Отв. ред. Л.И. Барон/М., Наука, 1973.-171с.
2. Гуляев В. Г.: Определение удельных энергозатрат и вектора внешнего возмущения корончатого исполнительного органа проходческого комбайна в различных режимах обработки забоя/В.. Гуляев, Д.. Семенченко//Наукові праці ДонДТУ. Серія гірничо-електромеханічна. Донецьк 2001. Вип.35. – С.38–47.
3. ОСТ 12.44.197–81. Комбайны проходческие со стреловидным исполнительным органом. Расчет эксплуатационной нагруженности трансмиссии исполнительного органа. Введен с 01.07.1982. –М.: Минуглепром СССР, 1981. 48 с.
4. ОСТ 12.44.258–84. Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах. Методика. Введен с 01.01.1986. М.: Минуглепром СССР, 1984. 107 с.
5. Позин Е. З.: Сопrotивляемость углей разрушению режущими инструментами Отв. ред. А. И. Берон. М.: Наука, 1972. 240 с.
6. Семенченко А. К.: Математическая модель формирования вектора внешнего возмущения на аксиальной коронке мехатронного проходческого комбайна/А.К. Семенченко, О. Е. Шабаев, Н. В. Хиценко, Е. Ю. Степаненко//Наукові праці Донецького нац. техн. ун-ту. Вип. 18(172), серія гірничо-електромеханічна. Донецьк: ДонНТУ, 2010. С. 3-12.
7. Семенченко А. К.: Теоретические основы анализа и синтеза горных машин и процесса их восстановления как динамических систем/А. К. Семенченко, В. М. Кравченко, О. Е. Шабаев. Донецк: РВА ДонНТУ, 2002. 302с.
8. Шабаев О. Е.: Экспериментальные исследования режимов работы исполнительного органа проходческого комбайна/О. Е. Шабаев, А. К. Семенченко, Н. В. Хиценко, Н. И. Стадник//Горное оборудование и электромеханика. 2010. №10. С.49-56.

ZUŻYCIE ENERGII W TRAKCIE PRACY KOMBAJNU CHODNIKOWEGO UWZGLĘDNIAJĄCE STĘPIENIE NARZĘDZIA URABIAJĄCEGO

Streszczenie: Dowiedziono za pomocą metod doświadczalnych oraz wykazano teoretyczną liniową zależność zużycia energii w trakcie cyklu pracy kombajnu chodnikowego oraz wielkości urobku w zależności od stopienia narzędzia urabiającego.

Słowa kluczowe: kombajn chodnikowy, narzędzie urabiające, zużycie ściernie, diagnostyka

ENERGY CONSUMPTION OF FACE CUTTING BY THE HEADING MACHINE TAKING INTO ACCOUNT CUTTING-TOOLS' BLUNTING

Abstract: There was experimentally found out and theoretically proved the linear regressional dependence of specific energy consumption at the cycle of heading face cutting by a heading machine on amount of cut mined rock.

Key words: heading machine, cutting unit, cutting-tool, abrasive wear, diagnostics

ЭНЕРГОЕМКОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ ЗАБОЯ ПРОХОДЧЕСКИМ КОМБАЙНОМ С УЧЕТОМ ЗАТУПЛЕНИЯ РЕЗЦОВ

Резюме: Экспериментально установлена и теоретически доказана линейная регрессионная зависимость удельных энергозатрат за цикл разрушения забоя проходческим комбайном от объема разрушенной породы.

Ключевые слова: проходческий комбайн, исполнительный орган, резец, износ, диагностика

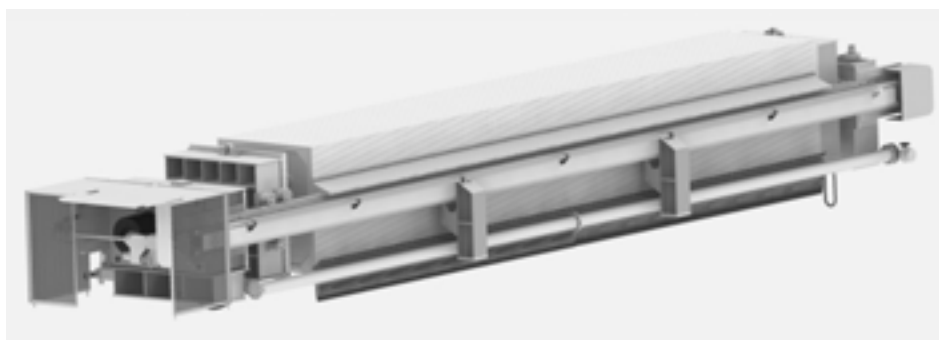
Dr. Eng, professor O. E. SHABAEV, PhD Eng, associate professor N. V. KHITSENKO,
post-graduate student I. I. BRIDUN, PhD Eng, professor O. K. MOROZ
Donetsk National Technical University
Artyom Street 58, 83001 Donetsk, UKRAINE
e-mail: oeshabaev@yandex.ua; n.khitsenko@mail.ru;
ss13835@yandex.ru; odm@mine.dgtu.donetsk.ua

17

NOWE ROZWIĄZANIE ROZDRABNIACZA PRODUKTÓW FILTRACJI

17.1 WSTĘP

W procesach technologicznych, w zakładach przeróbki mechanicznej węgla kamiennego, wykorzystywana jest woda obiegowa, która po udziale w procesach wzbogacania węgla, zawiera duże ilości cząstek stałych. Są to tzw. drobnoziarniste produkty wzbogacania. Pozostawienie ich w obiegu szybko zakłóciłoby cały proces technologiczny, dlatego konieczne jest ich wydzielenie, np. poprzez odwodnienie. Do tego celu w polskich zakładach mechanicznej przeróbki węgla stosowane są prasy filtracyjne. W zakładach tych najczęściej stosowane są, zaprojektowane w ITG KOMAG, prasy PF570 oraz ich późniejsze odmiany. Sporadycznie stosowane są zagraniczne konstrukcje. Najnowszym typem prasy zaprojektowanej przez ITG KOMAG jest zmodernizowana prasa PFK570N (rys. 17.1).



Rys. 17.1 Prasa filtracyjna PFK570N [3]

Zastosowany w prasach proces filtracji polega na oddzieleniu cieczy od części stałych. Pod wpływem ciśnienia wywieranego na zawieszinę i filtr, ciecz zawarta w zawieszynie przechodzi przez szczeliny filtra, natomiast części stałe odsączają się w komorze. Woda jest odprowadzana z prasy i jest zwracana do obiegu technologicznego. Odwodnione za pomocą pras drobnoziarniste produkty mają postać silnie zbitych tzw. placków filtracyjnych. W celu uzyskania pełnowartościowego produktu handlowego w postaci mieszanki z grubszymi sortymentami, wymagane jest ich rozdrobnienie. Obecnie realizowane jest ono na dwa sposoby:

- grawitacyjnie, za pomocą stałych rusztów, gdzie często wyniki są mocno niezadowalające.
- oraz mechanicznie, np. za pomocą mieszalników wirnikowych MW lub mieszalników-rozdrabniaczy MR.

17.2 MIESZALNIKI I MIESZALNIKI-ROZDRABNIACZE

W ITG KOMAG opracowano kilka wersji mieszalników i mieszalników-rozdrabniaczy.

17.2.1 Mieszalniki MW1400 i MW900

Mieszalniki MW przeznaczone są do wytwarzania wieloskładnikowych mieszanin z materiałów w postaci sypkiej i plastycznej np. mieszaniny miazgi z mułem. Stosowane są również do rozdrabniania placków filtracyjnych.

Dane techniczne mieszalnika MW 1400 są następujące [2]:

- wydajność do 600 Mg/h,
- maksymalny wymiar ziaren nadawy - 30 mm,
- typ wirnika 8/1400 lub 6/1400,
- obroty wirnika 120 min^{-1} ,
- moc napędu 55 kW,
- masa mieszalnika 3600-3700 kg.

Mieszalnik produkowany jest w wersjach ze sprzęgłem 1400S i z przystawką napędową 1400P, różniących się rodzajem przeniesienia napędu z silnika na wirnik mieszający. W wersji S, silnik jest połączony z przekładnią za pomocą sprzęgła elastycznego. W wersji P, napęd z silnika przenoszony jest za pomocą przekładni pasowej. Wersja P jest około 1000 mm niższa od wersji S, stąd jest częściej stosowana.

Drugi z wymienionych modeli, mieszalnik MW 900, jest pomniejszoną wersją mieszalnika MW 1400. Cechy konstrukcyjne, budowa i przeznaczenie są podobne. Mieszalnik posiada następujące parametry [2]:

- wydajność 250 Mg/h,
- moc 15 kW,
- wymiary (szerokość \times długość \times wysokość) $1310 \times 1672 \times 1525$,
- masa mieszalnika 3600-3700 kg

17.2.2 Mieszalnik-rozdrabniacz MR 300

Mieszalnik-rozdrabniacz MR300 to urządzenie przeznaczone do rozdrabniania i mieszania materiałów sypkich ulegających zbryleniu lub zbrylonych pod wpływem wilgoci.

Parametry mieszalnika-rozdrabniacza są następujące [2]:

- wydajność do $300 \text{ m}^3/\text{h}$,
- maksymalne ziarno nadawy 35 mm,
- moc zainstalowana 30 kW,
- masa mieszalnika 3500 kg.

17.3 KONCEPCJA NOWEGO ROZWIĄZANIA ROZDRABNIACZA PRODUKTÓW FILTRACJI

17.3.1 Opis problemu - wymagania

W jednym z zakładów przerobczych zastosowany jest nietypowy układ 6 krótkich pras, o ciśnieniu roboczym do 6 bar i krótkim czasie cyklu. Placki po zrzuceniu z pras filtracyjnych spadają na przenośniki taśmowe, gdzie z uwagi na dużą wilgotność i specyficzny skład (zawartość ilów), mają tendencję do oblepiania i zbrylania. Nie mogą w takiej postaci być

stosowane jako komponent mieszanek. W rozpatrywanym zakładzie przeróbczym dotychczas rozdrabnianie było realizowane dwoma urządzeniami zbudowanymi we własnym zakresie, jednak wyniki ich pracy nie były zadowalające.

Projektowane urządzenie ma być zdolne do rozdrobnienia placków filtracyjnych do wielkości brył poniżej 35 mm. Jednocześnie urządzenie powinno mieć na tyle małe gabaryty, by można je było wsunąć pomiędzy zbiegające się przesypy dwóch przenośników odbierających odwodniony materiał z pras filtracyjnych. Dodatkowo powinna istnieć możliwość wysunięcia z pomiędzy przesypów.

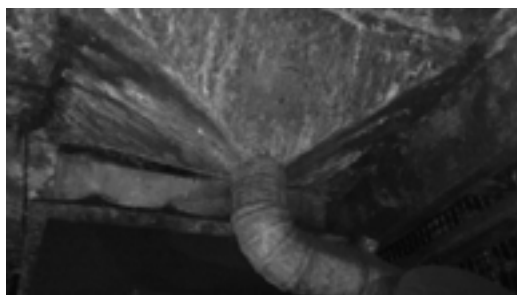
17.3.2 Wybór miejsca zabudowy

Pierwotnie urządzenie do rozdrabniania placków filtracyjnych miało być zainstalowane w miejscu zsypu materiału z dwóch przenośników do dwóch zsuwni z rozdzielaczem (rys. 17.2). W miejscu tym zbiegają się dwa przenośniki taśmowe B-1000, transportujące materiał odebrany z pras do dalszych procesów. Konieczne było zachowanie istniejących zsuwni z rozdzielaczem, umożliwiających zsyp materiału na jeden bądź drugi przenośnik B-1000.



Rys. 17.2 Miejsce instalacji urządzenia wg wstępnej koncepcji [4]

Dodatkowe utrudnienie stanowił istniejący kanał odwadniający, przedstawiony na rys. 17.3.



Rys. 17.3 Istniejący kanał odwadniający [3]

W kolejnym wariantcie rozważono umiejscowienie rozdrabniacza na poziomie przenośników odbierających materiał spod pras, w miejscu łączenia się ich zsyków (rys. 17.4).

Lokalizacja ta zapewnia więcej miejsca na zabudowę oraz łatwiejszy dostęp do urządzeń. Przy odpowiednich gabarytach rozdrabniacza możliwe jest również zapewnienie możliwości wysuwania go z przesypu. Istotne jest również to, że materiał rozdrabniany będzie ponad zsuwniami z rozdzielaczem, gdzie jest możliwość zachowania linii technologicznej – instalacja nie będzie ingerować w kształt tych zsuwni.



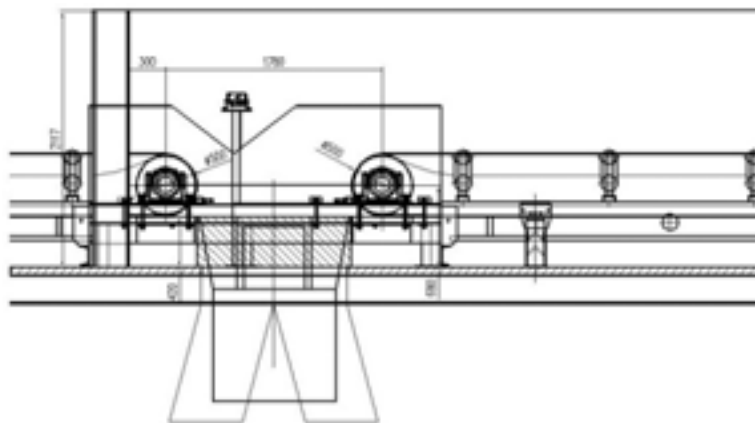
Rys. 17.4 Miejsce instalacji urządzenia wg drugiej koncepcji [4]

17.4 MOŻLIWOŚCI ZASTOSOWANIA MIESZALNIKÓW I MIESZALNIKÓW-ROZDRABNIACZY - ANALIZA

17.4.1 Możliwości zastosowania mieszalników MW1400 i MW900

Ze względu na gabaryty w pierwszej kolejności odrzucono możliwość zastosowania mieszalnika MW1400. Następnie zweryfikowano możliwość zastosowania mieszalnika MW900.

Na rys. 17.5 pokazano zarys mieszalnika MW 900 umiejscowiony w rozpatrywanym przesypie.

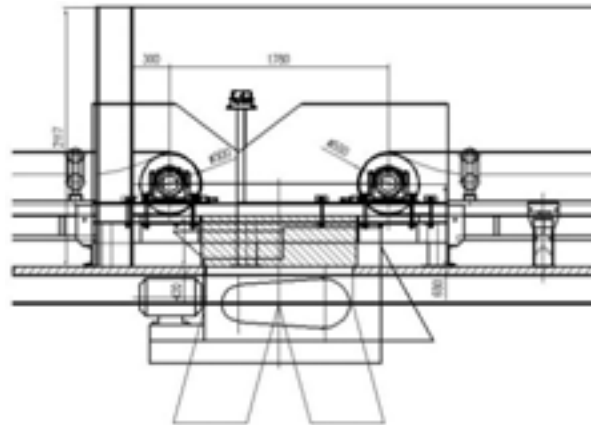


Rys. 17.5 Zarys mieszalnika MW900 w przewidzianym miejscu instalacji [3]

Stwierdzono, że również ten mieszalnik posiada zbyt duże gabaryty w stosunku do dostępnej do zabudowy przestrzeni. Zastosowanie mieszalnika MW 900 uniemożliwiłoby spełnienie warunku możliwości łatwego wysunięcia urządzenia z przesypu. Mieszalnik wchodziłby w kolizję z przesypami znajdującymi się poniżej poziomu przenośników odbierających materiał spod pras. Obawę budziła także skuteczność rozdrabniania, ponieważ ww. urządzenie nie jest typowym rozdrabniaczem.

17.4.2 Możliwości zastosowania mieszalnika-rozdrabniacza MR300

Na rys. 17.6 pokazano zarys mieszalnika-rozdrabniacza w miejscu ewentualnej zabudowy. Widoczne jest, że urządzenie posiada zbyt duże gabaryty w stosunku do dostępnej do zabudowy przestrzeni.



Rys. 17.6 Zarys mieszalnika rozdrabniacza MR 300 w miejscu przewidzianej lokalizacji [3]

17.5 ANALIZA INNYCH ZNANYCH ROZWIĄZAŃ ROZDRABNIACZY

W zakładach przeróbki mechanicznej węgla kamiennego nie są szeroko stosowane rozdrabniacze dedykowane do rozdrabniania placków filtracyjnych. Znane są urządzenia dedykowane dla budownictwa i energetyki, polskie wzory użytkowe oraz nieliczne rozwiązania własne inżynierów z zakładów przerobczych.

17.5.1 Łyżki krusząco-przesiewające

W energetyce oraz budownictwie stosowane są tzw. łyżki krusząco-przesiewające, instalowane na wysięgnikach ładowarek i koparek. Na rys. 17.7 pokazano łyżkę krusząco-przesiewającą fińskiej firmy REMU w trakcie pracy, natomiast na rys. 17.8 pokazano łyżki REMU również fińskiej firmy ALLU.

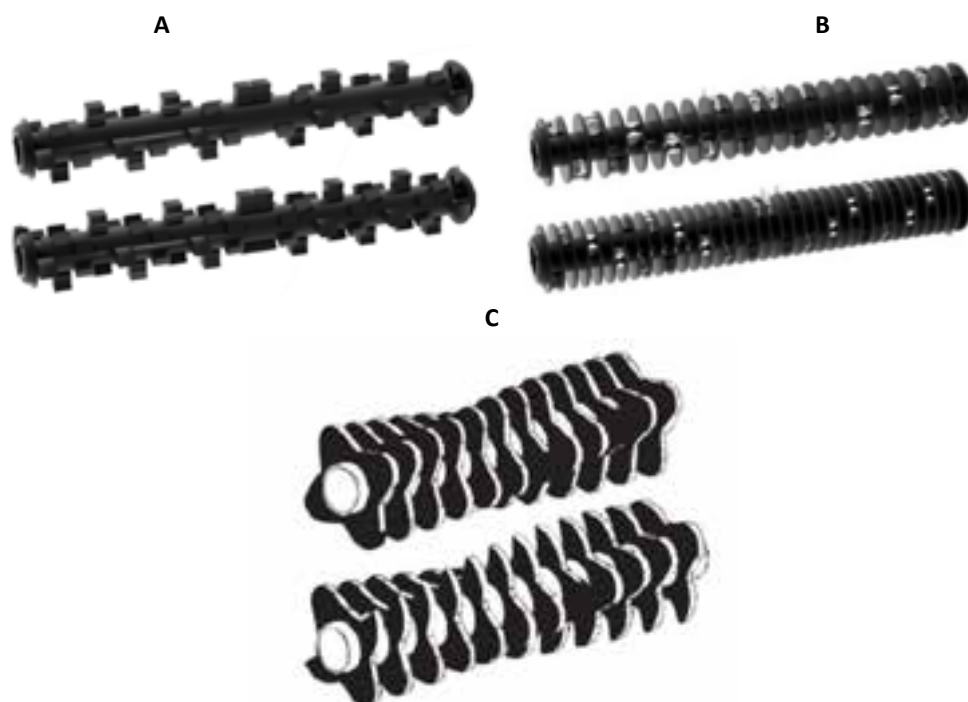


Rys. 17.7 Łyżka krusząco-przesiewająca fińskiej firmy REMU w trakcie pracy [10]



Rys. 17.8 Łyżki przesiewająco-kruszące, A- firmy REMU, B - firmy ALLU [9, 10]

W urządzeniach tych wewnątrz łyżki, zamiast dna, zainstalowane są układy wałów z krążkami lub nożami, które służą do transportowania i rozdrabniania podawanego materiału (rys. 17.9).



Rys. 17.9 Wały: A - z nożami, B - z nożami i krążkami, C - z krążkami [9, 10]

W przedstawionych rozwiązaniach napędzany jest jeden wał, za pomocą silnika hydraulicznego, zasilanego z instalacji maszyny roboczej, natomiast kolejne wały napędzane są od pierwszego poprzez przekładnię. Wały obracają się w tym samym kierunku. Na wałach umieszczone są krążki i/lub noże, o różnych kształtach, zależnych od rodzaju przetwarzanego materiału, jego wilgotności i jednorodności. Kolejne krążki mogą być obrócone względem siebie o kąt poprawiający ich współpracę z kolejnym wałem z krążkami, (rys. 17. 9), co poprawia efektywność kruszenia i przesiewania [9]. Na rys. 17.10 pokazano przykładowe zarysy krążków produkcji firmy REMU [9].



Rys. 17.10 Przykładowe krążki firmy REMU:

A - krążek ogólnego przeznaczenia, B - dla wysokiej zawartości kamienia, C - przecinający drewno znajdujące się w materiale, D - do materiałów o dużej wilgotności

Stosowane są również noże stałe, nazywane również listwami lub grzebieniami, współpracujące ze skrajnymi wałami (rys. 17.11).



Rys. 17.11 Noże stałe - listwy [9]

Wały wyposażone są również w noże, występujące samodzielnie lub razem z krążkami. Przykładowe noże pokazano na rys. 17.12.



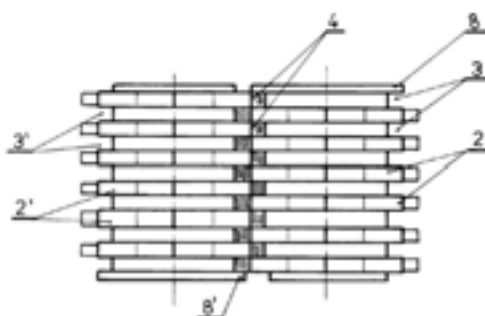
Rys. 17.12 Przykładowe noże firmy ALLU:

A - noże do lekkich materiałów, B - noże owalne do materiałów o zawartości kamienia, C - noże do kory i kompostu, D - noże uniwersalne [10]

Łyżki krusząco-przesiewające w znanej postaci nie nadają się do zastosowania do rozwiązania analizowanego problemu. Dyskwalifikują je m.in. gabaryty, zastosowanie napędu hydraulicznego, kształt obudowy (łyżka ładowarki). Dostosowania wymagają również materiały krążków i powierzchni ściernych oraz kształt krążków.

17.5.2 Rozdrabniacze do placków filtracyjnych

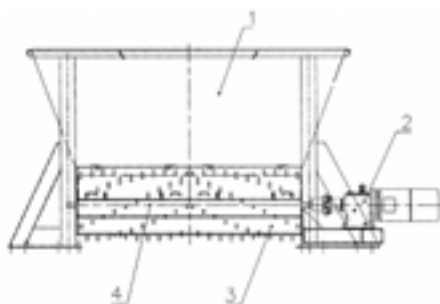
Znany jest wzór użytkowy PL97227 z roku 1994 „Urządzenie do rozdrabniania odwodnionego drobnoziarnistego materiału, zwłaszcza mułu węglowego”.



Rys. 17.13 Rysunek z wzoru użytkowego „Urządzenie do rozdrabniania odwodnionego drobnoziarnistego materiału, zwłaszcza mułu węglowego” [6]

Opisywany w nim rozdrabniacz, pokazany schematycznie na rys. 17.13, składa się z dwóch współbieżnie obracających się walców z umocowanymi na nich pierścieniami (2, 2') z elementami rozdzielającymi, wyposażonych w dolnej części w zgarniacze grzebieniowe. Pierścienie są tak usytuowane względem siebie, że tworzą rowki (3, 3'), a pomiędzy walcami powstają zamknięte powierzchnie (4) robocze. Elementy rozdzielające mają kształt odpowiadający zarysowi powierzchni (4) roboczej i w czasie obrotu walców wchodzą w utworzone rowki.

Kolejnym rozwiązaniem jest walcowy rozdrabniacz mułu, opisany we wzorze użytkowym PL65126 z roku 2008 [7], pokazany schematycznie na rys. 17.14.



Rys. 17.14 Rysunek z wzoru użytkowego „Walcowy rozdrabniacz mułu” [7]

Wg opisu wzoru użytkowego, walcowy rozdrabniacz posiada organ rozdrabniający, zbudowany z pojedynczego walca (3), który ma na całej powierzchni zewnętrznej kształtowe zęby, rozłożone na powierzchni walca (3) wzdłuż dwóch wielokrotnych (lewostronnej i prawostronnej) linii śrubowych, zawijających się od zewnętrznych krawędzi walca (3) do jego osi symetrii. Walec (3) jest połączony z zespołem napędowym (2) i jest umieszczony w najbliższym sąsiedztwie szczelinowego rusztu (4), obracając się w jego kierunku.

Oba powyższe rozwiązania nie znalazły szerszego zastosowania przemysłowego.

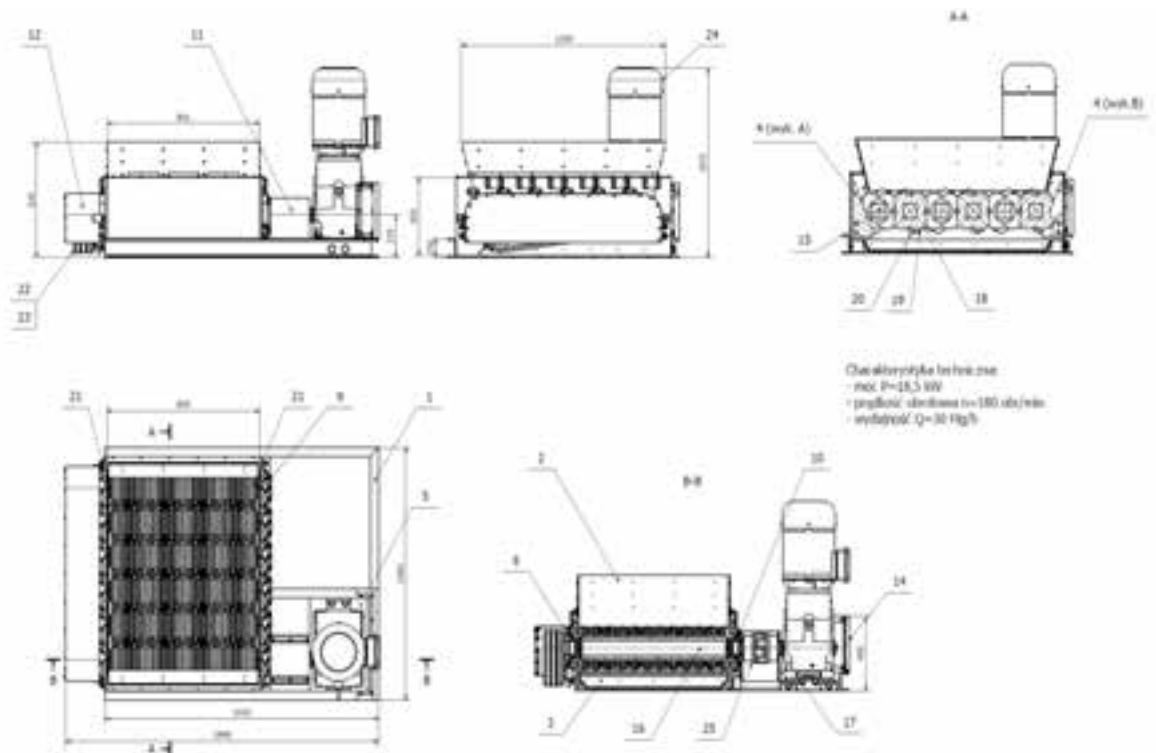
17.6 ROZWIĄZANIE ROZDRABNIACZA KONSTRUKCJI ITG KOMAG

Proponowane wyżej opisane urządzenia nie spełniły wymagań użytkownika lub nie pozwalały na zabudowę w wytypowanej lokalizacji. Konieczny zakres ewentualnych zmian, mających na celu dostosowanie jednego z urządzeń do założonych wymagań był tak duży, że zasadne było zaprojektowanie od podstaw nowego rozdrabniacza.

17.6.1 Przeznaczenie i budowa rozdrabniacza

Rozdrabniacz produktów filtracji RPF250, opracowany w ITG KOMAG, przeznaczony jest do rozdrabniania produktów procesu filtracji, tzw. placków filtracyjnych, będących wyjściowym produktem z pras filtracyjnych, wykorzystywanych w zakładach przerobczych kopalń węgla kamiennego do odwadniania drobnoziarnistych produktów wzbogacania.

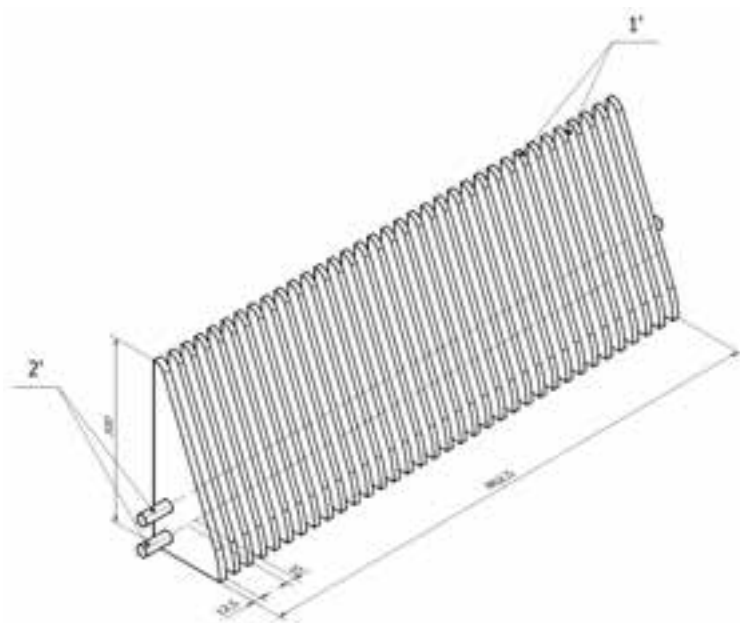
Rozwiązanie rozdrabniacza produktów filtracji RPF250, pokazano na rys. 17.15. Urządzenie składa się z ramy (1), z wysypem (2) i wysypem (3). Do ramy mocowane są zespoły łożyska ustalonego (6), łożyska ustalającego (9) i zespół łożyska ustalającego przelotowy (10). Napęd jest przekazywany z motoreduktora (24) przez wał III (17) i sprzęgło (25) na wał II (16), a z niego przekładnią łańcuchową (22) z napinaczem (23), na wały I (15).



Rys. 17.15 Rozdrabniacz produktów filtracji RPF250

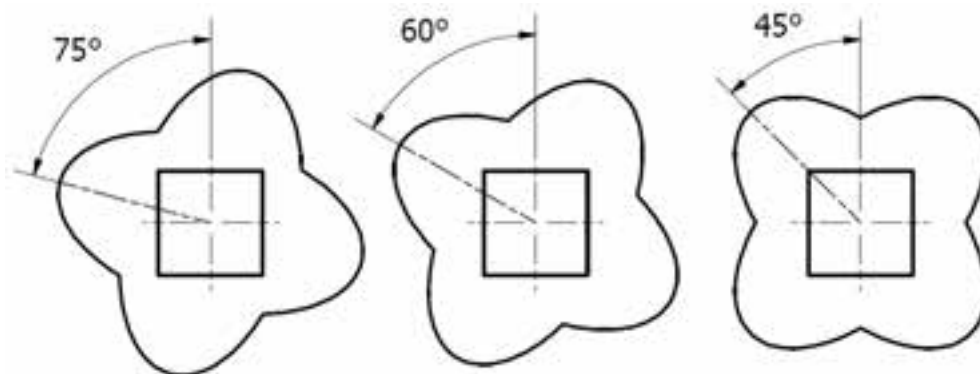
Układ napędowy wyposażony jest w motoreduktor (24) zamocowany na przystawce napędowej (5), sprzęgło (25) i przekładnię łańcuchową (22) z napinaczem (23). Przekładnia obudowana jest osłoną (12), sprzęgło zaś osłoną (11). Motoreduktor zabezpieczony jest osłoną (14).

Skrajne wały rozdzielacza współpracują z grzebieniami (4A i 4B). Grzebień, pokazany na rys. 17.16, składa się z segmentów 1', osadzonych na śrubach 2', śruby zaś są mocowane do ramy.



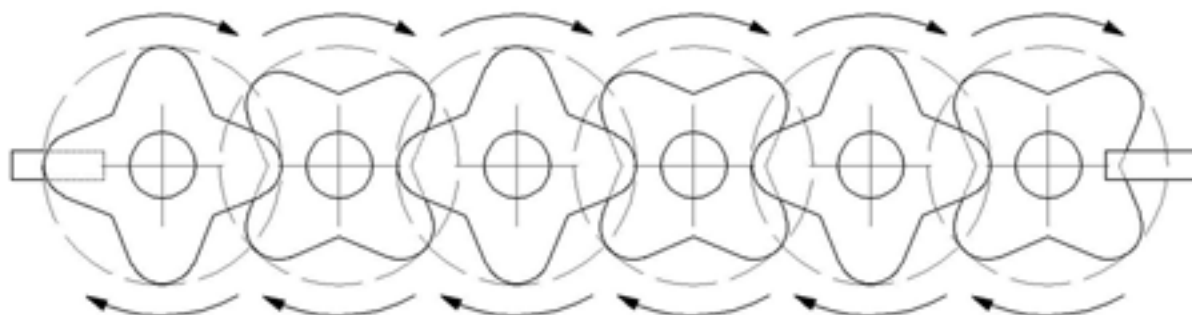
Rys. 17.16 Grzebień: 1' – segmenty, 2' – śruby dwustronne [4]

Na rys.17.17 pokazano krążki I (18), II (19), III (20), widoczne jest przesunięcie co 15°. Krążek IV (21), jest węższą wersją krążka III.



Rys. 17.17 Krążki, od lewej III, II, I [5]

W rozdrabniaczu RPF250 wały obracają się w tym samym kierunku, co schematycznie pokazano rys. 17.18. Możliwa jest cykliczna zmiana kierunku i prędkości obrotów, poprzez zastosowanie układu napędowego sterowanego przemiennikiem częstotliwości.

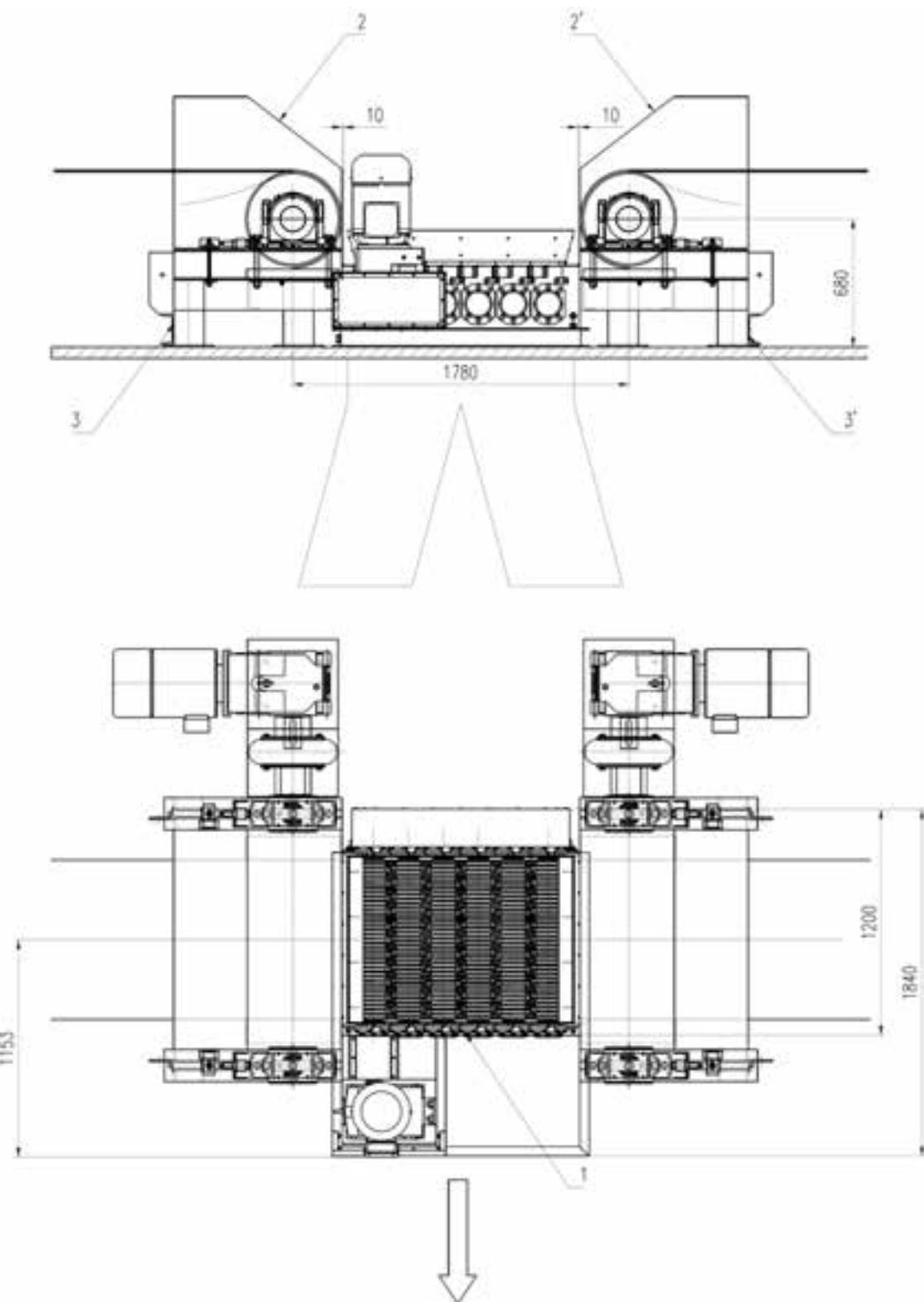


Rys. 17.18 Schemat kierunków obrotów wałów z krążkami [4]

Wały podparte są na łożyskach kulkowych wahliwych, obustronnie uszczelnionych. Łożyska umożliwiają korekcję odchylenia kątownego wałów, nie wymagają smarowania, są zabezpieczone przed zanieczyszczeniami i mogą przenosić obciążenia wzdłużne w wymaganym zakresie.

17.6.2 Schemat zabudowy rozdrabniacza RPF250

Na rys. 17.19 pokazano zabudowę rozdrabniacza (1) pomiędzy przesypami przenośników (2,2'). Strzałka wskazuje kierunek wysuwania urządzenia w celach serwisowych lub pracy węzła bez rozdrabniacza. W celu zapewnienia możliwości swobodnego wysuwu urządzenia, przebudowy wymagać będą podbudowy (3,3') przesypów, Rozdrabniacz mieści się całkowicie w przestrzeni pomiędzy przebudowanymi przesypami, nie wchodząc z nimi w kolizję. Również po wysunięciu z przesypu zapewniona jest wymagana przepisami szerokość przejścia. Urządzenie przesuwane jest w całości, nie wymaga demontażu elementów, co znacznie skraca czas potrzebny do wykonania operacji.



Rys. 17.19 Zabudowa rozdrabniacza w pomiędzy przesypami przenośników [5]

17.7 MODEL OBLICZENIOWY WYDAJNOŚCI ROZDRABNIACZA

W dostępnej literaturze brak jest modelu do obliczeń proponowanego rozdrabniacza. Ze względu na częściowe podobieństwo pomiędzy kruszarką walcową, a rozdrabniaczem, w pracach projektowych jako model do obliczeń parametrów pracy rozdrabniacza przyjęto

zmodyfikowany model obliczania wydajności kruszarki walcowej.

Teoretyczna wydajność kruszarki walcowej wynosi [1]:

$$Q = 235 \cdot k \cdot B \cdot d_n \cdot D \cdot n \cdot \gamma$$

gdzie:

- Q - wydajność kruszarki [Mg/h],
- k - współczynnik wykorzystania przestrzeni roboczej kruszarki,
- B - robocza długość walców [m],
- d_n - średnica największego ziarna kruszywa lub odstęp między walcami [m],
- D - średnica walców [m],
- n - liczba obrotów walców [min^{-1}],
- γ - gęstość węgla [Mg/m^3].

Wstępnie dobrano do napędu motoreduktor o mocy $N_m = 18,5 \text{ kW}$ i o prędkości obrotowej $n = 180 \text{ min}^{-1}$.

Szerokość wnętrza rozdrabniacza wynosi $s = 0,875 \text{ m}$. Ponieważ krążki nie są walcami i mają cztery ramiona, współpracujące ze stałą średnicą krążka z sąsiedniego wału, zmienia się w ciągu obrotu *pozorna* odległość między walcami, w zakresie od 2,6 mm do 39 mm. Do obliczeń przyjęto uśrednioną wartość $d_n = 0,02 \text{ m}$. Kolejne krążki są obrócone względem siebie o 15° każdy względem poprzedniego, czyli co trzecie krążki mają tak samo ułożone ramiona. Przyjęto jako czynną roboczą długość walca $\frac{1}{3}$ faktycznej szerokości, stąd $B = 0,283 \text{ m}$. Średnica krążka wynosi: $D = 0,24 \text{ m}$, prędkość obrotowa: $n_1 = 180 \text{ min}^{-1}$, gęstość węgla przyjęto jako $\gamma = 0,9 \text{ Mg/m}^3$.

W urządzeniu przyjęto do obliczeń trzy pary wałów z krążkami (odpowiadających walcom w modelu kruszarki), w każdej parze walce obracają się przeciwnie do siebie. W związku z tym w danej parze wałów tylko połowa krążków przesuwają materiał, druga połowa podnosi go. Do obliczeń wydajności przyjęto prędkość obrotową: $n = 0,5n_1$. Obliczona wydajność rozdrabniacza wyniosła: $Q = 38,8 \text{ Mg/h}$.

Zapotrzebowanie na moc dla rozdrabniania, dla określonej ilości podawanego materiału, obliczono z wykorzystaniem zależności [8]:

$$N = W_i \cdot Q \cdot 1,1$$

gdzie:

- N - wymagana moc kruszarki kW,
- W_i - indeks pracy Bonda kWh/Mg,
- Q - wydajność kruszarki Mg/h,

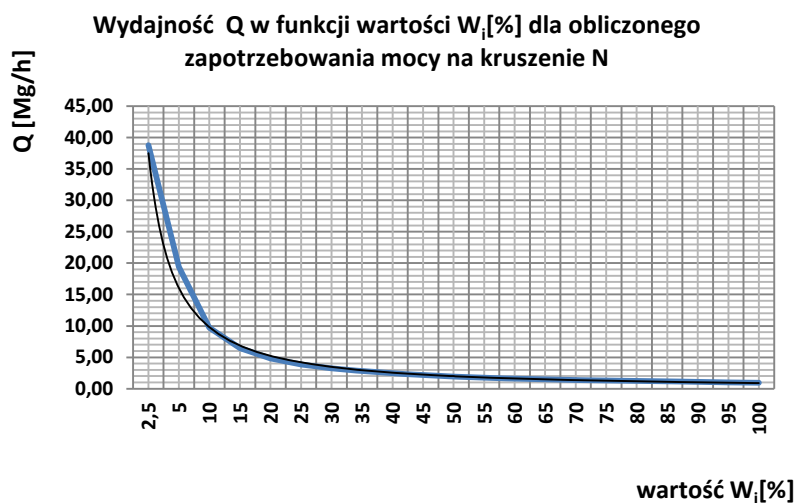
Przyjęto indeks pracy Bonda dla węgla $W_i = 13 \text{ kWh/Mg}$ [8].

Indeks pracy Bonda informuje o wartości energii potrzebnej do rozdrobnienia określonej ilości materiału w jednostce czasu. Ponieważ nie jest znana wartość współczynnika W_i dla placka filtracyjnego, przyjęto do obliczeń wartość *pozornego* indeksu pracy $W_{i\text{poz}}$ na poziomie 2,5% W_i . Placek filtracyjny jest na tyle niespójny, że rozpada się już przy upadku z komory na taśmę, stąd szacowana niska wartość $W_{i\text{poz}}$.

Obliczona moc rozdrabniacza wyniosła $N = 13,9 \text{ kW}$. Założono zapas mocy na przeciążenia i straty na opory ruchu na poziomie 25% obliczonej mocy, stąd całkowita moc wyniosła $N_c = 17,3 \text{ kW}$.

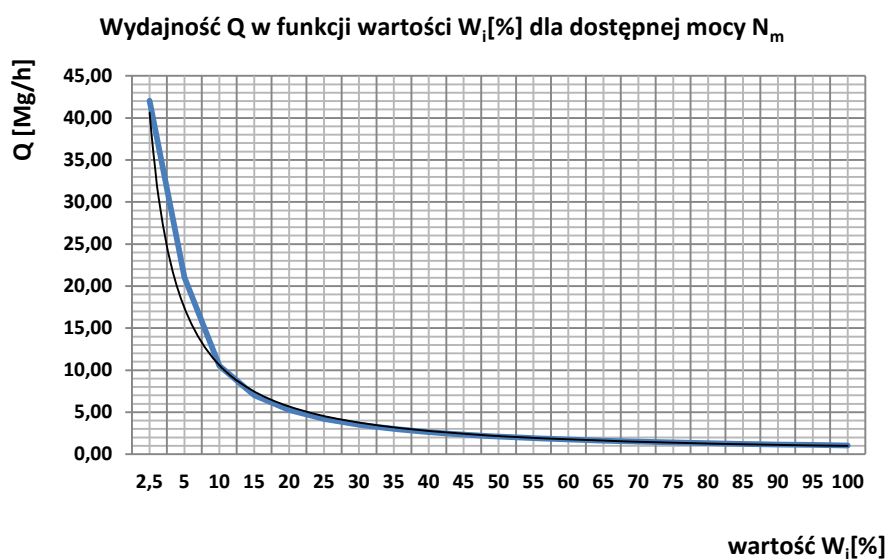
Dla obliczonego zapotrzebowania mocy na kruszenie N wyznaczono teoretyczną wydajność, w funkcji procentowej wartości wskaźnika W_i , dla stałej geometrii i prędkości

obrotowej (rys. 17.20).



Rys. 17.20 Wydajność w funkcji wartości W_i [%] dla ustalonej geometrii i obliczonego zapotrzebowania mocy na kruszenie N. Linia cienka - linia trendu [3]

Dla dostępnej mocy N_m dobranego napędu wyznaczono teoretyczną wydajność w funkcji procentowej wartości wskaźnika W_i . Wyznaczony przebieg funkcji pokazano na rys. 17.21.



Rys. 17.21 Wykres wydajności w funkcji wartości W_i [%] dla dostępnej mocy, przy zmienionej geometrii. Linia cienka - linia trendu [3]

Z wykonanych obliczeń wynika, że dla zastosowanego napędu jest teoretycznie możliwe uzyskanie wydajności $Q = 42,05$ Mg/h, przy zmianie parametrów geometrycznych i prędkości obrotowej krążków.

Przy zachowaniu założonej stałej geometrii i prędkości obrotowej, teoretycznie jest możliwe uzyskanie wydajności $Q = 38,8$ Mg/h.

Charakterystyczny jest duży spadek teoretycznej wydajności, przy niewielkim wzroście

wskaźnika W_i (a więc zapotrzebowania na moc kruszenia), dla procentowej wartości W_i [%], w początkowym obszarze skali. Jest to istotne przy doborze rozdrabniacza do węzła filtracji. Obliczone wartości wydajności wymagają weryfikacji doświadczalnej i eksploatacyjnej. Prezentowany model obliczeniowy zostanie zweryfikowany podczas badań eksploatacyjnych rozdrabniacza. Dobry kształt krążków rozdrabniających wymaga weryfikacji doświadczalnej. Zasadne wydaje się również przeprowadzenie badań mających na celu wyznaczenie wskaźnika W_i dla placków filtracyjnych.

Planowane prace oraz doświadczenia z eksploatacji urządzenia pozwolą na utworzenie precyzyjnego modelu obliczeniowego, ułatwiającego projektowanie kolejnych rozdrabniaczy.

PODSUMOWANIE

Mieszalniki i mieszalniki-rozdrabniacze znajdują coraz szersze zastosowanie w zakładach przeróbki mechanicznej węgla kamiennego. Oferowane są warianty dostosowane do wymogów konkretnych użytkowników. Dostępne urządzenia typu MW1400, z uwagi na swoje gabaryty, nie spełniają wymogów części zakładów mechanicznej przeróbki węgla. Nowe urządzenie do rozdrabniania produktów filtracji RPF250, opracowane w ITG KOMAG, jest urządzeniem dedykowanym do rozdrabniania placków filtracyjnych będących produktami procesu filtracji, tj. procesu odwadniania drobnoziarnistych produktów wzbogacania za pomocą pras filtracyjnych. Przedstawiono opracowany w ITG KOMAG model obliczeniowy dla rozdrabniacza. Model będzie poddany weryfikacji doświadczalnej. Pozwoli to na wprowadzenie do zakładów przerobczych kopalń węgla kamiennego nowego urządzenia, odpowiadającego potrzebom w zakresie rozdrabniania placków filtracyjnych i przygotowania mieszanek z wykorzystaniem produktów filtracji. Rozdrabniacz nowego typu docelowo ma znaleźć zastosowanie w miejscach niedostępnych dla mieszalników i mieszalników-rozdrabniaczy starego typu oraz zastąpić wyeksploatowane urządzenia.

LITERATURA

1. Blaschke S., Blaschke W.: Technika wzbogacania węgla, skrypt uczelniany nr 658, Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 1979
2. Śmiejek Z.: Zastosowanie mieszalników konstrukcji CMG KOMAG do mieszanek samozestających się, do podsadzania wyrobisk w kopalniach węgla kamiennego. Inżyniera Mineralna 2000 nr 2 s. 51-57.
3. Matusiak P., Tomas A., Kwaśny K.: Nowe rozwiązanie prasy filtracyjnej PFK 570N. Masz. Gór. 2013 nr 1
4. Tomas A., Matusiak P. Kowol D.: Przegląd mieszalników i rozdrabniaczy konstrukcji KOMAG, „Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych.” Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2014
5. Tomas A., Matusiak P., Bal M.: Układ rozdrabniania placków filtracyjnych dla zakładu mechanicznej przeróbki węgla, praca statutowa (niepublikowana) ITG KOMAG, Gliwice 2013
6. Patent PL97227 "Urządzenie do rozdrabniania odwodnionego drobnoziarnistego materiału, zwłaszcza mułu węglowego", 1994.
7. Wzór użytkowy PL65126 "Walcowy rozdrabniacz mułu", 2008

8. www.goodquarry.com
9. <http://www.allu.net/>
10. <http://www.remu.fi/index.html>

NOWE ROZWIĄZANIE ROZDRABNIACZA PRODUKTÓW FILTRACJI

Streszczenie: *W artykule przedstawiono problematykę rozdrabniania odwodnionych drobnoziarnistych produktów filtracji w zakładach przeróbczych kopalń węgla kamiennego. Przybliżono proces doboru rozdrabniacza do istniejącego ciągu technologicznego. Zaprezentowano koncepcję nowego urządzenia, przeznaczonego do rozdrabniania produktów filtracji, tzw. placeków filtracyjnych. Rozdrabniacz RPF250 spełnia potrzebę zakładów przeróbczych w zakresie przygotowywania finalnego produktu z mieszaniny drobnoziarnistych produktów filtracji z grubszymi sortymentami. Przedstawiono nową metodę wyznaczenia parametrów pracy rozdrabniacza.*

Słowa kluczowe: *filtracja, placek filtracyjny, rozdrabniacz*

Abstract: *Problems of breaking dewatered fine-grain filtration products in processing plants of hard coal mines are presented. Selection of grinder for the existing technological line is explained. A concept of new device for breaking the filtration products, so-called filtration cakes, is presented. RPF250 grinder meets the expectations of processing plants as regards preparation of final product by mixing fine-grain filtration products with coarse coal. New method for determination of grinder operational parameters is presented.*

Key words: *filtration, filtration cake, grinder*

Arkadiusz TOMAS, Piotr MATUSIAK
Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice
tel: +4832 237 4858
e-mail: atomas@komag.eu; pmatusiak@komag.eu

ŚCIANOWE PRZENOŚNIKI ZGRZEBŁOWE Z INTELIGENTNYMI SYSTEMAMI REGULACJI PARAMETRÓW PRACY NAPĘDÓW PRZENOŚNIKA

18.1 WSTĘP

Zapotrzebowanie na inteligentny wysokowydajny, niezawodny ścianowy przenośnik zgrzeblowy, wynika z faktu, że jest on podstawowym urządzeniem wchodzącym w skład kompleksu ścianowego i w związku z tym współdecyduje o zdolności wydobywczej eksploatowanej ściany węglowej.

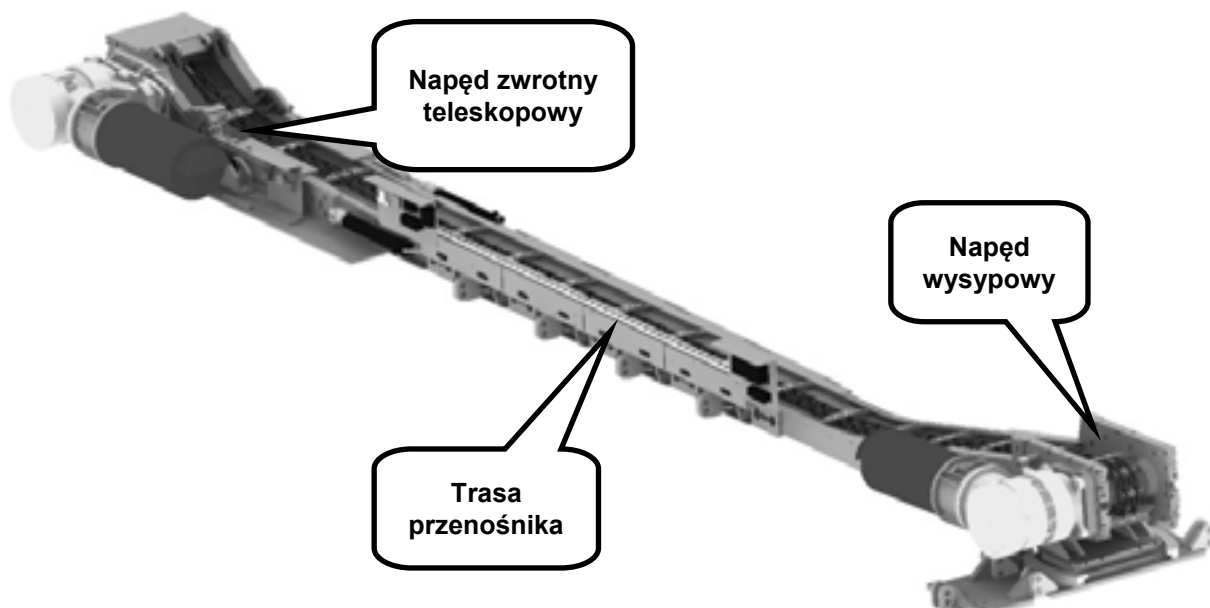
W sytuacji, gdy w kopalni eksploatowane są 1-3 kompleksy ścianowe niedyspozycyjność jednego z nich generuje olbrzymie straty produkcyjne.

W zakresie rozwoju konstrukcji kombajnów ścianowych osiągnięto w ostatnim okresie bardzo duży postęp. Ścianowy przenośnik zgrzeblowy spełniający podstawową funkcję transportową spełnia dodatkowo funkcję integrującą maszynę urabiającą oraz obudowę zmechanizowaną.

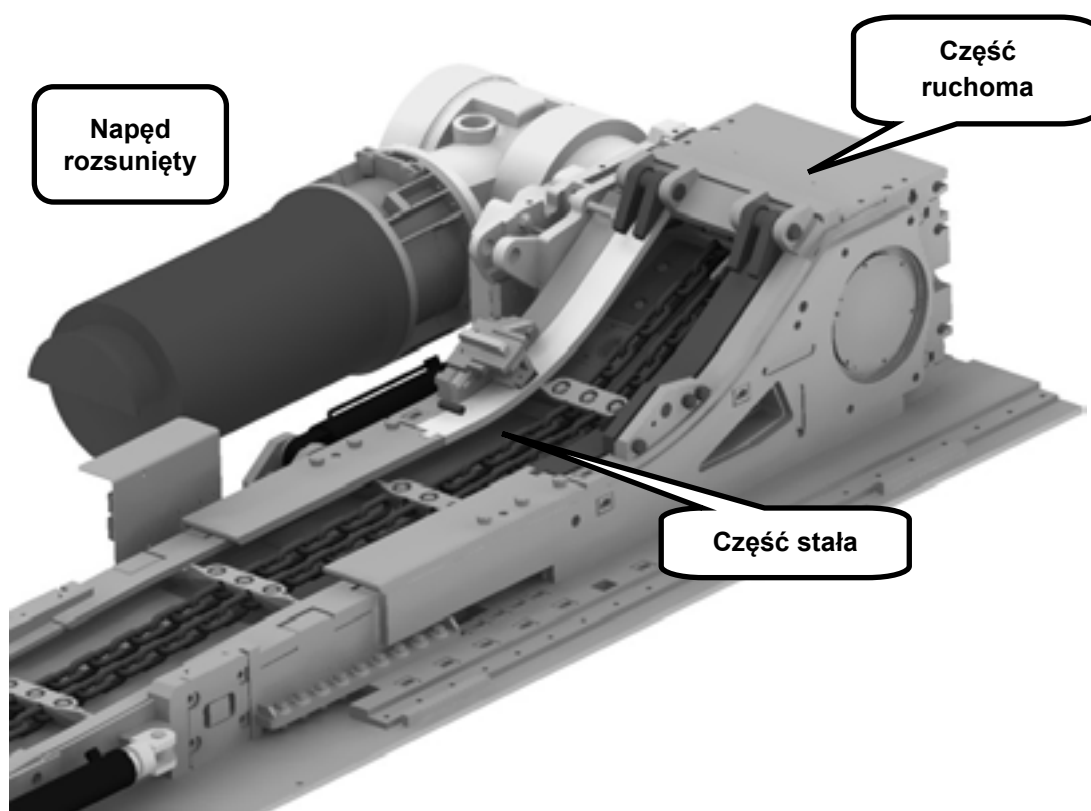
Funkcja transportowa przenośnika zgrzeblowego realizowana jest przy wykorzystaniu górniczego łańcucha ogniowego. Łańcuch ogniowy posiadający własności sprężyste, obciążany jest nierównomiernie strugą niejednolitego urobku co jest powodem generowania zakłóceń we współpracy znacznie oddalonych od siebie jednostek napędowych ścianowego przenośnika zgrzeblowego. Łańcuch zgrzeblowy pracuje więc pod różnym obciążeniem, które podczas pracy przenośnika ulega ciągłym zmianom wskutek zmiennej wielkości nadawy urobku na przenośnik oraz zmianom konfiguracji jego ułożenia w ścianie.

Z tego też powodu cięgna łańcuchowe są zwykle najbardziej awaryjnymi elementami przenośników zgrzeblowych (rys. 18.1).

Aby zapewnić bezawaryjną pracę cięgna łańcuchowego należy utrzymywać jego właściwe napięcie, aby przy najniekorzystniejszych warunkach pracy cięgna nie dochodziło do jego nadmiernego luzowania się co może doprowadzić do różnych perturbacji ruchowych. Z kolei zbyt duże napięcie cięgna łańcuchowego powoduje zwiększenie intensywności zużycia ściernego łańcuchów, gwiazd, zgrzebeł i rynien oraz zwiększenie poboru mocy przez jednostki napędowe. Aby zapewnić utrzymanie prawidłowego napięcia cięgna łańcuchowego w zmieniających się warunkach pracy przenośnika skonstruowano teleskopowy napęd zwrotny, który umożliwia przemieszczanie bębna napędowego zwrotnego względem bębna napędowego wysypowego (rys. 18.2).

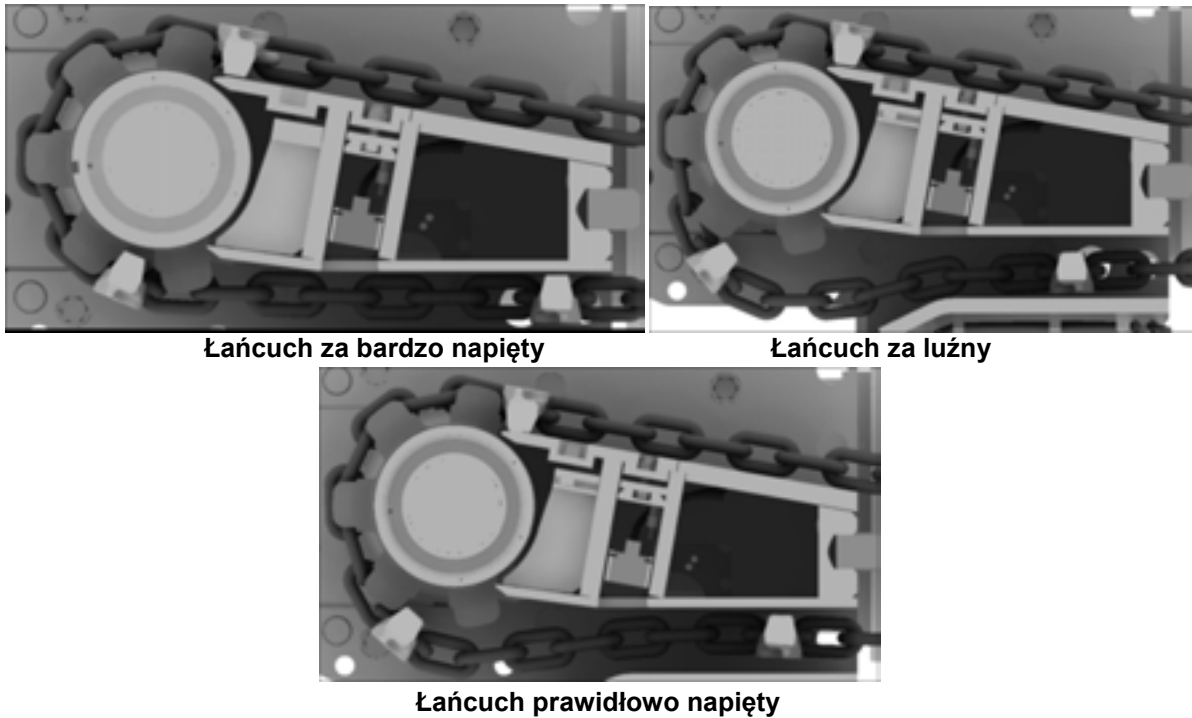


Rys. 18.1 Przenośnik RYBNIK 850 z napędem zwrotnym teleskopowym



Rys. 18.2 Przenośnik RYBNIK 850 z napędem zwrotnym teleskopowym rozsuniętym

Rozwiązanie takie uzupełnione odpowiednim układem sterowania pozwala bez zatrzymywania pracy przenośnika kompensować wydłużenie sprężyste łańcuchów wynikające ze zmian obciążenia przenośnika urobkiem oraz zmian konfiguracji ułożenia przenośnika w trakcie jego pracy (rys. 18.3).



Rys. 18.3 Stany napięcia łańcucha zgrzebłowego

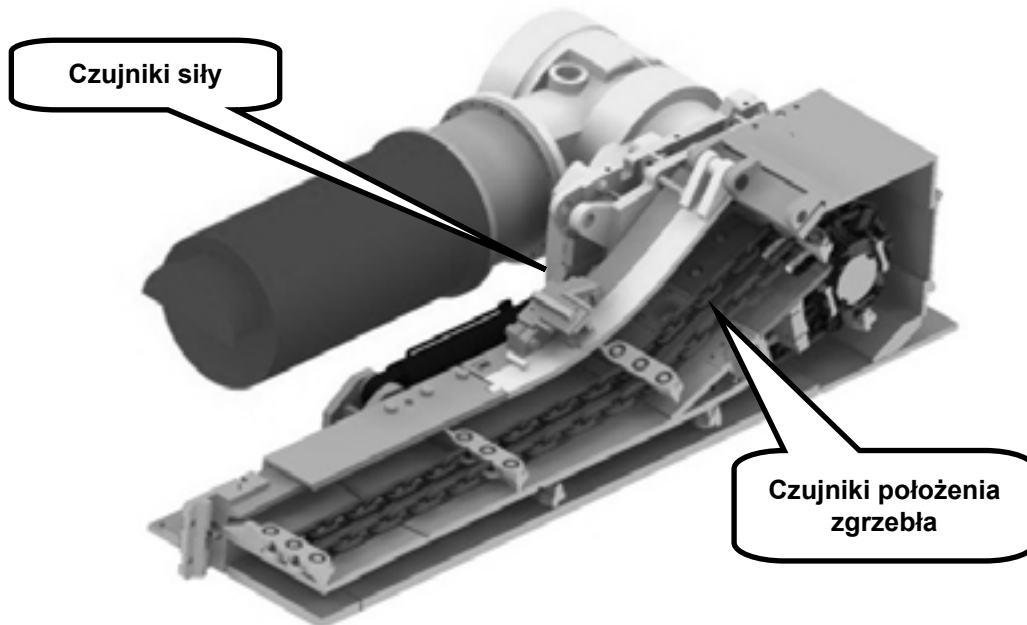
18.2 SYSTEM REGULACJI PARAMETRÓW PRACY PRZENOŚNIKÓW ZGRZEBŁOWYCH

Dotychczas podejmowane próby rozwiązania tego problemu były realizowane częściowo. Jako przykład można podać monitorowanie stanu siły napięcia łańcucha na napędzie zwrotnym w oparciu o wartość ciśnienia w siłowniku napinającym teleskopowy napęd zwrotny. Pomijając fakt, że ciśnienie to jest powiększane dla potrzeb pokonywania oporów przesuwania napędu to wynika ono jednak z sumy napięcia łańcucha w górnej i dolnej części jego biegu. Tymczasem w celu poprawnego diagnozowania parametrów pracy przenośnika niezbędna jest m.in. znajomość siły napięcia łańcucha w miejscu jego zbiegania z bębna zwrotnego (rys. 18.4). Generowanie właściwej decyzji regulacyjnej może być podjęte jedynie w oparciu o kompleksowy monitoring parametrów pracy przenośnika, dlatego w proponowanym rozwiązaniu zakłada się zintegrowanie nadążnego napinania łańcucha z regulacją mocy pobieranej przez silniki jednostek napędowych. Jednym z ważniejszych elementów tego monitoringu będzie ciągły pomiar siły w łańcuchu schodzącym z bębna napędu zwrotnego [1].

W celu właściwego i poprawnego rozwiązania tego problemu powołano konsorcjum firm:

- INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ „KOMAG” – lider konsorcjum
- POLITECHNIKA ŚLĄSKA – Wydział Górnictwa i Geologii, Instytut Mechanizacji Górnictwa
- KOPEX Machinery S.A. – Zakład Rybnik (dawniej RYFAMA SA.)
- KOPEX Electric System S.A.

które w ramach programu INNOTECH otrzymało dofinansowanie z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju (NCBR) na realizację przedmiotowego tematu.



Rys. 18.4 Rozmieszczenie czujników na napędzie zwrotnym

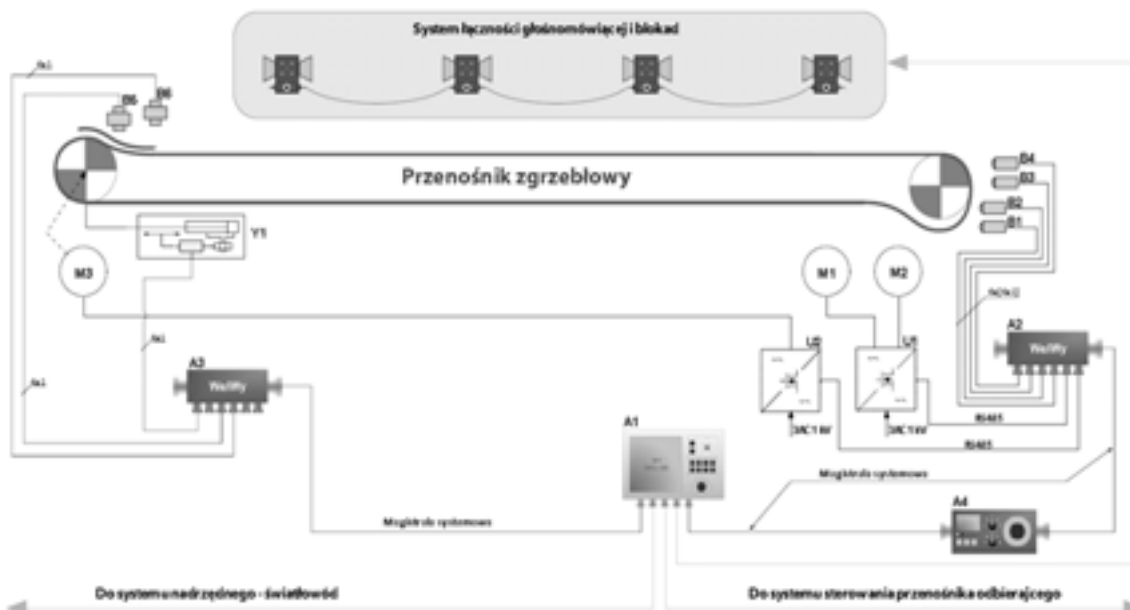
W przedmiotowym temacie przewidziano opracowanie mechanicznego systemu regulacji obciążeń jednostek napędowych funkcjonującego w oparciu o teleskopowy napęd zwrotny oraz przekształtniki częstotliwości (rys. 18.5), które to urządzenia są sterowane w oparciu o monitorowanie stanu ciągną łańcuchowego na napędach przenośnika zgrzeblowego.



Rys. 18.5 Przekształtnik częstotliwości PNO-340

Przez teleskopowy napęd zwrotny rozumieć należy napęd zwrotny, w którym położenie napędowego bębna łańcuchowego regulowane jest za pomocą siłownika hydraulicznego.

Opracowany w ramach tematu system regulacji parametrów pracy ścianowego przenośnika zgrzeblowego przedstawiony jest na schemacie ideowym rys. 18.6.



Legenda:

M1, M2 – silniki elektryczne napędu głównego

M3 – silnik elektryczny napędu pomocniczego

U1, U2 – przemienniki częstotliwości

Y1 – zespół siłownika hydraulicznego napędu teleskopowego (zwrotnego)

A1 – sterownik główny

A2, A3 – specjalizowane sterowniki lokalne

A4 – pulpit sterowniczy

B1, B2 – czujniki magnetyczne NW – strona lewa

B3, B4 – czujniki magnetyczne NW – strona prawa

B5 – czujniki magnetyczne NZ

B6 – czujnik nacisku na ślizg prowadzący NZ

Rys. 18.6 Struktura systemu

System ten zapewnia realizowanie następujących funkcji [2]:

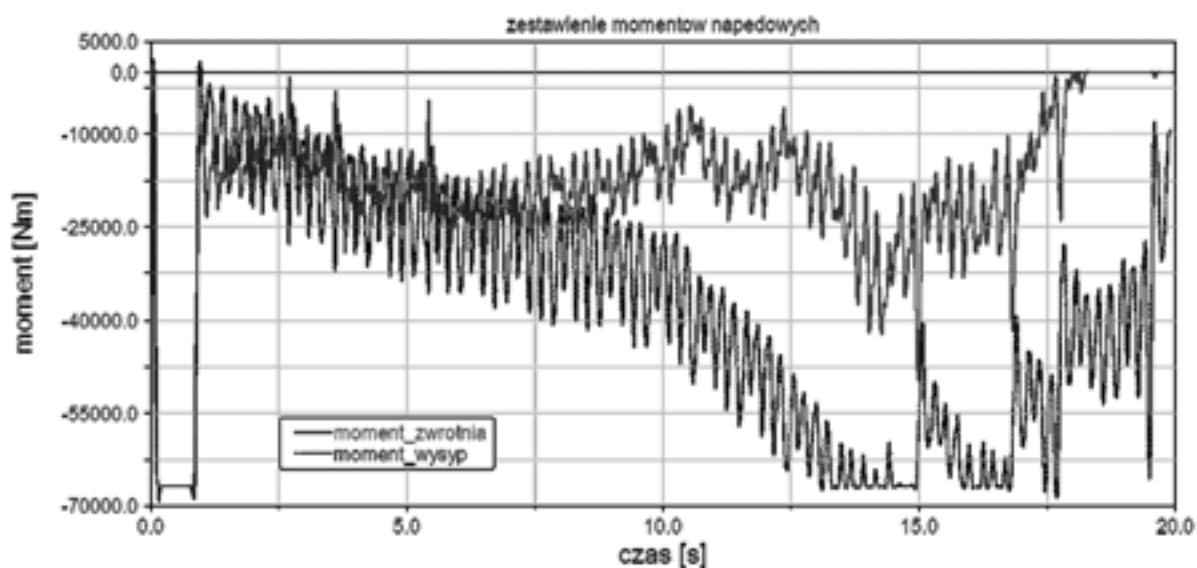
- automatyczną regulację napięcia łańcucha zgrzeblowego podczas jego rozruchu oraz w czasie pracy ustalonej,
- regulację mocy pobieranej przez napędy w taki sposób aby jednostki napędowe pracowały przy zbliżonych mocach,
- łagodny rozruch przenośnika,
- ułatwione skracanie lub wydłużanie łańcucha podczas okresowych prac konserwacyjnych i przeglądowych,
- bezstopniową regulację prędkości łańcucha.

System regulacji będzie automatycznie zmniejszał lub likwidował objawy niepoprawnej pracy przenośnika. W oparciu o uzyskane informacje z zespołów czujników położenia zgrzebel oraz czujników nacisku układ sterowania będzie kontrolował stan pracy przenośnika, w wyniku czego będzie wypracowywał odpowiednie sygnały do układów wykonawczych. Regulacja będzie polegała na zmianie częstotliwości napięcia zasilającego silniki na napędach lub na zmianie wielkości rozsunięcia napędu teleskopowego.

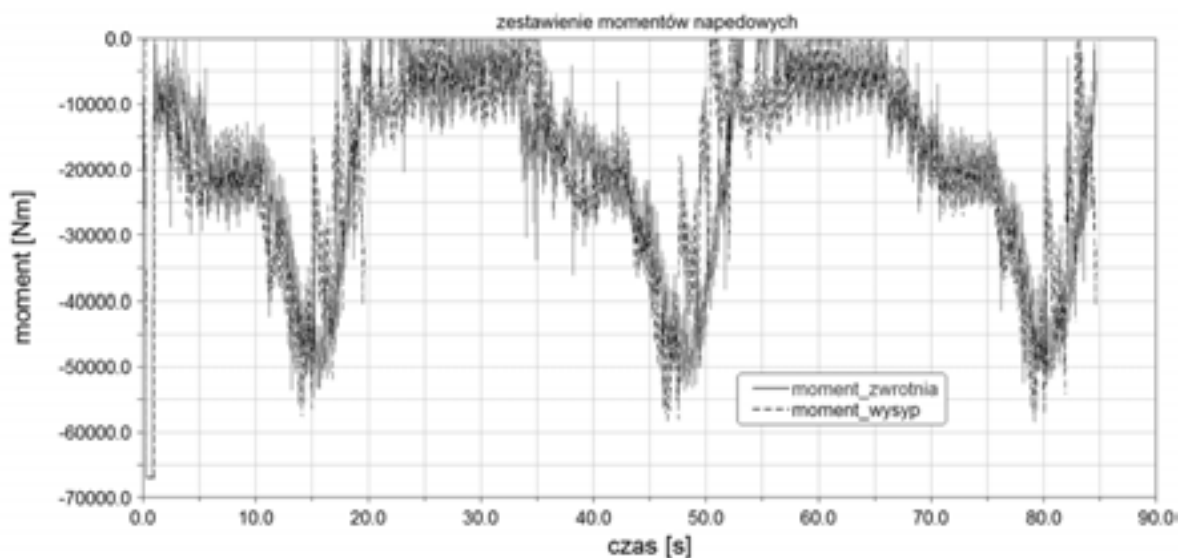
Układy wykonawcze po zrealizowaniu dyspozycji będą przekazywały informacje zwrotne o wykonaniu danego kroku regulacyjnego. Układ napinania będzie działał skokowo np. co 25 mm. Po każdej wykonanej dyspozycji napinania lub luzowania system sterowania

będzie ponownie, w ściśle określonym czasie analizował stan pracy i jeżeli stan poprawny nie będzie osiągnięty, nastąpi kolejny krok regulacji, na przykład napinania lub luzowania.

Identyfikowanie stanu luzowania lub nieluzowania łańcucha w miejscu zbiegania z gwiazdy napędowej napędu wysypowego realizowane będzie przez zastosowanie dwu par czujników ruchu usytuowanych pod i nad nitką łańcucha zgrzeblowego zbiegającego z bębna napędu wysypowego. Monitorowanie siły w łańcuchu w miejscu jego zbiegania z gwiazdy napędowej napędu zwrotnego oparto na oddziaływaniu zgrzebeł na ślizg prowadzący w strefie kadłuba napędu zwrotnego. Gdy łańcuch jest naprężony, końcówki zgrzebeł ocierają o ślizg prowadzący wywierając siłę, która odpowiada składowej siły osiowej w łańcuchu.



Rys. 18.7 Efekt obciążeń napędów – przed korektą algorytmu



Rys. 18.8 Efekt obciążeń napędów – po korekcie algorytmu

Praca systemu regulacji obiektu którym będzie przenośnik zgrzeblowy oparta będzie na realizacji opracowanego algorytmu sterowania, który wymaga kontroli następujących stanów:

- stanu luzowania łańcucha po zejściu z gwiazdy napędowej napędu wysypowego,

- stanu luzowania łańcucha po zejściu z gwiazdy napędowej napędu zwrotnego,
- stanu napięcia łańcucha po zejściu z gwiazdy napędowej napędu zwrotnego,
- wartości prądów pobieranych przez silniki napędu wysypowego i zwrotnego oraz częstotliwości napięcia zasilania tych silników,
- położenia tłoczyska siłownika hydraulicznego na rynn timer teleskopowej napędu zwrotnego.

Przykłady wyników działania algorytmów wyrównywania obciążeń silników elektrycznych przedstawiono na rys. 18.7 oraz 18.8.

PODSUMOWANIE

Przedstawiony prototypowy system regulacji parametrów pracy przenośnika zgrzeblowego przetestowany został na specjalnie przygotowanym stanowisku badawczym. Stanowisko badawcze stanowił przenośnik zgrzeblowy typu RYBNIK 850/260 o długości 100 mb z jednostkami napędowymi o mocy 2x315 kW i napięciu znamionowym 1000 V. Silniki zasilane były z przekształtników częstotliwości PNO-340 o mocy 500 kW w taki sposób, że jeden z nich zasilał silnik napędu głównego, a drugi – silnik napędu pomocniczego.

Po przeprowadzonych badaniach stanowiskowych stwierdzić można że:

- opracowana została właściwa platforma sprzętowa oferująca szerokie możliwości realizacji regulacji parametrów pracy przenośnika zgrzeblowego,
- zabudowane na przenośniku przetworniki umożliwiają kompleksowy monitoring parametrów pracy przenośnika. Mierzona jest siła napięcia łańcucha w miejscu jego zbiegania z bębna napędu zwrotnego, położenie zgrzebel względem bramki na napędzie wysypowym, ciśnienie zasilania układu hydraulicznego zwrotni teleskopowej, wysuw tłoczyska siłownika zwrotni teleskopowej,
- algorytm ma możliwość wpływania na obiekt regulacji, którym jest przenośnik zgrzeblowy.

LITERATURA

1. Drwięga A. Szwerda K, Tytko S.: „Zagadnienia regulacji obciążeń napędów w wysokowydajnym przenośniku zgrzeblowym kompleksu ścianowego”. Międzynarodowa Konferencja „Techniki Urabiania TUR 2013” Kraków-Krynica 2013.
2. Mazurczyk A., Ofiarkiewicz D.: „Innowacyjny system optymalizacji pracy przenośnika zgrzeblowego”. Konferencja Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2014, Kraków 2014.

ŚCIANOWE PRZENOŚNIKI ZGRZEBŁOWE Z INTELIGENTNYMI SYSTEMAMI REGULACJI PARAMETRÓW PRACY NAPĘDÓW PRZENOŚNIKA

Streszczenie: *W artykule przedstawiono osiągnięcia firmy KOPEX Machinery Zakład Rybnik w zakresie rozwoju konstrukcji i wprowadzania innowacyjnych rozwiązań w górniczych przenośnikach zgrzeblowych. Zaprezentowano innowacyjne rozwiązania, które są wynikiem rosnących wymagań użytkowników oraz wieloletnich doświadczeń RYFAMY w produkcji przenośników zgrzeblowych dla potrzeb górnictwa węglowego.*

W artykule omówiono inteligentne systemy sterowania pracą przenośników, które staną się bazą do wdrożenia systemów pełnej automatyzacji pracy kompleksu ścianowego przy jego bardzo dużej dyspozycyjności oraz bezpieczeństwie użytkowania.

Słowa kluczowe: *przenośnik zgrzeblowy, łańcuch ogniowy, sterowanie, inteligentny, energooszczędny*

Stanisław TYTKO, Eugeniusz STANEK
KOPEX Machinery SA.
ul. 3 Maja 89, 41-800 Zabrze
e-mail: stanislaw.tytko@kopex.com.pl; eugeniusz.stanek@kopex.com.pl
dr inż. Piotr SOBOTA
Politechnika Śląska, Wydział Górnictwa i Geologii,
Instytut Mechanizacji Górnictwa
ul. Akademicka 2a, 44-100 Gliwice
e-mail: Piotr.Sobota@polsl.pl
Andrzej DRWIĘGA
Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice
e-mail: adrwiega@komag.eu
Andrzej MAZURCZYK
Elgór+Hansen SA.
ul. Opolska 19, 41-500 Chorzów
e-mail: andrzej.mazurczyk@kopex.com.pl

POLITYKA PROINNOWACYJNA W WARUNKACH POLSKIEJ GOSPODARKI

19.1 WPROWADZENIE

Biorąc pod uwagę trendy, obserwowane w skali zarówno europejskiej jak i globalnej, można śmiało założyć, iż kluczowym czynnikiem dla wzrostu konkurencyjności tak całej gospodarki danego kraju, jak i jej poszczególnych sektorów, może i powinno być wdrażanie modelu gospodarki opartej na wiedzy.

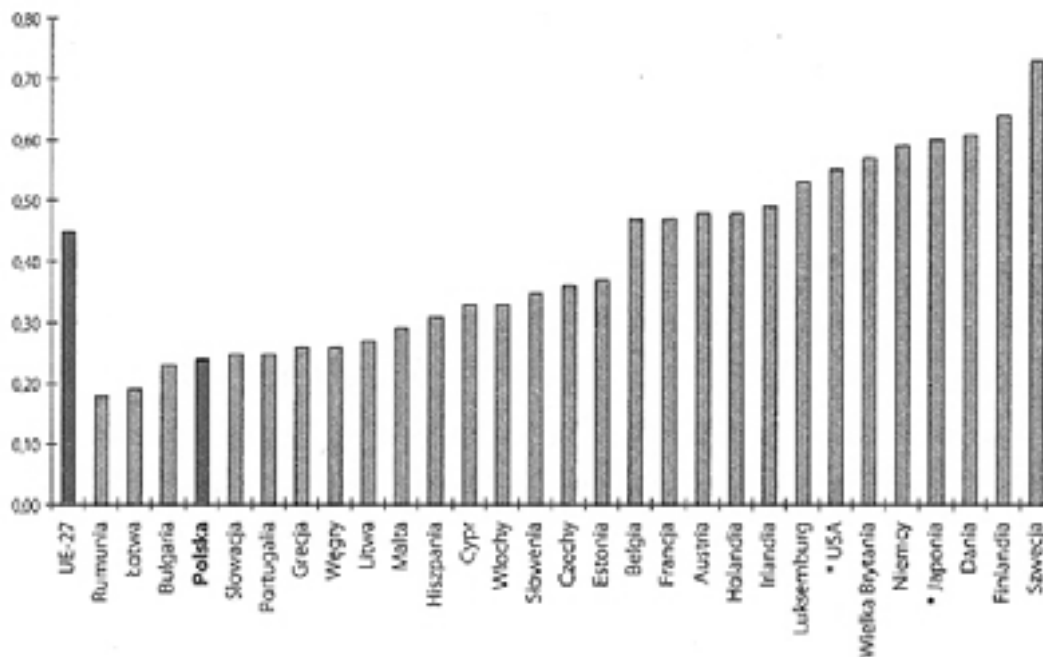
Jako rodzaj hasła, opisującego w skondensowanej formie przedstawione powyżej założenie, możemy potraktować postulat wzrostu innowacyjności jako podstawy rozwoju gospodarczego. Postulat ten wydaje się być istotny szczególnie dla gospodarek tych krajów, których obecny rozwój jest wciąż oparty głównie na czynnikach ekstensywnych. W wielu opracowaniach pojawia się stwierdzenie, iż model rozwoju ekstensywnego przystaje także do gospodarki polskiej, chociaż w stopniu wyraźnie malejącym. Niewątpliwie to malejące znaczenie ekstensywne czynników rozwoju w warunkach Polski jest silnie skorelowane z realizowanym wzrostem. Polska gospodarka, rozwijając się w budzącym wrażenie tempie, w ewidentny sposób zbliża się do granicy możliwości typu ekstensywnego.

Uwzględniając powyższe, należy poszukiwać innych „motorów rozwojowych”. Niewątpliwie jednym z nich (być może najważniejszym i najbardziej obiecującym) może być innowacyjność. W tym aspekcie uprawniona wydaje się próba refleksji na temat aktualnego poziomu innowacyjności polskiej gospodarki. Punktem wyjścia do takiej refleksji może być analiza wyników badań, dotyczących poziomu innowacyjności gospodarek krajów UE. Wyniki tych badań są podstawą do szacowania wartości tzw. syntetycznego indeksu innowacyjności (SII), który to indeks stanowi z kolei podstawę dla rangowania gospodarek krajów UE.

19.2 INNOWACYJNOŚĆ POLSKIEJ GOSPODARKI W OKRESIE CZŁONKOSTWA POLSKI W UE

Po przystąpieniu Polski do UE, nasza gospodarka została objęta ww. badaniem w kolejnych jego edycjach. Na Rys.1. pokazano wynik z roku 2007 – pierwszym roku okresie nowej perspektywy budżetu unijnego (perspektywa 2007-2013). Jak widać na przedstawionym wykresie (rys. 19.1), ze względu na wartość syntetycznego indeksu innowacyjności Polska lokowała się wśród 27 (ówczesznie) krajów Unii Europejskiej oraz – przyjętych za swoje odniesienie – USA i Japonii na 26 miejscu, wyprzedzając jedynie Bułgarię, Łotwę i Rumunię. Można przyjąć, że przedstawione wyniki stały się podstawą dla

zaprojektowania przez władze naszego państwa działań, ukierunkowanych na poprawienie pozycji Polski w przedstawianym rankingu. Znaczącym elementem tych działań było przyjęcie w strukturze planowania funduszy UE, przyznanych Polsce w perspektywie 2007-2013, znaczących środków na poprawę poziomu innowacyjności gospodarki.



Rys. 19.1 Wartość syntetycznego indeksu innowacyjności w wybranych krajach w 2007 r.
Źródło: wg [2] za [1]

Równocześnie właściwe organy państwa podjęły starania ukierunkowane zarówno na monitorowanie omawianego problemu [3], jak i prowadzenie do obiegu prawnego odpowiednich rozwiązań legislacyjnych [4].

Obok tych przedsięwzięć, zaktywizowały się w omawianym obszarze zarówno polskie środowiska naukowe [5] jak i instytucje otoczenia biznesu, zorientowane na wsparcie działań proinnowacyjnych zwłaszcza poprzez kreowanie i wspieranie postaw przedsiębiorczych (na uwagę zasługują tu zwłaszcza kompleksowe działania Polskiej Agencji Rozwoju Przedsiębiorczości [6, 7]).

Ówczesny stan innowacyjności polskiej gospodarki nie był więc zbyt budujący. Próbę odpowiedzi na pytanie, co było powodem takiej sytuacji zawarto w wielu publikacjach, w tym: wcześniejszych publikacjach autora niniejszego opracowania takich jak [8, 9, 10] czy [11]. Wskazywano w tych pracach na co najmniej kilka powodów niskiego poziomu innowacyjności w Polsce, przy czym generalnie zaproponowane diagnozy były dość współbrzmiające. M.in. w opracowaniu [8] autor zaproponował zbiór tez, mających być podstawą do dyskusji prowadzącej do potwierdzenia lub zanegowania ich prawdziwości. W szczególności zbiór ten (w roku 2009) obejmował następujące stwierdzenia:

Teza 1

Dostępne, syntetyczne dane wydają się potwierdzać tezę o dominacji czynników ekstensywnych w dotychczasowym rozwoju naszej gospodarki. Ciągłe łatwiejsze jest

osiąganie dobrych wyników bez konieczności podejmowania ryzyka związanego z wdrażaniem nowatorskich rozwiązań. Można wspomnieć tu jeszcze o, dość naturalnej skądinąd, niechęci krajowych podmiotów gospodarczych do „eksperymentowania”. Jeżeli dodamy do tego dość powszechne w polskiej gospodarce przekonanie, że – jeśli już się decydujemy – to łatwiej i bezpieczniej jest kupić innowacyjne rozwiązanie za granicą niż pozyskać je w kraju, uzyskujemy pierwsze z możliwych wyjaśnień pokazanego na rys. 19.1 stanu rzeczy.

Teza 2

W Polsce zostały w ostatnich kilkunastu latach bardzo poważnie zakłócone relacje pomiędzy gospodarką a sektorem badań i rozwoju. Brak jest z jednej strony skutecznego „ssania” ze strony przemysłu, słabo zainteresowanego wdrażaniem innowacyjnych opracowań. Z drugiej strony, krajowa struktura organizacji i (zwłaszcza) system finansowania prac badawczo-rozwojowych nie sprzyja „wtłaczaniu” do gospodarki rzeczywiście nowych, gwarantujących efektywność i konkurencyjność na rynku, rozwiązań oferowanych podmiotom gospodarczym przez krajowe podmioty badawcze.

Teza 3

Ważnym czynnikiem kształtującym innowacyjność naszej gospodarki są niewątpliwie działania administracji rządowej oraz aktualny stan szeroko rozumianej działalności legislacyjnej, składające się na to co moglibyśmy nazwać „polityką proinnowacyjną państwa”. Niewątpliwie pozytywnie należy ocenić przyjęcie ustawy o wspieraniu działalności innowacyjnej czy też umieszczenie w strategicznych założeniach absorpcji przez Polskę środków finansowych UE w perspektywie finansowej 2007-2013 Programu Operacyjnego „Innowacyjna Gospodarka”. Równocześnie jednak ciągle niedomaga „oprzyrządowanie strukturalne” ww. działań, zwłaszcza na szczeblu centralnym. Brak jest skutecznego wsparcia instytucjonalnego działań proinnowacyjnych, brak jest pomysłu na promowanie i premiovanie konkretnych przedsięwzięć, podejmowanych przez podmioty gospodarcze na krajowym rynku.

Teza 4

Niezwykle znaczącym skutkiem ubocznym braku „przymusu proinnowacyjnego” w naszym kraju, niewłaściwej współpracy podmiotów gospodarczych i sektora B+R oraz niedostatku odpowiednich mechanizmów prawnych i oprzyrządowania strukturalnego takich mechanizmów jest pewien „brak świadomości przedsiębiorców”. Dotyczy on – z jednej strony – świadomości realnej oferty w zakresie opracowanych, opracowywanych i możliwych do opracowania w kraju nowatorskich technologii wytwarzania, usług oraz zarządzania procesami. Ten brak to także brak „samoświadomości”: dość powszechne bywa przekonanie, że innowacje są możliwe wyłącznie w innych rodzajach działalności gospodarczej. Z wskazanym powyżej brakiem wiedzy wiąże się także brak chęci czy nawyku poszukiwania takiej wiedzy. Być może, wynika to z negatywnych doświadczeń: polscy przedsiębiorcy deklarują zniechęcenie do poszukiwania potrzebnych im nowatorskich rozwiązań w polskich jednostkach sektora badawczo-rozwojowego wynikami uprzednio podejmowanych prób. Najczęściej skargi dotyczą bardzo długich okresów dochodzenia przez jednostki B+R do

konkretnych wyników. Wskazuje się także na niespójność realizowanych z tych jednostkach programów badawczych z realnymi potrzebami przemysłu i możliwościami wdrożeń.

Z analizy powyższych tez wyprowadzono stwierdzenie, że jako kluczowe problemy kształtujące sytuację w omawianym obszarze należy wskazać:

- 1) ciągle znaczne możliwości osiągnięcia sukcesu w działalności gospodarczej bez sięgania po innowacyjne rozwiązania,
- 2) zakłócone relacje pomiędzy szeroko rozumianym przemysłem a sektorem B+R,
- 3) faktyczny brak polityki proinnowacyjnej państwa i niedookreślone kompetencje poszczególnych instytucji, które powinny uczestniczyć we wdrażaniu w naszym kraju modelu „gospodarki opartej na wiedzy”,
- 4) brak zdefiniowanych obszarów merytorycznych, w których można i należy podejmować innowacyjne przedsięwzięcia.

Przedstawiona powyżej diagnoza przyczyn takiego a nie innego stanu innowacyjności polskiej gospodarki, sformułowana w roku 2009, jest raczej pesymistyczna. Warto dzisiaj zapytać, czy elementy tej diagnozy są ciągle aktualne i na jakim poziomie jest obecnie innowacyjność polskiej gospodarki. Wyniki fokusowych badań w tym zakresie, przeprowadzonych na przełomie lat 2013/2014 przez autora tego opracowania, przedstawiono w kolejnym podrozdziale.

19.3 AKTUALNA OCENA POZIOMU INNOWACYJNOŚCI POLSKIEJ GOSPODARKI ORAZ OCENA DZIAŁAŃ UKIERUNKOWANY NA WZROST TEGO POZIOMU

Opublikowany ostatnio, najświeższy raport z badania European Innovation Scoreboard nie jest niestety zbyt budujący. Wynika z niego, że progres związany z przedstawionymi wyżej przedsięwzięciami z lat 2007-2013 nie przełożył się (jeszcze?) na wyraźną poprawę pozycji Polski w tym rankingu. Dlatego też podjęto próbę zasięgnięcia w tej sprawie opinii przedstawicieli różnych środowisk, potencjalnie i realnie zaangażowanych w budowę w warunkach polskich gospodarki opartej na wiedzy.

Jako punkt wyjścia dla uzyskania opinii kilkunastu ekspertów, stały się dwa pytania:

- 1. Dlaczego poziom innowacyjności polskiej gospodarki daleko odbiega od oczekiwań (vide: wyniki oceny wg European Innovation Scoreboard)?**
- 2. Co można/należy zrobić aby poprawić ww. sytuację?**

Eksperci reprezentowali stosunkowo szeroki, jak na skalę badania, zakres ulokowania w systemie (przedsiębiorcy, naukowcy, osoby zarządzające podmiotami B+R, osoby związane z zarządzaniem specjalnymi strefami ekonomicznymi, osoby zarządzające instytucjami wsparcia biznesu, przedstawiciele stowarzyszeń naukowo-technicznych, eksperci niezależni), aczkolwiek konkretny wybór miał charakter „autorski”, a więc w istotnym stopniu subiektywny. Poniżej zamieszczono wybrane fragmenty uzyskanych opinii, kolejno do pytania 1 i pytania 2. W przytoczonych fragmentach opinii pominięto elementy oceny, pojawiające się w opiniach przywołanych wcześniej.

PYTANIE 1

Z opinii A (były członek zarządu państwowej agencji ds. innowacji):

„Negatywne uwarunkowania są związane z:

- a. Systemem edukacji** – nie uczy: pracy w zespole, współpracy, zarządzania projektowego, uczenia się przez całe życie – zdobywania nowych kompetencji w trakcie życia zawodowego – skutki: niska zdolność do poszukiwania nowych rozwiązań – innowacji (również z powodu braku otwartości do współpracy) oraz słaby popyt na innowacje wśród społeczeństwa.
- b. Brakiem horyzontalnego podejścia do polityki innowacyjnej** – słaba koordynacja działań proinnowacyjnych między resortami, brak wystarczającej aktywności resortów liniowych/sektorowych w obszarze innowacji – skutek: brak koncentracji działań na wyzwaniach które mogłyby stać się źródłem przewagi podmiotów nie tylko na rynku polskim.
- c. Słabo rozwinięte instrumenty finansowe oraz podatkowe** – zbyt mała aktywność funduszy inwestycyjnych i innego typu instytucji kapitałowych we wspieraniu innowacyjnych przedsięwzięć w stosunku do agend rządowych, których akceptacja ryzyka jest (wymuszona specyfiką sektora publicznego) zbyt mała, aby skutecznie wspierać rozwój rynku innowacji.
- d. Słaba internacjonalizacja przedsiębiorców** – badania potwierdzają, że przedsiębiorcy eksportujący lepiej organizują i zarządzają swoją działalnością gospodarczą – skutek: ograniczanie przez przedsiębiorców analiz popytu do rynku PL, niewykorzystanie globalnych nisz rynkowych.
- e. Niska profesjonalizacja zarządzania rozwojem działalności gospodarczej wśród przedsiębiorców** – wewnętrzne ograniczenia do rozwoju – słabe kompetencje menadżerskie, w tym na średnich szczeblach zarządzania, słaba znajomość przepisów, zasad ekonomii, niekorzystanie z profesjonalnego wsparcia zewnętrznego w obszarze rozwoju firm, awersja do ryzyka, do korzystania z zewnętrznego kapitału jako źródła rozwoju działalności gospodarczej (najczęściej przedsiębiorcy traktują zewnętrzne finansowanie jako ostateczność), skutek: nieumiejętne prowadzenie działań rozwojowych i ograniczanie aktywności rozwojowych.
- f. Brak przejrzystych i stabilnych ram prawnych związanych z prowadzeniem działalności gospodarczej oraz procesów inwestycyjnych** – zbyt duże obciążenia administracyjne w standardowej działalności zniechęcają do podejmowania większych ryzyk związanych z działalnością innowacyjną, która dodatkowo często wymaga kooperacji z innym podmiotem, a od której przedsiębiorcy stronią.”

Z opinii B (właściciel małej firmy innowacyjnej):

„Wydaje się że jedną z podstawowych przyczyn .. jest coraz gorszy system kształcenia na wyższych uczelniach. Uczelnie zaniżają poziom, bo są płacone „od sztuki”. W nadmiarze kształceniu są humaniści, dla których potem nie ma pracy. Studia techniczne są skracane, w obecnym czasie na politechnice student przez 5 lat ma do „przerobienia” około 3000 godzin, podczas gdy 20 lat temu było ponad 5000.

Brakuje szczególnie zajęć laboratoryjnych i projektowych, które są najdroższe i na

których uczelnie oszczędzają kosztem poziomu kształcenia.”

„ ... Firmy innowacyjne w Niemczech, Holandii , czy W. Brytanii są pod szczególną opieką państwa, istnieje tam świadomość, że innowacje muszą być wspierane, państwo nie boi się ryzyka, że pieniądze zostaną wydane na temat, który może nie zakończyć się sukcesem. Wiadomo, że badania kosztują, że nie zawsze kończą się wynikiem pozytywnym”.

„ ... w Polsce naukowcy z uczelni , czy instytutów potrzebują współpracy z firmą tylko wtedy kiedy są na to fundusze z UE lub NCBiR. Uczelnie czy instytuty nie odczuwają potrzeby współpracy z firmami innowacyjnymi, które są na ogół niewielkie i na ogół są przez naukowców traktowane w najlepszym wypadku z przymrużeniem oka”.

„... firmy również nie garną się szczególnie chętnie do współpracy z uczelniami. Wynika to stąd, że uczelnie bardzo drogo kalkulują swoją godzinę pracy, która jest obciążona niezliczoną liczbą urzędników zatrudnionych w administracji każdej uczelni państwowej, którzy „muszą się przy okazji wyżywić”.

„Ponadto pracownicy naukowcy nie są przyzwyczajeni do szybkiej i efektywnej pracy i nie znają wartości czasu, który dla firm jest bezcenny a dla naukowców stanowi często abstrakcję. Problemem jest również to, że w ocenie efektów tzw. dorobku naukowego liczą się głównie publikacje (głównie teoretyczne) a nie konkretne prace dla konkretnych firm i w związku z tym pracownicy naukowcy nie czują potrzeby współpracy z nimi i szukania w nich nowych tematów”.

„Wracając do firm innowacyjnych – jednym z warunków ich rozwoju są możliwości uczestnictwa w targach i konferencjach. Otrzymać dofinansowanie polskiej firmie na udział w Targach jest bardzo trudno. Najczęściej decydują o tym osoby nie mające pojęcia o ich idei i organizacji traktujące chęć udziału w targach jak jakąś fanaberię”.

„Teoretycznie było i jest mnóstwo pieniędzy z UE na innowacje i rozwój. Tyle tylko, że większość tych pieniędzy trafia do firm szkoleniowych, w których wykładają urzędnicy z ministerstw i urzędów przyznających te pieniądze. Tematy tych szkoleń są jakoś zwykle mało przydatne dla większości firm. Jeżeli już jakaś firma zdecyduje się na aplikowanie o dotację to napisanie wniosku przez pracownika lub właściciela firmy jest praktycznie niemożliwe. Dziwne jest to, że w Czechach wnioski o dotacje mają kilka stron a w Polsce kilkaset. Nie dziwi nikogo, że wniosek o dofinansowanie jednego urządzenia ma 300 stron. Po co? Przepisy unijne tego nie nakazują, jest to po prostu delikatnie mówiąc nadinterpretacja polskich urzędników. trzeba zlecić napisanie wniosku wyspecjalizowanej w pisaniu wniosków firmie za 10-15% wartości projektu (za co??), bo inaczej szanse są małe”.

„Rozpatrywanie wniosku trwa bardzo długo, trzeba w nim opisać dokładnie wszystkie urządzenia, z podaniem typu, ceny i prawie koloru. Jeżeli w międzyczasie powstanie potrzeba dokupienia czegoś innego, lub znajdzie się podobne urządzenie, ale w niższej cenie – to nie można nic zmienić. W moim przypadku rozpatrywanie wniosku trwało 18 miesięcy, w między czasie musiałem kupić wszystkie potrzebne urządzenia w leasingu aby zdążyć z badaniami zamówionymi przez klienta a w końcu i tak dofinansowania nie dostałem z braku „czegoś tam””.

Z opinii C (dziekan wydziału uczelni technicznej):

„Niski poziom innowacyjności:

- niskie zaufanie do polskiej nauki, jako instytucji rozwoju nowych technologii,

-
- z chwilą wstąpienia do UE wyraźna poprawa potencjału zaplecza badawczego polskich instytucji B+R w tym uczelni technicznych. Kadra zarządzająca firmami to jednak w większości absolwenci uczelni kończący studia przed rokiem 2004 ewentualnie w początkach wstąpienia Polski do UE. W okresie studiów nie mieli możliwości zetknięcia się z nowoczesną aparaturą badawczą i związanymi z tym możliwościami prowadzenia badań. To sprawia, że świadomość możliwości badawczych jednostek B+R jest znacznie poniżej stanu faktycznego.
-
- biurokracja oraz znaczne koszty prac badawczych świadczonych przez B+R dla firm”.

Z opinii D (ekspert niezależny):

„Przyczyny kulturowe i kompetencyjne:

- nie bariery ekonomiczne i systemowe ale kulturowe determinują obecnie a w przyszłości mogą ograniczać w coraz większym stopniu naszą zdolność do budowania innowacyjnej gospodarki. Przede wszystkim (co potwierdzają badania) niski poziom kapitału społecznego w Polsce (brak zaufania brak akceptacji dla umiejętności współpracy).
- Inwestujemy wyłącznie w strukturę dla innowacji, a nie dostrzegamy słabości w zarządzaniu tą strukturą. Problemem jest niedobór kompetencji kadry zarządzającej różnych szczebli: na uczelniach, w firmach, w administracji.

Przyczyny systemowe:

- Polityka proinnowacyjna jest hermetycznie przypisana tylko do MG i (w pewnej części) MNiSzW, brak aktywności innych resortów.
- Brak koordynacji działań na poziomie Rządu.
- Brak czytelnego sygnału politycznego ze strony PRM co do znaczenia (rangi) polityki proinnowacyjnej.
- Paradoks polskiego systemu wdrażania polityki proinnowacyjnej: doskonale oceny (KE, OECD, Bank Światowy) dokumentów strategicznych i programowych oraz bardzo słabe oceny wdrożenia.
- Instytucje publiczne są rozliczane ze skuteczności wydawania środków a nie osiągnięcia celów strategicznych.
- Awersja do ryzyka powoduje promowanie projektów słabych lub co najwyżej przeciętnych, ale łatwych (z punktu widzenia urzędników) do oceny realizacji i pozbawionych elementu ryzyka niepowodzenia.
- Brak mechanizmów sprzęgających efekty różnych interwencji publicznych w obszarze innowacji. Dajemy komuś innemu środki na inwestycje, komuś innemu na rozwój np. klastrów, komuś innemu na działalność B+R – brakuje oceny efektów synergii.
- Karygodne jest nie wprowadzenie w latach poprzedzających kryzys gospodarczy znaczących ulg podatkowych premiujących działalność B+R oraz wdrażanie innowacji w przedsiębiorstwach. „Kadłubowe” rozwiązanie, zaakceptowane przez MF, ośmieszyło idee ulg.

Przyczyny ekonomiczne:

- Działalność innowacyjna wiąże się z zapotrzebowaniem na drogi (bo obciążony ryzykiem) kapitał. Obecny system wsparcia innowacji przez instytucje publiczne nie zaktywizował w wystarczającym stopniu instytucji finansowych do finansowania inwestycji innowacyjnych”.

Z opinii E (członek zarządu Specjalnej Strefy Ekonomicznej):

„...producent musi być nie tylko zainteresowany wprowadzeniem na rynek produktu o zaawansowanej technologii. Musi być do tego po prostu **zmuszony**. Do tej pory jednak głównym atutem produktu w walce o pozycję na rynku była **cena**. Dotyczy to zarówno rynku krajowego jak i produkcji na eksport. I to jest moim zdaniem **główna przyczyna** obecnego poziomu technologicznego produktu „made in Poland” (poza oczywiście spadkiem po księżycowej gospodarce socjalistycznej)”.

„W ostatnim okresie sytuacja na rynku konsumenckim zmienia się. Jest coraz większe zapotrzebowanie na produkt nie tylko tani ale również konkurencyjny pod względem jakości. Skróceniu ulega czas życia produktu. Zmiana posiadanego produktu na nowy model jest jednym z czynników zachęcających klientów do zakupu. To nowe wyzwanie dla producentów. Produkt **musi** już być o zaawansowanej technologii. Nie wszystkie rodzime przedsiębiorstwa były zdolne do przeorientowania się”.

Z opinii F (profesor nauk technicznych, zarządza parkiem naukowo-technologicznym):

„ ... w polskich instytucjach naukowych i badawczych, poszukiwanych przez przedsiębiorców innowacji po prostu nie ma. jednostki badawczo-rozwojowe ... żyją z innowacji, tzn. sprzedają swoje osiągnięcia przedsiębiorcom lub sami są przedsiębiorcami. Poziom tych innowacji ma jednak charakter lokalny, tzn. przeznaczony jest dla polskich przedsiębiorców, którzy mają ograniczone możliwości finansowe na ich zakupy. Z drugiej strony polskie IBR są stosunkowo słabe pod względem zaplecza naukowo-badawczego i co istotne, są to z reguły instytucje resortowe”.

„ uczelnie i instytuty naukowe PAN ... oferują niewiele innowacji. ... pomiędzy polską nauką a przedsiębiorstwami nie ma żadnej współpracy. Przedsiębiorców nie stać na finansowanie badań, które miałyby prowadzić do innowacji. Natomiast nauka nie zajmuje się rozwojem technologii, konstrukcji maszyn czy urządzeń. Zadania nauki są zasadniczo inne i każdy naukowiec wie, za co go będą rozliczać. Naukowcy mają „produkować” publikacje, najlepiej z listy filadelfijskiej, i wówczas będą „wielkimi uczonymi”. Naukowcy nie mają pojęcia o technologiach i o ich rozwoju, ponieważ technologia to wiedza o tym jak coś wyprodukować. A to jest domena inżynierów. Jeżeli ktoś sądzi, że profesor wymyśli innowacyjną maszynę, proces technologiczny, czy organizacyjny, to się grubo myli. Profesor może to zrobić, ale w ramach swojego hobby a nie w ramach swoich badań statutowych. Profesor może rozwiązać jakiś problem, który umożliwi opracowanie jakiejś technologii, a który wymaga metod naukowych. Aby jednak profesor takie działania rozpoczął, ktoś musi sformułować pytanie. Skoro nie ma współpracy nauki z przemysłem, to nie ma i pytań, na które profesor mógłby dać odpowiedź”.

Z opinii G (profesor nauk technicznych, członek PAN):

„Niedostatki procesów innowacyjnych w Polsce:

- Niedocenywanie innowacji „miękkich”
- Przecenywanie roli innowacji przełomowych i stawianie głównie na nie
- Nierównomierności branżowe i terytorialne”

Z opinii H (grupa naukowców, członków stowarzyszenia naukowo-technicznego ukierunkowanego na innowacje):

„Powody niskiego poziomu innowacyjności:

- W Polsce rozwój innowacji produktowych i technologicznych ma głównie charakter imitacyjny (polega na przejmowaniu i wdrażaniu rozwiązań już stosowanych w świecie).
- Innowacyjność w polskich firmach jest postrzegana jako nieopłacalna.
- ... system edukacji promujący postawy bierne (preferowanie działań odtwórczych i skłonność do „niewychylania się”).
- Dominacja kultury organizacyjnej nie sprzyjającej innowacyjności (struktury hierarchiczne, biurokracja i formalizm brak tolerancji dla indywidualizmu, karanie z błędy zamiast nagradzania sukcesów).
- Powszechny brak zrozumienia dla istoty innowacyjności.
- W polskim systemie bardzo dobrze radzą sobie firmy wyspecjalizowane w procedurach: idealnie przygotowany wniosek zdecydowanie wygrywa z rzeczywistą wartością innowacyjną. W efekcie realizowane są projekty mające niewiele wspólnego z rzeczywistą innowacyjnością (przykład – „Innowacyjna osada turystyczna – chutor kozacki w Bieszczadach”).

PYTANIE 2

Z opinii A (były członek zarządu państwowej agencji ds. innowacji):

„Działania zaradcze:

1. **Zmiany programów i zasad nauczania** na wszystkich szczeblach edukacji, w tym edukacji ustawicznej w kierunku rozpowszechnienia umiejętności współpracy, myślenia projektowego, nabywania kompetencji (przez całe życie) – uruchomienie kilku metod nauczania adekwatnych dla osób będących na różnych etapach edukacji i życia zawodowego. Powiązanie kierunków nauczania z wyzwaniem społeczno-gospodarczymi, więcej multidyscyplinarnych kierunków, promocja mobilności naukowców, wykładowców i uczniów/studentów.
2. **Silna koordynacja polityk na rzecz rozwoju innowacji** Silna koordynacja działań instytucji udzielających wsparcia (np. brak regularnej współpracy między PARP, NCBI, KFK, NFOŚiGW, np. przez zasiadanie w radach nadzorujących ich działalność) Skupienie finansowego (z silnym akcentem na kapitałowe) wsparcia konkretnych innowacji w instytucjach kapitałowych takich jak np. KFK i fundusze inwestycyjne czy aniołowie biznesu Odejście od dotacji we wspieraniu działań racjonalizatorskich na rzecz innowacji. Upowszechnienie ulg np. ulgi podatkowe na prowadzenie oraz wdrażanie wyników prac B+R, na zatrudnienie naukowców u przedsiębiorców.

3. Większa aktywność systemu **wsparcia MSP w obszarze działalności eksportowej**, dobre przygotowanie firm do wyjścia na rynki zagraniczne (do wykorzystania praktyka Greenevo), silna **koordynacja działań w obszarze promocji gospodarczej**, w tym promocji polskich firm i ich rozwiązań oraz powiązanie promocji gospodarczej z pomocą rozwojową.
4. Silne wsparcie ze strony administracji (np. PARP, ARR) w zakresie **rozwoju kompetencji niezbędnych do zarządzania i rozwoju działalności gospodarczej w MSP z udziałem profesjonalnych instytucji** otoczenia biznesu angażujących jako doradców innych przedsiębiorców, **prowadzenie profesjonalnych analiz rynku**, celem precyzyjnego definiowania potrzeb i barier i przygotowywania adekwatnych instrumentów wsparcia dedykowanych określonym grupom (a nie jeden instrument dla wszystkich!)”.

Z opinii B (właściciel małej firmy innowacyjnej):

„Przede wszystkim nie szkodzić i nie utrudniać. W szczególności:

1. Nie traktować przedsiębiorców jak potencjalnych przestępców i oszustów. Zmieniać mentalność urzędników. Młodzi ludzie nie chcą zakładać firm w Polsce widząc jak walczą z biurokracją ich rodzice czy starsi znajomi i wyjeżdżają za granicę, często tam zakładając firmy.
2. Administracja państwowa i samorządowa powinna być dla firm partnerem a nie głównym wrogiem przedsiębiorców. Administracja nie rozumie prostego faktu, że to firmy generują PKB, a nie urzędnicy.
3. Uprościć sprawozdawczość w firmach.
4. Firmy innowacyjne i prowadzące prace badawcze, sprzedające większość swej produkcji na eksport powinny mieć priorytet w otrzymywaniu funduszy na zakup aparatury, maszyn, oprogramowani , czy licencji, z szybkością, nawet bardzo szybkością dostępu do funduszy na innowacje.
5. Stworzyć preferencje podatkowe (okresowe zwolnienia z ZUS, czy podatku dochodowego) dla firm zatrudniających doktorantów. Wspierać zatrudnianie absolwentów szkół wyższych po to aby nie wyjeżdżali masowo za granicę.
6. Wspierać wystawianie się firm na targach i finansować uczestnictwo w konferencjach i programach badawczych. Finansowanie targów i konferencji powinno być szybkie i proste.
7. Dofinansowywać i promować wprowadzanie w firmach certyfikatów specjalistycznych, takich jak ISO 9001, ISO 9014, GMP, GLP i innych.
8. Samorządy powinny nie tylko zwalniać firmy innowacyjne z podatków lokalnych, ale również promować je na własnym terenie.
9. Kształcić dobrych inżynierów, biologów, lekarzy, chemików, fizyków, zamiast tabunów politologów, socjologów czy prawników. Humanisci niestety nie stworzą innowacyjnych technologii.
10. Promować najlepsze firmy na forum międzynarodowym.
11. Prowadzić skuteczną politykę informacyjną o grantach, dofinansowaniach czy programach europejskich poprzez bezpośredni mailing do firm. W mniejszych firmach nie ma ludzi, którzy by siedzieli cały dzień przed ekranem filtrując wiadomości z

ministerstw. To administracja powinna być dla firm, a nie odwrotnie”.

Z opinii C (dziekan wydziału uczelni technicznej):

„Możliwe działania:

- **zdynamizowanie przedsiębiorczości akademickiej.**
- otwarcie uczelni i instytutów B+R na firmy, szczególnie zachęcanie do zakładania firm przez pracowników naukowych i udostępnianie im laboratoriów na preferencyjnych warunkach. To pozwoli "ożywić" wykorzystywane w niewielkim zakresie laboratoria.
- zmiana sposobu kształcenia na studiach inżynierskich, wprowadzenia do procesu dydaktycznego na każdym z kierunków elementów związanych z przedsiębiorczością, a przede wszystkim własną działalnością gospodarczą”.

Z opinii D (ekspert niezależny):

„ należy:

- Na dużą skalę promować postawy i sukcesy wynikające z działalności innowacyjnej,
- Na dużą skalę zintensyfikować kształcenie kadr menadżerskich (na wzór TOP 500 Innovators),
- Wprowadzić w znaczącej skali programy mobilnościowe dla różnych osób/środowisk, potencjalnie zaangażowanych w działalność proinnowacyjną,
-
- Rozważyć powrót do wprowadzenia obligatoryjności zrzeszania przedsiębiorców w izby gospodarcze (na wzór niemiecki, francuski lub włoski) – alternatywnie/równolegle wspieranie wszelkich form samoorganizacji przedsiębiorców,
- Zminimalizować skalę finansowania projektów „imitacyjnych” (pozornie innowacyjnych),
- Uczynić z Państwa „inteligentnego klienta” kreującego popyt na innowacje – jest to możliwe nawet przy istniejącym, przeszywnionym systemie zamówień publicznych (programy na wzór amerykańskiego SBIR uruchomiło już wiele państw UE),
- Opracować skuteczny model ulg podatkowych na innowacje (do niezwłocznego wprowadzenia po zdjęciu z Polski procedury nadmiernego deficytu)”

Z opinii E (członek zarządu Specjalnej Strefy Ekonomicznej):

„Niezależnie od tego czy nowe innowacyjne technologie są opracowywane w wyspecjalizowanych ośrodkach badawczo-rozwojowych czy też przez samego producenta, to jego działania doprowadzą do wdrożenia tych technologii i to on powinien być przede wszystkim beneficjentem pomocy ze strony instytucji wspierających. Do tej pory na Śląsku wspierane były przedsięwzięcia inwestycyjne które wiązały się z restrukturyzacją tradycyjnych przemysłów górnictwa i hutnictwa i tworzeniu nowych zakładów pracy w takich branżach jak przemysł samochodowy, przemysł lekki, i branża IT. Ilość a nie jakość były nagradzane wsparciem. Chodziło o jak najwięcej nowych miejsc pracy.

Czas na zmiany w polityce wsparcia. Środki pomocowe powinny być ukierunkowane na tworzenie i wdrażanie zawansowanych technologii. To powinno być znaczącym kryterium uzasadniającym przydział środków pomocowych. Dotyczy to wszystkich rodzajów pomocy:

funduszy strukturalnych, dotacji na nowe inwestycje, zwolnień podatkowych.

Trochę innym ale nie mniej ważnym problemem jest promocja marki. Nawet jeśli uda się dopracować produktu o zaawansowanej technologii i konkurencyjnego, to dużego wysiłku organizacyjnego i nakładów finansowych wymaga odpowiednie pozycjonowanie go na rynku. To również powinno być przedmiotem wsparcia. Bez takiego wsparcia producenci polscy często sprzedają swoje produkty pod inną marką renomowanych firm zagranicznych. A być może była by szansa opanowania przez polskich producentów jakiejś niszy rynkowej.

Z opinii F (profesor nauk technicznych, zarządza parkiem naukowo-technologicznym):

Co należy zrobić, aby podnieść poziom innowacyjności w kraju?

„Z mojego akademickiego doświadczenia wynika konieczność formułowania tematów prac dyplomowych, inżynierskich i magisterskich, prac doktorskich a nawet habilitacyjnych w duchu rozwiązywania problemu wymagającego innowacyjnego podejścia. To jest zadanie dla profesorów”.

„Jestem przekonany o konieczności pobudzenia współpracy nauki z przemysłem, jako punktu wyjścia do innowacyjności, opartej o badania naukowe. Ponieważ MŚP, które są podstawą naszej gospodarki, nie stać (finansowo) na bezpośrednią współpracę z nauką, rolę tę musi przejąć państwo. Państwo musi stymulować tę współpracę przez jej współfinansowanie i popieranie. W okresie, kiedy istniał KBN (Komitet Badań Naukowych) bardzo popularne i efektywne były tzw. Projekty Celowe. Sami, we współpracy tylko z jedną firmą, zrealizowaliśmy ok. 15 takich projektów, z których wszystkie zakończyły się wdrożeniem. W projektach tych uczelnia „wkładała” wyniki badań a przedsiębiorca realizował wdrożenia. Państwo finansowało 50% kosztów projektu a drugie 50% wykladał Przedsiębiorca. Sytuacja uległa zmianie, kiedy projekty celowe przeszły pod skrzydła NCBiR. Zostały one „obciążone” procedurami zbliżonymi do projektów strukturalnych, co zasadniczo zmniejszyło zainteresowanie przedsiębiorców tą formą współpracy nauki z przemysłem. Moim zdaniem należy tak uregulować projekty celowe, aby podstawą do ich rozliczenia było udokumentowane wdrożenie. Żadne działania o charakterze kontrolnym, typu: oddzielna księgowość, dokumentowanie czasu pracy, konieczność stosowania prawa zamówień publicznych, nie powinny obowiązywać w projektach celowych. Fakt, że przedsiębiorca „wykłada” 50% kosztów powinno być wystarczającym zabezpieczeniem jego pozytywnych zamiarów”.

„Państwo powinno zdecydowanie zmienić swój stosunek do istniejących parków naukowo-technologicznych. Obecnie są one traktowane, jako zwykłe podmioty gospodarcze (spółki z o.o. lub S.A.), które mają prowadzić działania innowacyjne i same się utrzymywać. Na całym świecie, w krajach o najwyższym poziomie innowacyjności (Korea, Tajwan) państwo utrzymuje parki naukowo-technologiczne, zwalnia firmy będące w parkach z niektórych opłat i podatków z części przychodów z tytułu prac badawczych. Państwo wychodzi, bowiem z założenia, że innowacje, jakie powstają w parkach zwrócą się wielokrotnie.”

„Na dalsze, intensywniejsze wsparcie zasługują dwie grupy działań: pierwsze działanie dotyczy projektów dotychczas realizowanych w ramach PO IG 3.1, „Inicjowanie działalności innowacyjnej”, tj. wspomagania akceleratorów innowacyjnych rozwiązań. Jest to wspomaganie „w czystej postaci” pomysłów innowacyjnych o wysokim potencjale

rynkowym. Taki pomysł jest wspierany przez parki od momentu „znalezienia” pomysłodawcy, poprzez całą procedurę oceny rynkowej, ekonomicznej, organizacyjnej, poprzez utworzenie spółki celowej i kapitałowe wejście do tej spółki, do uruchomienia produkcji na rynku. Druga grupa projektów, które warto kontynuować i zintensyfikować, dotyczy wspomagania przedsiębiorczości poprzez finansowanie rozpoczynania działalności gospodarczej przez młodych ludzi, głównie absolwentów szkół wyższych. Celem takiego działania jest zachęcenie młodych ludzi do przedsiębiorczości w oparciu o swoje prace dyplomowe i doktorskie.”

Z opinii G (profesor nauk technicznych, członek PAN):

„Co zrobić aby poprawić sytuację:

- Zwiększyć zainteresowanie podmiotów gospodarczych (zwłaszcza dużych firm i korporacji) kreowaniem i wdrażaniem innowacji, np. poprzez odpis od CIT,
- Stymulować innowacje od strony popytowej,
- Stworzyć skuteczny system gromadzenia, przetwarzania i udostępniania informacji o potrzebach firm oraz możliwościach (ofercie) jednostek B+R w zakresie innowacyjnych rozwiązań, produktów i technologii”.

PODSUMOWANIE

Analiza przedstawionych powyżej opinii upoważnia z jednej strony do stwierdzenia, że w zakresie wdrażania w polskiej gospodarce modelu gospodarki opartej na wiedzy i – w efekcie – uzyskania znaczącego impulsu proinnowacyjnego pozostaje jeszcze wiele do zrobienia. Z drugiej strony – zauważa się, iż kończą się możliwości opierania rozwoju na czynnikach ekstensywnych, co potencjalnie może stanowić istotny impuls („przymus”?) proinnowacyjny.

Warto chyba zwrócić uwagę na fakt, iż w przytoczonych wypowiedziach niewiele mówi się o wykonanym w ostatnich latach wysiłku w dwóch obszarach: budowie nowoczesnej struktury badawczej oraz znaczącego rozwoju oprzyrządowania (instytucjonalnego, formalnego), sprzyjającemu w Polsce postawom przedsiębiorczym, których znaczenie dla wzrostu konkurencyjności jest nie do przecenienia.

Autor tego opracowania jest zdania, że dotychczasowe dokonania i doświadczenia, w powiązaniu z rozpoznanymi i nierozpoznanymi w pełni uwarunkowaniami, powinny w stosunkowo niedalekiej przyszłości zaowocować widocznym rozwojem „Polski innowacyjnej”.

LITERATURA

1. European Innovation Scoreboard, www.proinno-europe.eu
2. Grodzka D., Zygierewicz A.: Innowacyjność polskiej gospodarki, Infos Biura Analiz Sejmowych (BAS), nr 6(30), marzec 2008.
3. Przedsiębiorczość w Polsce, raporty Ministerstwa Gospodarki od roku 2007.
4. Ustawa o niektórych formach wspierania działalności innowacyjnej z dnia 30 maja 2008, Dz. U. 2008 Nr 116, poz. 730 (z późniejszymi zmianami).

5. Praca zbiorowa pod redakcją J. Łunarskiego: Zarządzanie innowacjami. Podstawy zarządzania innowacjami, Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Rzeszów 2007.
6. Daszkiewicz M.: Jednostki badawczo-rozwojowe jako źródło innowacyjności w gospodarce i pomoc dla małych i średnich przedsiębiorstw, Wydawnictwo Polskiej Agencji Rozwoju Przedsiębiorczości, Seria: INNOWACJE, Warszawa, lipiec 2008.
7. Juchniewicz M., Grzybowska B.: Innowacyjność mikroprzedsiębiorstw w Polsce, Wydawnictwo Polskiej Agencji Rozwoju Przedsiębiorczości, Seria: INNOWACJE, Warszawa 2010.
8. Kaźmierczak J.: Innowacyjność: uwarunkowania i perspektywy w warunkach polskich, XI Konferencja „Komputerowo Zintegrowane Zarządzanie”, Zakopane, styczeń 2009.
9. Kaźmierczak J., Wilińska A.: Uwagi o społecznych aspektach wdrażania modelu gospodarki opartej na wiedzy, Międzynarodowa Konferencja „Systemy Informatyczne w Zarządzaniu Środowiskiem”, Harrahov/Czechy, September 2009.
10. Kaźmierczak J., Wilińska A.: Uwagi na temat sposobów oceny poziomu innowacyjności z uwzględnieniem uwarunkowań polskich, XIII Konferencja „Komputerowo Zintegrowane Zarządzanie”, Zakopane, styczeń 2010.
11. Kaźmierczak J.: Inżynieria innowacji: techniczny wymiar wdrażania innowacyjnych rozwiązań w gospodarce, w: Komputerowo Zintegrowane Zarządzanie, praca zbiorowa pod red. R. Knosali, tom 1, Oficyna Wydawnicza PTP, Opole 2011.

POLITYKA PROINNOWACYJNA W WARUNKACH POLSKIEJ GOSPODARKI

Streszczenie: W artykule przedstawiono autorską próbę oceny skuteczności polityki proinnowacyjnej, realizowanej w Polsce zwłaszcza po uzyskaniu członkostwa w Unii Europejskiej. Po skrótowym pokazaniu w pierwszej części artykułu stanu przedmiotowej polityki w początkowym okresie realizacji perspektywy finansowej UE 2007-2013 autor przedstawia swoje tezy, dotyczące przyczyn ówczesnego stanu rzeczy a następnie przedstawia wyniki swoich badań (o charakterze fokusowym) dotyczących opinii przedstawicieli kluczowych środowisk na temat przyszłych perspektyw polskiej polityki w zakresie tworzenia i wdrażania innowacji.

Słowa kluczowe: polityka proinnowacyjna, działania, wdrożenia, perspektywy

Prof. dr hab. inż. Jan KAŹMIERCZAK
Politechnika Śląska, Wydział Organizacji i Zarządzania
Instytut Inżynierii Produkcji
ul. Roosevelta 26, 41-800 Zabrze
e-mail: Jan.Kazmierczak@polsl.pl