



Centrum Mechanizacji Górnictwa

INNOWACYJNE I BEZPIECZNE SYSTEMY MECHANIZACYJNE DO EKSPLOATACJI SUROWCÓW MINERALNYCH

TOM I



Zakopane, 14-16. 11. 2006 r.

Współautorzy monografii:

Akademia Górniczo-Hutnicza

Dąbrowska Fabryka Maszyn Elektrycznych DAMEL S.A.

ELGÓR+HANSEN Sp. z o.o.

Energo-Mechanik Sp. z o.o.

GIG Kopalnia Doświadczalna „Barbara”

Instytut Bezpieczeństwa w Górnictwie MakNII, Ukraina

Branżowy Ośrodek Badawczo-Rozwojowy Maszyn Elektrycznych KOMEL

Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. - KWK „Jas-Mos”

- KWK „Pniówek”

Kompania Węglowa S.A.

- KWK „Jankowice”

- KWK „Piast”

- KWK „Ziemowit”

- Zakład Remontowo-Produkcyjny

Laboratorium LOM, Hiszpania

Fabryka Maszyn Górniczych PIOMA S.A.

Politechnika Lubelska

Politechnika Radomska

Politechnika Śląska

„QUAY” BHU Sp. z o.o.

Rybnicka Fabryka Maszyn RYFAMA S.A.

Słowacki Uniwersytet Techniczny

Smart-Tech Centre, Instytut Podstawowych Problemów Techniki PAN

Tiefenbach Polska Sp. z o.o.

Uniwersytet Techniczny w Hamburgu, Niemcy

Uniwersytet w Belgradzie, Serbia

Uniwersytet Techniczny w Ostrawie, Republika Czeska

Vacat Sp. z o.o.

Wyższy Urząd Górniczy

Zakład Produkcji Specjalnej „Bumar-Łabędy” Sp. z o.o.

ZMUW Sosnowiec, Zakłady Mechaniczne Urządzeń Wiertniczych Sp. z o.o.

INNOWACYJNE I BEZPIECZNE SYSTEMY MECHANIZACYJNE DO EKSPLOATACJI SUROWCÓW MINERALNYCH

TOM I



14-16. 11. 2006, Zakopane



ZINTEGROWANY INSTYTUT NAUKOWO-TECHNOLOGICZNY
Paliwa-Bezpieczeństwo-Środowisko

Redakcja merytoryczna: prof. dr hab. inż. Adam Klich, dr inż. Andrzej Meder

KOMITET NAUKOWY

Eugeniusz Budny - Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego
Marian Dolipski - Politechnika Śląska
Józef Dubiński - Główny Instytut Górnictwa
Carlos Fernández Ramón - Laboratorium LOM, Hiszpania
Horst Gondek - VŠB Uniwersytet Techniczny w Ostrawie, Republika Czeska
Celestino Gonzáles Nicieza - Uniwersytet Oviedo, Hiszpania
Miloš Grujić - Uniwersytet w Belgradzie, Serbia
Monika Hardygóra - Politechnika Wrocławska
Marek Jaszczyk - Politechnika Śląska
Józef Jonak - Politechnika Lubelska
Vehip Kaci - Deutsche Montan Technologie, Niemcy
Antoni Kalukiewicz - Akademia Górniczo-Hutnicza
Adam Klich - KOMAG
Zdzisław Kłeczek - KOMAG
Janusz Kowal - Akademia Górniczo-Hutnicza
Antoni Kozieł - KOMAG
Krzysztof Krauze - Akademia Górniczo-Hutnicza
Maciej Mazurkiewicz - Akademia Górniczo-Hutnicza
Andrzej Meder - KOMAG
Anatoly G. Mnukhin - Instytut Bezpieczeństwa w Górnictwie MakNII, Ukraina
Szymon Modrzejewski - Instytut Górnictwa Odkrywkowego Poltegor-Instytut
Michael Myszkowski - Deutsche Montan Technologie, Niemcy
Stanisław Piechota - Akademia Górniczo-Hutnicza
Krystian Probiez - Politechnika Śląska
Wiktor Szablowski - GIPROUGLEMASZ, Rosja
Włodzimierz Sikora - KOMAG
Antoni Skoć - Politechnika Śląska
Andrzej Szczepański - Akademia Górniczo-Hutnicza
Siergiej I. Szumkow - Instytut Górnictwa im. A.A. Skoczyńskiego, Rosja
Stanisław Ścieszka - Politechnika Śląska
Jerzy Świder - Politechnika Śląska
Eugeniusz Świtoński - Politechnika Śląska
Dagmara Tejszewska - Politechnika Śląska
Karol Velišek - Slowacki Uniwersytet Techniczny, Republika Słowacka
Stanisław Wasilewski - Centrum Elektryfikacji i Automatykacji Górnictwa EMAG
Teodor Winkler - KOMAG

KOMITET ORGANIZACYJNY

Małgorzata Malec
Anna Okulińska
Edward Pieczora

Projekt okładki: Natalia Król

Wydawnictwo: Komdruk-Komag Sp. z o.o.

44-101 Gliwice, ul. Pszczyńska 37

tel. 032 2374563, 2374565

ISBN: 83-60708-00-2

Nakład: 150 egz.

Spis treści

	Str.
Zasadnicze kierunki działań Wyższego Urzędu Górniczego w zakresie poprawy bezpieczeństwa związanego z ruchem maszyn i urządzeń – Józef Koczvara, Piotr Kmita	5
Podstawowe zasady wybierania i mechanizacja w systemach z grawitacyjną odstawą urobku – Stanisław Piechota	19
Dokumentacja techniczno-konstrukcyjna systemów mechanizacyjnych jako ważny warunek zapewnienia ich bezpiecznej eksploatacji – Andrzej Meder, Józef Kaczmarczyk	39
Weryfikacja maszyn jeżdżących w wyrobiskach górniczych. Ocena parametrów wpływających na bezpieczeństwo pracy – Iban Fernández Palmero, Carlos Fernández Ramón, Carlos Martínez Díaz, Ángel Santamaría Martín	53
Oparty na wiedzy system utrzymania ruchu maszyn górniczych – Teodor Winkler, Marek Dudek, Wojciech Chuchnowski, Dariusz Michalak, Wojciech Świeca, Wojciech Skarka	61
Model doboru systemów przenośnikowych w kopalniach węgla – Miloš Grujić	67
Bezpieczne podziemne systemy transportowe produkcji Rybnickiej Fabryki Maszyn RYFAMA S.A. – Stanisław Szyngiel, Mirosław Łabęcki	73
SKZ-81 – nowe rozwiązanie górniczej kolei spągowej o podwójnym systemie napędowym – Andrzej Drwiega, Edward Pieczora, Józef Suchoń, Stanisław Szyngiel	91
Wpływ rodzaju awarii wybranych kolejek spagowych eksploatowanych w KWK „Jankowice” na ich wykorzystany czas dyspozycyjny – Marek Profaska, Stanisław Piecha	99
Nowe rozwiązania dołowych lokomotyw spalinowych opracowane w CMG KOMAG – Piotr Dobrzaniecki, Krzysztof Kaczmarczyk, Hubert Suffner, Edward Pieczora, Dariusz Pawlicki	107
Ładowarka bocznie wysypująca ŁBT-1200EH/LS-A nowoczesną i bezpieczną maszyną ładującą – Marek Kalita, Edward Pieczora, Dariusz Prostański, Emil Wyrobek, Grzegorz Małyska, Adam Mazurek	119
Pierwsze doświadczenia eksploatacyjne stosowania kombajnu KSW-460NE z powietrzno-wodną instalacją zraszającą w warunkach eksploatacji KWK „Pniówek” – Eugeniusz Baron, Krzysztof Mentlik, Kazimierz Lebecki, Dariusz Prostański, Piotr Rojek	129

Nowe kierunki i koncepcje w zakresie badań skuteczności działania systemów zraszania stosowanych w kombajnach górniczych, w aspekcie gaszenia i zapobiegania zapłonom gazu – Kazimierz Lebecki, Dariusz Prostański, Janusz Sedlaczek, Eugeniusz Zellner	135
Wyniki i przebieg prób eksploatacyjnych zraszania powietrzno-wodnego, zastosowanego do zwalczania zapylenia i zagrożeń metalowych, w kombajnie ścianowym typu KSW-460NE pracującym w KWK „Pniówek” – Dariusz Prostański, Piotr Rojek, Janusz Sedlaczek	145
Możliwości wykorzystania ciężkich udarowych młotów hydraulicznych w kopalniach węgla kamiennego na podstawie doświadczeń z kopalni rud metali nieżelaznych – Krzysztof Krauze, Krzysztof Kotwica	157
Nowe rozwiązanie małośrednicowej wiertnicy dołowej typu WMD 150 – Maria Hajduła, Jerzy Obrączka, Piotr Rojek	169
Zastosowanie kompleksu do drażenia wyrobisk kamiennych w warunkach KWK „Piaś” w okresie od października 2005 r. do lipca 2006 r. – Józef Rusinek	177
Wizualizacja i monitorowanie nowoczesnych układów napędowych produkcji DFME „DAMEL” przeznaczonych do pracy w strefach zagrożonych wybuchem – Jacek Przybyłka	189
Zastosowanie sterowników przemysłowych w układach sterowania, diagnostyki i monitoringu maszyn górniczych – Zygmunt Szymański	203
Model adaptacyjnego układu sterowania drażenia wyrobiska chodnikowego za pomocą kombajnu – Dariusz Jasiulek, Jerzy Tejszerski, Sebastian Jendrysik, Jerzy Świder, Joanna Rogala	217
Doświadczenia w eksploatacji wysoko wydajnych kompleksów ścianowych na napięcie 3,3 kV na przykładzie KWK „Ziemowit” – Jerzy Domagała, Tadeusz Jędrus, Dariusz Macierzyński	225
Nowoczesne konstrukcje silników elektrycznych na napięcie 3,3 kV i 6 kV dla górnictwa – Marian Szubert	235
Silniki dla górnictwa z magnesami trwałymi – nowa generacja napędów elektrycznych – Jakub Bernatt	243

ZASADNICZE KIERUNKI DZIAŁAŃ WYŻSZEGO URZĘDU GÓRNICZEGO W ZAKRESIE POPRAWY BEZPIECZEŃSTWA ZWIĄZANEGO Z RUCHEM MASZYN I URZĄDZEŃ

Józef KOCZWARA, Piotr KMITA

Streszczenie. Omówiono zasadnicze kierunki działań podejmowanych przez Departament Energomechaniczny WUG zmierzające do podniesienia poziomu bezpieczeństwa związanego z ruchem maszyn, urządzeń w podziemnych zakładach górniczych. Zostały omówione kolejno zagadnienia dotyczące:

- maszyn, urządzeń i instalacji elektroenergetycznych,
- obudów zmechanizowanych wchodzących w skład kompleksów ścianowych,
- urządzeń odstawy urobku w wyrobiskach poziomych i pochyłych o nachyleniu do 45°, urządzeń do transportu materiałów i ludzi w wyrobiskach poziomych i pochyłych o nachyleniu do 45°,
- systemów monitorujących parametry środowiskowe.

Przedstawiono wnioski dotyczące omówionych zagadnień, a zwłaszcza w zakresie dotyczącym kompleksów ścianowych.

1. Wstęp

Misją Wyższego Urzędu Górniczego jest wykonywanie przez organy nadzoru górniczego służby publicznej w dążeniu do poprawy warunków pracy i ochrony zdrowia górników, optymalnego zagospodarowania złóż kopalin oraz ograniczenia uciążliwości oddziaływania górnictwa na ludzi i środowisko. Zadania Urzędu skupione są w pięciu obszarach nadzoru i kontroli działalności regulowanej ustawą Prawo geologiczne i górnicze, prowadzonej przez podmioty gospodarcze w granicach Rzeczypospolitej Polskiej, tj.:

- Bezpieczeństwa i higieny pracy oraz bezpieczeństwa pożarowego.
- Ratownictwa górniczego.
- Gospodarki złożami kopalin w procesie ich wydobywania.
- Ochrony środowiska, w tym zapobiegania szkodom.
- Budowy i likwidacji zakładu górniczego, w tym rekultywacji gruntów i zagospodarowania terenów po działalności górniczej.

Prezes Wyższego Urzędu Górniczego jest organem wyspecjalizowanym nadzoru

*Mgr inż. Józef Koczwara
Mgr inż. Piotr Kmita
Wyższy Urząd Górniczy
Departament Energomechaniczny
ul. Poniatowskiego 31
40-956 Katowice
tel.: 032 2511471 do 4
e-mail: wug@wug.gov.pl*

nad wyrobami wprowadzonymi do obrotu w rozumieniu przepisów ustawy z dnia 30 sierpnia 2002 r. o systemie oceny zgodności (Dz.U. z 2002 r. Nr 166, poz. 1360 z późn.zm.).

Niektóre z najważniejszych celów zadań nadzoru górniczego nie wiążą się wprost z codzienną działalnością kontrolną w zakładach górniczych. Należą do nich na przykład doskonalenie przepisów Prawa geologicznego i górniczego, udział w pracach grup roboczych Rady Unii Europejskiej w tworzeniu i opiniowaniu wspólnotowych aktów prawnych dotyczących górnictwa, opiniowanie projektów norm europejskich, szkolenia i popularyzacja prawa i norm. Niezwykle ważnym zadaniem jest wspieranie i ocena systemów zarządzania bezpieczeństwem pracy i doskonalenie systemu kontroli wyrobów przeznaczonych do stosowania w górnictwie.

W referacie przedstawione zostały działania Urzędu na rzecz poprawy bezpieczeństwa pracy w górnictwie przedsięwzięte w ostatnich latach w zakresie energomechanicznym.

Analiza przyczyn wypadków i zdarzeń, wstrzymania robót oraz maszyn i urządzeń wskazuje, że najczęściej dotyczy to urządzeń transportowych, obudów, urządzeń elektrycznych a w następnej kolejności kombajnów i innych maszyn i urządzeń.

2. Maszyny, urządzenia i instalacje elektroenergetyczne

Do zasadniczych działań w zakresie wymagań budowy i bezpiecznej eksploatacji maszyn, urządzeń i instalacji elektroenergetycznych należy zaliczyć:

- uregulowanie zasad stosowania elektronarzędzi w zakładzie górniczym,
- określenie wymagań dla likwidowanych zakładów górniczych,
- określenie zasad instalacji systemów uziemiających przewodów ochronnych (SUPO) w zakładach górniczych eksploatujących kopaliny o właściwościach izolacyjnych,
- wprowadzenie dodatkowych wymagań dla urządzeń zasilająco-rozdzielczych w nowo budowanych rozdzielniach o napięciu powyżej 1 kV, tj. wprowadzenie obowiązku stosowania pól rozdzielczych w wykonaniu łukoodpornym i wyposażonych w łączniki bezolejowe i uziemniki stacjonarne,
- wprowadzenie obowiązku stosowania w wyrobiskach niezagrożonych wybuchem albo niezagrożonych wybuchem metanu i zaliczonych do klasy A zagrożenia wybuchem pyłu węglowego maszyn i urządzeń o stopniu ochrony co najmniej IP 54, spełniające zasadnicze wymagania określone w przepisach dotyczących wyrobów podlegających ocenie zgodności,
- wyposażenie lamp osobistych pracowników zatrudnionych w wyrobiskach w nadajniki lokacyjne, emitujące sygnał przez okres co najmniej 7 dni,
- inspirowanie w zakresie stosowania spawarek wyposażonych w urządzenia automatycznie obniżające napięcie w stanie biegu jałowego,

- określenie wymagań dotyczących zasad instalacji maszyn przenośnych, ruchomych i ręcznych,
- wdrożenie systemów metanometrii automatycznej o działaniu szybkim oraz inicjowanie prac nad poprawą ich działania,
- wdrożenie ochrony informacji i oprogramowania w systemach komputerowych w tym dyspozytorskich,
- inspirowanie prac w zakresie wdrożenia łączności bezprzewodowej zwłaszcza w zagłębiu miedziowym,
- preferowanie stosowania w instalacjach elektrycznych przodkowych i ściannowych aparatury łączeniowej wieloodpływowej,
- wprowadzenie obowiązku zasilania zewnętrznych obwodów sterowania maszyn i urządzeń eksploatowanych w wyrobiskach bardzo niskim napięciem bezpiecznym SELV lub PELV,
- uregulowanie zasad prowadzenia napraw i remontów urządzeń budowy przeciwybuchowej.

Ponadto notowane w polskim i światowym górnictwie zdarzenia wybuchu pyłu węglowego uzasadniły potrzebę dalszych działań w kierunku eliminacji tych zdarzeń. Do działań tych zaliczyć należy:

- wprowadzenie do przepisów obowiązku instalowania, w wyrobiskach zagrożonych wybuchem, maszyn i urządzeń budowy przeciwybuchowej spełniających zasadnicze wymagania określone w przepisach dotyczących wyrobów podlegających ocenie zgodności,
- zmiany przepisów w celu ujednolicenia sposobu doboru nastaw zabezpieczeń przed skutkami działania prądów zwarciovych i przeciążeniowych dla maszyn, urządzeń i instalacji elektrycznych zainstalowanych w pomieszczeniach zagrożonych wybuchem pyłu węglowego zaliczonych do klasy B z wymaganiami dla sieci i urządzeń zainstalowanych w pomieszczeniach zaliczonych do stopnia „b” lub „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz wdrożenie przepisu stosowania kabli i przewodów ekranowanych we wszystkich wyrobiskach wykonanych w polu metanowym, a więc zaliczonych do stopnia „a”, „b” lub „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu,
- wprowadzenie do przepisów obowiązku określenia przez kierownika ruchu zakładu górnictwa zasad bezpiecznego użytkowania sieci elektrycznej traktacji przewodowej w wyrobiskach zagrożonych wybuchem pyłu węglowego oraz ustalenia w szczególności skutecznych środków ochrony przed niebezpieczeństwem wybuchu.

W ostatnich latach nastąpił wyraźny wzrost mocy maszyn i urządzeń stosowanych w kompleksach wydobywczych, który ograniczany był stosowanym zbyt niskim napięciem zasilania. W celu umożliwienia podwyższenia mocy zainstalowanej w kompleksach wydobywczych podjęto prace nad podwyższeniem napięcia zasilania tych kompleksów. Dostosowując się do rozwiązań światowych oraz do koncepcji krajowych przyjęto wartość napięcia zasilającego 3,3 kV lub 6 kV.

W wyniku przeprowadzonych prac przez działający przy Departamencie Energomechanicznym Wyższego Urzędu Górniczego zespół opiniotwórczy do spraw elektryfikacji, automatyzacji i telekomunikacji w górnictwie opracował wymagania stosowania napięcia powyżej 1 kV do zasilania kompleksów wydobywczych:

- każda instalacja zasilająca kompleks powinna być przedmiotem odrębnej decyzji dopuszczeniowej wydanej przez Prezesa WUG,
- wszystkie maszyny i urządzenia elektryczne powinny być budowy przeciwwybuchowej, niezależnie od stopnia zagrożenia wybuchu metanu,
- wyposażenie elektryczne wraz z instalacją zasilającą powinno podlegać odbiorowi technicznemu przez rzeczoznawcę ds. urządzeń budowy przeciwwybuchowej,
- sieć zasilająca powinna być z izolowanym punktem neutralnym transformatora i odseparowana od sieci rozdzielczej kopalni,
- maksymalna wartość pojemności doziemnej sieci nie może przekraczać wartości $2,5 \mu\text{F/fazę}$,
- elektroenergetyczne kable i przewody oponowe stosowane w instalacji kompleksu powinny posiadać dwa ekrany, przy czym ekran ogólny jest ekranem kontrolnym, a ekrany indywidualne – ekranami ochronnymi bezpośrednio uziemionymi,
- odcinek sieci od łącznika manewrowego do maszyny powinien posiadać blokujący układ diagnostyki samoczynnie kontrolujący stan izolacji przed podaniem napięcia,
- część ruchoma przewodu zasilającego kombajn ścianowy powinna być prowadzona w układaku ochronnym i zabezpieczona przed przekroczeniem dopuszczalnej siły rozciągającej określonej przez producenta przewodu, natomiast część stała w zastawkach przenośnika lub zabezpieczona dodatkowymi osłonami,
- współczynnik czułości zabezpieczenia zwarciovego nie powinien być mniejszy od 2,
- wszelkie prace konserwacyjne i remontowe mogą być prowadzone wyłącznie na polecenie pisemne oraz nadzorowane przez osoby dozoru ruchu,
- wszystkie osoby mogące się znaleźć w bezpośrednim sąsiedztwie przedmiotowych instalacji powinny być poinformowane o wysokości stosowanego napięcia a pracownicy i osoby dozoru ruchu zatrudnieni w ścianie powinni być przeszkoleni i posiadać uprawnienia wydane przez kierownika ruchu zakładu górniczego.

Wymagania powyższe zostały w znacznej części wprowadzone do obowiązujących w tym zakresie przepisów.

3. Obudowy zmechanizowane wchodzące w skład kompleksów ścianowych

Obudowy zmechanizowane wchodzące w skład kompleksów ścianowych w dużym stopniu decydują o bezpieczeństwie pracy załogi zatrudnionej w ścia-

nie. Proces restrukturyzacji górnictwa, który wymusił na zakładach górniczych dążenie do obniżenia kosztów, spowodował, że stan techniczny wielu maszyn i urządzeń produkcyjnego ciągu technologicznego – w tym i obudów zmechanizowanych – jest niezadowalający.

Ustalono, że według stanu na styczeń 2006 r. w 33 zakładach górniczych na ogólną liczbę 126 eksploatowanych wyrobisk ścianowych stosowano około 17906 sekcji obudów zmechanizowanych. Z tej liczby tylko 3272 sekcje obudowy zmechanizowanej to obudowy nowe (stanowi to 18,3%), wyprodukowane w latach 1995÷2005. Pozostałe obudowy (tj. 81,7%) to obudowy wielokrotnie remontowane lub powstałe w wyniku modernizacji obudów wyprodukowanych pod koniec lat siedemdziesiątych oraz w latach osiemdziesiątych. Długotrwała eksploatacja obudów zmechanizowanych (niejednokrotnie ponad 20-letnia) wpływa ujemnie na ich stan techniczny. Występujące ubytki korozyjne, deformacje, pęknięcia spoin oraz obniżenie wytrzymałości zmęczeniowej materiału zagrażają bezpieczeństwu pracy w ścianie. Świadczą o tym m.in. wypadki zaistniałe w KHW S.A. KWK „Katowice-Kleofas” i JSW S.A. KWK „Zofiówka”, których przyczyną były błędy konstrukcyjne powstałe podczas projektowania obudowy oraz uszkodzenia mechaniczne powstałe w wyniku przekroczenia wytrzymałości zmęczeniowej materiału.

Prezes WUG zwrócił uwagę na wyżej wymienione zagrożenia w pismach skierowanych do przedsiębiorców i dyrektorów okręgowych urzędów górniczych. Przeprowadzone w związku z tym nadzwyczajne kontrole przez pracowników inspekcyjno-technicznych urzędów górniczych ujawniły wiele nieprawidłowości związanych z eksploatacją i oceną stopnia zużycia obudów zmechanizowanych. Jednak nawet systematyczne prowadzenie kontroli stanu technicznego obudowy zmechanizowanej z odpowiednio zwiększoną częstotliwością, nie gwarantuje utrzymania wymaganego poziomu bezpieczeństwa, przy stosowaniu w zakładach górniczych sekcji obudów zmechanizowanych, których konstrukcje bazowe przekroczyły niejednokrotnie 20-letni czas pracy.

Poprawa stanu technicznego obudów zmechanizowanych, a tym samym poprawa bezpieczeństwa pracy przy ich eksploatacji, jest możliwa poprzez wymianę będących w eksploatacji sekcji na nowe. Szczególnie eksploatacja ścian w trudnych warunkach geologiczno-górnictwa, przy prognozowanych energiach wstrząsów powyżej 10^6J wymusza konieczność wyeliminowania obudów zmechanizowanych, których stan techniczny ze względu na ich zużycie spowodowane długotrwałą eksploatacją jest niezadowalający.

W celu poprawy stanu bezpieczeństwa eksploatacji obudów zmechanizowanych, a także ograniczenia wykonywania remontów i modernizacji przestarzałych konstrukcji obudów zmechanizowanych, przy współudziale jednostek naukowo-badawczych, producentów oraz przedsiębiorców górniczych wprowadzone zostały zmiany przepisów załącznika nr 4 pkt 4 „Wymagania w zakresie bezpieczeństwa eksploatacji oraz kryteria oceny stopnia zużycia obudów zmechanizowanych w podziemnych zakładach górniczych” do rozporządzenia Mi-

nistra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. Nr 139, poz. 1169). Nowe brzmienie cytowanego wyżej załącznika w znacznym stopniu poprawia stan bezpieczeństwa eksploatowanych obudów w zakładach górniczych poprzez m. in. zmodyfikowanie wzoru służącego do obliczenia wskaźnika stopnia zużycia sekcji obudowy zmechanizowanej, precyzyjne określenie przypadków i sposobu dokumentowania poszczególnych czynności związanych z kontrolą obudów zmechanizowanych oraz określenie składów i sposobu powoływania poszczególnych komisji dokonujących czynności związanych z kontrolą obudów zmechanizowanych.

Z ważniejszych zmian, jakie zostały wprowadzone można wymienić:

- obowiązek przekazywania obudów zmechanizowanych poddanych modernizacji (podczas których nastąpiła ingerencja w konstrukcje elementów nośnych) do badań w akredytowanym laboratorium badawczym,
- przed zastosowaniem obudowy zmechanizowanej poddanej modernizacji wymagana jest opinia rzeczoznawcy do spraw ruchu zakładu górniczego, dotycząca poprawności doboru obudowy do określonych warunków górniczo-geologicznych,
- precyzyjne i jednoznaczne określenie, w jakich przypadkach stosuje się każdą z metod oceny stopnia zużycia obudowy zmechanizowanej, tj. metodę obliczeniową, metodę przeglądu technicznego i metodę badania technicznego; zasadą będzie zastosowanie najpierw metody obliczeniowej, a potem metody przeglądu technicznego lub metody badania technicznego,
- poszerzenie zakresu przeprowadzanego przeglądu technicznego o badania nieniszczące, w zakresie ustalonym przez komisję dokonującą przeglądu technicznego,
- zmodyfikowanie wzoru służącego do obliczenia wskaźnika stopnia zużycia sekcji poprzez uwzględnienie współczynnika „ A_0 ” (dla obudów remontowanych i modernizowanych),
- precyzyjne określenie składów oraz sposobu powoływania poszczególnych komisji dokonujących czynności związane z kontrolą obudów zmechanizowanych,
- wprowadzenie trybu przekazywania organom nadzoru górniczego informacji o przypadkach znaczącego podwyższenia stopnia zużycia obudowy zmechanizowanej.

Wprowadzenie oceny stopnia zużycia obudowy zmechanizowanej metodą badania technicznego, dla obudów których wiek przekracza 10 lat, ma za zadanie umożliwienie dokonania selekcji w celu wyeliminowania z eksploatacji tych obudów, w których prawdopodobieństwo zaistnienia procesów zmęgniowych i korozyjnych jest największe, a tym samym poziom bezpieczeństwa eksploatacji jest najmniejszy.

4. Urządzenia do wysoko wydajnych i bezpiecznych systemów odstawy urobku w wyrobiskach poziomych i pochyłych o nachyleniu do 45°

Stosowane do transportu urobku przenośniki zgrzeblowe i taśmowe, ze ścian i przodków oraz innych miejsc urabiania, stanowią grupę urządzeń stosowanych w zakładach górniczych, zarówno podziemnych jak i odkrywkowych, wykorzystywane są również do transportu materiałów oraz w układach przewozu ludzi (przenośniki taśmowe) w wyrobiskach poziomych i pochyłych o nachyleniu do 45°. Przyczyniły się one do eliminowania bardziej kosztownego i wypadkogennego transportu kołowego po torach ułożonych na spągu. Postęp techniczny spowodował wprowadzanie nowszej generacji tych urządzeń oraz taśm do przenośników o większych szerokościach i wytrzymałościach, spełniających oczekiwania zarówno pod względem funkcjonalności, jak również i bezpieczeństwa.

W efekcie powstały przenośniki zgrzeblowe i taśmowe o większej wydajności i długości, czego skutkiem było również instalowanie jednostek napędowych o większej mocy.

Niestety wysoka koncentracja wydobywania i związany z tym transport urobku przenośnikami oprócz zalet ma również wady. Każdy nieplanowany postój przenośników transportujących urobek powoduje wstrzymanie ruchu ścian i w związku z tym duże straty produkcyjne. Z uwagi na powyższe przenośniki muszą być urządzeniami niezawodnymi jeżeli chodzi o wystąpienie awarii, jak również muszą zapewnić obsługującym szeroko rozumiane bezpieczeństwo zarówno w czasie ruchu, jak i w czasie konserwacji i napraw.

Niejednokrotnie jednak, aby nie dopuścić do przerw w wydobywaniu wykonuje się naprawy i konserwacje bez zachowania odpowiedniego poziomu bezpieczeństwa naruszając przepisy oraz zasady techniki górniczej. Odnotowane w 2005 roku zdarzenia związane z ruchem przenośników potwierdzają to, gdyż przyczyna trzech wypadków śmiertelnych była następstwem wykonywania prac w czasie ruchu przenośnika.

Wyższy Urząd Górniczy podejmuje działania mające na celu eliminowanie zagrożeń wynikających z eksploatacji przenośników, polegające na:

- kierowaniu pism do przedsiębiorców z zaleceniami wynikającymi z zaistniałych zdarzeń,
- prowadzeniu spotkań z przedstawicielami zakładów górniczych, mających na celu przedstawianie zdarzeń zaistniałych w ruchu zakładów górniczych oraz przyczyn i okoliczności ich zaistnienia, w celu podjęcia odpowiednich środków zapobiegających możliwości powstania podobnych zdarzeń w przyszłości,
- propagowaniu wdrażania systemów monitorowania pracy przenośników za pomocą telewizji przemysłowej, w celu większego zastosowania pracy przenośników w ruchu automatycznym i wycofywania załogi z miejsc

szczególnie niebezpiecznych (np.: stref zagrożonych tapaniami, wyrobisk w których jest prowadzony równocześnie transport materiałów),

- eliminowaniu stosowania, w podziemnych zakładach górniczych, w przenośnikach taśmowych taśm trudno zapalnych i stosowaniu wyłącznie taśm trudno palnych,
- propagowaniu stosowania zintegrowanego systemu przenośników ze ścian wydobywczych (zespoleń w jedną funkcjonalną całość przenośnika zgrzeblowego ścianowego, zgrzeblowego podścianowego i taśmowego),
- współpracy przy opracowywaniu zmian w przepisach bhp, mających na celu poprawę bezpieczeństwa eksploatacji przenośników, a wynikające z analizy zaistniałych zdarzeń. Zmiany ujęte w rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 9 czerwca 2006 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. z 2006r. Nr 124, poz. 863), w zakresie przenośników spowodowały:
 - zmianę brzmienia § 360, w którym obecnie zobowiązuje się użytkownika do stosowania taśm trudnopalnych we wszystkich wyrobiskach górniczych oraz określono wymagania dla materiałów chemicznych i wyrobów z tworzyw sztucznych,
 - zmiany brzmienia w **pkt. 6.13 zał. nr 4** do cytowanego rozporządzenia, polegające na:
 - objęciu przepisami zawartymi w wyżej wymienionym punkcie również przenośników zgrzeblowych,
 - dodaniu **pkt. 6.13.10÷6.13.14** dotyczących przenośników zgrzeblowych ścianowych i podścianowych, zobowiązujących do:
 - instalowania urządzeń do: wstępnego napinania łańcucha, kotwienia lub rozpierania napędu i stacji zwrotnej, przemieszczania napędu lub trasy urządzeniami bezciągnowymi,
 - budowy osłon zakrywających rynnociąg przenośnika podścianowego na odcinku między zwrotnią a przenośnikiem ścianowym,
 - przystosowania przenośnika ścianowego do współpracy z kombajnem i obudową ścianową,
 - wyposażenia przenośnika ścianowego w wyrobiskach o nachyleniu powyżej 18° i wysokości poniżej 1,7 m w podwyższone zastawki chroniące ludzi przed uderzeniami brył węgla.

5. Urządzenia do transportu materiałów i ludzi w wyrobiskach poziomych i pochyłych o nachyleniu do 45°

Problematyka zwalczania zagrożeń występujących w związku z ruchem urządzeń transportu poziomego i na nachyleniach do 45°, tj. transportu kołowrotowego, kolejkami linowymi podwieszonymi i spagowymi i z napędem własnym jest przedmiotem aktywnej działalności zarówno Wyższego Urzędu Górniczego, jak i Okręgowych Urzędów Górniczych. Z inicjatywy kierownic-

twą Wyższego Urzędu Górniczego, zorganizowano szereg porad i konferencji z udziałem przedstawicieli użytkowników urządzeń transportowych, konstruktorów oraz producentów tych urządzeń. Zainspirowane nowe rozwiązania techniczne przyczyniły się w znacznym stopniu do ułatwienia górniczej pracy, wyeliminowania zagrożeń oraz poprawy bezpieczeństwa pracy górników.

Od 2000 roku odnotowuje się niewielką, ale systematyczną poprawę poziomu bezpieczeństwa i dyscypliny pracy przy użytkowaniu i obsłudze tych urządzeń przejawiającą się spadkiem wypadkowości zwłaszcza w zakresie ilości wypadków śmiertelnych.

Niestety w 2006 roku nastąpiło zwiększenie liczby wypadków związanych z eksploatacją urządzeń transportowych – do dnia 15 października br. zanotowano 7 zdarzeń, w tym 3 śmiertelne i 4 ciężkie. Trzeba tu przyznać, że w związku z restrukturyzacją górnictwa nastąpiło zmniejszenie narażenia wypadkowego spowodowane zmniejszeniem ilości kopalń, a co za tym idzie i urządzeń transportowych.

Analizując przyczyny i okoliczności wypadków i innych niebezpiecznych zdarzeń można stwierdzić, że większość zagrożeń związanych z eksploatacją urządzeń transportowych wynika z nieprawidłowej organizacji, nie stosowania właściwych technologii pracy, jak również z zaniedbań w utrzymaniu właściwego ich stanu technicznego oraz wykonywaniem czynności związanych z ich obsługą niezgodnie z ustalonymi technologiami, instrukcjami i dokumentacjami technicznymi.

Wypadki powstałe w zetknięciu z tymi urządzeniami, w trakcie ich eksploatacji, były przedmiotem wnikliwej analizy dochodzeń powypadkowych.

W wyniku analizy zaistniałych wypadków stwierdzono, że najczęściej występującymi przyczynami były:

- przebywanie pracowników na drogach transportowych w czasie ruchu środków transportowych, pomimo przepisu zakazującego przebywanie ludzi w wyrobiskach, w których jest prowadzony transport linowy,
- nieprawidłowy stan techniczny torowisk i środków transportu kołowego będący przyczyną częstego wykolejania i zbiegnięcia środków transportu,
- zaniżenie wymaganych odstępów ruchowych,
- brak odpowiednio dobranych środków transportowych do masy i gabarytów transportowanych ładunków oraz stosowanie środków transportowych niezgodnie z przeznaczeniem,
- niewłaściwy dobór wyrobisk transportowych polegający na lokalizowaniu w jednym wyrobisku dwóch lub więcej rodzajów transportu np. odstawy urobku i transportu linowego oraz na niedostosowaniu parametrów wyrobiska (nachylenie, gabaryty) do parametrów środka transportu określonych w DTR, jak również zabudowę maszyn i urządzeń wytwarzających nadmierny hałas, np. wentylatorów, powodujących brak słyszalności sygnałów ostrzegawczych i porozumiewawczych oraz samych urządzeń transportowych,

- stosowanie przestarzałych środków i metod transportu np. transport kołowy, na płytach ślizgowych itp.,
- nieskuteczne zabezpieczenie ładunku przed spadnięciem na drogach pochyłych,
- stosowanie mało skutecznych urządzeń zabezpieczających przed staczaniem się środków transportowych na drogach pochyłych oraz brak środków transportowych wyposażonych w ww. urządzenia,
- duża możliwość uderzenia liną z uwagi na częsty brak jej prowadzenia w wyrobisku,
- stosowanie nadmiernie zużytych i zdekapitalizowanych środków transportu.

Działania prewencyjne do podjęcia w zakładach górniczych w celu zapobiegania wypadkom podczas transportu:

1. Eliminowanie wypadkogennych transportów linowych po torach poprzez inspirowanie zastąpienia go transportem kolejkami podwieszonymi i spagowymi, szczególnie z napędem własnym.
2. Egzekwowanie stosowania środków transportowych zgodnie z ich przeznaczeniem i w stanie zgodnym z DTR producenta.
3. Inicjowanie zwiększenia częstości prowadzenia szkoleń załóg górniczych na okoliczność zakazu przebywania na drogach transportowych w czasie jego prowadzenia.
4. Egzekwowanie eliminowania z ruchu środków transportowych zdekapitalizowanych, przestarzałych technicznie i niesprawnych.
5. Na etapie projektowania egzekwowanie właściwego doboru środków transportowych do mas i gabarytów transportowanych ładunków oraz warunków górniczo-geologicznych.
6. Inspirowanie szerszego stosowania jazdy ludzi aż do przodków eksploatacyjnych w celu wyeliminowania ruchu pieszego wyrobiskami transportowymi.

A ponadto:

7. Zwrócenie się do producentów środków transportowych o opracowanie (łatwego w montażu w istniejących i nowo produkowanych maszynach) systemu wyłączającego i uniemożliwiającego uruchomienie w przypadku naruszenia strefy bezpieczeństwa np. usunięcie lub brak osłon.
8. Wykorzystanie istniejących systemów monitorowania ruchu załogi do wyłączenia urządzeń transportowych i uniemożliwiania ich uruchomienia w przypadku wejścia pracownika na drogę transportu.

Wyniki analizy zaistniałych zdarzeń spowodowały opracowywanie zmian w przepisach bhp, mających na celu poprawę bezpieczeństwa eksploatacji urządzeń transportowych. Zmiany te ujęte zostały w rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 9 czerwca 2006 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U.

z 2006 r. Nr 124, poz. 863), a w zakresie urządzeń transportowych spowodowały:

1. Zmianę brzmienia § 545, w którym obecnie nakazuje się zamknięcie drogi lub jej odcinka dla innego rodzaju transportu przy prowadzeniu transportu ręcznego, gdzie poprzednio przepis zezwalał na transport urobku przenośnikami taśmowymi.
2. Zmianę brzmienia § 561 w **ust. 5** oraz dodanie **ust. 6**:
 - 2.1. W **ust. 5** obecnie nakazuje się umieszczenie na początku i na końcu zestawu środków transportowych wózków hamulcowych lub innych urządzeń hamowania awaryjnego w przypadku dwukierunkowego nachylenia trasy, gdzie poprzednio przepisy dopuszczały zabudowę tych urządzeń zgodnie z dokumentacją techniczno-ruchową.
 - 2.2. W ustępie 6 określono wymagania odnośnie wyposażenia zestawów transportowych kolejek spagowych w jeden wózek hamulcowy usytuowany w dowolnym miejscu zestawu transportowego, w których stosowane są zaczepy samozaciskowe liny oraz poszczególne elementy zestawu połączone są między sobą sprzęgami konstrukcji specjalnej i dwiema linami bezpieczeństwa. W takim przypadku nie stosuje się przepisów **ust. 4 i 5 § 561**.
3. W załączniku nr 4 do ww. rozporządzenia dokonano między innymi następujących zmian:
 - 3.1. W tabeli do **pkt. 3.4.1** dodano **lp. 5a** odnośnie wymagań zgłaszania przez użytkownika do ewidencji oraz do badań prowadzonych przez rzeczoznawcę urządzeń transportowych do transportu po torach liną otwartą w wyrobiskach pochyłych o nachyleniu powyżej 15° i masie transportowanego materiału powyżej 35 kN.
 - 3.2. W **pkt. 6.9.1** doprecyzowano wymagania dla maszyn napędowych przewożu linowego do transportu materiałów w wyrobiskach pochyłych, o zapis „o nachyleniu powyżej 4°”, które należy wyposażać w urządzenia hamulcowe zaciskające się samoczynnie w przypadku zaniku energii napędowej.
4. Ponadto poprawiono brzmienie przepisów w których występowały oczywiste omyłki i tak na przykład:
 - 4.1. W załączniku nr 1 do ww. rozporządzenia wzory nr 36 i 37, dotyczące paszportu i karty prób wózka hamulcowego, uzupełniono o strony 2.
 - 4.2. W załączniku nr 4 do ww. rozporządzenia w tabeli do **pkt. 3.4.1** w **lp.5** odnośnie wymagań zgłaszania przez użytkownika do ewidencji oraz do badań prowadzonych przez rzeczoznawcę urządzeń transportowych specjalnych poprawiono zapis o **udźwigu z 20 kN na 120 kN**.
6. **Systemy monitorujące parametry bezpieczeństwa, łączność i alarmowanie**

Analizując zdarzenia związane z wybuchem lub zapaleniem metanu zwrócono uwagę na znaczenie szybkości zadziałania systemów kontrolujących stan

atmosfery w podziemnych wyrobiskach górniczych. Wraz ze wzrostem głębokości eksploatacji oraz jej intensyfikacji szybkość zmian zachodzących np. w stężeniu metanu uległa znacznemu podwyższeniu zwłaszcza w przypadku coraz częstszych zagrożeń skojarzonych. W celu zmniejszenia wynikającego z tego tytułu zagrożenia przy każdej zmianie przepisów bezpieczeństwa ulegają one w tym zakresie zaostrzeniu w kierunku szerokiego stosowania metanometrii ciągłej i skrócenia czasu od pojawienia się zagrożenia do wyłączenia energii elektrycznej. Wraz z producentami tych systemów inicjowane są prace nad zwiększeniem niezawodności i poprawą ochrony informacji, między innymi poprzez wdrożenie systemów metanometrii automatycznej o działaniu szybkim oraz inicjowanie prac nad poprawą ich działania.

W rozporządzeniu MG z dnia 28 czerwca 2002 r. udało się wprowadzić obowiązek stosowania ochrony informacji i oprogramowania w systemach i urządzeniach stosujących technikę informatyczną w tym w systemach dyspozytorskich, systemach bezpieczeństwa i łączności. Od czasu wejścia w życie tych przepisów nie odnotowuje się przypadków awarii systemów z powodu „zawirusowania”.

Z uwagi na brak możliwości dotarcia z sygnałem ewakuacyjnym lub ostrzegawczym do wszystkich stanowisk pracy, zwłaszcza w kopalniach rud miedzi, Wyższy Urząd Górniczy zainspirował prace nad szerokim zastosowaniem systemów łączności bezprzewodowej. W zagłębiu miedziowym prace posunięte są już tak daleko, że przystąpiono do realizacji systemu typu DOTRA (z kablem ciekącym) na wszystkich kopalniach kombinatu.

Jednym z najbardziej spektakularnych osiągnięć Wyższego Urzędu Górniczego w zakresie bezpieczeństwa było umieszczenie w przepisach wymogu wyposażenia pracowników w lampy z nadajnikami lokacyjnymi zdolnymi do pracy przez siedem dni po zakończeniu roboczej zmiany. Nadajniki te w istotny sposób przyczyniły się do uratowania zasypanego górnika w kopalni „Halemba”, jak również do skrócenia czasu w innych prowadzonych akcjach ratowniczych.

7. Wnioski

1. Zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych i przodkowych poddawane badaniom i ocenie, w oparciu o wymagania techniczne zawarte w załączniku nr 2 do rozporządzenia Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych (Dz.U. Nr 99 poz. 1003 oraz z 2005 r. Nr 80, poz. 695), przez wyspecjalizowane jednostki upoważnione do przeprowadzania badań i oceny wyrobów zapewniają akceptowalny poziom bezpieczeństwa związany z ich stosowaniem.
2. Zastosowanie wyrobu oznaczonego znakiem CE w zakładach górniczych nie świadczy o właściwym doborze wyrobu do warunków tam panujących

i nie jest gwarancją bezpieczeństwa przy jego użytkowaniu. Na przedsiębiorcy spoczywa obowiązek wprowadzenia wyrobu do użytku w warunkach danego zakładu górniczego, który zapewniałby wymagany poziom bezpieczeństwa związany z jego stosowaniem.

3. W przypadku zestawienia maszyny z kilku komponentów (maszyn i urządzeń) posiadających oznaczenie CE lub dopuszczenie do stosowania wydane przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego deklarację zgodności WE sporządza producent finalny lub użytkownik.
4. Zastrzeżenia wzbudzają niektóre rozwiązania związane z mocowaniem przewodów zasilających kombajn ścianowy i zabezpieczeniem ich przed przekroczeniem dopuszczalnej siły rozciągającej określonej przez producenta przewodu.
5. W powszechnym użytkowaniu stosowane są systemy monitoringu pracy maszyn i urządzeń mających na celu poprawę jakości ich sterowania, ocenę ich pracy oraz umożliwienie identyfikacji usterek i ich przyczyn jednakże nadmiar informacji wpływających do systemów monitoringu i ich wizualizacja na stanowisku pracy maszyny lub urządzenia może utrudniać ich obsługę.
6. Nawet najlepsze rozwiązania organizacyjno-techniczne oraz przepisy dostosowane do aktualnej wiedzy i stanu techniki nie wyeliminują zagrożeń spowodowanych błędami ludzkimi, będącymi najczęściej występującą przyczyną zaistniałych zdarzeń powodowanych przez ruch maszyn i urządzeń.

Literatura

1. Ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. – Prawo geologiczne i górnicze.
2. Miesięczniki WUG – Bezpieczeństwo pracy i ochrona środowiska w górnictwie.
3. 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 (Dz.U. z 2002 r. Nr 139 poz. 1169 oraz z 2006 r. Nr 124, poz. 863).

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

PODSTAWOWE ZASADY WYBIERANIA I MECHANIZACJA W SYSTEMACH Z GRAWITACYJNĄ ODSTAWĄ UROBKU

Stanisław PIECHOTA

Streszczenie. W referacie podano podział systemów eksploatacji złóż z grawitacyjną odstawą urobku. Przedstawiono teoretyczne podstawy wypuszczania urobku oraz charakterystykę wyrobisk przygotowawczych do wypuszczania urobku. Przytoczono istotne kryteria, które powinny być przestrzegane w omawianych systemach eksploatacji. Opisano dwa przykłady systemów eksploatacji z czołowym wypuszczaniem urobku. W zakończeniu stwierdzono, że stosowanie systemów eksploatacji z czołowym wypuszczaniem urobku w polskich kopalniach węgla kamiennego powinno przyczynić się do przedłużenia żywotności kopalń.

1. Wstęp

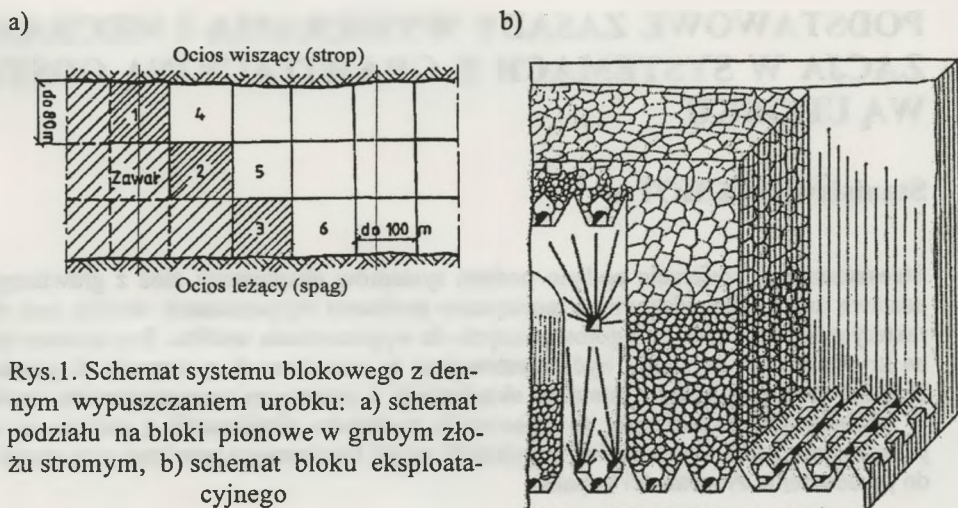
Kurczące się zasoby przemysłowe węgla kamiennego w Polsce skłaniają do poszukiwania rozwiązań zmierzających do przedłużenia żywotności kopalń. Osiągnąć to można, między innymi, sięgając po złoża cienkie o grubości poniżej 1,5 m, złoża zalegające w filarach oraz złoża zalegające w złożach silnie nachylonych i stromych. Prezentowany referat poświęcono zagadnieniu wybierania złóż systemami z grawitacyjną odstawą urobku, które mogą być z powodzeniem stosowane do eksploatacji złóż stromych. Potwierdziły to doświadczenia uzyskane w KWK „Kazimierz-Juliusz”.

Systemy z wypuszczaniem urobku są szeroko stosowane w górnictwie światowym, ale w Polsce były stosowane sporadycznie. Dominacja systemów ścianowych sprawia, że problematyka systemów z wypuszczaniem urobku jest w Polsce mało znana i nie poświęca się jej uwagi w pracach naukowo-badawczych. To może być powodem kwalifikowania stromych złóż węgla kamiennego do zasobów pozabilansowych i w konsekwencji do nieprzemysłowych (tab. 1).

W złożach stromych – niezależnie od miąższości oraz w grubych złożach o zaleganiu poziomym, pierwszy etap odstawy urobku można realizować poprzez wypuszczenie urobku. Ze względu na sposób wypuszczania urobku można wydzielić dwie zasadnicze grupy systemów eksploatacji:

- a) systemy z wypuszczeniem urobku przez otwory wysypowe (wypuszczanie denne) (rys. 1),
- b) systemy z czołowym wypuszczeniem urobku.

Prof.dr hab.inż. Stanisław Piechota
Akademia Górniczo-Hutnicza
Katedra Górnictwa Podziemnego
Al. Mickiewicza 30
30-059 Kraków
tel.: 012 6333951
fax: 012 6172150
e-mail: spiech@agh.edu.pl



Rys. 1. Schemat systemu blokowego z dennym wypuszczaniem urobku: a) schemat podziału na bloki pionowe w grubym złożu stromym, b) schemat bloku eksploatacyjnego

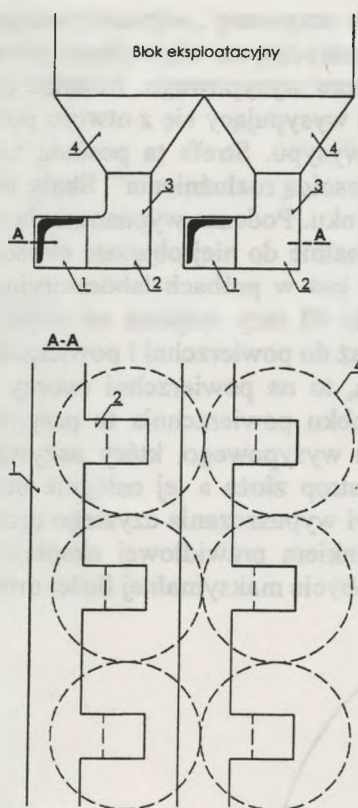
Podział zasobów przemysłowych węgla kamiennego w Polsce ze względu na kąt nachylenia pokładu (według stanu na 31.12.2004)

Tabela 1

Kąt nachylenia pokładu [stopnie]	Zasoby przemysłowe			
	Ogółem		Na poziomach czynnych i w budowie	
	[mln Mg]	[%]	[mln Mg]	[%]
do 12	5703,4	82,4	3227,4	80,2
13–20	746,3	10,8	540,2	13,4
21–25	228,8	3,3	146,9	3,6
26–30	174,4	2,5	71,1	1,8
31–35	49,7	0,7	28,6	0,7
36–45	17,6	0,3	11,2	0,3
powyżej 45	0,5	0,0072	0,5	0,012
Razem	6920,6	100,0	4025,9	100,0

Źródło: według danych systemu IGZOP/M

W systemach z dennym wypuszczaniem urobku wykonuje się w dolnej części pola eksploatacyjnego lub bloku układ wyrobisk przygotowawczych (otwory wysypowe), którymi wypuszcza się urobek do chodnika odstawczego (rys. 2). W systemach z czołowym wypuszczaniem wykonuje się w spągu eksploатовanego pola lub bloku tylko chodniki odstawcze a urobek wypuszcza się do czoła likwidowanego chodnika. Systemy z wypuszczaniem urobku przez otwory wysypowe mogą być stosowane w złożach zalegających pod stropami statecznymi o wysokich parametrach wytrzymałościowych, jak również pod stropami o niskich parametrach wytrzymałościowych lub naruszonych wcześniejszą eksploatacją. Jeżeli stropy po odsłonięciu na dużej powierzchni zachowują stateczność to stosuje się systemy z zachowaniem stropu, a przestrzeń poeksploatacyjną utrzymuje się lub likwiduje stosując podsadzkę, ugięcie stropu (złoża cienkie) lub wymusza się zawal robotami strzałowymi.



Rys. 2. Schemat wyrobisk do wypuszczania urobku przez otwory wysypowe z bloku eksploatacyjnego

1 – chodnik odstawczy, 2 – wcinka, 3 – dukla, 4 – lej wysypowy

kontakt z gruzowiskiem zawałowym zanieczyszczenie lub zubożenie urobku występuje wcześniej niż w systemach z wypuszczaniem urobku przez otwory wysypowe. Ogólnie w systemach z wypuszczaniem urobku podstawową zasadą jest taki dobór parametrów geometrycznych systemu, aby uzyskać maksymalną ilość urobku do początku zubożenia.

2. Podstawy teoretyczne wypuszczania urobku

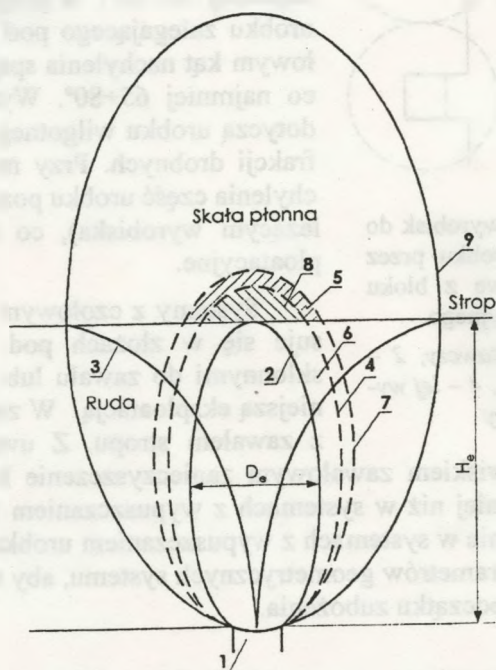
Cząstki urobku znajdującego się nad otworem wysypowym przemieszczają się w jego kierunku po różnych torach i z różną prędkością. Największe prędkości uzyskują cząstki leżące w osi otworu wysypowego. Badania wykazały, że cząstki urobku, które w tym samym czasie osiągną otwór wysypowy

W tych wariantach eksploatacji zubożenie (zanieczyszczenie) urobku jest znikome i wynika głównie z przerostów skały płonnej w złożu. W przypadku stropów skłonnych do zawału lub naruszonych wcześniejszą eksploatacją warstw wyższych stosuje się systemy z zawałem stropu, który następuje w czasie urabiania calizny złoża (rys. 1). W tym przypadku występuje ciągły kontakt urobku z gruzowiskiem zawałowym i następuje zanieczyszczenie lub zubożenie urobku skałami pochodzącymi z zawału. Wypuszczanie należy przerwać, gdy zubożenie objętościowe w porcji przekroczy ustalone wartości graniczne [6].

Przy braku zawału stropu urobek może samoistnie staczać się po spągu wyrobiska eksploatacyjnego w kierunku wyrobisk odstawczych, jeżeli kąt nachylenia spągu wynosi co najmniej 45° – 55° . W przypadku wypuszczania urobku zalegającego pod gruzowiskiem zawałowym kąt nachylenia spągu powinien wynosić co najmniej 65° – 80° . Wyższe wartości kątów dotyczą urobku wilgotnego z dużą zawartością frakcji drobnych. Przy mniejszych kątach nachylenia część urobku pozostaje na spągu (boku leżącym wyrobiska), co zwiększa straty eksploatacyjne.

Systemy z czołowym wypuszczaniem stosuje się w złożach pod stropami kruchymi, skłonnymi do zawału lub naruszonymi wcześniejszą eksploatacją. W zasadzie są to systemy z zawałem stropu. Z uwagi na wielostronny

leżą na powierzchni jednej określonej elipsoidy nazywanej „elipsoidą wysypu” (rys. 3). Elipsoidy te nie są dokładnie matematycznymi elipsoidami obrotowymi, lecz są lekko wydłużone w stronę otworu wysypowego. Różnice te są nieznaczne i w praktyce pomija się je. Urobek wysypujący się z otworu powoduje rozluźnienie brył poza sferą elipsoidy wysypu. Strefa ta posiada także formę elipsoidy obrotowej i nazywa się ją „elipsoidą rozluźnienia”. Skąły leżące poza sferą rozluźnienia pozostają w spoczynku. Podczas wypuszczania rośnie objętość elipsoidy wysypu oraz proporcjonalnie do niej objętość elipsoidy rozluźnienia. Objętość elipsoidy rozluźnienia jest w próbach laboratoryjnych około 15 razy, a w warunkach złożowych do 40 razy większa od elipsoidy wysypu. Jeśli skąły zdeintegrowane zalegają aż do powierzchni i powierzchnia znajduje się w obrębie elipsoidy rozluźnienia, to na powierzchni tworzy się ugięcie. W miarę dalszego wypuszczania urobku powierzchnia ta przyjmuje kształt leja symetrycznego względem otworu wysypowego, który nazywamy „lejem ugięcia”. Jeżeli powierzchnią tą jest strop złoża a lej osiągnie otwór wysypowy, to ten moment odpowiada końcowi wypuszczania czystego urobku i początkowi zubożenia. Podstawowym warunkiem prawidłowej eksploatacji złoża z grawitacyjną odstawą urobku jest wydobycie maksymalnej ilości urobku do początku zubożenia.



Rys.3. Schemat wypuszczania urobku z jednego otworu

1 – otwór wysypowy, 2, 4, 7 – kolejne elipsoidy wysypu, 3 – lej ugięcia, 5 – objętość skał płonnych między kolejnymi elipsoidami wysypu, 8 – skały płonne objęte elipsoidą wysypu, 9 – elipsoida rozluźnienia

Według [2, 4] proces wypuszczania urobku z jednego otworu można opisać empiryczną zależnością:

$$\frac{H_e}{D_e} = \sqrt{n_s \cdot H_e} \quad (1)$$

gdzie:

- H_e/D_e – współczynnik wydłużenia elipsoidy, m,
- H_e – wysokość elipsoidy, m,
- D_e – największa pozioma średnica elipsoidy, m,
- n_s – współczynnik uwzględniający własności sypkie urobku, m^{-1} .

Przyjmuje się następujące wielkości współczynnika n_s :

- 0,4÷0,5 – dla złóż o dużej wytrzymałości i normalnym rozluźnieniu urobku, współczynnik rozluźnienia $k_r = 1,3 \div 1,4$,
- 0,55÷0,65 – dla złóż o dużej wytrzymałości i urobku zleżącego ($k_r \sim 1,2$),
- 0,9÷1,0 – dla złóż o dużej wytrzymałości i urobku silnie zleżącego, ($k_r = 1,1 \div 1,15$),
- 1,2÷1,7 – dla złóż o średniej wytrzymałości (górna wielkość dotyczy urobku zleżącego)

Objętość elipsoidy wypuszczania wynosi:

$$V_e \cong 0,5 \frac{H_e^2}{n_s}, m^3 \quad (2)$$

Podane zależności można stosować w przypadku otworów wysypowych o przekroju okrągłym lub kwadratowym o średnicy (boku) 1,5÷2,0 m. Dla otworów o większych wymiarach objętość elipsoidy wysypu oblicza się z wzoru:

$$V_e \cong 0,5 \frac{H_e^2}{n_s} \sqrt{\frac{s}{\pi}}, m^3 \quad (3)$$

gdzie : s – powierzchnia otworu wysypowego, m^2 .

Objętość elipsoidy wysypu można również określić z wzoru:

$$V_e = \frac{\pi \cdot H_e^3}{6n^2} \quad (4)$$

gdzie: $n = \frac{H_e}{D_e}$ – współczynnik wydłużenia elipsoidy,

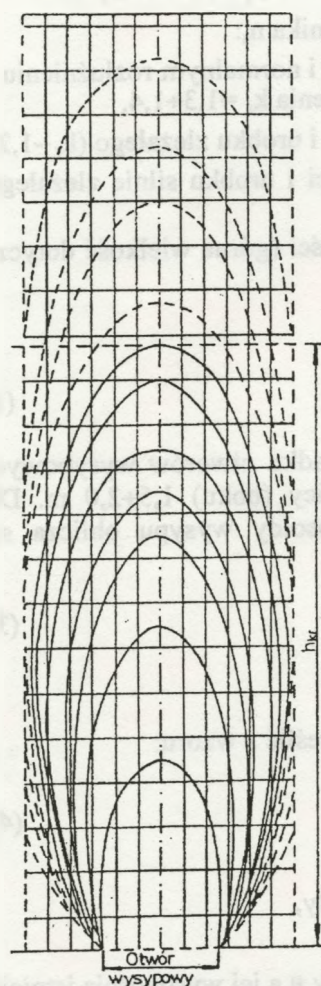
Miedzy współczynnikiem wydłużenia elipsoidy n a jej wysokością istnieje zależność określana równaniem:

$$n^2 = k_1 + k_2 \cdot H_e \quad (5)$$

gdzie: k_1 , k_2 – współczynniki w równaniu prostej, odzwierciedlające własności sypkie urobku.

Współczynniki k_1 i k_2 można na podstawie badań modelowych wyznaczyć z dużą dokładnością [5].

Wypuszczanie czystego urobku trwa do momentu kiedy wierzchołek eliipsoidy wypuszczania osiągnie powierzchnię kontaktu z dezintegrowaną skałą płonną. W tym momencie jednocześnie z urobkiem będzie napływać do otworu wysypowego skała płonna i tym samym rozpocznie się proces zubożenia urobku.



Rys.4. Kształt figur wysypu w czasie równomiernego wypuszczania rudy z grupy otworów

W przypadku równoczesnego lub kolejnego równomiernego wypuszczania urobku z grupy otworów, ruda w obrębie ich wpływu obniża się bez ugięcia powierzchni kontaktu ruda – zdeintegrowana skała płonna do pewnej wysokości, nazywanej „wysokością krytyczną”. Wysokość krytyczna uzależniona jest od własności sypkich urobku, średnicy (prześwitu) otworów oraz ich rozmieszczenia. Poniżej wysokości krytycznej poszczególne warstewki rudy przeginają się nad otworami wysypowymi. W miarę wypuszczania urobku przegięcia te wzrastają, aż w końcu wytworzą leże ugięcia.

Liczne badania, przeprowadzone między innymi przez autora wykazały, że powyżej wysokości krytycznej cząstki urobku przemieszczają się po torach prawie pionowych z jednakową prędkością. Jest to wynikiem współdziałania otworów wysypowych. Poniżej wysokości krytycznej następuje zróżnicowanie prędkości. Figury nie są elipsoidami obrotowymi, których parametry określają podane wcześniej wzory wyprowadzone dla warunków wypuszczania z jednego otworu, lecz są figurami węższymi, ściętymi u dołu płaszczyzną spagu (rys. 4).

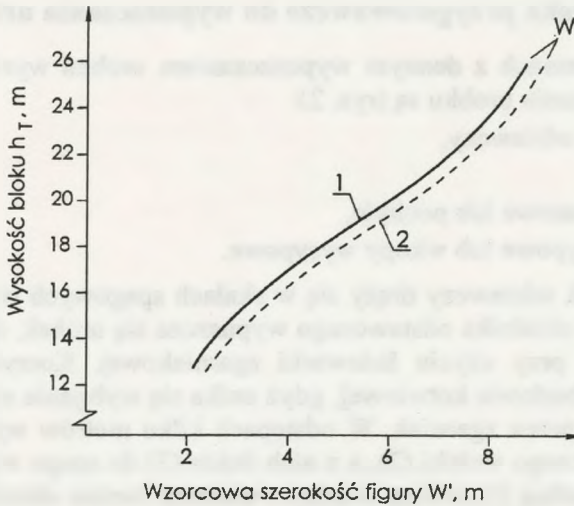
Jeszcze bardziej skomplikowane kształty mają figury wysypu w przypadku czołowego wypuszczania urobku. Według Kvapila [8] prawdopodobny kształt powierzchni w przekrojach prostopadłym i równoległym do osi chodnika dla figury wysypu. Z punktu widzenia doboru parametrów geometrycznych systemu istotne jest oszacowanie maksymalnej szerokości figury wysypu W_T w przekroju prostopadłym do osi chodnika

przy wysokości urabianego bloku h_T . Szerokość W_T można oszacować z empirycznej zależności:

$$W_T = W' + a + 1,8, \text{ m} \quad (6)$$

gdzie: W' – wzorcowa szerokość figury wysypu dla okna wypustowego, m.

Dla złóż rud szerokość wzorcową W' można określić z wykresu podanego na rysunku 5.



Rys.5. Wykres wzorcowej szerokości figury wysypu W' zależnie od wysokości bloku eksploatacyjnego i rodzaju rudy [8]

1 – wykres dla złoża o wysokich parametrach wytrzymałościowych,
2 – wykres dla złoża o niskich parametrach wytrzymałościowych

Przytoczone definicje i wzory stanowiły podstawę do opracowania analitycznych metod projektowania parametrów systemów eksploatacji [1, 2, 8]. Ułatwiają również zrozumienie geometrycznego układu wyrobisk przygotowawczych w systemach z grawitacyjną odstawą urobku. Należy jednak podkreślić, że proces wypuszczania w warunkach rzeczywistych jest złożony i uzależniony od wielu czynników. Zasadniczy wpływ na przebieg wypuszczenia mają:

- skład ziarnowy urobku i skał gruzowiska zawałowego,
- wilgotność i rozluźnienie (zagęszczenie) urobku,
- odległość między otworami wysypowymi i ich rozmieszczenie,
- kształt i wielkość przekroju otworów wysypowych,
- kąt nachylenia boku leżącego (złoża nachylone),
- kąt nachylenia ścianek leja wysypowego,
- sposób wypuszczania urobku.

Ta wielość czynników powoduje, że prognozowanie wskaźników wydobywania jest trudne. Metody prognozowania opierają się zwykle na założeniach

wyidealizowanych lub praktycznych obserwacjach w podobnych warunkach naturalnych. Między parametrami obliczonymi a uzyskiwanymi w praktyce występują często duże rozbieżności. Jak dotąd najlepsze efekty prognozowania uzyskuje się na drodze badań modelowych w warunkach laboratoryjnych [5]. Empiryczne sposoby prognozowania parametrów wypuszczania z grupy otworów i dla czołowego wypuszczania urobku znaleźć można w pracach [1, 2, 6, 8].

3. Wyróbiska przygotowawcze do wypuszczania urobku

W systemach z dennym wypuszczaniem urobku wyróbkami służącymi do wypuszczania urobku są (rys. 2):

- chodnik odstawczy,
- wcinki,
- dukle pionowe lub pochyłe,
- leje wysypowe lub wkopy wysypowe.

Chodnik odstawczy drąży się w skałach spągowych wyróbiska eksploatacyjnego. Do chodnika odstawczego wypuszcza się urobek, skąd najczęściej odbierany jest przy użyciu ładowarki zgarniakowej. Korzystnie jest wykonać chodnik w obudowie kotwiowej, gdyż unika się wybijania elementów obudowy podporowej przez zgarniak. W odstępach kilku metrów wykonuje się z chodnika odstawczego wcinki (2), a z nich dukle (3) do spągu wyróbiska eksploatacyjnego. Według [1] odstęp między wcinkami można określić z empirycznego wzoru:

$$d = k \cdot H, \text{ m} \quad (7)$$

gdzie:

H – wysokość urabianego bloku (złoża), m,

k – współczynnik empiryczny; $k \approx 0,1 \div 0,2$ – mniejsze wartości przyjmuje się dla cennych kopalin i przy drobnym rozdrobnieniu urobku, a większe wartości przyjmuje się dla złóż ubogich i gruboziarnistym urobku.

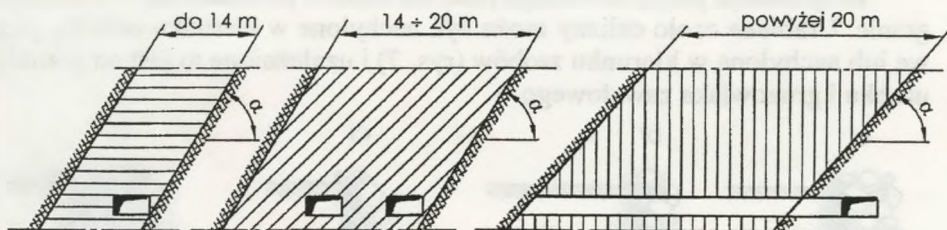
Dukle mają przekrój prostokątny lub okrągły o średnicy (długość boku) $1,5 \div 2,5$ m. Górną część dukli poszerza się nadając jej kształt leja (4). Kąt nachylenia ociosów leja powinien wynosić $50 \div 60^\circ$, a średnica w górnej części $6,0 \div 10,0$ m. Leje podcinają spąg wyróbiska eksploatacyjnego i dąży się do jak największego podcięcia złoża. Wymienione wyróbiska wykonuje się z zastosowaniem techniki strzelniczej, w zasadzie bez zastosowania obudowy. Zamiast wcinek i dukli pionowych można z chodnika wykonać dukle pochyłe, rozszerzone w górnej części do leja wysypowego. Układ taki usprawnia proces wypuszczania urobku i zmniejsza objętość wyróbk przygotawczych.

Leje wysypowe zaleca się stosować, gdy skały spągowe charakteryzują się niskimi parametrami wytrzymałościowymi, w złożach o małej grubości oraz przy wybieraniu filarów międzykomorowych. Jeśli w spągu występują skały o wysokich parametrach wytrzymałościowych, to zaleca się podcinanie złoża

w przyszłym wyrobisku eksploatacyjnym wkopami a nie lejami wysypowymi. Wkop jest wyrobiskiem poziomym o przekroju poprzecznym zbliżonym do trapezowego. Szerokość wkopu w górnej części wynosi od 4,0 do 18,0 m, najczęściej 8,0÷10,0 m. Wysokość wkopu wynosi od 5,0 do 12,0 m. Technologie drażenia wkopów mogą być różne, ale najczęściej w pierwszej kolejności drąży się chodnik. Z chodnika wierci się wachlarz otworów strzałowych. Po odpaleniu MW w tych otworach uzyskuje się projektowany przekrój wkopu. Wkop zastępuje zatem rząd lejów wysypowych. W przypadku stosowania wkopów można zwiększyć długość boku dukli, równoległe do osi wyrobiska, do 3,0÷3,5 m. Wcinki i dukle wykonuje się z chodnika odstawczego w jednym ociosie (jednostronnie) lub w obu ociosach (dwustronnie), (rys. 2).

Z uwagi na granulację urobku należy zapewnić odpowiedni przekrój „gardzieli wysypowej” we wcinkach. Stosunek średnicy lub szerokości otworu wysypowego do średnicy ziaren powinien wynosić od 3,5 do 5,0.

W systemach z czołowym wypuszczaniem urobku podstawowymi wyrobiskami przygotowawczymi są chodniki wykonane w spagu eksploatowanego pola lub bloku. Z chodników tych wykonuje się otwory strzałowe służące do urabiania calizny. Rozdrobniona w ten sposób calizna – urobek wypuszczany jest do czoła chodnika pod wpływem siły grawitacji, skąd jest odbierany i odstawiany przez mechaniczne środki transportu (zgarniaki, przenośniki, wozy odstawcze). Pozytywną cechą systemu jest mała liczba wyrobisk przygotowawczych i łatwość utrzymania stateczności chodników. Początkowo system ten stosowano do eksploatacji złóż o grubości 5,0÷9,0 m (Szwecja, Kanada), a następnie w złożach o grubości nawet do 40,0 m (były ZSRR). Typowe dla systemu grubości wybieranego złoża lub warstwy wynoszą od 20 do 30 m. W złożach stromych o grubości w płaszczyźnie poziomej do 20 m zaleca się drażnienie chodników odstawczych wzdłuż rozciągłości złoża. Przy poziomych grubościach do 14 m można drążyć jeden chodnik, a przy grubościach od 14 do 20 m zaleca się wykonanie dwóch chodników (rys. 6).



Rys. 6. Schematy usytuowania chodników eksploatacyjnych w złożach stromych zależnie od grubości eksploatowanego złoża

Przy poziomych grubościach powyżej 20 m wskazane jest drażnienie chodników odstawczych w kierunku prostym do rozciągłości złoża i przesuwanie bloków eksploatacyjnych w warstwach niższych o połowę odległości między chodnikami. Taki układ chodników minimalizuje straty eksploatacyjne kopaliny. Poziomy odstęp między osiami chodników S powinien wynosić:

- dla wysokości warstwy $h_w \leq 18$ m:

$$S < \frac{W_T}{0,6} \quad (8)$$

- dla wysokości warstwy $h_w > 18$ m:

$$S < \frac{W_T}{0,65} \quad (9)$$

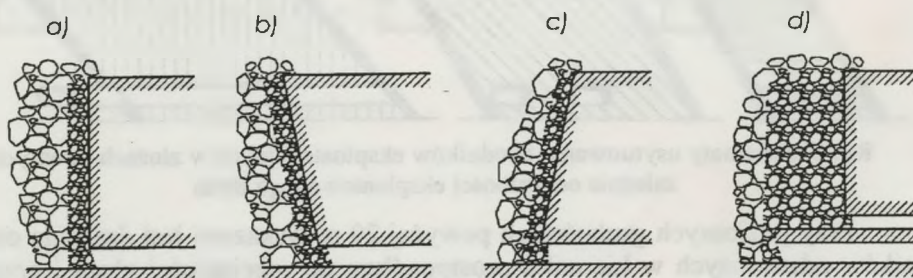
Ogólnie stosuje się zasadę że $S \leq h_w$.

Z podanego opisu wynika, że systemy z wypuszczaniem urobku przez otwory wysypowe wymagają dużej liczby wyrobisk przygotowawczych. Są one stosowane głównie do eksploatacji grubych złóż rud. W przypadku grubych złóż poziomych lub słabo nachylonych minimalna grubość nie powinna być mniejsza od 10÷15 m. Zaletą tych systemów w porównaniu do systemów z czołowym wypuszczaniem urobku jest pozyskiwanie większej ilości urobku do początku zubożenia (około 60%) i mniejsze straty eksploatacyjne. W odniesieniu do złóż węgla kamiennego systemy te mają ograniczone zastosowanie, na przykład przy eksploatacji złóż stromych i cienkich lub w przypadkach trudności z utrzymaniem chodników w złożu.

Systemy z czołowym wypuszczaniem urobku można określić jako *bardzo proste* pod względem przygotowania złoża do eksploatacji. W Polsce można je z powodzeniem stosować przy eksploatacji stromych złóż węgla kamiennego. Przy stropach skłonnych do zawału zanieczyszczenie urobku skałami płonnymi może pojawiać się po wypuszczeniu około 30% urobku, co jest podstawową wadą tych systemów.

4. Charakterystyka systemów z czołowym wypuszczaniem urobku

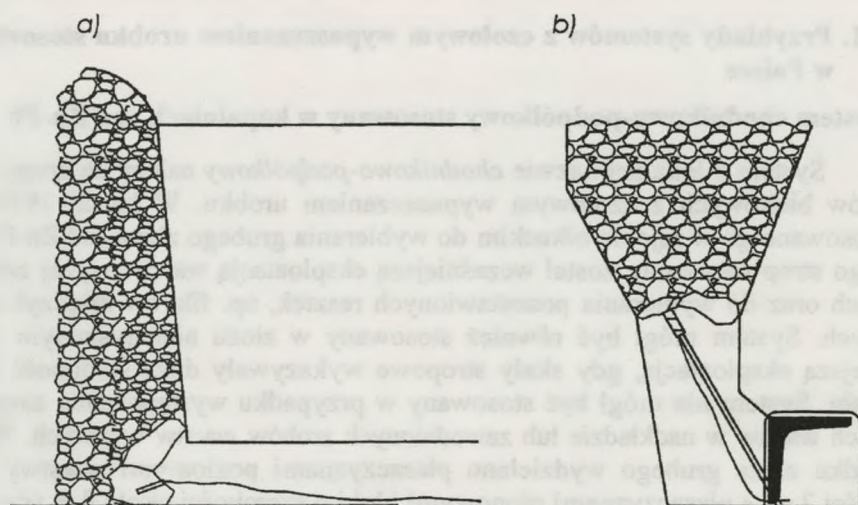
Eksploatację przygotowanego pola lub bloków prowadzi się w kierunku od granic. Urabiane czoło calizny może być nachylone w kierunku calizny, pionowe lub nachylone w kierunku zrobów (rys. 7) i uzależnione to jest od granulacji urobku i gruzowiska zawałowego.



Rys. 7. Sposoby czołowego wypuszczania urobku: a) z czołem prostopadłym do osi chodnika, b) z czołem nachylonym w stronę zawału, c) z czołem nachylonym w stronę calizny, d) z pozostawieniem półki stropowej

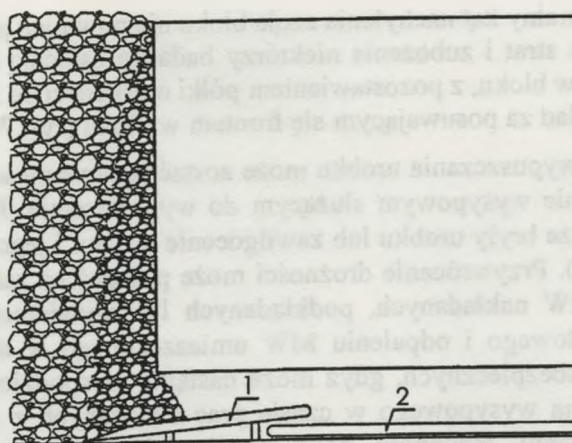
Maksymalny kąt nachylenia czoła bloku nie powinien przekraczać 70° . Dla zmniejszenia strat i zubożenia niektórzy badacze zalecają dwustopniowe urabianie złoza w bloku, z pozostawieniem półki o grubości od 2 do 6 m. Półka jest urabiana w ślad za posuwającym się frontem w bloku (rys. 7d).

Proces wypuszczania urobku może zostać przerwany w wyniku powstania zatoru w oknie wysypowym służącym do wypuszczania. Przyczynami zatoru mogą być duże bryły urobku lub zawilgocenie urobku i jego skłonności do zlegania (rys. 8). Przywrócenie drożności może polegać na założeniu i odpaleniu ładunków MW nakładanych, podkładanych lub wywierceniu w dużej bryle otworu strzałowego i odpaleniu MW umieszczonego w otworze. Roboty te należą do niebezpiecznych, gdyż może nastąpić niespodziewane stoczenie się urobku z okna wysypowego w czasie prac związanych z usuwaniem zatoru. Przy stosowaniu ładunków nakładanych lub podkładanych zużywa się $1,5 \div 2,0$ kg MW na 1 m^3 brył zatoru, a przy MW umieszczonym w otworze zużycie to wynosi $0,4$ do $0,8 \text{ kg/m}^3$.



Rys.8. Przykłady zatorów i ich usuwania w otworach wysypowych: a) usuwanie zatoru przez rozstrzelanie brył urobku MW umieszczonym w otworze strzałowym, b) usuwanie zatoru ładunkiem MW podkładanym na żerdzi

Jeżeli ilość urobku wypuszczana oknem jest duża (około 1000 i więcej Mg) to zaleca się stosować podajniki vibracyjne (rys. 9). Są one montowane na spągu chodnika i zagłębione w urobek. Zadaniem podajników jest utrzymywanie urobku w ciągłym ruchu i podawanie urobku na inne środki odstawy. Eliminuje się w ten sposób zleganie urobku, wypuszczanie przebiega w sposób ciągły całym przekrojem otworu wysypowego, zmniejsza się straty i zubożenie urobku. Stosując podajniki można zmniejszyć średnicę otworu wysypowego, gdyż wówczas stosunek średnicy otworu do średniej średnicy ziaren urobku może wynosić $1,5$ (bez podajnika $3,5$).

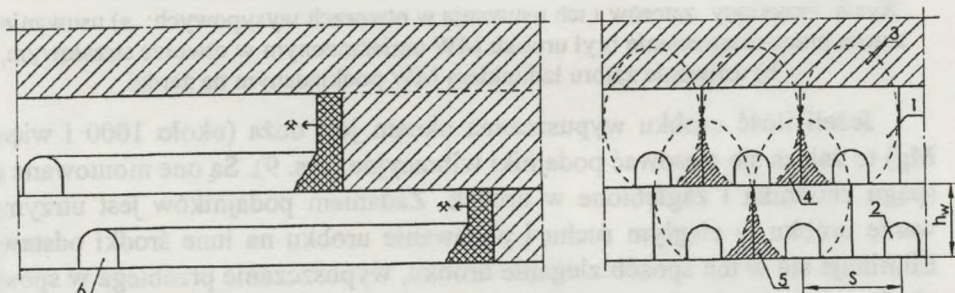


Rys.9. Schemat podajnika wibracyjnego
1 – podajnik, 2 – przenośnik zgrzeblowy

4.1. Przykłady systemów z czołowym wypuszczaniem urobku stosowanych w Polsce

System chodnikowo-podpółkowy stosowany w kopalniach rud Zn-Pb

System o lokalnej nazwie *chodnikowo-podpółkowy* należy do grupy systemów blokowych z czołowym wypuszczaniem urobku. W latach 1970÷1990 stosowano go w rejonie olkuskim do wybierania grubego złoża rud Zn-Pb, którego strop naruszony został wcześniej eksploatacją warstw wyżej zalegających oraz do wybierania pozostawionych resztek, np. filarów międzykomorowych. System mógł być również stosowany w złożu nienaruszonym wcześniej eksploatacją, gdy skały stropowe wykazywały dużą skłonność do zawалу. System nie mógł być stosowany w przypadku występowania zawodnionych warstw w nadkładzie lub zawodnionych zrobów warstw wyższych. W przypadku złoża grubego wydzielano płaszczyznami poziomymi warstwy o grubości 7 m, a płaszczyznami pionowymi bloki o szerokości około 8 m (rys. 10).



Rys.10. Schemat systemu chodnikowo-podpółkowego

1 – bloki poziome, 2 – chodniki eksploatacyjne, 3 – figura wysypu, 4 – grzebień pozostawionej rudy w warstwie górnej, 5 – grzebień w warstwie dolnej, 6 – chodniki transportowe

Warstwy wybierano blokami eksploatacyjnymi w kierunku z góry w dół. W osi każdego bloku drążono po spagu warstwy chodniki eksploatacyjne o wymiarach 3,0×3,0 m, zabezpieczone obudową drewnianą lub kotwiovą. W niższych warstwach bloki przesuwano o połowę długości między osiami chodników, co zabezpieczało odzyskanie rudy pozostawionej w grzebieniach między chodnikami eksploatacyjnymi w warstwie wyższej. Długość bloków eksploatacyjnych nie przekraczała 100 m. Otwory strzałowe wiercono z chodnika eksploatacyjnego w układzie wachlarzowym. Średnica otworów wynosiła od 50 do 70 mm, a odstęp między wachlarzami (zabór) od 1,0 do 1,8 m. W jednym wachlarzu wiercono około 12 otworów strzałowych. Rudę urabiano saletrolem, ładowanym do otworów zatłaczarką pneumatyczną. Odstrzelony urobek staczał się do chodników i był ładowany i odstawiany maszynami samojezdnymi („Eimco” lub ŁK).

Podstawowymi zaletami systemu były:

- możliwość bezpiecznego wybierania złoża pod stropem skał naruszonych wcześniejszą eksploatacją,
- możliwość odzyskania rudy pozostawionej w gruzowisku zawałowym warstw wyższych, tzn. półkach międzywarstwowych w stosowanym wcześniej systemie zabierkowym z zawałem stropu,
- możliwość bezpiecznego wybierania rudy pozostawionej w filarach międzykomorowych.

Wadami systemu były:

- zubożenie rudy skałami przenikającymi z gruzowiska zawałowego,
- olbrzymia dewastacja powierzchni, gdyż eksploatację prowadzono na małych głębokościach (~60 m).

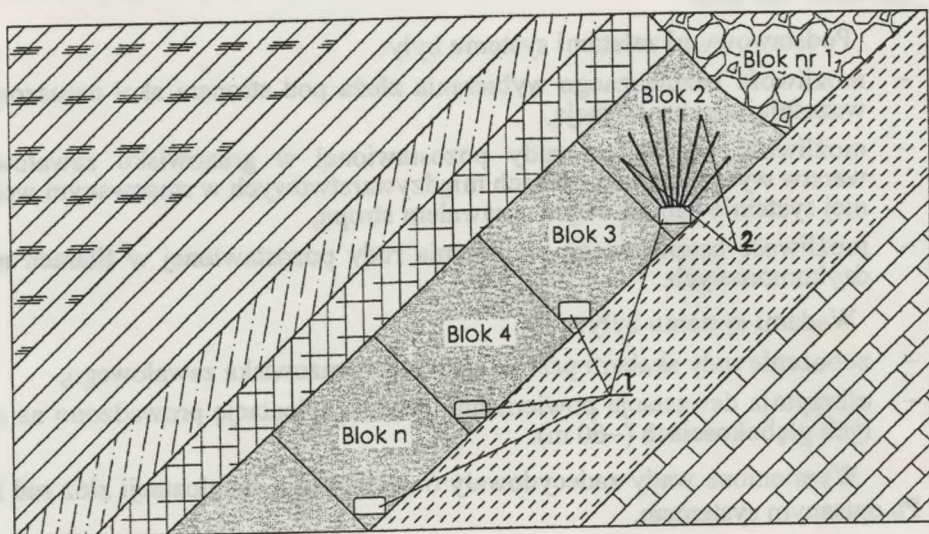
Wymienione wady zadecydowały o zaniechaniu eksploatacji złóż rud Zn-Pb opisanym systemem.

System blokowy z czołowym wypuszczaniem urobku stosowany w KWK „Kazimierz-Juliusz”

Omawiany system eksploatacji posiada nazwę lokalną „system podbierkowy z chodnika eksploatacyjnego. Według klasyfikacji podanej w monografii [7] system ten należy do grupy systemów blokowych z czołowym wypuszczaniem urobku. W KWK „Kazimierz-Juliusz” został zastosowany do wybierania grubego pokładu węglowego 510 (około 18 m) o kącie nachylenia około 40÷45°. W spagu pokładu występują warstwy łupku ilastego i piaszczystego. W stropie pokładu występują również warstwy łupku ilastego i piaszczystego o łącznej o łącznej grubości około 20 m. Wyżej występuje piaskowiec o grubości 12,7 m. Kolejna warstwa piaskowca występuje w odległości około 45 m od stropu pokładu i posiada grubość około 37 m. Pokład jest silnie skłonny do samozapalenia. Na głębokości do 400 m zakwalifikowano go do I stopnia a powyżej 400 m do III stopnia zagrożenia tapaniami. Poza tym zakwali-

fikowano go do I kategorii zagrożenia metanowego, klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, II stopnia zagrożenia wodnego. Wytrzymałość na ściskanie pakietu skał stropowych (do 100 m) i spągowych (do 30 m) wynosi od 11,0 do 108,8 średnio 45 MPa.

W wydzielonym do eksploatacji rejonie zaprojektowano bloki poziome jak to pokazuje rysunek 11. W spągowej części bloków zaprojektowano chodniki eksploatacyjne w odstępach pionowych od około 10 do 15 m. Chodniki eksploatacyjne wykonano z pochylni, w której zainstalowany był przenośnik zgrzeblowy. Długość bloków wynosiła około 120 m. Chodniki eksploatacyjne wykonano jako wyrobiska prostokątne w obudowie podporowej z odstępem odrzwi 1 m (rys. 12). Zastosowano stojaki natychmiast podporowe typu SN-400ZM Valent i stropnice stalowe dwudzielne z profilu V25.



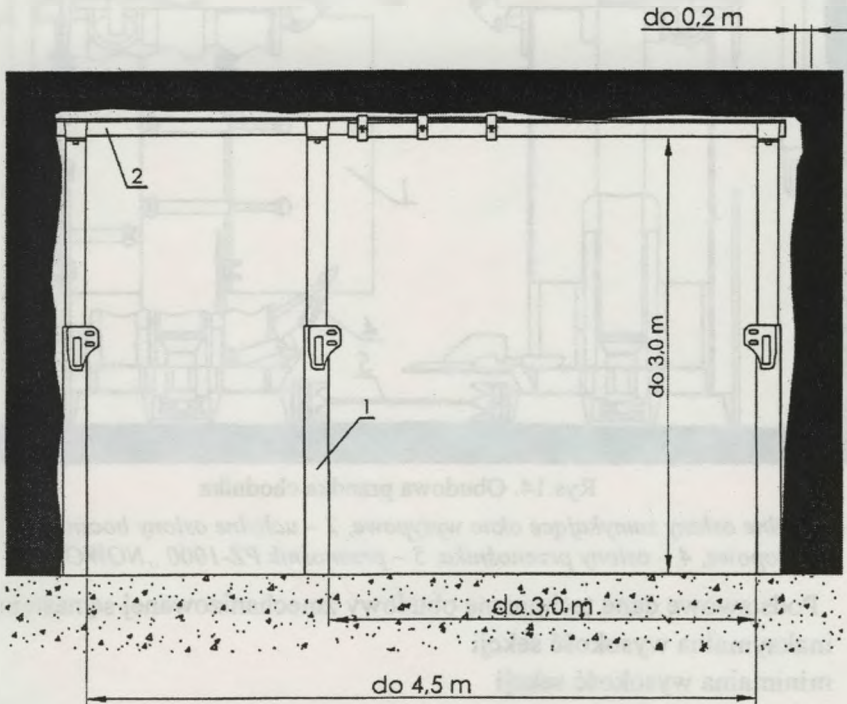
Rys.11. Schemat systemu blokowego stosowanego w kopalni „Kazimierz-Juliusz”

1 – chodniki eksploatacyjne, 2 – wachlarz otworów strzałowych

W ociosach chodników, zwłaszcza w ociosie „wiszącym” pokładu, występuje tendencja do odspajania się i opadania węgla. Aby zjawisko to ograniczyć zastosowano opinkę z siatki MM. Siatkę MM dodatkowo przytwierdzono do ociosów trzema rzędami kotwi drewnianych zabudowanych w odstępach 1,0 m w środku pola między odrzwiami obudowy.

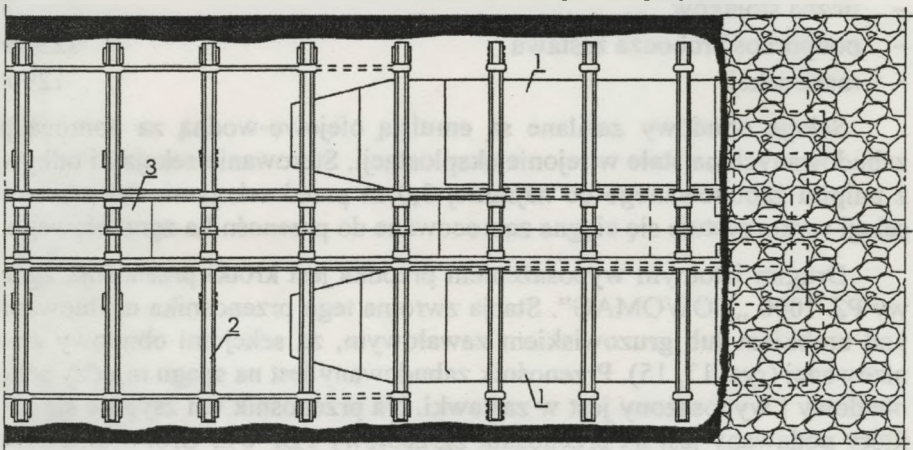
Eksploatację bloków prowadzono od granicy pola do pochylni transportowej. W czole chodnika zabudowano dodatkowo dwie sekcje obudowy zmechanizowanej BMV-10 firmy BME Novaky ze Słowacji (rys. 13, 14). Zabudowane sekcje stanowiły dodatkowe podparcie stropu i odgradzały strefę urobku od chodnika. Konstrukcja sekcji umożliwia wypuszczanie urobku otworem między zabudowanymi sekcjami. Otwór ten może być zamknięty uchylnymi osłonami (1). Górna część otworu wysypowego zabezpieczona jest dodatkowo

uchylnymi osłonami (3), a przestrzeń robocza od strony ociosów chodnika zabezpieczona jest wysuwanymi blachami i uchylnymi osłonami bocznymi (2).



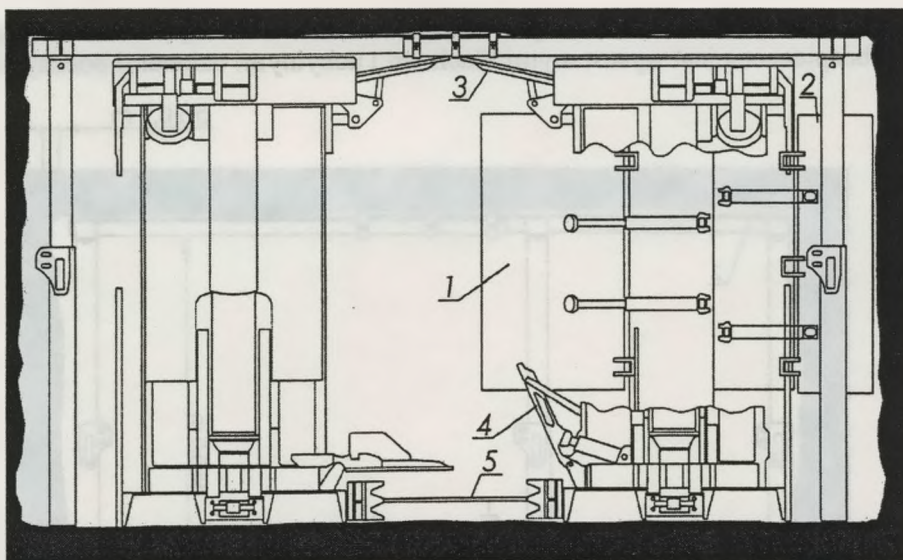
Rys.12. Obudowa chodnika eksploatacyjnego

1 – stojaki SN-400ZM Valent, 2 – stropnice z profilu V25



Rys.13. Wzmocnienie obudowy przodka chodnika dwoma sekcjami obudowy zmechanizowanej (rzut poziomy)

1 – sekcje obudowy zmechanizowanej, 2 – obudowa podporowa chodnika, 3 – przenośnik zgrzeblowy



Rys.14. Obudowa przodka chodnika

1 – uchylne osłony zamykające okno wysypowe, 2 – uchylne osłony boczne, 3 – osłony stropowe, 4 – osłony przenośnika, 5 – przenośnik PZ-1000 „NOWOMAG”

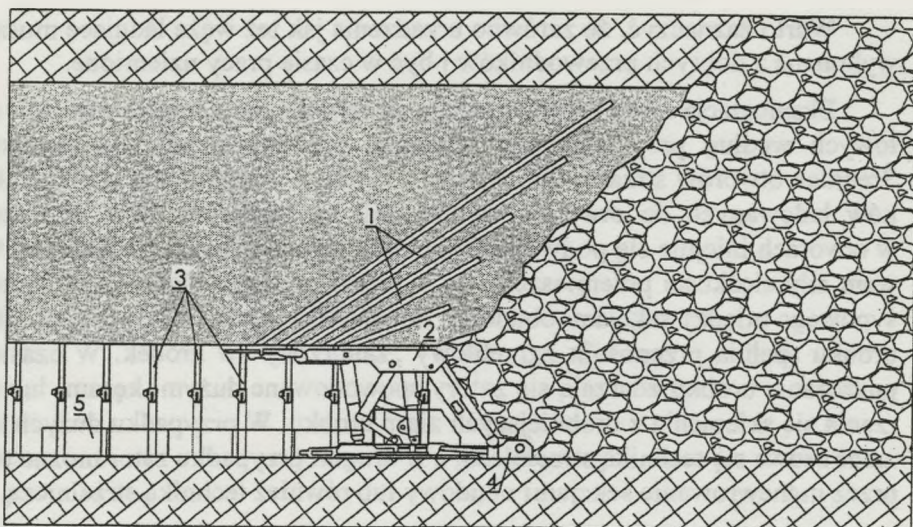
Podstawowe dane techniczne obudowy zmechanizowanej są następujące:

– maksymalna wysokość sekcji	3,0 m
– minimalna wysokość sekcji	2,0 m
– szerokość sekcji	1,42÷1,6 m
– krok obudowy	0,9 m
– liczba stojaków	3 szt.
– podporność robocza zestawu	723 kN/m ²
– masa sekcji	12900 kg

Sekcje obudowy zasilane są emulsją olejowo-wodną za pomocą pomp zabudowanych na stałe w rejonie eksploatacji. Sterowanie sekcjami odbywa się z pulpitu zabudowanego co najmniej 3,0 m przed sekcjami. Do przesuwania sekcji wykorzystuje się ciągną zamocowane do przenośnika zgrzeblowego.

Drugim istotnym wyposażeniem przodka jest krótki przenośnik zgrzeblowy PZ-1000 „NOWOMAG”. Stacja zwrotna tego przenośnika usytuowana jest pod urobkiem lub gruzowiskiem zawałowym, za sekcjami obudowy zmechanizowanej (rys. 13, 15). Przenośnik zabudowany jest na spagu między sekcjami obudowy i wyposażony jest w zastawki. Na przenośnik ten zsypuje się urobek, który podawany jest na przenośnik zgrzeblowy PZP-642 Grot 67B. Podstawowe dane techniczne przenośnika PZ-1000 są następujące:

– długość przenośnika	23 m
– liczba łańcuchów	2 szt.
– rozstaw zgrzebeł	co dwunaste ogniwo



Rys.15. Przykładowy schemat rozmieszczenia otworów urabiających i wyposażenie przodku

1 – otwory strzałowe, 2 – sekcje obudowy zmechanizowanej, 3 – obudowa podporowa chodnika, 4 – przenośnik zgrzeblowy, 5 – zastawki przenośnika

- | | |
|-----------------------------|------------------------------------|
| – zwrotnia przenośnika | beznapędowa |
| – wymiary rynny | wysokość 225 mm, szerokość 1000 mm |
| – napięcie zasilania | 1000 V |
| – moc silników dwubiegowych | 55/160 kW |

Długie otwory strzałowe do urabiania calizny węglowej i wymuszania za-
wału mogą być wiercone wiertnicami dopuszczonymi do stosowania w pod-
ziemnych zakładach górniczych. W omawianym systemie zastosowano do wier-
cenia otworów strzałowych wiertnice przenośne stojakowe VP3-01 o napędzie
hydraulicznym produkcji czeskiej firmy InterCUPRO. Podstawowe parametry
techniczne wiertarki są następujące:

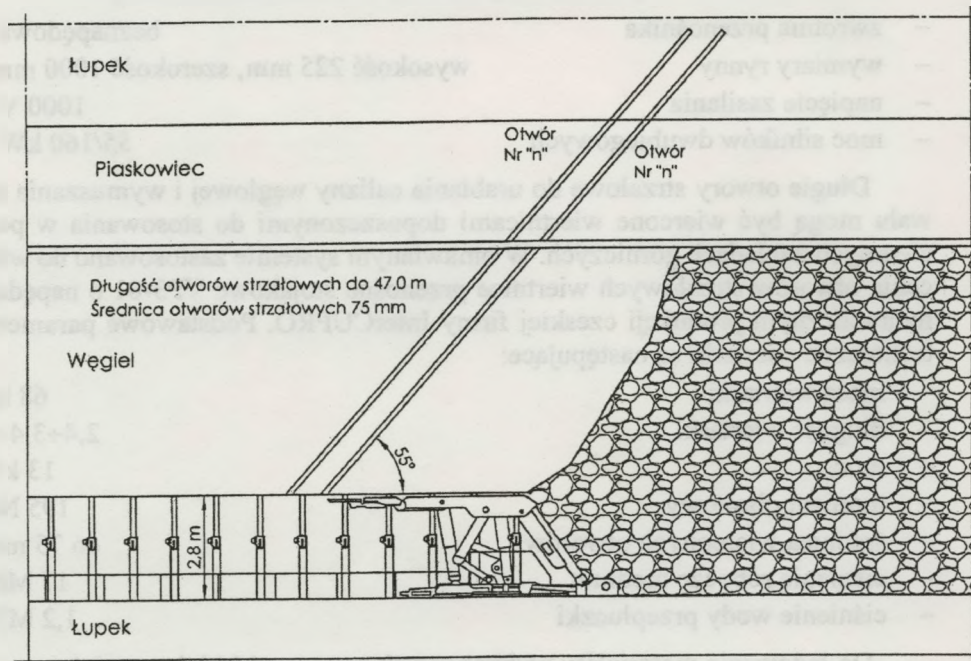
- | | |
|-------------------------------|-----------|
| – masa wiertarki | 68 kg |
| – długość wiertarki | 2,4÷3,4 m |
| – moc | 13 kW |
| – moment obrotowy | 195 Nm |
| – średnica wierconych otworów | do 75 mm |
| – ciśnienie robocze medium | 17 MPa |
| – ciśnienie wody przepłuczki | 1,2 MPa |

Do ładowania materiałów wybuchowych oraz przybitki do otworów strza-
łowych zastosowano nabojnicę pneumatyczną NP-1. Do transportu tych mate-
riałów zastosowano wąż PCV typu „Alpha”. Ładownicą można ładować MW
patronowany o masie naboju od 150 g do 300 g, charakteryzujący się energią
uderzenia mogącą spowodować wybuch wynoszącą co najmniej 9,8 Nm.

Warto zaznaczyć, że zarówno urządzenia jak też węże ładujące muszą być wykonane z dobrych przewodników i być w czasie pracy uziemione.

Eksploatacja złoża w bloku polega na wywierceniu długich otworów strzałowych według przykładowego schematu przedstawionego na rysunku 15. Średnica otworów strzałowych wynosi 75 mm, a maksymalna wielkość ładunków ładowanych do otworów wynosi 260 kg barbarytu. MW umieszczony w otworach inicjuje się podwójną linią lontu detonacyjnego. Urobek pod wpływem siły ciężkości przemieszcza się w kierunku spągu bloku i do otworu wysypowego między sekcjami obudowy zmechanizowanej. Istotną rolę w odbiorze urobku spełnia przenośnik zgrzeblowy „zanurzony” w urobek. W czasie wypuszczania urobku zdarzają się zatory spowodowane dużymi kęsami lub utworzenia się sklepienia z drobniejszych ziarn urobku. W przypadku dużych kęsów zator usuwa się techniką strzelniczą, a w drugim przypadku zator można usunąć przez manewrowanie sekcjami obudowy lub również techniką strzelniczą.

Budowa geologiczna warstw stropowych i ich parametry wytrzymałościowe wymuszają wykonywanie dodatkowych robót strzałowych celem wywołania zawału skał (rys. 16). Zruszenie stropu długimi otworami torpedującymi (do 47 m) realizowane jest przed postępującym frontem eksploatacji.



Rys.16. Przykładowy schemat otworów wymuszających zawał skał stropowych

Omówiony system ogólnie w kopalni ocenia się bardzo pozytywnie. System umożliwił podjęcie eksploatacji grubego, stromego złoża, które byłoby zakwalifikowane do złoża pozabilansowego. Przodkowe koszty wydobywania sza-

cuje się na poziomie około 20 zł/Mg. Koszty oddziałowe są ponad dwukrotnie wyższe. Procentowe wykorzystanie złoża w eksploatowanych blokach kształtowało się w granicach 98÷60%. Wyższe wartości dotyczą pierwszych bloków, gdy nie była jeszcze rozwinięta strefa zawału a niższe wartości uzyskuje się obecnie przy rozwiniętej strefie zawału.

5. Wnioski

1. Kurczące się zasoby przemysłowe węgla kamiennego w Polsce skłaniają do poszukiwania rozwiązań zmierzających do przedłużenia żywotności kopalń. Dla złóż stromo zalegających jednym z rozwiązań w tym zakresie jest zastosowanie systemów eksploatacji z grawitacyjną odstawą urobku.
2. Systemy eksploatacji z grawitacyjną odstawą urobku są w Polsce mało znane. W referacie podjęto próbę przybliżenia technologii wybierania złóż z grawitacyjną odstawą urobku i ocenę możliwości zastosowania tych systemów w kopalniach węgla kamiennego.
3. W świecie systemy z grawitacyjną odstawą urobku są stosowane od lat trzydziestych ubiegłego stulecia. Złożoność zagadnień związanych z wypuszczaniem urobku wskazuje na potrzebę ciągłej modernizacji technologii wypuszczania, celem obniżenia strat ilościowych i jakościowych urobku. Wskazane zatem jest realizowanie odpowiednich prac badawczo-rozwojowych, uwzględniających uwarunkowania geologiczno-górnictwa.

Literatura

1. Imienitow W.R.: Technologia, mechanizacja i organizacja proizvodstwiennych processow pri podzemnoj razrabotkie rudnych mestorozhdenij. Moskwa, 1973.
2. Imienitow W.R.: Processy podziemnykh gornyx rabot pri razrabotkie rudnykh mestorozhdenij. Moskwa, 1984.
3. Korski J.: Technologie podbierkowe w górnictwie węglowym. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 2006.
4. Kulikow W.W.: Sowmiestnaja i powtornaja razrabotka rudnykh miestorozhdenij. Moskwa, 1965.
5. Piechota S.: Badania niektórych parametrów masowego urabiania i wypuszczania rudy Zn-Pb w rejonie olkuskim. Paca doktorska AGH, 1972.
6. Piechota S.: Technika podziemnej eksploatacji złóż rud. Skrypt AGH, Kraków, 1988.

7. Piechota S.: Technika podziemnej eksploatacji złóż. Podstawowe zasady i technologie wybierania kopalin stałych. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 2003.
8. Praca zbiorowa pod redakcją Hartman H.L., SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, Vol. 2, Colorado 1992.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

Publikacje przygotowano w ramach pracy statutowej AGH numer 11.11.100.27.

DOKUMENTACJA TECHNICZNO-KONSTRUKCYJNA SYSTEMÓW MECHANIZACYJNYCH JAKO WAŻNY WARUNEK ZAPEWNIENIA ICH BEZPIECZNEJ EKSPLOATACJI

Andrzej MEDER, Józef KACZMARCZYK

Streszczenie. Eliminowanie zagrożeń stwarzanych przez wyroby dla życia lub zdrowia użytkowników i konsumentów oraz mienia, a także zagrożeń dla środowiska jest celem „Ustawy o systemie oceny zgodności”, której podlegają także maszyny i urządzenia systemów mechanizacyjnych. Znaczenie dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej w procesie eliminowania zagrożeń jest jednoznaczne dla producenta. Dwuletni okres obowiązywania systemu oceny zgodności, który przewiduje etap identyfikacji zagrożeń, analizy ryzyka, opisu metod zastosowanych do wyeliminowania zagrożeń, umożliwia dokonanie podsumowania wiedzy i doświadczeń projektantów, konstruktorów, a także doświadczeń Zakładu Badań Atestacyjnych jako Jednostki Certyfikującej Wyroby.

I. System mechanizacyjny rozumiany jako zestaw maszyn i urządzeń powiązanych ze sobą funkcjonalnie w celu wykonania określonych zadań wyprodukowany, wprowadzony do obrotu, następnie zakupiony i przekazany do eksploatacji powinien spełniać wymagania wynikające z obowiązujących przepisów europejskich oraz państwowych. Systemami mechanizacyjnymi mogą być na przykład: zestawy wydobywcze, sortujące i kruszące surowców mineralnych, urządzenia zakładów przeróbczych, urządzenia przyszybowe, zintegrowane systemy kompleksów wydobywczych, kompleksów przodkowych, produkcyjne linie technologiczne itp.

Podane przykłady wykazują, że w skład systemów mechanizacyjnych wchodzi różne maszyny i urządzenia wraz z ich układami zasilania i sterowania wyprodukowane często przez wielu producentów. Różnorodność maszyn i urządzeń tworzących systemy mechanizacyjne sprawia, że wymagania dotyczące bezpieczeństwa ich eksploatacji będą także różnorodne w zależności od rodzaju maszyny lub urządzenia, wyposażenia w zespoły i podzespoły, przewidywanego zastosowania. Duża liczba producentów maszyn i urządzeń wchodzących w skład systemu mechanizacyjnego sprawia, że wyroby te będzie charakteryzował różny poziom techniczny, odmienna dokumentacja techniczno-konstrukcyjna oraz różna ocena zgodności.

*Dr inż. Andrzej Meder
Mgr inż. Józef Kaczmarczyk
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG
ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374600, 2374326
fax: 032 2374544, 2374304
e-mail: ameder@komag.eu
e-mail: jkaczmarczyk@komag.eu*

Biorąc powyższe pod uwagę wprowadzający do eksploatacji systemy mechanizacyjne powinien uwzględnić wszystkie uwarunkowania, które mają wpływ na bezpieczeństwo eksploatacji, w tym także na zawartość i jakość dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej, która stanowi ważne ogniwo w procesach produkcji, oceny zgodności, wprowadzania do obrotu, decyzji o zastosowaniu i eksploatacji każdej maszyny i urządzenia.

Przed przystąpieniem do opracowywania dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej producent lub projektant-konstruktor powinni dokonać analizy:

- Ustawy o systemie oceny zgodności z dnia 30 sierpnia 2002 r. (tekst jednolity Dz.U. z 2004 r. Nr 204, poz. 2087),
- zasadniczych wymagań zawartych w dyrektywach europejskich, które mają zastosowanie dla danego rodzaju maszyn i urządzeń ze względu na ich budowę, wyposażenie i miejsce eksploatacji,
- zapisów poszczególnych dyrektyw europejskich ze względu na wymagania dotyczące zawartości dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej,
- wymagań przepisów wynikających z Prawa Geologicznego i Górniczego (tekst jednolity ustawy Dz.U. z 2005 r. Nr 228, poz. 1947) w przypadku przewidywanej eksploatacji w zakładach górniczych.

Proces opracowywania dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej, wynikający z dokonanej analizy przedstawionych powyżej wymagań, związany jest z funkcją utylitarną dokumentacji na poszczególnych etapach działań producenta, które można wyróżnić jako:

- produkcja wyrobu poprzedzona projektowaniem i konstruowaniem,
- ocena zgodności wyrobu zakończona wystawieniem deklaracji zgodności,
- wprowadzenie do obrotu, sprzedaż, eksploatacja.

II. Dokumentacja techniczno-konstrukcyjna maszyn i urządzeń systemów mechanizacyjnych opracowana w celu zrealizowania pierwszego etapu działań producenta, czyli produkcji wyrobu, nie musi oczywiście spełniać wymagań obowiązujących przepisów, a dotyczących jej zawartości. Na tym etapie działań producent może decydować sam jaka dokumentacja jest konieczna dla wyprodukowania maszyny lub urządzenia. Z dotychczasowych doświadczeń wynika, że są producenci, którzy potrafią wyprodukować skomplikowane technicznie urządzenie, które może być nawet elementem systemu mechanizacyjnego, na podstawie odręcznych szkiców i prawidłowej współpracy projektanta-konstruktora z wydziałem produkcyjnym. Z uwagi jednak na to, że producent przewiduje następne etapy działania zakończone sprzedażą urządzenia dla określonego zastosowania koniecznym staje się poznanie wymagań dotyczących zawartości dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej, w celu uniknięcia zbędnych poprawek w dokumentacji pociągających zmiany konstrukcyjne urządzenia.

Dokumentacja techniczno-konstrukcyjna opracowana dla zrealizowania produkcji urządzenia, powinna zatem uwzględniać następujące warunki decydujące o przyszłym bezpieczeństwie eksploatacji maszyny lub urządzenia:

- projekt i wykonanie powinny uwzględniać istniejący stan techniki i spełniać cele określone w zasadniczych wymaganiach,
- powinna być dokonana analiza zagrożeń odnoszących się do danego urządzenia w celu zidentyfikowania wszystkich zagrożeń, a wykonanie projektu powinno wziąć pod uwagę wyniki dokonanej analizy,
- projekt i wykonanie powinny zapewniać realizację funkcji maszyny, urządzenia oraz regulację, konserwację w warunkach przewidzianych przez producenta nie powodując zagrożenia dla osób wykonujących te czynności,
- w projekcie należy uwzględnić przeciwdziałania zagrożeniom zidentyfikowanym wcześniej w celu przedsięwzięcia środków mających na celu wyeliminowanie wszelkiego ryzyka wypadku, w tym także wypadku powstałego w wyniku możliwych do przewidzenia sytuacji odbiegających od normalnych, w przewidywanym okresie eksploatacji maszyny, urządzenia, łącznie z jej montażem i demontażem,
- w projekcie maszyny, urządzenia należy uwzględnić fakt, że priorytetem jest wyeliminowanie lub zminimalizowanie ryzyka, tak dalece jak jest to możliwe na etapie projektowania i wykonywania, a dopiero w ostateczności przewidywać: stosowanie środków ochronnych, informację kierowaną do użytkowników o powstającym ryzyku, którego nie można wyeliminować mimo zastosowania środków ochronnych, lub informację o koniecznych przeszkoleniach i o stosowaniu środków ochrony indywidualnej,
- projekt i wykonanie powinny wziąć pod uwagę nie tylko normalne użytkowanie maszyny, urządzenia, ale także przewidywać ich zastosowanie, którego w sposób racjonalny można oczekiwać, lub zabronić takiego zastosowania jeśli wywołałoby ryzyko,
- uwzględnić ograniczenia wynikające z koniecznego lub przewidywanego stosowania środków ochrony indywidualnej, a także ograniczenia wynikające ze zmęczenia, niewygody, obciążenia psychicznego odczuwanych przez użytkownika (operatora),
- przewidywać podstawowe wyposażenie specjalne i osprzęt, umożliwiające regulację maszyny, konserwację, użytkowanie bez stwarzania zagrożeń dla bezpieczeństwa i zdrowia osób narażonych, w tym także osprzęt służący do napełniania, używania, odzyskiwania, usuwania zastosowanych w maszynie płynów,
- przewidywać integralne oświetlenie miejscowe maszyny, urządzenia, odpowiednie do wykonywanych czynności, jeżeli brak takiego oświetlenia może spowodować powstanie niebezpiecznych sytuacji, pomimo oświetlenia ogólnego o normalnym natężeniu, a także przewidywać odpowiednie oświetlenie obszarów wewnętrznych wymagających częstych kontroli, regulacji i konserwacji,

- przewidzieć należy bezpieczne przemieszczanie przez wyposażenie w elementy umożliwiające zamocowanie urządzenia podnoszącego lub zaprojektować urządzenie w sposób umożliwiający wyposażenie w elementy do podnoszenia, które będą posiadały odpowiedni kształt, umożliwiające łatwe zamocowanie do typowych urządzeń podnoszących,
- należy zaprojektować układ sterowania w taki sposób, aby był bezpieczny i niezawodny oraz zapobiegał powstawaniu niebezpiecznych sytuacji, wytrzymywał obciążenia wynikające z normalnego użytkowania i działania czynników zewnętrznych, aby błędy w układach logicznych nie doprowadziły do niebezpiecznych sytuacji.

Podane powyżej przykładowe warunki, decydujące o przyszłym bezpieczeństwie eksploatacji maszyny lub urządzenia systemu eksploatacyjnego, uwzględnione już na etapie projektowania spowodują, że dokumentacja techniczno-konstrukcyjna opracowana dla zrealizowania produkcji, nawet jeśli będzie ona w postaci szkiców roboczych, zacznie spełniać kryteria dla jej zawartości przewidziane przez przepisy europejskie i państwowe, które producent zamierza spełnić wprowadzając wyrób do obrotu.

Dokumentacja techniczna projektu maszyny lub urządzenia, mimo że brak jest wymagań dotyczących jej zawartości, powinna w miarę możliwości uwzględniać wszystkie wymagania przepisów związanych z późniejszą oceną zgodności tych wyrobów. Z dotychczasowych doświadczeń wynika, że na tym etapie realizacji wyrobu producent, projektant-konstruktor poświęcają uwagę tylko parametrom technicznym, charakterystyce ruchowej, efektom marketingowym i w ten sposób zapominają o czekającym ich procesie oceny zgodności. Tymczasem, na etapie projektowania i przygotowywania produkcji powinno się przewidywać wszystkie zagrożenia, na przykład: przyszłe zastosowanie w pomieszczeniach zagrożonych wybuchem, zastosowanie w oddziaływaniu na środowisko nadmiernym hałasem, emisją spalin itp.

Etap projektowania jest właściwy dla określenia wymagań stawianych podzespołom, elementom, które producent zamierza kupić od poddostawców. Wymagania te powinna definiować dokumentacja projektowa, która następnie będzie uzupełniana o dokumenty, dokumentacje techniczne, deklaracje zgodności dostarczane przez poddostawców. Etap ten jest także właściwy dla zmiany koncepcji rozwiązań technicznych maszyny, urządzenia ze względu na brak dokumentów, których poddostawca nie może lub nie chce dostarczyć i dokonując takiej zmiany zapobiega się realizacji projektu, który nie przejdzie pozytywnie etapu oceny zgodności, albo co gorsze z powodu braku innych już możliwości konstrukcyjnych i montażowych producent maszyny, urządzenia zaakceptuje już na własną odpowiedzialność braki dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej swoich poddostawców. W efekcie takiego działania system mechanizacyjny, w skład którego wchodzi maszyny i urządzenia tak wyprodukowane i z taką dokumentacją techniczno-konstrukcyjną, staje się tym mniej bezpieczny w eksploatacji czym większą odpowiedzialność zgadza się ponieść

producent na etapie projektowania, precyzowania zamówień, realizacji zakupów, akceptacji braku dokumentów.

III. Etap oceny zgodności nie pozwala już na dowolną zawartość dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej. Producent dokonując oceny zgodności swojego wyrobu, przed jego wprowadzeniem do obrotu, z wymaganiami zasadniczymi, które go dotyczą musi spełnić także zalecenia związane z zawartością dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej wynikające z poszczególnych dyrektyw, dlatego zadaniem producenta dokonującego samodzielnie obowiązkowego procesu oceny zgodności jest doprowadzenie do spełnienia wymagań zasadniczych także w zakresie dokumentacji. W przypadku, gdy zleci wykonanie procesu oceny zgodności jednostce certyfikującej wyroby, jednostka ta wskaże na braki w dokumentacji, gdyż jej sprawdzenie jest jednym z etapów procesu certyfikacji.

Przemyślany i prawidłowo przeprowadzony etap projektowania maszyny lub urządzenia, opisany w poprzednim rozdziale, znacznie ułatwia skompletowanie dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej spełniającej wymagania wynikające z oceny zgodności i wprowadzenia wyrobu do obrotu. Włożony wysiłek i czas na etapie projektowania-konstruowania przynosi w takim przypadku pozytywne efekty.

Należy zauważyć, że nieprzemyślany proces projektowania-konstruowania może doprowadzić do następujących sytuacji:

- ocena zgodności wykaże, że dokumentacja techniczna nie identyfikuje jednoznacznie wyrobu,
- wyrób wymaga zmian konstrukcyjnych, gdyż nie spełnia wymagań, które są konieczne do wprowadzenia wyrobu do obrotu i zastosowania na przykład w zakładach górniczych,
- dokumentacja dostarczona przez poddostawców nie umożliwia dokonania oceny zgodności dokonywanej przez producenta wyrobu finalnego,
- dokumentacja własna producenta wyrobu finalnego wymaga zmian związanych z jej zawartością oraz kompletnością.

Wszystkie powyższe sytuacje mogą powodować, że ocena zgodności będzie procesem bardzo skomplikowanym i długotrwałym z punktu widzenia producenta lub nawet procesem zwiększającym koszty w przypadku, gdy producent zleca ocenę zgodności stronie trzeciej lub swojemu przedstawicielowi. Bardzo często, wprowadzanie zmian konstrukcyjnych w wyrobie ze względu na konieczność spełnienia wymagań procesu oceny zgodności powoduje, że wyrób traci swoje walory marketingowe związane z parametrami technicznymi, nowoczesną postacią konstrukcyjną itp. i staje się swojego rodzaju „dziwolągiem”, który swoją postać konstrukcyjną uzyskał na podstawie wprowadzonych chaotycznie zmian konstrukcyjnych, a dodatkowo nie osiąga swoich parametrów technicznych na przykład ze względu na poziom hałasu, drgań, zapylenia,

skuteczności hamowania, stateczności, stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, stosowania przy kontroli oddziaływania na środowisko itp.

Prawodawca europejski, przedstawiając wymagania dotyczące zawartości dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej, miał na uwadze głównie bezpieczeństwo stosowania a także eliminowanie zagrożeń dla mienia i środowiska. Wymagana przepisami zawartość dokumentacji pomaga producentowi poprzez: wprowadzenie do obrotu wyrobu dokładnie zidentyfikowanego przedstawioną dokumentacją, wykonanego zgodnie z dokumentacją, eksploatowanego zgodnie z zapisami dokumentacji poprzedzonymi wykonaną analizą ryzyka, wyrobu właściwie ocenionego. W związku z tym producent, projektant-konstruktor powinni w pełni wykorzystać narzędzie jakim są szczegółowe wymagania dotyczące zawartości dokumentacji technicznej, określone w wymaganiach zasadniczych dyrektyw europejskich.

Dla przykładu, analizując maszyny i urządzenia systemu mechanizacyjnego przewidzianego do zastosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, który nie jest wyposażony w: urządzenia ciśnieniowe, zbiorniki ciśnieniowe, aparaturę, o której mowa w art. 108 ust. 3 Ustawy z dnia 21 lipca 2000 r. – Prawo telekomunikacyjne (Dz.U. Nr 73, poz. 852) wprowadzany do obrotu, powinien spełniać wymagania zasadnicze zawarte w:

- rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 20 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn i elementów bezpieczeństwa (Dz.U. Nr 259, poz. 2170) – Dyrektywa Maszynowa Nr 98/37/WE,
- rozporządzeniu 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 ATEX Nr 94/9/WE.

W związku z powyższym, dokumentacja techniczno-konstrukcyjna maszyn i urządzeń tego systemu mechanizacyjnego, powinna spełniać wymagania zawarte w wyżej wymienionych dwóch dyrektywach.

Dyrektywa Maszynowa Nr 98/37/WE określa wymagania bezpośrednie, zgodnie z którymi dokumentacja powinna zawierać:

- rysunek ogólny i rysunki szczegółowe,
- schematy obwodów zasilania i obwodów sterowania,
- obliczenia,
- wyniki badań – prób,
- wykaz zastosowanych norm,
- instrukcję,
- opis metod zastosowanych dla wyeliminowania zagrożeń stwarzanych przez wyrób,
- certyfikat systemu zarządzania jakością lub opis czynności dla zapewnienia powtarzalności produkcji seryjnej,

oraz wymagania pośrednie:

- deklaracje zgodności oraz instrukcje podzespołów kupowanych u poddostawców, dotyczące:
 - urządzeń elektrycznych, urządzeń ciśnieniowych,
 - elementów odpowiedzialnych za bezpieczeństwo,
 - części maszyn przeznaczonych do wbudowania.

Dyrektywa ATEX Nr 94/9/94 określa wymagania, zgodnie z którymi dla maszyn i urządzeń, które nie są urządzeniami elektrycznymi i silnikami spalinywymi, dokumentacja powinna umożliwić ocenę zgodności z wymaganiami określonymi w tej dyrektywie, które dotyczą tego urządzenia oraz w zakresie niezbędnym do dokonania oceny. Powinna ona obejmować projektowanie, wytwarzanie, eksploatację urządzenia, a także zawierać co najmniej:

- opis ogólny urządzenia,
- projekt koncepcyjny konstrukcji oraz rysunki i schematy, w szczególności elementów, podzespołów, zespołów,
- opisy i wyjaśnienia niezbędne do zrozumienia rysunków i schematów oraz zrozumienia działania urządzenia,
- wykaz norm zharmonizowanych zastosowanych w całości lub częściowo oraz w przypadku niezastosowania tych norm, opis rozwiązań przyjętych w celu spełnienia zasadniczych wymagań,
- wyniki, w szczególności obliczeń projektowych lub przeprowadzonych badań,
- protokoły z badań.

Przedstawionych powyżej wymagań nie należy uogólniać na wszystkie urządzenia objęte Dyrektywą ATEX Nr 94/9/WE. W zależności od rodzaju urządzenia oraz wybranej przez producenta procedury oceny zgodności, zawartość dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej zmienia się, dlatego należy każdorazowo dokonywać analizy wymagań, szczególnie dokonując zakupów u poddostawców. Kupując na przykład urządzenie elektryczne przeznaczone do zabudowy we własnej maszynie przeznaczonej do stosowania w przestrzeni zagrożonej wybuchem, producent powinien wykazać się znajomością zapisów dotyczących tego typu urządzenia, które to zapisy znajdują się w Dyrektywie ATEX, w celu dokładnego określenia warunków dostawy i dołączonych do dostawy dokumentów. Dotyczy to także projektantów-konstruktorów, którzy w wykazach podzespołów, części nie zamieszczają uwag dotyczących przeznaczenia urządzenia do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem i nie dają sygnałów producentowi o konieczności zakupu urządzeń razem z odpowiednimi dokumentami. Także w tym przypadku, dotychczasowe doświadczenia Zakładu Badań Atestacyjnych Jednostki Certyfikującej Wyroby CMG KOMAG wykazują, że poddostawca sprzedając podzespół, który służy do wbudowania w maszynę lub urządzenie systemu mechanizacyjnego, nie dostarcza odpowiedniej dokumentacji jeżeli zamawiający takich wymagań nie sprecyzuje. Te same doświadczenia wykazują, że uzyskanie takiej dokumentacji po zrealizowaniu i zapłacie zamówienia jest prawie niemożliwe.

Ważność dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej dla zapewnienia bezpiecznej eksploatacji maszyn i urządzeń systemu mechanizacyjnego, wynika nie tylko z wypełnienia wymagań systemu oceny zgodności, czyli z obawy producenta, że w deklaracji zgodności poświadczyłby nieprawdę, ale z konieczności przekazania do obrotu i eksploatacji maszyny lub urządzenia razem z całą wiedzą producenta dotyczącą bezpieczeństwa, wiedzą zawartą nie tylko w wyprodukowanym wyrobie, ale także zapisaną w dokumentacji, która umożliwi jej poznanie każdemu użytkownikowi. Producent nie dzieli się całą wiedzą dotyczącą swego wyrobu, ale tylko jej częścią dotyczącą bezpieczeństwa.

Rysunek ogólny maszyny, urządzenia systemu mechanizacyjnego powinien umożliwiać użytkownikowi identyfikację wyrobu i powinien zawierać te same informacje, które są zawarte w instrukcji oraz które użytkownik odczyta na tabliczce znamionowej. Rysunek ogólny powinien także umożliwić identyfikację załączonych rysunków szczegółowych oraz schematów obwodów zasilania i sterowania.

Rysunki szczegółowe powinny być ograniczone tylko do elementów mających wpływ na bezpieczeństwo eksploatacji. Dokumentacja projektowa lub dokumentacja przekazywana do produkcji nie może stać się automatycznie dokumentacją szczegółową wynikającą z potrzeb systemu oceny zgodności. Poprzez rysunki szczegółowe producent powinien być w stanie wykazać, w czasie kontroli organów nadzoru rynku, że przekazał do obrotu wyrób bezpieczny i miał prawo wystawić deklarację zgodności, a zmiany, mogące pogorszyć bezpieczeństwo zostały dokonane na przykład przez użytkownika i bez zgody producenta. Producent decyduje więc sam, które rysunki szczegółowe powinien dołączyć, a w przypadku zlecenia oceny zgodności jednostce certyfikującej wyroby zostanie on zawsze poinformowany o brakach i koniecznych uzupełnieniach. Rodzaj rysunków szczegółowych staje się ważny jeszcze bardziej przy stosowaniu przez producenta procedury oceny zgodności, polegającej na przechowywaniu dokumentacji w jednostce notyfikowanej. Na podstawie dokumentacji przechowywanej w jednostce notyfikowanej, organ nadzoru rynku będzie dochodził prawdy w przypadku powstania zagrożeń i wątpliwości dotyczących zawartości dokumentacji u producenta. Rysunki szczegółowe maszyn i urządzeń systemu mechanizacyjnego, przeznaczonego do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, powinny dostarczyć dowodów także na to, że podzespoły mechaniczne nie są wykonane z metali lekkich lub materiałów, które nie są antyelektrostatyczne.

Schematy obwodów zasilania i sterowania powinny dostarczyć dowodów na bezpieczną eksploatację, poprzez wykazanie między innymi, że:

- są bezpieczne, niezawodne i zapobiegają powstawaniu niebezpiecznych sytuacji,
- wytrzymują obciążenia wynikające z normalnego użytkowania i działania czynników zewnętrznych,

- błędy w układach logicznych nie doprowadzają do niebezpiecznych sytuacji,
- elementy sterownicze są widoczne, rozpoznawalne, oznakowane, prawidłowo rozmieszczone, o odpowiednim kierunku sterowania itp.,
- wskaźniki zapewniają bezpieczeństwo obsługi,
- sygnał ostrzegawczy poprzedza uruchomienie maszyny lub urządzenia,
- uruchomienie maszyny następuje poprzez zamierzone uaktywnienie elementu sterowniczego,
- blokady wzajemnych powiązań są właściwie zainstalowane,
- wyłącznik awaryjny eliminuje skutecznie istniejące lub możliwe do wystąpienia niebezpieczeństwo.

W przypadku schematów obwodów zasilania i sterowania, sam producent także decyduje o zakresie informacji, które decydują o bezpieczeństwie eksploatacji i w związku z tym, koniecznym jest, aby użytkownik mógł się z tymi informacjami zapoznać.

Obliczenia, wyniki badań, wyniki prób są dokumentami, które producent powinien posiadać w dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej, jednak nie musi ich przekazywać użytkownikowi. Decydują więc one w sposób pośredni o bezpieczeństwie eksploatacji, ponieważ na podstawie tych dokumentów producent uzyskał dowody, potwierdzenie przyjętych w projekcie założeń dotyczących maszyny lub urządzenia systemu mechanizacyjnego i wykorzystał te dowody przy opracowywaniu instrukcji. Najczęściej dokumenty te dotyczą: stateczności, utwierdzenia, hałasu, drgań, oświetlenia, zapylenia, emisji spalin, zraszania, skuteczności zabezpieczeń, wytrzymałości elementów, blokad, sygnałów ostrzegawczych wyłączników awaryjnych, antyelektrostatyczności, przeciwwybuchowości, niepalności, temperatur powierzchni, zawartości metali lekkich w stopach itp. Producent decyduje, jakie obliczenia, badania, próby są konieczne, w celu dostarczenia dowodów na bezpieczne działanie maszyny. Dowody te mogą być przydatne w kwestiach spornych z użytkownikiem, nadzorem rynku, w roszczeniach o odszkodowania, i dlatego producent nie powinien oszczędzać na przeprowadzeniu tych działań, z badań w laboratoriach akredytowanych, mając jednak zawsze na uwadze eliminację zagrożeń dla użytkownika, mienia i środowiska.

Instrukcja dostarczana użytkownikowi razem z maszyną, urządzeniem, powinna zawsze zawierać następujące elementy:

- nazwę i adres producenta;
- oznakowanie CE;
- oznaczenie serii lub typu maszyny;
- rok budowy maszyny;
- informacje ułatwiające konserwację maszyny – takie jak: adres importera, serwisu;
- przewidywane zastosowanie maszyny;

- informacje o stanowisku lub stanowiskach roboczych, które może zajmować operator;
- instrukcje dotyczące bezpiecznego przekazywania do eksploatacji, użytkowania, przemieszczania maszyny z podaniem jej masy i masy części maszyny (jeżeli mają one być transportowane osobno), montażu i jej demontażu, regulacji, konserwacji, obsługi i napraw;
- informacje o niedopuszczalnych sposobach użytkowania maszyny;
- wskazówki szkoleniowe;
- podstawowe charakterystyki narzędzi, które mogą być stosowane w maszynie;
- rodzaj i częstotliwość kontroli i konserwacji maszyny, wymaganych ze względów bezpieczeństwa, oraz części, które ulegają zużyciu, a także określenie kryteriów ich wymiany;
- jeżeli producent przewiduje, że maszyna będzie użytkowana w atmosferze zagrożonej wybuchem, instrukcja powinna zawierać wszelkie informacje niezbędne do użytkowania maszyny w takich warunkach;
- do instrukcji powinny być dołączone rysunki i schematy przeznaczone do uruchomienia, konserwacji, kontroli, sprawdzania prawidłowości działania maszyny, a także, jeżeli ma to zastosowanie, naprawy maszyny oraz wszelkie istotne zalecenia, w szczególności odnoszące się do bezpieczeństwa;
- w niezbędnych przypadkach instrukcja powinna określać wymagania w zakresie instalowania i montażu, w szczególności dotyczące zastosowanych tłumików drgań, rodzaju i masy płyt fundamentowych, mające na celu zmniejszenie hałasu lub drgań;
- instrukcja powinna zawierać informacje dotyczące:
 - widoczności ze stanowiska operatora, oświetlenia;
 - narażenia na drgania, emisję pyłów;
- instrukcja powinna zawierać informacje dotyczące hałasu emitowanego przez maszynę i podawać wartości rzeczywiste podanych niżej parametrów albo ich wartości określone w wyniku pomiarów wykonanych na identycznych maszynach:
 - równoważnego poziomu ciśnienia akustycznego na stanowisku pracy, skorygowanego charakterystyką A, gdy przekracza on 70 dB(A); jeżeli poziom dźwięku nie przekracza 70 dB(A), należy to potwierdzić w instrukcji;
 - szczytowej chwilowej wartości ciśnienia akustycznego na stanowiskach pracy, skorygowaną charakterystyką C, gdy przekracza ona 63 Pa (130 dB) w stosunku do 20 μ Pa;
 - poziomu mocy akustycznej maszyny w przypadku, gdy równoważny poziom ciśnienia akustycznego na stanowiskach pracy, skorygowany charakterystyką A, przekracza 85 dB(A);
- informacje techniczne opisujące maszynę nie powinny pozostawać w sprzeczności z instrukcją w zakresie bezpieczeństwa;

- dokumentacja techniczna opisująca maszynę powinna zawierać dane dotyczące emitowanego hałasu;
- producent powinien w instrukcji wskazać warunki, w jakich pracuje maszyna podczas dokonywania pomiarów, oraz rodzaj zastosowanych metod pomiaru.

W celu prawidłowego opracowania instrukcji, koniecznym jest przeprowadzenie wcześniej analizy ryzyka oraz wykonanie opisu metod zastosowanych dla wyeliminowania zagrożeń stwarzanych przez wyrób. Prawodawca europejski, przedstawiając wymagania dotyczące składu dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej, dostarczył równocześnie narzędzi ułatwiających producentowi opisanie metod zastosowanych dla wyeliminowania zagrożeń stwarzanych przez maszyny i urządzenia, poprzez podanie zasad spójnej systemowej procedury oceny ryzyka. Zasady te zawierają wskazania dotyczące podejmowania decyzji podczas projektowania, umożliwiając spełnienie podstawowych wymagań dotyczących bezpieczeństwa i ochrony zdrowia. Zawarte są one w normie PN-EN 1050:1999 „Maszyny. Bezpieczeństwo. Zasady oceny ryzyka”, w której ustalono ogólne zasady postępowania w procesie oceny ryzyka uwzględniając wiedzę i doświadczenie w zakresie konstrukcji, użytkowania, zdarzeń prawie wypadkowych, wypadków i szkód związanych z użytkowaniem we wszystkich fazach życia maszyny lub urządzenia. Opisane sposoby identyfikowania zagrożeń, szacowania i oceny ryzyka, stanowią pomoc w podejmowaniu decyzji dotyczących bezpieczeństwa związanego z maszyną lub urządzeniem i rodzajem dokumentacji potrzebnej weryfikacji przeprowadzonego procesu oceny ryzyka.

Proces oceny ryzyka jest szeregiem logicznych kroków, umożliwiających w uporządkowany sposób badanie zagrożeń związanych z maszyną, urządzeniem. Po ocenie ryzyka, możliwe jest jego zmniejszanie, eliminowanie zagrożeń, tak dalece jak jest to możliwe, z zastosowaniem środków bezpieczeństwa.

Proces oceny ryzyka zawiera:

- analizę ryzyka (określenie ograniczeń dotyczących maszyny, identyfikację zagrożeń, oszacowanie ryzyka),
- ocenę ryzyka.

W wyniku analizy ryzyka, otrzymuje się informację niezbędną do jego oceny, która z kolei umożliwia podejmowanie decyzji o bezpieczeństwie związanym z użytkowaniem.

Proces oceny ryzyka polega na podejmowaniu wyważonych decyzji. Decyzje te powinny być wsparte metodami jakościowymi, uzupełnianymi tak dalece jak to jest możliwe, metodami ilościowymi.

Wszystkie zagrożenia, sytuacje zagrożenia i zdarzenia zagrażające związane z maszyną lub urządzeniem systemu mechanizacyjnego, powinny być zidentyfikowane przez producenta, bazując na następujących informacjach:

- danych o ograniczeniach dotyczących maszyny,

- wymaganiach dotyczących określonych faz życia maszyny,
- rysunkach konstrukcyjnych i innych środkach, za pomocą których opisano maszynę lub urządzenie,
- danych o zasilaniu,
- historii każdego wypadku i zdarzenia prawie wypadkowego,
- wszystkich informacjach dotyczących pogorszenia stanu zdrowia.

Informacje powinny być uaktualniane wraz z rozwojem konstrukcji oraz w przypadku konieczności modernizacji maszyn i urządzeń systemu mechanizacyjnego.

Ważność instrukcji, której zapisy wynikną także z rzetelnie przeprowadzonej analizy ryzyka, jest bezsporna dla zapewnienia bezpiecznej eksploatacji maszyn i urządzeń systemów mechanizacyjnych. Instrukcja jest dokumentem, który służy bezpośrednio użytkownikowi, a poprzez jego działanie także ma wpływ na eliminowanie zagrożeń dla życia i zdrowia innych, także na eliminowanie zagrożeń dla mienia i środowiska. Autor instrukcji - konstruktor, producent nie mogą sobie pozwolić na niejasności w zrozumieniu instrukcji przez użytkownika i dlatego na jej opracowanie powinien być skierowany duży wysiłek. W tym przypadku, powszechny slogan „to się opłaca” jest rzeczywistością prawdziwą. Prawidłowo opracowana instrukcja nie pozwoli nigdy użytkownikowi-operatorowi na stwierdzenie „nie wiedziałem jak postąpić”. Instrukcja powinna być dokumentem, który „żyje”, co oznacza, że dokument ten powinien być stale udoskonalany uwzględniając każdą nową informację wynikającą z analizy ryzyka. Prawidłowo działający producent maszyny lub urządzenia systemu mechanizacyjnego, nie będzie cieszył się z informacji o wypadku związanym ze stosowaniem maszyny swojego konkurenta, lecz sytuacja taka powinna zmusić go do wykonania nowej analizy ryzyka swojej maszyny, zmniejszenia jej konstrukcyjnie lub ewentualnie wprowadzenia dodatkowych zapisów w instrukcji.

Należy jednak zawsze stosować się do zasady opisanej w rozdziale II niniejszego referatu, że priorytetem jest wyeliminowanie lub zminimalizowanie ryzyka, tak dalece jak jest to możliwe, na etapie projektowania i wykonywania, a dopiero w ostateczności przewidywać stosowanie środków ochronnych, informację kierowaną do użytkowników o pozostającym ryzyku, którego nie można wyeliminować mimo zastosowanych środków ochronnych lub informację o koniecznych przeszkoleniach, stosowania środków ochrony indywidualnej.

Dotychczasowe doświadczenia Zakładu Badań Atestacyjnych Jednostki Certyfikującej Wyroby CMG KOMAG wykazują, że konstruktorzy, producenci zapominają o tej zasadzie i minimalizują ryzyko zapisami w instrukcji, a nie na etapie projektowania-konstruowania, produkcji. Taki tryb postępowania należy odrzucić jako niewłaściwy, ponieważ nie prowadzi on do wprowadzenia do obrotu bezpiecznych maszyn, urządzeń.

IV. Właściwa zawartość dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej została omówiona w poprzednich rozdziałach, jako świadome działanie projektantów-konstruktorów, producentów zmierzające do wprowadzenia do obrotu i przekazania do eksploatacji maszyn i urządzeń. Ustawa o systemie oceny zgodności zawiera jednak także zapisy nakładające obowiązek posiadania dokumentacji, zapisy o uprawnieniach osoby kontrolującej i organów nadzoru rynku. Artykuł 40g przedmiotowej ustawy stanowi, że przedmiotem kontroli może być wyrób, prawidłowość oznakowania wyrobu oraz dokumentacja techniczna wyrobu. Osoba kontrolująca, może w toku kontroli żądać od osoby zobowiązanej do przechowywania dokumentów związanych z oceną zgodności, przedstawienia w wyznaczonym terminie, w szczególności:

- deklaracji zgodności,
- nazwy i adresu producenta wyrobu,
- wykazu uwzględnionych norm zharmonizowanych lub rozwiązań przyjętych w celu stwierdzenia zgodności wyrobu z zasadniczymi wymaganiami,
- ogólnego opisu wyrobu, schematu wyrobu oraz instrukcji obsługi.

W przypadku uzasadnionych wątpliwości co do zgodności wyrobu z zasadniczymi wymaganiami, osoba kontrolująca może dodatkowo żądać od osoby zobowiązanej do przechowywania dokumentów związanych z oceną zgodności, przedstawienia w wyznaczonym terminie, w szczególności:

- sprawozdania z przeprowadzonych badań,
- informacji o systemie zarządzania jakością.

W przypadku, gdy kontrolowany wyrób stwarza zagrożenie dla życia, zdrowia, mienia lub środowiska, osoba kontrolująca może dodatkowo żądać od osoby zobowiązanej do przechowywania dokumentów związanych z oceną zgodności, przedstawienia w wyznaczonym terminie, pełnej dokumentacji technicznej.

Dyrektywa Maszynowa Nr 98/37/WE, w artykule 118 rozporządzenia Ministra Gospodarki wdrażającego jej postanowienia do prawodawstwa polskiego, zawiera podobne zapisy dotyczące dokumentacji i obowiązku jej posiadania. Artykuł ten stanowi, że nieprzedłużenie dokumentacji na żądanie właściwych organów, może stanowić podstawę uznania, że maszyna wprowadzona do obrotu jest niezgodna z wymaganiami. Dokumentacja powinna być przechowywana i udostępniana do wglądu organom sprawującym nadzór nad wyrobami wprowadzanymi do obrotu, co najmniej przez 10 lat od daty produkcji maszyny albo w przypadku produkcji seryjnej od daty produkcji ostatniego egzemplarza.

Warto także zwrócić uwagę, że prawodawca w tym samym artykule rozporządzenia nie wymaga, aby dokumentacja materialnie istniała, ale powinno być możliwe jej utworzenie i udostępnienie w czasie odpowiednim do stopnia jej znaczenia. Nie są wymagane szczegółowe rysunki i informacje o podzespołach użytych do produkcji maszyny, o ile takie informacje nie są niezbędne przy weryfikacji ich zgodności z zasadniczymi wymaganiami bezpieczeństwa.

V. Wnioski

1. Zawartość i treść merytoryczna dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej zależy od: rodzaju maszyny lub urządzenia, wyposażenia w podzespoły, miejsca eksploatacji, i dlatego przed przystąpieniem do jej opracowywania należy dokonać przeglądu przepisów mających zastosowanie oraz dokonać analizy ich wymagań.
2. Etap projektowania-konstruowania, produkcji powinien uwzględniać wymagania przyszłego procesu oceny zgodności, w celu uniknięcia trudności związanych z wprowadzeniem maszyn, urządzeń do obrotu. Priorytetem jest wyeliminowanie ryzyka na etapie projektowania-wykonania, a dopiero w ostateczności przewidywanie stosowania środków ochronnych lub kierowanie informacji do użytkownika.
3. Wymagania dotyczące zawartości dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej w prawodawstwie europejskim, mają na celu zwiększenie bezpieczeństwa stosowania, a także wyeliminowanie zagrożeń dla mienia i środowiska.
4. Dokumentacja techniczno-konstrukcyjna podlega kontroli przez organ nadzoru rynku, w przypadku, gdy maszyna, urządzenie stwarzają zagrożenie dla życia, zdrowia, mienia lub środowiska.

Literatura

1. Ustawa o systemie oceny zgodności z dnia 30 sierpnia 2002 r. (tekst jednolity Dz.U. z 2004 r. Nr 204, poz. 2087).
2. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 20 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn i elementów bezpieczeństwa (Dz.U. Nr 259, poz. 2170).
3. Rozporządzenie 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).
4. PN-EN 1050:1999 „Maszyny. Bezpieczeństwo. Zasady oceny ryzyka”.
5. Kaczmarczyk J., Rożek P.: Procedury oceny zgodności przenośników taśmowych wprowadzanych do obrotu w krajach Unii Europejskiej. XII Międzynarodowe Sympozjum, Zakopane 2004.
6. Meder A., Kaczmarczyk J.: Ocena zgodności przenośników taśmowych – doświadczenia i wnioski po roku obowiązywania systemu. XIII Międzynarodowe Sympozjum, Zakopane 2005.
7. Meder A., Kaczmarczyk J.: Opis metod do wyeliminowania zagrożeń stwarzanych przez przenośnik taśmowy (analiza ryzyka) – doświadczenia i wnioski. XIII Międzynarodowe Sympozjum, Zakopane 2006.
8. Meder A., Kaczmarczyk J.: Opis metod do wyeliminowania zagrożeń stwarzanych przez zespoły i układy hydrauliczne oraz pneumatyczne (analiza ryzyka) – doświadczenia i wnioski. Cylinder 2006.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

WERYFIKACJA MASZYN JEŹDZĄCYCH W WYROBISKACH GÓRNICZYCH. OCENA PARAMETRÓW WPŁYWAJĄCYCH NA BEZPIECZEŃSTWO PRACY

Iban Fernández PALMERO, Carlos Fernández RAMÓN, Carlos Martínez DÍAZ, Ángel Santamaría MARTÍN

Streszczenie. W ciągu 2005 r., Zarząd Generalny Górnictwa i Energetyki i Laboratorium Madariaga (LOM), na podstawie porozumienia o współpracy, realizowali projekt, którego celem była analiza możliwości technicznych prowadzenia systematycznych przeglądów urządzeń górniczych poruszających się w wyrobiskach górniczych oraz na podstawie przepisów zawartych w Dekrecie Królewskim nr 1389/1997 (odniesienie do Dyrektywy 92/104/EEC) oraz w Dekrecie Królewskim nr 1215/1997 (odniesienie do Dyrektywy 89/655/EEC, modyfikacja Dyrektywy 95/63/EC), na opracowanie procedur operacyjnych, które zezwalałyby na sprawdzanie urządzeń pracujących w wyrobiskach górniczych, aby zapewnić utrzymanie warunków bezpieczeństwa pracującym górnikom. Miejsce przeprowadzenia inspekcji zostało tak wybrane, żeby nie było konieczności ruszania maszyn z ich miejsc pracy tak, aby przestoje w pracy były minimalne. Zaczynając od identyfikacji zagrożeń związanych z danym typem maszyny, określono parametry, które należy kontrolować, aby zminimalizować ryzyko i uniknąć ewentualnego wypadku. Po zdefiniowaniu parametrów potrzebnych do sprawdzenia na miejscu stanu urządzeń, opracowano procedury potrzebne do przeprowadzenia weryfikacji. Dla parametrów, które trudno weryfikować na miejscu, tak jak np. układ hamulcowy, czy system sterowania, opracowano procedury alternatywne, które umożliwiają oszacowanie funkcjonalności (badania na bieżni). Ostatecznie ustanowiono podstawy dla określania kryteriów dla dopuszczenia do użytku czy też odrzucenia urządzenia, w celu utrzymania minimum wymaganego bezpieczeństwa.

1. Wstęp

Ustawa o ochronie przed ryzykiem w pracy nr 31/1995 (przeniesienie do prawodawstwa hiszpańskiego założeń Dyrektywy 89/391/EEC) określa podstawy wymogu gwarancji i odpowiedzialności dla zapewnienia odpowiedniego poziomu ochrony zdrowia przed zagrożeniami pochodzącymi z warunków pracy. Rozdział 6 Ustawy stanowi normy regulujące ostatecznie określając aspekty techniczne działań zabezpieczających.

Normy regulujące określają minimalne środki jakie należy zastosować, aby

*D. Iban Fernández Palmero
D. Carlos Fernández Ramón
D. Carlos Martínez Díaz
D. Ángel Santamaría Martín
José María de Madariaga
Official Laboratory
C/ Alenza
1 – 28003 Madrid
Spain
tel.: 91 442 1366
fax: 91 441 9933
e-mail: lom@lom.upm.es*

właściwe chronić pracowników. Wśród nich powinny się znaleźć te, które gwarantują, że wszelkie urządzenia oddane pracownikom do użytkowania w miejscu pracy nie spowodują zagrożenia zdrowia i życia tych pracowników. (Dekret Królewski 1215/1997 z 18 lipca 1997 r. – odniesienie do Dyrektywy 89/655/EEC, modyfikacja Dyrektywy 95/63/EC) ustalający minimum środków bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w przypadku użytkowania maszyn i urządzeń przez pracowników); w szczególności pracowników przemysłu wydobywczego odkrywkowego i podziemnego (Dekret Królewski 1389/1997 z 5 września 1997 r. – odniesienie do Dyrektywy 92/104/EEC) zalecający minimum środków bezpieczeństwa i ochrony zdrowia pracowników w czasie prac wydobywczych), do których zastosowanie mają zasady ustawy o ochronie przed ryzykiem w pracy.

W szczególności paragraf 3 części A aneksu Dekretu Królewskiego nr 1389/1997 postanawia, jak poniżej:

“Par. 3. Konserwacja:

1. Konserwacja podstawowa.

Należy opracować odpowiedni plan, który przewiduje systematyczne przeglądy, konserwacje oraz jeśli jest taka konieczność, sprawdzenie elektryczne i mechaniczne maszyn i urządzeń .

Konserwacje, przeglądy i sprawdzenia jakiegokolwiek części urządzenia, czy maszyny muszą być prowadzone przez osoby wykwalifikowane.

Rejestracja przeglądów musi być czytelna i pełna”.

Dla tej części sekcja 4 Dekretu Królewskiego nr 1215/1997 określa co następuje:

“Sekcja 4. Sprawdzenie maszyn i urządzeń.

- 1. Pracownik powinien zastosować niezbędne środki, tak aby urządzenia, których bezpieczeństwo, zależy od warunków instalacji, były poddane wstępnym oględzinom zaraz po zainstalowaniu, a przed pierwszym uruchomieniem oraz przed uruchomieniem urządzenia na nowym miejscu pracy, co ma zapewnić właściwy montaż i prawidłowe funkcjonowanie.*
- 2. Pracownik powinien zastosować niezbędne środki, tak aby urządzenia narażone na uszkodzenia, co mogłoby prowadzić do zaistnienia niebezpiecznych sytuacji, były poddawane okresowym przeglądom w celu zapewnienia bezpieczeństwa i zdrowia oraz spełnienia wszelkich przepisów. Dodatkowo należy sprawdzić takie maszyn i urządzenia, które uległy wyjątkowym zdarzeniom, takim jak transformacja, wypadki, zjawiska naturalne lub po dłuższym czasie nieużywania, co mogłoby mieć przykre konsekwencja dla zachowania bezpieczeństwa.*
- 3. Sprawdzenia powinien dokonywać wykwalifikowany personel.*
- 4. Wyniki takich sprawdzeń muszą być udokumentowane i przechowywane w takim miejscu, aby były do dyspozycji ludzi odpowiedzialnych za pracę. Wspomniane wyniki powinny być archiwizowane przez cały czas użytko-*

wania urządzenia. Kiedy urządzenia pracują poza firmą, urządzeniu takiemu powinna towarzyszyć informacja dokumentująca dokonanie ostatniego przeglądu.

5. *Potrzebne rzeczy i warunki sprawdzania urządzenia powinny być zgodne z zasadami zawartymi w specjalnych regulacjach mających zastosowanie”.*

2. Cel pracy

Celem projektu jest analiza technicznych możliwości prowadzenia systematycznych kontroli maszyn pracujących w istniejących wyrobiskach górniczych oraz opracowanie procedur operacyjnych opierając się na zapisach cytowanych powyżej Dekretów Królewskich, co pozwoli na stwierdzenie, czy pracujące pod ziemią maszyny i urządzenia zapewniają bezpieczeństwo pracującym górnikom. Miejsca takich przeglądów zostały wybrane tak, aby nie trzeba było ruszać maszyn z miejsca pracy i tak, aby przerwa w pracy była minimalna.

3. Realizacja pracy

W celu zrealizowania celów tego projektu wykonano następujące zadania:

- Wybór maszyn dla których zostaną określone parametry i procedury do prowadzenia przeglądów.

Na podstawie wstępnej analizy istniejących maszyn pracujących w wyrobiskach górniczych, wybrano te najbardziej popularne, które pozwalają na opracowanie wstępnych kryteriów i procedur przydatnych dla prowadzenia przeglądów na miejscu.

Przy wyborze maszyn kierowano się tym, aby były to urządzenia jeżdżące, stosowane w operacjach kopania, ładowania i transportu wraz elementami przenoszącymi (opony, gąsienice), a także kierowano się wskaźnikiem wypadkowości. Wybrano następujące maszyny: koparki hydrauliczne, ładowarki oponowe, i wywrotki.

Następnie po określeniu parametrów odpowiednich dla śledzenia w czasie przeglądów na miejscu stworzono bazę wyjściową dla pozostałych maszyn i urządzeń pracujących w wyrobisku.

- Określenie parametrów, które są odpowiednie dla monitorowania pracy wybranych maszyn, za pomocą urządzenia sprawdzającego:
 - Analiza istniejących przepisów związanych z projektowaniem i produkcją danego urządzenia pod kątem określenia ryzyka, jakie może być związane z tym urządzeniem oraz zalecanymi środkami ochrony.
 - Analiza remontów wybranych maszyn i urządzeń:
 - plany remontów prowadzonych w różnych wyrobiskach,



Rys.1. Wywrotka i szufla ładująca w czasie pracy

- zapisy remontów, które producent dostarcza wraz z maszyną,
- metody konserwacji, regulacji, serwisowania i napraw prowadzonych przez Służby Techniczne producentów.
- Analiza dokumentacji związanej z przeglądami technicznymi ciężarówek i pojazdów rolniczych, dzięki ich podobieństwom do badanych urządzeń.
- Analiza aktów prawnych będących w mocy, związanych z ryzykiem wywołanym nadmiernym hałasem, drganiami i zapyleniem.

Na podstawie identyfikacji zagrożeń związanych z urządzeniami tego typu, zdefiniowano te parametry, których sprawdzanie jest konieczne, aby zminimalizować ryzyko i uniknąć ewentualnego wypadku. W czasie przeglądu kontrolowane są następujące elementy:

- dokumentacja,
- ogólny stan urządzenia,
- obiegi:
 - hydraulika,
 - pneumatyka,
 - chłodzenie,
 - paliwo,
 - olej silnikowy,
 - elektryka,
- układ wyładowczy,

- części biegowe:
 - łańcuchy,
 - opony,
 - kabina operatora,
 - ochrona przeciwpożarowa,
 - oświetlenie zewnętrzne,
 - zabezpieczenia,
 - układy:
 - hamulcowy,
 - skręcania,
 - sterowania,
 - narzędzia pracy,
 - emisje:
 - akustyczne,
 - gazy,
 - drgania przenoszone na operatora (ramię-ręka i całe ciało).
- Stworzenie Grupy Roboczej, w której uczestniczyć będą następujący producenci maszyn:
- Volvo,
 - Caterpillar,
 - Liebherr,
 - Komatsu,
- oraz Przedstawiciele Użytkowników:
- Encasur, firma górnictwa odkrywkowego ze znaczną liczbą maszyn jeżdżących, jako przedstawiciel całego sektora.
 - Santa Bárbara Foundation, jednostka szkoleniowa dla:
 - operatorów maszyn,
 - pracowników obsługi,
- gdzie następujące elementy będą ustalane, akceptowane i rozwijane:
- Dokumenty sprawdzające i procedury dla prowadzenia sprawdzania na miejscu określonych parametrów dla wybranych maszyn i urządzeń. Dla parametrów, których weryfikacja na miejscu nie jest możliwa, jak np. układy hamulcowe i sterujące, opracowano alternatywne procedury sprawdzające pozwalające na ocenę ich funkcjonalności (badania na bieżni).
 - Określenie sprzętu niezbędnego do prowadzenia zadań sprawdzających.
 - Wybór i zakup sprzętu, takiego jak:
 - zestaw szczęk mierniczych,
 - zestaw mierników,
 - taśma miernicza (50 metrów),
 - zestaw kluczy,

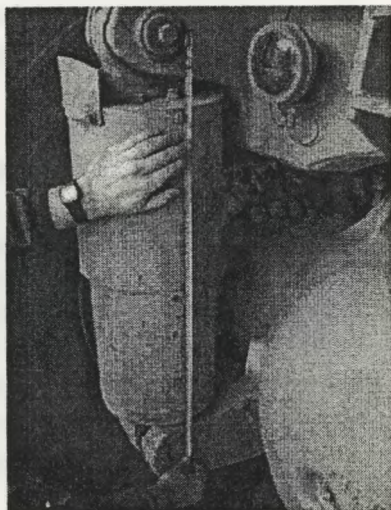
- manometry na podciśnienie,
 - manometry ciśnieniowe i zestaw adapterów/dysz,
 - termometr na podczerwień i pirometr,
 - laptop,
 - kamera,
 - analizator gazów + dymomierz,
 - miernik głośności,
 - układ trójosiowych akcelerometrów.
- Ustalenie podstaw do zdefiniowania kryteriów akceptacji lub odrzucenia urządzenia.
- Sprawdzania pilotowe urządzeń ruchomych w wybranych wyrobiskach górniczych w celu zastosowania procedur weryfikacyjnych.



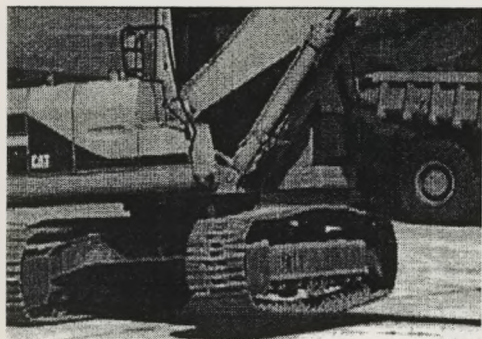
Rys.2. Operacja realizowania poprawek w jednym z wizytowanych wyrobisk



Rys.3. Sprawdzenie prześwitów w narzędziu pracy i układzie obrotowym



Rys.4. Sprawdzania tylnych tłumików wywrotki



Rys.5. Statyczna próba hamowania w maszynie z łańcuchami. Układ hydrauliczny



Rys.6. Sprawdzanie przedziału silnikowego wywrotki

4. Wnioski

Główne wnioski wynikające z realizacji tego projektu są następujące:

- Stworzenie przewoźnej jednostki umożliwiającej sprawdzanie na miejscu maszyn ruchomych pracujących w wyrobiskach górniczych, aby upewnić się, że zachowane są podstawowe warunki bezpieczeństwa pracowników.
- Istnieje konieczność opracowania tych danych technicznych przez producenta, które dotychczas nie są dołączane do urządzenia, a które są potrzebne do opracowania indywidualnych procedur dla każdego typu i modelu urządzenia.
- Należy zapewnić określone minimum wolnego miejsca wokół urządzenia i odpowiedniego jego położenia tak, żeby można było prowadzić procedurę sprawdzającą.
- Wymagana jest obecność szefa zespołu konserwującego w celu pomocy grupie inspekcyjnej w trakcie prowadzenia czynności sprawdzających.
- Całkowity czas sprawdzania zależy od warunków panujących w wyrobisku oraz od modelu i typu urządzenia i wynosi zwykle od 1–1,5 godz.
- Istnieją jednak takie operacje, które są potrzebne w czasie sprawdzania, a które wymagają dodatkowego czasu, takie jak:
 - nominalne obciążenie urządzenia,
 - uzupełnienie paliwa.
- Sprawdzanie pilotujące powinno być prowadzone, po to aby poznać ogólny stan floty maszyn w wyrobiskach górniczych, w celu ustalenia kryteriów pozwalających na potwierdzenie, że maszyny są bezpieczne w czasie użytkowania.

OPARTY NA WIEDZY SYSTEM UTRZYMANIA RUCHU MASZYN GÓRNICZYCH

**Teodor WINKLER, Marek DUDEK, Wojciech CHUCHNOWSKI,
Dariusz MICHALAK, Wojciech ŚWIECA, Wojciech SKARKA**

Streszczenie. Eksploatacja współczesnych systemów mechanizacyjnych stosowanych w górnictwie wymaga opanowania obszernej wiedzy eksploatacyjnej. Dotychczas wiedza ta udostępniana jest w formie Dokumentacji Techniczno Ruchowej (DTR) na nośniku papierowym. Przedstawione zostaną sposoby gromadzenia wiedzy w repozytoriach wiedzy i przekazywania jej użytkownikom maszyn bezpośrednio na miejscu pracy, w formie tekstów, komputerowych obrazów, modeli i symulacji, w kontekście sytuacji, w jakiej się znajdują. W referacie przedstawione zostaną wyniki prac prowadzonych w CMG KOMAG w ramach projektu IAMTECH finansowanego przez Europejski Fundusz Badawczy Węgla i Stali (Research Fund for Coal and Steel).

1. Wstęp

Cykl życia maszyn górniczych obejmuje następujące fazy: projektowanie, wytwarzanie, instalacja (montaż pod ziemią), eksploatacja (a w tym utrzymanie ruchu, serwisowanie i naprawy) oraz wycofanie z eksploatacji. Stopień złożoności współczesnego sprzętu górniczego jest bardzo wysoki, stąd też rosną oczekiwania co do kompetencji osób posługujących się tym sprzętem. Dostarczenie wiedzy o procedurach obsługi bezpośrednio do miejsca pracy i w kontekście wykonywanych w danym momencie czynności, pozwala na lepsze zrozumienie istoty rozwiązań technicznych przez użytkowników o zróżnicowanym stopniu wykształcenia w różnych specjalnościach zawodowych (personel inżynierski, operatorzy maszyn, ślusarze, serwisanci itp.).

Różnorodność rozwiązań technicznych sprzętu górniczego wywołuje konkurencję na rynku. Jednym z czynników przewagi rynkowej jest dobra komuni-

***Prof.dr hab.inż. Teodor Winkler**
Dr inż. Marek Dudek
Mgr inż. Wojciech Chuchnowski
Mgr inż. Dariusz Michalak
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG
Laboratorium Metod Modelowania i Ergonomii
ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374362, 2374419, 2374553
e-mail: twinkler@komag.eu
e-mail: mdudek@komag.eu
e-mail: dmichalak@komag.eu
e-mail: wchuchnowski@komag.eu*

***Mgr inż. Wojciech Świeca**
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG
Dział Wspomagania Komputerowego
ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374677
e-mail: wswieca@komag.eu
Dr inż. Wojciech Skarka
Politechnika Śląska
Katedra Podstaw Konstrukcji Maszyn
ul. Konarskiego 18a
44-100 Gliwice
e-mail: wskarka@polsl.pl*

kacja między wytwórcą i użytkownikami sprzętu, szczególnie w początkowym okresie wdrażania nowego typu sprzętu do eksploatacji. Znaczenie dobrej komunikacji rośnie w eksporcie sprzętu, kiedy dodatkowa bariera językowa, a niekiedy i kulturowa może utrudnić skuteczne wdrożenie oraz świadczenie późniejszych usług, takich jak szkolenia i serwis.

Współczesne metody inżynierii wiedzy pozwalają na przeniesienie wiedzy o procesach serwisowania i napraw z nośnika papierowego do aplikacji komputerowych osadzonych w środowisku internetowym. Ta nowa forma dokumentacji techniczno-ruchowej nosi nazwę *Interactive Electronic Technical Manual (IETM)*.

W Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG w Laboratorium Metod Modelowania i Ergonomii, w ramach prac międzynarodowego projektu IAMTECH finansowanego przez Europejski Fundusz Węgla i Stali, prowadzone są prace nad elektroniczną formą dokumentacji techniczno-ruchowej maszyn górniczych [1].

2. Założenia opartego na wiedzy systemu utrzymania ruchu

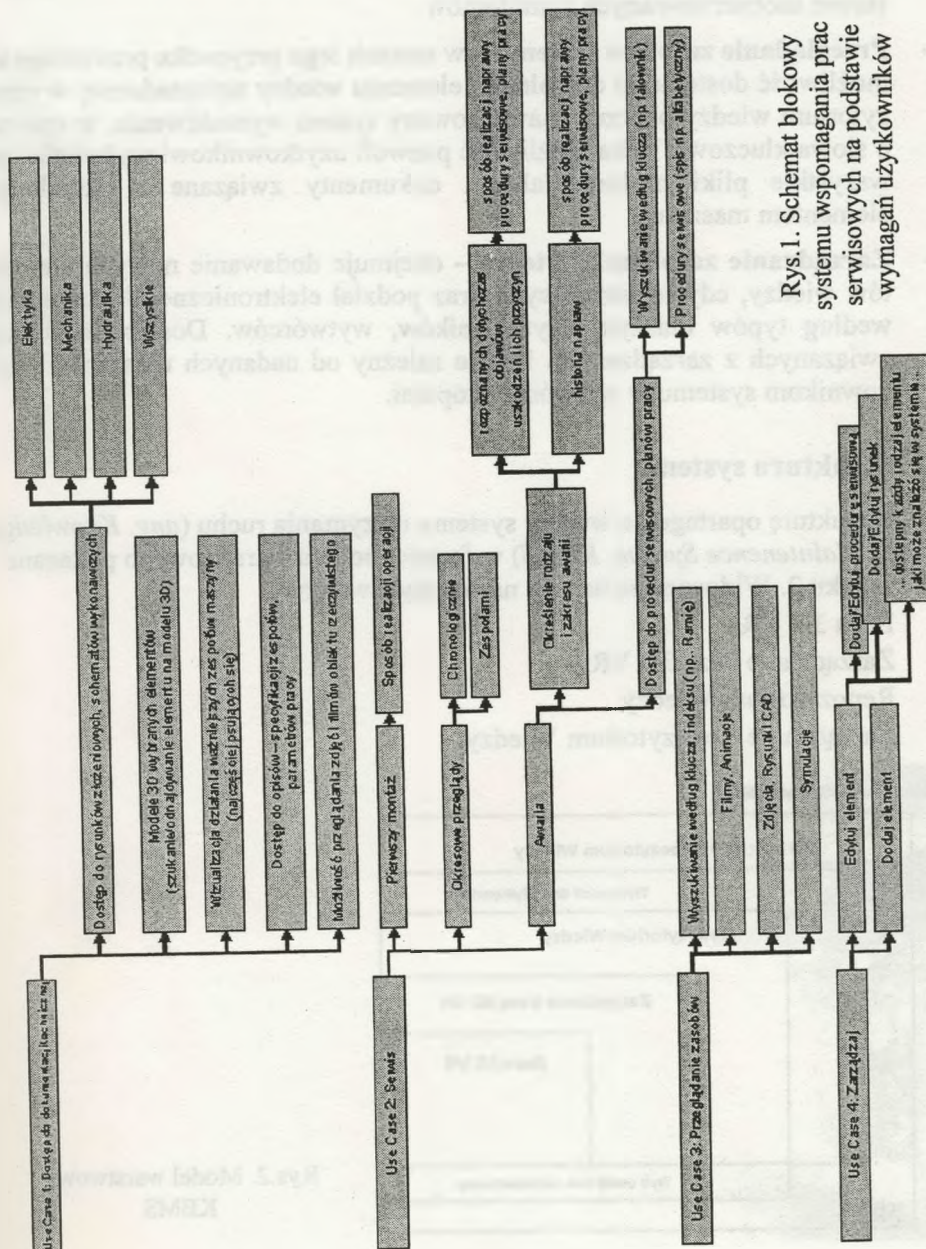
Główne funkcje proponowanego systemu przedstawione zostały na rysunku 1. Zostały one sformułowane za pomocą tzw. przypadków użytkowania (ang. use case), które zidentyfikowano podczas pozyskiwania wiedzy w wytwórniach i w kopalniach. Wiedza eksploatacyjna pozyskiwana była metodami wywiadu bezpośredniego i rejestracji wideo.

Zidentyfikowano cztery podstawowe przypadki użytkowania opartego na wiedzy systemu utrzymania ruchu:

- dostęp do elektronicznej dokumentacji techniczno-ruchowej,
- wspomaganie realizacji czynności naprawczych/serwisowania,
- przeglądanie zasobów systemu,
- zarządzanie zasobami systemu.

W każdym z przypadków użytkowania realizowane są następujące funkcje:

- **Dostęp do elektronicznej dokumentacji techniczno ruchowej** – dostęp do wiedzy eksploatacyjnej i wybór jej elementów poprzez: spis treści, wykaz części, aktywną symulację (model przestrzenny maszyny), wybór rodzaju czynności naprawczych/serwisowania. Wybór ze spisu treści odpowiedniego rozdziału przywołuje opis tekstowy i otwiera dostęp do: rysunku 2D, modelu 3D, schematów, rejestracji wideo, informacji o istniejących zagrożeniach. Wskazanie elementu w wykazie wyświetla fragment treści dokumentacji odnoszący się do tego elementu wraz z wymienionymi już elementami wiedzy. Wskazanie elementu (podzespołu, zespołu) na modelu 3D uruchamia aktywną symulację kolejności demontażu. Wybór rodzaju czynności naprawczych/serwisowania uruchamia aktywną symulację, wywołuje opis tekstowy wraz z wymienionymi wcześniej elementami wiedzy. Realizacja tych funkcji jest możliwa dzięki relacjom istniejącym pomiędzy elementami wiedzy zgromadzonymi w repozytorium wiedzy.



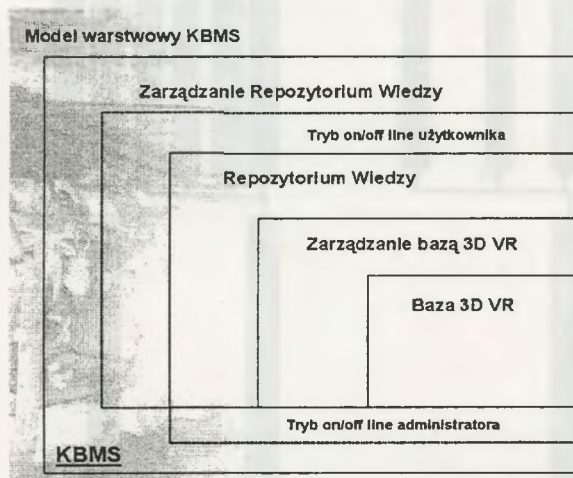
Rys.1. Schemat blokowy systemu wspomagania prac serwisowych na podstawie wymagań użytkowników

- **Wspomaganie realizacji czynności naprawczych/serwisowania**, wśród których wyróżnia się trzy rodzaje czynności: montaż/demontaż maszyny (lub jej zespołów) podczas instalacji maszyny i jej okresowych dyslokacji (związanych np. z likwidacją i zbrojeniem ściany), planowe przeglądy oraz wymiana części lub zespołów (np. płozy kombajnu ścianowego, zraszacze, koła ciągnika), naprawy awaryjne. Ten ostatni rodzaj czynności wymaga dostępu do procedur umożliwiających diagnozowanie uszkodzenia na podstawie zaobserwowanych symptomów.
- **Przeglądanie zasobów systemu** – w ramach tego przypadku przewiduje się możliwość dostępu do dowolnego elementu wiedzy zgromadzonej w repozytorium wiedzy poprzez zaawansowany system wyszukiwania, w oparciu o słowa kluczowe. Taka możliwość pozwoli użytkownikowi wyświetlać np. wszystkie pliki multimedialne i dokumenty związane z określonym elementem maszyny.
- **Zarządzanie zasobami systemu** – obejmuje dodawanie nowych elementów wiedzy, edycję istniejących oraz podział elektronicznej dokumentacji według typów maszyn, użytkowników, wytwórców. Dostęp do funkcji związanych z zarządzaniem będzie zależny od nadanych uprawnień użytkownikom systemu w wytwórni i kopalni.

3. Struktura systemu

Strukturę opartego na wiedzy systemu utrzymania ruchu (*ang. Knowledge Based Maintenance System, KBMS*) w formie modelu warstwowego pokazano na rysunku 2. Widoczne są na nim następujące warstwy:

- Baza 3D VR ,
- Zarządzanie bazą 3D VR,
- Repozytorium Wiedzy,
- Zarządzanie Repozytorium Wiedzy.



Rys.2. Model warstwowo KBMS

Baza 3D VR zawiera następujące pliki: teksty, rysunki 2D (w formatach wektorowym i rastrowym), modele 3D, symulacje i animacje komputerowe, rejestracje wideo, zdjęcia fotograficzne. Zestaw technik umożliwiający wyświetlanie danych zawartych w 3D VR tworzy warstwę *Zarządzanie bazą 3D VR*. W skład tych technik wchodzi przeglądarki dla wszystkich dostępnych formatów danych. Innymi technikami stosowanymi przy wyświetlaniu takich danych są skrypty, szablony i programy konwertujące oraz arkusze stylistyczne.

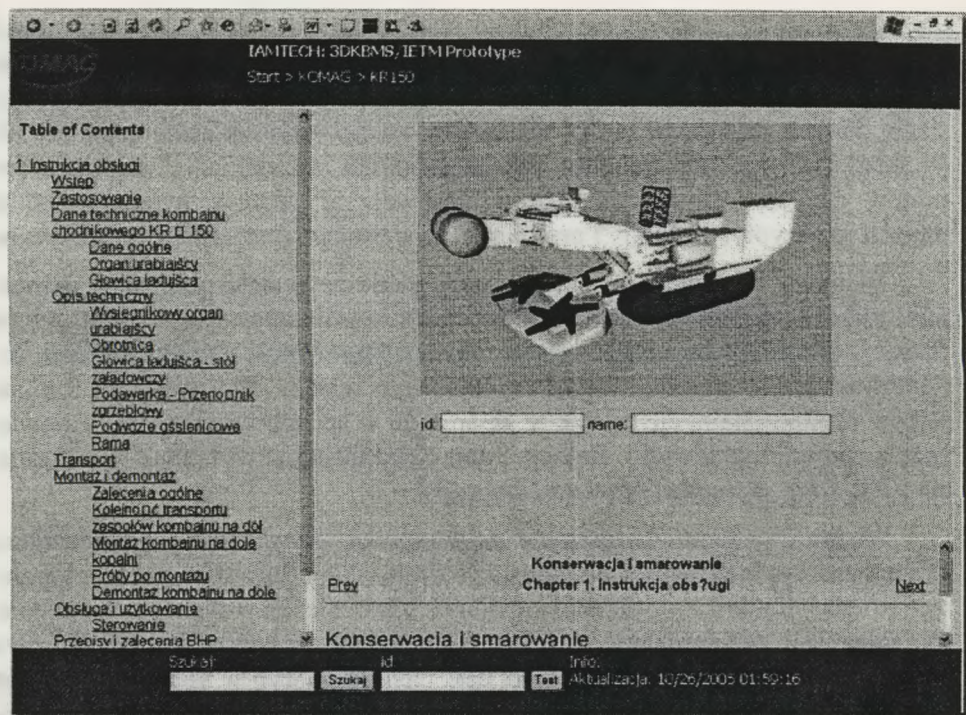
Warstwa *Repozytorium Wiedzy* odpowiada za relacje pomiędzy elementami plików multimedialnych i danymi tekstowymi zapewniając ich strukturalizację i granularyzację. Sieć relacji oraz strukturalizacja i granularyzacja zorientowane na semantykę tworzą repozytorium wiedzy. Stosownie do formatu plików multimedialnych, relacje te są opisane w sposób semantyczny i powiązane z danymi tekstowymi. Relacje i opisy semantyczne wyrażone są w formacie XML (*ang. Extended Markup Language*).

Warstwa systemu *Zarządzanie Repozytorium Wiedzy* jest odpowiedzialna za standardowe możliwości zarządzania środowiskiem informacyjnym, obejmujące między innymi zarządzanie wersjami, uprawnieniami dostępu, tworzenie, sprawdzanie i zatwierdzanie treści itp. Warstwa ta powinna umożliwiać dwa tryby pracy w systemie on line i off line. Ten drugi tryb w szczególności jest wywołany specyfiką części kopalni nie zapewniającej aktualnie ani w przewidywalnej przyszłości infrastruktury dostępu on line w miejscu zastosowania. Wymagane jest więc dla tego drugiego przypadku wyodrębnienie części wiedzy zgromadzonej w *Repozytorium Wiedzy* wraz z pewnymi usługami warstwy *Zarządzanie Repozytorium Wiedzy* jako działające aplikacje na oddzielnej jednostce komputerowej.

4. Implementacja systemu

Na rysunku 3 pokazano przykładową implementację systemu dla kombajnu chodnikowego. W centralnym miejscu umieszczony jest interaktywny model kombajnu. Wskazanie określonego zespołu uruchamia symulację demontażu tego zespołu. Zakres demontażu jest zgodny z zakresem przewidzianym w dokumentacji. Z symulacją graficzną związany jest odpowiedni opis słowny, a w razie potrzeby modele lub symulacje zawierające dodatkowe informacje np. o narzędziach i pomocach, dotyczących bezpiecznych sposobów wykonywania czynności, ostrzeżenia o mogących wystąpić zagrożeniach, o ograniczeniach przestrzennych występujących w miejscu pracy, itd.

Czynnikiem porządkującym wiedzę o procesach napraw i serwisowania jest struktura maszyny zapisana w formie interaktywnego modelu. Ze struktury tej tworzone są wykazy części (zwane też katalogami części). Struktura dokumentacji uwzględnia złożoność maszyn i występujące w nich podsystemy: mechaniczny, elektryczny, elektroniczny, hydrauliczny, pneumatyczny, wodny.



Rys.3. Przykładowa implementacja systemu na platformie internetowej

5. Podsumowanie

Dokumentacja techniczno-ruchowa w formie elektronicznej, zawierająca materiały multimedialne, poprawia komunikację pomiędzy uczestnikami procesów serwisowania i napraw. Pomaga w kontaktach pomiędzy służbami energo-maszynowymi kopalni a wytwórnią w pewniejszym ustalaniu zakresu prac, składu zespołu realizującego naprawę, koniecznych narzędzi i pomocy.

Informacja o charakterze graficznym ułatwia komunikację w przypadku realizacji procesów napraw lub serwisowania zagranicą. Przekaz informacji jest bardziej jednoznaczny i nie jest narażony na błędy spowodowane trudnościami językowymi.

Literatura

1. IAMTECH (Increasing the Efficiency of Roadway Drivages through the application of Advanced Information, Automation and Maintenance Technologies). RFCS Coal RTD Programme, Contract No. RFC-CR-04001.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

MODEL DOBORU SYSTEMÓW PRZENOŚNIKOWYCH W KOPALNIACH WĘGLA

Miłoš GRUJIC

Streszczenie. Jednym z największych problemów w kopalniach jest wybór optymalnego systemu przenośnikowego. Konieczne jest rozważenie wielu wariantów w celu dokonania wyboru najlepszego rozwiązania. Referat przedstawia model metody do wyboru systemu przenośnikowego w kopalniach węgla.

1. Wstęp

Podczas projektowania systemu przenośnikowego w kopalniach pierwszym problemem, który musi zostać rozwiązany jest pytanie, które środki transportu i który system zaproponować oraz jak dostosować je do danych warunków. Znaczenie analizy techniczno-ekonomicznej wszystkich czynników mających wpływ na transport górniczy jest coraz większe, a warunki naturalne eksploatacji są coraz bardziej złożone. Przed przystąpieniem do rozwiązania problemu naukowcy i projektanci muszą posiadać szczegółową wiedzę na temat wszystkich możliwych wariantów w celu ich porównania i uzyskania najlepszych możliwych rozwiązań.

Wybór odpowiedzialnego projektanta musi opierać się na obszernej wiedzy na temat właściwości wszystkich możliwych środków i urządzeń transportowych. Analiza wykazała, że jeśli chodzi o podziemne wydobywanie węgla, istnieje około 12000 możliwych wariantów zastosowania znanych na krajowym rynku środków transportu.

2. Podstawowe cechy modelu

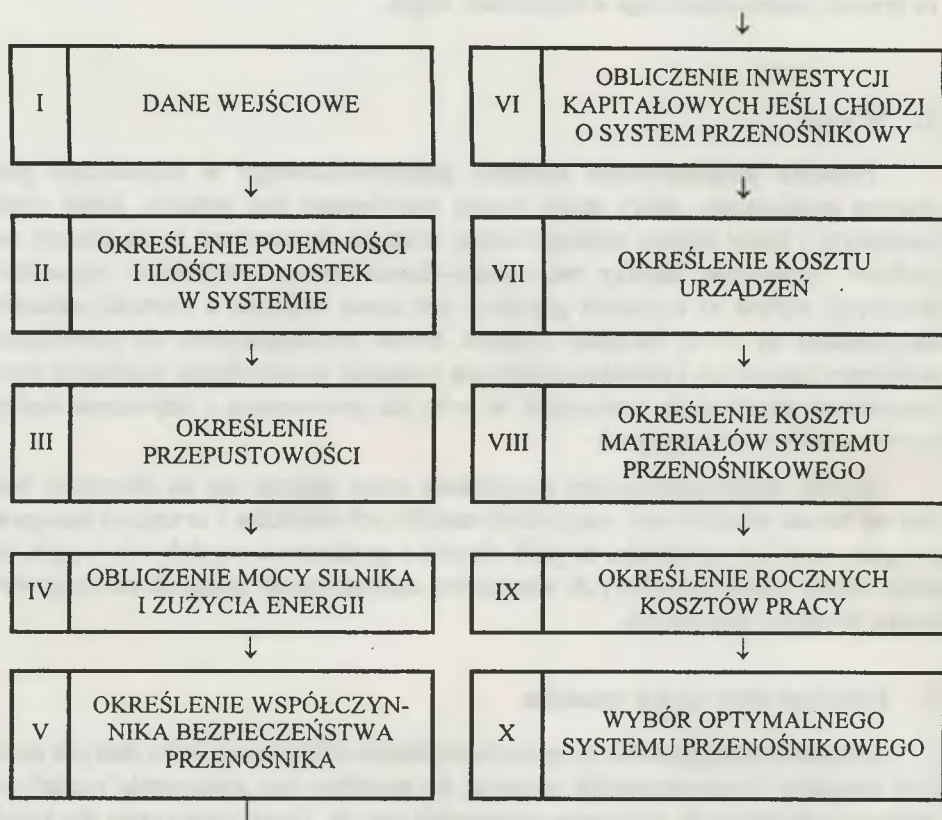
Zdolność komputerów do przechowywania olbrzymiej ilości danych na temat urządzeń transportowych sprawia, że możliwe jest stworzenie modelu do wyboru optymalnych systemów przenośnikowych. Dane wymagane dla każdego urządzenia transportującego są systematyzowane według kryteriów i ułożone w matryce parametrów technicznych, dokładnie odzwierciedlające, ustalone dla każdego parametru zasady.

Po zgromadzeniu danych dotyczących parametrów technicznych dla wszystkich urządzeń, sprzętu i struktur transportowych, koniecznym jest przeprowadzenie

Prof. Miłoš Grujić
University of Belgrade
11000 Belgrade
Dušina 7
Serbia
tel./fax: +38-1113241121
e-mail: mgrujic@rgf.bg.ac.yu

ich racjonalizacji, tzn. określenie zakresu ich możliwych i realnych zastosowań. Dla racjonalizowanych w ten sposób danych, sklasyfikowanych w matryce parametrów technicznych, dodawane są parametry ekonomiczne, ułożone podobnie według identycznych kryteriów. W ten sposób model gotowy jest do pracy, czyli do rozpatrzenia każdego z przygotowanych wariantów, jak również do ich porównania.

Rysunek 1 przedstawia schemat ogólnego modelu do doboru systemu przenośnikowego metodą analizy techniczno-ekonomicznej wszystkich możliwych wariantów.



Rys.1. Schemat ogólnego modelu do doboru systemu przenośnikowego metodą analizy techniczno-ekonomicznej wszystkich możliwych wariantów

Funkcja celowa przedstawia minimalne określone koszty systemu:

$$c = \frac{A + T_{io} + T_e + T_{to} + T_m + T_r}{Q_{god}} \quad (1)$$

gdzie:

A – zdyskontowana roczna wartość inwestycji,

- T_{io} – koszty podstawowej obsługi oraz składka ubezpieczeniowa,
 T_e – koszty zużycia energii,
 T_{to} – koszty obecnej obsługi,
 T_m – koszty materiału roboczego,
 T_r – koszty pracy,
 Q_{annual} – roczna amortyzacja.

W perspektywie dużej liczby możliwych wariantów, (co czyni trudnym wprowadzanie danych) konieczne jest przeprowadzenie pewnych racjonalizacji, czyli określenie granic zastosowania pewnych urządzeń przenośnikowych. Przeważnie racjonalizacja przeprowadzana jest z uwzględnieniem urządzeń przenośnikowych, struktur systemu przenośnikowego, rodzaju przenoszonych minerałów oraz podziemnych chodników, którymi transportowane są materiały.

Wybrane w ten sposób urządzenia przenośnikowe są grupowane w matryce cech technicznych o następującej postaci:

$$A = \begin{bmatrix} a_{11} & a_{12} & \dots & a_{1n} \\ a_{21} & a_{22} & \dots & a_{2n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ a_{m1} & a_{m2} & \dots & a_{mn} \end{bmatrix} \quad (2)$$

Liczba elementów w matrycy jest różna, w zależności od liczby stosowanych wariantów. Dla przenośników taśmowych liczba wariantów została zredukowana do 96, czyli parametry wejściowe przedstawione są za pomocą kilku matryc zawierających 8×12 elementów. Dla każdej cechy technicznej przenośnika tworzona jest oddzielna macierz.

Podobna procedura racjonalizacji przeprowadzona została dla kolejki przenośnikowej, gdzie lokomotywy zostały dopasowane do wagonów. Dla pracy w kopalniach węgla wprowadzono jednowymiarowe matryce z 18 elementami, podczas gdy w kopalniach metali możliwe jest rozpatrzenie 24 wariantów. Brane są pod uwagę lokomotywy o ciężarze przyczepności wynoszącym od 50 do 200 kN i wagony o pojemności od 1,3 do 9,0 m³.

Dla każdej części urządzenia przenośnikowego określono również parametry ekonomiczne celem uzyskania kosztów szczegółowych. Konieczne jest włączenie amortyzacji i wartości po likwidacji do zdyskontowanej rocznej wartości inwestycji. To znaczy, kiedy trwałość urządzeń i sprzętu przenośnikowego jest krótsza od żywotności kopalni, co jest regułą, konieczna jest okresowa wymiana podstawowych urządzeń i ich częściowa modernizacja. Również po zakończonej eksploatacji lub pracy systemu przenośnikowego, urządzenia i sprzęt posiadają wartość zwaną wartością po likwidacji. Z tego powodu konieczne jest włączenie rocznej wartości inwestycji w transport według następującego wyrażenia:

$$A_i = \sum_i^m I_m \cdot \alpha_m \cdot e_m \cdot \lambda_m \quad (3)$$

gdzie:

$I_1, \dots, I_m$ – wstępne koszty inwestycji w konstrukcję i urządzenia o okresie amortyzacji wynoszącym $\alpha_1, \dots, \alpha_m$;

e_m – współczynnik amortyzacji w wymianie środków trwałych, może być otrzymany z następującego wyrażenia:

$$e = \frac{\eta^{(n+1)t_1} - 1}{\eta^t - 1} \quad (4)$$

γ_m – współczynnik wartości po likwidacji określony jest w następujący sposób:

$$\lambda = 1 - \frac{\Delta t \cdot \eta^T}{t_1 \cdot \sum \eta^{nt_1}} \quad (5)$$

Δt – różnica pomiędzy czasem amortyzacji środków trwałych i czasem pracy kopalni:

$$\Delta t = n \cdot t_1 - T \quad (6)$$

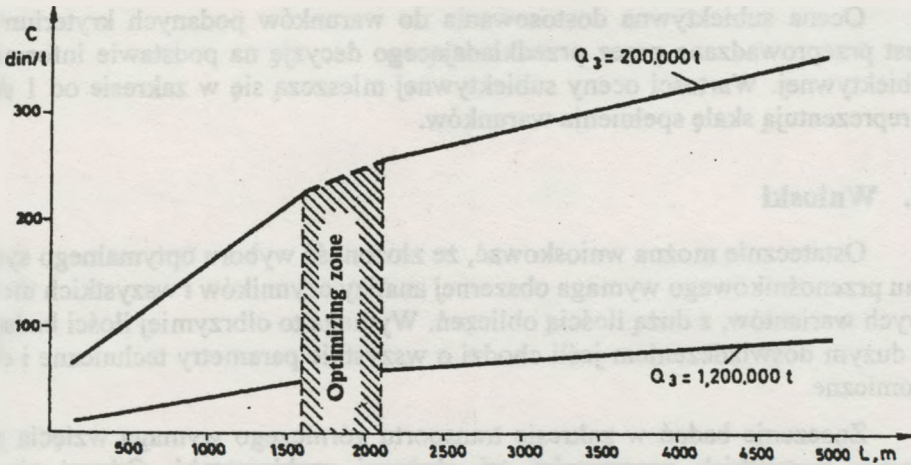
η – współczynnik dyskontowości, zależny od stopy procentowej i :

$$\eta = \frac{1}{1+i} \quad (7)$$

Inne koszty konieczne do określenia kosztów szczegółowych transportu określone są w sposób standardowy.

Na podstawie tego modelu i odpowiedniego programu przeprowadzono analizę techniczno-ekonomiczną w celu określenia optymalnych systemów przenośnikowych dla warunków właściwych kopalniom węgla dla rocznej produkcji wynoszącej od 200000 do 1200000 ton i długości, na której odbywa się transport wynoszącej od 500 do 5000 m. W analizie tej rozpatrzono 9600 wariantów transportu kolejką i przenośnikiem taśmowym. Analiza odniesiona jest do nowego systemu przenośników w chodnikach poziomych, dostawy materiałów roboczych i transportu pracowników. Rysunek 2 przedstawia wykres najniższych kosztów transportu otrzymany na podstawie analizy parametrów ekonomicznych od 2004 roku.

Wykres pokazuje, że do długości 1600 m optymalne jest stosowanie przenośników taśmowych, podczas gdy dla długości powyżej 2100 m optymalnym rozwiązaniem jest transport kolejką. Dla długości od 1600 do 2100 m konieczne jest przeprowadzenie specjalnej analizy. Jest ona określana jako strefa optymalizacji.



Rys.2. Wykres najniższych kosztów transportu w kopalniach węgla

Analiza techniczno-ekonomiczna dostarcza wiarygodnych danych. Istnieją jednak parametry, które nie są do niej włączone, a posiadają znaczny wpływ na decyzję dotyczącą wyboru systemu przenośnikowego. Spośród tych parametrów na szczególną uwagę zasługują:

- wartość inwestycji początkowej;
- zapewnienie koniecznej siły roboczej;
- regularne zasilanie energią napędową;
- możliwość automatyzacji;
- bezpieczeństwo i niezawodność systemu;
- ochrona środowiska i pracowników, itp.

Dla poprawnego i kompletnego rozwiązania jedno kryterium jest niewystarczające. Konieczne jest przeprowadzenie analizy wielokryterialnej. W przypadku wszystkich analiz wielokryterialnych, których celem jest wybór rozwiązania, istnieje problem, jak wyeliminować efekt wzajemnie znoszących się wartości. Porównywanie różnych jednostek miary dodatkowo utrudnia procedurę i wymaga pewnych przybliżeń.

W celu uzyskania optymalnego rozwiązania konieczne jest stworzenie funkcji kryterium w następującej postaci:

$$\sum KO = K_1 \cdot O_{11} + K_1 \cdot O_{21} + \dots + K_i \cdot O_{ij} \rightarrow \max \quad (8)$$

W funkcji tej $\sum KO$, K przedstawia czynnik obiektywny wyrażający wartość numeryczną wpływu na decyzję. Mianowicie, każdy z parametrów jest określony ilościowo i zdefiniowany za pomocą wartości numerycznej. Koszty szczegółowe, jako najbardziej wpływowy parametr, reprezentują od 50 do 60% całkowitej sumy tych czynników obiektywnych.

Ocena subiektywna dostosowania do warunków podanych kryterium O jest przeprowadzana przez przedkładającego decyzję na podstawie informacji obiektywnej. Wartości oceny subiektywnej mieszczą się w zakresie od 1 do 5 i reprezentują skalę spełnienia warunków.

3. Wnioski

Ostatecznie można wnioskować, że złożoność wyboru optymalnego systemu przenośnikowego wymaga obszernej analizy czynników i wszystkich możliwych wariantów, z dużą ilością obliczeń. Wymaga to olbrzymiej ilości badaczy z dużym doświadczeniem jeśli chodzi o wszystkie parametry techniczne i ekonomiczne.

Znaczenie badań w zakresie transportu górniczego wymaga wzięcia pod uwagę wszystkich parametrów tej złożonej problematyki. Odnosi się to w szczególności do podziemnych kopalń, gdzie panują niekorzystne warunki naturalne i gdzie wysokie koszty innych procesów technologicznych wpływają na wzrost całkowitych kosztów eksploatacji.

Literatura

1. Grujić M.: Izbor transportnih sistema u rudnicima uglja (monografija), RGF, Beograd, 1992.
2. Grujić M., Nedeljkovic R.: Choice of Conveying Systems in Underground Mines. APCOM, Moscow, 1998.
3. Grujić M.: New Technologies and Equipment in Mine Haulage and Hoisting. 6th International Symposium on Mine Haulage and Hoisting, Budva, 2005.
4. Subotic U.: Optimizacija investicija. GK, Beograd, 1979.

BEZPIECZNE PODZIEMNE SYSTEMY TRANSPORTOWE PRODUKCJI RYBNICKIEJ FABRYKI MASZYN RYFAMA S.A.

Stanisław SZYNGIEL, Mirosław ŁABĘCKI

Streszczenie. W pracy przedstawiono bezpieczne systemy transportu ścianowego i podścianowego dla przodków ścianowych o różnym poziomie wydobywania. Przedstawiono również nowatorski system transportu maszyn i urządzeń w postaci kolejki spągowo-zębatej z podwójnym systemem napędowym umożliwiającym jazdę w poziomie i na nachyleniach.

1. Wstęp

Rybnicka Fabryka Maszyn RYFAMA S.A rozpoczęła swoją działalność w 1889 r. Głównymi produktami RFM były zawsze maszyny i urządzenia górnicze, a zwłaszcza służące do transportu podziemnego.

Transport z natury rzeczy jest źródłem zdarzających się często wypadków. RYFAMA, jako główny producent systemów transportu węgla od ściany do przenośnika taśmowego prowadzi ciągle prace mające na celu poprawę bezpieczeństwa.

W skład ścianowych systemów transportowych produkowanych przez RYFAMĘ wchodzi:

- przenośnik ścianowy,
- kruszarka ścianowa,
- przenośnik podścianowy,
- kruszarka podścianowa,
- zwrotnia najazdowa „RYFAMA”.

Ponadto RYFAMA oferuje spalinową kolej zębatą „SKZ-81” z podwójnym systemem napędowym służącą do bezpiecznego dostarczenia dowolnych podzespołów wyposażenia kompleksu ścianowego bezpośrednio od szybu aż do miejsca przeznaczenia w ścianie.

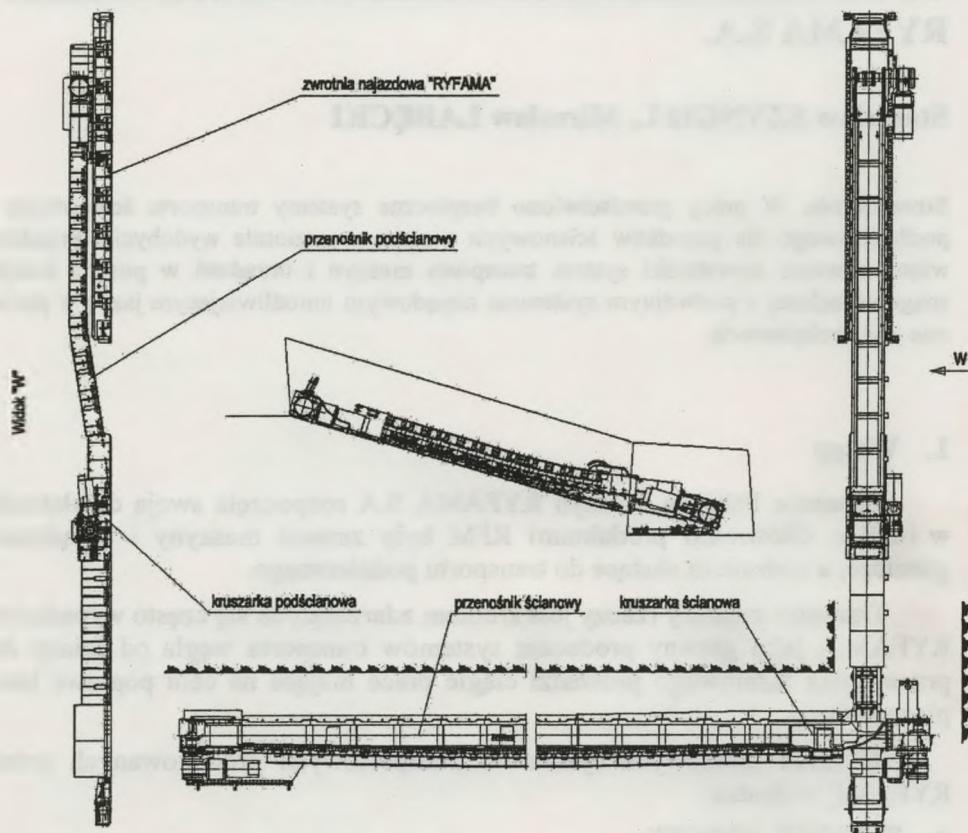
W zależności od planowanego wydobywania dobowego RYFAMA proponuje następujące zestawy maszyn (rys. 1):

I. Dla wydajności powyżej 15000 ton/dobę:

- przenośnik ścianowy Rybnik-1100,
- kruszarka ścianowa KS-2,
- przenośnik podścianowy Grot-1100,

*Stanisław Szyngiel
Mirosław Łabęcki
Rybnicka Fabryka Maszyn
RYFAMA S.A.
ul. Bolesława Chrobrego 39
44-201 Rybnik
tel.: 032 4292700
e-mail: konstruktorzy@ryfama.rybnik.pl*

- kruszarka podścianowa Scorpion-3000 lub Scorpion-3000P,
- zwrotnia najazdowa „RYFAMA” przystosowana do taśmy szerokości 1400 mm.



Rys.1. Zestawy maszyn

II. Dla wydajności 10000÷15000 ton/dobę:

- przenośnik ścianowy Rybnik-950,
- kruszarka ścianowa KS-2,
- przenośnik podścianowy Grot-1100 lub Grot-950,
- kruszarka podścianowa Scorpion-3000 lub Scorpion-3000P,
- zwrotnia najazdowa „RYFAMA” przystosowana do taśmy szerokości 1200 mm lub 1400 mm.

III. Dla wydajności 5000÷10000 ton/dobę:

- przenośnik ścianowy Rybnik-850,
- kruszarka ścianowa KS-2,
- przenośnik podścianowy Grot-950 lub Grot-850,
- kruszarka podścianowa Scorpion-1800 lub Scorpion-1800P,
- zwrotnia najazdowa „RYFAMA” przystosowana do taśmy szerokości 1000 mm lub 1200 mm.

IV. Dla wydajności do 5000 ton/dobę:

- przenośnik ścianowy Rybnik-750,
- kruszarka ścianowa KS-2,
- przenośnik podścianowy Grot-850 lub Grot-750,
- kruszarka podścianowa Scorpion-1800 lub Scorpion-1800P,
- zwrotnia najazdowa „RYFAMA” przystosowana do taśmy szerokości 1000 mm.

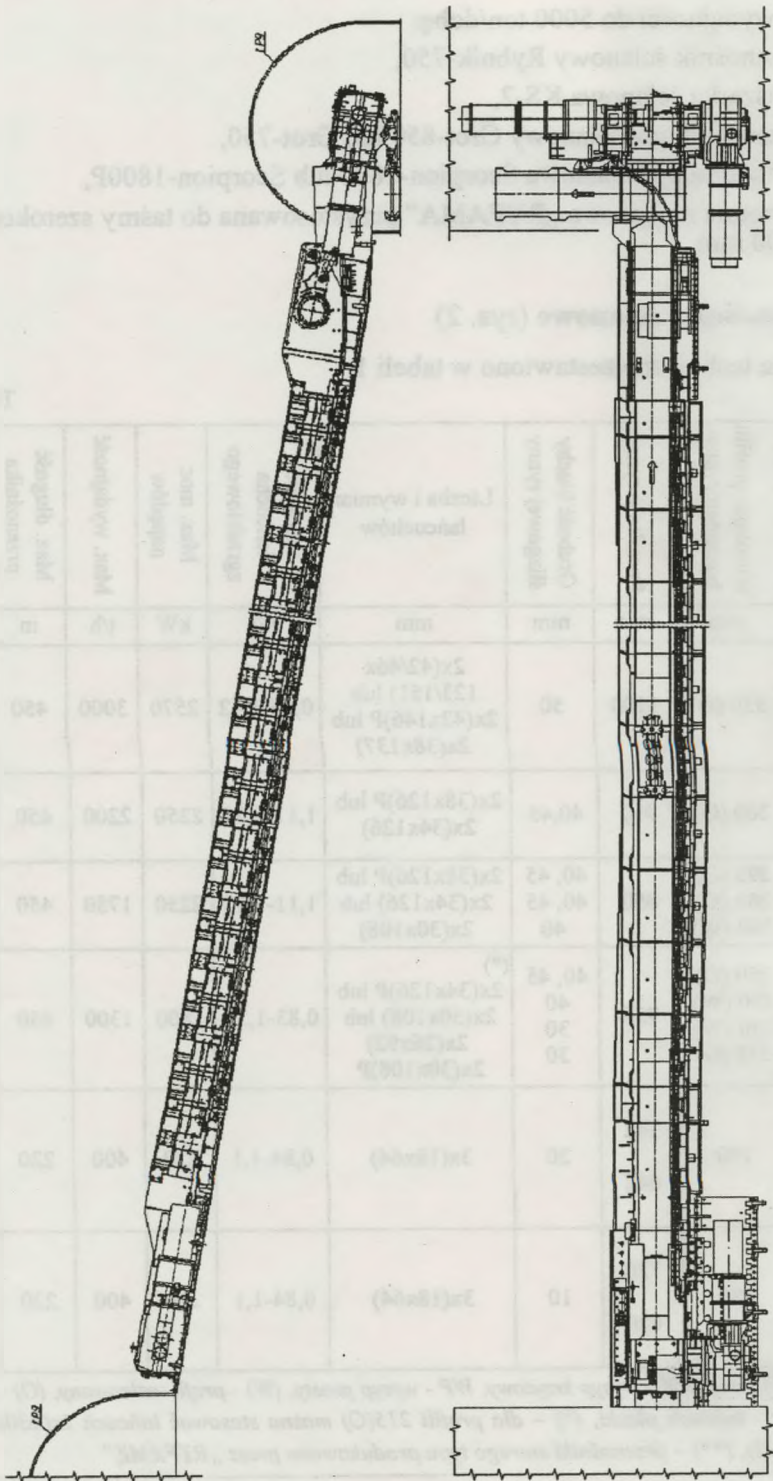
2. Przenośniki ścienne (rys. 2)

Dane techniczne zestawiono w tabeli 1.

Tabela 1

Typ przenośnika	Wysokość profilu bocznego rynny	Szerokość rynny	Grubość blachy ślizgowej rynny	Liczba i wymiar łańcuchów	Prędkość łańcucha zgrzeblowego	Max. moc napędów	Max. wydajność	Max. długość przenośnika	Rodzaj wysypu
	mm	mm	mm	mm	m/s	kW	t/h	m	-
Rybnik 1100	330 (O)	1100	50	2x(42/46x123/151) lub 2x(42x146)P lub 2x(38x137)	0,95-1,42	2570	3000	450	WB, WK, WP
Rybnik 950	260 (O)	950	40,45	2x(38x126)P lub 2x(34x126)	1,11-1,55	2250	2200	450	WB, WK, WP
Rybnik 850	295 (O) 260 (O) 260 (W)	850	40, 45 40, 45 40	2x(38x126)P lub 2x(34x126) lub 2x(30x108)	1,11-1,55	2250	1750	450	WB, WK, WP
Rybnik 750	260 (O) 260 (W) 230 (W) 215 (O)	750	40, 45 40 30 30	(*) 2x(34x126)P lub 2x(30x108) lub 2x(26x92) 2x(30x108)P	0,83-1,33	1800	1300	450	WB, WK, WP
(**) Samson 190/742, Ślask 190/642	190	742 642	20	3x(18x64)	0,84-1,1	220	400	220	WP
(**) Samson 180/720, Ślask 180/620	180	720 620	10	3x(18x64)	0,84-1,1	220	400	220	WP

WB - wysyp boczny, WK - wysyp krzyżowy, WP - wysyp prosty, (W) - profil walcowany, (O) - profil odlewany, P - łańcuch płaski, (*) - dla profili 215(O) można stosować łańcuch 2x(φ30x108)P lub 2x(φ26x92), (**) - przenośniki starego typu produkowane przez „RYFAME”



Rys.2. Przenośnik ścianowy

2.1. Rynnociąg

Szczególnie popularne w ostatnich latach stały się rynnociągi budowane na bazie bocznych profili odlewanych wysokości 330 mm stosowanych w super wydajnych przenośnikach Rybnik-1100 oraz profili odlewanych wysokości 260 mm stosowanych w pozostałych przenośnikach. Najnowszym osiągnięciem jest wprowadzenie do produkcji profilu o wysokości 215 mm, który jest najniższym w tej chwili profilem odlewany na świecie. Profile zaprojektowano przyjmując wiele nowatorskich rozwiązań. Pozwoliło to na znaczne obniżenie wysokości i masy profili bocznych rynien przy jednoczesnym zwiększeniu trwałości profili i zgrzebeł. Elementy te zużywają się mniej intensywnie w miejscach ich wzajemnego kontaktu dzięki zwiększeniu powierzchni styku i obniżeniu nacisków jednostkowych.

Rynnociągi mogą być wyposażone w dowolny system posuwu kombajnu: Supertrack-2000, Ultratrack, Jumbotrack (zalecany szczególnie w przenośnikach typu Rybnik-1100 oraz Rybnik-950), Eicotrack, Dynatrack itp.

Profil ociosowy może być na życzenie użytkownika przystosowany do prowadzenia kombajnu po górnej półce profilu. Profil zawałowy w strefie połączenia z belką układu przesuwne obudowy zmechanizowanej jest wykonywany w wersji z dwoma otworami poziomymi lub z tzw. „łezką”. Szereg rozwiązań stosowanych w rynnociągach zdecydowanie wpłynęło na poprawę bezpieczeństwa pracy obsługującej załogi. Są to między innymi:

- stosowanie urządzeń do korekcji poprzecznej i wzdłużnej rynnociągu,
- wprowadzenie pokryw w rynnach inspekcyjnych otwieranych w kierunku zawału za pomocą układu przesuwne obudowy zmechanizowanej,
- możliwość stosowania łańcuchów o dużym współczynniku bezpieczeństwa na zerwanie w stosunku do zainstalowanej mocy.

2.2. Napędy

Jako napędy wysypowe są stosowane:

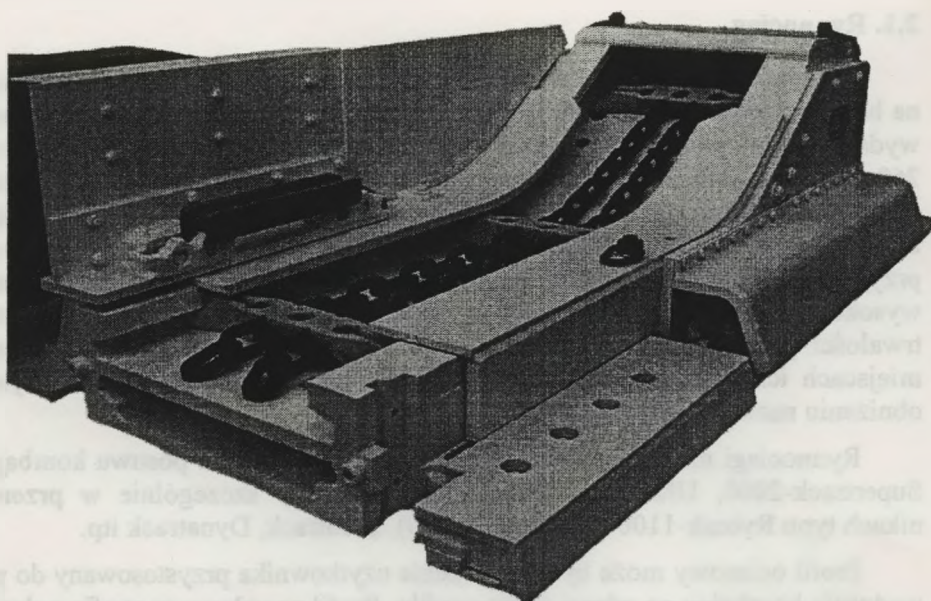
- napędy uniwersalne: 1100/45, 950/35, 850/35, 750/25,
- napędy z wysypem krzyżowym: 1100/45, 950/35, 850/35, 750/25.

Jako napędy zwrotne:

- napędy zwrotne: 1100/45, 950/35, 850/35, 750/25,
- napędy zwrotne 1100/45, 950/35, 850/35, 750/25 z nadążnym napinaniem łańcucha (rys. 3).

W nazwach napędów poszczególne liczby oznaczają:

- 1100, 950, 850, 750 – szerokość rynnociągów z którymi napędy współpracują,
- 45, 35, 25 – maksymalna wielkość przekładni według RAGN 335000, która może być zabudowana w napędzie.



Rys.3. Napęd zwrotny z nadążnym napinaniem łańcucha

Szczególnymi cechami wyżej wymienionych napędów poprawiającymi bezpieczeństwo są:

- możliwości montażu i demontażu kompletnych bębnow napędowych, w tym również bez konieczności demontażu jednostek napędowych,
- możliwość stosowania gwiazd łańcuchowych do łańcuchów zapewniających wysoki współczynnik bezpieczeństwa łańcucha na rozerwanie,
- możliwość stosowania różnego typu przekładni,
- wprowadzenie napędów nie wymagających kotwienia,
- gwiazdy łańcuchowe obrabiane skrawaniem poddawane obróbce cieplnej do wysokiej twardości, co gwarantuje ich wysoką trwałość,
- możliwość smarowania łożysk bębnow napędowych smarem stałym lub olejem,
- przebudowa napędów na przeciwny ocios często nie wymaga żadnych dodatkowych zespołów,
- zastosowanie napędu zwrotnego z nadążnym napinaniem łańcucha zapewnia optymalne napięcie łańcucha w zależności od rzeczywistego chwilowego obciążenia przenośnika,
- wszystkie napędy zwrotne posiadają konstrukcję umożliwiającą bezwnekowe urabianie kombajnem przy usytuowaniu napędu w ścianie.

Parametry techniczne napędów zwrotnych z nadążnym napinaniem łańcucha zestawiono w tabeli 2.

Tabela 2

Typ napędu	Napęd zwrotny			
	750/25	850/35	950/35	1100/45
	z nadążnym napinaniem łańcucha			
Typ przenośnika	Rybnik 750	Rybnik 850	Rybnik 950	Rybnik 1100
Wielkość reduktora	"15", "25"	"15", "25", "35"		"25", "35", "45"
Skok siłowników	600 mm			
Liczba siłowników	2 lub 1			
Łańcuch	2x(26x92), 2x(30x1080, 2x(34x126), 2x(38x126) P	2x(30x108), 2x(34x126), 2x(38x126) P	2x(34x126), 2x(38x126) P	2x(38x137), 2x(38x137) P, 2x(42x142)P, 2x(42/46 kompakt)
Profil rynny	E230 (W), E260 (W), E260 (O) E215(O)	E260 (W), E260 (O), E295 (O)	E260 (O)	E330 (O)
Szer. rynny współprac.	ok. 750 mm	ok. 850 mm	ok. 950 mm	ok. 1100 mm
Ciśnienie zasilania	32 MPa			
Medium robocze	emulsja olejowo-wodna			
(O) - profil odlewany, (W) - profil walcowany, P - łańcuch płaski				

3. Krusząca ścianowa KS-2 (rys. 4)

W celu zlikwidowania dużego zagrożenia związanego z piętrzeniem się urobku w strefie wysypu przenośnika ścianowego na rynnie dołącznej napędu wysypowego może być zabudowana krusząca typu KS-2. Jej zadaniem jest kruszenie dużych brył urobku, aby umożliwić bezproblemowe jego przekazanie z przenośnika ścianowego na podścianowy.

Charakterystyka techniczna kruszącej KS-2:

- moc silnika 100÷132 kW
- chłodzenie wodą lub powietrzem
- napięcie 1000 V lub 3300 V
- obroty bębna ~ 200 min⁻¹
- długość bębna 800÷1000
- typ przekładni pasowo-planetarna
- napinanie pasków samoczynne z okresową ręczną regulacją
- regulacja położenia bębna hydrauliczna
- zraszanie 3 lub 4 dysze

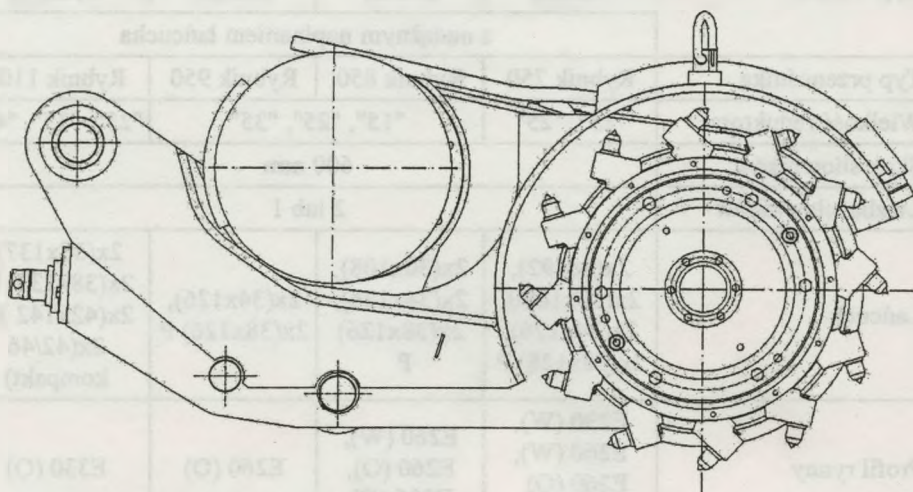
- zabezpieczenia:

- mechaniczne

- elektryczne

sprzęgło przeciążeniowe (wałek skrętny)

licznik obrotów, wyłącznik awaryjny



Rys.4. Kruszaraka ścianowa KS-2

4. Przenośniki podścianowe (rys. 5)

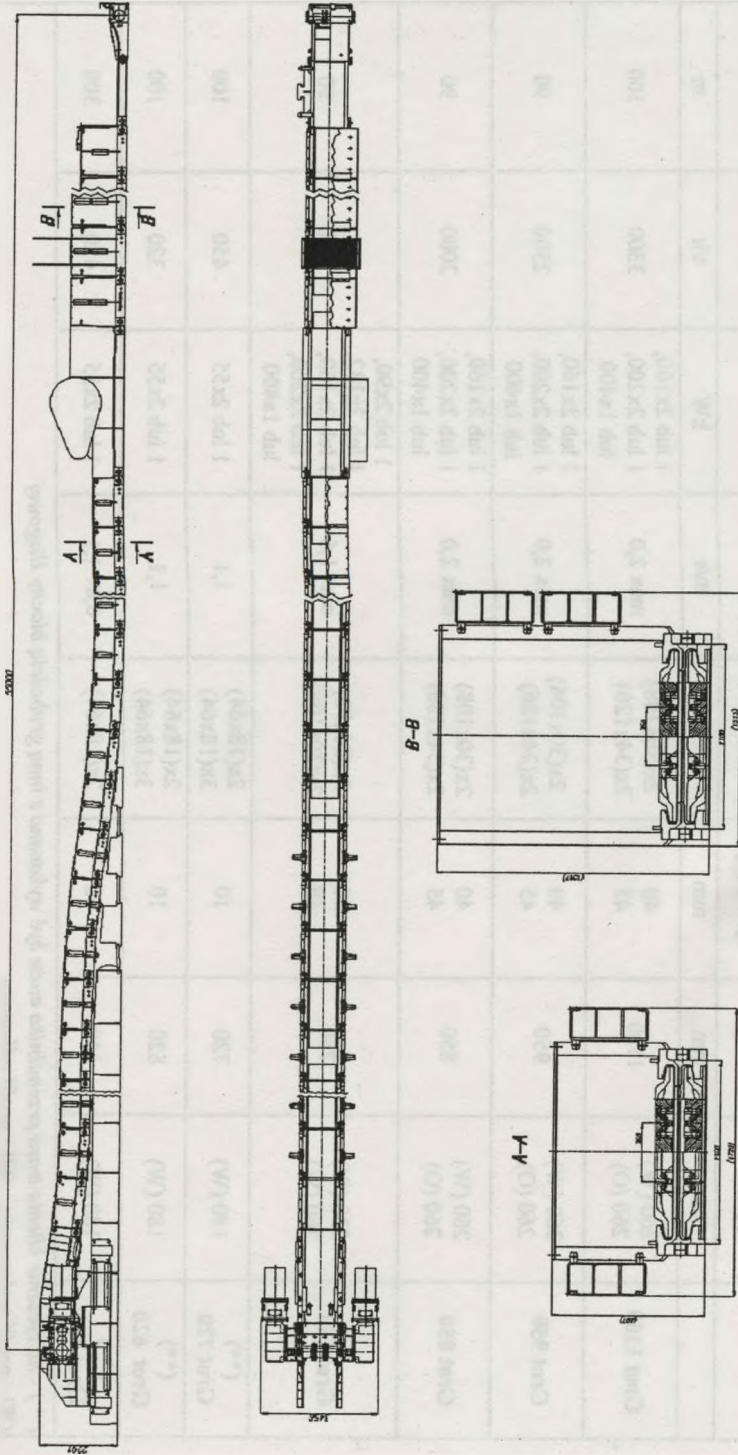
Do każdego ścianowego przenośnika zgrzeblowego „RYFAMA” dysponuje odpowiednim przenośnikiem podścianowym. Dobierając przenośnik podścianowy do przenośnika ścianowego zaleca się aby wydajność przenośnika podścianowego była 10÷30% wyższa od ścianowego. Najkorzystniej jest zastosować przenośnik podścianowy szerszy od ścianowego. Przy takiej samej szerokości rynien w obu przenośnikach należy zastosować większą prędkość łańcucha zgrzeblowego w przenośniku podścianowym. Bardzo korzystne jest jednocześnie zwiększenie prędkości i szerokości rynien.

Parametry techniczne przenośników podścianowych zestawiono w tabeli 3.

Wszystkie przenośniki podścianowe dla zminimalizowania zagrożeń mogą być przesuwane w całości przez pchanie lub podciąganie, przy czym napęd wysypowy przenośnika ścianowego może być zintegrowany lub nie z przenośnikiem podścianowym.

Trasa przenośnika podścianowego może mieć konstrukcję elastyczną na całej jego długości lub część sztywną nasuwaną nad zwrotnie przenośnika taśmowego „RYFAMA”.

Podobnie jak w przenośnikach ścianowych, w ostatnim czasie bardzo popularne stały się profile boczne odlewane posiadające wszystkie zalety, jakimi cechują się profile stosowane w przenośnikach ścianowych. Jako napędy wysypowe stosuje się napęd 1100/35, 1100/25, 950/25, 850/25. Napędy posiadają zalety, o których wspomniano przy okazji napędów przenośników ścianowych.



Rys.5. Przenośnik podścianowy

Tabela 3

Typ przenośnika	Wysokość profilu bocznego rynny	Szerokość rynny	Grubość blachy ślizgowej rynny (*)	Liczba i wymiar łańcuchów	Prędkość łańcucha zgrzeblowego	Moc napędu wysypowego	Maksymalna wydajność	Maksymalna długość przenośnika
	mm	mm	mm	mm	m/s	kW	t/h	m
Grot 1100	260 (W) 260 (O)	1100	40 45	2x(30x108) 2x(34x126)	max 2,0	1 lub 2x160, 1 lub 2x200, lub 1x400	3300	100
Grot 950	260 (W) 260 (O)	950	40 45	2x(30x108) 2x(34x126)	max 2,0	1 lub 2x160, 1 lub 2x200, lub 1x400	2500	90
Grot 850	260 (W) 260 (O)	850	40 45	2x(30x108) 2x(34x126)	max 2,0	1 lub 2x160, 1 lub 2x200, lub 1x400	2000	90
Grot 750	230 (W) 260 (W)	750	30 40	2x(26x92) 2x(30x108)	max 1,5	1 lub 2x90, 1 lub 2x132, 1 lub 2x160, 1 lub 2x200, lub 1x400	1500	90
(**) Grot 720	180 (W)	720	10	2x(18x64) 3x(18x64)	1,1	1 lub 2x55	450	100
(**) Grot 620	180 (W)	620	10	2x(18x64) 3x(18x64)	1,1	1 lub 2x55	320	100
(**) Grot 450	180 (W)	440	10	2x(18x64)	0,8÷ 1,1	1 lub 2x55	450	300

(*) - na życzenie klienta trasa przenośnika może być wykonana z inną grubością blachy ślizgowej

(W) - profil walcowany, (O) - profil odlewany

(**) - przenośniki starszego typu produkowane przez „RYFAMA”

Jakkolwiek powyżej wspomniano o jednym ze sposobów przekładki przenośnika podścianowego za pomocą zwrotni przenośnika taśmowego „RYFAMA” to tych rozwiązań jest znacznie więcej. Mogą to być sposoby przesuwania realizowane również przez podciąganie przez urządzenie znajdujące się pod napędem wysypowym przenośnika podścianowego skojarzonego na sztywno z podbudową bębna zwrotnego przenośnika taśmowego np. za pomocą urządzenia do podciągania za pomocą cięgła.

Możliwe są również układy pchające:

- pchanie przez stację przepychającą przynależną do przenośnika ścianowego,
- pchanie przez obudowę chodnikową,
- pchanie przez stację przesuwającą umieszczoną pod jego rynnociągim.

Dla wyeliminowania zagrożeń towarzyszących eksploatacji przenośników podścianowych wprowadzono szereg innowacyjnych rozwiązań:

- zwrotnie lub napędy teleskopowe z napinaniem hydraulicznym,
- osłony zwijane rynnociągu przykrywające części przenośnika od zwrotni do napędu wysypowego przenośnika ścianowego,
- zintegrowane strefy przesypowe,
- zastawki przegubowe mogące spełniać również funkcję osłony rynnociągu,
- urządzenie suwakowe pozwalające na bezpieczną przekładkę napędu wysypowego przenośnika ścianowego,
- specjalne przejścia dla załogi.

5. Kruszkarki podścianowe (rys. 6, 7)

Rynnociągi przenośników podścianowych produkcji RYFAMA są wyposażone w dynamiczne kruszarki kęsów serii Scorpion.

W produkowanych kruszarkach napęd z silnika na wał kruszący może być przenoszony za pomocą reduktora lub reduktorów zębatych.

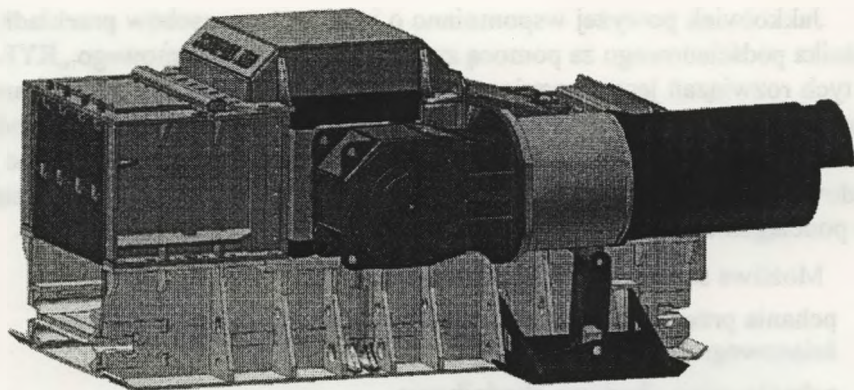
Są to kruszarki typu:

- Scorpion-1800,
- Scorpion-3000 lub

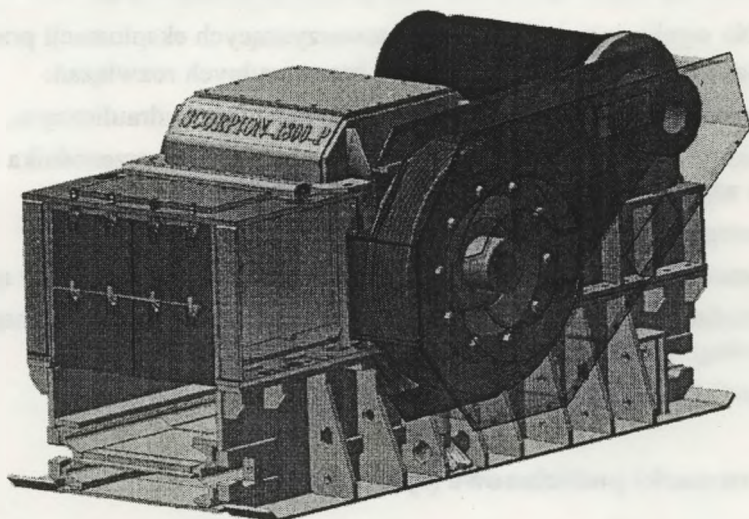
poprzez przekładnię pasową:

- Scorpion-1800P,
- Scorpion-3000P.

W kruszarkach z napędem przekazywanym z silnika na bęben kruszący za pomocą reduktora (reduktorów) mogą być stosowane sprzęgła podatne, hydrokinetyczne lub przeciążeniowe.



Rys.6. Kruszarka podścianowa SCORPION-3000



Rys.7. Kruszarka podścianowa SCORPION-1800P

Bardzo wysoki współczynnik bezpieczeństwa przyjęty przy projektowaniu przekładni, gwarantuje jej bezawaryjną pracę nawet przy zabudowie silnika o mocy 200 kW.

W kruszarkach z napędem paskowym moment z silnika jest przekazywany na bęben kruszący za pomocą 8 do 12 pasków klinowych poprzez koło zamachowe zwiększające znacznie energię rotacyjną. Zabudowane na kole zamachowym sprzęgło poślizgowe ogranicza moment dynamiczny w przypadku zablokowania wału np. na skutek wciągnięcia ciał obcych.

Dla zminimalizowania zagrożeń kruszarki są wyposażone między innymi:

- w specjalne podwójne ekrany przeciwdpryskowe na wlocie i wylocie z kruszarki,
- układy zraszające, zapobiegające pyleniu,

Tabela 4

Określenie parametru	Jednostka	Typ kruszarki			
		1800	3000	1800P	3000P
Wydajność średnia *	t/h	1800	3000	1800	3000
Wydajność maksymalna	t/h	2400	4000	2400	4000
Liczba jednostek napędowych	sztuki	1 lub 2	1 lub 2	1	1
Typ reduktora	-	kątowy	kątowy	przekładnia pasowa	przekładnia pasowa
Przełożenie przekładni	-	$i = 3,385$ lub $i = 2,867$	$i = 3,385$ lub $i = 2,867$	$i = 3,10$	$i = 3,10$
Typ sprzęgła	-	podatne lub hydrokinetyczne lub przeciążeniowe	podatne lub hydrokinetyczne lub przeciążeniowe	sprzęgło poslizgowe	sprzęgło poslizgowe
Silnik elektryczny: - moc	kW	90÷200	90÷200	90÷250	90÷250
- napięcie	V	1000, 3300	1000, 3300	1000, 3300	1000, 3300
Obroty bębna kruszącego: - dla obrotów silnika 1475 min	-	$n = 436 \text{ min}^{-1}$ lub $n = 514 \text{ min}^{-1}$	$n = 436 \text{ min}^{-1}$ lub $n = 514 \text{ min}^{-1}$	$n = 477 \text{ min}^{-1}$	$n = 477 \text{ min}^{-1}$
- dla obrotów silnika 1770 min	-	$n = 523 \text{ min}^{-1}$	$n = 523 \text{ min}^{-1}$		$n = 477 \text{ min}^{-1}$
Średnica zewnętrzna bijaków	mm	960	960	960	960
Prędkość obwodowa bijaków	-	21,9 m/s lub 25,8 m/s lub 27,4 m/s	21,9 m/s lub 25,8 m/s lub 27,4 m/s	24 m/s	24 m/s
Liczba bijaków na bębnie kruszącym	sztuki	4	5	4	5
Maksymalny przekrój kęsów nadawy	mm	1075x910	1075x1165	1075x910	1075x1165
Maksymalna regulowana wielkość ziarna wychodzącego	mm	170÷370 mm	170÷370 mm	170÷370 mm	170÷370 mm
Hydrauliczna regulacja podnoszenia bębna kruszącego	-	5x40 mm	5x40 mm	5x40 mm	5x40 mm
Energia kinetyczna rotacji wału dla $n = 436 \text{ min}$	kJ	140,9	189,8		
dla $n = 514 \text{ min}$	kJ	196,3	264,6	483	517,7
dla $n = 523 \text{ min}$	kJ	202,3	272,7		
Moment bezwładności wału	kGm	135,2	182,3	387,2	415,2
Moment zamachowy GD	kGm	5306,0	7154,0	15193,7	16284,6
Wymiary gabarytowe max. - długość bez silnika elektrycznego	mm	3000	3000	3000	3000
- długość z silnikiem elektrycznym	mm	3550	3550	3000	3000
- wysokość	mm	1600	1600	1725	1725
- szerokość (z jedną jednostką napędową)	mm	2018	2280	1830	2085
- szerokość (z dwoma jednostkami napęd.)	mm	2580	2840		
Masa kruszarki max. (bez zespołu napęd.)	kg	9412,0	11001,0	12390,0**	14092,0**

* wydajność rzeczywista jest zależna od zainstalowanej mocy, ** masa bez silnika

- układy wyłączające w przypadku zablokowania bębna kruszącego,
- systemy wyłączające w przypadku spadku obrotów bębna kruszącego w określonym czasie poniżej nastawianej wartości (w kruszarkach z napędem paskowym),
- regulowany moment poślizgu na sprzęgle przeciążeniowym.

Podstawowe parametry techniczne kruszarek SCORPION przedstawiono w tabeli 4.

6. Zwrotnia najazdowa „RYFAMA” (rys. 8)

Szczególnie ważnym z punktu widzenia bezpieczeństwa jest system przesuwania przenośnika podścianowego i jego współpraca z napędem wysypowym przenośnika ścianowego.

Napęd wysypowy przenośnika ścianowego może przesuwac się wraz z postępem ściany niezależnie od przenośnika podścianowego lub być z nim zintegrowany i wtedy muszą się one przesuwac jednocześnie. Pierwsze z rozwiązań stosowane tylko w przypadku napędów z wysypem czołowym lub bocznym ma w ostatnich latach coraz mniej zwolenników. Drugie rozwiązanie może być stosowane przy wszystkich rodzajach wyspów z tym, że w napędach krzyżowych musi być stosowane zawsze, ponieważ zwrotnia przenośnika podścianowego jest na stałe połączona z kadłubem napędu krzyżowego.

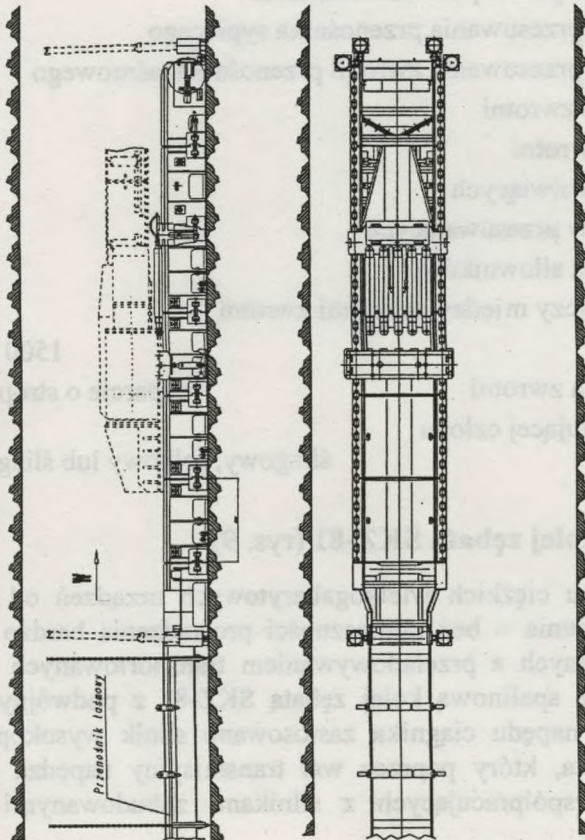
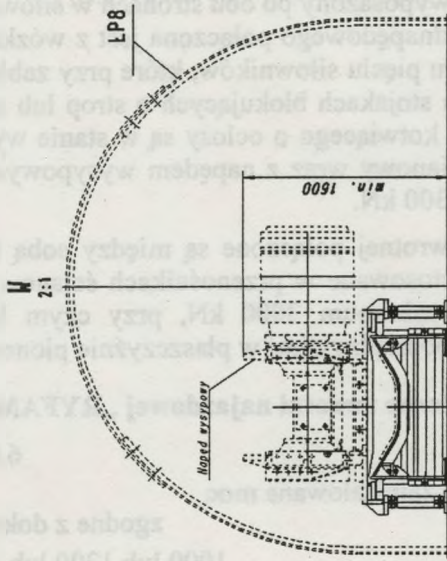
Produkowane są dwa rodzaje rozwiązań w zakresie współpracy przenośnika podścianowego z taśmowym:

- bęben zwrotny przenośnika taśmowego umieszczony pod kadłubem napędowym przenośnika podścianowego przesuwa się po każdym skrawie kombajnu,
- bęben zwrotny przenośnika taśmowego jest przesuwany co kilka do kilkunastu metrów.

To drugie rozwiązanie jest coraz częściej stosowane. Wymaga ono rozwiązań umożliwiających najazd przenośnika zgrzeblowego na końcówkę przenośnika taśmowego.

RYFAMA oferuje użytkownikom nowe rozwiązania stacji zwrotnych, najazdowych przystosowanych do współpracy z przenośnikami taśmowymi wyposażonymi w taśmy o szerokości 1000, 1200 lub 1400 mm. Stacje te są przystosowane do przenośników z mostem sztywnym lub elastycznym. Na rysunku 8 przedstawiono budowę stacji zwrotnej. Składa się ona z członów, długość 1500 lub 3000 mm. Oprócz członów podstawowych stacja jest wyposażona w człon zwrotny z bębniem ϕ 500 oraz człon pośredni, którego zadaniem jest łagodne przejście taśmy z członu podstawowego do zestawów krążnikowych przenośnika taśmowego.

Napęd przenośnika zgrzeblowego podścianowego spoczywa na wózku podnapędowym na wysokości tylko 750 lub 860 mm (zależnie od wykonania).



Rys. 8. Zwrotnia najazdowa „RYFAMA”

Wózek podnapędowy jest wyposażony po obu stronach w siłowniki poziomo napęd. Belka wózka podnapędowego połączona jest z wózkiem blokującym za pośrednictwem zespołu pięciu siłowników, które przy zablokowanym wózku blokującym i rozpartych stojakach blokujących o strop lub siłowników przy wykorzystaniu urządzenia kotwiącego o ociosy są w stanie wywołać siłę przesuwającą przenośnik podścianowy wraz z napędem wysypowym przenośnika ścianowego równy około 2300 kN.

Wszystkie człony stacji zwrotnej połączone są między sobą łącznikami kształtowymi (takimi jakie są stosowane w przenośnikach ścianowych i podścianowych) o wytrzymałości minimum 3000 kN, przy czym konstrukcja członów umożliwia odchylenia pomiędzy nimi w płaszczyźnie pionowej $\pm 15^\circ$.

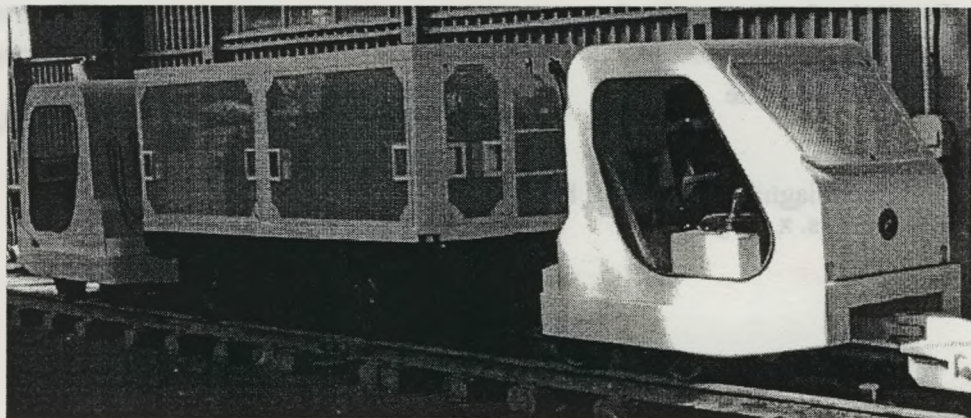
Podstawowe dane techniczne zwrotni najazdowej „RYFAMA”

Długość zwrotni	6,0÷51,0 m
Prędkość taśmy, wydajność oraz zainstalowana moc przenośnika taśmowego	zgodne z dokumentacją
Szerokość taśmy	1000 lub 1200 lub 1400 mm
Dopuszczalne nachylenie podłużne chodnika	$\pm 30^\circ$
Maksymalna siła przesuwania przenośnika sypiącego	5x460 kN
Maksymalna siła przesuwania zwrotni przenośnika taśmowego	5x210 kN
Wysokość członu zwrotni	790 mm
Średnica bębna zwrotni	500 mm
Liczba stojaków kotwiących	4
Liczba siłowników przesuwających	2÷5
Ciśnienie zasilania siłowników	32 MPa
Wytrzymałość złączy między członami zwrotni	2x3000 kN
Długość członów	1500 lub 3000 mm
Sposoby kotwienia zwrotni	rozparcie o strop lub o ociosy
Typy niecki profilującej członu zwrotni	ślizgowy, rolkowy lub ślizgowo-rolkowy

7. Spalinowa kolej zębata SKZ-81 (rys. 9)

Do transportu ciężkich wielkogabarytowych urządzeń od szybu aż do miejsca przeznaczenia – bez konieczności prowadzenia bardzo niebezpiecznych prac związanych z przeładowywaniem transportowanych elementów – RYFAMA oferuje spalinową kolej zębatą SKZ-81 z podwójnym systemem napędowym. Do napędu ciągnika zastosowano silnik wysokoprężny D5AT firmy Volvo Penta, który poprzez wał transmisyjny napędza zespół pomp hydraulicznych współpracujących z silnikami zabudowanymi w układzie jezdny ciągnika.

Ciągnik wyposażony jest w układ monitorująco-zabezpieczający, wyłaczający pracę lokomotywy przy przekroczeniu jednej z temperatur powierzchni zewnętrznej kolektora wylotowego spalin, cieczy chłodzącej silnik oraz spalin opuszczających układ wylotowy.



Rys.9. Spalinowa kolej zębata SKZ-81

Dane techniczne

Moc silnika	81 kW
Układ transmisji momentu	silnik spalinowy, pompa, przekładnie typu GFT (1x80+2x13), dodatkowy stopień walcowy do transmisji na zastawy kołowe
Prędkość jazdy ciągnika po zębacie	opcje w zależności od typu przekładni 0,3÷0,6 lub 0,54÷1,08 m/s
Prędkość jazdy z napędem na koła	2÷4 m/s
Siła pociągowa	220 kN przy prędkości 0,3 m/s
Maksymalna siła rozruchowa	270 kN
Rozstaw kół jezdnych	1850 mm
Sterowanie	manualne z kabin
Nachylenie trasy	maks. 30°
Tor jezdny	- trasa szynowa S30 lub S42-w wyrobiskach poziomych lub nachylonych do 4° - trasa szynowa jw. uzupełniona o zębatkę na nachyleniach do 30° - specjalne segmenty trasy - na łukach
Nośność platformy ładownej	350 kN
Typ platform	- platforma do transportu sekcji obudów zmechanizowanych lub innych ciężkich podzespołów urządzeń - platforma do transportu ludzi

- platforma kontenerowa do transportu materiałów

Masa ciągnika z wózkami hamulcowymi	13500 kg
Szerokość ciągnika	1200 mm
Promień zakrętu w poziomie	4000 mm
Promień zakrętu w pionie	15000 mm
Hamulce awaryjne	wielotarczowe, współpracujące z kołami sworzniowymi zabudowanymi w wózkach hamulcowych
Wymiary ciągnika z wózkami hamulcowymi (szer. x wys. x długość)	1200x1675x7000

SKZ-81 – NOWE ROZWIĄZANIE GÓRNICZEJ KOLEI SPĄGOWEJ O PODWÓJNYM SYSTEMIE NAPĘDOWYM

Andrzej DRWIĘGA, Edward PIECZORA, Józef SUCHOŃ, Stanisław SZYNGIEL

Streszczenie. Coraz szersze zastosowanie w podziemiach kopalń węgla kamiennego, dzięki swym zaletom, znajdują urządzenia transportowe z napędem spalinowym. Kopalnie w ostatnich kilkunastu latach wdrożyły podwieszone kolejki z napędem spalinowym (ponad 100 ciągników spalinowych), a ostatnio także koleje spągowe z napędem spalinowym, czy też lokomotywy spalinowe do kopalnianych kolei podziemnych. Zastosowanie wymienionych urządzeń wykazuje jednak istotne, z efektywnościowego punktu widzenia, ograniczenia. Mając to na uwadze, konstruktorzy CMG KOMAG wraz ze specjalistami z RFM RYFAMA S.A. podjęli się opracowania oraz wdrożenia do produkcji i stosowania w podziemiach kopalń nowego rozwiązania łączącego w sobie funkcje lokomotywy oraz kolei spągowej z napędem spalinowym, wykorzystującego przy tym typowe torowiska kolei podziemnej. Wynikiem tej współpracy jest nowatorskie rozwiązanie Szynowej Kolei Spągowej SKZ-81 z podwójnym systemem napędowym.

1. Wstęp

Uwarunkowania gospodarcze i społeczne skłaniają zarządy kopalń do maksymalnego obniżenia kosztów wydobywania, zmniejszenia uciążliwości prac oraz zwiększenia ich bezpieczeństwa. Znaczne możliwości w tym zakresie nadal dotyczą proefektywnościowego i bezpiecznego rozwoju transportu podziemnego.

Zastosowanie coraz doskonalszych systemów transportowych nowej generacji, dostosowanych do przewozu maszyn, urządzeń i ich elementów o dużych masach, a także wykorzystanie tych samych środków transportowych do przewozu załóg górniczych umożliwia osiąganie tego celu. Wzrasta efektywny czas pracy załóg górniczych zatrudnionych w przodkach, a także maszyn i urządzeń podlegających okresowej relokacji związanej z przesuwaniem się frontu eksploatacji.

Coraz szersze zastosowanie w podziemiach kopalń węgla kamiennego, dzięki swym zaletom, znajdują urządzenia tran-

Dr inż. Andrzej Drwięga
Mgr inż. Edward Pieczora
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG

ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374605, 2374375
e-mail: adrwiega@komag.eu
e-mail: epieczora@komag.eu

Dr inż. Józef Suchoń
Inż. Stanisław Szynziel
Rybnicka Fabryka Maszyn
RYFAMA S.A.

ul. Chrobrego 39
44-200 Rybnik
tel.: 032 4222671 do 75
e-mail: ryfama@ryfama.rybnik.pl

sportowe z napędem spalinowym. Oprócz czynników ekonomicznych ważnym atutem tych mobilnych urządzeń jest poprawa warunków BHP, głównie poprzez wyeliminowanie liny pędnej z wyrobiska transportowego, a także umożliwienie podczas transportu bezpośredniej obserwacji zarówno trasy jezdnej, jak i transportowanych urządzeń. Odzwierciedleniem tych trendów jest wdrożenie, w ostatnich kilkunastu latach przez kopalnie węgla kamiennego, podwieszonych kolei z napędem spalinowym (ponad 100 ciągników spalinowych), a ostatnio także kolei spagowych z napędem spalinowym, czy też lokomotyw spalinowych do kopalnianych kolei podziemnych.

Zastosowanie tych urządzeń wykazuje jednak istotne z efektywnościowego punktu widzenia ograniczenia, ponieważ wymaga dokonywania przeładunków na granicy transportu poziomego i nachylonego. Mając to na uwadze, konstruktorzy CMG KOMAG wraz ze specjalistami z RFM RYFAMA S.A. podjęli się opracowania oraz wdrożenia do produkcji i stosowania w podziemiach kopalń nowego rozwiązania łączącego w sobie funkcje lokomotywy oraz kolei spagowej z napędem spalinowym, wykorzystującego przy tym typowe torowiska kopalnianej kolei podziemnej. Wynikiem tej współpracy jest nowatorskie rozwiązanie Szynowej Kolei Spagowej SKZ-81 z podwójnym systemem napędowym.

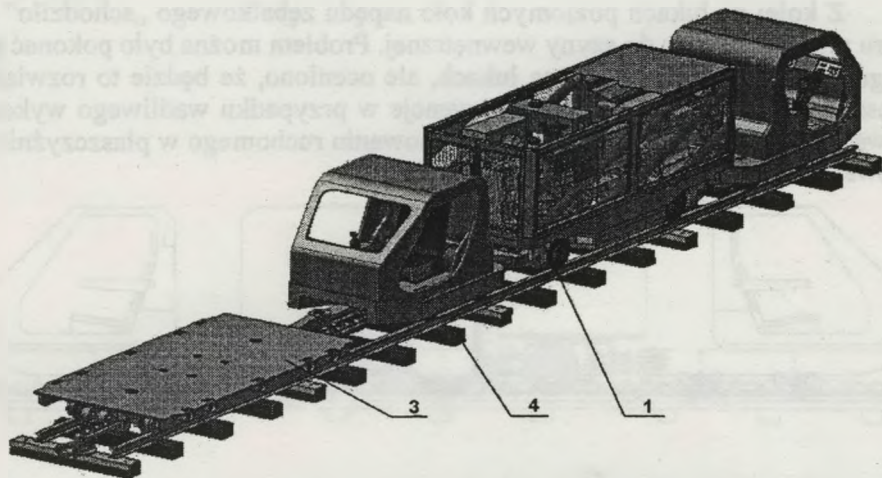
2. Istotne założenia i nowości techniczne zastosowane w nowym rozwiązaniu

Poszukiwano koncepcji rozwiązania kolei w aspekcie osiągnięcia założonego celu i w wyniku wielu obustronnych uzgodnień pomiędzy obu firmami wyznaczono następujące podstawowe założenia:

- hydrostatyczne przeniesienie napędu do dwu odrębnych układów wykonawczych,
- podwójny system napędowy, tj. napęd zębatkowy dla nachyleń do 30° oraz napęd na koła dla nachyleń do 4°,
- trasa jezdna wykonana w oparciu o klasyczne szyny, przy czym dla napędu zębatkowego tor szynowy będzie wyposażany w dodatkową listwę zębatą układaną w osi tego toru,
- zastosowanie systemu uchylnych podchwytyw do asekuracji transportu na dużych nachyleniach, umożliwiających po ich schowaniu jazdę po zwykłym torze oraz na rozjazdach torów,
- system hamowania na nachyleniu w oparciu o zębatkę ułożoną w osi toru szynowego.

Do napędu ciągnika kolejki przedstawionego na rysunku 1 wytypowano silnik firmy Volvo-Penta. Firma ta produkuje silniki do jednostek morskich, z odpowiednio pogłębioną miską olejową, zapewniającą dobre smarowanie silnika w warunkach dużych przechyłów, które można uznać za adekwatne do nachyleń wyrobisk, do których przeznaczona jest kolejka. Nie bez znaczenia dla

doboru silnika były korzystne parametry gazów spalinowych, ponieważ w kopalniach węgla nie można stosować katalizatorów z uwagi na wysoką temperaturę ich pracy. Zamiast tego, spaliny kierowane są do płuczki wodnej, gdzie wychwytywane są substancje smołowe, a następnie przez iskrochrony, które zapobiegają możliwości przedostania się otwartego ognia z procesu spalania w silniku na zewnątrz. Z tej samej przyczyny przewody wydechowe posiadają podwójne ścianki, pomiędzy którymi przepływa woda chłodząca w obiegu zamkniętym.



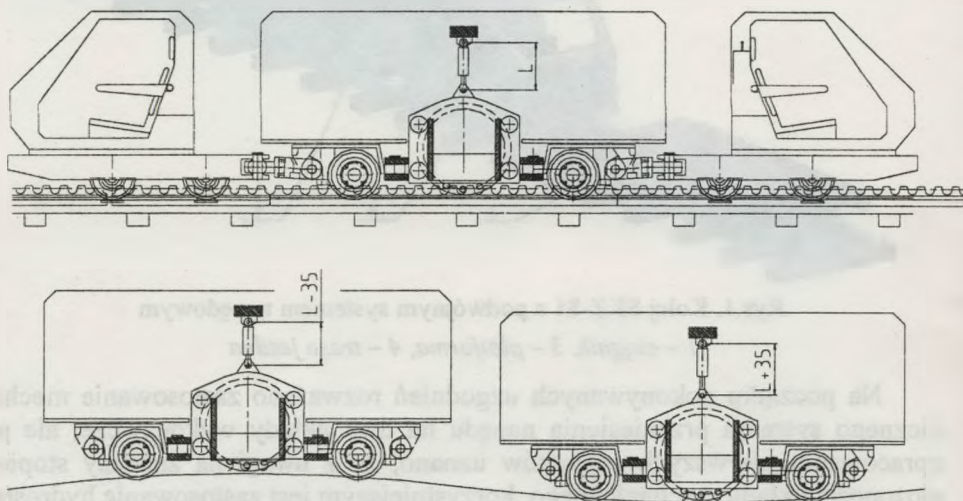
Rys.1. Kolej SKZ-81 z podwójnym systemem napędowym

1 – ciągnik, 3 – platforma, 4 – trasa jezdna

Na początku dokonywanych uzgodnień rozważano zastosowanie mechanicznego systemu przeniesienia napędu na dwa układy wykonawcze, ale po opracowaniu pierwszych projektów uznano, że z uwagi na znaczny stopień złożoności układu mechanicznego, korzystniejszym jest zastosowanie hydrostatycznego systemu przeniesienia napędu, zwłaszcza, że na rynku jest dostępna szeroka gama podzespołów hydraulicznych umożliwiających osiągnięcie zakładanego celu. Podwójny system napędu rozwiązano w ten sposób, że zespół silnika spalinowego oraz zespół pompowy jest wspólny dla obu układów wykonawczych, to jest układu napędu zębatkowego i układu napędu szynowego. W układzie napędu zębatkowego, który został usytuowany pomiędzy dwoma zestawami kołowymi, zastosowano przekładnię typu GFT-110 firmy Rexroth. Przekładnie te są oferowane w kilku wykonaniach wielkości przełożenia stąd możliwość indywidualnego doboru wielkości przełożenia przekładni dla indywidualnego klienta. Przekładnia jest bezpośrednio zamocowana do napędowego koła sworzniowego współpracującego z zębatką ułożoną w osi toru jezdnego. W układzie napędu szynowego zastosowano dwie przekładnie typu GFT-13, tej samej firmy, z których każda napędza po jednym zestawie kołowym znajdującym się w jednym z dwu wózków skrętnych stanowiących część wozu napędowego ciągnika.

Pogodzenie pracy obu napędów w obrębie bryły jednego ciągnika było znacznie utrudnione. Biorąc pod uwagę przewidywane łuki torowiska w płaszczyźnie poziomej $R = 8$ m, oraz pionowej $R = 15$ m, zespół konstruktorów musiał wprowadzić rozwiązania, które uniezależniły położenie zębatkowego zespołu napędowego względem zestawów kół szynowych. Przykładowo przy przyjętym rozstawie osi kół napędu szynowego $l = 1950$ mm, na łuku wklęsłym lub wypukłym oś koła napędowego umieszczonego pomiędzy nimi zmienia swoją odległość od szyn w zakresie $+35$ do -35 mm.

Z kolei na łukach poziomych koło napędu zębatkowego „schodziło” z osi toru przybliżając się do szyny wewnętrznej. Problem można było pokonać przez regulację położenia zębatego na łukach, ale oceniono, że będzie to rozwiązanie kosztowne i niosące dalsze konsekwencje w przypadku wadliwego wykonawstwa. Zadanie rozwiązano, dzięki zastosowaniu ruchomego w płaszczyźnie pionowej koła napędu zębatkowego – rysunek 2.



Rys.2. Zasada pracy ruchomego koła napędowego systemu zębatkowego

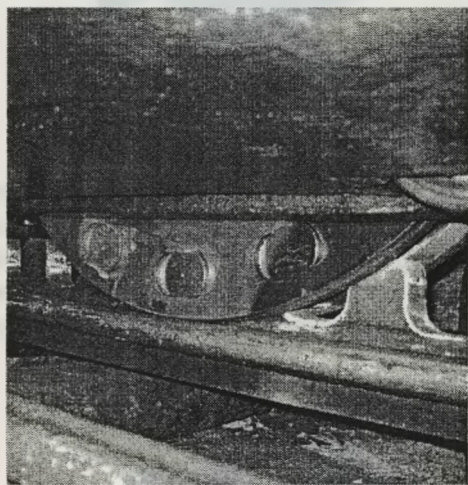
Zastosowano pionowe prowadnice, z którymi współpracują specjalne rolki toczno-podporowe zamocowane do zespołu koła sworzniowego. Uzyskano w ten sposób jeden stopień swobody koła w stosunku do bryły ciągnika w kierunku pionowym, co umożliwia jego dostosowywanie się do zmiennego położenia zębatego w płaszczyźnie pionowej. Jednak dodanie drugiego stopnia swobody w kierunku poziomym, tj. poprzecznym do osi toru, uznano za zbyt daleko idące i komplikujące postać konstrukcyjną. Zamiast tego, zestawy kołowe umieszczono w dwu napędowych wózkach skrętnych, których przeguby rozmieszczono w taki sposób, aby zespół zębatkowy będący pomiędzy nimi w stopniu jak najmniejszym oddalał się od osi toru, podczas pokonywania zakrętów w płaszczyźnie poziomej.

Oczywiście oswobodzenie koła zębatkowego w kierunku pionowym niosło ryzyko jego wyzębienia się i utraty współpracy z zębatką podczas jazdy,

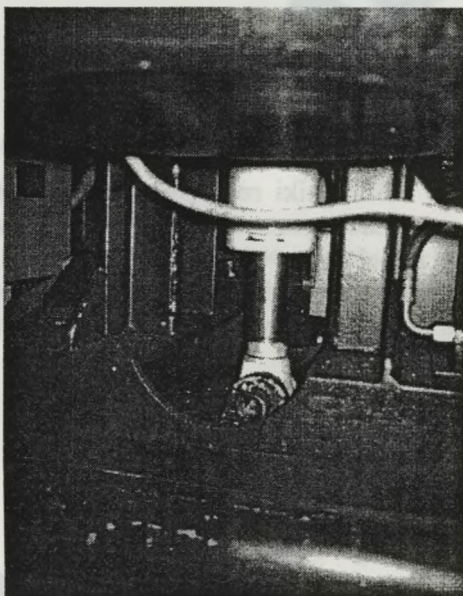
wskutek istnienia siły składowej o kierunku pionowym, pochodzącej od oddziaływania pomiędzy sworzniem koła napędowego a zębem zębarki.

Takie ryzyko istnieje zwłaszcza podczas pokonywania styków zębatek na ich łączeniach, które w warunkach kopalni nie mogą być ułożone bez pewnych błędów podziałki. Ciężar zębatkowego układu napędowego, którego masa wynosiła 1,5 tony nie gwarantował, że nie ulegnie on wyzębieniu. W związku z tym wprowadzono dodatkowy siłownik pionowy, rozparty pomiędzy zespołem napędowym a konstrukcją ciągnika. Siłownik zapewnia możliwość dopasowania się wysokości położenia zespołu napędowego wskutek kontrolowanego przepływu oleju pod określonym ciśnieniem do lub z komory podtłokowej tego siłownika. W przypadku, gdy pojawi się zbyt duża siła reakcji pionowej, dławik swobodny przepływ dużej ilości cieczy do zbiornika wyrównawczego zostaje ograniczony, dzięki czemu reakcja siłownika przeciwdziała wyzębieniu się zespołu napędowego z zębarki.

Założono, że kolej będzie mogła poruszać się po torowisku poziomym jak zwykła lokomotywa, w związku z czym przewidziano możliwość unoszenia w górę zespołu jazdy zębatkowej co zapobiega kolizji tego zespołu na rozjazdach torów. Zespół wystający poniżej poziomu główki szyny byłby narażony na takim rozjeździe na zniszczenie. Do jego podnoszenia wykorzystano ten sam siłownik, który służy do kompensowania siły reakcji.



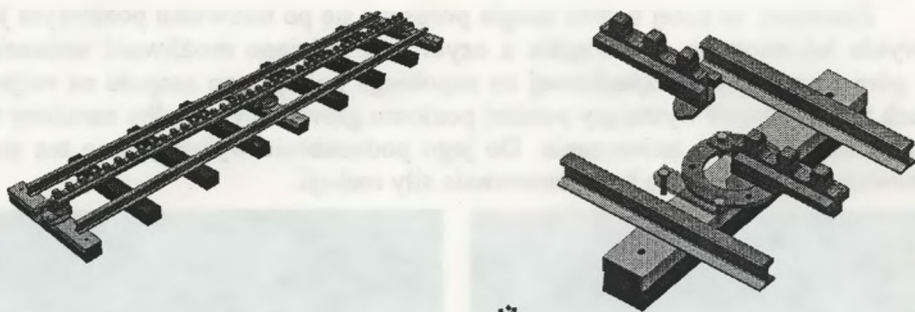
Rys.3. Widok koła napędu zębatkowego i siłownika kompensującego



Dotychczasowe rozwiązania kolejek spagowych wymagają stosowania specjalnej trasy, wykonywanej z ceowników (zwykle o wielkości 180), które umożliwiają współpracę z podchwytami rolkowymi, zabezpieczającymi ciągnik i platformy transportowe na nachyleniach. W przypadku omawianego rozwiązania, wobec przyjętego założenia o możliwości jazdy na zwykłych szy-

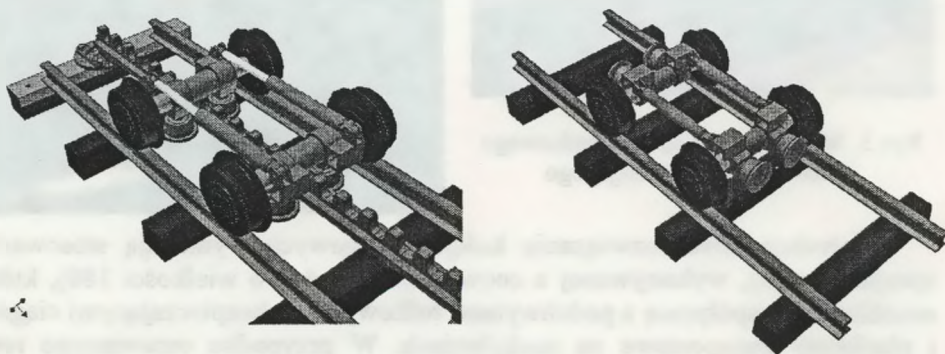
nach, rodzaj toru został z góry zadeklarowany jako tor na bazie konwencjonalnej szyny. Na nachyleniach tor jest dodatkowo wyposażony w listwę zębatą, która to listwa posiada po bokach dodatkowe występy w formie przyspawanych prętów o przekroju kwadratowym – rysunek 3.

Są to występy służące dwojakiemu celowi. Po nich toczy się koło napędu sworzniowego, dzięki czemu sworznie tego koła współpracują z zębami zębata, zawsze na określonej wysokości. Po drugie występy te od dołu są obejmowane specjalnymi obrotowymi podchwytami zabezpieczającymi ciągnik podczas jazdy na dużych nachyleniach – rysunek 4. Wspomniane podchwytory rozwiązano w sposób umożliwiający ich unoszenie na czas jazdy po torach poziomych. Podchwytory w formie ułożyskowanych bębnow z obrzeżami są umieszczone w wózkach pod kabinami maszynisty z obu stron ciągnika. Wózki te mają po dwa bierne zestawy kołowe. Podchwytory są obrotowo osadzone na osiach tych zestawów.



Rys.4. Trasa jezdna – gniazdowy system łączenia zębatek

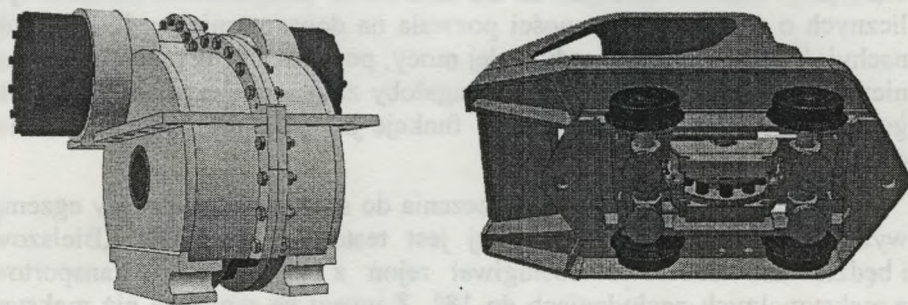
Siłowniki rozpięte pomiędzy parami podchwytów osadzonych obrotowo na osiach zestawów kołowych, powodują ich opuszczanie lub podnoszenie przez obrót o 90° wokół osi. Podczas jazdy po poziomych odcinkach szyn podchwytory, których dolne krawędzie są poniżej poziomu główek szyn są uniesione, a podczas jazdy na odcinkach nachylonych opuszczone – jak pokazano na rysunku 5.



Rys.5. Położenie podchwytów na trasie zębatkowej i zwykłej

System hamowania kolejki na trasie nachylonej również wymagał zastosowania nowych rozwiązań. Konwencjonalna szyna nie może być wykorzystana do współdziałania z zaciskiem hamulcowym z uwagi na wystające elementy na połączeniach szyn. Działanie hamulca oparto o współpracę z listwą zębatkową. Zespół hamulcowy składa się ze śledzącego koła sworzniowego otaczającego się po zębatce (rys. 5), jednostopniowej przekładni oraz dwu hamulców wielotarczowych. Do koła sworzniowego po obu jego stronach zamocowane są koła zębate współpracujące z kołami zębatymi osadzonymi na dwustronnym wałku. Na obydwu końcach tego wałka są zabudowane hamulce wielotarczowe. Zespoły hamulcowe w liczbie dwu kompletów są zabudowane pod kabinami maszynisty, pomiędzy biernymi zestawami kołowymi. W czasie normalnej pracy kolejki hamulce wielotarczowe są hydraulicznie odhamowane, wobec czego koła sworzniowe układów hamulcowych nie stwarzają dodatkowego oporu ruchu maszyny. W sytuacji przekroczenia dopuszczalnej prędkości jazdy zębatkowej, (1,4 m/s) wskutek np. awarii układu hydraulicznego, układ sterowania maszyny spowoduje spływ oleju z hamulców, co jest równoznaczne z ich zahamowaniem za pomocą sprężyn dociskających tarcze w hamulcach. Zahamowanie hamulców spowoduje przekazanie momentu hamowania na koło sworzniowe i w efekcie zatrzymanie kolejki.

Hamulce są tak dobrane, aby moment hamowania zapewniał zatrzymanie kolejki wraz z ładunkiem, na największym nachyleniu. Oczywiście w czasie jazdy bez udziału zębatki omówione wyżej hamulce nie działają ponieważ koła sworzniowe nie mają kontaktu z zębatką. Dlatego na osiach zestawów kołowych napędowych do jazdy na odcinkach poziomych są również zabudowane hamulce wielotarczowe. Ich zadziałanie następuje po przekroczeniu maksymalnej prędkości jazdy 5 m/s.



Rys. 6. Zespół hamulca do pracy na nachyleniach

Również w zakresie trasy jezdnej wprowadzono kilka nowatorskich rozwiązań, wśród których należy wymienić gniazdowy system łączenia odcinków zębatek, oraz obrotnicowy system rozjazdu trasy zębatkowej. Gniazdowy system łączenia zębatek pozwala na zachowanie właściwej podziałki zębów na łączeniach, jak również na ograniczenie elementów złącznych. Z kolei obrotnicowy system rozjazdu trasy zębatkowej umożliwia łatwe przekładanie

rozjazdu na określony kierunek, przy małym udziale energii używanej do przełożenia, ponieważ energia jest niezbędna jedynie do pokonania oporu obracania nastawnicy poruszającej na specjalnych kasetach łożyskowych.

3. Podsumowanie

W opracowaniu kolei SKZ-81 zastosowano szereg nowatorskich rozwiązań, zarówno w obszarze ciągnika spalinowego, jak i trasy oraz platformy transportowej. Nie mają one precedensu na taką skalę w rozwiązaniach spagowych kolejek górniczych. Miały one na celu uzyskanie nowego jakościowo uniwersalnego urządzenia transportowego spełniającego wymagania odpowiednich przepisów z jednej strony, jak i oczekiwania kopalń z drugiej strony.

Z uwagi na możliwość stosowania w układzie jazdy z napędem zębatkowym przekładni GFT-110 o różnych przełożeniach (w zakresie $i = 120$ do $i = 215$), możliwy jest dobór siły napędowej do różnych nachyleń oraz wielkości transportowanych mas, w poszczególnych kopalniach. W przypadku zastosowania przekładni o przełożeniu $i = 215$, może pokonywać wzniesienia do 30° z transportowaną masą do 30 ton. Dla mniejszych przełożeń siła uciągu będzie proporcjonalnie mniejsza, ale prędkość transportu adekwatnie do tej proporcji wzrośnie. Wybór opcji hydrostatycznego przeniesienia napędu ułatwił niektóre rozwiązania konstrukcyjne. Przykładowo nadążny ruch pionowy koła sworziowego względem położenia zębatego, jest możliwy dzięki podatności elastycznych przewodów hydraulicznych zasilających silnik przekładni GFT 110. Podobnie, zmiana kierunku jazdy na przeciwny jest łatwa, ponieważ wymaga jedynie przesterowania odpowiednich zaworów hydraulicznych, podczas gdy w rozwiązaniu mechanicznym konieczne byłoby zastosowanie przekładni rewersyjnej i systemu sprzęgieł do ich sterowania. Zastosowanie silników hydraulicznych o zmiennej chłonności pozwala na dopasowanie prędkości jazdy do nachyleń trasy według zasady stałej mocy, podczas gdy w rozwiązaniu mechanicznym spełnienie tej zasady wymagałoby zastosowania przekładni wielobiegowych spełniających analogiczne funkcje jak skrzynie biegów w samochodach.

Obecnie po uzyskaniu dopuszczenia do stosowania, pierwszy egzemplarz wyżej omówionej kolei spagowej jest testowany w KWK „Bielszowice” i będzie tam docelowo obsługiwał rejon z wyrobiskami transportowymi o maksymalnych nachyleniach do 18° . Z uwagi na mniejsze niż maksymalne dopuszczalne nachylania, zastosowano w napędzie zębatkowym ciągnika przekładnię GFT-110 o przełożeniu $i = 147$, które jest przełożeniem pośrednim w gamie oferowanych przełożeń do jazdy na nachyleniach.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

WPLYW RODZAJU AWARII WYBRANYCH KOLEJEK SPĄGOWYCH EKSPLOATOWANYCH W KWK „JANKOWICE” NA ICH WYKORZYSTANY CZAS DYSPOZYCYJNY

Marek PROFASKA, Stanisław PIECHA

Streszczenie. W publikacji przedstawiono wstępną analizę wpływu rodzaju awarii czterech wybranych kolejek spągowych eksploatowanych w KWK „Jankowice” na ich wykorzystany czas dyspozycyjny. Awarie zostały podzielone na trzy grupy gdzie uwzględniano ich rodzaj. Uwzględniono czas oraz niezbędne czynności do ich usunięcia, brano pod uwagę również czas niezbędny i rodzaj obsługi technicznej.

1. Wstęp

W dzisiejszych warunkach ekonomicznych, gdy stawiane są wymogi koncentracji wydobywania oraz ograniczenia liczby ścian, szczególne znaczenie mają zadania i przedsięwzięcia. Ich celem jest maksymalne zwiększenie wydajności, obniżenie kosztów produkcji oraz poprawa bezpieczeństwa załogi. Realizacja tych celów możliwa jest poprzez wprowadzenie wysoko wydajnych kompleksów ścianowych, w tym kombajnów i przenośników ścianowych, sekcji obudowy zmechanizowanej, płynnej odstawy urobku i dostawy materiałów.

Wzrost parametrów decydujących o wydajności przodków ścianowych spowodował zwiększenie mas poszczególnych maszyn i urządzeń, co powoduje zwiększenie problemów z ich przemieszczaniem w wyrobiskach górnictwa. Pociąga to za sobą konieczność poszukiwania nowych, bezpiecznych sposobów zbrojenia i likwidacji ścian.

Jednym z etapów procesu technologicznego jest transport możliwy przy zastosowaniu nowoczesnych urządzeń transportowych, takich jak kolejki spągowe. Urządzenia te umożliwiają bezpieczne przemieszczanie elementów o dużych masach całkowitych, znacznych gabarytach oraz sekcji obudów zmechanizowanych w całości bez konieczności ich demontażu i montażu w rejonie ścian, jak również transport materiałów i przewóz załogi w wyrobiskach chodnikowych o nachyleniu $\pm 30^\circ$.

Dr inż. Marek Profaska
Politechnika Śląska
ul. Akademicka 2
41-100 Gliwice
tel.: 032 2372317
e-mail: marek.profaska@polsl.pl
Inż. Stanisław Piecha
Kompania Węglowa
Oddział KWK „Jankowice”
ul. Jastrzębska 12
44-253 Rybnik
tel.: 032 4223021
e-mail: jankowice@kwsa.pl

Lata dziewięćdziesiąte przyniosły w polskim górnictwie wiele nowych rozwiązań konstrukcyjnych, które znalazły szerokie zastosowanie w kopalniach węgla kamiennego. Jednym z przedstawicieli, który od kilku lat stosuje kolejki spagowe różnego typu jest kopalnia „Jankowice”. Znalazły tu zastosowanie kolejki spagowe BECKER-PIOMA typu KS-650/900/63/100 budowane przed zbrojeniem ścian, służące do dostarczania materiałów i urządzeń do zbrojonych ścian, a następnie w czasie ich normalnego biegu, łącznie z dowozem załogi. Po zakończeniu biegu ściany wykorzystywane są do robót likwidacyjnych.

Pomimo swoich zalet i możliwości, stosując kolejkę spagową nie zawsze można było spełnić oczekiwania użytkowników. Aby sprostać tym wymaganiom została skonstruowana kolejka spagowa z napędem własnym. W 1997 r. z powodzeniem zastosowano w kopalni po raz pierwszy kolejkę spagową zębatą typu KSZ-650/900/15/30, która wyparła stosowane do tej pory, słabo zabezpieczone, układy kołowrotów linowych z platformami ślizgowymi lub kołowymi w dowerzchni ścianowej.

Od roku 2004 w kopalni „Jankowice” wprowadzono do eksploatacji kolejki spagowe z napędem spalinowym BECKER-WARKOP typu KSZS-650/900/68.

2. Analiza rodzaju i czasu uszkodzeń

Do analizy utraconego czasu dyspozycyjnego w wyniku awarii oraz obsługi technicznej kolejek spagowych eksploatowanych w kopalni „Jankowice” zakwalifikowano następujące ich typy [1, 2, 3]:

- KS-650/900/63/100,
- KSZS-650/900/68.

Kolejki te pracują w podobnych warunkach górniczo-geologicznych, a ich czas eksploatacji jest identyczny. Analizę utraconego czasu dyspozycyjnego dokonano w aspekcie rodzaju awarii oraz obsługi technicznej. Dane obejmują wszystkie prace awaryjne oraz częstotliwość ich występowania odnotowane przez Dział Remontowy KWK „Jankowice” na przestrzeni 2005 roku.

Przykładowy rozkład rodzaju awarii i obsługi technicznej oraz zakres czasowy niezbędny do naprawy kolejki KS-650/63 z napędem GÖLLNER został przedstawiony w tabelach 1 do 4.

Sumaryczny czas przestoju z powodu awarii i czasu obsługi technicznej w 2005 roku wynosi dla:

- kolejki spagowej KS-650/63 nr 1 z napędem GÖLLNER – 115,5 godz.,
- kolejki spagowej KS-650/63 nr 2 z napędem HNK-3 – 87,5 godz.,
- kolejki spagowej KSZS nr 1 – 176,0 godz.,
- kolejki spagowej KSZS nr 1 – 206,5 godz.

Awarye hydrauliczne - kolejka KS-650/63 z napędem GÖLLNER

Tabela 1

Lp.	Mie- siąc	Zakres robót naprawczych	Kolejka spagowa	Czas postoju [godz.]	% udział czasu awarii
1	2	3	4	5	6
1	I	Wymiana filtrów, przewodów hydraulicznych w napędzie GÖLLNER	KS 1	4 h	
2	I	Wymiana siłownika w napędzie GÖLLNER	KS 1	2 h	
3	I	Wymiana przewodów zasilających hydraulicznych oraz czujnika ciśnienia wózka hamulcowego	KS 1	3 h	
4	III	Regulacja napędu oraz plombowanie zaworów przelewowych	KS 1	4 h	
5	III	Wymiana manometru 400 bar w agregacie GÖLLNER, kontrola napędu i wózka hamulcowego	KS 1	4 h	
6	III	Wymiana uszczelnień w napędzie agregatu i łożyska w kołowrocie	KS 1	7,5 h	
7	III	Wymiana kompletu filtrów w napędzie, okładzin w kołowrocie GÖLLNER - kontrola pracy	KS 1	6 h	
8	III	Podłączenie układu hydraulicznego, uruchomienie i regulacja napędu GÖLLNER	KS 1	7,5 h	
9	IV	Kontrola bloku zaworowego wózka P-15	KS 1	2 h	
10	IV	Likwidacja wycieku z siłownika hydraulicznego - wymiana nypła NW-25, wymiana szczęk hamulcowych - 8 szt.	KS 1	7 h	
11	IV	Montaż hydrauliki oraz pulpitu agregatu	KS 1	7,5 h	
12	IV	Wymiana silnika hydraulicznego w napędzie GÖLLNER oraz wymiana filtra doładowania i sterowania w układzie hydraulicznym	KS 1	4,5 h	
13	V	Wymiana uszczelnień w siłowniku hydraulicznym wózka hamulcowego i naprawa zaworu min. ciśnienia	KS 1	3 h	
14	VI	Wymiana filtra w układzie doładowania i sterowania napędu GÖLLNER	KS 1	2 h	
15	IX	Wymiana: pompy doładowania, czujnika poziomu oleju, wkładów filtracyjnych	KS 1	3 h	
16	X	Wymiana pompy doładowania i czujnika zasilania C-72	KS 1	3 h	
17	X	Wymiana siłownika hamulca kołowrotu GÖLLNER	KS 1	2 h	
18	X	Wymiana siłownika hamulca w kołowrocie GÖLLNER	KS 1	2 h	
19	X	Głośna praca agregatu GÖLLNER z wymianą węża i uzupełnienie oleju	KS 1	1,5 h	
20	XI	Wymiana zaworka KR w wózku hamulcowym	KS 1	1 h	
21	XII	Głośna praca agregatu GÖLLNER - wymiana węża i uzupełnienie oleju	KS 1	1,5 h	
Razem		Sumaryczny czas postoju		78 h	68%

Awarie mechaniczne – kolejka KS-650/63 z napędem GÖLLNER

Tabela 2

Lp.	Mie- siąc	Zakres robót naprawczych	Kolejka nr 1	Czas postoju [godz.]	% udział czasu awarii
1	2	3	4	5	6
1	I	Wymiana okładzin w kołowrocie	KS 1	2 h	
2	V	Wymiana linki prędkościomierza w napędzie	KS 1	0,5 h	
3	V	Wymiana okładzin ciernych w kołowrocie	KS 1	2 h	
4	VII	Wymiana wahacza w platformie 150 kN kolejki KS-650	KS 1	3 h	
5	IX	Wymiana okładzin ciernych kołowrotu	KS 1	2 h	
Razem		Sumaryczny czas postoju		9,5 h	8%

Awarie elektryczne - kolejka KS-650/63 z napędem GÖLLNER

Tabela 3

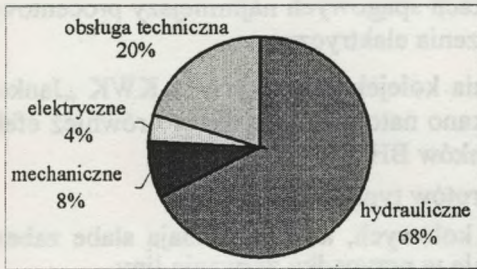
Lp.	Mie- siąc	Zakres robót naprawczych	Kolejka nr 1	Czas postoju [godz.]	% udział czasu awarii
1	2	3	4	5	6
1	IV	Wymiana wkładki tachometru MSI-2 F z okablowaniem	KS 1	1,5 h	
2	IX	Awaryjna naprawa układu pomiaru drogi – wymiana ODB-1 i TK-1	KS	3 h	
Razem		Sumaryczny czas postoju		4,5 h	4%

Obsługa techniczna – kolejka KS-650/63 z napędem GÖLLNER

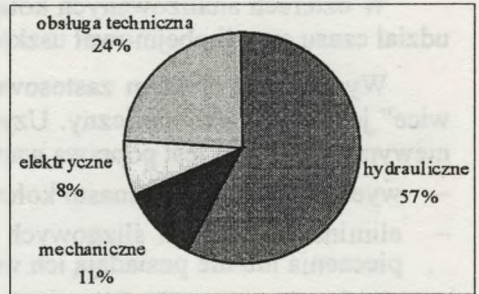
Tabela 4

Lp.	Mie- siąc	Zakres obsługi technicznej	Kolejka nr 1	Czas postoju [godz.]	% udział czasu obsługi
1	2	3	4	5	6
1	III	Kontrola oraz pomiar siły statycznej wózka hamulcowego, pomiar siły uciagu agregatu hydraulicznego	KS 1	4 h	
2	IV	Przegląd wózka hamulcowego i usunięcie spadku ciśnienia w układzie hydraulicznym	KS 1	4 h	
3	V	Wymiana zaworu ciśnienia oraz próby ruchowe wózka hamulcowego	KS 1	3,5 h	
4	V	Legalizacja zaworów przelewowych agregatu GÖLLNER, zabudowa magnesu stałego w wózku hamulcowym	KS 1	2 h	
5	VII	Kontrola wózka hamulcowego konserwacja zaworów w wyłączniku odśrodkowym	KS 1	4 h	
6	VIII	Odbiór wózka hamulcowego	KS 1	3 h	
7	X	Pomiar siły uciagu nap. GÖLLNER w wózku hamulcowym	KS 1	3 h	
Razem		Sumaryczny czas postoju		23,5 h	20%

Dla uzyskanych danych rodzajów awarii i czasu napraw czterech kolejek spagowych opracowano ich procentowe rozkłady. Rysunek 1 przedstawia procentowy rozkład typów awarii oraz obsługi technicznej powodujących przestoje w pracy kolejki KS-650 nr 1 z napędem GÖLLNER. Natomiast rysunek 2 obrazuje procentowy rozkład typów awarii oraz obsługi technicznej powodujących przestoje w pracy kolejki KS-650 nr 2 z napędem HNK-3.



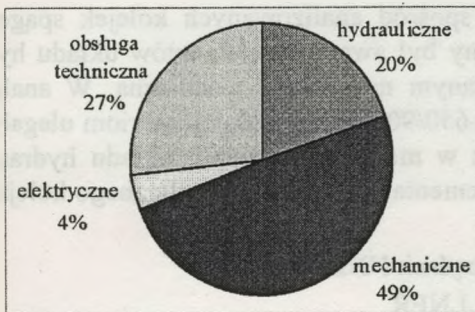
Rys.1. Procentowy rozkład typów awarii oraz obsługi technicznej powodujących przestoje w pracy kolejki KS-650 nr 1 z napędem GÖLLNER



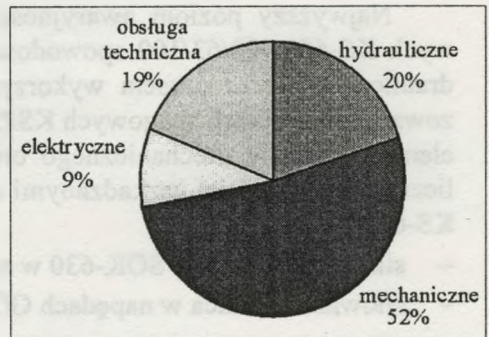
Rys.2. Procentowy rozkład typów awarii oraz obsługi technicznej powodujących przestoje w pracy kolejki KS-650 nr 2 z napędem HNK-3

W analizowanych przypadkach najdłuższy procentowy udział czasu awarii obejmował uszkodzenia hydrauliczne w zakresie od 57% do 68% ogólnego czasu przestoju. Procentowy udział czasu awarii hydraulicznych w kolejce spagowej z napędem Göllner był większy o 11% od kolejki z napędem HNK-3. Natomiast procentowy udział czasu niezbędnego na obsługę techniczną oscylował w zakresie 20% do 24%, gdzie w kolejce spagowej z napędem HNK-3 jest większy o 4% od kolejki z napędem Göllner.

Na rysunkach 3 i 4 przedstawiono procentowy rozkład typów awarii oraz obsługi technicznej powodujących przestoje w pracy kolejki KSZS nr 1 oraz 2.



Rys.3. Procentowy rozkład typów awarii oraz obsługi technicznej powodujących przestoje w pracy kolejki spagowej KSZS nr 1



Rys.4. Procentowy rozkład typów awarii oraz obsługi technicznej powodujących przestoje w pracy kolejki spagowej KSZS nr 2

W analizowanych przypadkach najdłuższy procentowy udział czasu awarii obejmował uszkodzenia mechaniczne w zakresie od 49% do 52% ogólnego czasu przestoju. W przypadku uszkodzeń hydraulicznych procentowy udział czasu awarii był taki sam i obejmował 20% ogólnego czasu przestoju każdej kolejki. Natomiast procentowy udział czasu niezbędnego na obsługę techniczną oscylował w zakresie 19% do 27% całkowitego czasu przestoju.

W czterech analizowanych kolejkach spagowych najmniejszy procentowy udział czasu awarii obejmował uszkodzenia elektryczne.

Wymiernym efektem zastosowania kolejek spagowych w KWK „Jankowice” jest wynik ekonomiczny. Uzyskano natomiast dodatkowo również efekt niewymierny jakim jest poprawa warunków BHP poprzez:

- wyeliminowanie kilkunastu kołowrotów typu KBH i EKO,
- eliminację platform ślizgowych i kołowych, które posiadają słabe zabezpieczenia lub nie posiadają ich wcale w przypadku zerwania liny,
- eliminację zagrożeń od lin ciągnowych (biczowanie liny).

3. Podsumowanie

Dla kolejki spagowej KS-650/900/63/100 nr 1 z napędem GÖLLNER czas przestoju ze względu na awarie oraz obsługę techniczną wynosił 115,5 godz., co stanowiło 1,9% całkowitego czasu dyspozycyjnego (6048 godz.). Czas postoju kolejki spagowej KS-650/900/63/100 nr 2 z napędem HNK-3 wyniósł 87,5 godz., co stanowiło 1,45% całkowitego czasu dyspozycyjnego (6048 godz.). W drugim typie analizowanych kolejek czas postoju ze względu na awarie oraz obsługę techniczną dla kolejki spagowej KSZS-650/900/68 nr 1 wyniósł 176 godz., stanowiło to 2,9% czasu dyspozycyjnego, natomiast dla kolejki spagowej KSZS-650/900/68 nr 2 wynosił 206,5 godz., stanowiło to 3,4% czasu dyspozycyjnego.

Najwyższy poziom awaryjności spośród analizowanych kolejek spagowych KS-650/900/63/100 spowodowany był awariami elementów układu hydraulicznego, oraz czasem wykorzystanym na obsługę techniczną. W analizowanych kolejkach spagowych KSZS-650/900/68 najczęściej awariom ulegały elementy układu mechanicznego oraz w mniejszym stopniu układu hydraulicznego. Najczęściej uszkodzonymi elementami układu hydraulicznego kolejki KS-650/900/63/100 były:

- silnik hydrauliczny SOK-630 w napędach HNK-3,
- siłownik hamulca w napędach GÖLLNER.

Natomiast najczęściej uszkodzonymi elementami układu mechanicznego kolejek KSZS-650/900/68 były:

- wyłącznik odśrodkowy wózka hamulcowego,
- zestaw jezdny w tym koła jezdne, rolki odciskowe.

Można stwierdzić, że dla analizowanych przypadków utracony czas dyspozycyjny ze względu na awarie oraz obsługę techniczną jest akceptowalny. Należy natomiast prowadzić w dalszym ciągu prace pozwalające na modernizację elementów najczęściej ulegających uszkodzeniom.

Literatura

1. Informacje i dokumentacje KWK „Jankowice”.
2. DTR Kolej spagowa KS 650/900/63/100. - KWK „Jankowice”.
3. DTR Kolej spagowa zębata spalinowa KSZS-650/900/68. – KWK „Jankowice”.
4. Schinohl B., Robakowski S.: Nowoczesna technika zbrojenia i likwidacji ścian przy zastosowaniu kolejki spagowej zębatej. WUG nr 6(58)/99.
5. Grzonka A., Ficek J.: Zastosowanie kolejki spagowej zwykłej i zębatej do transportu ciężkiego w kopalni „Jankowice”. Przegląd Górniczy nr 5/00.

Recenzent: dr inż. Andrzej Meder

NOWE ROZWIĄZANIA DOŁOWYCH LOKOMOTYW SPALINOWYCH OPRACOWANE W CMG KOMAG

Piotr DOBRZANIECKI, Krzysztof KACZMARCZYK, Hubert SUFFNER, Edward PIECZORA, Dariusz PAWLICKI

Streszczenie. W referacie omówiono wybrane konstrukcje lokomotyw dołowych spalinowych opracowane w CMG KOMAG przy współpracy z firmą ENERGO-MECHANIK. Podano wymagania prawne obowiązujące przy projektowaniu i certyfikacji tego rodzaju środków transportu. Przedstawiono również przewidywane kierunki prac w zakresie napędów spalinowych dla górnictwa.

1. Wstęp

Coraz szersze zastosowanie w kopalnianej kolei podziemnej, dzięki swym zaletom, znajdują lokomotywy z napędem spalinowym. Użyciem tych lokomotyw są zainteresowane oprócz kopalń węgla także zakłady górnicze wydobywające rudy miedzi. Bezpieczne stosowanie tych urządzeń, zwłaszcza w wyrobiskach zagrożonych wybuchem pyłu węglowego i/lub metanu wymaga spełnienia wielu specyficznych wymagań tak na etapie ich projektowania i wykonywania, jak również podczas ich eksploatacji.

Transport główny w polskich kopalniach węgla kamiennego bazuje na kopalnianej kolei podziemnej, w której dotychczas stosowane były głównie lokomotywy elektryczne przewodowe (trakcyjne) lub akumulatorowe. Krajowa produkcja tych lokomotyw została zakończona przez ich producenta KONSTAL - Chorzów (obecnie ALSTOM-KONSTAL) kilkanaście lat temu. Mając na uwadze spełnienie oczekiwań użytkowników konstruktorzy CMG KOMAG i specjaliści firmy Energo-Mechanik Sp. z o.o. ze Strzelce Opolskich podjęli współpracę, w wyniku której zostały opracowane i wdrożone do produkcji dołowe lokomotywy spalinowe, spełniające wysokie, unijne wymagania.

2. Wymagania

Wymagania, które obowiązują podczas projektowania i konstruowania, jak również certyfikacji po wejściu Polski do UE zawarte są w:

Mgr inż. Piotr Dobrzaniecki
Mgr inż. Krzysztof Kaczmarczyk
Mgr inż. Hubert Suffner
Mgr inż. Edward Pieczora
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG
ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374650, 2374114,
2374689, 2374375
e-mail: pdobrzaniecki@komag.eu
e-mail: kkaczmarczyk@komag.eu
e-mail: hsuffner@komag.eu
e-mail: epieczora@komag.eu
Mgr inż. Dariusz Pawlicki
Energo-Mechanik Sp. z o.o.
ul. Krakowska 30
47-100 Strzelce Opolskie
tel. 077 4613251 w. 320
e-mail: dh@energomechanik.com.pl

1. Załączniku I Dyrektywy 98/37/EC z 22 czerwca 1998 tzw. Dyrektywy Maszynowej (wdrożonej rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 20 grudnia 2005 r., Dz.U. nr 259 poz. 2170),
2. Rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. Nr 139, poz. 1169) wraz ze zmianą wprowadzoną rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 9 czerwca 2006 r. (Dz.U. nr 124, poz. 863).

Zgodnie z zapisem w artykule 8 rozdziału II Dyrektywy Maszynowej „Producent lub jego upoważniony przedstawiciel ustanowiony we Wspólnocie ma obowiązek, w celu zaświadczenia o zgodności maszyn i ich urządzeń bezpieczeństwa z niniejszą Dyrektywą, sporządzać dla wszelkich maszyn oraz urządzeń bezpieczeństwa deklarację zgodności EC, na podstawie wzoru podanego odpowiednio w Załączniku II A lub C”. Jednocześnie w załączniku IV pkt. 12 wyżej wymienionej Dyrektywy przywołuje się lokomotywy jako jeden z typów maszyn do prac podziemnych podlegających obowiązkowej ocenie zgodności z udziałem jednostki notyfikowanej.

Domniemywa się, że wyrób spełnia wymagania zasadnicze, jeżeli jest zgodny z normami zharmonizowanymi. Najważniejsze z nich, dotyczące omawianej problematyki, to:

- PN-EN 1679-1:2000 Silniki spalinowe tłokowe – Bezpieczeństwo – Silniki o zapłonie samoczynnym.
- PN-EN 1889-2:2005 Maszyny dla górnictwa podziemnego – Podziemne maszyny samobieżne – Bezpieczeństwo – Część 2: Lokomotywy szynowe.
- PN-EN 894-2:2002 Maszyny – Bezpieczeństwo – Wymagania ergonomiczne dotyczące projektowania wskaźników i elementów sterowniczych – Część 2: Wskaźniki.
- PN-EN 894-3:2002 Maszyny – Bezpieczeństwo – Wymagania ergonomiczne dotyczące projektowania wskaźników i elementów sterowniczych – Część 3: Elementy sterownicze.
- PN-EN 954-1:2001 Maszyny – Bezpieczeństwo – Elementy systemów sterowania związane z bezpieczeństwem – Część 1: Ogólne zasady projektowania.
- PN-EN 981:2002 Maszyny – Bezpieczeństwo – System dźwiękowych i wizualnych sygnałów bezpieczeństwa oraz sygnałów informacyjnych.
- PN-EN 1037:2001 Maszyny – Bezpieczeństwo – Zapobieganie niespodziewanemu uruchomieniu.
- PN-EN 61310-1:2000 Bezpieczeństwo maszyn – Wskazywanie, oznaczanie i sterowanie – Wymagania dotyczące sygnałów wizualnych, akustycznych i dotykowych.
- PN-EN 60204-1:2001 Bezpieczeństwo maszyn – Wyposażenie elektryczne maszyn – Część 1: Wymagania ogólne.

Dodatkowo dla lokomotyw mających pracować w podziemnych wyrobiskach kopalń węgla obowiązują:

- Wymagania zawarte w Załączniku II Dyrektywy Unii Europejskiej nr 94/9/WE – ATEX z dnia 23 marca 1994 (wdrożonej rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 22 grudnia 2005 r., Dz.U. nr 263, poz. 2203).
- PN-EN 1834-2:2002 Silniki spalinowe tłokowe – Wymagania bezpieczeństwa dotyczące projektowania i budowy silników przeznaczonych do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – Część 2: Silniki grupy I przeznaczone do stosowania w pracach podziemnych zagrożonych występowaniem metanu i/lub palnego pyłu.
- PN-EN 50014:2004 Urządzenia elektryczne w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – Wymagania ogólne.
- PN-EN 50018:2005 Urządzenia elektryczne w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – Osłony ognioszczelne "d".
- PN-EN 50020:2005 Urządzenia elektryczne w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – Wykonanie iskrobezpieczne „i”.

Dla lokomotyw z napędem spalinowym eksploatowanych w przestrzeniach zagrożonych wybuchem gazu i/lub pyłu koniecznym jest samoczynne (automatyczne) zatrzymanie (wyłączenie) silnika spalinowego przy przekroczeniu nadmiernej prędkości obrotowej, a także w przypadku niżej wymienionych stanów zagrożeń:

- przekroczenia dopuszczalnej temperatury cieczy (wody) w układzie chłodzenia silnika spalinowego,
- niskiego ciśnienia oleju smarującego,
- niskiego poziomu cieczy (wody) w układzie chłodzenia,
- przekroczenia dopuszczalnej temperatury spalin,
- wysokiej temperatury oleju silnikowego,
- wysokiej temperatury oleju hydraulicznego.

W przypadku wystąpienia wyżej wymienionych zagrożeń samoczynne urządzenia wyłączające silnik powinny wywołać alarm.

Dla lokomotyw pracujących w kopalniach węgla wymagane jest również, by temperatura powierzchni zewnętrznych osiągana w najbardziej niekorzystnych warunkach pracy (do których ma dostęp otaczająca atmosfera) oraz temperatura spalin emitowanych do atmosfery bezpośrednio za tłumikiem płomieni nie mogą przekraczać wartości 150°C.

Normalnym i awaryjnym sposobem samoczynnego zatrzymywania silnika powinno być odcięcie dopływu paliwa do pompy wtryskowej lub bezpośrednio w jej sąsiedztwie, zaś każdy silnik powinien być wyposażony w zawór odcinający wlot powietrza. Mechanizm zabezpieczający przed nadmierną prędkością obrotową powinien samoczynnie odciąć dopływ paliwa oraz zamknąć zawór odcinający dopływ powietrza.

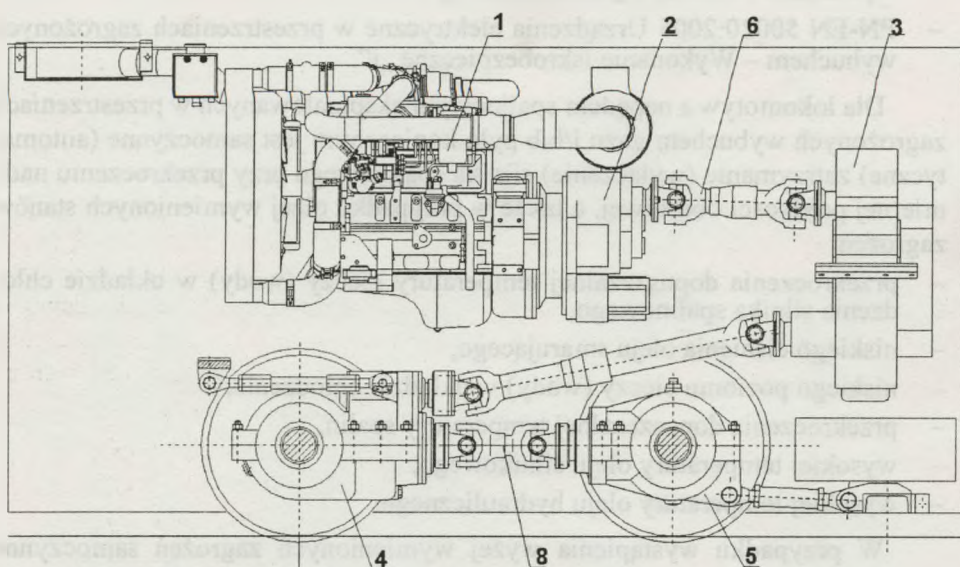
3. Nowoczesne lokomotywy spalinowe opracowane w CMG KOMAG

Mając na uwadze spełnienie oczekiwań użytkowników CMG KOMAG wraz z firmą Energo-Mechanik Sp. z o.o., opracował dokumentację i wdrożył do produkcji nowoczesne lokomotywy:

- Lds-100K-EM – dla zakładów górniczych rud miedzi,
- Lds-100K-EMA – dla kopalń węgla kamiennego.

Lokomotywy te zostały poddane obowiązkowej ocenie zgodności z udziałem jednostek notyfikowanych, co pozwoliło na oznaczenie tych lokomotyw przez producenta znakiem CE i wydanie deklaracji zgodności.

Wspólną cechą wyżej wymienionych lokomotyw jest mechaniczny sposób przeniesienia momentu z silnika spalinowego na zestawy kołowe (rys. 1).



Rys.1. Schemat przeniesienia napędu w lokomotywach typu Lds-100

1 – silnik wysokoprężny, 2 – przekładnia hydrokinetyczna (zmiennik momentu), 3 – przekładnia rewersyjna, 4 – przekładnia kątowna przednia, 5 – przekładnia kątowna tylna, 6, 7, 8 – wały napędowe

Moment przenoszony jest poprzez zmiennik momentu na przekładnię rewersyjną, a z niej za pomocą wałów napędowych na przekładnie kątowne przy zestawach kołowych. Wały główne tych przekładni są jednocześnie osiami zestawów kołowych.

Pierwsze egzemplarze wymienionych lokomotyw zostały wdrożone w KGHM w ZG Rudna II i ZG Polkowice-Sieroszowice oraz w KWK „Borynia”.

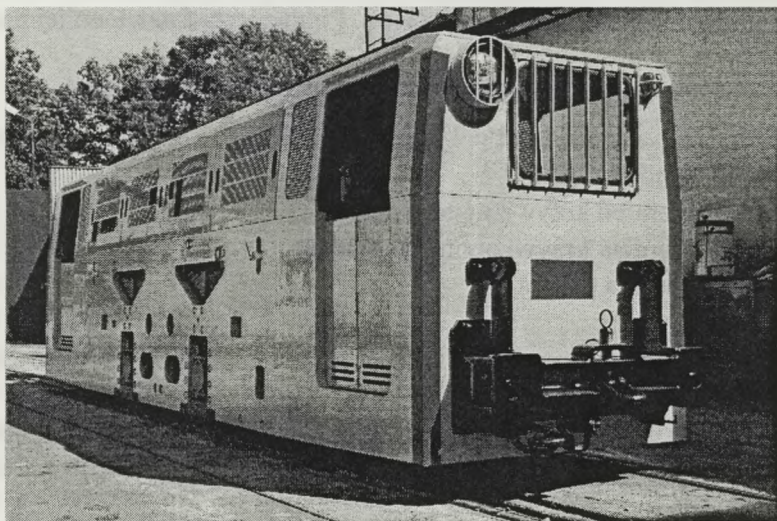
3.1. Lokomotywa dołowa spalinowa typu LDS-100K-EM

Lokomotywa dołowa spalinowa Lds-100K-EM (rys. 2) jest przeznaczona do prac transportowych i przewozowych w podziemiach kopalń, rud, soli i innych minerałów użytkowych w pomieszczeniach niezagrożonych wybuchem metanu. W układzie napędowym zastosowano niskotoksyczny silnik wysoko-
prężny firmy Cummins z turbodoładowaniem i chłodnicą powietrza doładowu-
jącego (rys. 3). W celu polepszenia jakości spalin oraz zmniejszenia ich
uciążliwości w układzie wydechowym lokomotywy zabudowano katalizator
i rozrzedzacz spalin. Dane techniczne silnika podano poniżej.

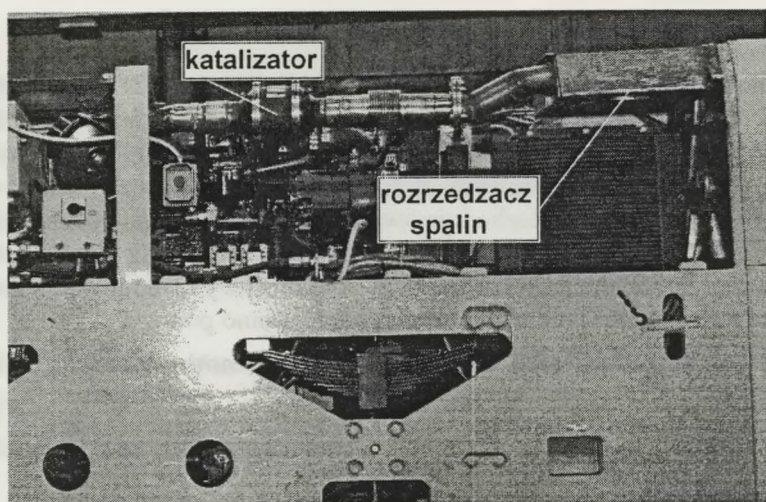
Dane techniczne silnika 4BTAA3.9 firmy Cummins wersja FR91165

Typ silnika	4BTAA3.9
Rodzaj silnika	wysokoprężny z turbodoładowaniem
Liczba cylindrów	4
Pojemność skokowa	3,9 dm ³
Ustawienie cylindrów	rzędowe, pionowe
Moc silnika przy obrotach $n = 2200$ obr./min	91 kW
Moment obrotowy dla $n = 2200$ obr./min	357 Nm
Masa	340 kg

Silnik 4BTAA3.9 spełnia wymagania Europejskiej Normy Emisji Spalin i Urzędzeń poza Drogą NRMM Stage 2 (Dyrektywa 97/68/WE Parlamentu Euro-
pejskiego i Rady z dnia 16 grudnia 1997 r. w sprawie zbliżenia ustawodawstw
Państw Członkowskich odnoszących się do środków dotyczących ograniczenia
emisji zanieczyszczeń gazowych i pyłowych z silników spalinowych monto-
wanych w maszynach jezdnych nie poruszających się po drogach).



Rys.2. Lokomotywa dołowa spalinowa Lds-100K-EM



Rys.3. Katalizator i rozrzedzacz spalin w układzie wylotowym Lds-100K-EM

Silnik ten poprzez przekładnię hydrokinetyczną oraz przekładnię rewersyjną napędza przednią oraz tylną przekładnię kątową. Wały główne tych przekładni są jednocześnie osiami zestawów kołowych. Lokomotywa Lds-100K-EM wyposażona jest w manewrowy hamulec z napędem hydraulicznym oraz hydraulicznie luzowany hamulec awaryjno-postojowy.

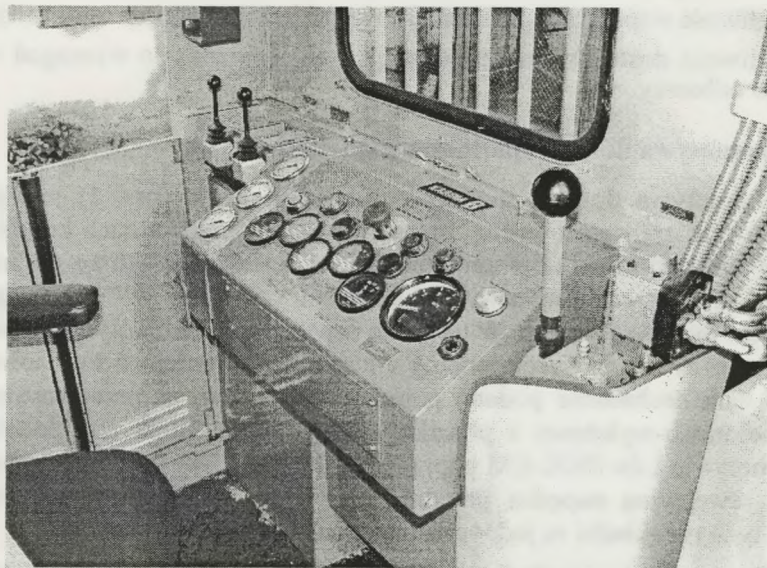
Sterowanie obrotami silnika, hamulcami, kierunkiem jazdy i załączanie piasecznic jest realizowane na drodze hydraulicznej bądź, na życzenie użytkownika, elektrohydraulicznie. Rozruch silnika realizowany jest na drodze elektrycznej. Jest to lokomotywa dwustanowiskowa o równorzędnym rozmieszczeniu urządzeń sterujących. Wyposażona jest w samoczynnie działającą instalację gaśniczą. Może być opcjonalnie wyposażona w elektroniczny system nadzoru parametrów pracy (z ich rejestracją). Poniżej przedstawiono jej parametry techniczne.

Parametry techniczne lokomotywy Lds-100K-EM

Siła uciągu (na haku) na torze posypanym piaskiem	do 30 kN
Maksymalna prędkość jazdy	4 m/s
Najmniejszy promień krzywizny toru (łuku)	12,5 m
Najmniejszy promień krzywizny toru w pionie	40 m
Pojemność zbiornika paliwa	60 dm ³
Masa lokomotywy	około 12 000 kg
Rozstaw torów	s = 550÷900 mm
Gabaryty lokomotywy:	
- długość między zderzakami	6200 mm
- wysokość od główki szyny	1650 mm
- szerokość lokomotywy	dla s ≤ 750 1100 mm
	dla s = 785 1135 mm
	dla s = 900 1250 mm

Lokomotywa Lds-100K-EM powstała z myślą o kopalniach rud miedzi, a koncepcja jej budowy była w wielu szczegółach konsultowana z przedstawicielami przyszłych użytkowników. Dotyczyło to zwłaszcza układu monitorowania i sterowania pracą lokomotywy oraz wyposażenia kabin.

Projektując kabinę maszynisty uwzględniono sugestie przyszłych użytkowników oraz wymagania przepisów i norm, w tym głównie normy PN-EN 1889-2:2005 (Maszyny dla górnictwa podziemnego – Podziemne maszyny samobieżne – Bezpieczeństwo – Część 2: Lokomotywy szynowe). Na rysunku 4 przedstawiono wyposażenie kabiny maszynisty.



Rys.4. Wyposażenie kabiny lokomotywy Lds-100K-EM

Aby producent mógł oznakować gotowy wyrób znakiem CE i wydać deklarację zgodności lokomotywa została poddana badaniom, które obejmowały:

- a) pomiar siły uciągu dla toru suchego, mokrego i posypanego piaskiem,
- b) pomiar statycznej siły hamowania dla toru suchego, mokrego i posypanego piaskiem,
- c) badania pola widzenia,
- d) narażenie operatora i pracowników obsługi na hałas,
- e) pomiar poziomu mocy akustycznej,
- f) narażenie operatora na drgania o oddziaływaniu ogólnym ew. miejscowym ,
- g) badanie wytrzymałości urządzenia zderzakowo-pociągowego,
- h) pomiar temperatur,
- i) pomiar składu spalin.

Badaniu wytrzymałościowemu poddano m.in. urządzenie zderzakowo-pociągowe, które przy obciążeniu 300 kN (tj. przy 10-krotnym przeciążeniu)

nie wykazało żadnych odkształceń. Pomiary wartości czynników szkodliwych tj. hałasu, drgań i jakości spalin wykazały poprawne ich wartości, mniejsze od maksymalnych dopuszczalnych.

Zalety lokomotywy Lds-100K-EM:

- zwarta i modułowa budowa ułatwiająca wszelkie prace transportowe i manewrowe w podziemnych wyrobiskach,
- nowoczesne sterowanie hydrauliczne lub elektrohydrauliczne z uwzględnieniem ergonomii stanowiska maszynisty,
- możliwość współpracy ze standardowymi jednostkami transportowymi,
- możliwość dostosowania konstrukcji i wyposażenia do wymagań konkretnego odbiorcy.

3.2. Lokomotywa dołowa spalinowa LDS-100K-EMA

Lokomotywa dołowa spalinowa Lds-100K-EMA (rys. 5) jest przeznaczona do prac transportowych i manewrowych w podziemiach kopalń węgla, rud, soli i innych minerałów użytkowych w pomieszczeniach ze stopniem „a”, „b” i „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz klas „A” i „B” zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. W układzie napędowym lokomotywy zastosowano niskotoksyczny silnik wysokoprężny z turbodoładowaniem firmy Volvo Penta, którego dane techniczne podano poniżej, wyposażony w przeciwwybuchowy układ dolotowo-wylotowy z płuczką wodną spalin. Silnik ten, podobnie jak w lokomotywie Lds-100K-EM poprzez przekładnię hydrokinetyczną oraz przekładnię rewersyjną napędza przednią oraz tylną przekładnię kątową. Wały główne tych przekładni są jednocześnie osiami zestawów kołowych.

Dane techniczne silnika spalinowego D5AT firmy Volvo-Penta

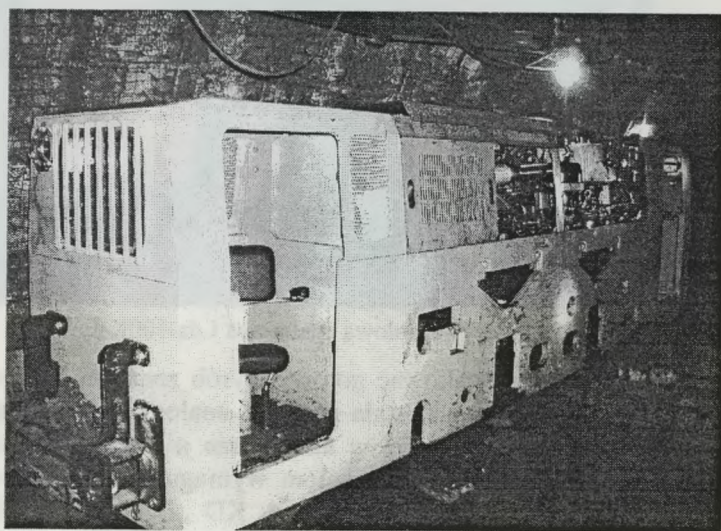
Typ silnika	D5AT
Rodzaj silnika	wysokoprężny z turbodoładowaniem
Ilość cylindrów	4
Pojemność skokowa	4,75 dm ³
Ustawienie cylindrów	rzędowe, pionowe
Moc silnika przy obrotach $n=2300$ obr./min	81 kW
Masa silnika	500 kg

Lokomotywa Lds-100K-EMA wyposażona jest w manewrowy hamulec z napędem hydraulicznym oraz hydraulicznie luzowany hamulec awaryjno-pojazdowy. Sterowanie obrotami silnika, hamulcami, kierunkiem jazdy i załączanie piasecznic realizowane jest elektrohydraulicznie. Rozruch silnika odbywa się na drodze hydraulicznej. Jest to lokomotywa dwustanowiskowa o równorzędnym rozmieszczeniu urządzeń sterujących. Lokomotywa wyposażona jest w elektroniczny system nadzoru parametrów pracy wyłączający pracę silnika przy zaniku ciśnienia oleju smarującego silnik, braku ciśnienia w układzie ha-

mulcowym, przekroczenia temperatur: cieczy chłodzącej silnik, spalin wylotowych, oleju w układzie hydraulicznym. Oprócz centralnej samoczynnie działającej instalacji gaśniczej, każda kabina wyposażona jest w przenośną gaśnicę proszkową lub śniegową. Poniżej przedstawiono parametry techniczne lokomotywy Lds-100K-EMA, które są takie same jak dla omówionej poprzednio, przeznaczonej dla kopalń rud miedzi.

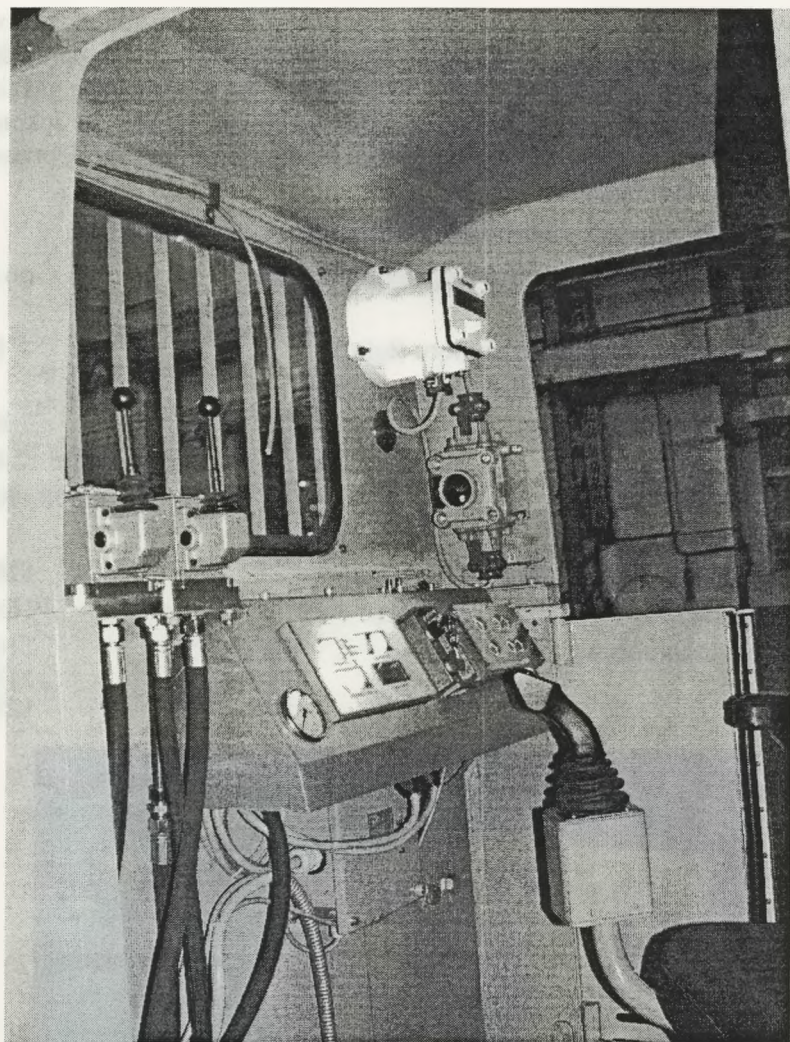
Parametry techniczne lokomotywy Lds-100K-EMA

Siła uciągu (na haku) na torze posypanym piaskiem	do 30 kN
Maksymalna prędkość jazdy	4 m/s
Najmniejszy promień krzywizny toru (łuku)	12,5 m
Najmniejszy promień krzywizny toru w pionie	40 m
Pojemność zbiornika paliwa	60 dm ³
Masa lokomotywy	około 12 000 kg
Rozstaw torów	s = 550÷900 mm
Gabaryty lokomotywy:	
- długość między zderzakami	6200 mm
- wysokość od główki szyny	1650 mm
- szerokość lokomotywy	dla s ≤ 750 1100 mm
	dla s = 785 1135 mm
	dla s = 900 1250 mm



Rys.5. Lokomotywa dołowa spalinowa Lds-100K-EMA

Lokomotywa wyposażona jest w układ sterowania i monitorowania współpracujący ze sterownikiem elektronicznym. Elementem wykonawczym są rozdzielacze elektrohydrauliczne posiadające certyfikat na zgodność z dyrektywą ATEX. Na rysunku 6 przedstawiono wyposażenie kabiny lokomotywy Lds-100K-EMA.



Rys.6. Lokomotywa dołowa spalinowa Lds-100K-EM

Aby producent mógł oznakować gotowy wyrób znakiem CE i wydać deklarację zgodności lokomotywa została poddana analogicznym badaniom, jak lokomotywa przeznaczona do pracy w atmosferze niezagrożonej wybuchem gazu i/lub pyłu oraz dodatkowym badaniom wymaganych dyrektywą ATEX. Stosowne badania zostały przeprowadzone w KD „Barbara” w Mikołowie. Układ dolotowo-wylotowy był poddany badaniom zgodnie z PN-EN 1834-2:2002 i uzyskał pozytywną ocenę pozwalającą na jego bezpieczną eksploatację w warunkach zagrożenia gazowego i pyłowego.

Także urządzenie zderzakowo-pociągowe zostało poddane badaniom wytrzymałościowym, które przy obciążeniu 300 kN (10-krotny współczynnik bezpieczeństwa) nie wykazało żadnych odkształceń.

Zalety lokomotywy Lds-100K-EMA są analogiczne jak Lds-100K-EM z tą różnicą, że zmieniony jest obszar stosowania tych lokomotyw, tj. wyrobiska zagrożone wybuchem gazu lub/i pyłu.

4. Podsumowanie

Światowe tendencje w projektowaniu nowoczesnych lokomotyw, oczekiwania użytkowników, jak również doświadczenia konstruktorów i producentów wskazują na kierunki dalszych prac, których celem jest zwiększenie bezpieczeństwa i funkcjonalności lokomotyw eksploatowanych w podziemnych wyrobiskach kopalń. Przewiduje się, że w najbliższych latach prace te będą m.in. koncentrować się wokół opracowania napędu dwuzródłowego (spalinowo-elektrycznego) pozwalającego na zwiększenie sprawności wykorzystania mocy, ograniczenie ilości spalin emitowanych do atmosfery oraz ograniczającego zużycie paliwa.

Rozwiązania takie znane są już i stosowane w przemyśle. Jednak wdrożenie ich do górnictwa w warunkach dużego zapyłania, wilgotności oraz zagrożenia wybuchem gazu lub/i pyłu wymaga niejednokrotnie całkowitej zmiany ich dotychczasowej koncepcji budowy. W chwili obecnej w handlu nie są dostępne komponenty tego rodzaju posiadające certyfikat ATEX, zaś ceny komponentów dostępnych na rynku w wykonaniu tzw. „normalnym” nadal są bardzo wysokie.

Reasumując ten kierunek rozwoju napędów lokomotyw wymaga działań interdyscyplinarnych, zarówno w zakresie samego mechanicznego realizowania napędów jak i komponentów przynależnych (wyposażenie elektryczne, układy sterowania i diagnostyki).

Literatura

1. Dokumentacja techniczna i Dokumentacja Techniczno-Ruchowa lokomotyw Lds-100K-EM i Lds-100K-EMA – dokumentacje CMG KOMAG.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

ŁADOWARKA BOCZNIE WYSYPUJĄCA ŁBT-1200EH/LS-A NOWOCZESNĄ I BEZPIECZNĄ MASZYNĄ ŁADUJĄCĄ

Marek KALITA, Edward PIECZORA, Dariusz PROSTAŃSKI, Emil WYROBEK, Grzegorz MAŁYSKA, Adam MAZUREK

Streszczenie. W referacie podano zastosowanie, główne parametry techniczne oraz doświadczenia eksploatacyjne ładowarki bocznie wysypującej z wysięgnikiem teleskopowym ŁBT-1200EH/LS-A stosowanej przy drażeniu chodników z użyciem materiałów wybuchowych. Przedstawiono również konstrukcję, sposób modernizacji pod kątem wymogów dyrektyw, oraz kierunki dalszego rozwoju.

1. Wstęp

Drażenie kamiennych wyrobisk korytarzowych w bardzo twardych skałach o wytrzymałości na ściskanie powyżej 100 MPa, prawie zawsze jest realizowane za pomocą materiałów wybuchowych.

Mechanizacja prac wykonywanych w przodku obejmuje:

- wiercenie i ładowanie otworów strzałowych,
- odstrzelenie,
- ładowanie odstrzelonego urobku,
- wznoszenie obudowy w przodku,
- prace pomocnicze.

Mechaniczne ładowanie urobku odbywa się za pomocą różnego typu ładowarek, z których najbardziej rozpowszechnione są ładowarki bocznie wysypujące. Za ich pomocą można załadować urobek na przenośniki lub wozy, a także dostarczać materiały od miejsca wyładunku (np. z kolejki) do przodku. Jedną z ważnych wyżej wymienionych czynności jest ładowanie odstrzelonego urobku. W niniejszym referacie przedstawiono rozwiązanie techniczne ładowania odstrzelonego urobku w drażonym wyrobisku na dalsze śródki odstawy z wykorzystaniem ładowarki ŁBT-1200EH/LS-A [1, 2].

*Mgr inż. Marek Kalita
Dr inż. Dariusz Prostański
Mgr inż. Edward Pieczora
Mgr inż. Emil Wyrobek
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG*

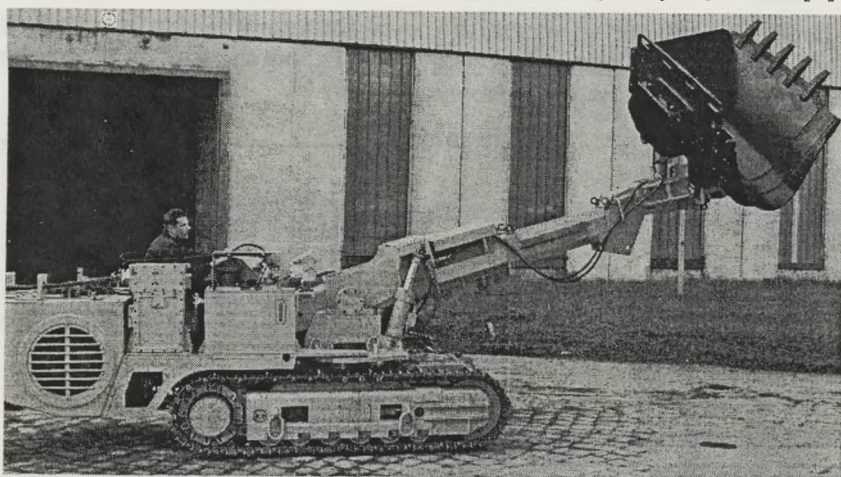
*ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374628, 2374662,
2374375, 2374109
e-mail: mkalita@komag.eu
e-mail: dprostański@komag.eu
e-mail: epieczora@komag.eu*

*Mgr inż. Grzegorz Małyska
Inż. Adam Mazurek
Zakład Produkcji Specjalnej
„Bumar” Łabędy Sp. z o.o.
ul. Mechaników 9
44-100 Gliwice
tel.: 032 7346801, 7346802
e-mail: zps@bumar.gliwice.pl
e-mail: zps@bumar.gliwice.pl*

2. Ładowarka bocznie wysypująca z wysięgnikiem teleskopowym ŁBT-1200EH/LS-A

Obecnie oferowanym na rynku krajowym najnowszym typem ładowarki bocznie wysypującej, z wysięgnikiem wysuwym teleskopowym jest ładowarka ŁBT-1200EH/LS-A (rys. 1) konstrukcji Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, produkowana w Zakładzie Produkcji Specjalnej BUMAR ŁABĘDY Sp. z o.o. Jest to zmodernizowana wersja ładowarki bocznie wysypującej ŁBT-1200EH/LS.

Ładowarka ŁBT-1200EH/LS-A została zaprojektowana i jest wykonana zgodnie z dyrektywami nowego podejścia. W ramach modernizacji wysięgnik, obrotnica i czerpak zostały wzmocnione, co zapewnia znacznie dłuższą trwałość całej maszyny. Dodatkowo ładowarkę wyposażono w konstrukcję ochronną operatora zgodnie z wymogami Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 20 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn i elementów bezpieczeństwa wprowadzające dyrektywę 98/37/WE (Dz.U. Nr 259 z 2005 r., poz. 2170) [3] oraz instalację elektryczną zgodnie z Dyrektywą ATEX [4].



Rys.1. Ładowarka bocznie wysypująca ŁBT-1200 EH/LS-A z wysięgnikiem teleskopowym

Ładowarka ŁBT-1200EH/LS-A z napędem elektrohydraulicznym przeznaczona jest do mechanizacji ładowania urobku w chodnikach i komorach w podziemnych wyrobiskach górniczych o stopniu niebezpieczeństwa „a”, „b” i „c” wybuchu metanu oraz klasy „A” i „B” zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Ładowarka ta przewidziana jest do ładowania urobku zarówno do wozów, jak i na przenośniki. W zależności od potrzeb, wyładowywanie urobku z czerpaka może odbywać się na lewą lub prawą stronę ładowarki.

Wyżej wymieniona ładowarka składa się z trzech podstawowych zespołów: podwozia gaśienicowego, zespołu ładującego, agregatu hydraulicznego z wyposażeniem hydraulicznym.

Elektrohydrauliczny napęd ładowarki zapewnia jej bardzo dobre parametry ruchowe, tj.: siłę wbijania czerpaka w zwal urobku, prędkość jazdy i krótkie czasy operowania czerpakiem.

Wysuwny teleskopowo i wychylny na boki wysięgnik umożliwia ładowanie z przodku o szerokości 4400 mm bez konieczności manewrowania podwoziem, co zapobiega niszczeniu spągu.

Hydrauliczny układ ładowarki pracuje w systemie energooszczędnym „load-sensing” regulując wydatek mocy, w zależności od chwilowego jej zapotrzebowania. Układ ten, oprócz oszczędności energii zapewnia również zwiększenie żywotności poszczególnych elementów wyposażenia hydraulicznego.

Teleskopowy wysięgnik umożliwiający wysuw czerpaka o 900 mm pozwala na załadunek do czerpaka materiału skalnego bez konieczności przemieszczania podwozia. Cecha ta ma ogromny wpływ na komfort pracy operatora, chroniąc go przed wstrząsami i uderzeniami powodowanymi wbijaniem czerpaka w zwal urobku w ładowarkach ze sztywnym wysięgnikiem. Chroni to również przed chorobami zawodowymi m.in. układu kostnego. Teleskopowy wysięgnik pozwala również na kontrolowanie całego cyklu ładowania skał do czerpaka, umożliwiając przerwanie go w dowolnej chwili.

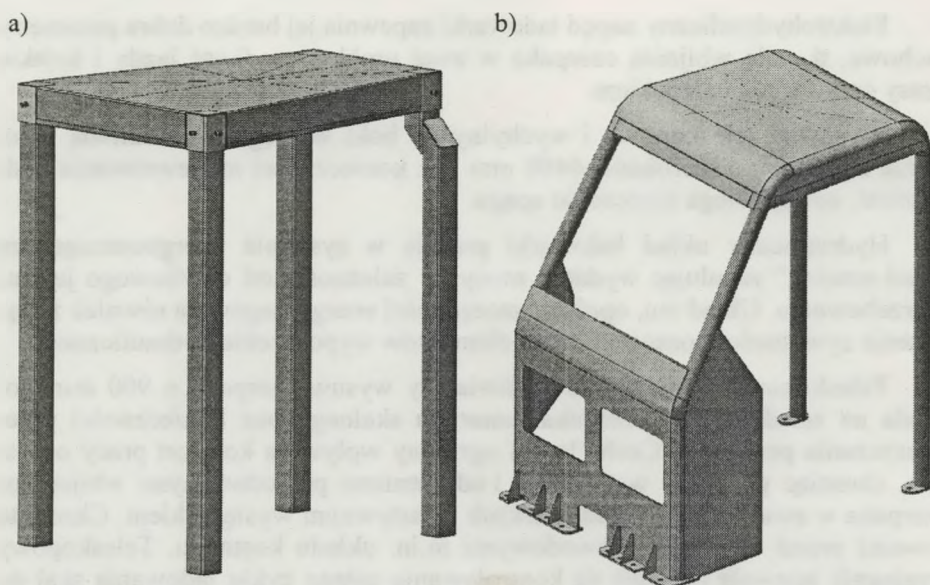
Hydrauliczny napęd podwozia z samoczynnie włączanymi hamulcami zapewnia możliwość pracy ładowarki na nachyleniach do $\pm 20^\circ$.

Ładowarka ŁBT-1200EH/LS-A jest wyposażona w ognioszczelną skrzynię aparatury elektrycznej, a jej wyposażenie elektryczne jest przystosowane do pracy w pomieszczeniach o stopniu niebezpieczeństwa „a”, „b” i „c” zagrożenia wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego oraz posiada certyfikat zgodności w zakresie dyrektyw: maszynowej i ATEX.

Ładowarka ŁBT-1200EH/LS-A może być dodatkowo wyposażona w jedną z dwóch konstrukcji ochronnych (rys. 2) chroniących operatora przed przypadkowo spadającymi skałami stropowymi. Wytrzymałość konstrukcji ochronnych została zweryfikowana za pomocą komputerowych metod obliczeniowych. Jedną z konstrukcji została poddana badaniom stanowiskowym niszczącym zgodnie z normami: PN-EN 13627:2002, PN-ISO 3164:1998, PN-G-50000:2002, PN-G-50033:1996 [5, 6, 7, 8]. Badania stanowiskowe niszczące potwierdziły wyniki obliczeń komputerowych. *Obie konstrukcje ochronne są w stanie pochłonąć energię 11600 J, nie powodując naruszenia przestrzeni ochronnej operatora (DLV).*

Podstawowe dane techniczne ładowarki:

– Pojemność czerpaka	1,2 m ³
– Prędkość jazdy	0÷1 m/s
– Nacisk jednostkowy na podłoże	0,11 MPa
– Maksymalne podłużne nachylenie podłoża	$\pm 20^\circ$
– Maksymalne poprzeczne nachylenie wyrobiska	$\pm 8^\circ$
– Szerokość gaśienicy	300 mm
– Masa ładowarki	14500 kg



Rys.2. Konstrukcja ochronna operatora ładowarki ŁBT-1200EH/LS-A: a) osłona operatora, b) kabina operatora

Układ hydrauliczny:

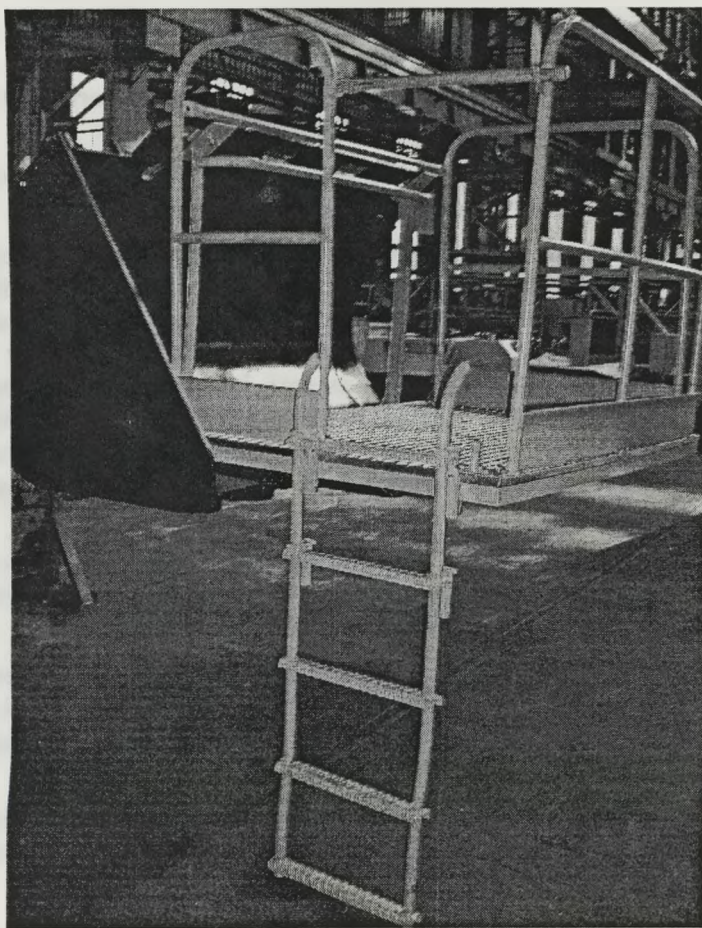
- Pompa wielotłoczkowa o wydajności (pompa główna + pomocnicza) 181+53,4 dm³/min
- Silnik z napędem hydrostatycznym
- Ciśnienie robocze 19 MPa
- Moc silnika elektrycznego 55 kW
- Pojemność zbiornika oleju hydraulicznego 400 dm³

Wymiary ładowarki:

- Długość 6580 mm
- Szerokość 1600 mm
- Wysokość 1680 mm
- Wchylenie wsięgnika na boki ±20°
- Wsuw wsięgnika 900 mm
- Maksymalna szerokość załadowania z jednego ustawienia ładowarki 4400 mm

Ładowarka może pracować w wyrobiskach min ŁP6 przy ładowaniu na przenośnik oraz min ŁP8 przy ładowaniu do wozów.

W celu rozszerzenia możliwości wykorzystania ładowarki przewiduje się zamontowanie do czerpaka pomostu roboczego (rys. 3). Pomost zabezpieczony jest przed niekontrolowanym opadaniem odpowiednimi łącznikami. Z pomostu można wykonywać czynności związane z montażem obudowy chodnikowej.



Rys.3. Pomost roboczy zabudowany w czerpaku ładowarki ŁBT-1200EH/LS-A

3. Doświadczenia ruchowe

Pierwsze dwie sztuki ładowarek ŁBT-1200EH/LS zostały zakupione w drugiej połowie 2001 r. Do chwili obecnej w kopalniach PW pracuje dziesięć ładowarek ŁBT-1200EH/LS oraz dwie ładowarki ŁBT-1200EH/LS-A. Średnie postępy uzyskiwane przy ich pomocy wynoszą 60÷80 m/miesiąc w chodnikach kamiennych wielkości ŁP11÷ŁP12.

Pozytywne doświadczenia eksploatacyjne egzemplarza prototypowego spowodowały wzrost zainteresowania ładowarką ŁBT-1200 EH/LS oraz przyczyniły się do ciągłego doskonalenia produktu.

Wychodząc naprzeciw coraz większym wymagom bezpieczeństwa prac wykonywanych w podziemnych wyrobiskach górniczych, podjęto modernizację ładowarki ŁBT-1200EH/LS w oparciu o dyrektywy nowego podejścia, ze

szczególnym uwzględnieniem Dyrektywy Maszynowej i ATEX. W wyniku prowadzonych prac na bazie ŁBT-1200EH/LS powstała nowa ładowarka ŁBT-1200EH/LS-A, która w połowie 2005 r. otrzymała certyfikat zgodności w zakresie dyrektyw maszynowej i ATEX.

Obecnie sześć egzemplarzy ładowarek ŁBT-1200EH/LS-A po pozytywnym przejściu procesu certyfikacji pracuje w podziemiach kopalń.

Ładowarki bocznie wysypujące typu ŁBT w ciągu sześciu lat eksploatacji zyskały bardzo dobrą opinię jako nowoczesne i wydajne urządzenia ładujące. Do niedawna były one jedynymi ładowarkami z wysięgnikiem teleskopowym, które pracowały w polskich kopalniach. Wysięgnik teleskopowy ładowarki gwarantuje ogromną przewagę nad innymi konstrukcjami ładowarek (np. ŁBS-1200), gdyż umożliwia w pełni kontrolowany załadunek czerpaka. Operator decyduje o prędkości, pojemności i obszarze załadunku, za pomocą wysięgnika teleskopowego, unikając jednocześnie wbijania czerpaka całą masą ładowarki w zwał urobku.

Lata 2001-2005 stanowiły okres wdrażania ładowarki ŁBT, obecnie jej zmodernizowana wersja jest produktem, który spełnia uwagi użytkowników oraz wymagania dyrektywy: maszynowej 98/37/WE i ATEX.

Nowoczesna i bezpieczna w eksploatacji ładowarka ŁBT, jest w pełni przygotowanym produktem do zaopatrywania przedsiębiorstw górniczych krajowych i zagranicznych w wydajne i niezawodne narzędzie do wspomagania procesu drążenia z zastosowaniem MW.

Zakładana przez producenta wielkość produkcji około 10-12 sztuk na rok świadczy o dużym zainteresowaniu produktem i o dobrych opiniach użytkowników o tej maszynie.

Ładowarka ŁBT-1200EH/LS oraz ŁBT-1200EH/LS-A jest stosowana między innymi przez: EMES-MINING Service, Konsorcjum Przedsiębiorstw Robót Górniczych i Budowy szybów S.A., NOMA 2 Sp. z o.o., PROGÓR Sp. z o.o., Przedsiębiorstwo Budowy Szybów Bytom, Przedsiębiorstwo Robót Górniczy Sp. z o.o. w Jastrzębiu Zdroju.

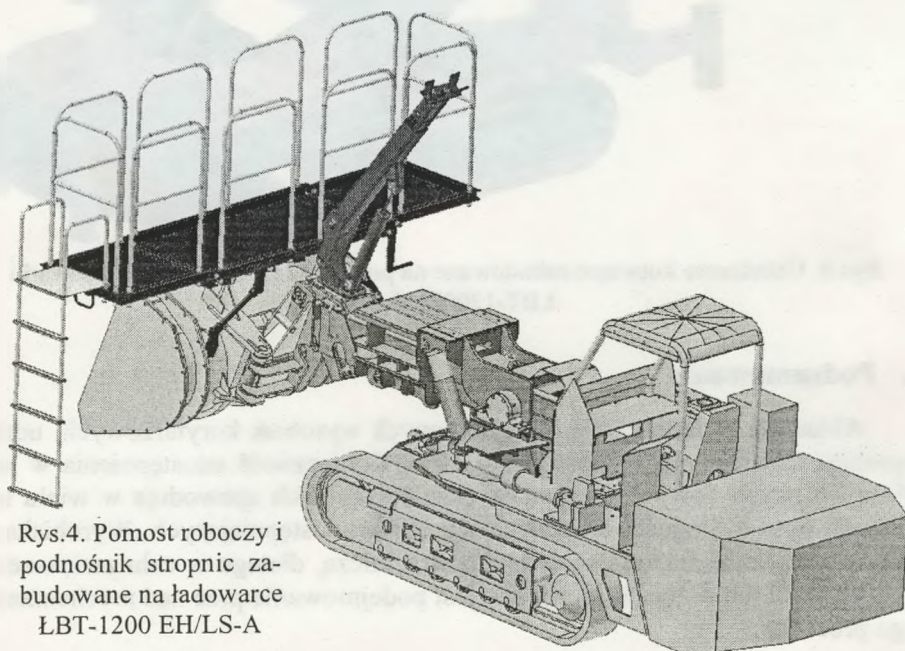
Szerokie wdrożenie ładowarek ŁBT pozwoliło na rozwój tego produktu i dokonywanie modernizacji. Modyfikacje i rozwój konstrukcji ładowarki ŁBT wynikają z potrzeb zgłaszanych przez użytkowników i ich realizacja jest możliwa dzięki ścisłej współpracy właściciela dokumentacji: CMG KOAMG i producenta ZPS BUMAR Łabędy Sp. z o.o.

4. Kierunki modernizacji

Zakład Produkcji Specjalnej „Bumar” Łabędy Sp. z o.o. i Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG prowadzą wspólnie działania, których celem jest ciągłe doskonalenie konstrukcji, tak pod względem poprawy ergonomii, jak i funkcjonalności wyrobu.

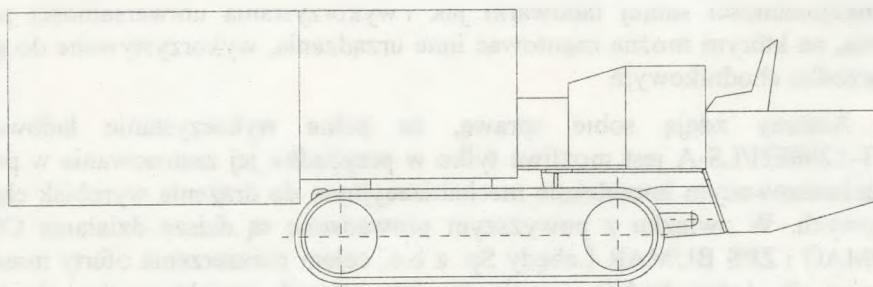
Działania modernizacyjne dotyczą:

- dalszej optymalizacji konstrukcji zespołu ładującego z wykorzystaniem komputerowych metod obliczeniowych i doświadczeń ruchowych,
- optymalizacji i uproszczenia układu hydraulicznego,
- poprawy ergonomii stanowiska operatora i pulpitu sterowniczego poprzez opracowanie kabiny operatora,
- wprowadzenia osprzętu wierzącego mocowanego na wysięgniku ładowarki,
- zabudowy stałego pomostu roboczego na ładowarce i podnośnika stropnic (rys. 4).

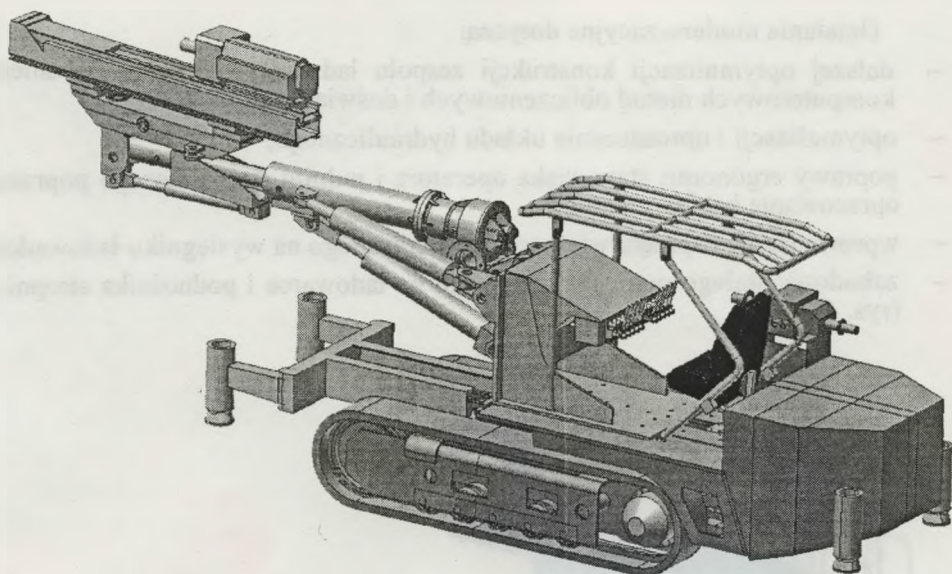


Rys.4. Pomost roboczy i podnośnik stropnic zabudowane na ładowarce ŁBT-1200 EH/LS-A

Sprawdzone eksploatacyjnie podwozie jako niezależna jednostka mobilna może być zastosowana do zabudowy na niej również innych urządzeń np.: manipulatorów wiertniczych, skrzyni zasobnikowo-załadawczej (rys. 5), urządzenia kotwiącego (rys. 6) i innego osprzętu mechanizującego prace w przodku chodnikowym.



Rys.5. Samojedźny wóz odstawczy na podwoziu gąsienicowym



Rys.6. Urządzenie kotwiące zabudowane na podwoziu gąsienicowym ładowarki ŁBT-1200EH/LS-A

5. Podsumowanie

Aktualnie w łącznej długości drążonych wyrobisk korytarzowych, udział wyrobisk kamiennych wynosi około 10%. Konieczność udostępnienia w najbliższych latach nowych poziomów eksploatacyjnych spowoduje w wielu kopalniach wzrost długości drążonych wyrobisk udostępniających. Wyrobiska te prawie wyłącznie drążone są techniką strzelniczą, dlatego w celu zwiększenia efektywności ich drążenia niezbędne jest podejmowanie prac nad mechanizacją tego procesu.

Przedstawiona w referacie nowoczesna ładowarka ŁBT-1200EH/LS-A jest maszyną, za pomocą której można załadować urobek w przodku i przekazywać go na dalsze środki odstawy, dowozić materiały do czoła przodku oraz wykorzystywać ją do prac wspomagających wznoszenie obudowy. Jednocześnie niezbędne jest ciągłe doskonalenie wyrobu tak w zakresie poprawy ergonomii i funkcjonalności samej ładowarki jak i wykorzystania uniwersalności podwozia, na którym można montować inne urządzenia, wykorzystywane do prac w przodku chodnikowym.

Autorzy zdają sobie sprawę, że pełne wykorzystanie ładowarki ŁBT-1200EH/LS-A jest możliwe tylko w przypadku jej zastosowania w pełni zmechanizowanym kompleksie mechanizacyjnym do drążenia wyrobisk chodnikowych. W związku z powyższym prowadzone są dalsze działania CMG KOMAG i ZPS BUMAR Łabędy Sp. z o.o. celem rozszerzenia oferty maszyn górniczych, która będzie wynikiem doświadczeń projektowych i eksplo-

tacyjnych wykorzystywanych przy budowie innych samojezdnych maszyn chodnikowych (np. wozów wiertniczych).

Ładowarka ŁBT-1200EH/LS-A jest jedyną, znaną autorom, ładowarką wyposażoną w konstrukcję ochronną operatora, spełniającą wymogi norm PN-EN 13627:2002, PN-ISO 3164:1998, PN-G-50000:2002, PN-G-50033:1996.

Literatura

1. Żyliński R., Wyrobek., Prostański D.: Ładowarka bocznie wysypująca ŁBT-1200EH/LS z wysięgnikiem teleskopowym – doświadczenia eksploatacyjne i kierunki modernizacji. Materiały na konferencję: „Górnictwo zrównoważonego rozwoju 2002”. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Górnictwo nr 255 s. 267-274, 2002.
2. Pikul M., Dzik M.: Ładowarka bocznie wysypująca ŁBT-1200EH/LS z wysięgnikiem teleskopowym. Maszyny Górnicze nr 88, s. 12-15, 2001.
3. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 20 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn i elementów bezpieczeństwa (Dz.U. Nr 259, poz. 2170).
4. Rozporządzenie 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).
5. Polska Norma PN-EN 13627:2002 Maszyny do robót ziemnych. Konstrukcje chroniące przed spadającymi przedmiotami. Wymagania i badania laboratoryjne.
6. Polska Norma PN-ISO 3164:1998 Maszyny do robót ziemnych. Laboratoryjna ocena konstrukcji chroniących operatora. Wymagania dotyczące przestrzeni chronionej.
7. Polska Norma PN-G-50000:2002 Ochrona pracy w górnictwie. Maszyny górnicze. Ogólne wymagania bezpieczeństwa i ergonomii.
8. Polska Norma PN-G-50033:1996 Ochrona pracy w górnictwie. Ładowarki. Wymagania bezpieczeństwa i ergonomii.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

PIERWSZE DOŚWIADCZENIA EKSPLOATACYJNE STOSOWANIA KOMBAJNU KSW-460NE Z POWIETRZNO-WODNĄ INSTALACJĄ ZRASZAJĄCĄ W WARUNKACH EKSPLOATACJI KWK „PNIÓWEK”

Eugeniusz BARON, Krzysztof MENTLIK, Kazimierz LEBECKI, Dariusz PROSTAŃSKI, Piotr ROJEK

Streszczenie. W referacie opisano pierwsze próby ruchowe oraz warunki prowadzenia badań, powietrzno-wodnej instalacji zraszającej zastosowanej w kombajnie ścianowym typu KSW-460NE w ścianie W-9 nr 357/1 KWK „Pniówek”. Opisano wpływ instalacji na zapylenie oraz warunki pracy załogi.

1. Wstęp

Kopalnia Węgla Kamiennego „Pniówek” prowadzi eksploatację węgla w warunkach IV kategorii zagrożenia metanowego oraz zagrożenia wyrzutami metanu i skał. Warunki eksploatacji pogarsza dodatkowo częste występowanie pokładów cienkich i średnich. KWK „Pniówek” stara się wdrażać nowoczesne systemy eksploatacji, które podnoszą bezpieczeństwo i komfort pracy załogi. Jednym z takich wdrożeń jest doświadczalna powietrzno-wodna instalacja zraszania zabudowana na kombajnie KSW-460NE.

2. Wymogi stawiane instalacji zraszającej powietrzno-wodnej

Zaistniałe w ubiegłych latach, w kopalniach węgla przypadki zapłonu metanu w ścianach wydobywczych skłoniły kopalnię do poszukiwań systemów, które zapewniłyby bezpieczną eksploatację wobec występujących zarówno w KWK „Pniówek”, jak i w innych kopalniach JSW S.A. zagrożeń. W 2003 r. JSW S.A. wraz CMG KOMAG rozpoczęła realizację

Mgr inż. Eugeniusz Baron
Inż. Krzysztof Mentlik
Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.
Kopalnia Węgla Kamiennego
„Pniówek”
ul. Krucza 18
43-251 Pawłowice
tel.: 032 7562113
e-mail: ebaron@jsw.pl
e-mail: krzysztof.mentlik@interia.pl

Prof.dr hab.inż. Kazimierz Lebecki
Główny Instytut Górnictwa
Kopalnia Doświadczalna „Barbara”
ul. Podleska 72
43-190 Mikołów
tel.: 032 3246520
e-mail: kdxkl@gig.katowice.pl

Dr inż. Dariusz Prostański
Mgr inż. Piotr Rojek
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG
ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374662, 2374428
e-mail: dprostanski@komag.eu
e-mail: projek@komag.eu

projektu celowego nr 6T12 2004C/06337 w ramach którego zaprojektowano, przebadano, opracowano i zastosowano system zraszania z wykorzystaniem mieszaniny powietrzno-wodnej zabudowany na kombajnie KSW-460NE. Kombajn wraz z prototypową instalacją został wykonany przez ZZM S.A i dostarczony do kopalni KWK „Pniówek”, celem przeprowadzenia badań i wdrożenia nowej instalacji zraszającej.

W wyniku prac projektowych i prób badawczych powstała powietrzno-wodna instalacja zraszania spełniająca następujące warunki:

- dostarczenie sprężonego powietrza do dysz zraszających na organie i ramieniu przyczyniające się do rozrzedzania nagromadzeń metanu powstających w strefie drażenia,
- niedopuszczenie do powstania zapłonu (co zostało przebadane w warunkach badań stanowiskowych w KD „Barbara”, na zbudowanym w tym celu stanowisku badawczym [1, 2, 3]),
- skuteczne gaszenie powstałych zapłonów metanu wynikłych z urabiania organem (co stwierdzono podczas badań na wyżej wymienionym stanowisku badawczym w KD „Barbara”),
- skuteczność ograniczenia zapylenia (co było możliwe do stwierdzenia na etapie badań eksploatacyjnych),
- ograniczenie ilości wody zraszającej (co osiągnięto poprzez wprowadzenie sprężonego powietrza do układu zraszania i wynosi ono około $40 \div 60$ l/min wody zraszającej),
- zbudowana instalacja zraszania powietrzno-wodnego przewiduje dostarczanie do kombajnu wody zraszającej w ilości $40 \div 60$ l/min ($70 \div 80$ wraz z wodą chłodzącą) oraz sprężonego powietrza w ilości $2,5 \div 4,5$ m³/min,
- instalacja zraszania kombajnu jest wykonana w dwóch wariantach: tradycyjna, wodna oraz doświadczalna powietrzno-wodna; uruchomienie jednej z nich wymaga przełączenia przełącznika elektrycznego i zamknięcia, bądź otwarcia odcinającego zaworu hydraulicznego oraz otwarcia bądź zamknięcia odcinającego zaworu pneumatycznego.

Innym z warunków rozpoczęcia prób dołowych było dokonanie oceny zgodności i oznakowanie przez producenta znakiem CE kombajnu typu KSW-460NE wyposażonego w powietrzno-wodną instalację zraszającą. Po spełnieniu wszystkich wymogów postawionych przez JSW S.A. i KWK „Pniówek” jako użytkownika, kombajn KSW-460NE wraz z instalacją zraszania powietrzno-wodnego został zastosowany w ścianie W-9 kopalni KWK „Pniówek”.

3. Przedmiot prób ruchowych

Kombajn KSW-460NE został jako pierwszy wyposażony w doświadczalną instalację zewnętrznego zraszania powietrzno-wodnego w ramach realizacji projektu celowego nr 6T12 2004C/06337 dofinansowanego ze środków budżetowych. Instalacja ta przeznaczona została do zapobiegania zapłonu metanu i zwalczania zapylenia w warunkach eksploatacji pokładów metanowych.

Instalacja składa się z dwóch niezależnie działających układów zraszania: wodnego i powietrzno-wodnego. Układ zraszania wodnego to klasyczne wysoko-ciśnieniowe zraszanie wodne, natomiast układ zraszania wodno-powietrznego to zraszanie mieszaniną powietrzno-wodną, która jest dostarczana do organu urabiającego oraz tworzona w dyszach zabudowanych na ramionach kombajnu.

Kombajn, na którym jest zainstalowana instalacja typu KSW-460NE z ramionami R-200N posiada organy urabiające o średnicy 1,6 m i zabiorze 0,8 m wyposażone w dwuramionowe ładowarki osłonowe. Kombajn ten jest dostosowany do bezciągnowego systemu posuwu typu Dynatrac i współpracuje z przenośnikiem ścianowym zgrzeblowy typu 3HB 260 Dynatrac. Ściana jest wyposażona w obudowę typu FAZOS 12/36 Poz1.

Zasilanie wodą zraszającą realizowane jest z rurociągu p.poż poprzez pompę typu ZW-50, zespół filtrów i zawór redukcyjny.

Zasilanie w sprężone powietrze odbywa się z dwóch połączonych równolegle sprężarek PAS75 poprzez rurociąg sprężonego powietrza.

Ściana ze względu na podwyższoną temperaturę otoczenia jest wyposażona w urządzenia klimatyzacyjne.

4. Warunki eksploatacji

Jako miejsce przeprowadzenia badań eksploatacyjnych wytypowano ścianę nr W-9 w pokładzie nr 357/1 eksploatowanym w KWK „Pniówek” z uwagi na swój niewielki wybieg i dobre rozpoznanie górniczo-geologiczne.

Ściana nr W-9 posiada następujące parametry:

– długość	158 m
– wysokość	1,6÷1,8 m
– nachylenie podłużne	±5°
– nachylenie poprzeczne	±5°
– wybieg ściany	420 m
– wytrzymałość urabianego węgla	10÷15 MPa

Parametry przewietrzania ściany są następujące:

– prędkość powietrza	2,5 m/s
– ilość powietrza	900 m ³ /min

5. Przebieg prób ruchowych i badań

Uruchomienie kombajnu KSW-460NE wyposażonego w instalację powietrzno-wodną nastąpiło 14 sierpnia br. Kombajn w pierwszych tygodniach pracował wyłącznie z instalacją powietrzno-wodną. Jest to pierwszy kombajn KSW-460 NE zastosowany w kopalni „Pniówek” i w związku z tym, w fazie rozruchu ściany występowały liczne przestoje związane z nieznaną przyczyną zastosowanej maszyny przez załogę. Dodatkowym czynnikiem ograniczającym

postępy w wydobywaniu, były liczne regulacje instalacji powietrzno-wodnej, mające na celu ustalenie parametrów eksploatacyjnych mediów zraszających.

Podczas stosowania kombajnu zmieniono organy urabiające z podsiębiernych na nadsiębierne, co w efekcie pozwoliło wyeliminować ładowarki kombajnowe oraz zwiększyć efektywność urabiania. Współpraca kopalni z producentem doprowadziła do bieżącego eliminowania mankamentów kombajnu oraz podwyższania poziomu obsługi kombajnu przez załogę.

Po osiągnięciu oczekiwanej efektywności urabiania zastosowanym kombajnem, wynoszącej około 3,5 zabioru na zmianę, rozpoczęto badania eksploatacyjne. Badania te miały na celu ocenę powietrzno-wodnej instalacji zraszającej w aspekcie zwalczania zapylenia i jej porównanie z efektywnością klasycznej instalacji wodnej. Dodatkowym celem badań, było sprawdzenie funkcjonalności instalacji, wpływu jej działania na pracującą załogę i określenie przez to zakresu i rodzaju zmian niniejszej instalacji.

W ramach badań eksploatacyjnych mierzono parametry eksploatacyjne instalacji, jak i prowadzono pomiary zapylenia w ścianie z użyciem pyłomierzy osobistych CIP-10 oraz pyłomierzy optycznych HUND.

Grawimetryczne pyłomierze CIP-10 miały za zadanie dokonanie pomiaru masy zapylenia całkowitego i respirabilnego, natomiast pyłomierze optyczne HUND miały za zadanie określenie zmian zapylenia respirabilnego w czasie.

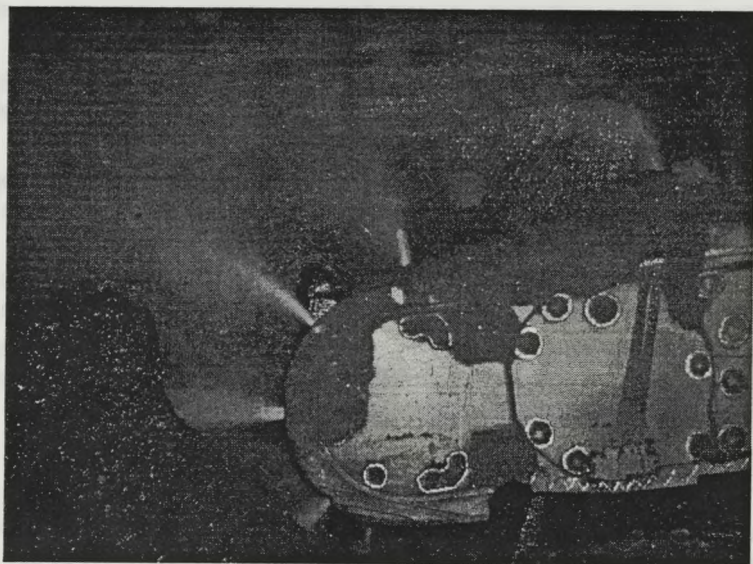
Badania eksploatacyjne trwały od 05÷19.09.2006 r. Przeprowadzono dziewięć zmian pomiarowych, badania realizowano na zmianie C, zaś na zmianie D dokonywano kontroli i ewentualnej korekty parametrów instalacji zraszającej na kombajnie. Podczas badań wypróbowano cztery różne układy zraszania:

a) zraszanie powietrzno-wodne z wykorzystaniem sprężarki (rys. 1),



Rys.1. Zraszanie wodne zanożowe z dodatkowym zraszaniem wodnym z ramion kombajnu

- b) zraszanie powietrzno-wodne z wykorzystaniem wyłącznie rurociągu sprężonego powietrza (rys. 2),
- c) zraszanie wodne zanożowe wysokociśnieniowe z dodatkowym zraszaniem wodnym niskociśnieniowym z ramion,
- d) zraszanie wodne zanożowe wysokociśnieniowe z dodatkowym zraszaniem powietrzno-wodnym z ramion.



Rys.2. Zraszanie powietrzno-wodne z ramienia i z organu kombajnu

Wszystkie wymienione układy zraszania były zgodne z instrukcją stosowania kombajnu KSW-460NE.

6. Wyniki pomiarów

We wszystkich przypadkach zaobserwowano bardzo niewielki przyrost zapylenia respirabilnego rzędu kilku $0,5-1,0 \text{ mg/m}^3$ na całej długości ściany. Przy zraszaniu powietrzno-wodnym z zastosowaniem sprężarki zaobserwowano zużycie wody zraszającej wraz z chłodzącą w zakresie $70 \div 90 \text{ l/min}$ na cały kombajn. W przypadku zraszania powietrzno-wodnego z wykorzystaniem sprężonego powietrza wyłącznie z rurociągu zaobserwowano zużycie wody zraszającej rzędu 120 l/min . W zraszaniu wodnym wysokociśnieniowym w obu przypadkach dochodziło do zużycia wody około $200 \div 225 \text{ l/min}$ na cały kombajn.

Instalacja zraszania powietrzno-wodnego w początkowej fazie eksploatacji wymagała bieżących regulacji i kontroli stanu dysz oraz parametrów przepływu. Zastosowany układ zabezpieczeń zraszania powietrzno-wodnego wyłączających kombajn w przypadku braku wymaganych parametrów wody lub sprężonego powietrza w najbliższej przyszłości zostanie zmodyfikowany po-

przez ograniczenie liczby czujników ciśnienia i przepływu do niezbędnego minimum. Duża liczba czujników podłączonych do jednego komunikatu stwarza problem łatwego zlokalizowania przyczyny zadziałania układu zabezpieczeń.

7. Podsumowanie

Przeprowadzone badania kombajnu KSW-460NE z instalacją zraszającą powietrzno-wodną wykazały jej przydatność i zalety w warunkach eksploatacji ścianej:

- zaletą instalacji zraszającej powietrzno-wodnej jest niskie zużycie wody zraszającej, około 40-60 l/min na cały kombajn (70-90 l/min łącznie z wodą chłodzącą),
- redukcja zapylenia z zastosowaniem instalacji zraszania powietrzno-wodnego jest na podobnym poziomie, jak z wykorzystaniem zraszania wodnego zanożowego (zapylenie wynosiło 0,5-1,5 mg/m³),
- wykorzystanie do zraszania sprężonego powietrza wspomaga rozrzedzanie nagromadzeń metanu powstałych w okolicy organu urabiającego,
- instalacja zraszania powietrzno-wodnego powinna zostać poddana uproszczeniu, celem zwiększenia pewności jej działania i umożliwienia łatwego i szybkiego lokalizowania przyczyn wyłączania kombajnu.

Literatura

1. Lebecki K., Sedlaczek J., Zellner E.: Koncepcja stanowiska oraz sposobu badań skuteczności zraszania, w aspekcie zagrożeń wynikających z zapłonów metanu. Praca nie publikowana. Grudzień 2005.
2. Lebecki K., Prostański D., Sedlaczek J., Zellner E.: Wyniki pilotażowych badań nowej instalacji powietrzno-wodnego zraszania na kombajnach ściarnych, w aspekcie gaszenia i zapobiegania zapłonom gazu. Przegląd Górniczy nr 7-8/2006. Lipiec-sierpień 2006.
3. Talarek M. i in.: Badania stanowiskowe funkcjonalności systemu zraszania obiektu doświadczalnego. Sprawozdanie z badań nr 100/BT/2005. Laboratorium Badań Stosowanych CMG KOMAG. Praca nie publikowana. Gliwice, grudzień 2005.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

NOWE KIERUNKI I KONCEPCJE W ZAKRESIE BADAŃ SKUTECZNOŚCI DZIAŁANIA SYSTEMÓW ZRASZANIA STOSOWANYCH W KOMBAJNACH GÓRNICZYCH, W ASPEKCIE GASZENIA I ZAPO- BIEGANIA ZAPŁONOM GAZU

**Kazimierz LEBECKI, Dariusz PROSTAŃSKI, Janusz SEDLACZEK,
Eugeniusz ZELLNER**

Streszczenie. W referacie przedstawiono nową oryginalną koncepcję stanowiska do badań skuteczności działania kombajnowych instalacji zraszających w gaszeniu i zapobieganiu zapłonom gazu. Podano metodykę tych badań oraz omówiono pokrótce przebieg i rezultaty przeprowadzonych na tym stanowisku pierwszych badań, powietrzno-wodnej instalacji zraszającej zastosowanej w kombajnie ścianowym typu KSW-460NE.

1. Wstęp

Ważnym zagadnieniem pracy przy urabianiu kombajnami pokładów meta-nowych jest zapobieganie tym zagrożeniom. Niebezpieczeństwo takie powstaje zwłaszcza, gdy noże urabiające osadzone w organach kombajnu wchodząc w kontakt ze związłymi skałami towarzyszącymi pokładowi węgla, powodują nagrzanie do wysokich temperatur bruzdy skrawu i końcówki noża, a także powodują powstawanie iskier mechanicznych. W przypadku nagromadzenia w obszarze urabiania wydzielającego się z ciałny metanu, niesie to za sobą ryzyko zapłonu oraz wybuchu mieszaniny metano-wo-powietrznej.

Biorąc powyższe pod uwagę niezwykle istotnym problemem stało się znalezienie możliwości badawczych pozwalających na ocenę skuteczności działania opracowywanych instalacji i systemów zraszania do kombajnów górniczych pod kątem gaszenia i zapobiegania zapłonom gazu. Przeprowadzenie takich badań było przedsięwzięciem nowatorskim i wymagało zarówno opracowania koncepcji stanowiska, jak i opracowania metodyki i sposobu realizacji badań. Oryginalna koncepcja stanowiska badawczego oraz metodyka

Prof. dr hab. Kazimierz Lebecki
Mgr inż. Eugeniusz Zellner
Główny Instytut Górnictwa
Kopalnia Doświadczalna
„Barbara”

ul. Podleska 72
43-190 Mikołów
tel.: 032 3246520
e-mail: kdxkl@gig.katowice.pl
e-mail: kdxez@gig.katowice.pl

Dr inż. Dariusz Prostański
Mgr inż. Janusz Sedlaczek
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG
ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374662
e-mail: dprostanski@komag.eu

badzeń powstała w wyniku współpracy Głównego Instytutu Górniczego KD „Barbara” i CMG KOMAG.

2. Koncepcje rozwiązań dotychczas stosowanych stanowisk badawczych

W latach 70. ubiegłego stulecia w Kopalni Doświadczalnej „Barbara” opracowano koncepcję i zbudowano stanowisko do badań skuteczności działania kombajnowych systemów zraszania wodnego w zapobieganiu zapłonom inicjowanym przez iskry powstające w czasie urabiania bloku skalnego przez organ urabiający kombajnu ścianowego. Całe stanowisko znajdowało się w szczelnej sztolni, do której wprowadzano mieszaninę powietrza i metanu o stężeniu wybuchowym. Niestety, budując stanowisko nie przewidziano niezwykle intensywnego rozwoju kombajnów ścianowych. Dostosowanie do badań nowych generacji tych maszyn wymagałoby wówczas gruntownej jego przebudowy, czego z braku środków nie zrealizowano.

Podobne stanowisko funkcjonuje w czeskim Instytucie Badawczym VVUU w Ostrawie-Radvanicach, gdzie mieszanina powietrza i metanu wprowadzana jest do szczelnego namiotu z folii PCV. Czoło tego namiotu wykonane jest z papieru, który ulega rozerwaniu w przypadku wystąpienia wybuchu. Zainicjowanie iskry następuje za pomocą zapalnika elektrycznego umieszczonego w specjalnym nożu osadzonym na obracającym się organie urabiającym wyposażonym w system zraszania wodnego. Na stanowisku tym obligatoryjnie testowane są wszystkie nowe rozwiązania organów urabiających wprowadzane do eksploatacji w kopalniach czeskich.

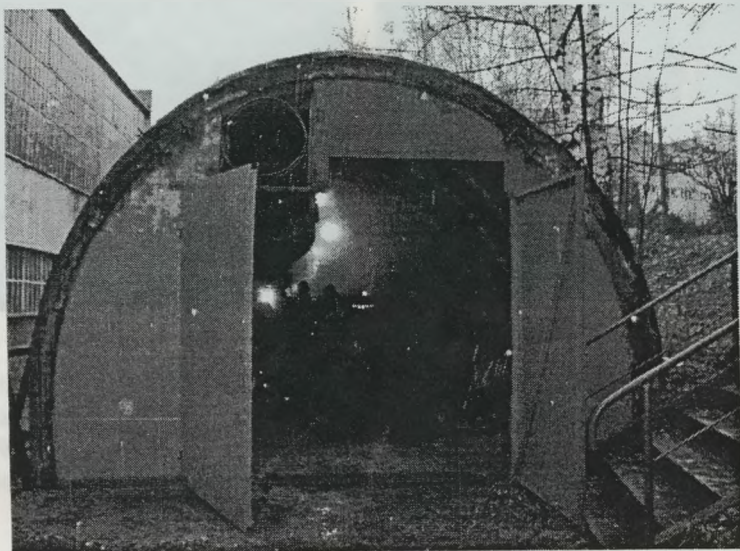
Ostatnio w niemieckiej jednostce badawczej DMT w Essen zbudowano stanowisko do badań skuteczności tłumienia zapłonów metanu systemów zraszania stosowanych w kombajnach chodnikowych. Stanowisko to symuluje przodek, na którego czole usytuowano perforowane rury, do których metan jest podawany, a następnie zapalany [4].

Przedstawione koncepcje stanowisk badawczych dla kombajnów ścianowych (polskie i czeskie) nie dają możliwości przeprowadzenia badań skuteczności działania systemów zraszania pod kątem gaszenia płomieni gazu, co może wystąpić w praktyce w momencie wpływu gazu z urabianej calizny. Koncepcja niemiecka ogranicza natomiast zakres badań do kombajnów chodnikowych i to tylko do gaszenia płonącego gazu.

3. Koncepcja stanowiska badawczego

Stanowisko do badań skuteczności gaszenia i zapobiegania wybuchom gazu [1] postanowiono zlokalizować w istniejącym na terenie KD BARBARA zbudowanym na powierzchni fragmencie wyrobiska chodnikowego (rys. 1). Fragment wyrobiska jest zaślepiiony z obu końców, jednak posiada z jednego

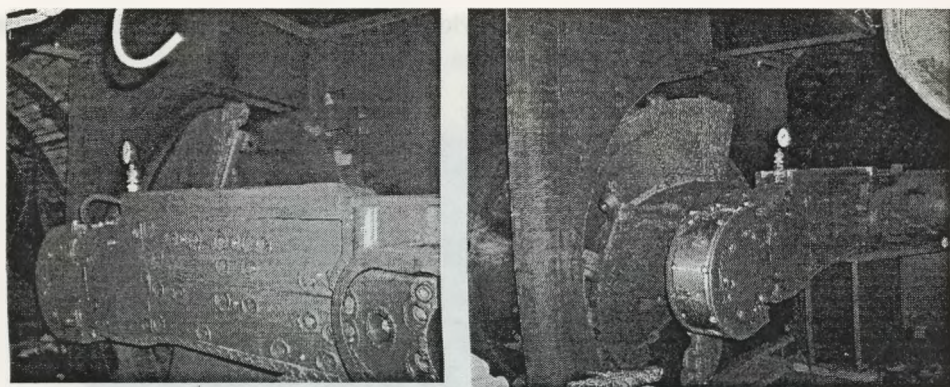
czoła i w ociosie zamykane okna wlotowe, zaś z drugiego jego końca jest wykonana otwierana i zamykana brama wjazdowa.



Rys.1. Sztolnia badawcza – widok z zewnątrz

Wewnątrz chodnika przewidziano wykonanie z blach modelu ociosu wyrobiska chodnikowego lub ścianowego. Model ociosu ma za zadanie możliwie wierne odtworzenie kształtu ociosu jaki występuje w warunkach naturalnych. Na rysunkach 2a i 2b pokazano przykładowo model ociosu oraz usytuowanie względem tego ociosu, organu i ramienia kombajnu ścianowego (wyposażonych w badaną instalację zraszającą), będących zespołami składowymi kombajnu ścianowego typu KSW-460NE. Na obwodzie łuku, którego wielkość zależy od średnicy organu, odtwarzającego powierzchnię zawrębenia organu w caliznę, umieszczono łukowy palnik przylegający do powierzchni blachy odtwarzającej powierzchnię zawrębenia. Palnik posiada otwory wylotowe dla podawanego gazu usytuowane na bocznej powierzchni, co zapewni wydostawanie się płomienia zapalonego gazu wzdłuż zabioru organu. Tak wykonany palnik daje możliwość zmiany położenia względem zabioru organu urabiającego, dzięki zamocowaniu go przesuwnie w prowadnicach przyspawanych na końcach łukowej powierzchni zawrębenia.

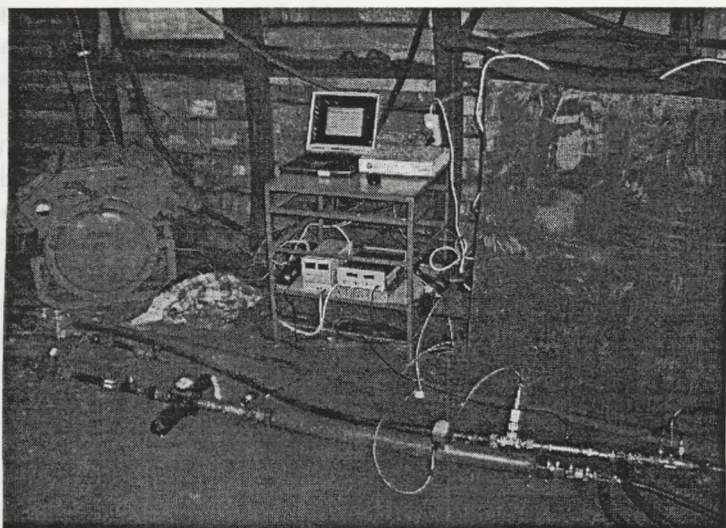
Dostarczone przez producenta ramię z organem urabiającym wraz z zabudowaną na nich, będącą przedmiotem badań instalacją zraszającą, jest osadzone sztywno i stabilnie w specjalnej konstrukcji ramowej umieszczonej na platformie kołowej. Taki zestaw, wykonany przez producenta kombajnu, wprowadzany jest do badawczego wyrobiska chodnikowego i ustawiony względem modelu ociosu tak, aby uzyskać odległości między organem a modelem ociosu, zbliżone do warunków rzeczywistych. Zabudowany w ramieniu silnik elektryczny zapewnia w czasie badań możliwość wprowadzenia organu urabiającego w ruch obrotowy.



Rys.2. Model ociosu stanowiska badawczego

Zasilanie badanej instalacji w sprężone powietrze i wodę zapewniają: sprężarka znajdująca się na terenie KD „Barbara” (poza chodnikiem badawczym) oraz pompa tłokowa znajdująca się w chodniku badawczym. W chodniku tym znajduje się również niezbędne wyposażenie elektryczne, potrzebne do włączania i wyłączania napędu organu urabiającego i pompy.

Aparatura pomiarowa do odczytu i rejestracji parametrów wody i sprężonego powietrza w trakcie prowadzonych badań jest ulokowana również w chodniku badawczym (rys. 3).



Rys.3. Aparatura pomiarowa parametrów powietrza i wody

4. Sposób i metodyka badań

Pomiary skuteczności działania badanej powietrzno-wodnej instalacji zra-
żającej obejmują:

- skuteczność gaszenia płomieni palącego się gazu, oraz

- skuteczność zapobiegania powstawania zapłonów gazu przy inicjowaniu takich zapłonów.

Skuteczność gaszenia płomieni palącego się gazu jest określana czasem jaki potrzebny jest do zgaszenia zapalonych płomieni gazu od momentu uruchomienia instalacji zraszającej (włączenia sprężarki i pompy wodnej) oraz włączenia obrotów organu urabiającego. Testy takie przeprowadzane są dla różnych położenia palnika względem organu. Dla uzyskania palących się płomieni stosowany jest gaz propan-butan z butli wyposażonej w zawór redukcyjny, co zapewnia stałe parametry wypływu gazu, niezależnie od stopnia napełnienia butli. Gaz z butli do palnika doprowadzany jest przewodami elastycznymi, a w obrębie modelu ociosu i palnika, przewodami stalowymi. Po doprowadzeniu gazu do palnika, jego zapłon następuje przez podanie ognia przy użyciu zapalanej pochodni o odpowiedniej długości.

Skuteczność zapobiegania powstawaniu zapłonu gazu przy inicjowaniu takich zapłonów, oceniana jest pod kątem niedopuszczenia do powstania zapłonu przy działającej instalacji i obracającym się organie urabiającym, bądź w przypadku zapalenia się wypływającego gazu, czasem jego ugaszenia od chwili zainicjowania zapłonu. Testy te również prowadzone są dla różnych położenia palnika względem organu urabiającego. Gaz do palnika dostarczany jest w sposób identyczny jak przy testach skuteczności gaszenia zapalonych płomieni. Inicjowanie zapłonów realizowane jest za pomocą zapalarki, która zainicjuje iskry na spłonkach umieszczonych przy wytypowanych otworach palnika, dzięki połączeniu tych spłonek drutem strzelniczym z zapalarką.

Inicjowanie zapłonów dokonywane może być tylko przez pracownika posiadającego uprawnienia strzałowego.

5. Pierwsze badania i ich rezultaty

Przedmiotem pierwszych badań przeprowadzonych w KD „Barbara”, na stanowisku zbudowanym według opisanej koncepcji, była doświadczalna instalacja zraszająca powietrzno-wodna, przeznaczona do pracy w kombajnie ściadowym typu KSW-460NE [2]. Ponieważ instalacja ta składa się z dwu bliźniaczych układów, badaniom poddano tylko jeden z tych układów, obejmujący część instalacji rozmieszczoną na jednym ramieniu kombajnowym i zabudowanym na nim organie urabiającym (rys. 4).

Pomiary skuteczności działania badanej powietrzno-wodnej instalacji zraszającej obejmowały:

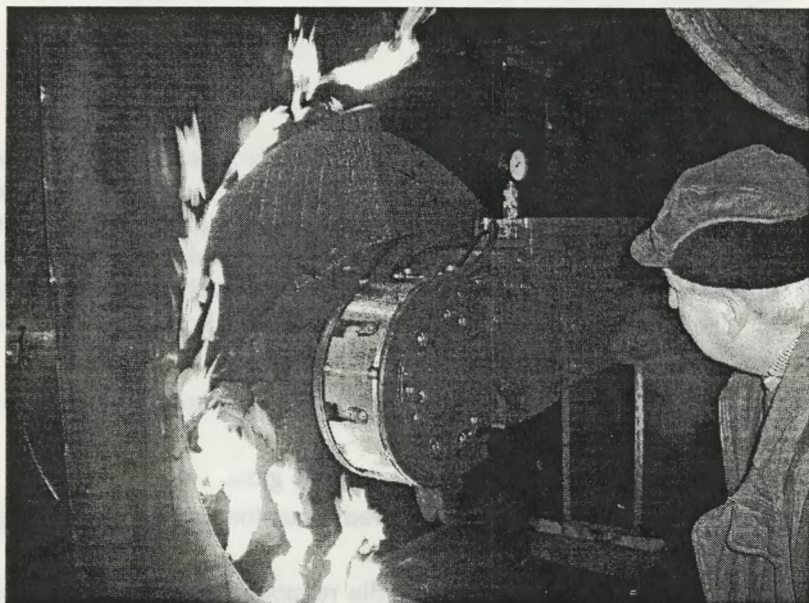
- skuteczność gaszenia płomieni palącego się gazu,
- skuteczność zapobiegania powstawania zapłonu gazu przy inicjowaniu takich zapłonów.

Testy takie przeprowadzane były dla różnych położenia palnika względem organu. Po doprowadzeniu gazu do palnika, jego zapłon (rys. 5) następował

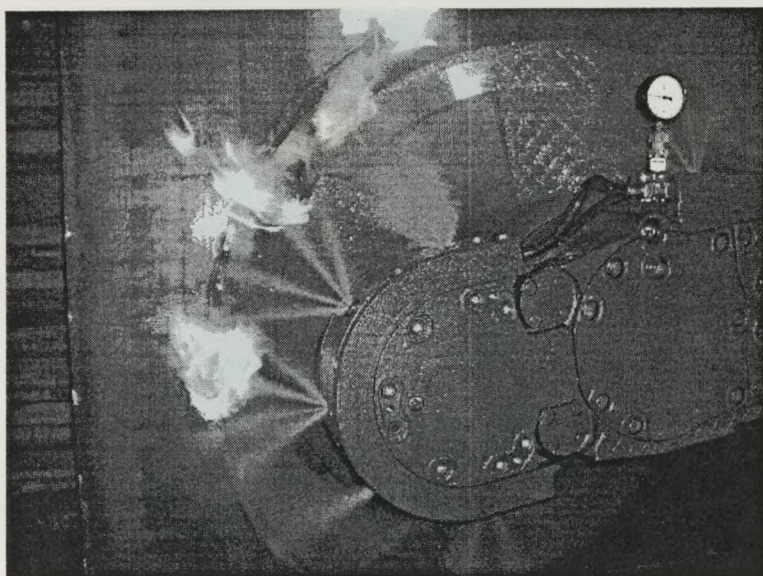
przez podanie ognia przy użyciu zapalonej pochodni. Skuteczność gaszenia płomieni palącego się gazu (rys. 6) była określana czasem, jaki potrzebny jest do zgaszenia zapalonych płomieni gazu od momentu uruchomienia instalacji zraszającej (włączenia sprężarki i pompy wodnej) oraz włączenia obrotów organu urabiającego.



Rys.4. Widok ramienia i organu z dyszami zraszającymi



Rys.5. Zapłon gazu



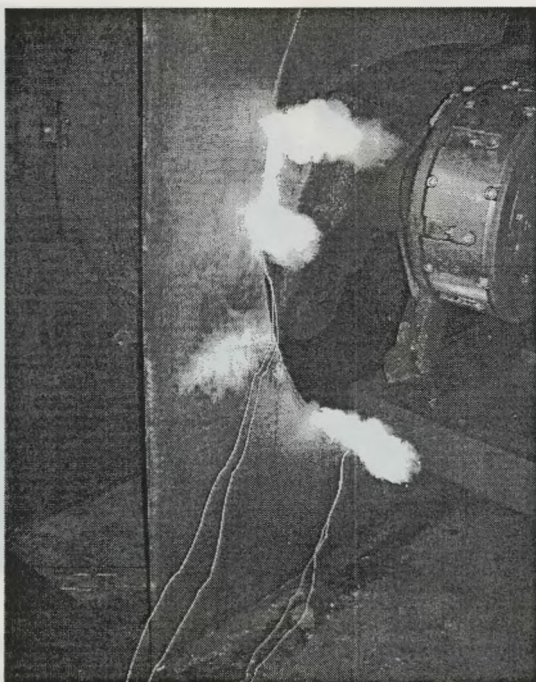
Rys.6. Gaszenie płomieni przez instalację

Skuteczność zapobiegania powstawaniu zapłonu gazu, przy inicjowaniu takich zapłonów (rys. 7), oceniana była pod kątem niedopuszczenia do powstania zapłonu (rys. 8) przy działającej instalacji i obracającym się organie urabiającym, bądź w przypadku zapalenia się wypływającego gazu, czasem jego ugaszenia od chwili zainicjowania zapłonu. Testy takie prowadzone były dla różnych położenia palnika względem organu urabiającego. Iskry inicjowano na spłonkach umieszczonych przy 3 i 6 otworze palnika licząc od dołu, dzięki połączeniu tych spłonek drutem strzelniczym.

Rezultaty uzyskane podczas badań skuteczności działania instalacji zraszającej powietrzno-wodnej z wykorzystaniem sprężonego powietrza według rozwiązania przeznaczonego do zastosowania w kombajnie typu KSW-460NE, zbadanego w warunkach zbudowanego stanowiska badawczego należy uznać za pozytywne, zarówno w aspekcie skuteczności gaszenia płomieni zapalonego gazu, jak i zapobieganiu powstaniu zapłonu gazu w wyniku zainicjowanej iskry/iskier [2, 3].

Przeprowadzone badania pokazały, że bardzo ważnym czynnikiem dla uzyskania niezbędnej skuteczności działania badanej instalacji powietrzno-wodnej jest zachowanie ścisłych korelacji między parametrami sprężonego powietrza i wody. Pozytywne wyniki uzyskano przy następujących parametrach: ilości wody w granicach $30 \div 34$ l/min o ciśnieniu $3,9 \div 4,2$ bar i ilości sprężonego powietrza w granicach $1,3 \div 1,7$ m³/min o ciśnieniu $3,9 \div 4,2$ bar.

Przy podanych powyżej parametrach mediów czas gaszenia zapalonych płomieni z umieszczonego palnika w odległości 10 cm od czoła nie urobionej calizny wynosił 5 do 35 s (4 próby), zaś przy usytuowaniu palnika w środku zabioru organu zgaszenie płomieni nastąpiło natychmiast.



Rys.7. Inicjacja zapłonu zapalnikiem elektrycznym



Rys.8. Skuteczność zapobiegania inicjacji zapłonu
zapalnikiem elektrycznym

Dla tych samych parametrów mediów w obu podanych powyżej położeniach palnika nie udało się zainicjować zapłonu gazu podczas przeprowadzonych sześciu prób.

Przeprowadzone testy pokazały również, że najtrudniejsze jest zgaszenie płomieni gdy palnik znajduje w pobliżu początku organu (10 cm od czoła nie urobionej calizny).

6. Podsumowanie

Przeprowadzone pierwsze badania wykazały w pełni przydatność i słuszność przyjętej koncepcji stanowiska badawczego oraz obranej metodyki badań, dla określania skuteczności działania kombajnowych instalacji zraszających (kombajnów ścianowych lub chodnikowych), w aspekcie gaszenia i zapobiegania zapłonom gazu.

Potwierdziły to przeprowadzone konkretne badania, które pozwoliły na sformułowanie wniosków, w tym przypadku dla producenta kombajnu ścianowego typu KSW-460NE wyposażonego w prototypową powietrzno-wodną instalację zraszającą, stanowiących podstawę do uzyskania certyfikatu dla takiej wersji kombajnu.

Po uzyskaniu certyfikatu jako warunku dopuszczenia do prób dołowych, kombajn typu KSW-460NE wyposażony w instalację zraszającą powietrzno-wodną z wykorzystaniem sprężonego powietrza, po przeprowadzeniu z wynikiem pozytywnym dodatkowych prób na powierzchni, zlokalizowano w ścianie nr W-9 w kopalni „Pniówek”.

Całość prac badawczych, konstrukcyjnych i wykonawczych w zakresie nowego rozwiązania instalacji zraszającej została zrealizowana w ramach dofinansowanego przez MEiN projektu celowego, realizowanego przez Jastrzębską Spółkę Węglową S.A. i Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG.

Literatura

1. Lebecki K., Sedlaczek J., Zellner E.: Koncepcja stanowiska oraz sposobu badań skuteczności zraszania, w aspekcie zagrożeń wynikających z zapłonów metanu. Praca nie publikowana. Grudzień 2005.
2. Lebecki K., Prostański D., Sedlaczek J., Zellner E.: Wyniki pilotażowych badań nowej instalacji powietrzno-wodnego zraszania na kombajnach ścianowych, w aspekcie gaszenia i zapobiegania zapłonom gazu. Przegląd Górniczy nr 7-8/2006. Lipiec-sierpień 2006.
3. Talarek M. i in.: Badania stanowiskowe funkcjonalności systemu zraszania obiektu doświadczalnego. Sprawozdanie z badań nr 100/BT/2005. Labora-

torium Badań Stosowanych CMG KOMAG. Praca nie publikowana. Gliwice, grudzień 2005.

4. Junker M., Niehsen W., Gastberg I., Tebbe W.: Entwicklung und Erstein-satz des „optimierten Kombinierten Sicherheits-Systems“ für TSM auf dem Bergwerk Niederberg. Glückauf 137 (2001) nr ½, 2001.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

WYNIKI I PRZEBIEG PRÓB EKSPLOATACYJNYCH ZRASZANIA POWIETRZNO-WODNEGO, ZASTOSOWANEGO DO ZWALCZANIA ZAPYLENIA I ZAGROŻEŃ METANOWYCH, W KOMBAJNIE ŚCIANOWYM TYPU KSW-460NE PRACUJĄCYM W KWK PNIÓWEK

Dariusz PROSTAŃSKI, Piotr ROJEK, Janusz SEDLACZEK

Streszczenie. W referacie przedstawiono zakres, przebieg i wstępne wyniki prób eksploatacyjnych opracowanego w CMG KOMAG zraszania powietrzno-wodnego, z wykorzystaniem sprężonego powietrza, zastosowanego w kombajnie ścianowym typu KSW-460NE pracującym w kopalni „Pniówek”. Przedstawiono także ogólną budowę nowego rozwiązania zraszania oraz podano pokrótce zakres i wyniki wcześniej przeprowadzonych badań i testów powierzchniowych.

1. Wstęp

W CMG KOMAG opracowano nowe rozwiązanie powietrzno-wodnej instalacji zraszającej przeznaczonej do górniczych kombajnów ścianowych. Instalacja ta oprócz wody o odpowiednim ciśnieniu wykorzystuje sprężone powietrze jako czynniki wytwarzające mieszaninę powietrzno-wodną wyrzucaną przez dysze zraszające bezpośrednio w obszar urabiania kombajnem. Zadaniem tej instalacji jest skuteczne zwalczanie zapylenia powstającego w procesie urabiania oraz zapobieganie zapłonowi metanu, w przypadku urabiania ścian o takim zagrożeniu.

Nowa koncepcja instalacji zraszającej, przed wdrożeniem jej do warunków eksploatacyjnych, wymagała przeprowadzenia szerokiej gamy testów i badań stanowiskowych. Pozytywne wyniki tych testów i badań zdecydowały o podjęciu decyzji i zastosowaniu tego rozwiązania w warunkach dołowych.

Opracowaną w CMG KOMAG instalację zabudowano w kombajnie typu KSW-460NE produkcji Zabrzeńskich Zakładów Mechanicznych S.A. wykonanym dla potrzeb Kopalni „Pniówek”.

2. Ogólna budowa oraz istota rozwiązania nowej instalacji

Istota rozwiązania nowej instalacji polega na zastosowaniu w kombajnie dwóch układów zraszania powietrzno-wodnego:

*Dr inż. Dariusz Prostański
Mgr inż. Piotr Rojek
Mgr inż. Janusz Sedlaczek
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG
ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374662, 2374428
e-mail: dprostanski@komag.eu
e-mail: projek@komag.eu*

- zewnętrznego, zabudowanego na ramionach i wytwarzającego izolującą od otoczenia kurtynę powietrzno-wodną wokół każdego z organów urabiających kombajnu,
- wewnętrznego, zraszającego powietrzno-wodnymi strumieniami, wytryskującymi z dysz rozmieszczonych na płatach i tarczy ociosowej w organach tak, że realizowana jest metoda zraszania zanożowego (strumień zraszający podawany jest na tylną ściankę ostrza noża i na bruzdę jego skrawania).

Zraszanie zewnętrzne składa się z 9 dysz dwuczynnиковych umieszczonych na każdym ramieniu, do których oddzielnie doprowadzane są woda i sprężone powietrze. Mieszanie czynników następuje dopiero w dyszach. Na prawym ramieniu umieszczono 9 dysz znanego zagranicznego producenta, zaś na lewym ramieniu zabudowano opracowane w CMG KOMAG doświadczalne egzemplarze dysz StK-2D wykonane przez firmę STALMET.

Zraszanie wewnętrzne odbywa się z 40 dysz standardowych umieszczonych na każdym organie urabiającym i zasilane jest mieszaniną powietrzno-wodną utworzoną wcześniej, jeszcze przed wprowadzeniem jej do ramienia, w przyporządkowanym do tej części układu jednym z dwu mieszalników zabudowanych na kombajnie. Na każdym organie zabudowano 24 dysze o otworze wylotowym ϕ 0,8 mm i 16 dysz o otworze wylotowym ϕ 2,0 mm.

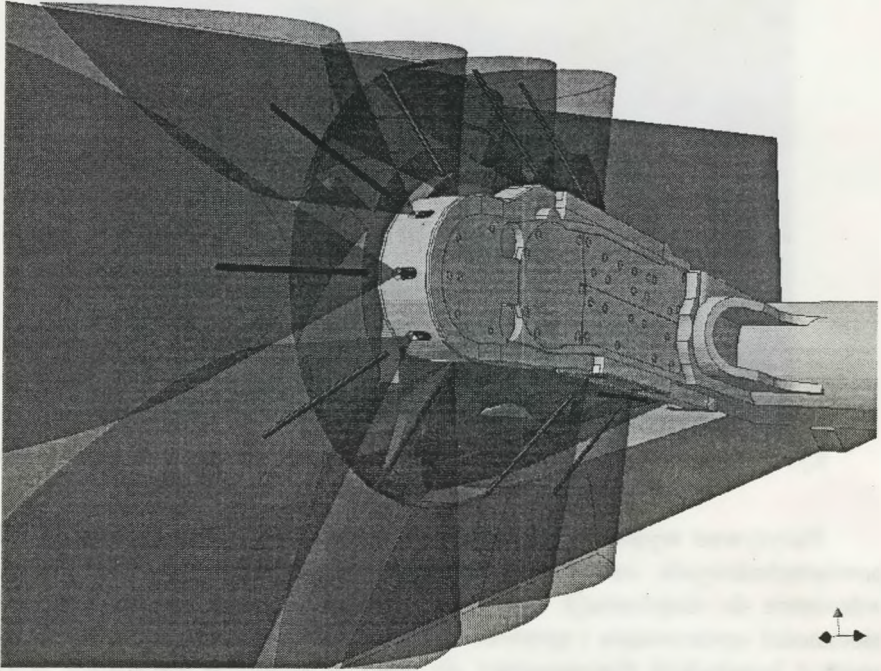
Obydwa układy zraszania, zarówno lewego ramienia i organu oraz prawego ramienia i organu zasilane są wodą doprowadzaną z rurociągu p.poż. (poprzez samo oczyszczający się zestaw filtracyjny) za pomocą pompy podnoszącej ciśnienie typu ZW-50. Z pompy woda płynie do maszyny magistralą złożoną najpierw z przewodów o średnicy 50 mm w części stałej, a następnie przewodami o średnicy 32 mm w układaku przewodów. Powietrze zaś doprowadzane jest do poszczególnych układów zraszania ze sprężarki typu PAS75 umieszczonej w chodniku, poprzez rurociąg sprężonego powietrza, przewodem o średnicy 50 mm w części stałej, a następnie przewodem o średnicy 32 mm, umieszczonym w układaku przewodów.

3. Badania i testy powierzchniowe instalacji

Wykonanie i wdrożenie nowej instalacji poprzedzone były bardzo szerokimi i wszechstronnymi testami oraz badaniami stanowiskowymi, które obejmowały:

- symulacje komputerowe przewidywanych rozwiązań,
- badania stanowiskowe wytypowanych dwuczynnиковych dysz zraszających,
- badania stanowiskowe układu zraszania przy wykorzystaniu specjalnej makiety,
- badania stanowiskowe skuteczności działania nowej koncepcji zraszania, w aspekcie gaszenia i zapobieganiu zapłonom gazu.

Symulacje komputerowe przeprowadzone w CMG KOMAG (rys. 1) miały na celu przede wszystkim określenie najkorzystniejszego rozmieszczenia dysz dwuczynninkowych na ramieniu kombajnowym, w aspekcie utworzenia kurtyny izolującej organ urabiający.

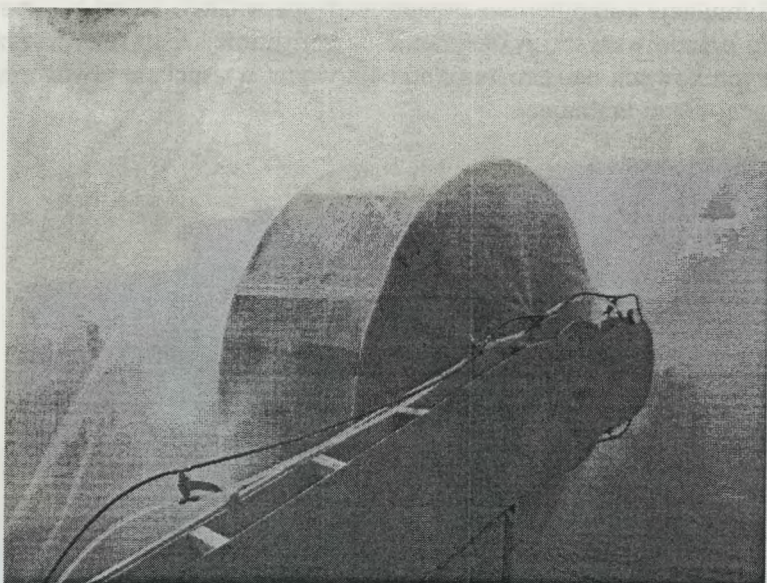


Rys.1. Symulacja komputerowa działania instalacji powietrzno-wodnej z wykorzystaniem sprężonego powietrza

Przeprowadzone na stoisku badawczym CMG KOMAG badania dostępnych na rynku dysz dwuczynninkowych, miały na celu wytypowanie najbardziej odpowiednich dysz dla założonych potrzeb instalacji zewnętrznej.

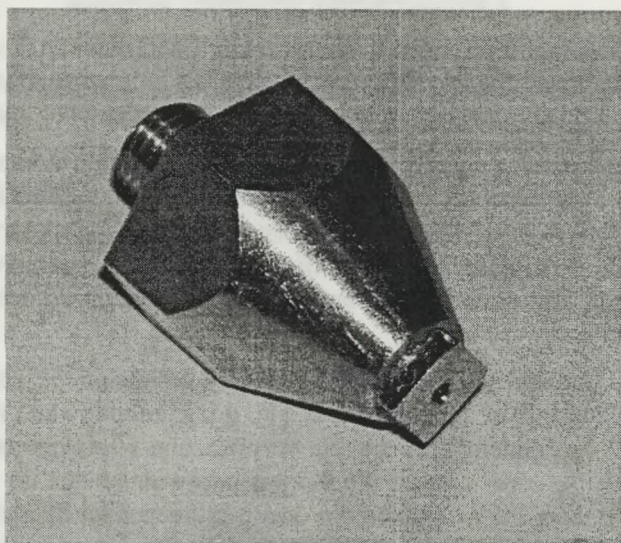
Badania i testy z wykorzystaniem makiety ramienia kombajnowego wraz z organem urabiającym (rys. 2) przeprowadzone także w CMG KOMAG, miały za zadanie potwierdzić słuszność wyboru dysz dwuczynninkowych, a także ich prawidłowość rozmieszczenia na ramieniu, zgodnie z przeprowadzoną wcześniej symulacją komputerową, ewentualnie wprowadzenie korekty w tym rozmieszczeniu.

Kolejne badania przeprowadzone zostały na specjalnie zbudowanym stanowisku badawczym w KD „Barbara” [1], gdzie zabudowano ramię kombajnu KSW-460NE z organem urabiającym wyposażone w powietrzno-wodną instalację. Zespoły te były częścią kombajnu przewidzianego do pracy w KWK „Pniówek”. Badania te miały na celu ocenę skuteczności działania tej instalacji pod kątem skuteczności gaszenia płomieni palącego się gazu oraz zapobiegania powstawania zapłonów gazu [2].



Rys.2. Badania stanowiskowe instalacji powietrzno-wodnej z zastosowaniem makiety kombajnowego ramienia i organu urabiającego

Pozytywne wyniki podanych powyżej przeprowadzonych testów i badań powierzchniowych, ostatecznie zadecydowały o podjęciu decyzji dotyczącej wdrożenia do eksploatacji tego rozwiązania. Podjęto również decyzję o konieczności opracowania i sprawdzenia własnej konstrukcji dysz dwuczynnika- wych o konstrukcji dostosowanej do pracy w trudnych warunkach dołowych (rys. 3).



Rys.3. Dysza dwuczynnikowa powietrzno-wodna opracowana w CMG KOMAG

4. Cel, zakres i metodyka badań eksploatacyjnych

Jako miejsce przeprowadzenia badań eksploatacyjnych wytypowano ścianę nr W-9 w pokładzie 357/1 przewidzianą do eksploatacji w KWK „Pniówek”.

Celem badań doświadczalnej powietrzno-wodnej instalacji zraszającej było:

- sprawdzenie prawidłowości przyjętych parametrów przepływowych wody i powietrza (ewentualnie ich korekta) w instalacji zabudowanej na kombajnie typu KSW-460NE, w warunkach eksploatacyjnych,
- sprawdzenie poprawności działania dwuczynnikowych dysz zraszających własnej konstrukcji,
- porównanie skuteczności w zwalczaniu zapylenia instalacji powietrzno-wodnej w stosunku do instalacji standardowej kombajnu typu KSW-460NE,
- ocena skuteczności działania powietrzno-wodnej instalacji w zwalczaniu zapylenia, przez pomiar występującego stężenia zapylenia w wyrobisku.

Badania eksploatacyjne doświadczalnej powietrzno-wodnej instalacji zraszającej prowadzone w ścianie nr W-9 kopalni „Pniówek” składały się z dwu rodzajów pomiarów:

- pomiarów parametrów przepływowych powietrza i wody jako czynników wytwarzających zraszającą mieszaninę powietrzno-wodną,
- pomiarów wielkości stężenia zapylenia występującego w obszarze wyrobiska ścianowego w czasie pracy kombajnu.

4.1. Pomiary parametrów przepływowych powietrza i wody

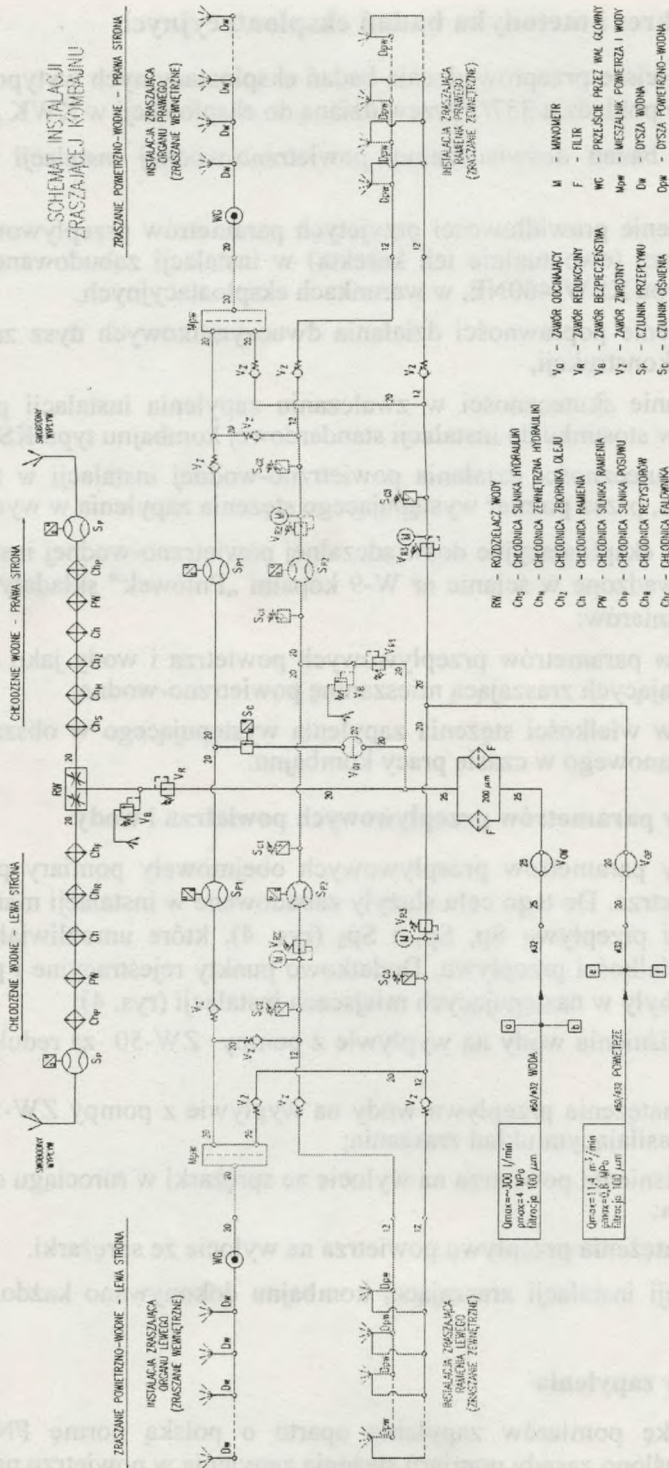
Pomiary parametrów przepływowych obejmowały pomiary parametrów wody i powietrza. Do tego celu służyły zabudowane w instalacji manometry M oraz czujniki przepływu Sp , Sp_1 i Sp_2 (rys. 4), które umożliwiały kontrolę ciśnienia i wielkości przepływu. Dodatkowo punkty rejestracyjne i pomiarowe usytuowane były w następujących miejscach instalacji (rys. 4):

- a – pomiar ciśnienia wody na wypływie z pompy ZW-50 za reduktorem ciśnienia;
- b – pomiar natężenia przepływu wody na wypływie z pompy ZW-50 w przewodzie zasilającym układ zraszania;
- e – pomiar ciśnienia powietrza na wylocie ze sprężarki w rurociągu sprężonego powietrza;
- f – pomiar natężenia przepływu powietrza na wylocie ze sprężarki.

Regulacji instalacji zraszającej kombajnu dokonywano każdorazowo na zmianie D.

4.2. Pomiary zapylenia

Metodykę pomiarów zapylenia oparto o polską normę PN-G-04035, w której określono zasady pomiaru stężenia zapylenia w powietrzu na stanowis-



Rys.4. Rozmieszczenie punktów pomiarowych parametrów wody i powietrza w instalacji zraszającej zabudowanej na kombainie ścianowym KSW-460NE pracującym w kopalni „Pniówek”

kach pracy w podziemnych zakładach górniczych oraz oznaczania zawartości wolnej krzemionki w pyłe frakcji wdychanej.

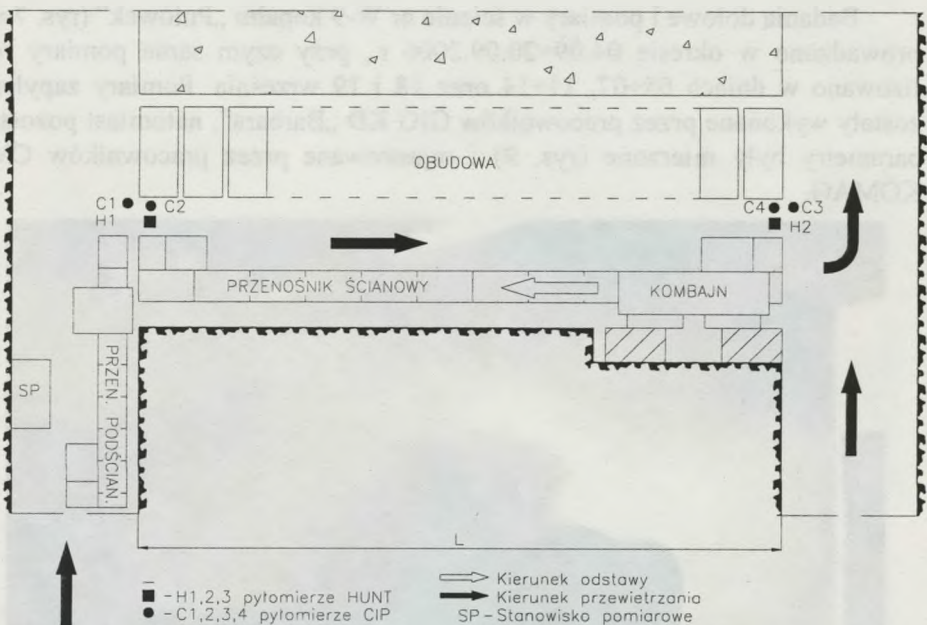
Pomiary zapylenia realizowane były dwoma rodzajami przyrządów pomiarowych:

- optycznymi pyłomierzami typu TM firmy HUND,
- osobistymi pyłomierzami grawimetrycznymi typu CIP.

Pyłomierze optyczne typu TM firmy HUND usytuowane były w następujących miejscach w ścianie (rys. 5):

H1 – na początku ściany (pyłomierz z zapisem pomiaru),

H2 – na końcu ściany (pyłomierz z zapisem pomiaru).



Rys.5. Usytuowanie miejsc pomiarowych wielkości stężenia zapylenia w ścianie nr W-9 urabianej kombajnem KSW-460NE

W tych samych miejscach umieszczono po dwa pyłomierze typu CIP 10 oznaczone na rysunku 5 odpowiednio C1 i C2 oraz C3 i C4.

Pyłomierze optyczne typu TM firmy HUND określały poziom zapylenia powietrza frakcją respirabilną pyłów, zaś za pomocą pyłomierzy typu CIP 10 dokonywano pomiarów zapylenia całkowitego oraz frakcji respirabilnej.

Łącznie pomiary dla każdego wariantu zraszania przeprowadzano w ciągu czterech kolejnych zmian roboczych, zmiany C.

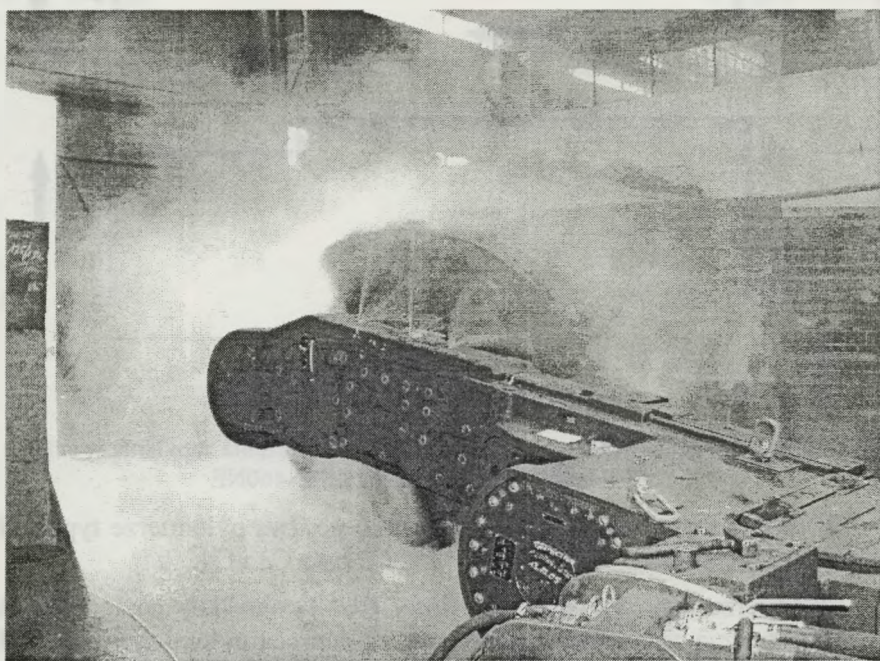
Oznaczenie zawartości wolnej krystalicznej krzemionki w pyłe wykonano zgodnie z obowiązującymi normami w akredytowanym laboratorium KD „Barbara”.

Zgodnie z przedstawioną powyżej metodyką, pomiarów dokonano zarówno przy zastosowaniu doświadczalnej instalacji zraszającej powietrzno-wodnej, jak i dla porównania, przy zastosowaniu standardowej fabrycznej instalacji zraszającej wcześniej przewidzianej w wyposażeniu kombajnu typu KSW-460NE.

5. Wyniki badań i pomiarów

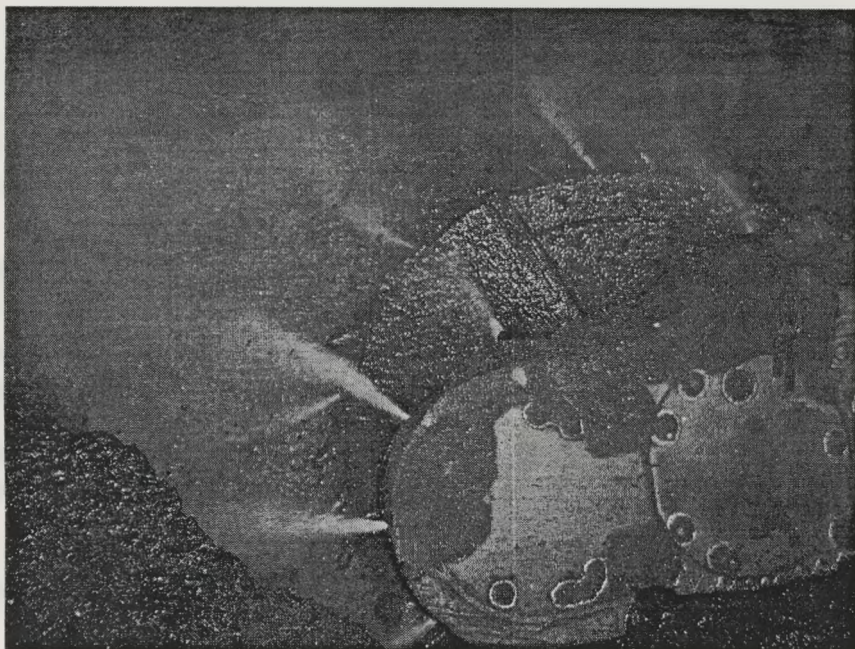
Badania dołowe powietrzno-wodnej instalacji zraszającej zabudowanej na kombajnie typu KSW-460NE poprzedzone były próbami sprawdzającymi działanie tej instalacji (rys. 6) zrealizowanymi na powierzchni kopalni.

Badania dołowe i pomiary w ścianie nr W-9 kopalni „Pniówek” (rys. 7 i 8) prowadzono w okresie 04.09÷20.09.2006 r., przy czym same pomiary realizowano w dniach 05÷07, 11÷14 oraz 18 i 19 września. Pomiary zapylenia zostały wykonane przez pracowników GIG KD „Barbara”, natomiast pozostałe parametry były mierzone (rys. 9) i rejestrowane przez pracowników CMG KOMAG.

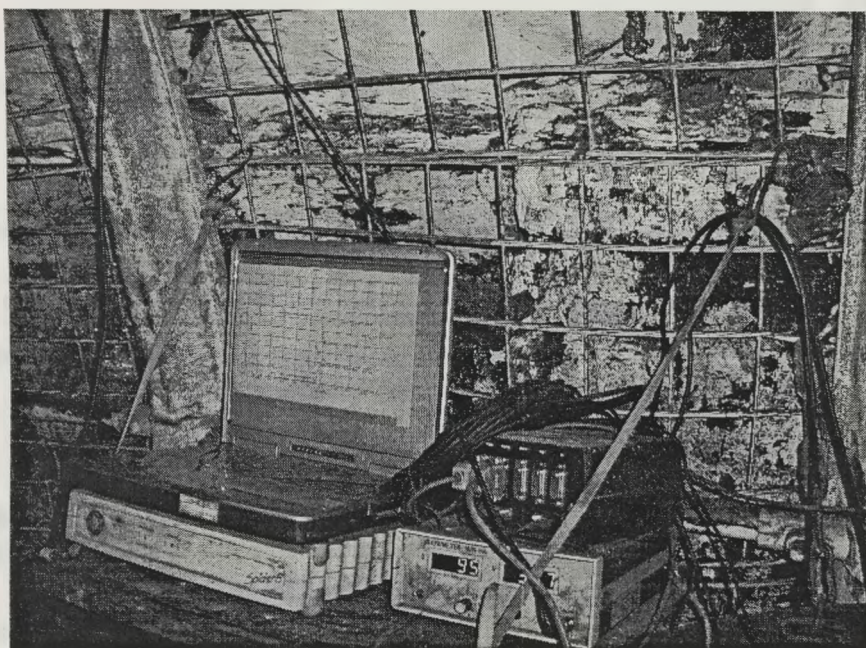


Rys.6. Próby powierzchniowe zraszającej instalacji powietrzno-wodnej na powierzchni kopalni „Pniówek”

Przeprowadzone regulacje i próby obydwu wariantów instalacji zraszającej doprowadziły do ustalenia ostatecznych parametrów przepływowych obu czynników (wody i sprężonego powietrza) gwarantujących skuteczne działanie instalacji.



Rys.7. Działająca zraszająca instalacja powietrzno-wodna na kombajnie KSW-460NE pracującym w ścianie nr W-9 w kopalni „Pniówek”



Rys.8. Aparatura rejestrująco-pomiarowa w czasie badań powietrzno-wodnej instalacji zraszającej, usytuowana w chodniku przyścianowym

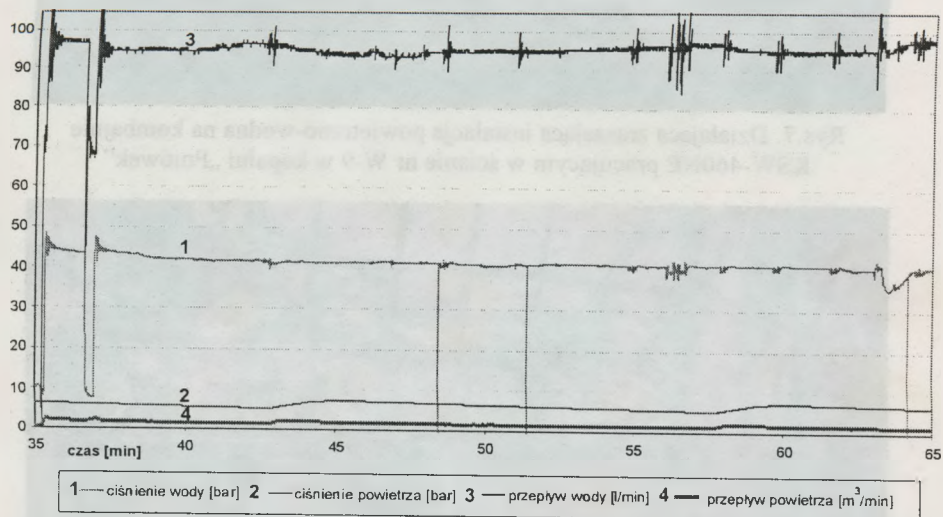
Dla instalacji powietrzno-wodnej parametry te wynosiły:

- ciśnienie wody 5,0 bar
- ciśnienie powietrza 5,5 bar
- ilość zużywanej wody 70÷90 l/min
- ilość zużywanego powietrza odpowiednio 4,5÷2,5 m³/min

Dla instalacji tylko wodnej parametry te wynosiły:

- ciśnienie wody 28÷33 bar
- ilość zużywanej wody 200÷225,0 l/min

Przeprowadzone pomiary zapylenia wykazały porównywalną skuteczność działania instalacji powietrzno-wodnej i standardowej instalacji wodnej o podanych powyżej parametrach przepływowych czynników. Ilustracją tego są przykładowe wyniki pomiarów zapylenia dokonane w dniu 11.09. dla standardowej zraszającej instalacji wodnej i w następnym dniu (12.09.) dla zraszającej instalacji powietrzno-wodnej według nowej koncepcji CMG KOMAG.



Rys.9. Przykład zapisu parametrów przepływowych czynników mieszanki powietrzno-wodnej zarejestrowany w trakcie badań instalacji w dniu 12.09.2006 r.

Dla standardowej instalacji wodnej uzyskano następujące wyniki:

- na wlocie do ściany mierzone pyłomierzem CIP 10:
 - zapylenie całkowite 24,69 mg/m³
 - zapylenie frakcją respirabilną 7,70 mg/m³
- na wylocie ze ściany mierzone pyłomierzem CIP 10:
 - zapylenie całkowite 38,47 mg/m³
 - zapylenie frakcją respirabilną 8,09 mg/m³
- na wlocie do ściany mierzone pyłomierzem HUND:
 - zapylenie frakcją respirabilną 4,96 mg/m³

- na wylocie ze ściany mierzone pyłomierzem HUND:

zapylenie frakcją respirabilną 5,84 mg/m³

Z przedstawionych powyżej danych liczbowych wynika, że przyrost zapylenia w powietrzu między wlotem do ściany, a wylotem ze ściany, odpowiednio wynosił: według pomiarów pyłomierzem CIP 10: 0,39 mg/m³ dla frakcji respirabilnej i 13,78 mg/m³ dla zapylenia całkowitego oraz według pomiarów pyłomierzem HUND 1,43 mg/m³ w zakresie frakcji respirabilnej.

Dla instalacji powietrzno-wodnej uzyskano następujące wyniki:

- na wlocie do ściany mierzone pyłomierzem CIP 10:

zapylenie frakcją respirabilną 5,04 mg/m³

zapylenie całkowite 24,04 mg/m³

- na wylocie ze ściany mierzone pyłomierzem CIP 10:

zapylenie frakcją respirabilną 5,84 mg/m³

zapylenie całkowite 33,09 mg/m³

- na wlocie do ściany mierzone pyłomierzem HUND:

zapylenie frakcją respirabilną 3,74 mg/m³

- na wylocie ze ściany mierzone pyłomierzem HUND:

zapylenie frakcją respirabilną 3,78 mg/m³

W tym przypadku przyrost zapylenia powietrza między wlotem do ściany, a wylotem ze ściany, odpowiednio wynosił: dla pomiarów pyłomierzem CIP 10 0,8 mg/m³ dla frakcji respirabilnej i 9,08 mg/m³ dla zapylenia całkowitego oraz dla pomiarów pyłomierzem HUND 0,04 mg/m³ w zakresie frakcji respirabilnej.

Oznaczona zawartość wolnej krystalicznej krzemionki w pyłe wykonana w akredytowanym laboratorium KD „Barbara” dla ściany W-9 wyniosła 3,7%.

6. Podsumowanie

Przeprowadzone badania eksploatacyjne nowej, opracowanej w CMG KOMAG, koncepcji zraszania powietrzno-wodnego z wykorzystaniem sprężonego powietrza, zastosowanego w kombajnie ścianowym typu KSW-460NE w ścianie W-9 kopalni „Pniówek” pokazały, że taki system zraszania jest porównywalny pod względem skuteczności zwalczania zapylenia, w stosunku do dotychczas stosowanego systemu wodnego. Natomiast, ważną zaletą nowego zraszania jest znaczące zmniejszenie ilości wody zraszającej, co ma niezwykle istotne, pozytywne znaczenie, zarówno w trakcie urabiania, transportu urobku, jak i w procesie wzbogacania węgla.

Zastosowane rozwiązania konstrukcyjne, choć wymagają pewnych korekt, potwierdziły swą przydatność w warunkach eksploatacyjnych.

Przeprowadzone wcześniej badania stanowiskowe w KD „Barbara” pokazały również, że nowe rozwiązanie powietrzno-wodnej instalacji w zastoso-

waniu do kombajnu ścianowego KSW-460NE może zapewnić, w przypadku wystąpienia w czasie urabiania zagrożeń metanowych, skuteczne zapobieganie inicjacom zapłonu gazu oraz skuteczne gaszenie już występującego zapalonego gazu [2].

Badania przeprowadzone w ścianie W-9 kopalni „Pniówek” potwierdziły także prawidłowość rozwiązania konstrukcyjnego dwuczynnikowych dysz zraszających opracowanych w CMG KOMAG. Zastosowanie tych dysz wykazało ich przydatność w trudnych warunkach dołowych, a parametry strugi zraszającej dysz okazały się korzystniejsze w porównaniu do zastosowanych (na drugim ramieniu) dwuczynnikowych dysz produkcji zagranicznej.

Zastosowanie w instalacji sprężonego powietrza, jako drugiego medium mieszanego z wodą, zapewnia dobrą skuteczność wytrącania pyłu, jednocześnie znacząco ograniczając zużycie wody. Ponadto wytwarzane przez dysze strumienie mieszaniny powietrzno-wodnej mają właściwości rozrzedzania metanu, a także tłumienia ewentualnych zapłonów gazu.

Literatura

1. Lebecki K., Sedlaczek J., Zellner E.: Koncepcja stanowiska oraz sposobu badań skuteczności zraszania, w aspekcie zagrożeń wynikających z zapłonów metanu. Praca nie publikowana. Grudzień 2005.
2. Lebecki K., Prostański D., Sedlaczek J., Zellner E.: Wyniki pilotażowych badań nowej instalacji powietrzno-wodnego zraszania na kombajnach ścianowych, w aspekcie gaszenia i zapobiegania zapłonom gazu. Przegląd Górniczy nr 7-8/2006. Lipiec-sierpień 2006.
3. Olszewski M. i in.: Pomiary zadanych wielkości podczas badań eksploatacyjnych zraszania powietrzno-wodnego w ścianie W-9 w KWK „Pniówek”. Sprawozdanie z badań nr 59/BT/2006. Laboratorium Badań Stosowanych CMG KOMAG. Praca nie publikowana. Gliwice, wrzesień 2006.
4. Zellner E. i in.: Badanie prototypowej instalacji zraszającej powietrzno-wodnej zabudowanej na kombajnie ścianowym KSW-460NE – określenie emisji zapylenia. Dokumentacja pracy badawczo-rozwojowej KD „Barbara”, wrzesień 2006.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

MOŻLIWOŚCI WYKORZYSTANIA CIĘŻKICH UDAROWYCH MŁOTÓW HYDRAULICZNYCH W KOPALNIACH WĘGLA KAMIENNEGO NA PODSTAWIE DOŚWIADCZEŃ Z KOPALNI RUD METALI NIEŻELAZNYCH

Krzysztof KRAUZE, Krzysztof KOTWICA

Streszczenie. W referacie przedstawiono budowę i zasadę działania ciężkich udarowych młotów hydraulicznych wykorzystywanych w polskich kopalniach rud metali nieżelaznych. Opisano miejsca i sposób zastosowania młotów udarowych w tych kopalniach. Zaproponowano możliwości wykorzystania ciężkich udarowych młotów hydraulicznych w pracach pomocniczych i przy drażeniu wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego.

1. Wstęp

W podziemnych kopalniach surowców mineralnych już od dawna wykorzystywane były jako urządzenia pomocnicze młotki mechaniczne o napędzie pneumatycznym. Pierwsze takie urządzenia zastosowano we Francji i Belgii na początku ubiegłego wieku, w latach 1904-1905 [2]. Wykorzystywane były one głównie do urabiania miękkiego węgla w ścianach. W Polsce, ze względu na znacznie trudniejsze warunki (bardziej zwięzły węgiel), młotki pneumatyczne znalazły zastosowanie w znacznie mniejszym zakresie.

Rozwój maszyn górniczych, szczególnie kombajnów ścianowych, spowodował odejście od mechanicznego urabiania węgla młotkami. Jednak dalej wykorzystywane są one w różnych pracach pomocniczych: do obrywania zwisów węglowych, wyrównywania czoła przodka, odrywania łat przystropowych, wykuvania gniazd dla obudowy chodnikowej czy rozbijania dużych brył urobku.

Dla zintensyfikowania pracy młota, szczególnie zwiększenia energii uderu, zaczęto poszukiwać innych rozwiązań konstrukcyjnych i przede wszystkim innego źródła zasilania. Takim rozwiązaniem stał się młot hydrauliczny. Historia młotów hydraulicznych rozpoczęła się niewiele ponad trzydzieści lat temu [3].

W referacie przedstawiono możliwości wykorzystania w kopalniach węgla kamiennego ciężkich udarowych młotów hydraulicznych w oparciu o doświadczenia z ich eksploatacji w kopalniach rud metali nieżelaznych.

*Prof.dr hab.inż. Krzysztof Krauze
Dr inż. Krzysztof Kotwica
Akademia Górniczo-Hutnicza
Al. Mickiewicza 30
30-059 Kraków
tel.: 012 6172312
e-mail: krauze@agh.edu.pl*

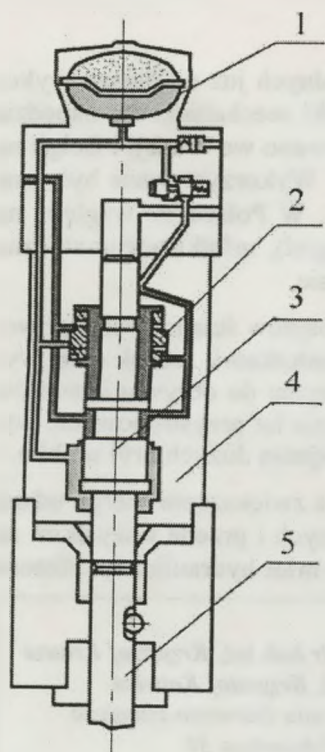
2. Budowa i zasada działania ciężkich młotów uderowych

Idea pracy młota hydraulicznego jest podobna do pracy młotków pneumatycznych i polega na przekazywaniu energii uderu przez narzędzie robocze w postaci grota ostrego, tępego lub dłuta na calizną skalną, względnie inny materiał zwięzły, powodując ich rozkruszenie, urobienie lub odłupanie. Jednak ich energia uderu, przez zastosowanie innego medium zasilającego (oleju hydraulicznego) jest nieporównywalnie większa i w przypadku najcięższych młotów dochodzi nawet do 27500 J. Masa młotów hydraulicznych jest również wielokrotnie większa, co powoduje, że młoty te są z reguły montowane i przemieszczane na wysięgnikach.

Podziału ciężkich, hydraulicznych młotów uderowych można dokonać stosując następujące kryteria: rozwiązanie konstrukcyjne, sposób przekazywania energii, sposób sterowania ruchem tłoka (bijaka). Ze względu na pierwsze kryterium młoty hydrauliczne można podzielić na dwa zasadnicze typy [4]: młoty bezbijakowe – młoty nie posiadające oddzielnego narzędzia roboczego oraz najczęściej stosowane młoty bijakowe – młoty wyposażone w oddzielne narzędzie robocze. Młoty bijakowe, w zależności od sposobu przekazania energii można podzielić na: młot o działaniu bezpośrednim oraz rzadko wykorzystywany młot o działaniu pośrednim.

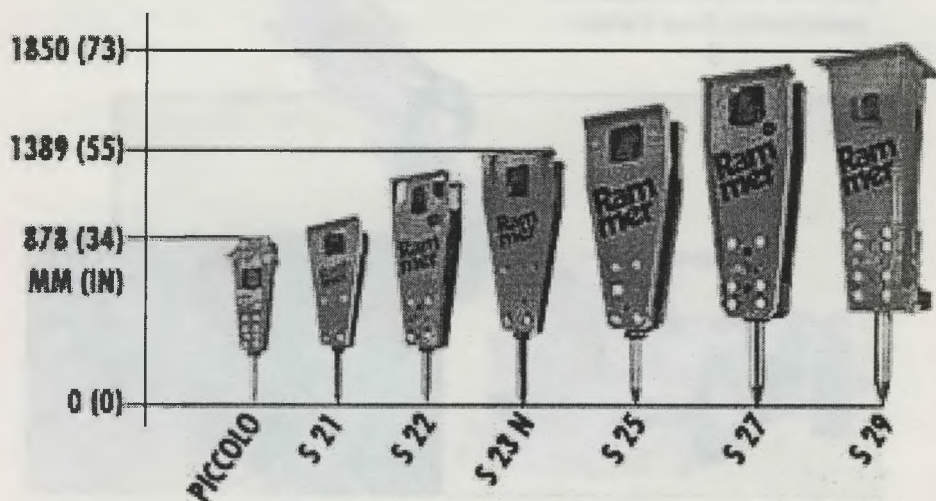
Ostatnim z kryteriów podziału młotów hydraulicznych jest sposób wymuszania ruchu posuwisto-zwrotnego tłoka-bijaka, czyli podział ze względu na układ sterowania hydraulicznego. Ze względu na to kryterium można wyróżnić następujące rozwiązania: stałe zasilanie tylnej komory roboczej (podtłokowej), stałe zasilanie przedniej komory roboczej (nadtłokowej), naprzemienne zasilanie komór i układ bezzaworowy.

W polskich kopalniach rud metali nieżelaznych wykorzystywane są obecnie głównie młoty hydrauliczne bijakowe o działaniu bezpośrednim z ciągłym zasilaniem komory podtłokowej (suw powrotny) i okresowym zasilaniem komory nadtłokowej (suw roboczy). Ogólną budowę takich młotów przedstawiono na rysunku 1. Podstawowymi elementami takiego młota są [5]: korpus młota (4), tłok (bijak) (3), wykonujący w cylindrze roboczym głowicy uderowej ruchy posuwisto-zwrotne, element uderzany (narzędzie) (5), kontaktujący się bezpośrednio z calizną skalną, układ



Rys.1. Schemat młota hydraulicznego bijakowego o działaniu bezpośrednim

rozrządu (zaworowy lub suwakowy) (2), sterujący samoczynnie ruchami tłoka (bijaka), akumulator ciśnieniowy (I), stwarzający rezerwę energii w końcowej fazie suwu roboczego bijaka. Zdecydowanie największy udział w ogólnej liczbie młotów wykorzystywanych przez wyżej wymienione kopalnie mają młoty produkowane przez fińską firmę Sandvik Tamrock Corp. Widok młotów z najpopularniejszego typoszeru S20 przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Typoszer młotów Rammer serii S20

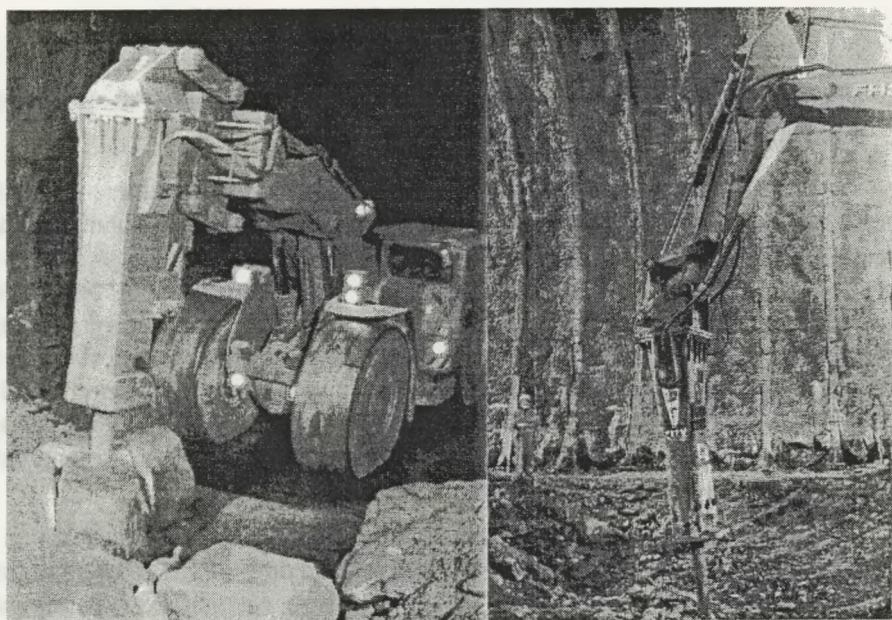
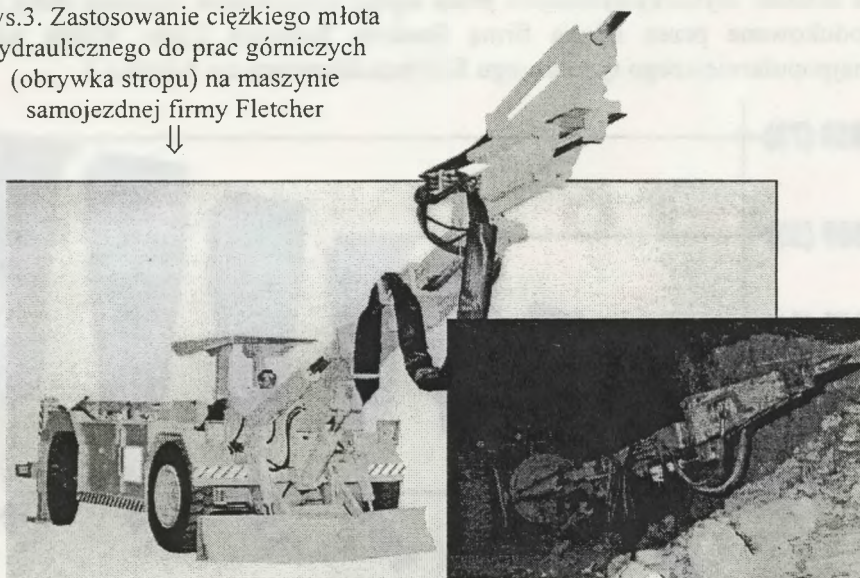
3. Zastosowanie młotów udarowych w kopalniach rud metali nieżelaznych

W polskim przemyśle wydobywczym, szczególnie w kopalniach podziemnych, zastosowanie młotów hydraulicznych, w porównaniu z krajami wysoko rozwiniętymi, jest stosunkowo małe. Wynika to często z niedostatecznej wiedzy, co do możliwości, wydajności i korzyści, jakie oferują współczesne młoty hydrauliczne. Młoty hydrauliczne w polskim górnictwie podziemnym znalazły powszechne zastosowanie głównie w kopalniach wydobywających rudy metali nieżelaznych. Największa ich liczba pracuje w zakładach górniczych KGHM „Polska Miedź” S.A. Są one wykorzystywane w całym procesie wydobywczym pod ziemią od momentu odspojenia rudy od calizny skalnej, aż do jej załadowania na ostateczny środek odstawy.

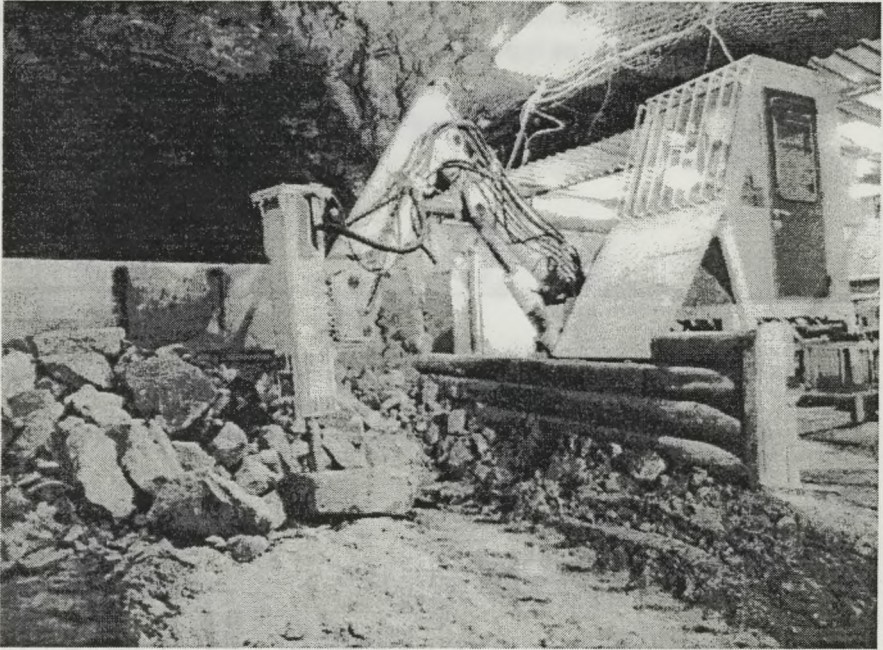
Młoty hydrauliczne zamocowane na wysięgnikach zainstalowanych na maszynach samojezdnych zostały wykorzystywane do wstępnego rozdrabniania urobku już w przodku górniczym, bezpośredniego urabiania i wykonywania ociosów wyrobisk, wyrównywania czoła w przodku górniczym, obrywki stropów, wykonywania wykopów w spagu wyrobisk górniczych. Przykłady wykorzystania takich młotów pokazano na rysunkach 3 i 4 [6, 7]. Młoty hydrauliczne pracujące natomiast na stacjonarnych wysięgnikach na tzw. kratkach rozładow-

czych umieszczonych nad urządzeniami załadowniczymi przeznaczone są do rozdrabniania urobku przed załadowaniem go na przenośnik taśmowy. Widok takiego młota przedstawiono na rysunku 5.

Rys.3. Zastosowanie ciężkiego młota hydraulicznego do prac górniczych (obrywka stropu) na maszynie samojezdnej firmy Fletcher



Rys.4. Widok młota hydraulicznego na wysięgniku ładowarki TORO, wykorzystywanego do rozbijania brył w przodku (po lewej) i zamocowanego na wysięgniku zainstalowanym na oponowym wozie samojezdnym do urabiania spągu wyrobiska (po prawej)



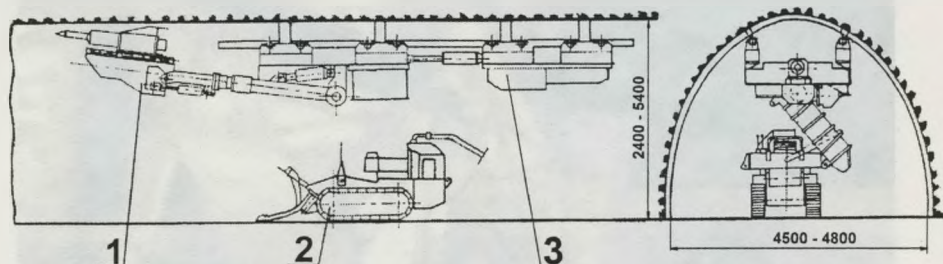
Rys.5. Widok młota Rammer zamocowanego na wysięgniku stacjonarnym na krawcie rozładowniczej podczas pracy

4. Możliwości wykorzystania ciężkich udarowych młotów hydraulicznych w kopalniach węgla kamiennego

System eksploatacji w kopalniach węgla kamiennego różni się od ogólnie stosowanego w kopalniach rud metali nieżelaznych systemu komorowo-filarowego. W kopalniach węglowych wymagane jest wykonanie rozcinki pokładu siecią wyrobisk korytarzowych celem jego przygotowania do eksploatacji zmechanizowanymi kompleksami ścianowymi. Technologia wykonywania wyrobisk korytarzowych jest ściśle związana z własnościami fizykomechanicznymi urabianej calizny. W przypadku skał o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie nie przekraczającej 120 MPa, a w wielu przypadkach i więcej, stosowane są kombajny chodnikowe urabiające caliznę mechanicznie. Obecnie jest to około 90% drażonych wyrobisk. Jednak w przypadku skał trudnourabialnych alternatywą jest zazwyczaj wiercenie w przodku otworów strzałowych i strzelanie MW. Wymaga to wycofywania załogi z przodka na czas strzelania i przewietrzania, a ponadto może powodować spękanie skał stropowych i ociosowych. Dlatego wykorzystując doświadczenia z ciężkimi udarowymi młotami hydraulicznymi, opracowano kilka koncepcji ich wykorzystania w układach mechanizacyjnych przy drażeniu wyrobisk korytarzowych.

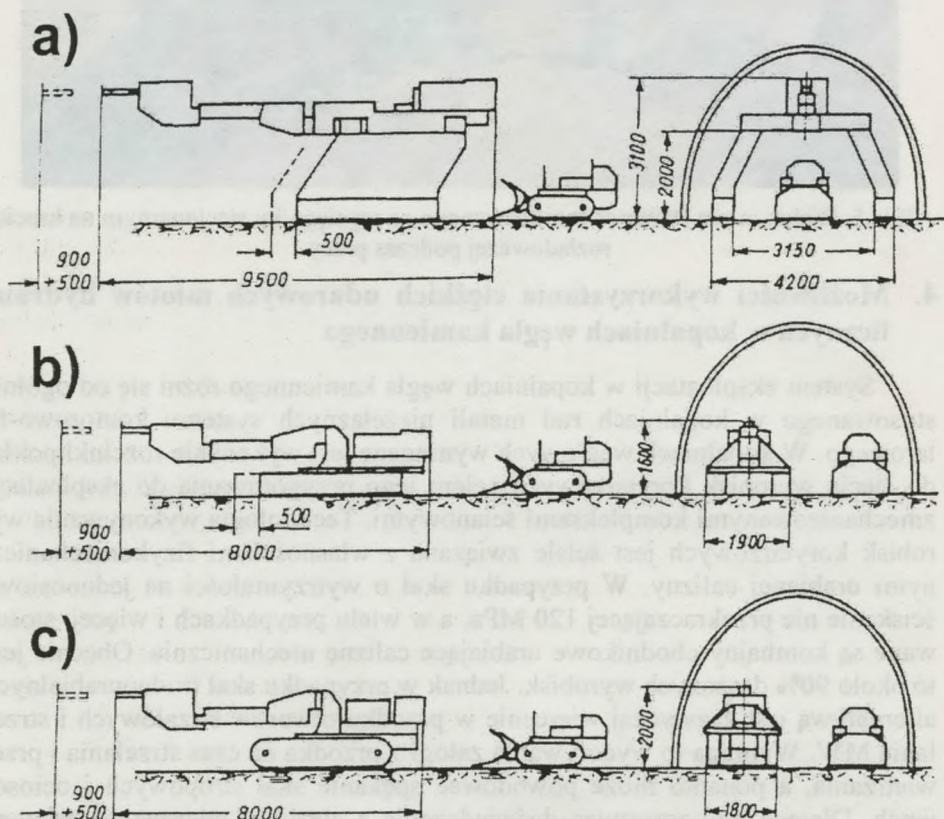
Na rysunku 6 przedstawiono układ mechanizacyjny w którym proces urabiania realizowany jest za pomocą ciężkiego udarowego młota hydraulicznego osadzonego na ramieniu manipulatora [1]. Możliwe jest również zastosowanie

innych rodzajów manipulatorów z młotami uderowymi, których rozwiązania konstrukcyjne ze względu na typ podwozia pokazano na rysunku 7 [1].



Rys.6. System mechanizacyjny z uderowym młotem hydraulicznym na ramieniu manipulatora na platformie podwieszanej

1 – młot hydrauliczny, 2 – ładowarka, 3 – platforma podwieszana



Rys.7. Przykłady rozwiązań systemów mechanizacyjnych z układami urabiającymi za pomocą uderowych młotów hydraulicznych na różnych podwoziach: a) podwozie portalowe, b) podwozie kroczące po spągu, c) podwozie gąsienicowe

Niezależnie od zastosowanego typu podwozia i manipulatora układu urabiającego z młotem hydraulicznym, ładowanie i odstawa realizowane są zazwy-

czaj przy użyciu gaśienicowych ładowarek bocznie wysypujących, co nie wyklucza możliwości stosowania innego typu ładowarek. Rodzaj podwozia dobierany jest w zależności od przekroju drążonego wyrobiska i tak w przypadku pokazanym na rysunku 7 a – podwozia krocącego portalowego, można drążyć wyrobiska o szerokości 5,2-8,0 m i wysokości 3,8-5,5 m, w przypadku pokazanym na rysunku 7 b – podwozia krocącego po spągu – wyrobiska o szerokości 4,5-5,5 m i wysokości 2,0-5,0 m, w przypadku pokazanym na rysunku 7 c – podwozia gaśienicowego – wyrobiska o szerokości 4,5-5,5 m i wysokości 2,4-5,4 m, a w przypadku pokazanym na rysunku 6 – wyrobiska o szerokości 4,5-4,8 m i wysokości 2,5-4,0 m.

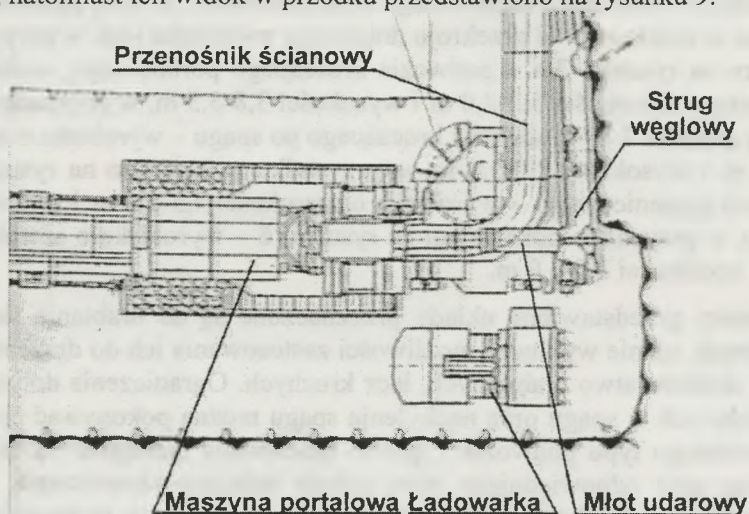
Cztery przedstawione układy przeznaczone są do urabiania skał trudno urabialnych, co nie wyklucza możliwości zastosowania ich do drążenia chodników w skałach łatwo urabialnych, lecz kruchych. Ograniczenia dotyczące skał występujących w spągu oraz nachylenia spągu można pokonywać przez dobór odpowiedniego typu podwozia i sposób mocowania manipulatora układu urabiającego oraz odpowiedniego typu układu ładująco-odstawczego. Przedstawione rozwiązania bazują przede wszystkim na napędach hydraulicznych, co narzucone jest przez rodzaj organu urabiającego.

Do zalet tych systemów należy zaliczyć ciągłość urabiania z możliwością uzyskania równego czoła przodków i ociosów, możliwość pokrycia czasów realizacji urabiania i ładowania. Możliwość urabiania podpoziomowego pozwala na drążenie wyrobisk dla obudowy zamkniętej o przekroju kołowym.

W systemie tym uzyskuje się również korzystne warunki pracy obsługi, ponieważ stopień zapylenia przodka w czasie urabiania nie ogranicza czasu pracy, a poziom natężenia hałasu jest znacznie niższy niż w przypadku wiertarek udarowych lub kombajnów ramionowych skrawających. Zastosowanie w każdym z rozwiązań wysięgnika teleskopowego w konstrukcji manipulatora młota pozwala na wykorzystanie go jako urządzenia pomocniczego do stawiania obudowy łukowej. Elastyczny układ urabiająco-ładująco-odstawczy pozwala na współpracę z dowolnymi środkami transportu głównego.

Możliwość zastosowania jednego z opisanych rozwiązań w praktyce można przedstawić na przykładzie kopalni węgla kamiennego „Monopol” w Bergkammen, Niemcy [8]. W kopalni tej wykorzystano ciężki udarowy młot hydrauliczny firmy Krupp do pomocy przy drążeniu chodnika podścianowego równocześnie z postępem ściany. Ściana o długości około 200 m i miąższości węgla od 1,1 do 1,4 m wyposażona była w katowy przenośnik zgrzeblowy typ UFv 34/600 firmy Klöckner Becorit, pełniący rolę równocześnie przenośnika ścianowego i podścianowego oraz prowadzenia dla struga węglowego, który urabiał caliznę węglową. Chodnik nadścianowy prowadzony był z wyprzedzeniem względem frontu ścianowego, natomiast zastosowanie przenośnika katowego pozwoliło na drążenie chodnika podścianowego równocześnie z postępem ściany. Na przenośniku, zaraz za rolką katową, zabudowana była na długości około 15 m bieżnia, po której poruszała się na gaśienicach maszyna portalowa, z zabudowanym na teleskopowym wysięgniku ciężkim udarowym młotem hydraulicznym. Rozmieszczenie maszyn

na skrzyżowaniu ściany i chodnika podścianowego pokazano na schemacie na rysunku 8, natomiast ich widok w przodku przedstawiono na rysunku 9.



Rys.8. Schemat rozmieszczenia maszyn na skrzyżowaniu ściany i chodnika podścianowego w rozwiązaniu firmy Klöckner Becorit



Rys.9. Widok maszyn w przodku chodnika podścianowego w rozwiązaniu firmy Klöckner Becorit

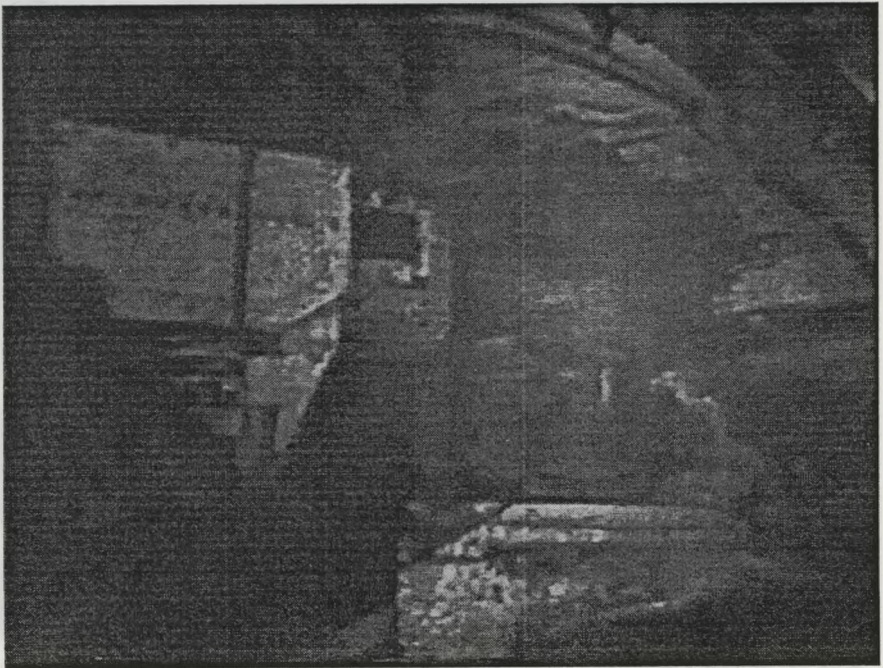
Chodnik posiadał powierzchnię $18,5 \text{ m}^2$, z warstwą węgla przy spągu oraz piaskowca przy stropie. Raz na zmianę w warstwie węgla w przodku chodnikowym wiercono wiertarkami obrotowymi po 12 otworów na długość $2,4 \text{ m}$.

Po załadowaniu i odstrzeleniu, urobek był ładowany przez ładowarkę bocznie sypiącą. Sukcesywnie pokład węgla w ścianie był urabiany przez głowicę strugową. Po uzyskaniu postępu odpowiadającego podziałce obudowy (0,8 m), operator umiejscowiony na maszynie portalowej rozpoczynał urabianie partii przystropowej chodnika – piaskowca, za pomocą młota udarowego wykonując wyłom zgodnie z profilem obudowy chodnikowej. Widok przodka podczas urabiania młotem pokazano na rysunku 10.

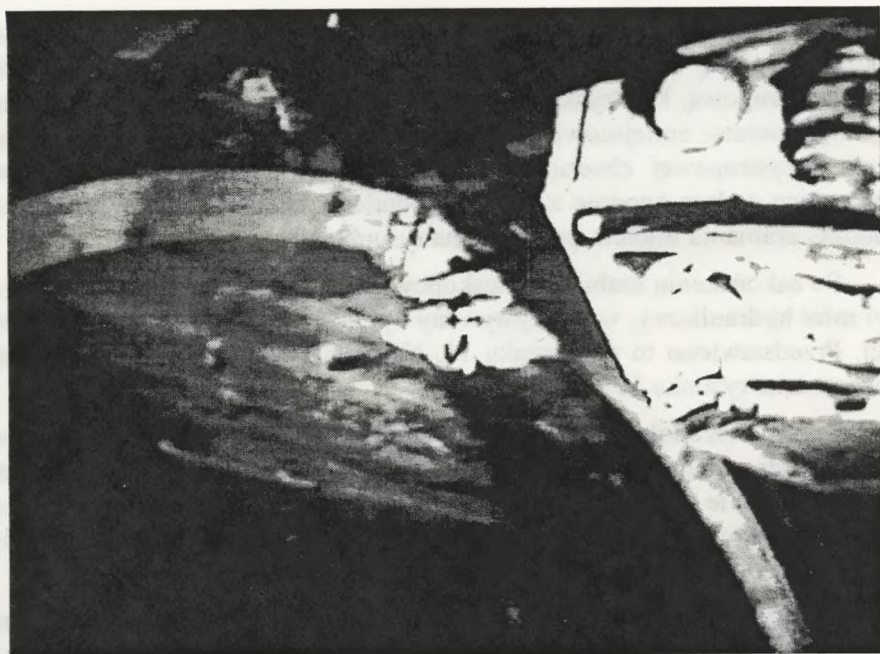
Po zakończeniu urabiania teleskopowy manipulator, na którym mocowany był młot hydrauliczny, wykorzystywany był do zakładania obudowy chodnikowej. Przedstawiono to na rysunku 11. Natomiast widok gotowego wyrobiska pokazano na rysunku 12.

Opisana technologia pozwoliła na uzyskanie średniego postępu dobowego 5,66 m (odpowiadało to wydobywaniu na poziomie 2000 ton/dobę), przy 4-zmianowym systemie pracy (3 zmiany robocze) i obłożeniu 7 pracowników na zmianę (3 pracowników w przodku chodnika podścianowego). Sterowanie obudowy ścianowej było automatyczne a głowicy strugowej radiowe.

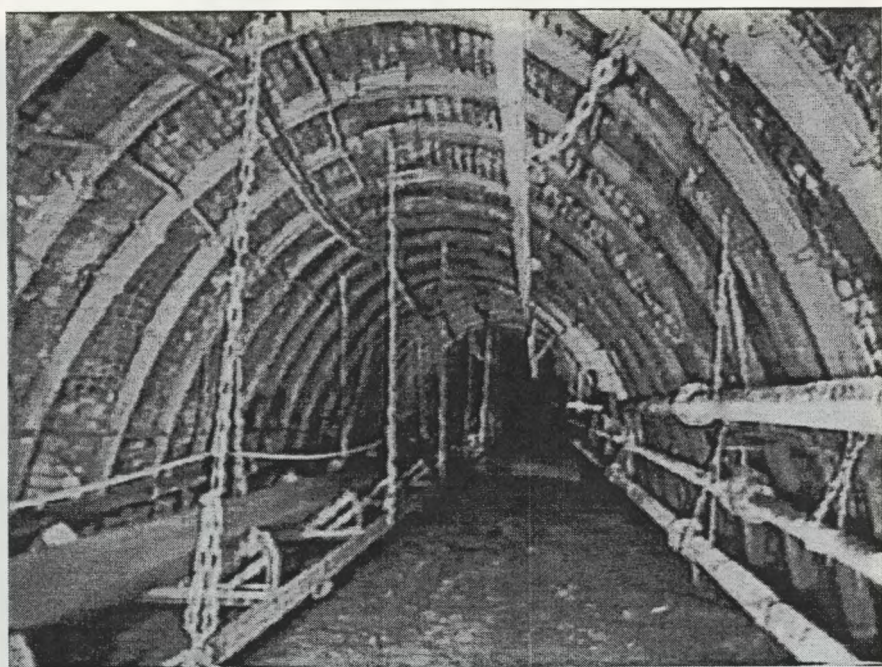
Dodatkową korzyścią były, poza niskimi kosztami drażenia chodnika, również niskie koszty jego utrzymania. Związane to było z dostosowaniem kształtu wyłomu do profilu obudowy i brakiem oddziaływania frontu eksploatacyjnego na skrzyżowanie chodnika i przecinki ścianowej.



Rys.10. Widok przodka podczas urabiania młotem



Rys.11. Widok manipulatora młota hydraulicznego, wykorzystywanego do zakładania obudowy chodnikowej



Rys.12. Widok chodnika podścianowego drążonego za pomocą ciężkiego młota hydraulicznego

5. Podsumowanie

W referacie przedstawiono możliwości wykorzystania udarowych ciężkich młotów hydraulicznych w górnictwie podziemnym. Obecnie w Polsce młoty te są wykorzystywane głównie w górnictwie rudnym, jednak jak pokazały doświadczenia z kopalń niemieckich, można je z powodzeniem zastosować w kopalniach węglowych, przy drażeniu wyrobisk korytarzowych równocześnie z postępowaniem ścian węglowej. Jest to system możliwy do zastosowania przy urabianiu do granic i wymaga zastosowania agregatu hydraulicznego, jednak można wykorzystać zasilanie młota emulsją z agregatu obudowy ścianowej.

System ten pozwala na zmniejszenie kosztów drażenia jednego z chodników przyścianowych, a ponadto polepsza warunki współpracy obudowy chodnikowej z górotworem i ogranicza jego zaburzenia w strefie skrzyżowania chodnika z przecinką ścianową.

Literatura

1. Gospodarczyk P., Kotwica K., Kalukiewicz A., Klich A., Pawlik K.: *Maszyny i urządzenia dla inżynierii budownictwa podziemnego. Wyrobiska korytarzowe i szybowe w górnictwie*. Wydawnictwo "Śląsk", Katowice, 1999.
2. Lesiecki W., Opolski T.: *Górnictwo. Tom V. Urabianie złóż – część 1. „Urabianie młotkami i wiertarkami”*. Wydawnictwo Śląsk. Katowice 1963.
3. Oferta handlowa Firmy „RUDA”, strona internetowa www.bh-ruda.pl,
4. Klich A i in.: *Niekonwencjonalne techniki urabiania skał*. Wydawnictwo Naukowe Śląsk, Katowice 1998.
5. S 52 City Operation and Maintenance Manual. Rammer OY, Finlandia, Lahti 1991.
6. Katalogi i prospekty Firmy Sandvik Tamrock Corporation. Breakers Lahti, strona internetowa www.rammer.com
7. Katalogi i prospekty Firmy Fletcher Kanada, strona internetowa www.fletcher.com
8. Materiały reklamowe i informacyjne firmy Klöckner Becorit.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

NOWE ROZWIĄZANIE MAŁOŚREDNICOWEJ WIER- TNICY DOŁOWEJ TYPU WMD-150

Maria HAJDUŁA, Jerzy OBRĄCZKA, Piotr ROJEK

Streszczenie. W referacie opisano zasadę działania i budowę poszczególnych podzespołów wiertnicy małośrednicowej WMD-150 opracowanej przez CMG KOMAG i produkowanej przez ZMUW Sosnowiec. Przedstawiono informacje dotyczące podstawowych parametrów ruchowych i konstrukcyjnych. Podano wymagania prawne dotyczące wiertnic.

1. Wprowadzenie

Złoża surowców mineralnych, takich jak ropa naftowa czy gaz ziemny wydobywa się niemal wyłącznie za pomocą odwiertów. Wiercenia są również wykonywane w celu określenia ilości i jakości zasobów surowców naturalnych oraz warunków eksploatacji. Odwierty wykonuje się także jako poszukiwawcze złóż różnych surowców mineralnych, do jakich należą węgle, rudy, sole, ropa naftowa, gaz ziemny, wód mineralnych i pitnych. W tym celu używa się głównie wiertnic wielkośrednicowych oraz normalnośrednicowych.

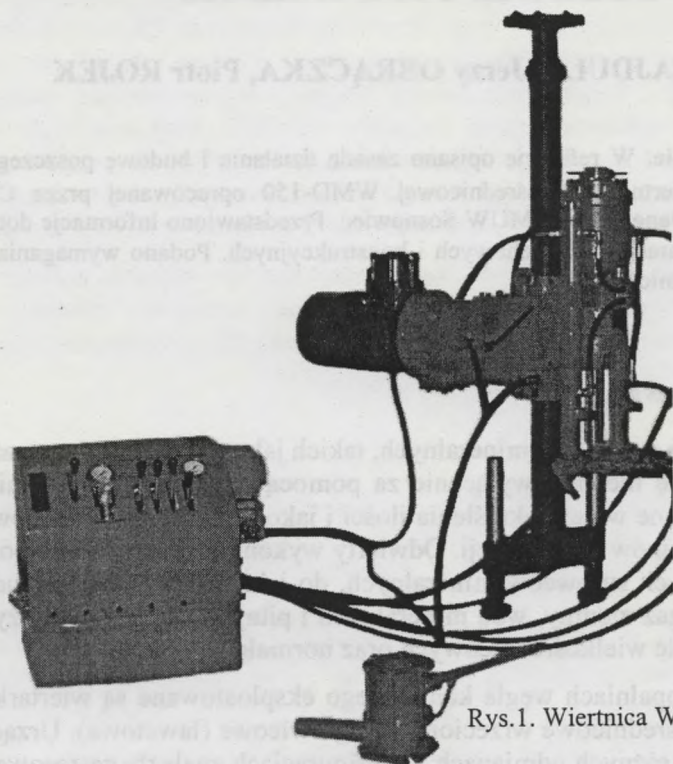
W kopalniach węgla kamiennego eksploatowane są wiertarki oraz wiertnice małośrednicowe wrzecionowe i głowicowe (ławetowe). Urządzenia te stosowane w różnych odmianach i konfiguracjach znalazły zastosowanie w bardzo szerokim zakresie robót górniczych. Głównie stosowane są przy wierceniach geologiczno-poszukiwawczych, do odmetanowania i odwodnienia oraz profilaktyki przeciwtąpianiowej pokładów.

Zwiększenie efektywności prac wiertniczych jest jednym z podstawowych wymogów użytkowników. W przypadku wiertnic zwiększenie efektywności polega na optymalizacji procesów technologicznych. Optymalizacja ta obejmuje poszukiwanie wartości osiowych sił docisku kolumny wiertniczej do dna otworu, prędkości obrotowej, parametrów oczyszczania dna otworu ze zwiercin. Jednym z ważniejszych czynników jest właściwy dobór koronek wiertniczych do warunków górniczo-geologicznych. Jednakże w warunkach panujących w podziemiach zakładów górniczych na efektywne wykorzys-

Mgr Maria Hajduła
Inż. Jerzy Obrączka
Zakłady Mechaniczne Urządzeń
Wiertniczych
ul. Mikołajczyka 61/63
41-200 Sosnowiec
e-mail: biuro@zmuw.internetdsl.pl

Mgr inż. Piotr Rojek
Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG
ul. Pszczyńska 37
44-101 Gliwice
tel.: 032 2374428
e-mail: projek@komag.eu

tanie urządzeń wiertniczych wpływa szereg innych czynników, jak np. mobilność, wytrzymała konstrukcja, niezawodność czy masa i wymiary.



Rys.1. Wiertnica WMD-150

Zagadnieniem, które należy również uwzględnić, że względu na użytkowników, jest bezpieczeństwo stosowania wiertnic w bardzo trudnych warunkach górniczych.

Wymagania stawiane pod względem bezpieczeństwa i ergonomii pracy wiertnicy, jak również dotyczące wyposażenia wiertnicy wynikają z dyrektyw Nowego Podejścia [1, 2]. Uważa się, że wyrób spełnia wymagania zasadnicze pod warunkiem, że wykonany jest zgodnie z normami zharmonizowanym [3, 4, 5, 6, 7].

Ogromny zasób wiertnic będący na wyposażeniu kopalń stanowią przestarzałe konstrukcje, które nie spełniają obecnie wymogów bezpieczeństwa i oczekiwań użytkownika. Poczynione obserwacje i rozeznanie w tym temacie spowodowało podjęcie współpracy CMG KOMAG i ZMUW Sosnowiec mającej na celu opracowanie i wprowadzenie na rynek nowych konstrukcji wiertnic.

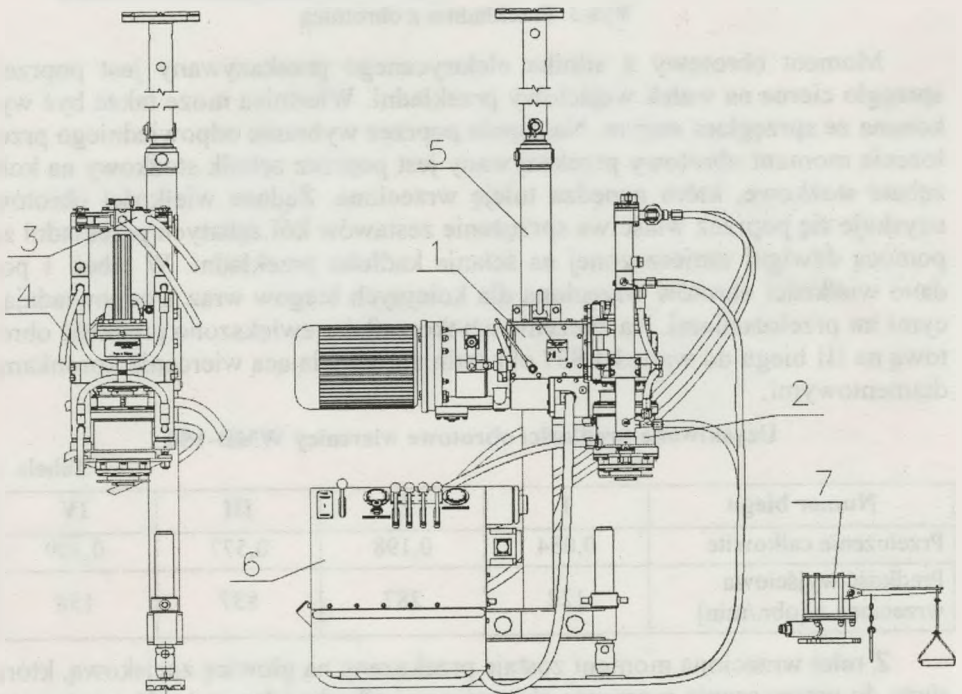
Współpraca w tym zakresie rozpoczęła się w 2003 roku i zaowocowała wprowadzeniem na rynek wiertnicy typu WMD-150. Wiertnica, pokazana na rysunku 1, powstała na bazie i jako zamiennik wiertnicy MDR 03-06, której konstrukcja pamięta lata 70. ubiegłego stulecia.

2. Budowa i zasada działania wiertnicy WMD-150

Wiertnica WMD-150 jest przeznaczona do wierceń geologiczno poszukiwawczych, wykonywania otworów odwadniających, odgazowujących i wyprzedzających w skałach o różnej twardości. Znamionowa głębokość wiercenia wynosi 150 m przy średnicy 46 mm pełnym przekrojem, a przy średnicy 76 mm do głębokości 60 m rdzeniowo. Wiertnica jest przewidziana przede wszystkim do prac w kopalniach węgla, rud i soli, w tym może być stosowana w pomieszczeniach o stopniu „a”, „b” i „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz klasy A i B zagrożenia wybuchu pyłu węglowego.

Wiertnica WMD-150 posiadająca budowę modułową składa się z następujących podzespołów (rys. 2):

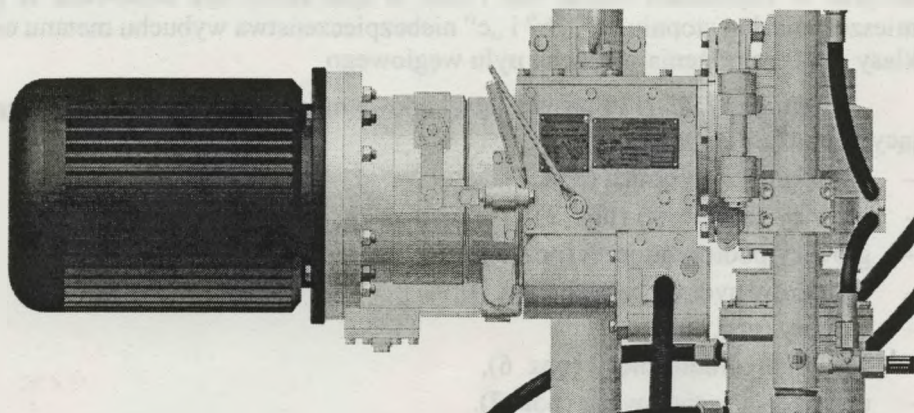
- przekładni z obrotnicą (poz. 1),
- głowicy zaciskowej (poz. 2),
- głowicy podtrzymującej (poz. 3),
- cylindrów hydraulicznych (poz. 4),
- rozpory (poz. 5),
- zespołu hydraulicznego (poz. 6),
- urządzenia zaciskowego (poz. 7).



Rys.2. Wiertnica WMD-150

1 - przekładnia z obrotnicą, 2 - głowica zaciskowa, 3 - głowica podtrzymująca, 4 - cylindry docisku, 5 - rozpory, 6 - zespół hydrauliczny, 7 - urządzenie zaciskowe

Przekładnia napędowa (rys. 3) wiertnicy składa się z kadłuba skrzyni przekładniowej (w której zabudowano przekładnię zębatą) oraz kadłuba obrotnicy (w której znajdują się elementy przekładni stożkowej wraz z tuleją wrzecioną). Dzięki obrotowemu osadzeniu kadłuba obrotnicy na kadłubie skrzyni przekładniowej możliwe jest uzyskanieżądanego kierunku wiercenia ($0\div360^\circ$). Do kadłuba skrzyni przekładniowej przymocowana jest hydrauliczna pompa zębata oraz elektryczny silnik napędowy o mocy 7,5 kW.



Rys.3. Przekładnia z obrotnicą

Moment obrotowy z silnika elektrycznego przekazywany jest poprzez sprzęgło cierne na wałek wejściowy przekładni. Wiertnica może także być wykonana ze sprzęgłem stałym. Następnie poprzez wybranie odpowiedniego przełożenia moment obrotowy przekazywany jest poprzez zębnik stożkowy na koło zębate stożkowe, które napędza tuleję wrzecioną. Żądane wielkości obrotów uzyskuje się poprzez właściwe sprzężenie zestawów kół zębatych przekładni za pomocą dźwigni umieszczonej na ścianie kadłuba przekładni. W tabeli 1 podano wielkości obrotów wrzecioną dla kolejnych biegów wraz z odpowiadającymi im przełożeniami. Na życzenie użytkowników zwiększono prędkość obrotową na III biegu do wartości 837 obr./min umożliwiającą wiercenie koronkami diamentowymi.

Uzyskiwane prędkości obrotowe wiertnicy WMD-150

Tabela 1

Numer biegu	I	II	III	IV
Przełożenie całkowite	0,084	0,198	0,577	0,109
Prędkość wyjściowa wrzecioną n [obr./min]	122	287	837	158

Z tulei wrzecioną moment zostaje przekazany na głowicę zaciskową, która służy do przenoszenia momentu obrotowego i siły docisku na żerdź wiertniczą, przechodząca w osi głowicy.

Składa się ona z cylindra hydraulicznego, w którym zabudowane zostały tuleja prowadnicy szczęk i tulei wrzecioną, odpowiednio ułożyskowane w obu-

dowie głowicy. Z tuleją wrzeczona moment obrotowy przekazany zostaje na tuleję prowadnicy szczęk, w której wykonane zostały trzy otwory stanowiące prowadzenie szczęk. Zaciskanie szczęk powoduje przeniesienie momentu na przewód wiertniczy.

Wiertnica WMD-150 wyposażona została w głowicę podtrzymującą, do rozkręcania i podtrzymywania przewodu wiertniczego. Zbudowana jest ona z cylindra hydraulicznego, na którego końcach zabudowano dźwignie krzywkowe. Zaciskanie żerdzi odbywa się przez wysuwające się z kadłuba szczęki połączone ogniwami z dźwigniami krzywkowymi.

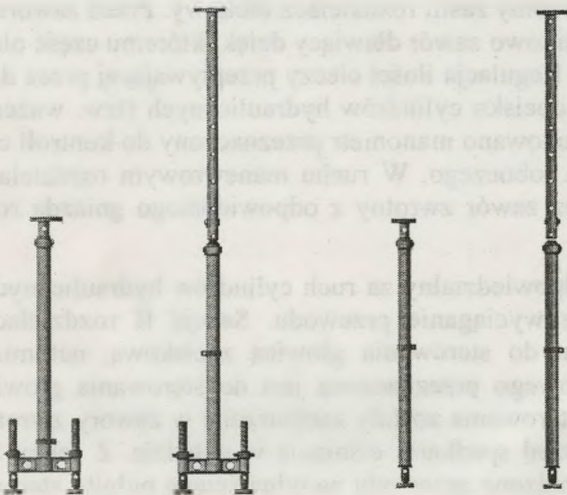
Do nadania ruchu posuwisto – zwrotnego wrzeczona głowicy zaciskowej i do wywarcia docisku roboczego na przewód wiertniczy zastosowano dwa cylindry hydrauliczne. Tuleje cylindrów zamocowano w gniazdach kadłuba obrotownicy poprzez obejmę. Końcówki tłoczyśk zostały osadzone w tulejach prowadzących i wkręcone w tuleje pośrednie oraz zabezpieczone nakrętkami. Podczas ruchu roboczego tłoczyśka wysuwają się jednocześnie z obu tulei cylindrów i poprzez głowicę zaciskową wywierają docisk osiowy na żerdź wiertniczą.

Wiertnica WMD-150 została umieszczona na rozporze. Rozpora dostępna jest w jednej z dwóch odmian (rys. 3). Pierwszą odmianę stanowi trójnóg rozpierany między spągim i stropem za pomocą dwóch śrub rozpierających, wywierających nacisk na stopy stojaka, stykające się bezpośrednio lub przez podkłady z drewna ze spągim. Odmiana druga posiada tylko jedną śrubę rozpierającą wywierającą nacisk na stopę stojaka.

Rozpora mocowana jest do korpusu skrzyni przekładniowej obejmą oraz skręcona śrubami. Po zluźnieniu śrub można wiertnicę przesuwając wzdłuż rozpor w górę lub w dół i ustalić jej położenie na żądanej wysokości. Długość rozpor można regulować w zakresie od 1900 mm do 4400 mm.

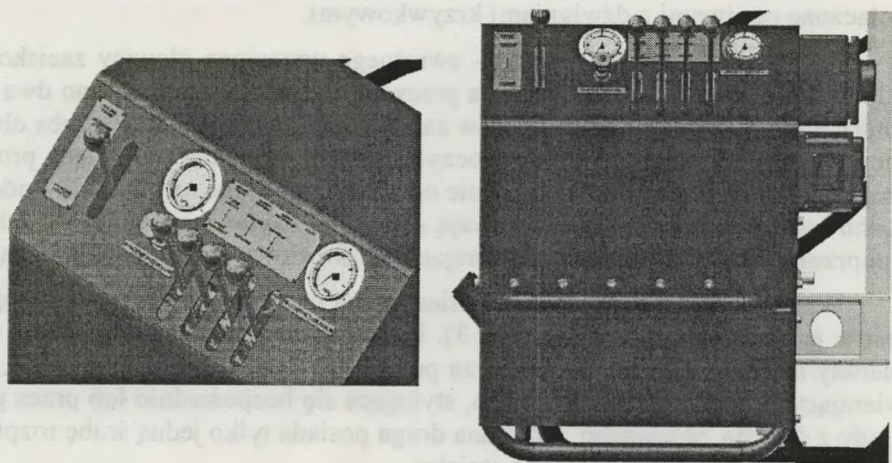
W celu ułatwienia obsługi, transportu i uproszczenia konstrukcji wiertnicy, pulpit sterowniczy (rys. 4) wykonany został jako oddzielny zespół. W jego skład wchodzi: podstawa pulpitu i zespół zbiornika, których budowę oparto na typowych elementach hydrauliki siłowej, dostępnych w handlu krajowym.

Rys.4. Odmiany rozpor stosowanych w wiertnicy WMD-150



Zespół zbiornika składa się ze zbiornika oleju o pojemności 32 dm^3 umieszczonego na płozach w celu łatwiejszego przesuwania po spągu. Na pokrywie zbiornika umieszczony została podstawa pulpitu. W celu uniknięcia pracy urządzenia przy niekorzystnym poziomie oleju, zastosowano czujnik poziomu cieczy.

Ze zbiornika olej zasysany jest przez pompę zabudowaną do korpusu przedkładni i tłoczony poprzez filtr do bloku rozdzielacza czterosekcyjnego. Na linii tłoczenia znajduje się manometr wskazujący ciśnienie oleju w całym układzie.



Rys.5. Pulpit sterowniczy

Rozdzielacz blokowy suwakowy poprzez wychylenie dźwigni poszczególnych sekcji kieruje olej do właściwych odbiorników. Sekcja I rozdzielacza blokowego odpowiedzialna jest za posuw cylindrów hydraulicznych. Możliwy jest posuw roboczy i posuw manewrowy. Wychylając dźwignię rozdzielacza sekcji I olej poprzez zawór zwrotny zasilili rozdzielacz blokowy. Przed zaworem zwrotnym zabudowano bocznikowo zawór dławiący dzięki któremu część oleju skierowana jest do zbiornika. Regulacja ilości cieczy przepływającej przez dławik umożliwia kontrolę siły docisku cylindrów hydraulicznych (tzw. ważenie przewodów). W układzie zabudowano manometr przeznaczony do kontroli ciśnienia oleju podczas posuwu roboczego. W ruchu manewrowym rozdzielacz blokowy zasilany jest poprzez zawór zwrotny z odpowiedniego gniazda rozdzielacza blokowego.

Rozdzielacz blokowy odpowiedzialny za ruch cylindrów hydraulicznych, umożliwia wpuszczanie oraz wyciąganie przewodu. Sekcja II rozdzielacza blokowego przeznaczona jest do sterowania głowicą zaciskową, natomiast sekcja III rozdzielacza blokowego przeznaczona jest do sterowania głowicą podtrzymującą. Oba układy sterowania zostały zaopatrzone w zawory zwrotne sterowane zabezpieczające przed spadkami ciśnienia w układzie. Z sekcji IV (rezerwowej) zostały wyprowadzone przewody na tylną ścianę pulpitu sterowniczego i zabezpieczone korkami.

3. Charakterystyka techniczna

Wiertnica WMD-150 charakteryzuje się następującymi parametrami:

- | | |
|--|---|
| – Silnik elektryczny | dSK 132 M-4 |
| – Moc silników elektrycznych | 7,5 kW |
| – Napięcie znamionowe | 500 V |
| – Minimalna średnica wiercenia | 46 mm |
| – Głębokość wiercenia pełnym przekrojem $\phi 46$ mm | 150 m |
| – Średnica rur płuczkowych | 42 mm |
| – Prędkość obrotowa wrzeciona | 122, 287, 840, 158 min ⁻¹ (lewe) |
| – Skok wrzeciona | 400 mm |
| – Ciśnienie robocze oleju | 5 MPa |
| – Docisk przy wierceniu | 0–20 KN |
| – Kąt wiercenia | 0–360° |
| – Minimalna wysokość rozpory | 1900 mm |
| – Maksymalna wysokość rozpory w zależności od wersji rozpory | 3300 mm, 4400 mm |
| – Masa wiertnicy | 610 kg |

4. Ocena zgodności

Aby producent mógł oznakować gotowy wyrób znakiem CE oraz wydać deklarację zgodności wiertnica została poddana ocenie zgodności w Zakładzie Badań Atestacyjnych CMG KOMAG. Ocena ta obejmowała potwierdzenie zgodności:

- z zasadniczymi wymaganiami zawartymi w Załączniku I Dyrektywy 98/37/EC z 22 czerwca 1998 r. tzw. Dyrektywy Maszynowej (wdrożonej rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 20 grudnia 2005 r.),
- z zasadniczymi wymaganiami zawartymi w Dyrektywie Unii Europejskiej nr 94/9/WE–ATEX z dnia 23 marca 1994 r. (wdrożonej rozporządzeniem Ministra gospodarki z dnia 22 grudnia 2005 r.),
- specyfikacją techniczną „Maszyny wiertnicze” Zakładu Badań Atestacyjnych CMG KOMAG.

Na podstawie tej oceny wydany został certyfikat zgodności dla wiertnicy WMD-150.

5. Podsumowanie

Przedstawiona w niniejszym referacie wiertnica WMD-150 powinna wypełnić lukę powstałą przez ostatnie lata w górnictwie polskim. Zalety wiertnicy WMD-150 w stosunku do wiertnicy podobnej klasy (MDR 03-06):

- Wiertnica WMD-150 spełnia wymagania obowiązujących dyrektyw oraz norm, co pozwala na oznaczeniem jej znakiem CE.

- Wiertnica do wierceń podziemnych WMD-150 posiada CERTYFIKAT ZGODNOŚCI wydany przez Zakład Badań Atestacyjnych CMG KOMAG, do pracy w kopalniach węgla i soli.
- Dostosowanie wiertnicy pod względem elektrycznym do wymogów ATEX i wymogów bezpieczeństwa poprzez zastosowanie wyłącznika awaryjnego oraz czujnika temperatury i poziomu oleju.
- Możliwość zamówienia wiertnicy ze sprzęgłem stałym lub sprzęgłem przełączalnym wielopłytkowym.
- Możliwość zastosowania dwóch wersji rozpor oraz wstawek wydłużających, przy zabudowie wiertnicy w wysokich wyrobiskach. Wysokość rozpor od 1900 mm do 4400 mm.
- Możliwość wiercenia koronkami diamentowymi na III biegu (840 obr./min).
- Zrównoważenie sił docisku poprzez osiowe umiejscowienie cylindrów dociskowych.
- Eliminacja przewodów sztywnych stosowanych w cylindrach dociskowych i zastąpienie ich przewodami giętkimi.
- Pulpit sterowniczy oparty na modułowej budowie (zbiornik + układ sterowniczy).
- Uproszczenie układu hydraulicznego poprzez zastosowanie typowych elementów sterowniczych oraz typowych elementów złącznych.

W CMG KOMAG przy współpracy z ZMUW Sosnowiec prowadzone są dalsze prace w zakresie nowych rozwiązań wiertnic małośrednicowych. Prace te obejmować będą typoszereg nowych wiertnic małośrednicowych hydraulicznych i pneumatycznych.

Literatura

1. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 20 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla maszyn i elementów bezpieczeństwa (Dz.U. Nr 259 poz. 2170).
2. 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 (Dz.U. Nr 139, poz 1169) wraz ze zmianą wprowadzoną rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 9 czerwca 2006 r. (Dz.U. Nr 124 poz. 863).
3. Polska Norma PN-EN 418:1999 Maszyny – Bezpieczeństwo – Wyposażenie zatrzymywania awaryjnego; aspekty funkcjonalne – Zasady projektowania.
4. Polska Norma PN-EN 791:1998 Wiertnice – Bezpieczeństwo.
5. Polska Norma PN-G-07102:2002 Przemysł naftowy i gazowniczy – Wiertnictwo – Wymagania dotyczące ochrony środowiska.
6. Polska Norma PN-G-08611:1999 Wiertnictwo – Urządzenia wiertnicze – Wymagania bezpieczeństwa i ergonomii.
7. Polska Norma PN-G-50047:1997 Ochrona pracy w górnictwie – Wiertnice – Wymagania bezpieczeństwa i ergonomii.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

ZASTOSOWANIE KOMPLEKSU DO DRAŻENIA WYROBISK KAMIENNYCH W WARUNKACH KWK PIAST W OKRESIE OD X 2005 DO VII 2006 ROKU

Józef RUSINEK

Streszczenie. Ciągły proces eksploatacyjny prowadzący do wyczerpywania udostępnionych zasobów pokładów z określonych rejonów eksploatacyjnych, wymusza wcześniejsze przygotowanie odpowiedniego frontu eksploatacyjnego zapewniającego realizację nałożonych na kopalnię zadań gwarantujących ciągłość eksploatacji. Udostępnienie nowych zasobów z poszczególnych partii i pokładów wymaga wykonania nowych kamiennych wyrobisk udostępniających. Do realizacji tych zadań kopalnia „Piast” zakupiła Kompleks do Drażenia Wyrobisk kamiennych i wprowadziła go w nowy rejon eksploatacyjny na poziomie 650 m celem wykonania pochylni transportowej, jako jednego z dwóch wyrobisk udostępniających pokład 209 w partii X, XI i XII. W przedmiotowym referacie została przedstawiona krótka analiza tego kompleksu uwzględniająca postęp drażenia, jego awaryjność, oraz koszty związane z jego zakupem i z wykonywaniem wyrobiska, jak również porównanie tych wartości do parametrów i osiągnięć kombajnu chodnikowego AM-50.

1. Opis warunków górniczo geologicznych

Partia XI, do której został wprowadzony kompleks do drażenia wyrobisk kamiennych zalega na południe od zakładu głównego KWK „Piast”. Granicę partii wyznacza od północy Uskok Wewnętrzny h ~30,0 m o przebiegu SW-NE i zrzucie w kierunku SE, od zachodu granicę stanowi Uskok Środkowy h ~50,0 m o przebiegu S-N i kierunku zrzutu na E, od południa Uskok Bijasowski h ~80,0 m o przebiegu SW-NE i zrzucie w kierunku SE oraz od wschodu granicę stanowi Uskok Kolisty h ~30,0 m o przebiegu SSW-NNE i kierunku zrzutu na NWW. Interpretacji tektoniki pokładu 209 dokonano na podstawie wyżej leżącego pokładu 207 zalegającego w odległości 130 m. Pokład 207 rozpoznany jest robotami górniczymi w obrębie całej partii XI. Wynik interpretacji tektoniki obejmuje dyslokacje uskokowe o zrzutach h > 5 m. Uskoki o zrzutach poniżej h ~5 m wiążą się najczęściej z tektoniką obejmującą dany pokład i ich odwzorowanie na pokłady niżej i wyżej zalegające nie odzwierciedla tektoniki danego pokładu.

Na podstawie tak wykonanej analizy wewnątrz opisywanej partii przewiduje się, że większość dyslokacji ma kierunek w przybliżeniu równoleżnikowy, ściślej o przebiegu SW-NE oraz kilka S-N. Wartości zrzutów uskoku wahają się między 1 m, a 10 m. Pokład 209 zalega w partii XI na

Dr inż. Józef Rusinek
Kopalnia Węgla Kamiennego
„Piast”
ul. Granitowa 16
43-155 Bieruń
tel.: 032 3235511
e-mail: rusinek@kwkpiast.pl

głębokości od około -340 m npm do około -570 m npm, zapada w kierunku NE pod kątem 0-6°.

Nad pokładem 209 zalega łupek ilasty o miąższości 0,0-2,5 m, a powyżej leży 55,0-57,0 m piaskowca różnoziarnistego. Powyżej zalega 0,2-0,8 m mułowca i pyłowca podścielającego pokład 208 o grubości 0,4-1,2 m. Powyżej pokładu 208 wykształcony jest piaskowiec o grubości 69,0-77,0 m. Powyżej zalegają zroby pokładu 207 podścielone iłowcem o grubości około 1,4 m. Powyżej pokładu 207 zalega około 60,0-70,0 m piaskowców. Poniżej pokładu 209 zalega 3,9-4,0 m iłowca, a niżej pakiet pokładów węgla od 210/1 do 210/3. Pokłady te rozdzielone są kilku metrowymi warstwami piaskowców i iłowców o grubości nie przekraczającej 20,0 m. Poniżej zalega 21,0 do 25,0 m piaskowców różnoziarnistych. Głębiej zalega pakiet piaskowcowo-iłowcowy z pokładami nieprzemysłowymi i pozabilansowymi węgla. Wytrzymałość R_c pakietu 6,0 m piaskowców stropowych wynosi 17,8 MPa.

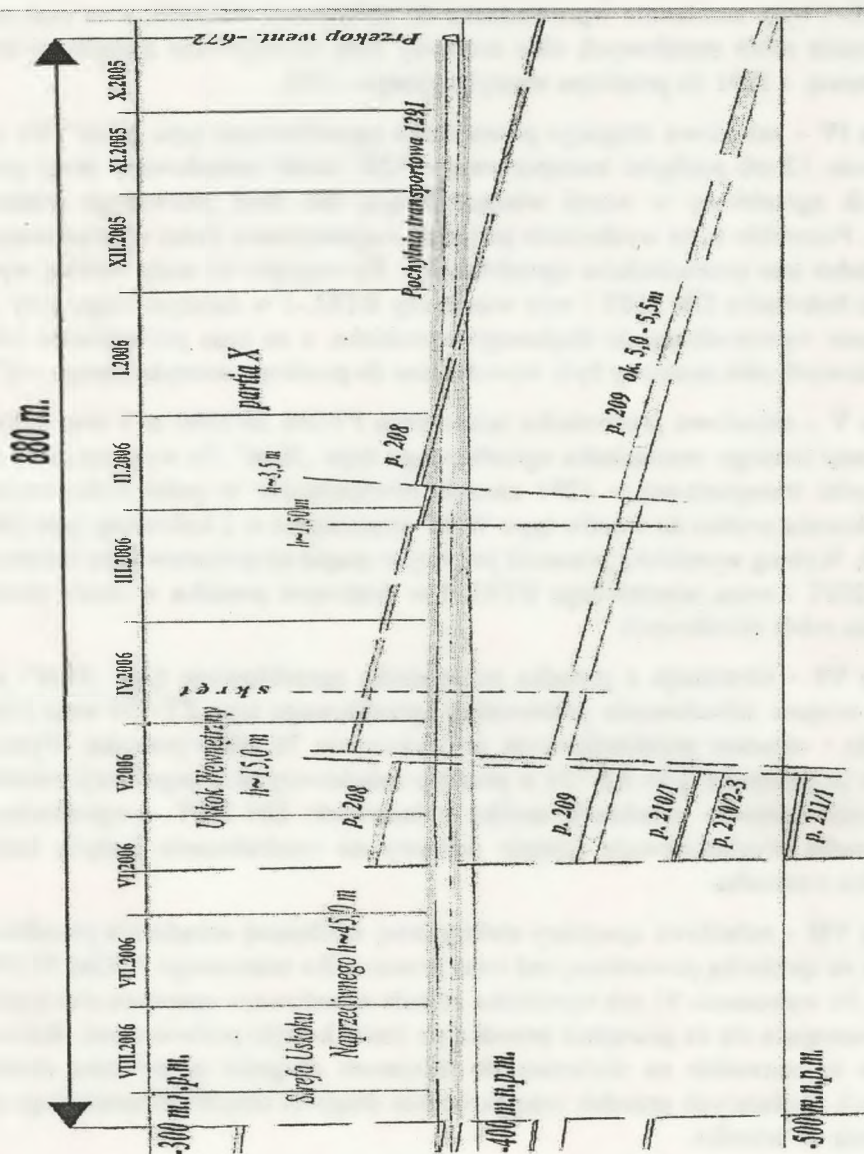
2. Zagrożenia naturalne występujące w rejonie drążonego wyrobiska

- zagrożenie wodne – I stopień,
- zagrożenie wybuchem pyłu węglowego – klasa A,
- zagrożenie pożarowe – wyrobisko wykonywane w skale płonnej, w związku z tym nie występowało zagrożenie samozapaleniem się węgla,
- zagrożenie metanowe – nie występuje,
- zagrożenie tąpnięciami – w partii XI pokład 209 nie jest zaliczony do zagrożonych tąpnięciami,
- zagrożenie radiacyjne – nie istnieje zagrożenie otrzymania rocznego efektywnego równoważnika dawki większej niż 1 mSv, będącej dolną granicą wartości wyznaczonej dla klasy B zagrożenia radiacyjnego naturalnymi substancjami promieniotwórczymi,
- zagrożenie działaniem pyłu szkodliwego dla zdrowia – klasa B.

3. Etapy wprowadzania kompleksu wierzącego podczas drążenia pochylni transportowej 1291

Etap I – wykonanie na długości 10 mb wlotu pochylni transportowej – 1291 przy użyciu MW. Do wiercenia przodka zastosowano wiertarkę udarową typu WUP-22. Odstawa urobku realizowana była ręcznie na przenośnik zgrzeblowy typu „Skat” zabudowany po 3 m wykonania wyrobiska, z którego urobek ładowany był do wozów typu WNS.

Etap II – wprowadzenie ładowarki typu DH-250T. Za jej pomocą realizowano załadunek urobku z drążonego wyrobiska. Do wiercenia przodka w dalszym ciągu stosowana była wiertarka udarowa typu WUP-22. Ze względu na mały wybieg wyrobiska, na czas prowadzenia robót strzałowych ładowarka DH-250T każdorazowo była wycofywana z drążonego przodka do przekopu wentylacyjnego – 672.



Rys.1. Profil geologiczny wzdłuż pochylni transportowej — 1291

Etap III – wprowadzenie do ruchu wozu wiertniczego BTRL-1 po wykonaniu 15 mb przedmiotowego wyrobiska. Od tego momentu wiercenie otworów strzałowych w przodku było wykonywane przy użyciu wozu wiertniczego. Ze względu na mały wybieg wyrobiska ładowarka DH-250T i wóz wiertniczy BTRL-1 były zamiennie wprowadzane do wykonanej wdzierki, a na czas prowadzenia robót strzałowych obie maszyny były wycofywane z pochylni transportowej – 1291 do przekopu wentylacyjnego – 672.

Etap IV – zabudowa drugiego przenośnika zgrzeblowego typu „Skat”. Po wykonaniu 32 mb pochylni transportowej – 1291 został zabudowany drugi przenośnik zgrzeblowy w wersji wisząco-leżącej nad trasą pierwszego przenośnika. Pozwoliło to na wydłużenie podjazdu i ograniczenie ilości wykonywanych dokładek tras przenośników zgrzeblowych. Ze względu na mały wybieg wyrobiska ładowarka DH 250T i wóz wiertniczy BTRL-1 w dalszym ciągu były zamiennie wprowadzane do drążonego wyrobiska, a na czas prowadzenia robót strzałowych obie maszyny były wycofywane do przekopu wentylacyjnego – 672.

Etap V – zabudowa przenośnika taśmowego PTGM 50/1000 nr 1 oraz zlikwidowanie jednego przenośnika zgrzeblowego typu „Skat”. Po wykonaniu 49 mb pochylni transportowej – 1291 zaczęła równocześnie w pełni funkcjonować załadownia urobku do wozów typu WNS wyposażona w 2 kołowroty typu EKO D-30. Wybieg wyrobiska pozwolił już w tym etapie na pozostawianie ładowarki DH-250T i wozu wiertniczego BTRL-1 w drążonym przodku w czasie prowadzenia robót strzałowych.

Etap VI – likwidacja z przodka przenośnika zgrzeblowego typu „Skat”, a w jego miejsce zabudowanie przenośnika zgrzeblowego typu ZT-750 wraz z kruszarką i układem przekładowym po wykonaniu 76 mb wyrobiska. Wyposażenie przenośnika typu ZT 750 w przesyp załadowniczy przy jego stacji zwrotnej znacznie ułatwiło załadunek urobku z ładowarki DH-250T, a wprowadzona kruszarka wyeliminowała postoje odstawy na rozdrabnianie dużych kęsów urobku z przodka.

Etap VII – zabudowa aparatury elektrycznej zasilającej urządzenia przodkowe wraz ze sprężarką powietrzną nad trasą przenośnika taśmowego PTGM 50/1000 nr 1. Po wykonaniu 93 mb wyrobiska została zabudowana aparatura elektryczna przesuwająca się za postępem przodka po trasie kolejki podwieszanej. Rozwiązanie to pozwoliło na skrócenie do minimum długości przewodów elektrycznych zasilających przodek oraz skrócenie długości magistrali sprężonego powietrza do przodka.

Etap VIII – zabudowa podajnika taśmowego PDT SIGMA 800 wersji podwieszanej po wykonaniu 125 mb wyrobiska. Użycie tego podajnika pozwoliło na uzyskanie około 25 mb podjazdu i wykonywanie dokładki trasy przenośnika taśmowego PTGM 50/1000 jeden raz w tygodniu. Zestawienie urządzeń w przodku po wykonaniu 8 etapu przedstawiono na rysunku 2.

4. Dane techniczne kompleksu wierzącego

4.1. Wóz wierzący BTRL 1

Dane techniczne:

- moc silnika 55/63 kW
- wydajność pomp 2x110 l/min
- długość 10,25 m
- szerokość 1,20 m
- wysokość 1,45 m
- masa 11600 kg z podporami
- zdolność pokonywania wzniesień 18°
- ramiona wiertnicze BTL 180 800 mm wysuwu
- wiertarki udarowe COP1132, COP1238, COP1532, COP1838 lub inne
- wiertarki obrotowe DBM1-160 lub inne
- automatyczne włączanie i wyłączanie udaru wiertarki
- automatyka zapobiegająca zablokowaniu wiertarki
- dodatkowe wyposażenie zdalne sterowanie radiowe
- pompa podwyższająca ciśnienie wody
- system płuczący mgłą wodną
- bęben kablowy

4.2. Ładowarka bocznie wysypująca/spągo-ładowarka DH 250 T

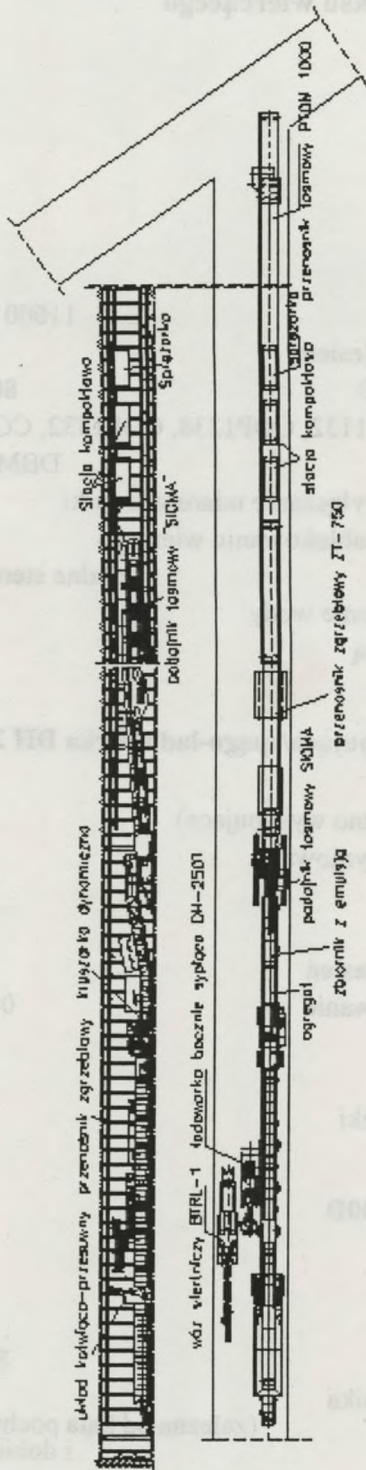
Dane techniczne:

- pojemność łyżki (łyżka boczno wysypująca) 0,6 m³
- pojemność łyżki (łyżka skrzyniowa) 0,3 m³
- moc napędu 40 do 63 kW
- prędkość jazdy 1,0 m/s
- zdolność pokonywania wzniesień ±22,5°
- teoretyczna wydajność ładowania 0,9 do 1,2 m³/min
- masa całkowita 8700 kg
- specyficzny nacisk na spąg 9,0 N/cm²
- siła wyrrywająca na zębie łyżki 35 kN
- siła wnikania (pozioma) 65 kN

4.3. Podajnik PDT-SIGMA 800D

Dane techniczne:

- prędkość taśmy do 2,5 m/s
- wydajność 350–438 t/h
- szerokość taśmy 800 lub 1000 mm
- maksymalna długość podajnika 105 m
(zależna od kąta pochylenia wyrobiska i dobierana z wykresu)



Rys.2. Etap nr 8 docelowoy – długość wydrażonego wyrobiska 125 m. Zabudowano podajnik taśmowy „PDT SIGMA-800”

- maksymalna moc sumaryczna silników 60 kW
- wyposażenie elektryczne:
 - napięcie nominalne w sieci 500 V, 1000 V
 - częstotliwość prądu 50 Hz
 - moc zainstalowana max 60 kW
- dopuszczalne nachylenie wyrobisk, w których może pracować podajnik $\pm 18^\circ$

4.4. Przenośnik zgrzeblowy ZT-750

Dane techniczne:

- wydajność do 1000 t/h
- prędkość łańcucha zgrzeblowego 1,13 m/s
- moc napędu 132 kW
- przełożenie reduktora 1:28
- łańcuch zgrzeblowy 2x $\phi 30 \times 108$
- profil rynny E235
- szerokość rynny 750 mm
- grubość blachy działowej 30 mm
- dopuszczalne nachylenie wyrobiska:
 - podłużne chodnika $\pm 18^\circ$
 - poprzeczne chodnika $\pm 18^\circ$

4.5. Urządzenie kotwiąco-przesuwające

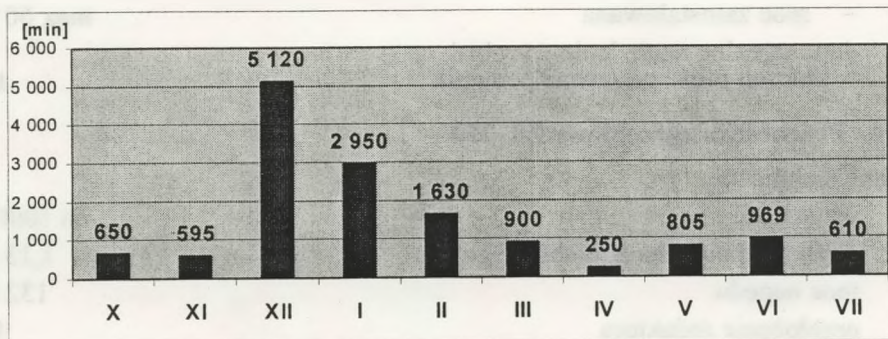
Dane techniczne:

- ciśnienie zasilania 25 MPa (30 MPa)
- siła przesuwu przenośnika 1570 kN (1884 kN)
- siła przesuwu stacji 800 kN (960 kN)
- skok przekładki przy jednorazowym rozparciu 1,3 m
- typ przenośnika współpracującego ZT 750

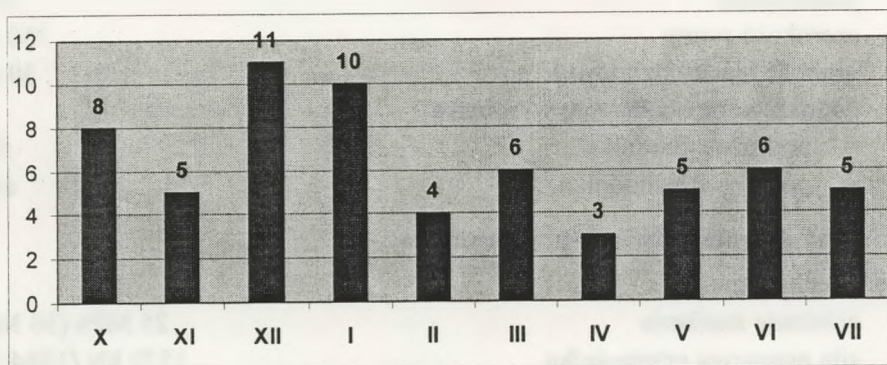
5. Awaryjność kompleksu wierzącego

Sumaryczny czas awarii i postojów kompleksu wiertniczego w okresie od jego wprowadzenia do końca lipca wyniósł 243 godziny 19 min, co spowodowało 5% strat dyspozycyjnego czasu pracy całego kompleksu. Na awarie te złożyło się 86 godzin i 5 minut awarii górniczych, 129 godzin i 4 minuty awarii mechanicznych oraz 26 godzin i 10 minut awarii elektrycznych. W przeprowadzonej analizie awaryjności uwzględniono czas awarii i ilość awarii całego kompleksu w poszczególnych miesiącach wykonywania pochylni transportowej – 1291 i przedstawiono na rysunku 3 i 4. Z rysunków tych wynika, że w początkowym okresie wprowadzania kompleksu zarówno czas, jak i liczba awarii znacznie przewyższała awaryjność późniejszego okresu drażenia przedmiotowej

pochylni i związana była z etapami wprowadzania wszystkich urządzeń kompleksu do przodka, jak również z poznawaniem i obsługą nowych urządzeń przodkowych. Uwzględniono również awaryjność poszczególnych ogniw kompleksu, także w ujęciu czasowym i ilościowym.

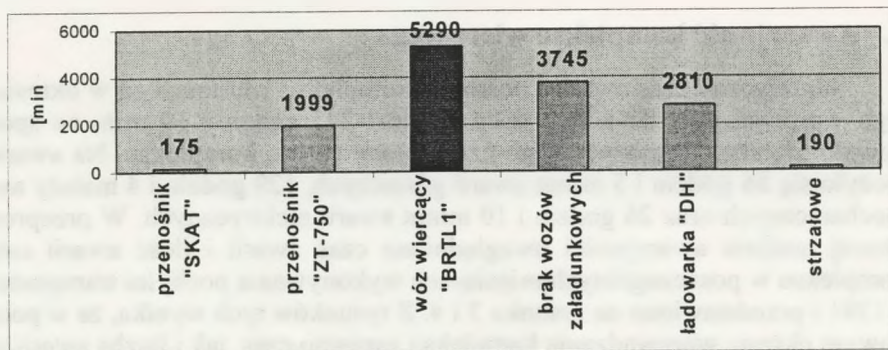


Rys.3. Sumaryczny czas awarii i postojów kompleksu wierzącego



Rys.4. Sumaryczna liczba awarii kompleksu wierzącego

Na rysunku 5 został przedstawiony sumaryczny czas awarii i postojów poszczególnych ogniw kompleksu w ujęciu czasowym.

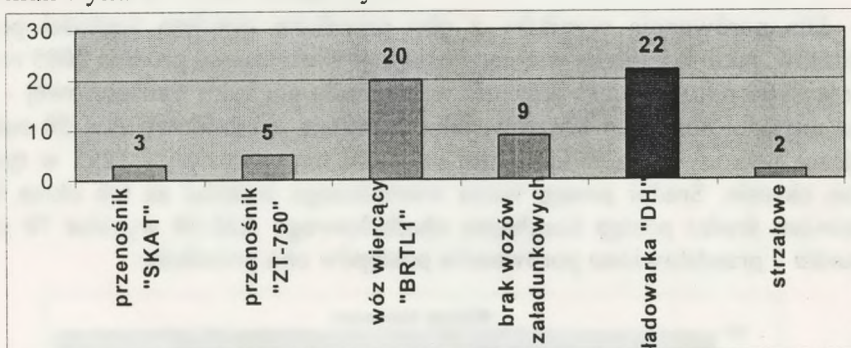


Rys.5. Najbliższe ogniwo w kompleksie wierzącym (czasowo)

Analiza wyników pozwoliła stwierdzić, że najsłabszym ogniwem kompleksu okazał się wóz wiercący BRTL-1, na którym zarejestrowano 5290 min awarii, tj. 88 godz. i 10 min. Natomiast najmniej awarii wystąpiło na przenośniku typu SKAT, który odnotował ich 175 min, tj. 3 godz. i 15 min.

Najczęstszymi awariami przy wozie BRTL-1 były awarie wiertnicy i pęknięcia węzłów hydraulicznych, przy przenośniku ZT-750 awaria reduktora i problemy z przekładką, przy ładowarce DH-250T – problemy ze sterowaniem elektrycznym i osprzętem hydraulicznym, przy robotach strzałowych – postoje związane z usuwaniem niewypałów, przy SKACIE związane z wymianą sprzęgła w napędzie przenośnika. Problem z brakiem wozów załadunkowych wyniknął z nieregularności odbioru kamienia w okresie zimowym.

Rysunek 6 przedstawia również awarie poszczególnych ogniw kompleksu, ale w ujęciu ilościowym. Wynika z niego, że najsłabszym takim ogniwem jest ładowarka DH-250T, która odnotowała 22 zatrzymania. Najmniejsza liczba zatrzymań wynikła z robót strzałowych.



Rys.6. Najsłabsze ogniwo w kompleksie wiercącym (ilościowo)

6. Wprowadzone zmiany w celu poprawienia organizacji pracy podczas drążenia pochylni transportowej 1291

- 6.1. Zabudowa przenośnika taśmowego PDT - 800 SIGMA o długości 25 m. Umożliwiło to wykonywanie dokładki przenośnika taśmowego jeden raz w tygodniu.
- 6.2. Zabudowa dodatkowych rozpór poziomych w układzie przekładkowym przenośnika zgrzeblowego typu ZT-750. Pozwoliło to na skrócenie czasu przekładki tego przenośnika.
- 6.3. Zabudowa drabinkowego układu przekładkowego, który zminimalizował czas i ograniczył pracochłonność przy wykonaniu przekładki przenośnika ZT-750, jak również skrócił czas załadunku urobku oraz w przypadku występowania pogorszonych warunkach górniczo-geologicznych umożliwił wybór miejsca rozparcia.

7. Koszt zakupu kompleksu wiercącego

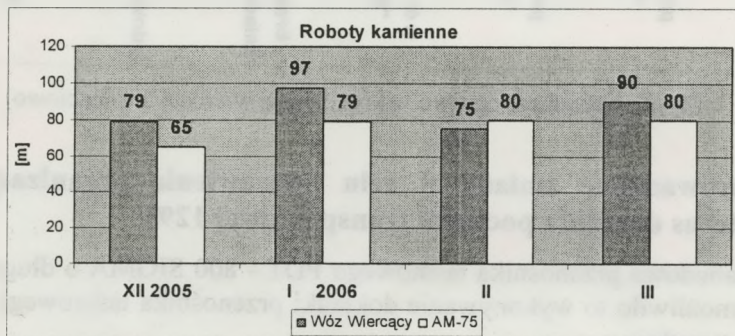
Zestawienie kosztów związanych z zakupem kompleksu wiercącego

Tabela 1

Wyszczególnienie maszyn i urządzeń	Stopa amortyzacji [%]	Kwota [tys. zł]
Wóz + ładowarka	25	2072,7
Podajnik taśmowy PDT 800	25	241,0
Przenośnik zgrzeblowy ZT-750 wraz z układem kotwiąco-przesuwającym	25	1565,0
Kompleksowa stacja zasilająca wraz z zestawem transportowym	18	1040,3
Suma		4919,0

8. Porównanie kompleksu do drażenia wyrobisk kamiennych z kombajnem chodnikowym AM-50

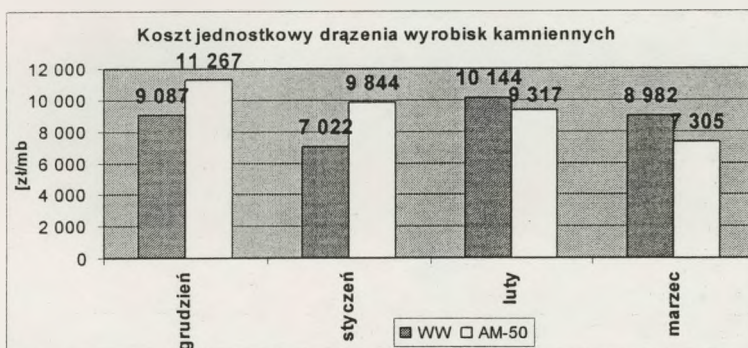
Dla porównania wyników z obu przodków przyjęto wartości postępu i kosztów, jakie kompleks wiercący osiągnął w okresie od grudnia 2005 roku do marca 2006 roku podczas drażenia w kamieniu pochylni transportowej – 1291 oraz wartości postępu i kosztów, jakie kombajn chodnikowy AM-50 osiągnął podczas wykonywania w kamieniu pochylni transportowej – 1293 w tym samym okresie. Średni postęp wozu wiertniczego wyniósł za ten okres 85 m, natomiast średni postęp kombajnu chodnikowego AM-50 wyniósł 76 m. Na rysunku 7 przedstawiono porównanie postępów obu przodków.



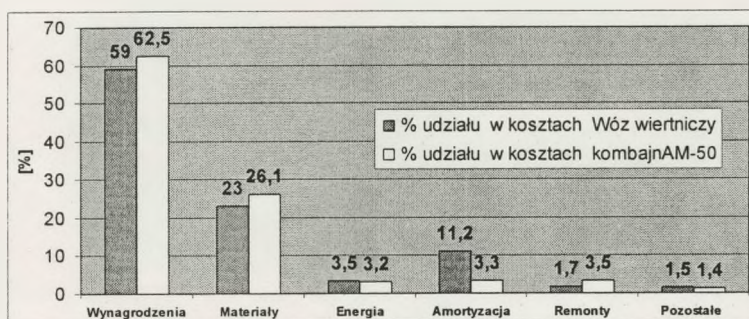
Rys.7. Postęp wozu wiercącego i kombajnu chodnikowego AM-50

Na rysunku 8 został przedstawiony koszt jednostkowy drażenia wyrobisk w kamieniu przez wóz wiercący i przez kombajn chodnikowy AM-50. Średni koszt dla wozu wiercącego ukształtował się na poziomie 8809 zł /mb, natomiast dla kombajnu chodnikowego wyniósł 9433 zł/mb.

Dla dokładniejszego zobrazowania relacji pomiędzy wozem wiertniczym, a kombajnem AM-50 koszty drażenia obu przedmiotowych wyrobisk kamiennych zostały przedstawione w ujęciu strukturalnym na rysunku 9.



Rys.8. Koszt jednostkowy drążenia wyrobisk kamiennych przez wóz wiertący i przez kombajn chodnikowy AM-50



Rys.9. Porównanie struktury kosztów drążenia wyrobisk kamiennych przez wóz wiertący i przez kombajn chodnikowy AM-50

9. Wnioski

- 9.1. Średni postęp wozu wiertącego wyniósł 85 m i stanowi około 112% średniego postępu kombajnu AM-50.
- 9.2. Jednostkowy koszt drążenia wyrobiska przez wóz wiertący wyniósł 8809 zł i stanowi 93% kosztu w przypadku drążenia wyrobiska kombajnem AM-50. Po zamortyzowaniu się kompleksu wiertącego koszt ten może się jeszcze zmniejszyć.
- 9.3. Koszty przefrontowania wozu wiertniczego wynoszą około 74000 zł i stanowią około 42% kosztów przefrontowania kombajnu AM-50.
- 9.4. Czas potrzebny na przefrontowanie wozu wiertniczego wynosi 11 dni i stanowi około 46% czasu potrzebnego na przefrontowanie kombajnu AM-50.
- 9.5. Kombajn dla rozpoczęcia drążenia wymaga wykonania wnęki o głębokości około 20 m, a dla wozu wiertącego wystarczy wdzierka o głębokości około 3 m.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

WIZUALIZACJA I MONITOROWANIE NOWOCZESNYCH UKŁADÓW NAPĘDOWYCH PRODUKCJI DFME „DAMEL” PRZEZNACZONYCH DO PRACY W STREFACH ZAGROŻONYCH WYBUCHEM

Jacek PRZYBYŁKA

Streszczenie. W referacie przedstawiono nowy kierunek rozwoju produkcji silników indukcyjnych trójfazowych produkowanych przez DFME DAMEL S.A., przeznaczonych do napędu maszyn i urządzeń górniczych, posiadających możliwości regulacji procesu rozruchowego, obrotów, oraz wizualizacji i monitorowania pracy z powierzchni kopalni.

1. Wstęp

Dąbrowska Fabryka Maszyn Elektrycznych DAMEL Spółka Akcyjna, początkami swego istnienia sięga do roku 1940, kiedy to powstał niewielki warsztat elektryczny i w roku 1945 został przyłączony do przemysłu węglowego. Początkowo realizowano tylko remonty maszyn w branży górniczej, jednak ciągły postęp techniczny i rozwój przedsiębiorstwa doprowadził na początku lat 80. do uruchomienia produkcji silników własnej konstrukcji. Stopniowo rozbudowywano własne zaplecze konstrukcyjno-technologiczne, które na dzień dzisiejszy zatrudnia wysokiej klasy specjalistów, korzystających w procesie projektowania, z najnowszych osiągnięć w dziedzinie komputerowego wspomaganie projektowania w przestrzeni 3D.

W szerokim asortymencie oferowanych silników przez DAMEL można wyróżnić kilka grup różniących się między sobą konstrukcją i zastosowaniem. Ze względu na przeznaczenie, zastosowanie, silniki można podzielić na silniki do napędu:

- organów urabiających kombajnów ścianowych i chodnikowych,
- posuwu tych kombajnów,
- przenośników taśmowych i zgrzebłowych,
- innych maszyn pomocniczych, tj. kruszarki, pompy, itp.

Rozwój mechanizacji procesów wydobywczych węgla kamiennego oraz koncentracja wydobycia, wymuszają na producentach maszyn górniczych konstruo-

Inż. Jacek Przybyłka
Dąbrowska Fabryka Maszyn
Elektrycznych DAMEL S.A.
Al. Józefa Piłsudskiego 2
41-300 Dąbrowa Górnicza
tel.: 032 2623231 do 39
fax: 032 2643426 lub 2641012
e-mail: office@damel.com.pl
http: www.damel.com.pl

wanie coraz to nowszych maszyn wydobywczych, charakteryzujących się większą wydajnością i trwałością eksploatacyjną oraz większą mocą zainstalowanych silników napędowych.

2. Wymogi eksploatacyjne stawiane nowoczesnym jednostkom napędowym

Silniki elektryczne służące do napędu wysoko wydajnych maszyn wydobywczych muszą spełniać bardzo wysokie wymagania eksploatacyjne, a w szczególności muszą się charakteryzować:

- odpornością obudowy na zagrożenia środowiskowe,
- odpornością na dużą liczbę załączeń,
- odpornością na zmienne obciążenia i przeciążenia dynamiczne,
- odpornością na duże spadki napięć w sieci zasilającej,
- skutecznością systemów ochrony silnika np. temperatury, przeciążeń,
- wizualizacją i monitoringiem pracy układu napędowego.

Wszystkie wyżej wymienione wymagania, w połączeniu z ciągle zwiększającą się mocą jednostek napędowych, przyczyniają się do powstawania nowych konstrukcji spełniających oczekiwania producentów maszyn, głównie w zakresie poprawy trwałości, efektywności eksploatacyjnej i funkcjonalności konstruowanych maszyn i urządzeń.

3. Nowa generacja silników do wysoko wydajnych maszyn górniczych

Ciągle zwiększanie mocy silników instalowanych w napędach przenośników taśmowych powoduje znaczny wzrost awaryjności tych maszyn. Występowanie dużych momentów dynamicznych podczas rozruchów ma niekorzystny wpływ na trwałość mechanizmów i elementów napędowych.

Powstawały różne rozwiązania konstrukcyjne łagodzące te niekorzystne zjawiska. Do najistotniejszych obecnie rozwiązań elektrycznych w tym zakresie, można zaliczyć zasilanie silników z przemienników częstotliwości.

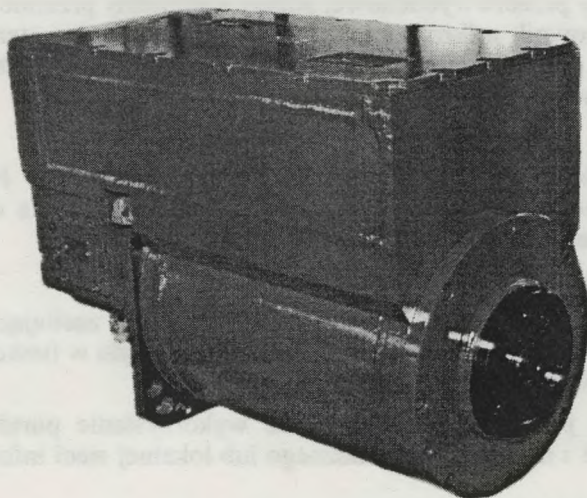
3.1. Silniki z wbudowanym przemiennikiem częstotliwości

W napędach górniczych, silniki indukcyjne klatkowe ze względu na stosunkowo prostą budowę, relatywnie niską cenę oraz dużą niezawodność stanowią ogromną większość.

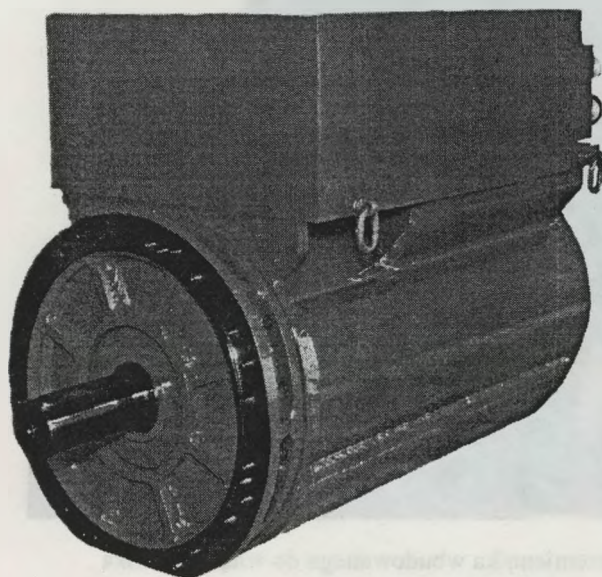
Podstawowym mankamentem tych silników jest brak możliwości regulacji prędkości obrotowej, dlatego wymagają zastosowania odpowiednio sterowanego przekształtnika energoelektronicznego zabudowanego poza maszyną lub na maszynie.

W DAMEL-u przy współpracy z firmą ENEL opracowano koncepcję silników zintegrowanych z przemiennikiem częstotliwości. Opracowano cały typoszereg silników o mocach:

- od 60 kW do 120 kW, 1000 V, 1140 V do napędu posuwu kombajnów lub innych urządzeń górniczych; silnik o mocy 60 kW pokazano na rysunku 1.
- od 160 kW do 850 kW, 1000 V, 1140 V do napędu przenośników taśmowych, zgrzeblowych lub innych maszyn wymagających regulacji obrotów; silnik o mocy 250 kW pokazano na rysunku 2.



Rys.1. Silnik SG3FB 200S-4 zintegrowany z przemiennikiem częstotliwości produkcji DFME DAMEL S.A. 60 kW, 1000/1140 V, przeznaczony do napędu posuwu kombajnów wysokiej wydajności



Rys.2. Silnik SG3F 355L-4 zintegrowany z przemiennikiem częstotliwości produkcji DFME DAMEL S.A. 250 kW, 1000/1140 V przeznaczony do napędu przenośników taśmowych lub zgrzeblowych

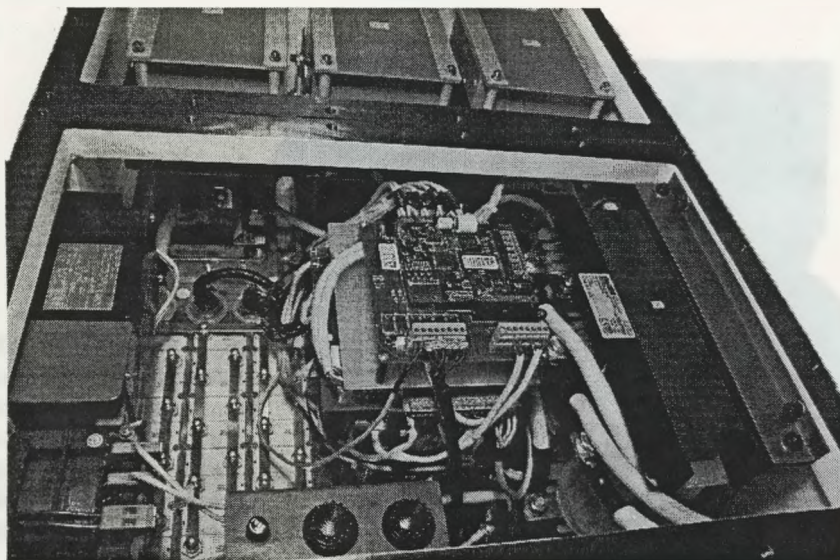
Przeznaczenie silników zintegrowanych z przemiennikiem częstotliwości

Silniki przystosowane są do pracy w podziemnych częściach kopalń, w których występują zagrożenia wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego. Posiadają budowę przeciwwybuchowa z osłoną ognioszczelną – cecha Ex IM2 Exd[i_b] I.

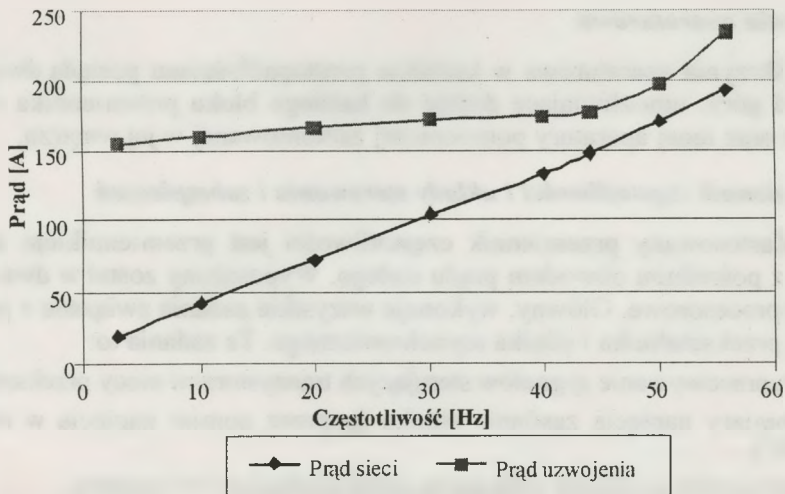
Właściwości silników zintegrowanych z przemiennikiem częstotliwości

Do najważniejszych zalet silników zintegrowanych z przemiennikiem częstotliwości należy zaliczyć:

- wbudowany do obudowy przeciwwybuchowej silnika kompletny przemiennik częstotliwości i sterownik mikroprocesorowy, realizujący pełne sterowanie i zabezpieczenie przeciążeniowe i termiczne silnika; zdjęcie przemiennika pokazano na rysunku 3,
- łagodny rozruch,
- regulacja prędkości obrotowej w zakresie częstotliwości 3÷100 Hz (90÷3000 obr/min) – możliwość dostosowania prędkości przenośnika do wielkości transportowanego urobku,
- maksymalny moment obrotowy od minimalnej częstotliwości,
- brak przeciążeń sieci zasilającej podczas rozruchu – prąd w sieci zasilającej narasta liniowo w funkcji prędkości – rzeczywisty przebieg prądu w funkcji częstotliwości silnika 250 kW przedstawiono na rysunku 4,
- możliwość wizualizacji pracy napędu – poprzez wykorzystanie portów komunikacyjnych RS485 i modemu telefonicznego lub lokalnej sieci informatycznej.



Rys.3. Zdjęcie przemiennika wbudowanego do wnętrza silnika



Rys.4. Przebieg prądu w sieci zasilającej i w uzwojeniu silnika w funkcji częstotliwości (3÷55 Hz, $M = M_n$)

Budowa silników zintegrowanych z przemiennikiem częstotliwości

Silnik oraz przemiennik częstotliwości są chłodzone wodą przepływającą przez układ chłodzenia o wymuszonym przepływie. Osłona silnika zapewnia ochronę przed dotknięciem części będących pod napięciem oraz przedostaniem się ciał stałych i wody IP 66 według PN-EN 60034-5:2004.

W silniku można wyróżnić następujące moduły:

- komora główna silnika wraz z uzwojonym rdzeniem stojana i wirnikiem,
- skrzynka zaciskowa montowana do skrzynki aparaturowej,
- skrzynka aparaturowa nadbudowana na komorę główną silnika.

Komora główna silnika

Komorę główną silnika stanowi kadłub wraz z przykręconymi tarczami łożyskowymi, w którego wnętrzu osadzono uzwojony rdzeń stojana i wirnik. W górnej części kadłuba znajduje się specjalnej konstrukcji płyta montażowa stanowiąca podstawę pod skrzynkę aparaturową, w której został umieszczony cały przemiennik częstotliwości.

Skrzynka zaciskowa

Skrzynka zaciskowa wyposażona jest w odpowiednie wpusty kablowe umożliwiające podłączenie silnika. Wewnątrz skrzynki zaciskowej zamontowane są:

- izolatory przepustowe służące do podłączenia żył przewodu zasilającego,
- listwy zaciskowe – do podłączenia żył sterowniczych,
- człon końcowy – do kontroli ciągłości uziemienia,
- zaciski ochronne „PE”.

Skrzynia aparaturowa

Skrzynia aparaturowa w kształcie prostopadłościanu posiada dwie pokrywy od góry, umożliwiające dostęp do każdego bloku przemiennika częstotliwości oraz innej aparatury pomocniczej zamontowanej w jej wnętrzu.

Przeмиennik częstotliwości i układy sterowania i zabezpieczeń

Zastosowany przeмиennik częstotliwości jest przeмиennikiem napięciowym z pośrednim obwodem prądu stałego. Wyposażony został w dwa systemy mikroprocesorowe. Główny, wykonuje wszystkie zadania związane z poprawną pracą przekształtnika i silnika asynchronicznego. Te zadania to:

- wypracowywanie sygnałów sterujących tranzystorami mocy przekształtnika,
- pomiary napięcia zasilania silnika (poprzez pomiar napięcia w obwodzie DC),
- sterowanie procesem załączania przekształtnika i wyłączania,
- pomiar prądu wyjściowego przekształtnika (prądu stojana silnika),
- kształtowanie charakterystyki przeciążeniowej przekształtnika i silnika,
- pomiar temperatury modułów przekształtnika, zabezpieczenie przed nadmiernym wzrostem temperatury tych modułów,
- pomiar prędkości obrotowej silnika.

Natomiast drugi system mikroprocesorowy wykonuje wszystkie zadania związane z komunikacją z otoczeniem zewnętrznym silnika. Zadania jego są następujące:

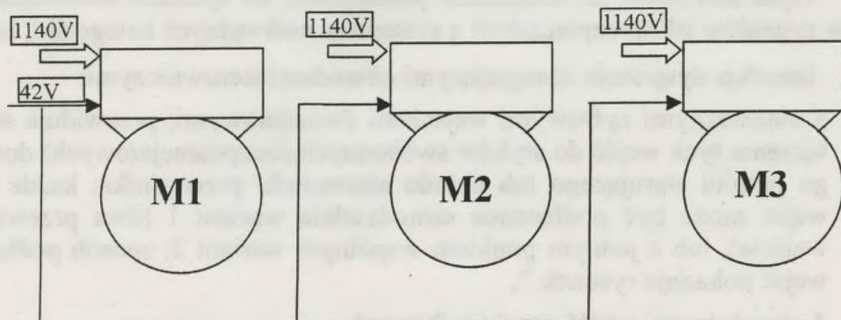
- utrzymywanie ciągłej łączności z systemem sterowania przeмиennikiem częstotliwości,
- pomiar temperatur stojana silnika i łożysk silnika czujnikami PT100,
- sygnalizacja przekroczeń temperatury stojana i łożysk silnika poprzez pomiar czujnikami PTC,
- utrzymywanie łączności (łączem RS) z urządzeniami zewnętrznymi, oraz innymi silnikami wyposażonymi w przekształtniki częstotliwości,
- przyjmowanie informacji zewnętrznych za pośrednictwem wejść cyfrowych,
- wysyłanie informacji do urządzeń zewnętrznych stykami przekaźników.

4. Zasilanie silników

Silniki przeznaczone są do zasilania z sieci energetycznej o napięciu 1000 lub 1140 V, poprzez wyłącznik lub stację transformatorową dowolnego typu. W związku z tym, że podczas rozruchu nie występują przeciążenia sieci zasilającej, odpływy układów zasilania nie muszą być „przewymiarowane”. Charakterystykę prądu podczas rozruchu dla silnika 250 kW pokazano poniżej.

Obwody wyjściowe wyłączników lub stacji transformatorowych muszą być wyposażone w układy zabezpieczenia ziemnozwarciowego. Układy te mu-

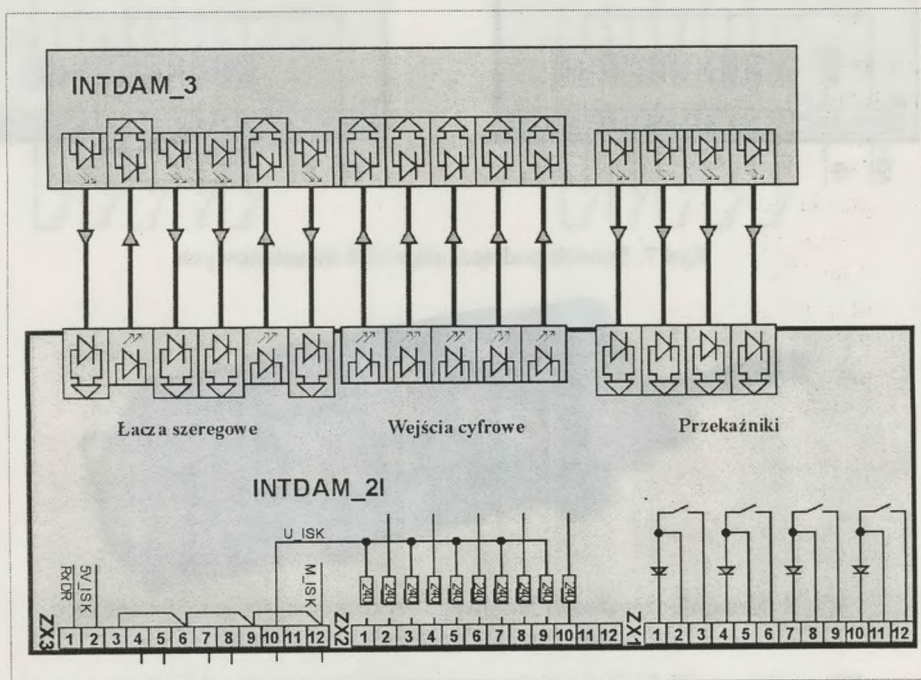
szą być przystosowane do pracy w sieciach zasilających układy przemienników częstotliwości. Pozostałe zabezpieczenia realizuje sterownik wbudowany do silnika. Przykładowy schemat podłączenia zasilania przedstawiono poniżej.



Rys.5. Przykładowy schemat zasilania silników

5. Sterowanie silników

Sterownik przemiennika częstotliwości serii FNTKa-.... został zaprojektowany w postaci dwóch płyt elektronicznych: INTDAM_3 oraz INTDAM_2I. Strukturę sterownika przedstawia rysunek 6.



Rys.6. Struktura sterownika INTDAM

Płyty INTDAM_3 oraz INTDAM_2I są połączone łączami światłowodowymi, zaś zasilanie obu płyt jest wzajemnie separowane. Sterownik umiesz-

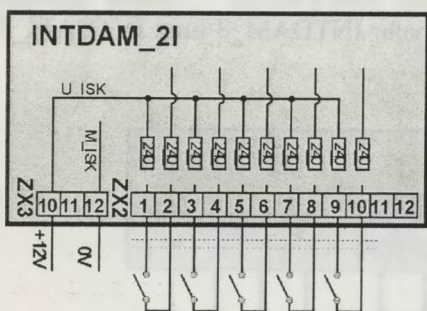
czony jest wewnątrz ognioszczelnej, przeciwwybuchowej skrzynki aparaturowej zawierającej cały przemiennik częstotliwości.

Płyta INTDAM_2I umożliwia połączenie do systemu sterowania silników sygnałów iskrobezpiecznych z systemów nadrzędnych kategorii i_a lub i_b .

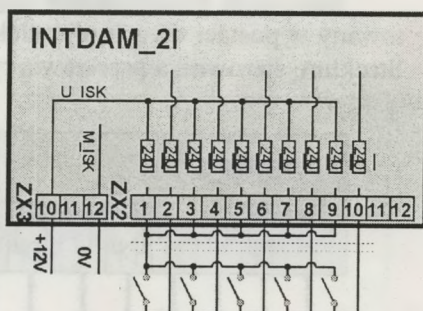
Interfejs dysponuje następującymi obwodami sterowniczymi:

- 5 niezależnymi cyfrowymi wejściami dwustanowymi; przewiduje się połączenie tych wejść do styków swobodnych (bezpotencjałowych) dowolnego pulpitu sterującego lub układu automatyki przenośnika; każde z tych wejść może być połączone samodzielnie wariant 1 (dwa przewody na wejście), lub z jednym punktem wspólnym wariant 2; sposób połączenia wejść pokazuje rysunek 7,
- 4 niezależnymi wyjściami przełącznikowymi,
- 2 niezależnych dwukierunkowych portów RS 485 do transmisji danych,
- 1 wejście jednokierunkowej transmisji szeregowej RxDR, do połączenia np. zdalnego sterowania radiowego (rys. 8 – nadajnik sterowania radiowego).

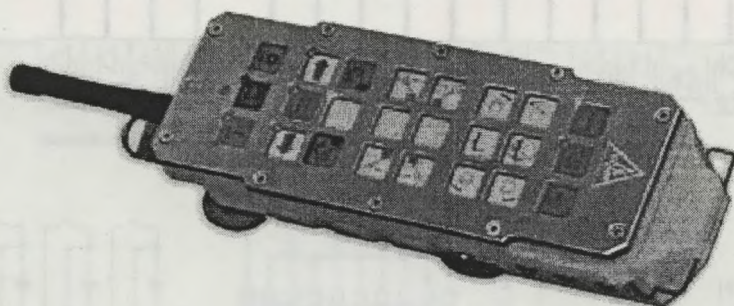
Wariant 1



Wariant 2



Rys. 7. Sposób połączenia wejść dwustanowych



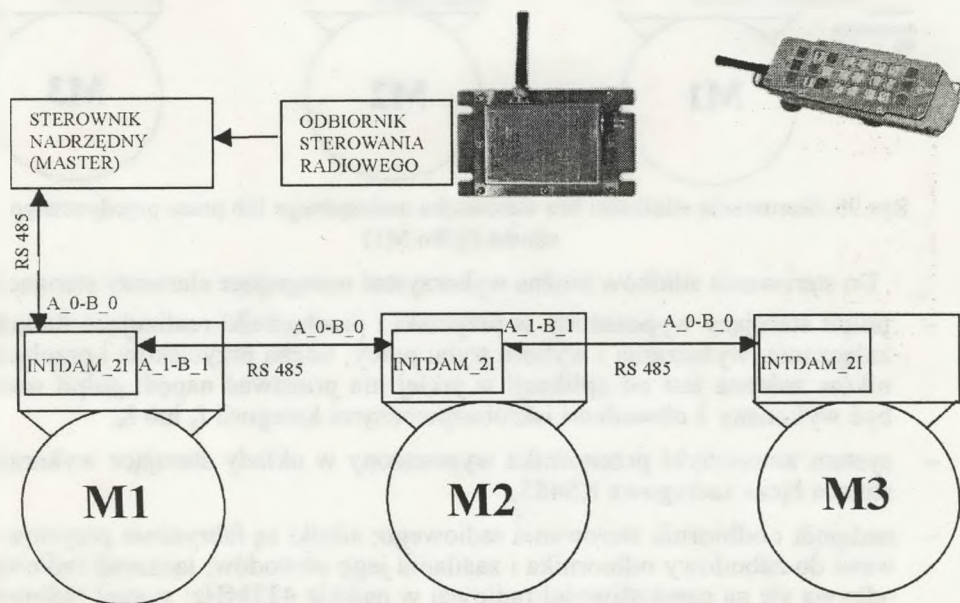
Rys. 8. Nadajnik sterowania radiowego wykorzystany w jednej z aplikacji do sterowania prędkością obrotową silnika

Wszystkie wejścia i wyjścia sterownicze są swobodnie programowane. Przypisanie im konkretnych funkcji, uzależnione jest od aplikacji w jakiej będzie pracował silnik. Separację od obwodów silnoprądowych zapewniają spręży światłowodowe.

6. Sterowanie silnikami w układzie automatyki przenośnika

Można wyróżnić kilka trybów pracy silników zintegrowanych z przemiennikiem, które przewidują:

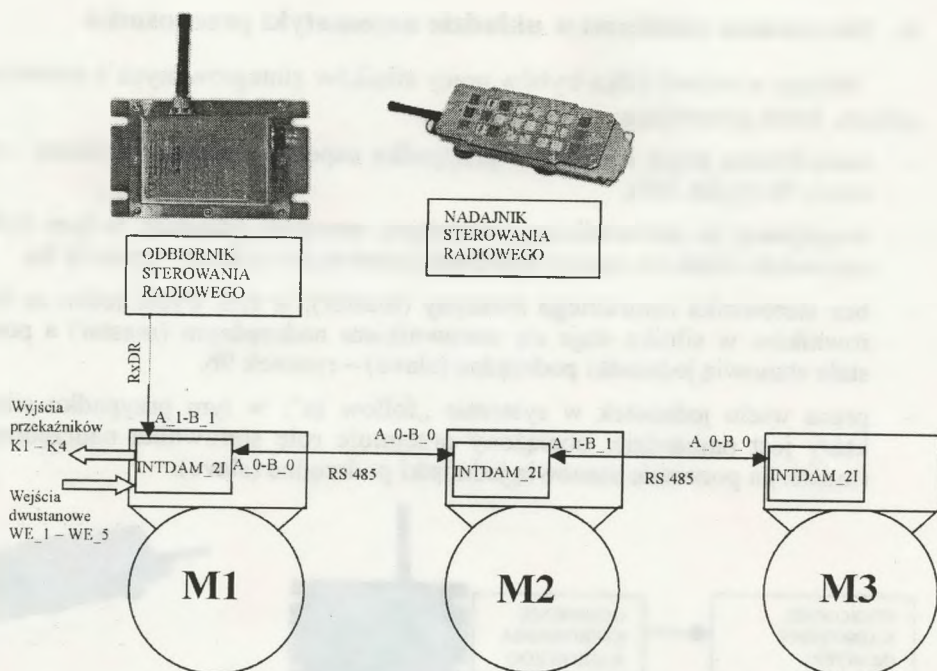
- samodzielną pracę silnika – w przypadku napędu z jednym silnikiem – rysunek 9b (tylko M1),
- współpracę ze sterownikiem centralnym maszyny (master); w tym trybie sterowniki silników stanowią jednostki podrzędne (slave) – rysunek 9a,
- bez sterownika centralnego maszyny (master); w tym trybie jeden ze sterowników w silniku staje się sterownikiem nadrzędnym (master) a pozostałe stanowią jednostki podrzędne (slave) – rysunek 9b,
- praca wielu jednostek w systemie „follow in”; w tym przypadku silnik który jest najbardziej obciążony przejmuje rolę sterownika nadrzędnego (master) a pozostałe stanowią jednostki podrzędne (slave).



Rys.9a. Sterowanie silnikami ze sterownika centralnego maszyny

Sterowanie właściwe realizowane jest w jednostce master. Komunikacja pomiędzy jednostką master, a slave odbywa się poprzez łącze szeregowe RS 485. Struktura systemu sterującego tego typu pozwala na wykorzystanie istniejących, standardowych protokołów transmisyjnych do wymiany danych pomiędzy urządzeniami, jak np.: PROFIBUS DP.

W przypadku zastosowania silników w układach napędowych, gdzie istnieją już układy sterowania pracujące w innym trybie lub sterowane za pomocą innego protokołu transmisyjnego, istnieje możliwość modyfikacji sterownika INTDAM do konkretnej aplikacji.



Rys.9b. Sterowanie silnikami bez sterownika nadrzędnego lub praca pojedynczego silnika (tylko M1)

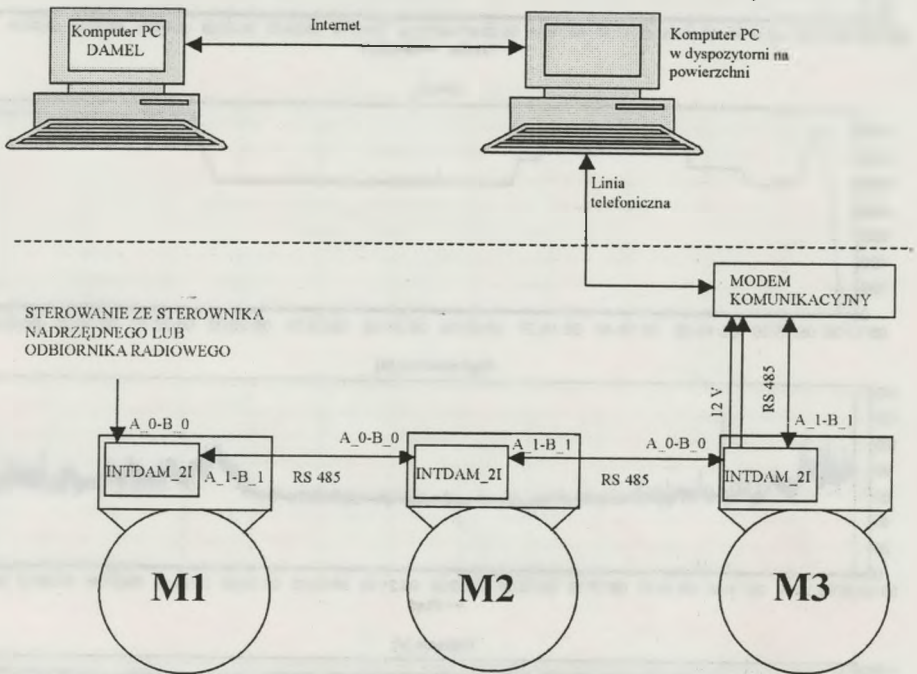
Do sterowania silników można wykorzystać następujące elementy sterujące:

- pulpit sterujący wyposażony w przyciski i przełączniki realizujące funkcje załączania, wyłączania i wyboru trybu pracy; liczba przycisków i przełączników zależna jest od aplikacji w jakiej ma pracować napęd; pulpit musi być wykonany z obwodami iskrobezpiecznymi kategorii I_a lub I_b ,
- system automatyki przenośnika wyposażony w układy sterujące wykorzystujące łącza szeregowe RS485,
- nadajnik i odbiornik sterowania radiowego; silniki są fabrycznie przystosowane do zabudowy odbiornika i zasilania jego obwodów; łączność radiowa odbywa się na częstotliwości radiowej w paśmie 433MHz; sygnał radiowy jest odpowiednio kodowany, co uniemożliwia przypadkowe sterowanie innymi urządzeniami pracującymi w tym samym paśmie częstotliwości,
- podłączenie jednego portu RS485 poprzez modem telefoniczny do lokalnej linii telefonicznej, umożliwia wyprowadzenie wszystkich danych o parametrach pracy silnika na powierzchnię zakładu wydobywczego i realizację pełnej wizualizacji pracy silnika na monitorze komputera lub przesłanie ich dalej przez internet do dowolnie wybranego miejsca.

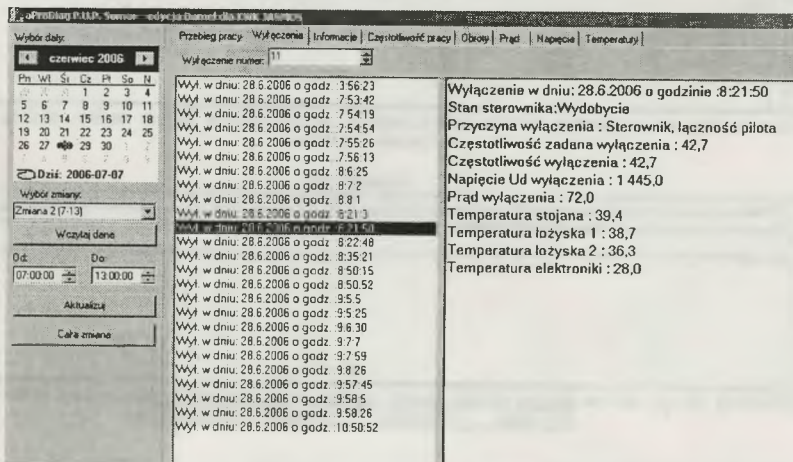
7. Wizualizacja pracy silników

Zastosowanie sterownika INTDAM wewnątrz silnika oraz wyprowadzenie danych poprzez porty RS 485 pozwala na podłączenie silników do systemu

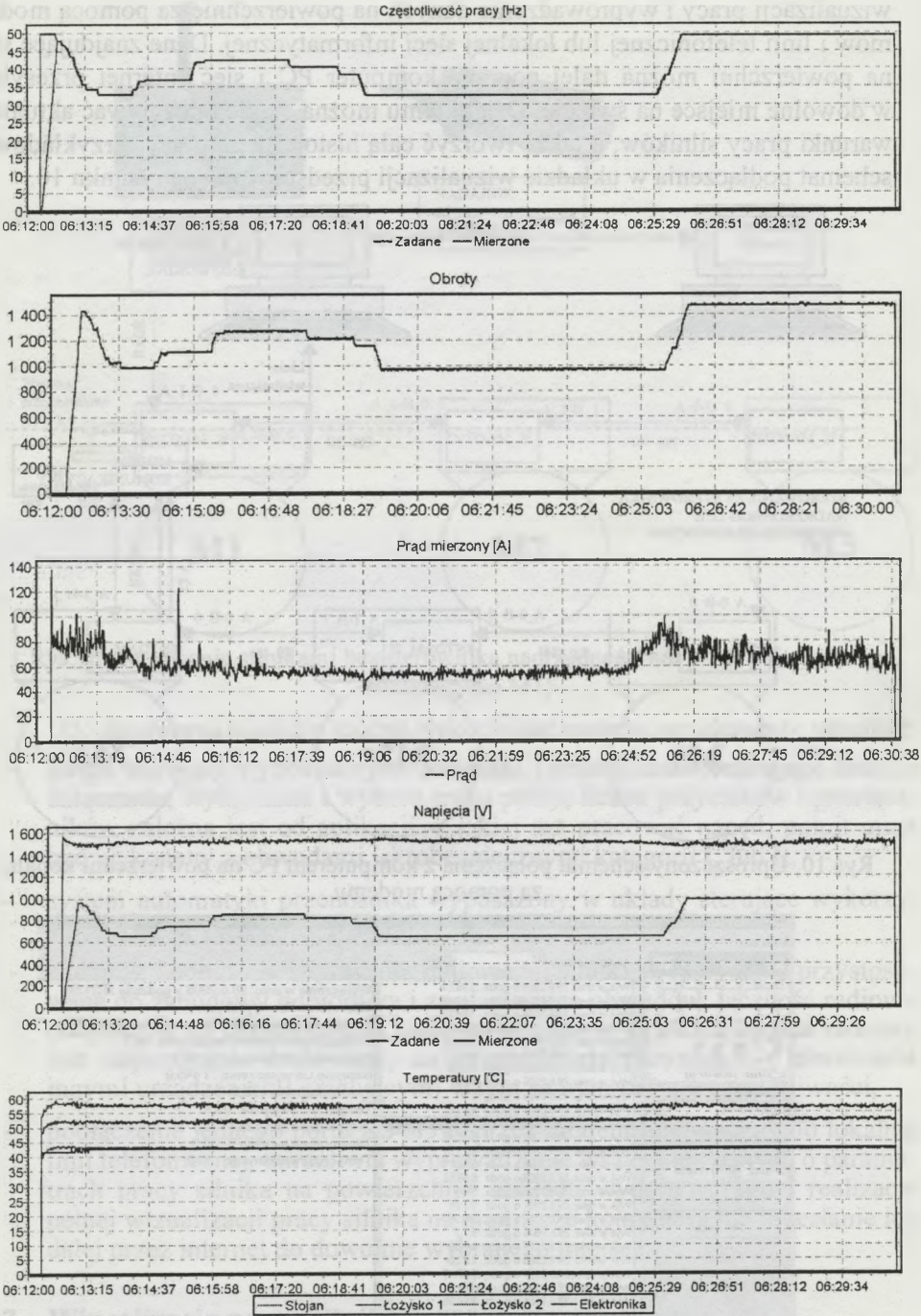
wizualizacji pracy i wyprowadzenie danych na powierzchnię za pomocą mode-
mów i linii telefonicznej lub lokalnej sieci informatycznej. Dane znajdujące się
na powierzchni można dalej poprzez komputer PC i sieć Internet przesyłać
w dowolne miejsce na świecie. Dzięki temu można ciągle odczytywać aktualne
warunki pracy silników, a także tworzyć całą historię jego pracy. Przykładowy
schemat podłączenia w układzie wizualizacji przedstawiono na rysunku 10.



Rys.10. Uproszczony schemat połączenia z komputerem PC na powierzchni kopalni za pomocą modemu



Rys.11. Odczyt danych z układu wizualizacji pracy silników. Zrzut ekranu z historii wyłączeń



Rys.12. Przebiegi odczytane z układu wizualizacji i monitoringu pracy silnika

Na rysunku 11 pokazano odczyt danych z komputera na powierzchni – zrzut ekranowy oraz rysunek 12 – przebiegi odczytane z układu wizualizacji pracy silnika. Rysunki te, pochodzą z systemu wizualizacji pracy przenośnika zgrzeblowego, podścianowego w Kopalni Węgla Kamiennego „Jas-Mos” w Jastrzębiu Zdroju wykorzystującego sterowanie z pulpitu sterującego i nadajnika sterowania radiowego.

8. Podsumowanie i wnioski

Silniki zintegrowane z przemiennikiem częstotliwości są bardzo dobrym rozwiązaniem do stosowania w napędach maszyn i urządzeń wymagających łagodnego rozruchu, regulacji prędkości obrotowej oraz pracujących w mocno obciążonych sieciach zasilających. Dodatkowo, możliwość pracy w pełni zautomatyzowanych aplikacjach, oraz możliwość wizualizacji pracy z wyprowadzeniem wszystkich danych na powierzchnię zakładów wydobywczych podnosi walory użytkowe takich napędów.

Silniki, które posiadają wbudowane układy energoelektroniczne do wspólnej obudowy (zintegrowane) dodatkowo eliminują kilka wad w stosunku do silników zasilanych z oddzielnych układów energoelektronicznych. Do najważniejszych można zaliczyć:

- tańsze rozwiązanie ze względu na brak drugiej obudowy przeciwwybuchowej mieszczącej układy energoelektroniczne,
- brak konieczności stosowania specjalnych kabli pomiędzy silnikiem a przemiennikiem częstotliwości.

Przedstawione konstrukcje nowoczesnych napędów, o zaawansowanej technologii, oraz prowadzona działalność badawczo-rozwojowa, realizowane są we własnym biurze konstrukcyjno-technologicznym DFME DAMEL oraz w laboratorium maszyn elektrycznych w oparciu o certyfikowany system zarządzania jakością ISO 9001:2000.

Pełną informację techniczną dotyczącą zaprezentowanych nowoczesnych napędów elektrycznych można uzyskać w siedzibie firmy.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

ZASTOSOWANIE STEROWNIKÓW PRZEMYSŁOWYCH W UKŁADACH STEROWANIA, DIAGNOSTYKI I MONITORINGU MASZYN GÓRNICZYCH

Zygmunt SZYMAŃSKI

Streszczenie. W referacie przedstawiono przegląd literaturowy górniczych systemów dyspozytorskich: SMOK i ZEFIR, oraz metody diagnostyki układów: zasilania, sterowania, układów napędowych maszyn górniczych, zasilanych z układów przekształtnikowych. Zamieszczono opisy wybranych przetworników pomiarowych, stosowanych w układach diagnostyki maszyn transportowych, oraz zagrożenia BHP stwarzane przez zasilacze przekształtnikowe stosowane w układach zasilania maszyn górniczych. W referacie przedstawiono system identyfikacji wzdłużnych uszkodzeń taśmy, oraz nowoczesny układ diagnostyki przenośnika. Dla wybranej konfiguracji systemu opracowano algorytmy sterowania rozproszonego. Opracowany układ umożliwia realizację diagnostyki lokalnej poszczególnych modułów oraz diagnostykę globalną całego systemu napędowego. Proponowany system sterowania rozproszonego został częściowo sprawdzony w warunkach laboratoryjnych.

1. Wstęp

W polskich kopalniach węgla kamiennego stosuje się powszechnie systemy eksploatacji oparte na wysokiej koncentracji wydobywania. Wymaga to zastosowania wydajnych maszyn urabiających oraz niezawodnych systemów transportowych. Do podstawy urobku wykorzystywane są przenośniki taśmowe, oraz w ograniczonym zakresie transport szynowy, natomiast do transportu materiałów, urządzeń, maszyn oraz załóg górniczych wykorzystywane są kolejki podwieszane albo naspągowe o trakcji linowej, elektrycznej lub spalinowej. Wysoka koncentracja wydobywania wymaga zastosowania drogich i złożonych technicznie maszyn i urządzeń górniczych: kombajny przodkowe, przenośniki łańcuchowe, systemy przenośników taśmowych, których praca jest wzajemnie powiązana. Nowoczesne systemy sterowania procesami transportowymi zapewniają zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych transportu, zwiększają niezawodność pracy urządzeń transportowych oraz bezpieczeństwo pracy.

Systemy sterowania powinny spełniać wymagania: zapewniać elastyczność konfiguracji modułów sterujących, sieci transmisyjne muszą zapewniać dużą prędkość zbierania i wyszukiwania informacji, prostotę obsługi, niezawodną pracę w trudnych warunkach górniczych. Wymagania te spełniają systemy sterowania budowane

Dr inż. Zygmunt Szymański
Politechnika Śląska
ul. Akademicka 2
44-100 Gliwice
tel.: 032 2371688
e-mail: zygmunt.szymanski@polsl.pl

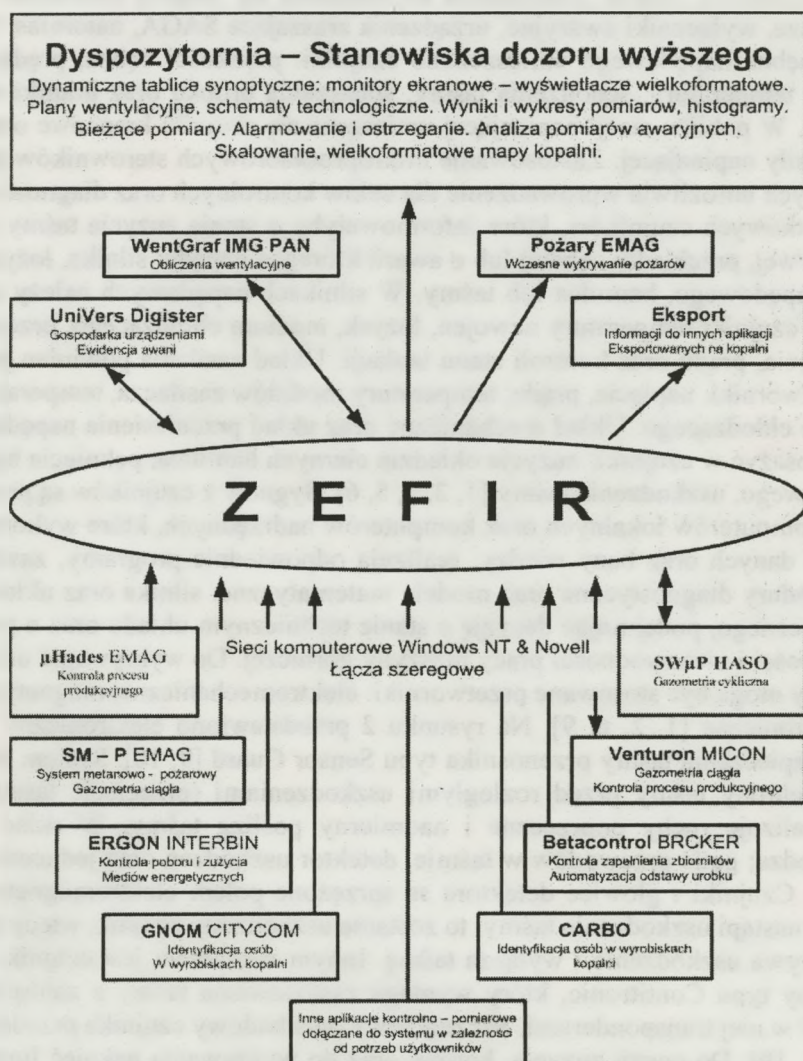
z mikroprocesorowych sterowników przemysłowych współpracujących z nowoczesnymi, inteligentnymi czujnikami i przetwornikami pomiarowymi. W referacie przedstawiono przegląd literaturowy górniczych systemów dyspozytorskich: SMOk i ZEFIR, oraz koncepcję sterowania systemu ścianowego. W referacie podano opisy wybranych inteligentnych przetworników pomiarowych. Zamieszczono także opis nowoczesnego układu diagnostyki maszyn górniczych złożonego ze sterowników przemysłowych. Analiza przydatności sterowników przemysłowych w układach automatyzacji i diagnostyki maszyn górniczych, wykazała celowość zastosowania sterowania rozproszonego. W referacie zamieszczono wybrane algorytmy sterowania rozproszonego. Opracowany system sterowania rozproszonego został sprawdzony w warunkach laboratoryjnych, a procedury sterowania zostały zweryfikowane symulacyjnymi programami komputerowymi. Układy te były także sprawdzane w warunkach kopalnianych. Wyniki półrocznej eksploatacji przyniosły zadowalające rezultaty.

2. Przegląd literaturowy górniczych systemów sterowania

System dyspozytorski jest to system nadzorujący proces technologiczny wykonywany w podziemiach kopalń, którego wyniki są przesyłane na powierzchnię systemami transmisji wielokrotnej. W dyspozytorni kopalni znajdują się komputery oraz dynamiczne tablice synoptyczne, na których przedstawiony jest proces urabiania i transportu urobku. Dyspozytor zarządza pracą załogi dbając o jej bezpieczeństwo, poleca wykonywanie prac remontowych lub kontrolnych, w zależności od sygnałów wyświetlanych na tablicach. Informacje przesyłane do dyspozytora mają największy priorytet. W polskich kopalniach stosowane są m.in. systemy dyspozytorskie: Zefir oraz SMOk-1 [2, 3, 10]. System dyspozytorski SMOk-1 zawiera: system sterowania i kontroli kombajnu ścianowego (MAKS lub SOMAX-2), system sterowania przenośników łańcuchowych: ścianowych oraz podścianowych, a także system sterowania przenośników taśmowych [2, 3, 5]. Sygnały sterujące są przesyłane do stacji kompaktowej.

W stacji znajdują się urządzenia służące do komunikacji, nadzoru, oraz przetwarzania sygnałów sterujących. W stacji lokalnej znajdują się cyfrowe i analogowe moduły pomiarowe. Stacja lokalna tworzy tzw. bazę główną, której celem jest gromadzenie informacji z czujników i przetworników umieszczonych w maszynach urabiających i transportowych, jak: przenośniki, obudowy czy agregatu hydraulicznego. Informacje gromadzone w stacji lokalnej po kompresji, są przesyłane na powierzchnię przez modem telefoniczny wykorzystując system wielokrotnej transmisji. Gwarantowany zasięg transmisji bez regeneracji sygnałów wynosi 10 km. Maksymalna szybkość transmisji wynosi 34600 bódów. System dyspozytorski Zefir [3, 10, 11] umożliwia gromadzenie danych pomiarowych z nadzorowanego obiektu przez komputer centralny z programem CYKLOP, prezentację zgromadzonych sygnałów na dynamicznych tablicach synoptycznych w dyspozytorni, oraz na komputerach uprawnionych pracowni-

ków wyższego dozoru kopalni. Komunikacja między modułami systemu ZEFIR jest realizowana: przez sieci komputerowe: Novell lub Windows NT, lub wykorzystując autonomiczne łącza szeregowe pomiędzy poszczególnymi modułami systemu. Wykorzystanie sieci komputerowych oraz oprogramowania aplikacyjnego ZEFIR NT pracującego pod nadzorem systemu operacyjnego Windows, umożliwia zdalny dostęp do systemu monitorowania za pośrednictwem modemów i łączy telekomunikacyjnych. Stwarza to możliwości zastosowania nieograniczonej liczby stanowisk dozoru wyższego podłączonych do systemu. ZEFIR współpracuje z systemami kontrolno-pomiarowymi: μ HADES, Betacontrol, VENTURON, Ester-N. Schemat blokowy systemu dyspozytorskiego Zefir przedstawiono na rysunku 1.

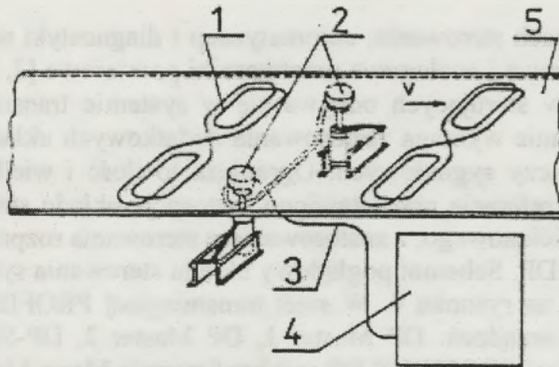


Rys.1. Schemat blokowy systemu dyspozytorskiego Zefir

3. Nowoczesne przetworniki pomiarowe maszyn górniczych

Większość kopalń węgla kamiennego wykorzystuje do głównej odstawy urobku przenośniki taśmowe. Stosowane są różne rodzaje przenośników taśmowych: podścianowe, zbiorcze, pochylniane oraz przenośniki do odstawy urobku z prac przygotowawczych. W zależności od rodzaju przenośnika, układy napędowe muszą uwzględniać czynności związane np.: ze skracaniem długości przenośnika oraz wstępnym napinaniem taśmy. Do pomiaru ilościowego urobku stosowane są taśmowe wagi elektroniczne, natomiast do oceny jakościowej wykorzystywane są: przetworniki izotopowe, lub analiza komputerowa obrazu z kamery telewizyjnej [2, 5]. Do kontroli pracy przenośnika oraz dla celów diagnostycznych wzdłuż przenośnika umieszczone są: zespoły rozmówco-ostrzegawcze, wyłączniki awaryjne, urządzenia zraszające SAGA, natomiast w obrębie bębna napędowego umieszczono czujniki: prędkości bębna, prędkości taśmy, temperatury, schodzenia taśmy, spiętrzenia urobku oraz bramki materiałowe. W pobliżu stacji napinającej umieszcza się czujniki krańcowe oraz czujniki siły napinającej. Zastosowanie mikroprocesorowych sterowników przemysłowych umożliwia wprowadzenie dla celów kontrolnych oraz diagnostycznych dodatkowych czujników, które informowałyby o stanie zużycia taśmy przenośnikowej, przekładni zębatej lub o awarii któregoś napędu: silnika, łożysk, bębna napędowego, hamulca lub taśmy. W silnikach napędowych należy zastosować: czujniki temperatury uzwojeń, łożysk, medium chłodzącego, przetworniki napięcia, prądu oraz kontroli stanu izolacji. Układ zasilania powinien posiadać przetworniki: napięcia, prądu, temperatury modułów zasilacza, temperatury medium chłodzącego. Układ mechaniczny oraz układ przeniesienia napędu należy wyposażyć w czujniki: zużycia okładzin ciernych hamulca, pęknięcia bębna napędowego, uszkodzenia taśmy [1, 2, 3, 5, 6]. Sygnały z czujników są przesyłane do komputerów lokalnych oraz komputerów nadrzędnych, które wykorzystując bazy danych oraz bazy wiedzy, realizują odpowiednie programy, zawierające procedury diagnostyczne oraz modele matematyczne: silnika oraz układu kinematycznego, podejmując decyzję o stanie technicznym układu oraz o predykcji trwałości i niezawodności pracy maszyny górniczej. Do wykrywania uszkodzeń taśmy mogą być stosowane przetworniki: elektromechaniczne, magnetyczne lub elektroniczne [1, 2, 6, 9]. Na rysunku 2 przedstawiono elektroniczny system zabezpieczenia taśmy przenośnika typu Sensor Guard [9, 10]. System ten służy do ochrony taśmy przed rozległymi uszkodzeniami (przecięcie taśmy), oraz sygnalizuje ruchy poprzeczne i nadmierny poślizg taśmy. W skład układu wchodzi: pętla przewodów w taśmie, detektor uszkodzeń oraz jednostka sterująca. Czujniki i głowice detektora są sprzężone polem elektromagnetycznym. Jeśli nastąpi uszkodzenie taśmy, to zostanie uszkodzony czujnik, wtedy detektor wykrywa uszkodzenie i wyłącza taśmę. Innym wariantem jest czujnik elektroniczny typu Contitronic, który wymaga zastosowania taśmy z zaimplantowanymi w niej transponderami. Szczegółowy opis budowy czujnika przedstawiono w [6, 10]. Do oceny zużycia, korozji oraz do wykrywania pęknięć linek stalowych stanowiących rdzeń taśmy przenośnikowej wykorzystuje się metody ma-

gnetyczne [6, 9, 10]. W skład układu wchodzi wzbudnik magnetyczny z magnesami trwałymi, czujniki indukcyjne oraz defektoskop. Uszkodzony pręt powoduje zmiany rozkładu pola magnetycznego wykrywane przez defektoskop. Nowoczesne, inteligentne czujniki pomiarowe wymagają zmian w konstrukcji taśm przenośnikowych, co wiąże się z określonymi kosztami ekonomicznymi. Dlatego proponuje się wprowadzić do układów diagnostycznych przenośnika, układy bazujące na rozbudowanym modelu matematycznym układu elektromechanicznego przenośnika, wykorzystując możliwości obliczeniowe sterowników przemysłowych.



Rys.2. Elektroniczny system zabezpieczenia taśmy

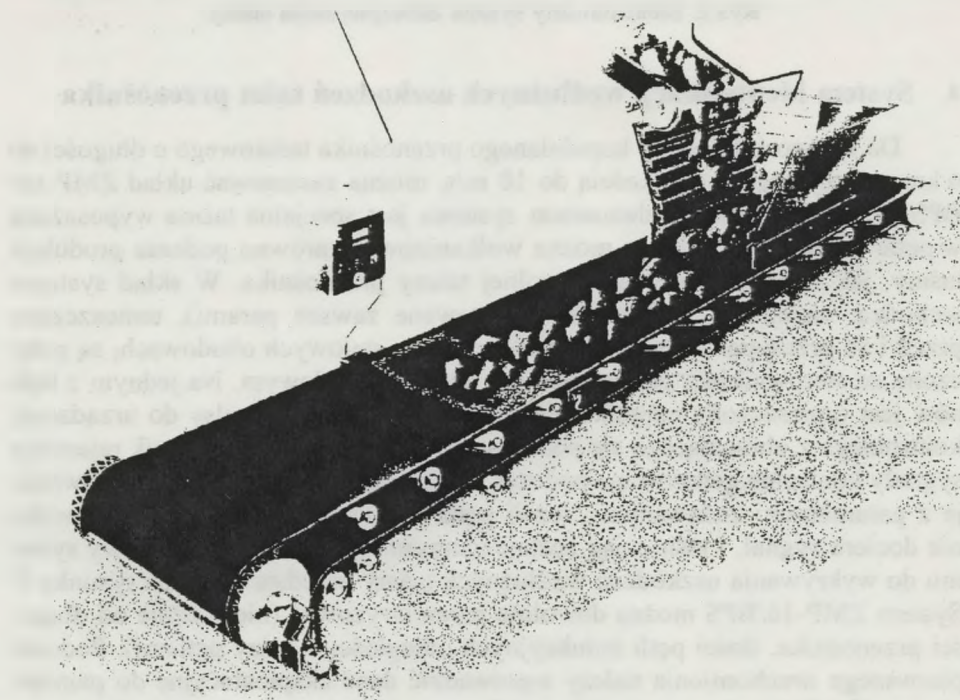
4. System identyfikacji wzdłużnych uszkodzeń taśm przenośnika

Do diagnostyki taśmy kopalnianego przenośnika taśmowego o długości do 6 km, pracującego z prędkością do 10 m/s, można zastosować układ ZMP-16/BPS [9]. Podstawowym elementem systemu jest specjalna taśma wyposażona w pętle indukcyjne. Pętle te można wulkanizować zarówno podczas produkcji taśmy, jak i implantować do dowolnej taśmy przenośnika. W skład systemu wchodzi: nadajniki i odbiorniki (montowane zawsze parami), umieszczane przed i za przesypem. Czujniki umieszczane w stalowych obudowach, są połączone ze sterownikiem przemysłowym kablem 5-żyłowym. Na jednym z bębnow jest umieszczony czujnik zbliżeniowy generujący impulsy do urządzenia kontrolnego z obracającego się podczas ruchu taśmociągu. Sterownik rejestruje sygnały kontrolne generowane podczas przebiegu pętli indukcyjnej i porównuje je z parametrami zadawanymi. Jeżeli pętla jest uszkodzona, to do sterownika nie dociera sygnał, i taśmociąg zostaje zatrzymany. Schemat poglądowy systemu do wykrywania uszkodzeń wzdłużnych taśmy przedstawiono na rysunku 3. System ZMP-16/BPS można dowolnie parametryzować (niezależnie od długości przenośnika, ilości pętli indukcyjnych odległości między pętlami). Podczas pierwszego uruchomienia należy wprowadzić dane eksploatacyjne do pamięci sterownika. Przy pierwszym obiegu taśmy system zapamiętuje pozycje wszystkich pętli indukcyjnych, a w czasie kolejnych obiegów taśmy ten stan jest au-

tomatycznie kontrolowany. Karta CPU posiada pamięć RAM zaopatrzoną w baterię, a więc po zaniku napięcia zasilania wprowadzone parametry są zapamiętywane. Wszystkie zakłócenia pracy systemu, po zadziałaniu SPZ (powrót napięcia zasilania) są wyświetlane automatycznie w postaci tekstowej do momentu ich skasowania. Dla ograniczenia dostępu osób nieupoważnionych do zmian parametrów układu, wprowadzono czterocyfrowy kod dostępu.

5. Koncepcja systemu sterowania zautomatyzowanego systemu górniczego

W systemach sterowania, automatyzacji i diagnostyki maszyn górniczych stosuje się cyfrowe i analogowe przetworniki pomiarowe [2, 3, 6, 9, 10]. Transmisja sygnałów sterujących odbywa się w systemie transmisji wielokrotnej. Takie rozwiązanie wymaga zastosowania dodatkowych układów separujących, oraz wzmacniaczy sygnałowych. Ogranicza to ilość i wielkość przesyłanych informacji. W referacie przedstawiono koncepcję układu sterowania i diagnostyki systemu ścianowego, z zastosowaniem sterowania rozproszonego oraz sieci PROFIBUS DP. Schemat poglądowy układu sterowania systemu ścianowego przedstawiono na rysunku 4. W sieci transmisyjnej PROFIBUS-DP wyróżnia się trzy klasy urządzeń: DP Master 1, DP Master 2, DP-Slave. Podstawową konfiguracją sieci PROFIBUS-DP jest konfiguracja Mono-Master [9, 11].



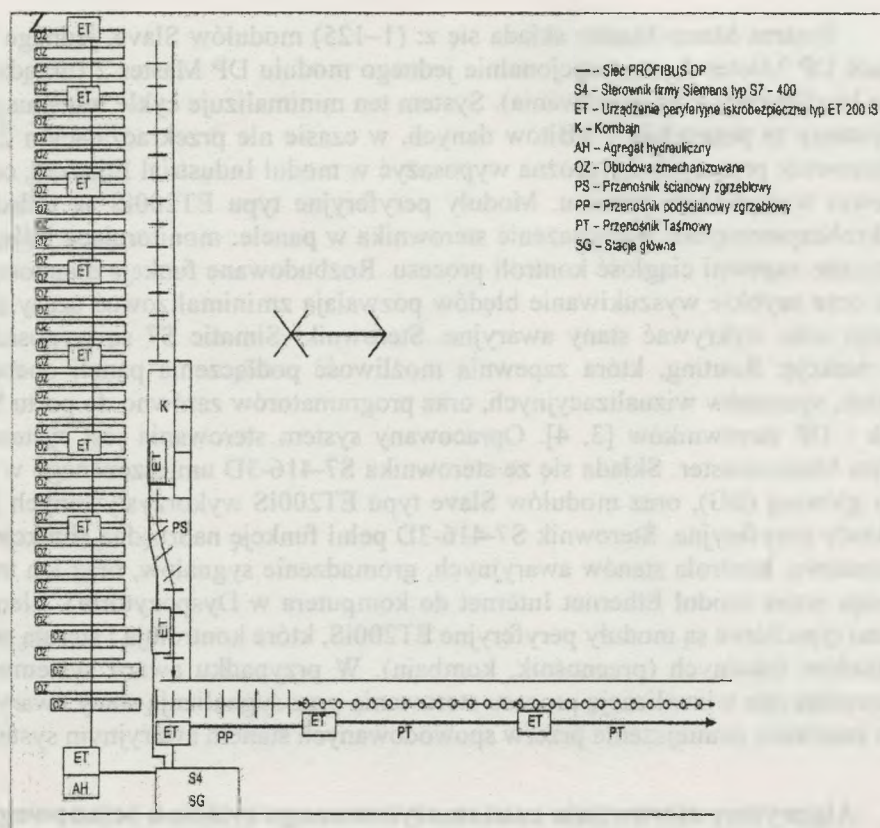
Rys.3. Schemat układu do wykrywania uszkodzeń wzdłużnych taśmy

System Mono-Master składa się z: (1–125) modułów Slave, jednego modułu DP Master 1, oraz opcjonalnie jednego modułu DP Master 2 (urządzenia do konfiguracji i diagnozowania). System ten minimalizuje cykle transmisyjne. Systemy te przesyłają 1 kBitów danych, w czasie nie przekraczającym 2 ms. Sterownik przemysłowy można wyposażać w moduł Industrial Ethernet, co zapewni wizualizację procesu. Moduły peryferyjne typu ET200iS są układami iskrobezpiecznymi. Wyposażenie sterownika w panele: monitorujące i diagnostyczne zapewni ciągłość kontroli procesu. Rozbudowane funkcje diagnostyczne oraz szybkie wyszukiwanie błędów pozwalają zminimalizować czasy przestoju oraz wykrywać stany awaryjne. Sterowniki Simatic S7 są wyposażone w funkcję: Routing, która zapewnia możliwość podłączenia paneli operatorskich, systemów wizualizacyjnych, oraz programatorów zarówno do portu MPI jak i DP sterowników [3, 4]. Opracowany system sterowania jest systemem typu Mono-master. Składa się ze sterownika S7-416-3D umieszczonego w stacji głównej (SG), oraz modułów Slave typu ET200iS wykorzystywanych jako układy peryferyjne. Sterownik S7-416-3D pełni funkcję nadrzędną (funkcje łączeniowe, kontrola stanów awaryjnych, gromadzenie sygnałów, oraz ich transmisja przez moduł Ethernet Internet do komputera w Dyspozytorii). Elementami typu Slave są moduły peryferyjne ET200iS, które kontrolują i sterują pracą układów lokalnych (przenośnik, kombajn). W przypadku awarii systemu zapewniają one wizualizację procesu sterowania oraz sygnalizują stany awaryjne, co zapewnia zmniejszenie przerw spowodowanych stanem awaryjnym systemu.

6. Algorytmy sterowania zautomatyzowanego systemu ścianowego

Sterowanie pracą systemu ścianowego obejmuje procedury sterowania nadrzędnego Master całego systemu ścianowego, oraz procedury sterowania lokalnego poszczególnych maszyn i urządzeń systemu: kombajn ścianowy, układ przenośników łańcuchowych, przenośniki taśmowe oraz sterowanie pracą obudów zmechanizowanych. Algorytm sterowania centralnego zawiera procedury testujące układy przed każdym uruchomieniem, procedury sterowania lokalnego, oraz sterowania automatycznego całego systemu i jego modułów, procedury monitorujące system oraz procedury diagnostyczne. W stanach awaryjnych algorytmy sterowania nadrzędnego oraz programy sterujące zapewniają skuteczne wyłączenie poszczególnych modułów lub całego systemu.

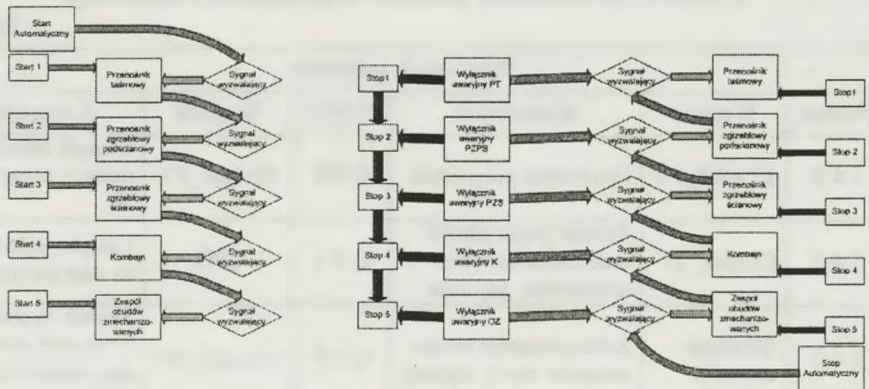
Obiektem analizy jest system ścianowy złożony z: kombajnu ścianowego, przenośników łańcuchowych: podścianowy, ścianowy, przenośnika taśmowego oraz układu obudów zmechanizowanych. Schemat poglądowy układu sterowania systemu ścianowego przedstawiono na rysunku 4. Dla każdego układu opracowano indywidualne algorytmy: testujące, algorytmy sterowania, monitoringu i diagnostyczne. Algorytmy te zapewniają prawidłową pracę układu, z możliwością wizualizacji parametrów eksploatacyjnych. Programy sterowania lokalnego są umieszczone w pamięci iskrobezpiecznego modułu sterowania rozproszonego typu ET200iS.



Rys.4. Schemat poglądowy sterowania systemu ścianowego

Każdy moduł sterujący jest wyposażony w czujniki i przetworniki pomiarowe do pomiaru parametrów elektrycznych: przetwornik napięcia, przetwornik prądu, przetwornik mocy czynnej, czujnik, oraz zabezpieczeń: zwarciovych, przeciążeniowych, pod i nad napięciowych, kierunkowych, kontrola parametrów elektromechanicznych: przetwornik prędkości, przetwornik momentu, przetwornik temperatury, oraz kontroli parametrów eksploatacyjnych: czujnik spiętrzenia, czujnik naciągu łańcucha lub taśmy i inne. Algorytm załączania systemu ścianowego przedstawiono na rysunku 5, [10, 11]. Na rysunku 6 przedstawiono rozkład czujników pomiarowych przy wykorzystaniu rozproszonego systemu ścianowego.

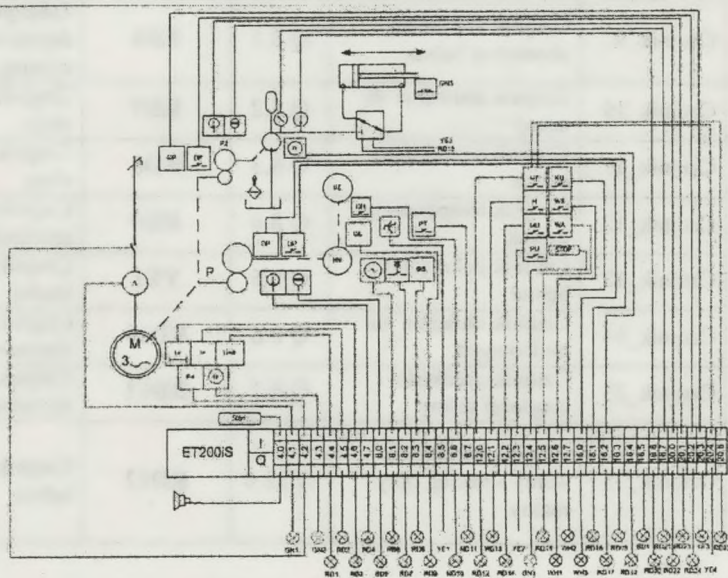
W tabeli 1 zamieszczono zestawienie sygnałów wejść oraz wyjść cyfrowych rozproszonego modułu sterowania przenośnika taśmowego wchodzącego w skład systemu ścianowego. Takie wyposażenie układu sterowania przenośnika zapewnia prawidłową pracę układu sterowania, zarówno w stanach awaryjnych, jak i podczas normalnej pracy. Stany awaryjne są sygnalizowane w sposób graficzny: zaświecenie diody czerwonej, komunikat na wyświetlaczu oraz sygnalizacja akustyczna (włączenie bucza). Komputer przemysłowy informuje o przyczynach awarii oraz podpowiada co uległo uszkodzeniu.



Rys.5. Schemat blokowy algorytmu załączania systemu ścianowego [11]

Schemat blokowy algorytmu sterowania Stacji głównej		
01.12.05	Michał Miszurka AIe GIG Włoczek Semestr VII	16

Na rysunku 7 przedstawiono rozkład czujników pomiarowych oraz układ sterowania kombajnu ścianowego. Dla układów sterowania systemu ścianowego opracowano algorytmy sterowania lokalnego dla: kombajnu ścianowego, przenośników łańcuchowych, przenośnika taśmowego oraz zespołu obudów zmechanizowanych. Program główny z komputera centralnego steruje pracą całego systemu, uwzględniając narzucone priorytety sterowania, oraz współpracuje z modułami sterowania lokalnego. Opracowane programy symulacyjne potwierdziły poprawność opracowanych algorytmów sterowania oraz pozwoliły zweryfikować pewne usterki.



Rys.6. Schemat połączeń czujników pomiarowych przenośnika [11]

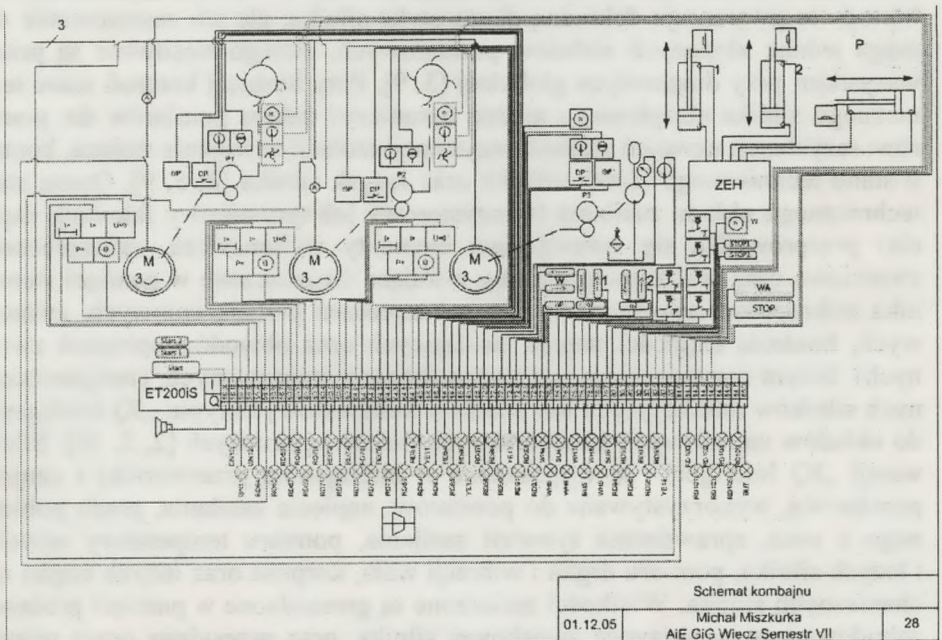
Czujniki i przetworniki pomiarowe przenośnika taśmowego

Tabela 1

Przenośnik taśmowy					
Numer	Wejścia	Komentarz	Numer	Wyjścia	Komentarz
I 4.0	START_PT	Uruchamia przenośnik	Q 4.0	Głośnik_PT	Głośnik informujący rozruch urządzenia 5s
I 4.1	Czujnik_27	Pomiar prądu silnika uruchamia następne urządzenie, gdy $I=I_n$	Q 4.1	GN1	Lampka informująca start urządzenia
I 4.2	Zabezpieczenie_5	Zabezpieczenie niedomiarowe mocy czynnej	Q 4.2	włącznik_PT	Sygnał wysłany na wyłącznik powodujący załączenie silnika przenośnika
I 4.3	Zabezpieczenie_3	Zabezpieczenie termiczne	Q 4.3	GN2	Sygnał wyzwalający dla następnego urządzenia
I 4.4	Zabezpieczenie_4	Zabezpieczenie napięciowo zanikowe	Q 4.4	RD1	Informacja zadziałania zabezpieczenia silnika
I 4.5	Zabezpieczenie_2	Zabezpieczenie nad prądowe bezzwłoczne	Q 4.5	RD2	Zabezpieczenie nad prądowe zwłoczne
I 4.6	Zabezpieczenie_1	Zabezpieczenie nad prądowe zwłoczne	Q 4.6	RD3	Zabezpieczenie nad prądowe bezzwłoczne
I 4.7	Czujnik_1	Czujnik temperatury oleju	Q 4.7	RD4	Zabezpieczenie termiczne
I 8.0	Czujnik_3	Czujnik poziomu oleju	Q 8.0	RD5	Zabezpieczenie napięciowo zanikowe
I 8.1	Czujnik_9	Czujnik prędkości obrotowej bębna	Q 8.1	RD6	Zabezpieczenie niedomiarowe mocy czynnej
I 8.2	Czujnik_10	Czujnik zsuwania się taśmy	Q 8.2	RD7	Czujnik temperatury oleju
I 8.3	Czujnik_11	Czujnik temperatury bębna	Q 8.3	RD8	Czujnik poziomu oleju
I 8.4	Czujnik_12	Czujnik temperatury łożysk	Q 8.4	RD9	Czujnik temperatury przekładni
I 8.5	Czujnik_13	Czujnik pęknięcia bębna	Q 8.5	YE1	Czujnik drgań przekładni
I 8.6	Czujnik_14	Czujnik okładzin hamulcowych	Q 8.6	RD10	Czujnik prędkości obrotowej bębna
I 8.7	Czujnik_23	Czujnik prędkości i ciągłości taśmy	Q 8.7	RD11	Czujnik zsuwania się taśmy
I 12.0	Czujnik_15	Czujnik napinania taśmy - naciąg optymalny	Q 12.0	RD12	Czujnik temperatury bębna

7. Diagnostyka układu napędowego górniczej maszyny transportowej

Niezawodność pracy górniczych maszyn transportowych napędzanych silnikami indukcyjnymi zależy w znacznym stopniu od prawidłowej oceny stanu technicznego ich obwodów: elektrycznych, elektromechanicznych oraz mechanicznych. Ocenę można zrealizować w sposób globalny – wykorzystując centralne stanowisko diagnostyczne, lub w ograniczonym zakresie – wykorzystując elementy diagnostyczne zainstalowane w maszynie. Diagnostykę globalną powinno się przeprowadzać w sposób okresowy np.: w terminach wynikających z eksploatacji a uzgodnionych między użytkownikiem i wytwórcą, lub po awarii spowodowanej wadą konstrukcyjną maszyny albo względami eksploatacyjnymi [2, 3, 5, 9]. Ocena lokalna powinna być realizowana przed każdym uruchomieniem maszyny. W ramach diagnostyki lokalnej sprawdza się stan techniczny: silnika napędowego, układu zasilania, obwodów sterowania i zabezpieczeń, parametry i stan techniczny elementów transportowych: bębnow napędowych oraz taśmy przenośnika, ocenia się również skuteczność pracy układu hamulcowego.



Rys.7. Rozkład czujników w układzie sterowania kombajnu

Dla uzyskania możliwie pełnej automatyzacji badań diagnostycznych maszyny muszą być wprowadzone odpowiednie zmiany w wyposażeniu i w budowie zespołu napędowego: wydzielenie obwodów pomiarowych z obwodów zasilania, obwodów sterowniczych oraz zabezpieczeń; wyprowadzenie obwodów kontrolno-pomiarowych do złącza wielowytykowego umieszczonego w kabine operatora, separacja optoelektroniczna obwodów pomiarowych, zastoso-

wanie odpowiednich interfejsów (RS485C, RS 469 lub LWL 20MA) do komunikacji z komputerem nadrzędnym, zastosowanie magistrali przesyłowej umożliwiającej transmisję danych [9, 10]. Centralne stanowisko diagnostyczne sterowane z mikrokomputera jest wyposażone w urządzenia umożliwiające realizację badań technicznych: układu elektromechanicznego, układu mechanicznego [6, 7, 8] oraz układu hamulcowego. Wszystkie wyniki pomiarów są przechowywane w pamięci mikrokomputera nadrzędnego. Specjalny program symulacyjny **Diagoprzen** (opracowany przez autora) oraz odpowiednie czujniki i przetworniki pomiarowe umożliwiają realizację pomiarów w sposób automatyczny lub ręczny. Wyniki obliczeń numerycznych i symulacyjnych uzyskanych na podstawie modeli matematycznych: silników napędowych, zasilacza przekształtnikowego oraz przenośnika, są prezentowane w sposób tabelaryczny i graficzny na ekranie monitora oraz drukowane w postaci protokołu badań diagnostycznych. Ocenę stanu technicznego indukcyjnego silnika napędowego można przeprowadzić przy wykorzystaniu: wyników analizy harmonicznego prądu stojana przy zasilaniu trójfazowym i dwufazowym [3, 10], analizę sygnału napięciowego indukowanego w dodatkowym uzwojeniu umieszczonym w żłóbkach stojana [2, 3, 9] lub stosując metody wibromechaniczne [3, 10]. Metody te gwarantują dokładną diagnostykę silnika, ale ich zastosowanie wymaga jednak złożonych układów pomiarowych, dlatego stosowane są przede wszystkim przy diagnostyce globalnej [3, 9]. Przy bieżącej kontroli stanu technicznego silnika napędowego można ograniczyć zakres pomiarów do: pomiarów: rezystancji uzwojeń stojana, rezystancji izolacji uzwojenia stojana, kontroli stanu technicznego klatki wirnika oraz łożysk silnika [2, 5, 9]. Ocenę stanu technicznego układu zasilania (tranzystorowy lub tyrystorowy falownik napięcia) przeprowadza się sprawdzając: elementy wykonawcze, zabezpieczenia zwarciove oraz realizując programy testujące umieszczone w pamięci sterownika mikroprocesorowego (nastawy zabezpieczeń przeciążeniowych, zwarcio- wych, kontrola ciągłości napięć zasilających oraz obwodów sprzężeń zwrotnych). Innym rozwiązaniem jest zastosowanie zintegrowanych, energooszczędnych silników indukcyjnych lub silników kompaktowych typu: „IQ Intelligent”, do układów napędowych transportowych maszyn górniczych [2, 5, 10]. Silniki wersji „IQ Intelligent” są wyposażone w inteligentne przetworniki i czujniki pomiarowe, wykorzystywane do pomiarów: napięcia zasilania, prądu pobieranego z sieci, sprawdzenia symetrii zasilania, pomiaru temperatury uzwojeń i łożysk silnika, pomiaru drgań i wibracji wału, korpusu oraz innych części mechanicznych silnika. Wielkości zmierzone są gromadzone w pamięci procesora zabudowanego w skrzynce zaciskowej silnika, oraz przesyłane przez rejestry komunikacyjne do procesora nadrzędnego, w którym są one analizowane i archiwizowane. Zasilacz przekształtnikowy jest natomiast umieszczony w oddzielnej obudowie. Model matematyczny układu elektromechanicznego oraz algorytmy i procedury diagnostyczne zapisane w pamięci procesora, umożliwiają bieżącą ocenę stanu technicznego układu napędowego oraz zapobiegają niepotrzebnym awariom [9, 10, 11]. Do diagnostyki układu mechanicznego i kinematycznego przenośnika wykorzystuje się sygnały z czujników umieszczo-

nych w obrębie stacji napinających, bębnow napędowych, oraz zwrotni. Są to przede wszystkim czujniki temperatury, ruchu taśmy, spiętrzenia urobku, oraz inteligentne czujniki uszkodzeń taśmy, bębnow napędowych oraz przekładni. Sygnały z czujników są przesyłane do komputera nadrzędnego magistralą komunikacyjną, gdzie są wykorzystywane zarówno do optymalnego sterowania pracą przenośnika, jak i dla celów diagnostycznych. Do realizacji badań diagnostycznych maszyny transportowej wykorzystano sterowniki mikroprocesorowe: Simatic S7-400 oraz Simadyn-400. Sterowniki te realizują różne funkcje: diagnostyczne, sterujące, komunikacyjne i dokumentacyjne. Układy te można stosować dla różnych wariantów sterowania przenośnika (stała prędkość wirowania lub regulowana prędkość wirowania bębna napędowego przenośnika). Sterowniki Simatic S7-400 oraz Simadyn-400 mogą współpracować z analogowymi i cyfrowymi urządzeniami pomiarowymi. Sposób programowania sterowników: Simatic S7-400 oraz Simadyn-400 umożliwia automatyczne przesyłanie sygnałów z przetworników pomiarowych do odpowiednich modułów wejść i wyjść sterownika, natomiast realizacja złożonych algorytmów funkcyjnych, przechowywanie i obróbkę matematyczną wyników pomiarów, wizualizację graficzną realizowanych operacji – na ekranie monitora lub w postaci komentarza na wyświetlaczu panelu operacyjnego oraz na tablicy synoptycznej [5, 6]. Panel operacyjny może być umieszczony w sposób trwały na pulpicie operatora lub instalowany tylko na czas pomiarów. Zawiera on zestaw przycisków kontrolnych oraz wyświetlacz ciekłokrystaliczny. Panel kontrolny umożliwia przeprowadzenie kontroli nastaw zabezpieczeń zwarciovych i przeciążeniowych modułów wykonawczych oraz ocenę stanu technicznego: silnika napędowego, zasilacza tranzystorowego obwodu siłowego oraz obwodu sterowania [9]. Bieżąca kontrola stanu technicznego maszyny jest zrealizowana na diodach elektroluminescencyjnych typu LED. Badania kontrolne przeprowadzono na modelu laboratoryjnym maszyny złożonym z silnika indukcyjnego o mocy: 5 kW, zasilanym z tranzystorowego falownika napięcia ze sterownikami mikroprocesorowymi: Simatic S7-400 oraz Simadyn-400 oraz mikrokontrolerem jednoukładowym 16 bitowym. Wyniki badań laboratoryjnych potwierdziły przydatność proponowanej metody badań diagnostycznych.

8. Zakończenie

Postęp w dziedzinie elektroniki, informatyki oraz telekomunikacji umożliwia wprowadzenie do sterowania, diagnostyki i monitorowania pracy maszyn górniczych sterowników przemysłowych oraz cyfrowej transmisji sygnałów. Do sterowania systemami transportu w sposób ciągły i niezawodny niezbędne są nowoczesne czujniki pomiarowe, sterowniki mikroprocesorowe do przetwarzania wielkości pomiarowych oraz elementy wykonawcze napędzane zintegrowanymi lub kompaktowymi silnikami indukcyjnymi. Dla zwiększenia niezawodności oraz trwałości pracy przenośników muszą być przeprowadzane pomiary diagnostyczne, które zapewniają właściwą kontrolę poszczególnych zespołów przenośnika oraz zapobiegają w znacznym stopniu awariom, powodują-

cym przestoje w odstawie urobku. Wprowadzenie nowoczesnych metod diagnostycznych wiąże się ze znacznymi kosztami inwestycyjnymi, ale rachunek ekonomiczny powinien skłonić kopalnie do modernizacji układów sterowania i wprowadzenie procedur diagnostycznych do systemów sterujących.

Literatura

1. Adamus K., Drong K., Kapuściak A.: Automatyzacja przenośnikowego transportu podziemnego – systemy sterowania. III Międzynarodowa Konferencja: Nowoczesne przenośniki taśmowe dla górnictwa węgla kamiennego Gliwice, Szczyrk 1998.
2. Antoniak J.: Urządzenia i systemy transportu podziemnego w kopalniach. Wyd. Śląsk, Katowice, 1990.
3. Antoniak J.: Kontrola procesów transportowych. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 4-5, 1999.
4. Doliński M., Remiorz E.: Przenośnik zgrzeblowy jako obiekt sterowania. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 2 (319), 1997.
5. Halama A., Dziurawicz G., Teluk J., Jackiewicz T.: Sterowniki mikroprocesorowe w systemach transportu podziemnego. Międzynarodowa Konferencja: Modernizacja systemu transportu podziemnego. CMG KOMAG, Gliwice – Szczyrk, czerwiec 1997.
6. Handel J., Kwaśniewski J., Lankosz L.: Diagnostyka taśm przenośnikowych zbrojonych linkami stalowymi metodą magnetyczną. V Międzynarodowe Sympozjum: Nowe kierunki i doświadczenia w zakresie budowy i eksploatacji taśm przenośnikowych. FTT Stomil Wolbrom, Politechnika Śląska, Gliwice, Wisła Jawornik, czerwiec 1997.
7. Jaszczyk M., Krodkiwski J.: Sterowanie elektrohydrauliczne zestawami obudowy zmechanizowanej wymogiem nowoczesnego górnictwa. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 8 (357), 2000.
8. Sikora W., Jagła J., Krodkiwski J.: Układy i urządzenia hydrauliczne sekcji obudowy elektrohydraulicznego sterowania ESTER – N. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa nr 6/7 (323), 1997.
9. Szymański Z.: Zastosowanie metod sztucznej inteligencji do sterowania, monitorowania i diagnostyki górniczych maszyn transportowych i urabiających. Materiały Międzynarodowej Konferencji KOMTECH'2000, Szczyrk (7-9).11.2000.
10. Szymański Z.: Nowoczesne, energooszczędne układy zasilania górniczych maszyn urabiających i transportowych napędzanych silnikami zintegrowanymi. Materiały Międzynarodowej Konferencji KOMTECH'2000, Szczyrk (7-9).11.2000.
11. Miskurka M.: Zastosowanie sterowników programowalnych w układach sterowania zautomatyzowanych systemów górniczych. Praca dyplomowa inżynierska, Gliwice 2005, nie publikowana.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

MODEL ADAPTACYJNEGO UKŁADU STEROWANIA DRAŻENIA WYROBISKA CHODNIKOWEGO ZA PO- MOCĄ KOMBAJNU

**Dariusz JASIULEK, Jerzy TEJSZERSKI, Sebastian JENDRYSIK,
Jerzy SWIDER, Joanna ROGALA**

Streszczenie. Referat prezentuje zastosowanie metody wirtualnego prototypowania do budowy adaptacyjnego układu sterowania kombajnem chodnikowym. Opisano koncepcję budowy poszczególnych składników stanowiska badawczego. Przedstawiono zakres funkcji, które winien pełnić układ sterowania, bazując na analizie literaturowej i wynikach badań ankietowych, dotyczących oczekiwanego poziomu automatyzacji kombajnów chodnikowych. W celu realizacji zadania oprogramowany sterownik (PLC) kombajnu chodnikowego sprzężony zostanie z wirtualnym modelem kombajnu wraz z wyrobiskiem. Umożliwi to przeprowadzenie badań symulacyjnych, związanych z generowaniem trajektorii drażenia chodnika, doбором parametrów pracy głowicy urabiającej oraz pozycjonowaniem kombajnu w przodku chodnikowym.

1. Wstęp

W referacie przedstawiono koncepcję budowy adaptacyjnego układu sterowania drażenia wyrobiska za pomocą kombajnu chodnikowego z wykorzystaniem metody wirtualnego prototypowania. Metoda obejmuje budowę fizycznego układu sterowania, sprzężonego z wirtualnym modelem maszyny. Pozwala na dokładną kontrolę funkcjonalności projektowanego systemu sterowania, stanowiąc fazę wstępną, skracającą kosztowny proces implementacji nowego systemu sterowania w rzeczywistej maszynie.

Przewidziano, że realizacja prac związanych z budową adaptacyjnego układu sterowania obejmie następujące kroki:

- Utworzenie trójwymiarowego modelu (modelu 3D) wybranego typu kombajnu chodnikowego, o stopniu szczegółowości umożliwiającym uzyskanie dostatecznej szybkości symulacji ruchu, przy poprawnym odwzorowaniu wszystkich więzów i ograniczeń ruchowych.

Prof.dr hab.inż.Jerzy Świder

Politechnika Śląska

Wydział Mechaniczny

Technologiczny

ul. Konarskiego 18

44-101 Gliwice

tel.: 032 2372460

e-mail: jerzy.swider@polsl.pl

Mgr inż. Dariusz Jasiulek

Dr inż. Jerzy Tejszerski

Mgr inż. Sebastian Jendrysik

Mgr inż. Joanna Rogala

*Centrum Mechanizacji Górnictwa
KOMAG*

Laboratorium Mechatroniki

ul. Pszczyńska 37

44-101 Gliwice

*tel.: 032 2374443, 2374712,
2374119*

e-mail: djasiulek@komag.eu

e-mail: jtejszerski@komag.eu

e-mail: sjendrysik@komag.eu

e-mail: jrogala@komag.eu

- Określenie struktury sterownika (PLC) i opracowanie algorytmów sterowania wraz z inteligentnym systemem analitycznym, optymalizującym parametry urabiania i szacującym zużycie narzędzia i własności urabianego złoża.
- Opracowanie metody wymiany danych pomiędzy modelem i sterownikiem oraz interfejsu sterowania, wiążącego symulację napędów i sygnałów zwrotnych kombajnu z sygnałami sterowniczymi i indykacyjnymi sterownika.
- Wykonanie modelu 3D wyrobiska, posiadającego możliwość symulacji zmian geometrii obszaru urabianego i przyporządkowywania parametrów skał określonym obszarom przestrzeni wirtualnej.
- Wykonanie interfejsu określania parametrów wyrobiska, obejmującego wybór geometrii przekroju, określenie strategii drażenia i zapis własności skał w przestrzeni wyrobiska.

2. Projektowanie mechatroniczne

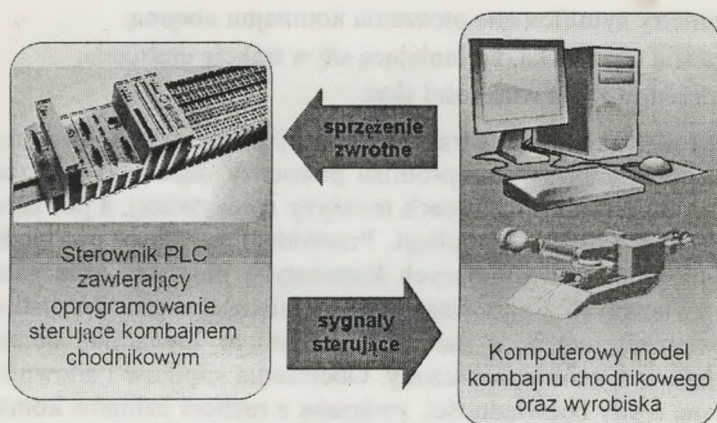
Projektowanie mechatroniczne jest nowoczesną metodą, polegającą na zintegrowanym, współbieżnym projektowaniu podstawowych zespołów systemu, w branży mechanicznej, elektrycznej, elektronicznej i informatycznej [6]. W celu realizacji wyznaczonego celu pracy przewidziano zastosowanie metody wirtualnego prototypowania, jednej z podstawowych w projektowaniu mechatronicznym.

Wirtualne prototypowanie obniża koszt budowy i testowania prototypowego układu sterowania, poprzez ograniczenie błędów i zakresu niezbędnych korekt. Stanowi etap wstępny przed końcowymi badaniami na obiekcie rzeczywistym. Polega na wykonaniu wirtualnego modelu obiektu rzeczywistego i jego powiązaniu z rzeczywistym oprogramowanym sterownikiem lub z komputerowym symulatorem, realizującym realny algorytm sterujący.

Etap wirtualnego prototypowania wydaje się nieodzowny w przypadku kombajnu chodnikowego. Zabudowa doświadczalnego sterownika na obiekcie rzeczywistym wymaga bowiem zmian w całym układzie hydraulicznym i elektrycznym kombajnu.

Badania symulacyjne pozwolą na uniknięcie wielu błędów, które mogłyby powstać podczas tradycyjnego projektowania układu sterowania.

Przyjęto, że zastosowany będzie wariant metody wirtualnego prototypowania, polegający na sprzężeniu rzeczywistego sterownika PLC z wirtualnym modelem obiektu (kombajnu chodnikowego), zgodnie ze schematem przedstawionym na rysunku 1.



Rys.1. Koncepcja wirtualnego prototypowania

Do podstawowych zalet wirtualnego prototypowania zaliczyć należy:

- zdecydowane obniżenie kosztu implementacji nowego systemu sterowania, wobec eliminacji kosztów związanych z modyfikacją i dostosowaniem kombajnu chodnikowego do potrzeb nowego układu sterowania w początkowej fazie testów, oraz niskiego kosztu badań symulacyjnych na wirtualnym modelu i ewentualnych zmian w konfiguracji sprzętowej na stanowisku badawczym,
- łatwość wprowadzania korekt i badania wielu wariantów systemu, wobec braku konieczności fizycznego wprowadzania zmian konstrukcyjnych kombajnu w testowanych wariantach funkcjonowania systemu,
- możliwość badania obiektu w fazie koncepcji i projektu podstawowego.

Podkreślić należy, że po zakończeniu etapu wirtualnego prototypowania konieczne jest wykonanie prototypu rzeczywistego i przeprowadzenie badań weryfikacyjnych układu sterowania na obiekcie fizycznym.

3. Model komputerowy

Przewidziano, że model komputerowy 3D kombajnu i jego otoczenia [7] zostanie wykonany z zastosowaniem oprogramowania Blender. Model będzie obejmował nie tylko geometrię kombajnu, lecz również moduły symulujące zasadnicze parametry pracy kombajnu chodnikowego oraz wybrane parametry otoczenia kombajnu.

Parametry symulowane kombajnu obejmą:

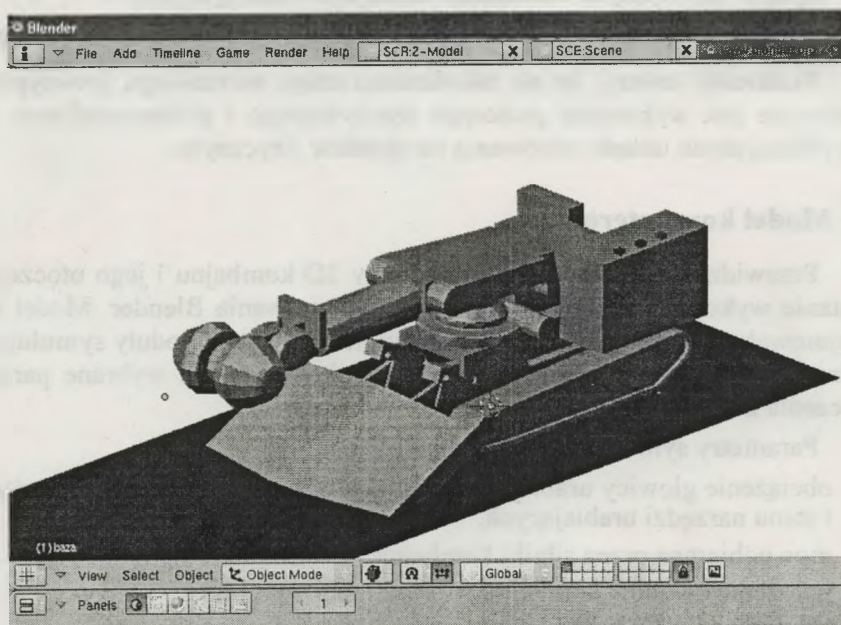
- obciążenie głowicy urabiającej w funkcji własności skały, sposobu drażenia i stanu narzędzi urabiających,
- moc pobieraną przez silniki kombajnu,
- położenie członów kombajnu w przestrzeni wyrobiska,
- ciśnienia w cylindrach,
- stany sygnalizatorów pracy.

Parametry symulowane otoczenia kombajnu obejmą:

- geometrię wyrobiska, zmieniającą się w trakcie urabiania,
- przestrzenny zapis własności skał.

Podkreślić należy, że w trakcie realizacji modelu 3D konieczne jest wypracowanie odpowiedniego kompromisu pomiędzy dążeniem do szczegółowego odwzorowywania wszystkich cech maszyny rzeczywistej, a potrzebą uzyskania odpowiedniej szybkości symulacji. Przewiduje się ściśle uwzględnienie cech geometrycznych, determinujących kinematykę maszyny oraz gabarytów elementów, związanych z ograniczeniami możliwości ruchu. Wszystkie szczegóły budowy wewnętrznej będą natomiast pominięte. Dynamika obiektu symulowana będzie w sposób uproszczony. Obciążenia silników i siłowników zostaną uzupełnione o siły bezwładności, związane z ruchem członów kombajnów, jednak człony te będą traktowane jak bryły sztywne, z pominięciem drgań. Pominięte zostaną zjawiska dynamiczne w układzie hydraulicznym, a ruch siłowników pozycjonujących związany będzie jedynie z przepływem oleju przy określonym położeniu rozdzielaczy oraz ze zmianami ciśnienia, zależnymi od obciążenia siłownika.

Przewidziano, że model 3D wykonany zostanie za pomocą standardowego oprogramowania CAD, a następnie będzie eksportowany do środowiska Blender (rys. 2). Blender jest oprogramowaniem wolnym, rozprowadzanym na licencji GPL, służącym do modelowania i renderowania obrazów oraz do animacji trójwymiarowych. Umożliwia także tworzenie prezentacji interaktywnych, przy użyciu własnego interfejsu graficznego.



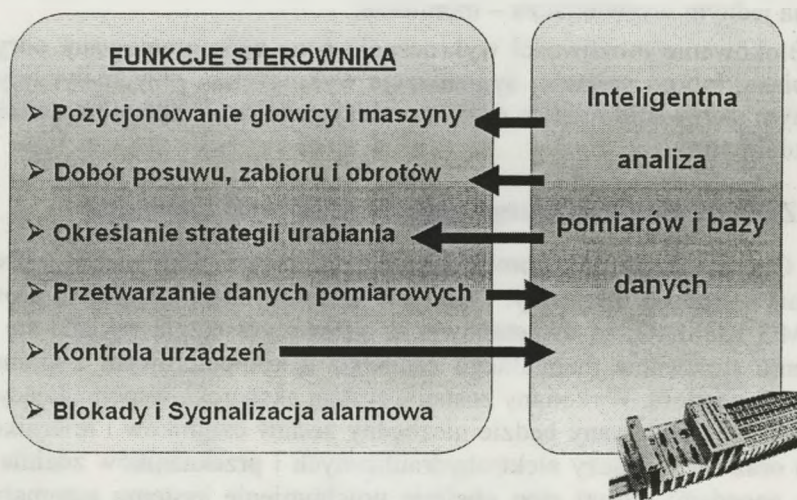
Rys.2. Widok okna programu Blender z modelem 3D kombajnu

Moduł Logic, wchodzący w skład systemu Blender, pozwala na tworzenie symulacji interaktywnych. Moduł posiada funkcje opisujące atrybuty obiektów i otoczenia, obejmujące m.in. masę, siły grawitacyjne oraz oddziaływania między obiektami (więzy). Umożliwia przyporządkowanie ruchów kombajnu odpowiednim sygnałom wyjściowym ze sterownika. Wykorzystanie modułu Logic pozwala na utworzenie programu symulacji sterowania ruchami kombajnu, a także zmian geometrii wyrobiska w trakcie urabiania, poprzez detekcję kolizji głowicy i usuwanie odpowiednich elementów czoła przodka.

Dalsze zwiększenie możliwości obliczeniowo-symulacyjnych programu Blender wiąże się z zastosowaniem współpracującego z nim języka programowania Python.

4. Sterownik PLC

Przewiduje się, że w ramach pracy zostanie zaprojektowana i zbudowana szafka sterownicza, mieszcząca oprogramowany sterownik (PLC) wraz z panelem operatorskim. Sterownik będzie sprzężony z komputerowym programem symulacyjnym.



Rys.3. Funkcje sterownika PLC

Zaimplementowane funkcje sterownicze bazować będą na charakterystykach funkcjonalnych kombajnu, opartych na wynikach publikowanych badań. Opracowany zostanie system ekspercki prowadzący inteligentną analizę pomiarów i bazy danych, zgodnie ze schematem (rys. 3). Podstawę jego działania stanowić będzie:

- literaturowa analiza wskaźników urabiania,
- analiza wyników monitoringu pracujących kombajnów,
- zastosowanie metod sztucznej inteligencji.

5. Zadania adaptacyjnego układu sterowania kombajnem chodnikowym

5.1. Rezultaty badań ankietowych

W ramach realizowanego w CMG KOMAG europejskiego projektu badawczego IAMTECH, na kilku wybranych kopalniach została w ubiegłym roku przeprowadzona ankieta, dotycząca celowego zakresu automatyzacji kombajnów chodnikowych. Wyniki ankiety, przekazujące wieloletnie doświadczenia i nawyki eksploatacyjne, mają duże znaczenie przy opracowywaniu koncepcji adaptacyjnego układu sterowania kombajnem chodnikowym. Przedstawiciele kopalń sceptycznie oceniali możliwość eliminacji udziału operatora i całkowitej automatyzacji pracy kombajnu chodnikowego. Wyrażali natomiast spore zainteresowanie poszczególnymi modułami funkcyjnymi systemu. Wśród nich najistotniejszymi wydają się:

- Automatyczny dobór parametrów urabiania, w zależności od rodzaju i własności urabianego złoża, zmniejszający awaryjność maszyny poprzez ograniczenie przeciążeń, przy utrzymaniu pożądanej wydajności.
- Wyświetlanie wartości wszystkich istotnych parametrów pracy kombajnu na jednym wyświetlaczu – monitorze.
- Blokowanie możliwości wykroczenia poza zaprogramowany obrys wyrobiska, lub co najmniej sygnalizacja wykroczenia, przy tradycyjnym ręcznym sterowaniu ruchem organu urabiającego przez operatora, lokalnym lub zdalnym.

5.2. Zadania automatycznego systemu sterowania kombajnu

Obecnie sterowanie kombajnami chodnikowymi realizowane jest w Polsce jedynie w sposób manualny. Prace nad automatyzacją kombajnu, prowadzone w CMG KOMAG, są dwuetapowe. W pierwszym etapie zakłada się budowę systemu sterowania manualnego zdalnego, z komputerowym wspomaganie decyzji operatora. Wykonany zostanie system ekspercki, wspomagający decyzję operatora. Zabudowany będzie niezbędny zestaw czujników i mierników zdalnych oraz rozdzielaczy elektrohydraulicznych i przekaźników zdalnie sterujących napędami. Drugi etap obejmie uruchomienie systemu automatycznego, opartego na układzie czujników, siłowników i napędów sterowanych zdalnie, wprowadzonym w etapie pierwszym. Realizacja etapu wymagać będzie przeprowadzenia serii prób i testów układu sterowania manualnego zdalnego z wspomaganie komputerowym. Jeżeli generowane przezeń podpowiedzi okażą się poprawne, wówczas można będzie uznać, że przyjęte algorytmy są dobrane prawidłowo i wzbogacić system podpowiedzi o działanie automatyczne.

Podkreślić należy, że niezależnie od stopnia automatyzacji kombajnu zawsze pozostawiona będzie opcja manualnego sterowania kombajnem, wykorzystywana w specyficznych warunkach.

W układzie sterowania wyróżniono dwa główne bloki funkcyjne:

- moduł automatycznego generowania trajektorii,
- moduł doboru parametrów pracy głowicy urabiającej.

Moduł automatycznego generowania trajektorii

Automatyczne prowadzenie głowicy urabiającej kombajnu chodnikowego wymaga zaawansowanego układu sterowania wysięgnikiem, z czujnikami wysuwu cylindrów odpowiedzialnych za położenie głowicy [1, 3], oraz układem określającym pozycję podwozia kombajnu w przestrzeni wyrobiska. Funkcje modułu zależą od trybu sterowania.

- W trybie sterowania manualnego z podpowiedziami system będzie wyświetlać informacje o położeniu głowicy na tle obrysu chodnika, sugerować korekty w trajektorii urabiania i ewentualnie uniemożliwiać wykroczenie głowicy poza zaprogramowany obrys [3, 4].
- W trybie sterowania automatycznego urabianie odbywać się będzie automatycznie, pod kontrolą operatora, który w każdej chwili będzie mógł przejść do trybu sterowania ręcznego. System będzie pozycjonować głowicę w oparciu o wskazania czujników położenia, zgodnie z pożądaną trajektorią urabiania. Trajektoria wynikać będzie z katalogowego przekroju chodnika [5] oraz z przyjętej kolejności wybierania określonych obszarów czoła przodka, zależnej od własności złoża, ocenianej przez operatora i kontrolowanej przez system ekspercki, w oparciu o obciążenia napędów. Dobór optymalnych parametrów pracy głowicy, obejmujących posuw, zabiór i prędkość obrotową realizowany będzie przez moduł doboru parametrów pracy, opisany poniżej.

Moduł doboru parametrów pracy głowicy

Moduł służyć będzie do doboru parametrów urabiania w zależności od urabianego złoża, w sposób eliminujący przeciążenia napędów oraz zmniejszający energochłonność, pylenie i zużycie narzędzi urabiających, przy dużej szybkości drążenia. Moduł obejmie dwa podstawowe człony [1, 2], których zadania obejmują:

- oszacowanie stopnia zużycia ostrzy urabiających i własności urabianej warstwy złoża, w oparciu o pomiar drgań organu urabiającego, pobór mocy silnika głowicy w określonej warstwie wyrobiska w kolejnych skrawach oraz bazę danych zależności między własnościami skał, parametrami urabiania, zużyciem narzędzi i poborem mocy,
- właściwe określanie obrotów głowicy, prędkości posuwu i zabioru, w funkcji obciążenia oraz oszacowanych własności złoża i zużycia narzędzi.

Funkcje realizowane przez moduł doboru parametrów pracy głowicy różnią się nieco w zależności od trybu sterowania:

- w trybie manualnym z podpowiedziami moduł będzie sugerował optymalne parametry pracy, a ewentualnie zablokuje także możliwość przekroczenia kontrolowanych przez system wartości granicznych,

- w trybie automatycznym, we współpracy z modulem generowania trajektorii zapewni uzyskanie suboptymalnych parametrów urabiania.

6. Wnioski

- Model wirtualny procesu urabiania drażenia chodnika przy użyciu kombajnu chodnikowego pozwoli na opracowanie i przetestowanie rzeczywistego systemu półautomatycznego sterowania, ze sterownikiem (PLC) i panelem operatorskim.
- Odpowiednia adaptacja modelu pozwoli na testowanie zróżnicowanych modułów sterowania.
- Model powinien zostać zweryfikowany poprzez badania prototypowego układu sterowania, zabudowanego na fizycznym obiekcie sterowania.

Literatura

1. Cheluszka P., Dolipski M., Sobota P.: Badanie kombajnu chodnikowego w warunkach kopalnianych. Przegląd Górniczy 1/1999.
2. Dolipski M., Sobota P.: Znaczenie wybranych parametrów układu urabiania w kombajnie chodnikowym z głowicami poprzecznymi. Przegląd Górniczy 6/2001.
3. Dolipski M., Cheluszka P., Sobota P.: Zasięg wysięgnika z jednego ustawienia kombajnu chodnikowego. Zeszyty naukowe Politechniki Śląskiej. Górnictwo z. 260/2004.
4. Gerer R., Lammer E., Sifferlinger N. A., Wels F.: Bezpieczne maszyny górnicze firmy Voest Alpine Bergtechnik GMBH. Systemy ograniczające zagrożenia w procesach eksploatacji maszyn i urządzeń. Zakopane 2005.
5. Jonak J., Prostański D., Szkudlarek Z. (2003): Propozycja wykorzystania sieci neuronowych w identyfikacji ruchów roboczych kombajnu chodnikowego. Materiały konferencyjne. Nowoczesne, Niezawodne i Bezpieczne Systemy mechaniczne w Świetle Wymagań Unii Europejskiej. Szczyrk 2003.
6. Petko M.: Wybrane techniki projektowania mechatronicznego. Rozprawy monografie 153. Wydawnictwa AGH, Kraków 2005.
7. Praca zbiorowa pod redakcją Marka Dudka: Komputerowo wspomagane metody projektowania samojezdnych maszyn chodnikowych. Prace naukowe – Monografie CMG KOMAG, Gliwice 2003.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

DOŚWIADCZENIA W EKSPLOATACJI WYSOKO WYDAJNYCH KOMPLEKSÓW ŚCIANOWYCH NA NAPIĘCIU 3,3 kV NA PRZYKŁADZIE KWK ZIEMOWIT

Jerzy DOMAGAŁA, Tadeusz JĘDRUŚ, Dariusz MACIERZYŃSKI

Streszczenie. Referat niniejszy przedstawia doświadczenia z eksploatacji wysoko wydajnych kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV. Wysoko wydajne kompleksy ścianowe zasilane napięciem 3,3 kV stały się powszechne w polskim górnictwie węglowym. Wyniki wydobywania osiągane w takich kompleksach skutkują wprowadzaniem ich na większą skalę gwarantując ich dużą pewność ruchową i manewrowość.

1. Wstęp

Konieczność instalowania w podziemiach kopalń odbiorów o dużych mocach stawia służbom technicznym kopalń wysokie wymagania, a w konsekwencji wymusza podejmowanie odpowiednich działań zapewniających niezawodność zasilania i bezpieczeństwo [1]. Moce zainstalowane w kompleksach ścianowych nie rzadko przekraczają już 2500 kW. Jednym ze sposobów wprowadzenia wyższych mocy do kompleksów ścianowych jest podwyższenie napięcia zasilającego maszyny i urządzenia zainstalowane w kompleksach, ponad powszechnie stosowane napięcie 1000 V.

Podwyższenie napięcia zasilającego maszyny i urządzenia kompleksu, oprócz zapewnienia niezawodności zasilania tych maszyn, daje szereg następujących korzyści [5]:

1. możliwość usytuowania części elektrycznej aparatury zasilającej a w szczególności przewoźnych ognioszczelnych stacji transformatorowych poza wybiegiem ściany lub w znacznej od niej odległości, dzięki czemu uzyskuje się:
 - a) poprawę bezpieczeństwa pracy,
 - b) obniżenie temperatury pracy w wyrobiskach przyścianowych,
 - c) obniżenie kosztów wydobywania poprzez ograniczenie liczby koniecznych do wykonania przebudów aparatury elektrycznej,
2. możliwość zastosowania wyższych mocy w urządzeniach kompleksu ścianowego,
3. uzyskanie większej selektywności działania zabezpieczeń elektrycznych,

Mgr inż. Jerzy Domagała

Kompania Węglowa S.A.

Oddział Kopalnia Węgla

Kamiennego „Ziemowit”

ul. Pokoju 4

43-143 Łęczyny

tel.: 032 2245000, 2245544

e-mail: jerzy.domagała@wp.pl

Inż. Tadeusz Jędrus

Dariusz Macierzyński

ELGÓR+HANSEN Sp. z o.o.

ul. Opolska 19

41-500 Chorzów

tel.: 032 2499480

e-mail: poczta@elgor.com.pl

e-mail: dmacierzynski@elgor.com.pl

4. możliwość zastosowania mniejszych przekrojów kabli i przewodów opornych.

W światowym górnictwie węgla kamiennego w latach siedemdziesiątych weszły do eksploatacji pierwsze wysoko wydajne kompleksy ścianowe z kombajnami zasilanymi napięciem 3,3 kV.

Polskie górnictwo węgla kamiennego w latach dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku wprowadziło kompleksy ścianowe z kombajnami na napięcie 3,3 kV do eksploatacji doświadczalnej. Wszystkie kombajny ścianowe na napięcie 3,3 kV współpracowały z wyposażeniem elektrycznym produkcji angielskiej, niemieckiej i francuskiej. Eksploatacja doświadczalna umożliwiła ustalenie wymagań, które zostały zawarte w krajowych normach i przepisach górniczych. Ustalone wymagania spowodowały, że aparatura elektryczna zastosowana do eksploatacji doświadczalnej nie w pełni spełniała wymagania nowo ustalonych przepisów i norm [7, 8]. Określenie jednoznacznych wymagań przepisów i norm pozwoliło firmie ELGÓR+HANSEN w Chorzowie na podjęcie działań nad zaprojektowaniem, wdrożeniem i wyprodukowaniem krajowej aparatury zasilającej i łączeniowej na napięcie 3,3 kV.

2. Aparatura manewrowa na napięcie 3,3 kV produkcji ELGÓR + HANSEN Sp. z o. o.

Zaprojektowano więc i wyprodukowano wyłącznik manewrowy typu EH-dG3-3,3 [3] oraz przewoźną ognioszczelną stację transformatorową typu EH-1500kVA/6/3,3. Przy konstruowaniu wyżej wymienionych urządzeń uwzględniono dotychczasowe doświadczenia z eksploatacji dziesięciu kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV, jak również uwzględniono wymagania obecnych przepisów górniczych oraz najnowszych wymagań obowiązujących polskich norm, jak i norm zalecanych do stosowania przy konstruowaniu urządzeń na napięcie 3,3 kV. Powstały zatem po raz pierwszy zaprojektowane i wyprodukowane w kraju urządzenia oparte o najnowszą elektrotechnikę i na bazie najnowocześniejszych istniejących na rynku podzespołów.

Spełnienie wysokich wymagań polskich norm, zmusiło również do skonstruowania we własnym zakresie kilku podzespołów zupełnie dotychczas nie produkowanych lub nie stosowanych w kraju, jak:

- zespół zabezpieczeń upływowo-ziemnozwarciowych kontrolujących odpływ na napięcie znamionowe 3,3 kV,
- odłącznik z uzemnikiem na napięcie znamionowe 6 kV,
- moduł testu wysokim napięciem kabla odpływowego przed podanie napięcia,
- moduł kontroli ekranu zewnętrznego.

W roku 2000 ELGÓR+HANSEN wygrał przetarg na kompleksową dostawę wyposażenia elektrycznego, w tym przewodów i układu przekładowego

oraz na wykonanie dokumentacji wyposażenia elektrycznego dla wysoko wydajnego kompleksu ścianowego na napięcie 3,3 kV oraz 1 kV dla ZGE „Sobieski-Jaworzno III”. W 2001 roku wykonano dostawę kompletnego wyposażenia elektrycznego 3,3 kV do kompleksu ścianowego dla Lubelskiego Węgla „Bogdanka” S.A. wraz z wykonaniem, przeprowadzeniem procedury atestacyjnej i dopuszczeniem przez WUG dokumentacji systemowych wyposażenia elektrycznego urządzeń kompleksu zasilanych napięciem 3,3 kV. W 2002 roku zostaliśmy również wybrani po raz kolejny jako dostawca wyposażenia elektrycznego do kompleksu ścianowego na napięcie 3,3 kV dla ZGE „Sobieski-Jaworzno III”. W latach 2002-2003 firma nasza dostarczyła trzy komplety stacji transformatorowej EH-1500/6//3,3 oraz wyłącznika stycznikowego EH-dG3-3,3kV do zasilania kombajnów ścianowych na napięcie 3,3 kV do kopalń „Jankowice” (1 komplet z kombajnem EICKHOFF) oraz „Wesoła” (2 komplety z kombajnami KSW-1140/E). Aparatura 3,3 kV naszej produkcji została także dostarczona w lipcu 2004 roku do kopalń koncernu JUŻ KUZBAS w Federacji Rosyjskiej, a w sierpniu 2004 aparatura ta została uruchomiona wraz z kombajnem KSW-1140/E dla KWK „Ziemowit”. W grudniu 2004 roku dostarczyliśmy aparaturę elektryczną do zasilania całego kompleksu wydobywczego napięciem 3,3 kV dla JSW S.A. KWK „Zofiówka”. W roku 2005 dostarczyliśmy aparaturę 3,3 kV do wysoko wydajnego kompleksu wydobywczego dla KWK „Szczygłowice”, natomiast w lipcu 2005 dostarczyliśmy aparaturę manewrową 3,3 kV do drugiego kompleksu dla LW „Bogdanka” S.A. oraz do pierwszego kompleksu 3,3 kV dla Kopalni „Borynia”. W roku 2006 zrealizowaliśmy dostawy aparatury na napięcie 3,3 kV: drugi komplet aparatury dla KWK „Ziemowit”, drugi kompleks do KWK „Borynia”. Pod koniec października zrealizowaliśmy dostawę trzeciego kompletu aparatury dla KWK „Zofiówka”.

W roku 2004 został skonstruowany pierwszy ognioszczelny rozrusznik tyrystorowy na napięcie 3,3 kV umożliwiający zasilanie z wykorzystaniem łagodnego rozruchu tyrystorowego silników przenośników zgrzeblowych ścianowych lub podścianowych zdecydowanie zwiększając manewrowość przenośników. Powstała już także pełna gama przewoźnych ognioszczelnych stacji transformatorowych o mocach 1750 kVA oraz 2100 kVA zapewniając dobór najbardziej optymalnych elementów do zasilania dowolnego wysoko wydajnego kompleksu ścianowego zasilanego napięciem 3,3 kV.

2.1. Wyłącznik stycznikowy typu EH-dG3-3,3kV oraz rozrusznik tyrystorowy typu EH-dG3-3,3RT

Ognioszczelny wyłącznik stycznikowy - EH-dG3-3,3 [3] przeznaczony jest do łączenia i sterowania napędów maszyn w podziemnych wyrobiskach górniczych. Wyłącznik ten jest dwułącznikowym trzykomorowym wyłącznikiem o prądzie ciągłym 400 A. Jest on wyposażony w dwa styczniki z izolacją z SF₆ 400 A oraz dwa kompletnie zabezpieczone odpływy. Maksymalny prąd ciągły każdego z odpływów wynosi 400 A. Wyłącznik umożliwia zasilanie ma-

ksymalnie dwóch silników w układzie pojedynczym lub rewersyjnym. Zasilanie wyłącznika przewidziane jest z transformatora o napięciu znamionowym po stronie wtórnej równym 3300 V z izolowanym punktem neutralnym. Zastosowane w wyłączniku blokady mechaniczne i elektromechaniczne zapewniają wysoki poziom bezpieczeństwa obsługi i eksploatacji. W wyłączniku zastosowano własnej konstrukcji zabezpieczenie upływowe w tym centralno-blokujące oraz moduł testu próby linii. Test jest stosowany do kontroli izolacji przewodu odpływowego napięciem do 4,1 kV DC, przed załączeniem odpływu na napięcie znamionowe.

Rozrusznik tyrystorowy typu EH-dG3-3,3RT [4], którego idea powstała w trakcie prac nad wprowadzeniem napięcia 3,3 kV do kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej jest wykonany w tej samej obudowie co wyłącznik stycznikowy. Jest on wyposażony w jeden blok tyrystorowy o prądzie znamionowym 400 A, dwa łączniki (główny i obejściowy) oraz w dwa kompletnie zabezpieczone odpływy.

2.2. Przewoźne ognioszczelne stacje transformatorowe typu EH-1500/6/3,3, EH-1750/6/3,3/2 oraz EH-d31-2100/6/3,3/2

Wszystkie przewoźne ognioszczelne stacje transformatorowe są to stacje wyposażone w transformatory górnicze suche, w komorę górnego napięcia wyposażoną w łącznik z izolacją z SF₆ i komplet zabezpieczeń oraz niskonapięciową komorę z dwoma kompletnie zabezpieczonymi odpływami [2].

Zastosowane zabezpieczenia elektroenergetyczne oraz przyjęty system sterowania i współpracy z blokadami technologicznymi oraz z wykorzystaniem obwodów iskrobezpiecznych pozwala na zasilanie odbiorników zainstalowanych w pomieszczeniach a, b i c zagrożenia wybuchowego.

Poszczególne segmenty stacji połączone ze sobą integrują nie tylko obudowy mechaniczne, ale również zapewniają prawidłową i bezpieczną eksploatację stacji. Segment górnego napięcia stanowiący jednoczłonowe pole rozdzielcze średniego napięcia, decyduje o możliwości zasilania i poprawnej pracy całej stacji. Zastosowane w stacji blokady mechaniczne i elektromechaniczne zapewniają wysoki poziom bezpieczeństwa obsługi i eksploatacji stacji.

Stacje transformatorowe wyposażono w iskrobezpieczny układ zdalnego wyłączania łącznika głównego. Wszystkie stacje są wyposażone także w uziemnik szybki po stronie dolnego napięcia, zapewniając szczególnie wysoki poziom bezpieczeństwa pracy obsługi [6].

Uzupełnieniem zintegrowanych kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV eliminującym konieczność prowadzenia w rejon kompleksu innych poza 3,3 kV napięć roboczych jest skonstruowana w roku 2006 ognioszczelna przewoźna stacja transformatorowa typu EH-d03-160/3,3/0,5 (lub 1,0)/0,2/4/01 o mocy 160 kVA, przekładni 3,3kV/525kV lub 3,3kV/1050V wyposażona oprócz dwóch trójfazowych odpływów na napięcie 500 V lub 1000 V

w dwa kompletnie zabezpieczone odpływy na napięciu 230 V o mocy 5 kVA, jeden kompletnie zabezpieczony odpływ na napięciu 42 V o mocy 500 VA oraz jeden kompletnie zabezpieczony odpływ na napięciu 24 V o mocy 500 VA.

3. Eksploatacja wysoko wydajnych kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV w KW S. A. KWK „Ziemowit”

Kopalnia „Ziemowit” jako jedna z wiodących kopalń Kompanii Węglowej S.A. oraz polskiego górnictwa węglowego także stanęła przed koniecznością uruchomienia wysoko wydajnych kompleksów ścianowych zasilanych podwyższonym napięciem. W latach dziewięćdziesiątych uruchomiono kompleks ścianowy z pierwszym i jak na razie jedynym kombajnem zasilanym napięciem 6 kV o mocy zainstalowanej 1000 kW. Pomimo zastosowania prototypowego kombajnu typu KSE-1000 jego zastosowanie dało pozytywne wyniki. Jednakże w obecnej sytuacji, gdy do kompleksów z maszynami zasilanymi napięciem 3,3 kV istnieje pełna i w pełni sprawdzona w warunkach zagrożeń górniczych infrastruktura (silniki, kombajny, przewody, stacje transformatorowe i wyłączniki stycznikowe) służby techniczne kopalni zdecydowały się na zastosowanie do zasilania nowego kompleksu ścianowego napięciem 3,3 kV.

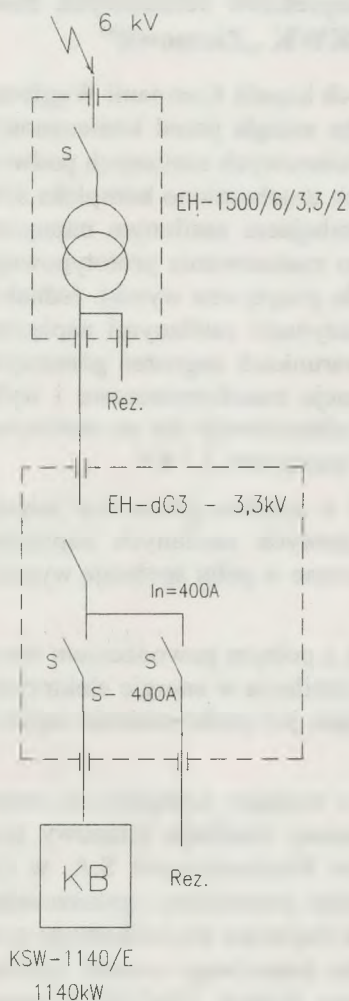
Należy tu podkreślić, że w obecnej chwili w polskim górnictwie pracuje już 20 wysoko wydajnych kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV i aparatura oraz maszyny w nich zastosowane w pełni spełniają wysokie oczekiwania im stawiane.

Kopalnia dokonała wyboru, który przed nią z pełnym powodzeniem dokonano w innych zakładach górniczych. Warunki zasilania w energię elektryczną na kopalni są na takim poziomie, że wystarczające jest podwyższenie napięcia do poziomu 3,3 kV.

Jako pierwszy został uruchomiony wysoko wydajny kompleks ścianowy w ścianie 903, w którym zastosowano nowoczesny kombajn ścianowy typu KSW-1140/E produkcji Zabrzeńskich Zakładów Mechanicznych S.A. w Zabrzu, zasilany napięciem 3,3 kV z wykorzystaniem przewoźnej ognioszczelnej stacji transformatorowej typu EH-1500/6/3,3 i wyłącznika stycznikowego typu EH-dG3-3,3kV. Pozostałe urządzenia kompleksu ścianowego zostały zasilone napięciem 1kV: przenośnik zgrzeblowy ścianowy Rybnik 330/1100 z trzema silnikami o mocy 400 kW każdy z realizacją płynnego rozruchu za pomocą sprzęgieł wodnych przepływowych typu VOIHT 487 PTPPW, kruszarka ścianowa typu KS-1 z silnikiem o mocy 85 kW, przenośnik zgrzeblowy podścianowy typu Glinik 1024 z dwoma jednostkami napędowymi o mocy 200 kW każda, kruszarka Glinik 1800 zabudowana na przenośniku podścianowym o mocy silnika 132 kW.

Eksploatacja ściany przebiegała w pokładzie 209, gdzie grubość pokładu wynosiła do 4,5 m, a wybieg 2375 m. Niska awaryjność urządzeń wraz z odpo-

wiednią organizacją pracy pozwoliły na osiągnięcie średniego wydobycia około 6800 t/d. Obecnie urządzenia po ukończeniu eksploatacji ściany 903 są zainstalowane. W następnej ścianie 903a, której uruchomienie nastąpiło w początkach września 2006 roku.



Rys. 1 Układ zasilania elektrycznego kombajnu KSW-1140/E w ścianie 903

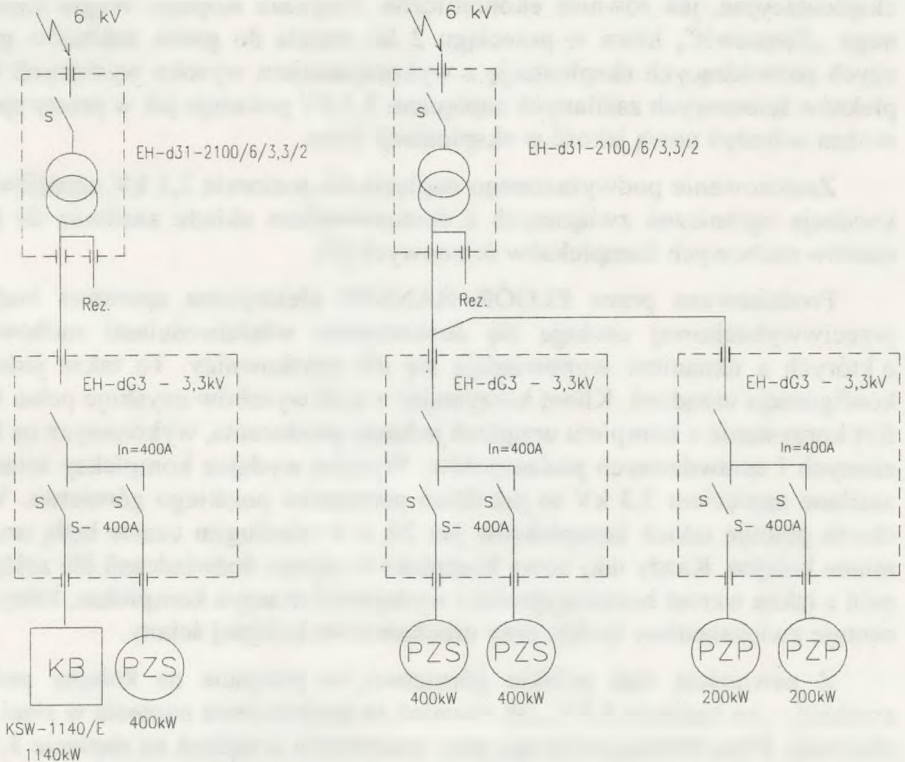
Doświadczenia uzyskane w trakcie eksploatacji ściany 903 zdecydowały o podjęciu decyzji o pozyskaniu kolejnego wysoko wydajnego kompleksu zasilanego napięciem 3,3 kV do ściany 701. Mając na uwadze doświadczenia innych zakładów górniczych służby techniczne podjęły decyzję pozyskania kompleksu ścianowego, w którym nie tylko kombajn ścianowy, ale także przenośnik zgrzeblowy ścianowy oraz przenośnik zgrzeblowy podścianowy byłyby zasilane napięciem 3,3 kV. Dzięki przyjęciu takiego rozwiązania można było zdecydowanie uprościć układ aparatury elektrycznej w chodniku podścianowym, wyprowadzić poza rejon przyścianowy dwa największe gabarytowo elementy, tj. przewoźne ognioszczelne stacje transformatorowe.

W drodze przetargu wyłoniono jako dostawcę aparatury elektrycznej firmę ELGÓR+ HANSEN z Chorzowa, której aparatura elektryczna z powodzeniem jest nadal eksploatowana w układzie zasilania kombajnu KSW-1140/E w ścianie 903a.

Podstawowe wyposażenie kompleksu wydobywczego ściany 701 stanowią maszyny zasilane napięciem 3,3 kV, tj. kombajn typu KSW-1140/E z organami 2x350 kW, przenośnik zgrzeblowy ścianowy Rybnik 330/1100 z silnikami o mocy 3x400 kW z realizacją płynnego rozruchu za pomocą sprzęgieł wodnych przepływowych typu VOIHT 487 PTPPWL oraz przenośnik zgrzeblowy podścianowy typu GROT 1100 z jednostkami napędowymi o mocy 2x200 kW. Krusząca typu KRUK-1000DM z jednym silnikiem o mocy 132 kW zabudo-

wana została na przenośniku podścianowym i zasilona napięciem 1 kV.

Eksploatacja ściany przebiega w pokładzie 207, którego grubość wynosi do 3 m, a planowany wybieg ściany 2155 m. Do tej chwili uzyskano na niej wydobycie dobowe na poziomie około 8000 ton/ dobę.



Rys.2. Układ zasilania elektrycznego kombajnu, przenośnika zgrzeblowego ścianowego i podścianowego w ścianie nr 701

Zakład górniczy jest w trakcie pozyskiwania maszyn i urządzeń do kolejnego już wysoko wydajnego kompleksu zasilanego napięciem 3,3 kV, który będzie uruchamiany na przełomie lutego i marca 2007 w ścianie nr 904. Wiadomo już, że aparaturę manewrową do zasilania napięciem 3,3 kV kombajnu ścianowego, przenośnika ścianowego zgrzeblowego i podścianowego dostarczy chorzowski ELGÓR+HANSEN.

Warunki środowiskowe kopalni Ziemowit są szczególnie trudne z uwagi na duże zasolenie wód dołowych, dlatego też istotne jest, aby urządzenia do zasilania wysoko wydajnych kompleksów ścianowych były w wysokim stopniu niezawodne i bezawaryjne. Można stwierdzić z pełną odpowiedzialnością, że podjęte przez Kopalnię Węgla Kamiennego „Ziemowit” decyzje były trafne, a zadania stawiane kompleksom są w pełni satysfakcjonujące gwarantując bezpieczeństwo i komfort pracy służb technicznych kopalni.

4. Wnioski i uwagi końcowe

Zastosowanie nowej generacji urządzeń zasilająco-sterujących do zasilania maszyn wysoko wydajnych kompleksów ścianowych daje wymierne korzyści

eksploatacyjne, jak również ekonomiczne. Przykład Kopalni Węgla Kamiennego „Ziemowit”, która w przeciągu 2 lat weszła do grona zakładów górniczych prowadzących eksploatację z wykorzystaniem wysoko wydajnych kompleksów ścianowych zasilanych napięciem 3,3 kV pokazuje jak w prosty sposób można wdrożyć nową jakość w eksploatacji ścian.

Zastosowanie podwyższonego napięcia na poziomie 3,3 kV umożliwia likwidację ograniczeń związanych z dostosowaniem układu zasilania do parametrów ruchowych kompleksów ścianowych [5].

Produkowana przez ELGÓR+HANSEN elektryczna aparatura budowy przeciwybuchowej cechuje się doskonałymi właściwościami ruchowymi, o których z uznaniem wypowiadają się ich użytkownicy. To także jednolita konfiguracja urządzeń. Klient korzystając z tych wyrobów uzyskuje pełen komfort korzystania z kompletu urządzeń jednego producenta, wykonanych na bazie znanych i sprawdzonych podzespołów. Wysoko wydajne kompleksy ścianowe zasilane napięciem 3,3 kV to już dzień powszedni polskiego górnictwa. W tej chwili pracuje takich kompleksów już 20, a w niedługim czasie będą uruchamiane kolejne. Każdy taki nowy kompleks to ogrom doświadczeń dla załóg kopalń a także wzrost bezawaryjności i wydajności maszyn kompleksu, który procentuje zwiększeniem tychże przy uruchamianiu kolejnej ściany.

Z pewnością stać polskie górnictwo na przejście na kolejny poziom ewolucji – na napięcie 6 kV, jak również na podniesienie napięcia w sieci rozdzielczej. Poza obecną przewagą przy stosowaniu urządzeń na napięcie 3,3 kV po dokonaniu analizy typowej kopalnianej sieci elektroenergetycznej można stwierdzić, że zastosowanie napięcia 6 kV do zasilania maszyn przodkowych pozwoliłoby uzyskać znaczące efekty, jeżeli istniałaby możliwość podniesienia mocy układu elektroenergetycznego. Podniesienie mocy układu elektroenergetycznego jest możliwe przy zastosowaniu w sieci rozdzielczej napięcia wyższego od 6 kV. Wstępne obliczenia przeprowadzone dla typowego układu elektroenergetycznego wykazały, że dobre efekty zasilania maszyn przodkowych można by uzyskać przy podwyższeniu napięcia w sieci rozdzielczej do 20 kV. Jednak rozwiązanie to wiąże się z uzyskaniem odstępstwa od normy na napięcia znamionowe lub jej nowelizację a przede wszystkim z koniecznością poniesienia znacznych kosztów inwestycyjnych na modernizację sieci rozdzielczej i koniecznością prowadzenia kolejnej eksploatacji doświadczalnej.

Chcemy tu szczególnie podkreślić, że firma ELGÓR + HANSEN zapewnia wykonanie przewoźnej ognioszczelnej stacji transformatorowej z transformatorem separacyjnym o przekładni 6/6,3 kV i mocy 2500 kVA oraz wyłącznika stycznikowego i rozrusznika tyrystorowego do zasilenia maszyn i urządzeń wysoko wydajnego kompleksu ścianowego zasilanego napięciem 6 kV.

Rodzi się jednak pytanie: kiedy, jakim kosztem ekonomicznym dla kopalni, i którą kopalnię stać na podjęcie takiego ryzyka w obecnej sytuacji branży, gdzie nie ma absolutnie miejsca na podejmowanie decyzji ryzykownych

ekonomicznie, gdzie nie trafiona decyzja może skończyć się niezbyt korzystnymi skutkami dla całego zakładu górniczego. Wydaje się, że w obecnej sytuacji rynkowej prowadzenie kolejnych rozwiązań doświadczalnych jest z pewnością ryzykowne.

Literatura

1. PN-G-42042:1998 Środki ochronne i zabezpieczające w elektroenergetyce kopalnianej – Zabezpieczenia zwarciove i przeciążeniowe – Wymagania i zasady doboru – zabezpieczenia nadmiaroprądowe.
2. ELGÓR+HANSEN Sp. z o.o. Instrukcje Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania ognioszczelnych przewożnych stacji transformatorowych typu EH-1500/6/1/3,3/2, EH-1750/6/3,3/2, EH-d31-2100/6/3,3/2.
3. ELGÓR+HANSEN Sp. z o.o. Instrukcja Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania ognioszczelnego wyłącznika stycznikowego typu EH-dG3-3,3.
4. ELGÓR+HANSEN Sp. z o. o. Instrukcja Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania ognioszczelnego rozrusznika tyrystorowego typu EH-dG3-3,3RT.
5. Czechowski A.: Nowe wyroby firmy ELGÓR+HANSEN Sp. z o. o. 1999.
6. Czechowski A, Macierzyński D.: Aparatura manewrowa na napięciu podwyższone. Szczyrk 2002.
7. Macierzyński D.: Nowa generacja przewożnych ognioszczelnych stacji transformatorowych. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Szczyrk 2005.
8. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28.06.2002 r. 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 r. wraz z późn.zm.) w zakresie zapewnienia bezpieczeństwa ich użytkowania w warunkach zagrożeń występujących w ruchu zakładów górniczych.
9. PN-G-42070: 2001 Elektroenergetyka kopalniana - Sieci elektroenergetyczne o napięciu znamionowym powyżej 1kV zasilające maszyny produkcyjne - Wymagania.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

NOWOCZESNE KONSTRUKCJE SILNIKÓW ELEKTRYCZNYCH NA NAPIĘCIU 3,3 kV I 6 kV DLA GÓRNICTWA

Marian SZUBERT

Streszczenie. Koncentracja wydobywania w górnictwie stwarza zapotrzebowanie na urządzenia, o coraz większej wydajności a w konsekwencji pozyskiwania do tych urządzeń silników o coraz większych mocach. Jedną z dróg jest zwiększanie napięcia zasilania z 1 kV do 3,3 kV lub 6 kV. Pojawienie się wyższych napięć w przodkach górniczych spowodowało powstanie również zapotrzebowania na silniki do urządzeń pomocniczych o małych mocach. W referacie zostały omówione konstrukcje i technologie produkcji silników dla kompleksowego zaspokojenia tych potrzeb.

1. Wstęp

Rozwój mechanizacji w procesie wydobywczym węgla powoduje stały wzrost koncentracji produkcji. Istnieje zapotrzebowanie na urządzenia o coraz większej wydajności. Do urządzeń tych potrzebne są obecnie silniki napędowe o mocach powyżej 500 kW, a w niedalekiej przyszłości o mocach jeszcze wyższych (1120 kW). Ponieważ zasilanie takich silników napięciem 1000 V ze względu na duże prądy, a tym samym duże przekroje przewodów jest utrudnione, powstała potrzeba zbudowania silników zasilanych napięciem 3300 V oraz 6000 V.

Początki produkcji w DAMELU silników WN dla górnictwa sięgają I połowy lat 90. ubiegłego wieku. Wyprodukowano wtedy kilka silników o mocy 400 kW i napięciu 6000 V do kombajnu ścianowego. Ponowne zapotrzebowanie górnictwa na silniki WN pojawiło się około 6 lat temu. Były to najpierw silniki do przenośników, a następnie do kombajnów ścianowych.

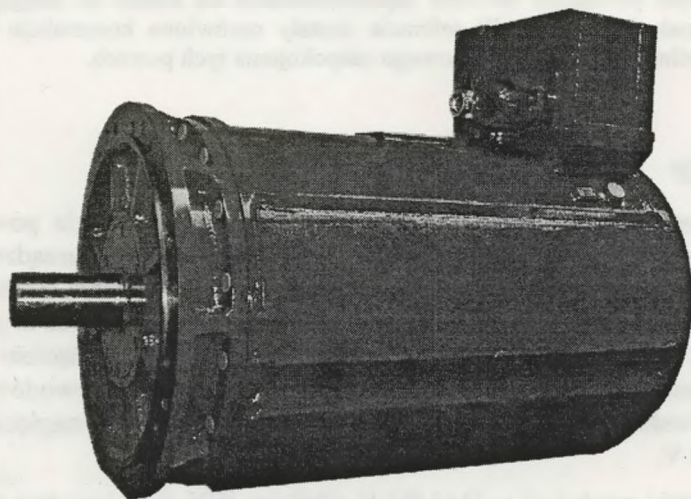
DAMEL w tym czasie nawiązał współpracę z CMG KOMAG, PIOMA, FAMUR i ZZM SA i innymi w dziedzinie wstępnego projektowania silników WN do maszyn i urządzeń górniczych. Szczególnie projektowanie konstrukcji kadłubów w silnikach kombajnowych od samego początku nacechowane jest wieloma konsultacjami. Z pojawieniem się w przodkach górniczych wysokiego napięcia do zasilania silników o dużych mocach powstała potrzeba również konstruowania silników na wysokie napięcie o mocach poniżej 200 kW i tak pojawiły się konstrukcje silników o mocach z przedziału 100-200 kW.

*Marian Szubert
Dąbrowska Fabryka Maszyn
Elektrycznych DAMEL S.A.
Al. Piłsudskiego 2
41-300 Dąbrowa Górnicza
tel.: 032 2623231 do 39
fax: 032 2643426*

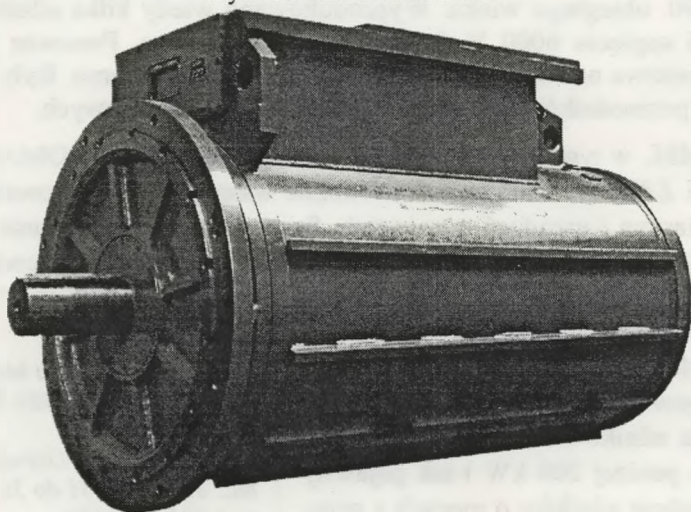
2. Zastosowanie

Produkowane przez DAMEL silniki WN znajdują zastosowanie do napędu przenośników zgrzeblowych i taśmowych, organów urabiających kombajnów ścianowych i innych pomocniczych urządzeń. Silniki przystosowane są do pracy w podziemnych częściach kopalń i instalacjach powierzchniowych tych kopalń, w których jest prawdopodobne wystąpienie zagrożenia wybuchem metanu lub pyłu węglowego.

Pierwsze silniki WN wyprodukowane w początkach tego wieku przez DAMEL zainstalowano w napędach przenośników. Były to silniki SG3 355X-4 o mocy 200 kW i silniki SG3 450X-4A i SG3 450X-4 o mocach odpowiednio 400 i 500 kW.

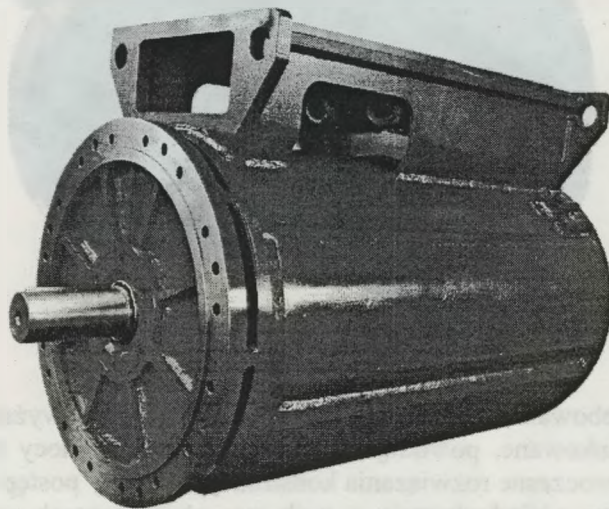


Rys.1. Silnik SG3 355X-4



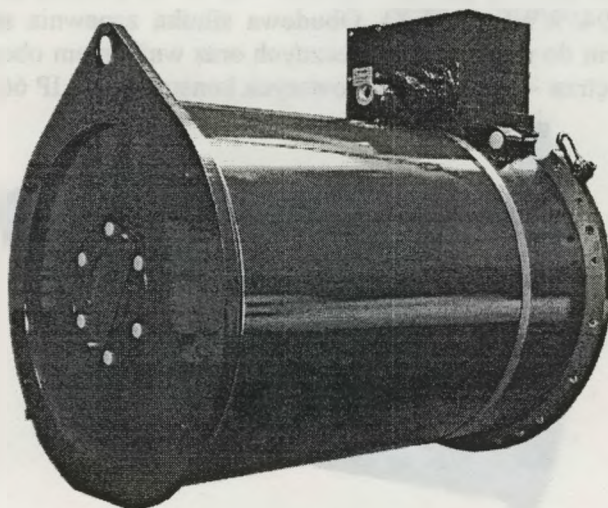
Rys.2. Silnik SG3 450X-4A i SG3 450X-4

Ze względu, że w dalszym ciągu występuje potrzeba stosowania w przenośnikach silników dwubiegowych, w DAMELU powstały dwa typy takich silników: SG3 400X-8/4 o mocy 100/200 kW i SG3 450Y-8/4 o mocy 200/400 kW o obrotach synchronicznych 750/1500 obr/min. Silnik SG3 400X-8/4 ma podobną konstrukcję jak SG3 450Y-8/4.

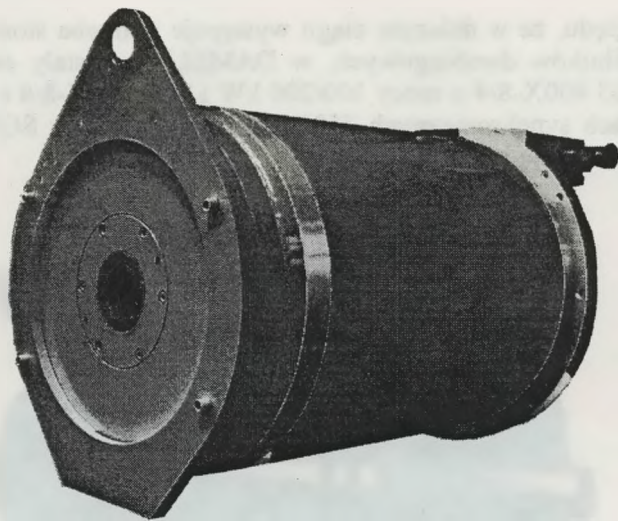


Rys.3. Silnik SG3 450Y-8/4

Niewiele później po silnikach do przenośników rozpoczęto projektowanie, a następnie produkcję silników do organów urabiających kombajnów ścianowych. Pierwszym z tej grupy był silnik SG3W 760Y o mocy 500 kW, następnie pojawiły się silniki SG4W 625X-4 o mocy 375 kW i SG4W 562Y-4 o mocy 300 kW. W kwietniu tego roku wprowadziliśmy do produkcji silnik 3SG4W 562Y-4A o mocy 350 kW.



Rys.4. Silnik SG3W 760Y

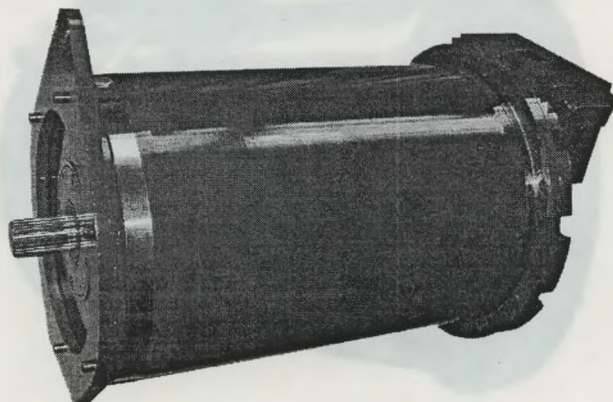


Rys.5. Silnik SG4W 625X-4

Zapotrzebowanie na silniki do organów na moce wyższe i niższe niż obecnie produkowane, powoduje rozszerzanie zakresu mocy produkowanych silników. Nowoczesne rozwiązania konstrukcyjne i stały postęp technologiczny umożliwia nam niejednokrotnie w tych samych gabarytach uzyskiwać silniki o wyższych mocach, natomiast przy utrzymaniu mocy są przypadki skracania długości silnika.

3. Budowa

Wszystkie silniki mają budowę przeciwwybuchową z osłoną ognioszczelną „d” – rodzajem budowy przeciwwybuchowej  IM2 EExdI lub ExdI zgodnie z dyrektywą 94/9/WE (ATEX). Obudowa silnika zapewnia stopień ochrony przed dostępem do części niebezpiecznych oraz wnikaniem obcych ciał stałych i wody do wnętrza – IP55, a w najnowszych konstrukcjach IP 66.



Rys.6. Silnik SG4W 562Y-4

3.1. Kadłub i stojan

Silniki posiadają kadłub stalowy konstrukcji spawanej w kształcie walca, zamknięty z obu stron tarczami łożyskowymi. Na zewnętrznej powierzchni kadłuba przyspawana jest skrzynka zaciskowa. Część silników do kombajnów ma skrzynkę zaciskową zabudowywaną na tarczy łożyskowej przeciwnapędowej. Silniki do przenośników wykonuje się jako kołnierzowe z mocowaniem i zamkiem mocującym na tarczy napędowej, a do organów urabiających kombajnów również jako kołnierzowe z zamkami centrującymi na tarczy napędowej i na kadłubie oraz mocowaniem na tarczy przeciwnapędowej. W kadłub wciśnięty jest uzwojony rdzeń stojana.

3.2. Skrzynka zaciskowa

W skrzynce zaciskowej umieszczone są:

- płyta zacisków do podłączenia żył przewodu zasilającego,
- trzy przepusty 1-przewodowe do przeprowadzenia zasilania do wnętrza silnika,
- przepusty wielozaciskowe do podłączenia czujników temperatury i rezystorów termometrycznych,
- człon końcowy do podłączenia obwodu kontroli ciągłości uziemienia,
- złączka do podłączenia ekranu kontrolnego przewodu zasilającego,
- zacisk ochronny „PE” do podłączenia żyły ochronnej.

Skrzynka zaciskowa wyposażona jest w wpusty kablowe z uszczelkami gumowymi.

3.3. Wirnik

Na wał stalowy wciśnięty jest rdzeń wirnika. Uzwojenie wirnika przy mocach do 400 kW jest dwuklatkowe prętowe lutowane do pierścieni zwierających powyżej 400 kW jednoklatkowe. Wirnik osadzony jest w tarczach łożyskowych na łożyskach tocznych: od strony napędowej wałeczkowe, a od strony przeciwnapędowej kulkowe. Komory łożyskowe silnika wypełnione smarem stałym wysokotemperaturowym w ilości wystarczającej na minimum 24-miesięczną pracę silnika w średnich i ciężkich warunkach eksploatacji. Komora łożyskowa od strony napędu jest uszczelniona od wewnątrz pierścieniem Simmera, a od zewnątrz pierścieniem Gamma. Wały silników zakończone są czopem walcowym z wpustem pryzmatycznym lub wielowypustem.

3.4. Wałek skrętny z wysprzęgnikiem

W silnikach do napędu organów urabiających kombajnów zastosowano przeciążeniowy wał napędowy wydrążony wzdłużnie z osadzonym wewnątrz wałkiem skrętnym zaopatrzonym z obu końców w wielowypusty. Wałek skrętny jest łatwo wymienialnym elementem, o celowo obniżonej, ściśle określonej

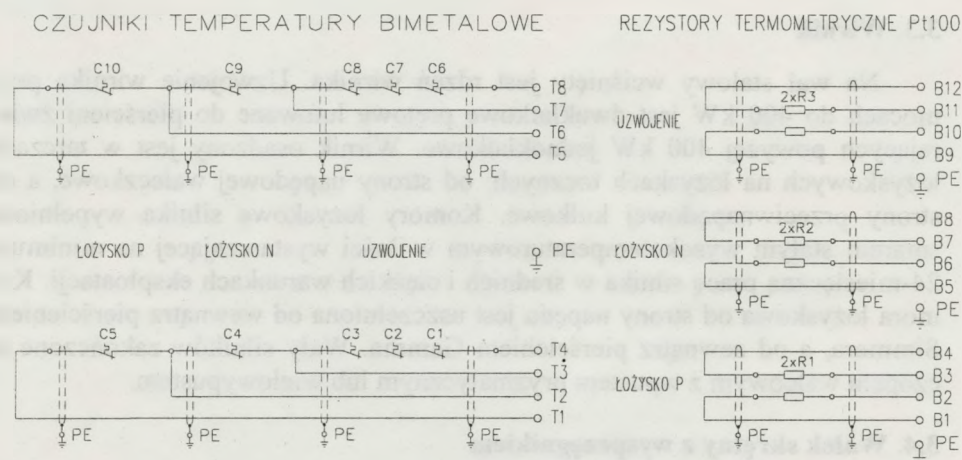
wytrzymałości, stanowiącym dla silnika, jak i dla napędu zabezpieczenie przed zniszczeniem, wskutek występujących doraźnych przeciążeń o charakterze dynamicznym. W celu zapewnienia bezpieczeństwa pracy kombajnistów i obsługi konserwacyjnej, silniki są wyposażone w mechaniczny wysprężnik obrotów połączony z wałkiem skrętnym. Zasprężenie i rozsprężenie wałka z wałem wirnika odbywa się poprzez mechanizm wysprężający przymocowany do zewnętrznej pokrywy łożyskowej po stronie przeciwnapędowej silników.

3.5. Układ chłodzenia

Silniki chłodzone są wodą o wymuszonym przepływie przez kanały wodne w kadłubie, tarczach łożyskowych oraz w niektórych silnikach (do napędu organów urabiających kombajnów) również przez wały. Przyłącza wody chłodzącej znajdują się na kadłubie po obu stronach skrzynki zaciskowej. W silnikach do przenośników zastosowano dodatkowe chłodzenie wymuszonym obiegiem powietrza wewnątrz silnika. W bieżącym roku wprowadzamy do produkcji silniki chłodzone powietrzem.

3.6. Ochrona termiczna

Dla zapewnienia ochrony termicznej silników zabudowano dwa identyczne obwody czujników temperatury przystosowane do włączenia w obwód sterowania silnika. Pojedynczy obwód czujników temperatury zawiera 5 lub 8 szeregowo połączonych czujników: 3 lub 6 (w silnikach dwubiegowych) czujników w uzwojeniach stojana o temperaturze zadziałania 160°C lub 180°C, 2 czujniki w tarczach łożyskowych o temperaturze zadziałania zazwyczaj 80°C sporadycznie 100°C.



Rys.7. Schemat połączeń czujników bimetalowych i rezystorów Pt100

Czujniki temperatury chronią uzwojenia stojana przed wolnozmiennym przeciążeniem cieplnym, powodującym wzrost temperatury powyżej dopuszczalnej oraz chronią łożyska przed stanami awaryjnymi.

W silniku są stosowane alternatywnie – czujniki bimetalowe rozwiernie lub pozystorowe PTC.

Silnik jest wyposażony w elementy termometryczne służące do ciągłej kontroli temperatury uzwojeń i łożysk są to rezystory termometryczne Pt 100.

Zaciski przyłączeniowe obwodów czujników temperatury oraz elementów termometrycznych kontroli temperatury silnika znajdują się w skrzynce zaciskowej silnika.

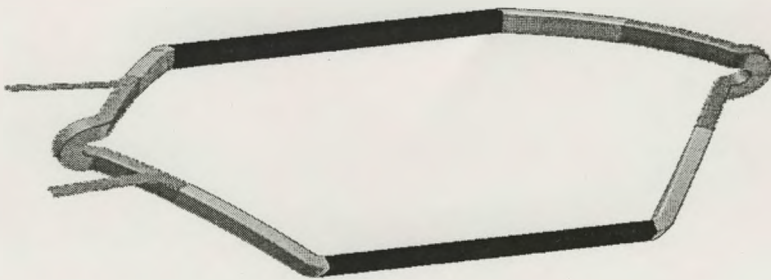
3.7. Ochrona przeciwporażeniowa

Obwody czujników temperatury i rezystorów termometrycznych Pt100 zabezpieczone są przed przerzutem napięcia znamionowego (roboczego) przez ekranowanie. Ekrany tych obwodów połączone są z zaciskiem ochronnym „PE” połączonym z obudową.

3.8. Układy izolacyjne

W ubiegłym roku zainstalowanie nowoczesnego zestawu impregnacyjnego oraz gruntowna modernizacja suszarni pozwoliło zastosować efektywnie w produkcji oferowane na rynku nowoczesne materiały izolacyjne.

Uzwojenie stojana wykonane jest w klasie izolacji H przewodem miedzianym płaskim w oplocie z taśmy kaptonowo-mikowej. Izolację główną cewki stanowi taśma mikowa porowata. Zabezpieczenie cewki na napięcie 6 kV przed zjawiskami jarzeniowymi stanowi w części żłobkowej taśma przewodząca a na części poza żłobkowej taśma półprzewodząca. Zastosowanie najnowocześniejszych materiałów izolacyjnych pozwoliło w maksymalnym stopniu wykorzystać możliwości konstrukcyjne i technologiczne w procesie produkcji uzwojeń rdzeni stojanów.



Rys.8. Cewka stojana na napięcie 6 kV

Suszenie odbywa się w suszarkach z kontrolą temperatury suszenia wewnątrz rdzeni stojanów. Każdy proces suszenia jest rejestrowany i archiwizowany. Wysuszona i utwardzona żywica wypełniająca całkowicie układ izolacyjny uzwojenia stojana stanowi z nim monolit odporny na większość agresywnych oddziaływań środowiska pracy, znacznie poprawia przewodzenie ciepła i schładzanie uzwojenia. Rezystancja izolacji uzwojeń sięga do kilkuset GΩ.

4. Kierunki rozwoju

DAMEL dostosowuje swoją produkcję do głównych kierunków rozwoju napędów elektrycznych w maszynach górniczych. W zakresie silników na napięcia 3300 V i 6000 V to:

- rozszerzanie typoszeregu mocy w dolnym i górnym przedziale mocy, aby móc zaoferować potencjalnemu klientowi silniki w zakresie mocy 100–1200 kW,
- wyposażenie silników do napędów organów urabiających kombajnów ścianowych w wysprężniki z wałkami skrętnymi,
- wprowadzanie układów izolacyjnych najlepszych producentów na rynku europejskim,
- stała kontrola parametrów elementów układów izolacyjnych,
- mechanizacja procesów technologicznych w celu zapewnienia wysokiej powtarzalności wyrobu,
- rozszerzenie typoszeregu silników chłodzonych powietrzem do mocy 800 kW.

Nowoczesne rozwiązania konstrukcyjne i technologiczne wyrobów produkowanych przez DAMEL realizowane są we własnym biurze konstrukcyjnym i technologicznym.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

SILNIKI DLA GÓRNICTWA Z MAGNESAMI TRWAŁYMI – NOWA GENERACJA NAPĘDÓW ELEKTRYCZNYCH

Jakub BERNATT

Streszczenie. W referacie przedstawiono koncepcję silnika elektrycznego trakcyjnego z magnesami trwałymi. W ostatnich latach w górnictwie stosowano silniki elektryczne prądu stałego o mocy 25/45 kW. Od 1990 r. takich silników już się nie produkuje, tak więc stare silniki muszą być zastępowane nowymi. Dzięki zastosowaniu magnesów trwałych można było zwiększyć moc silników do 33/60 kW. Silniki te zostały zaprojektowane jako silniki z magnesami montowanymi na powierzchni rotora. Aby zwiększyć prędkość obrotową z 1500 obr./min do 2250 obr./min, w przetworniku elektronicznym zasilającym silnik zastosowano metodę osłabiania pola. W referacie przedstawiono wyniki badań i pokazano zakres stosowania silników z magnesami trwałymi. Centrum KOMEL jest gotowe do projektowania i produkcji silników elektrycznych z magnesami trwałymi dla różnych zastosowań (trakcja kolejowa, pojazdy elektryczne, układy pompujące itp.)

1. Wstęp

W publikacji [1] w 2005 roku przedstawiono koncepcję silnika elektrycznego z magnesami trwałymi zasilanego z układu energoelektronicznego (tzw. komutatora elektronicznego). W [2] opisano projekt układu zasilania i sposób sterowania silnikiem. Przedstawiono tam również wyniki badań laboratoryjnych silnika modelowego o mocy około 20 kW zasilanego z prototypowego układu zasilania.

W roku 2005 i 2006 w BOBRME Komel prowadzono prace zmierzające do zaprojektowania i uruchomienia produkcji silników trakcyjnych o mocy 60 kW z magnesami trwałymi zasilanych z układów energoelektronicznych. Omawiany silnik miał być nowoczesnym zamiennikiem silnika trakcyjnego prądu stałego typu LDa327a; silniki tego typu były do lat 90. ubiegłego stulecia produkowane przez zakład EMiT w Żychlinie. Silniki LDa327a były przeznaczone do napędu lokomotyw kopalnianych użytkowanych w przestrzeniach nie zagrożonych wybuchem. Z powodu zaprzestania produkcji silników przez EMiT ponad 10 lat temu, użytkownicy lokomotyw postawieni zostali w trudnej sytuacji, gdyż nie są dostępne na rynku silniki, ani też niektóre części zamienne.

Dr inż. Jakub Bernatt
Branżowy Ośrodek Badawczo-
Rozwojowy Maszyn Elektrycznych
KOMEL
Al. Roździeńskiego 188
40-203 Katowice
tel.: 032 2582041
e-mail: info@komel.katowice.pl
www.komel.katowice.pl

Ponadto, ze strony użytkowników lokomotyw zgłaszane były postulaty zwiększenia uciagu lokomotyw, co wymagało zwiększenia mocy silników (prawie o 40%). Powiększenie mocy silnika prądu stałego, bez zmiany jego gabarytów nie było możliwe do uzyskania. Dlatego zdecydowano się zastosować konstrukcję silnika opartą na wykorzystaniu magnesów trwałych. Silniki takie mają szereg zalet w stosunku do rozwiązań tradycyjnych. W szczególności cechują się:

- wyższą sprawnością,
- większą gęstością mocy uzyskiwaną z jednostki objętości,
- znakomitą przeciążalnością momentem (tak jak silniki prądu stałego),
- bardzo dobrymi parametrami regulacyjnymi,
- możliwością pracy hamulcowej (przy zwrocie energii do sieci oraz przy zatrzymanym wirniku).

Jednakże silniki z magnesami trwałymi muszą być zasilane z układów energoelektronicznych, co powoduje, że ich stosowanie jest szczególnie celowe i uzasadnione tam, gdzie wymagana jest regulacja prędkości obrotowej. Dla omawianych silników trakcyjnych opracowania zasilacza energoelektronicznego podjęła się firma ENEL z Gliwic.

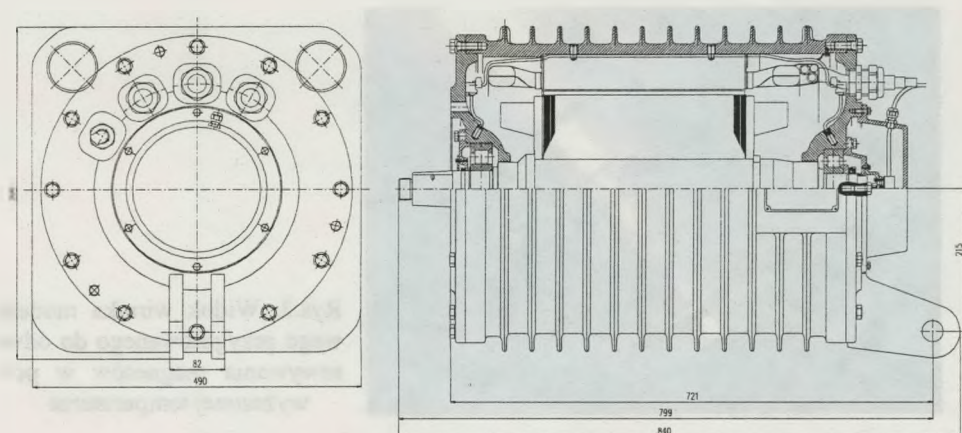
2. Porównanie silników

Projektując nowe silniki przyjęto, iż wymiary montażowe silnika nowo-projektowanego, oznaczonego PMPg250L, muszą być identyczne jak silnika dotychczasowego. Okazało się, że mimo powiększenia mocy silnika o 40% jego gabaryty, w szczególności objętość części czynnej obwodu elektromagnetycznego może być mniejsza niż w silniku prądu stałego. Dlatego postanowiono zmniejszyć średnicę zewnętrzną żelaza czynnego, przy pozostawieniu bez zmian wymiarów montażowych. W tabeli 1 przedstawiono porównanie parametrów silnika dotychczasowego i wymaganych parametrów silnika z magnesami trwałymi.

Porównanie danych znamionowych silnika LDa 327a i wymagań dla silnika PMPg 250

Tabela 1

		Silnik LDa 327		Silnik PMPg 250	
		Praca S1	Praca S2-60 min.	Praca S1	Praca S2-60 min.
Moc znamionowa	kW	25	45	33	60
Napięcie zasilania	U	250	250	250*	250*
Sprawność	%	86	87	≥89	≥93
Prędkość obrotowa	obr./min	1500	1080	1500	1080
* - napięcie zasilające komutator elektroniczny					

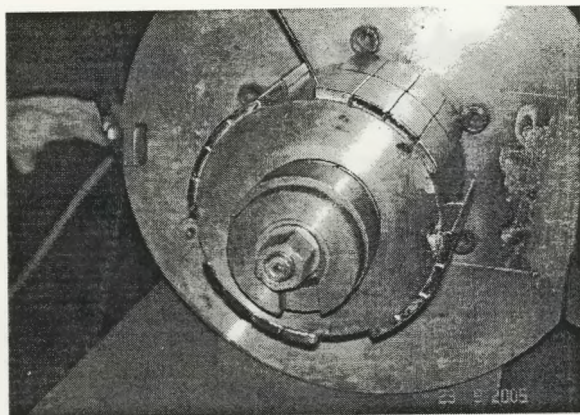


Rys.1. Widok silnika PMPg250L

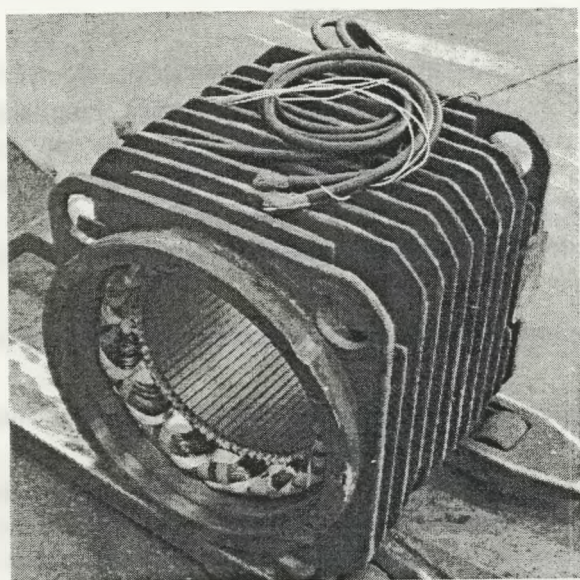
W opracowanym silniku przewidziano zastosowanie wysokoenergetycznych magnesów trwałych umieszczonych na powierzchni wirnika. Pomijając kwestie właściwego zaprojektowania obwodu elektromagnetycznego, do obliczeń którego wykorzystano zaawansowane metody komputerowe (m.in. programy opracowane przez KOMEL oraz metodę elementów skończonych – MES), do rozwiązania pozostało kilka ważnych zagadnień związanych z technologią wykonywania silnika:

- sposób mocowania magnesów trwałych na powierzchni wirnika (dobór właściwego kleju),
- sposób zabezpieczenia magnesów przed odpadnięciem przy podwyższonej temperaturze i zwiększonej prędkości wirowania,
- sposób i moment magnesowania magnesów (tzn. wykonanie urządzenia magnesującego i wybór chwili magnesowania – przed czy po umieszczeniu na wirniku, jeśli po – to przed czy po wygrzewaniu kleju i warstwy zabezpieczającej, jeśli przed wygrzewaniem, to jaka może być temperatura wygrzewania, która nie spowoduje nawet częściowego odmagnesowania, itp.),
- sposób montażu wirnika wewnątrz stojana.

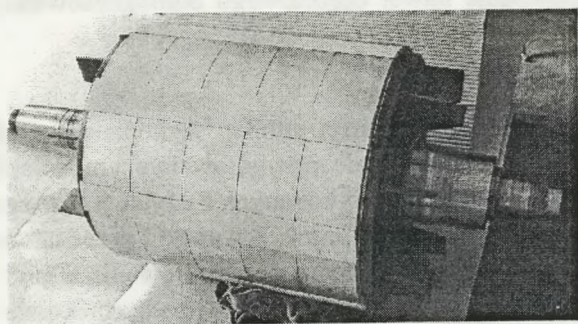
W celu zapewnienia wysokiej niezawodności silnika, wykonano szereg prób trwałościowych i niszczących na specjalnie przygotowanych modelach wirników – m.in. próby odwirowania wirników wykonanych z użyciem różnego rodzaju klejów oraz przy różnych temperaturach pracy. Rysunek 2 przedstawia widok modelu wirnika z magnesami przygotowanymi do odwirowania w podwyższonej temperaturze. Na rysunku 3 widoczny jest stojan nowoprojektowanego silnika oraz wirnik przed nałożeniem elementów zabezpieczających magnesy.



Rys.2. Widok wirnika modelowego przygotowanego do odwirowywania magnesów w podwyższonej temperaturze



Rys.3a. Stojan silnika PMPg 250



Rys.3b. Wirnik silnika PMPg 250 przed założeniem zabezpieczenia magnesów

3. Badania laboratoryjne silników

3.1. Próby przy pracy prądnicowej

Badania silników przeprowadzono w laboratorium KOMEL. W pierwszej kolejności przeprowadzono próby przy pracy prądnicowej silnika. Próby przy pracy prądnicowej pozwalają dosyć dokładnie ocenić trafność konstrukcji, stan namagnesowania magnesów itp. Wyznaczono przyrosty temperatury dla różnych reżimów pracy, sprawność, napięcie biegu jałowego, napięcie pod obciążeniem itp. Zestawienie wyników zawiera tabela 2.

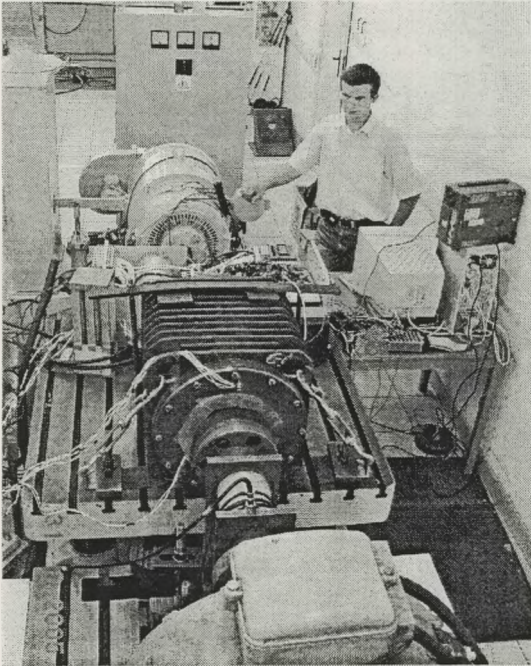
Wyniki badań silnika przy pracy prądnicowej

Tabela 2

		Silnik PMPg 250	
		Praca S1	Praca S2-60 min.
Moc	kW	33	60
Napięcie	U	150	108
Sprawność	%	93,3	95,6
Prędkość obrotowa	obr./min	1500	1080
Przyrost temperatury	$\Delta \vartheta$	60	66

3.2. Próby przy pracy silnikowej

Po pozytywnym zakończeniu prób silnika przy pracy prądnicowej rozpoczęto badania przy pracy silnikowej. Do zasilania użyto przekształtnik



energoelektroniczny specjalnie zaprojektowany i wykonany przez firmę ENEL. Na rysunku 4 przedstawiono widok stanowiska pomiarowego.

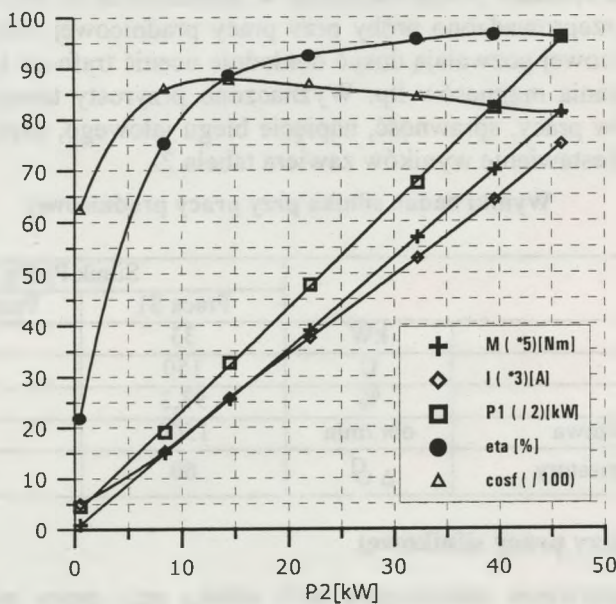
Wykonano m.in. następujące badania:

- próby nagrzewania i wyznaczenie charakterystyk obciążenia dla różnych stanów pracy (rys. 5÷7),
- próby rozruchu dla różnych wartości momentu obciążenia (rys. 8),
- próby skokowych zmian obciążenia (rys. 9),
- próby przeciążenia silnika (rys. 10).

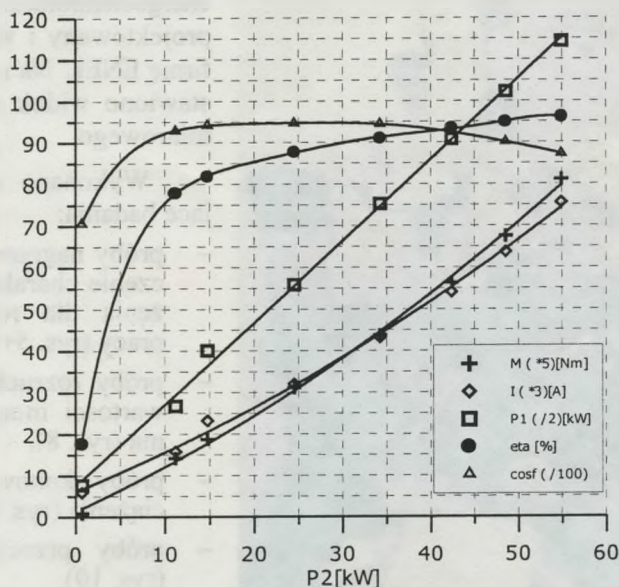
Jednakże, po zakończeniu wyżej wymienionych prób, nastąpiła zmiana wymagań doty-

Rys.4. Widok stanowiska pomiarowego

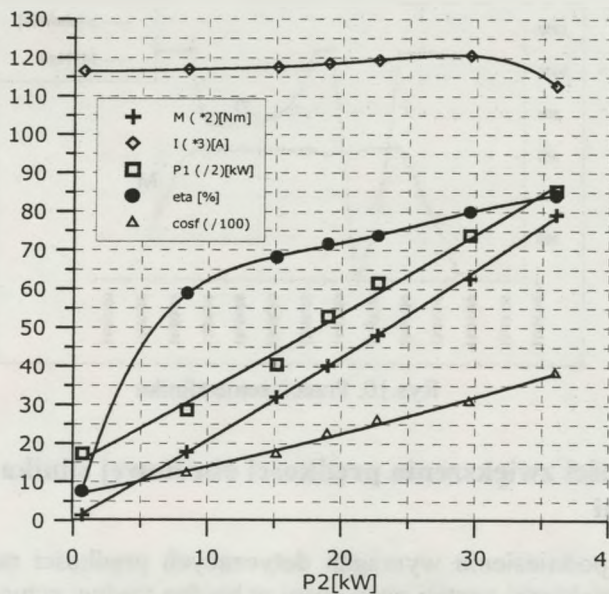
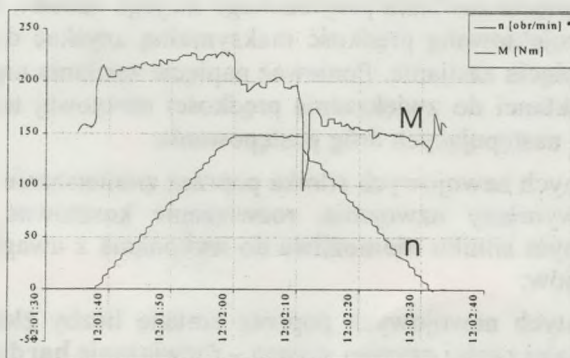
czących prędkości maksymalnej silnika. Na etapie projektowania napędu, została ona zdefiniowana jako 1500 obr./min, a obecnie wymaganie to zostało podniesione do 2200 obr./min (miało to zapewnić teoretyczną prędkość lokomotywy 18 km/h, wobec pierwotnie planowanej 12 km/h).



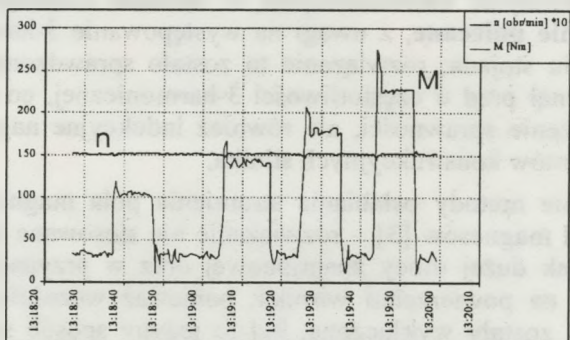
Rys.5. Charakterystyka zewnętrzna silnika przy $n = 1080$ obr./min



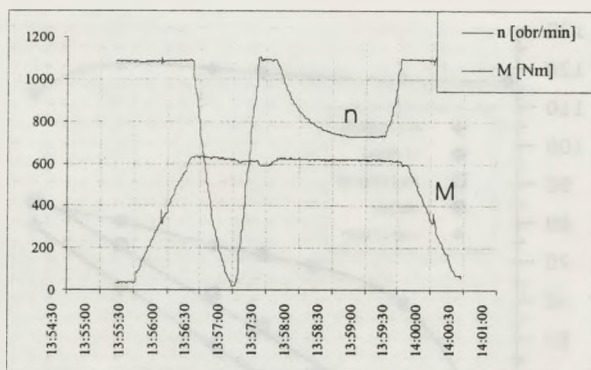
Rys.6. Charakterystyka zewnętrzna silnika przy $n = 1500$ obr./min

Rys.7. Charakterystyka zewnętrzna silnika przy $n = 2250$ obr./min

Rys.8. Rozruch silnika pod obciążeniem



Rys.9. Skokowe zmiany obciążenia silnika



Rys.10. Przeciążenie silnika

4. Możliwości zwiększenia prędkości obrotowej silnika z magnesami trwałymi

Wobec podniesienia wymagań dotyczących prędkości maksymalnej silnika, jego projektanci zostali postawieni w bardzo trudnej sytuacji. Mianowicie dla silników o omawianej konstrukcji prędkość obrotowa silnika zależy tylko od wartości napięcia zasilania przyłożonego na jego zaciski. Silniki projektuje się tak, aby projektowaną prędkość maksymalną uzyskać dla maksymalnego dostępnego napięcia zasilania. Ponieważ napięcie zasilania nie mogło być podniesione, projektanci do zwiększenia prędkości obrotowej teoretycznie mogli wybrać jedną z następujących dróg postępowania:

- zmiana danych nawojowych silnika poprzez zmniejszenie liczby zwojów – wymaga wymiany uzwojenia, rozwiązanie kosztowne, ale co więcej, w omawianym silniku **niemożliwe** do wykonania z uwagi na bardzo małą liczbę zwojów,
- zmiana danych nawojowych poprzez zmianę liczby żłobków – wymaga wymiany całej części czynnej stojana – rozwiązanie **bardzo kosztowne**,
- zmiana układu połączeń z gwiazdy (Y) na trójkąt (D) – dla silników z magnesami trwałymi umieszczonymi w wirniku rozwiązanie stosunkowo tanie, ale **nie polecane**, z uwagi na występowanie 3-harmonicznej prądu w uzwojeniu stojana; rozwiązanie to zostało sprawdzone – w uzwojeniu stojana płynął prąd o częstotliwości 3-harmonicznej, co powodowało nie tylko obniżenie sprawności, ale również indukcyjne nagrzewanie niektórych elementów konstrukcyjnych silnika,
- zastosowanie metody osłabiania strumienia pola magnetycznego pochodzącego od magnesów [3] – rozwiązanie nie stosowane do tej pory w silnikach o tak dużej mocy znamionowej oraz w przypadku umieszczenia magnesów na powierzchni wirnika; ponieważ wcześniejsze metody postępowania zostały wykluczone, był to jedyny sposób sprostania nowym wymaganiom dla już istniejącego silnika.

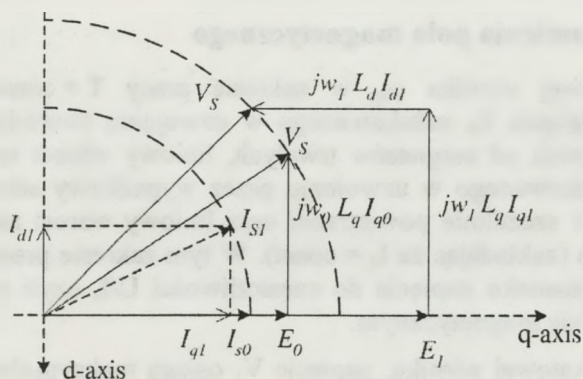
5. Metoda osłabiania strumienia pola magnetycznego

Wzrost prędkości kątowej wirnika ω_m w zakresie pracy $T = \text{const.}$ powoduje liniowy wzrost napięcia E_o indukowanego w uzwojeniu twornika przez stały strumień wzbudzenia od magnesów trwałych, liniowy wzrost napięcia szczelinowego E_i indukowanego w uzwojeniu przez wypadkowy strumień magnetyczny główny w szczelinie powietrznej oraz liniowy wzrost napięcia V_1 na zaciskach silnika (zakładając że $I_1 = \text{const.}$). W tym zakresie pracy silniki pracują przy stałym stosunku napięcia do częstotliwości U/f , czyli ze stałym strumieniem w obwodzie magnetycznym.

Przy pewnej prędkości kątowej wirnika, napięcie V_1 osiąga maksymalną dopuszczalną wartość, wynikającą z wartości napięcia stałego U_{DC} zasilającego przekształtnik energoelektroniczny, poprzez który zasilany jest silnik. Dla prądu $I_1 = I_{1N}$, prędkość kątowa mechaniczna, przy której osiągane jest napięcie maksymalne na zaciskach silnika $V_{1\max}$, określana jest mianem prędkości kątowej bazowej ω_b . Przy prądach $I_1 > I_{1N}$, (chwilowe przeciążenie) maksimum napięcia $V_{1\max}$ osiągane jest przy prędkościach kątowych $\omega_m < \omega_b$, co wynika ze zwiększonego spadku napięcia na reaktancji synchronicznej poprzecznej X_q oraz na rezystancji stojana R_1 . Przy prądach $I_1 < I_{1N}$ maksimum napięcia $V_{1\max}$ osiągane jest przy prędkościach kątowych $\omega_m > \omega_b$.

Aby umożliwić pracę silnika PMSM przy prędkościach obrotowych większych od prędkości bazowej ω_b , konieczne jest zastosowanie jakiejś metody osłabiania strumienia magnetycznego w szczelinie powietrznej silnika. W żadnym z punktów pracy silnika przy prędkościach kątowych $\omega_m > \omega_b$ napięcie indukowane w uzwojeniu twornika przez strumień skojarzony z tym uzwojeniem nie może bowiem przekroczyć wartości maksymalnej wynikającej z wartości napięcia stałego zasilającego przekształtnik. Jeśli ta wartość napięcia zostanie przekroczona do uzwojenia silnika po prostu przestanie dopływać prąd zasilania z przekształtnika. Inaczej mówiąc, powyżej prędkości bazowej ω_b silnik PMSM pracuje przy stałym napięciu zasilania, a przy wzrastającej częstotliwości w tworniku, aby taka praca była możliwa konieczne jest ograniczanie strumienia głównego w szczelinie powietrznej stosownie do wzrostu częstotliwości.

Oslabienie strumienia magnetycznego w szczelinie powietrznej silnika PMSM w celu rozszerzenia zakresu prędkości obrotowych może być osiągnięte poprzez zastosowanie odpowiedniej techniki sterowania wektorowego tego typu maszyny. Wykorzystuje się tu fakt, że wektor spadku napięcia na indukcyjności magnesującej stojana w osi podłużnej może być tak ustawiony, aby zmniejszał on napięcie na zaciskach silnika V_1 . Sytuacja taka ma miejsce, gdy uzwojenie stojana zostanie zasilone prądem zawierającym ujemną składową podłużną I_d . Zasadę osłabiania strumienia w szczelinie powietrznej silnika PMSM ujemnym prądem podłużnym I_d wyjaśnia rysunek 11. Dla uproszczenia przyjęto, że silnik PMSM jest konstrukcji $X_d = X_q$ (Surface Mounted PMSM).



Rys.11. Zasada osłabiania strumienia magnetycznego w szczelinie powietrznej silnika PMSM ujemnym prądem podłużnym I_d . Wektor spadku napięcia na indukcyjności magnesującej L_d jest w przeciwfazie do wektora napięcia od magnesów trwałych E_0

Zasilenie uzwojenia stojana ujemnym prądem podłużnym I_d jest równoznaczne z wytworzeniem strumienia reakcji twornika w osi podłużnej silnika skierowanego przeciwnie do strumienia wzbudzenia od magnesów trwałych. Na wykresie wektorowym silnika PMSM sytuacji tej odpowiada takie położenie wektora spadku napięcia na reaktancji magnesującej X_{md} , że jest on w przeciwfazie do wektora napięcia od magnesów E_0 , czyli oba te wektory odejmują się geometrycznie. Przez odpowiednie sterowanie wartością ujemnego prądu I_d można tak osłabić strumień wzbudzenia od magnesów trwałych, a więc i wypadkowy strumień w szczelinie powietrznej silnika, że napięcie V_1 na zaciskach silnika przy prędkościach kątowych $\omega_m > \omega_b$ zostanie utrzymane w granicach wartości dopuszczalnej, wynikającej z warunków napięciowych zasilania przekształtnika.

6. Uzyskane wyniki

Wykorzystując metodę elementów skończonych oraz metody obwodowe w KOMELU wykonano szereg obliczeń silnika PMPg250 i opracowano algorytm sterowania pozwalający zaimplementować do sterowania silnikiem metodę opisaną w rozdziale 6. Pracownicy ENELu przeprogramowali przekształtnik energoelektroniczny tak, aby realizował on nową metodę sterowania. Przeprowadzono nową serię badań laboratoryjnych, wyniki zawarto na rysunku 7.

W tabeli 3 zawarto uzyskane wyniki badań silnika przy nowym algorytmie sterownia.

Uzyskane wyniki badań silnika PMPG250L

Tabela 3

		Silnik PMPg 250		
		Praca S1	Praca S2-60 min.	Praca S2-60 min
Moc	kW	33	60	33
Napięcie	U	250	250	250
Sprawność	%	92,5	95	83
Prędkość obrotowa	obr./min	1500	1080	2250
Przyrost temperatury	$\Delta \vartheta$	42	59	70

Należy zwrócić uwagę na przebieg charakterystyki prądu fazowego stojana w funkcji obciążenia. Dla prędkości obrotowych mniejszych od prędkości bazowej (dla omawianego silnika 1500 obr./min) wartość skuteczna prądu jest liniowo zależna od momentu obciążenia – rysunek 5 i 6. Natomiast dla prędkości wyższych od prędkości bazowej wartość skuteczna prądu nie jest już zależna liniowo od momentu obciążenia – rysunek 7. Następuje to na skutek wymuszania ujemnej składowej podłużnej prądu I_d , która nie jest zależna od obciążenia.

7. Podsumowanie

Uzyskane parametry silników PMPg250L są w pełni zgodne z postawionymi wymaganiami, a nawet je przewyższają. Opracowanie nowoczesnej konstrukcji silnika z magnesami trwałymi o mocy znamionowej 33/60 kW pozwoli na modernizację istniejących lokomotyw kopalnianych. Dzięki podniesieniu mocy silników (w stosunku do silników prądu stałego) umożliwiono zwiększenie uciagu lokomotywy, co pozwala na zmniejszanie kosztów i koncentrację wydobywania.

Opracowane silniki i metoda sterowania to nowość na krajowym rynku maszyn elektrycznych. Silniki z magnesami trwałymi znakomicie nadają się do tych zastosowań, w których wymagana jest regulacja prędkości obrotowej, w tym zwłaszcza do zastosowań trakcyjnych. Z uwagi na znakomite parametry eksploatacyjne (wyższa moc z jednostki objętości, wyższa sprawność, duża przeciążalność momentem, możliwość pracy hamulcowej lub prądnicowej), a jednocześnie malejące ceny magnesów trwałych, można stwierdzić, że przyszłość napędów o regulowanej prędkości obrotowej należy do silników z magnesami trwałymi.

Zarówno KOMEL jak i ENEL są przygotowani do oferowania napędów z magnesami do wielu zastosowań, wśród których wymienić należy:

- trakcja elektryczna (szynowa i kołowa, np. pojazdy o napędzie elektrycznym),
- górnictwo (napędy jazdy kombajnów, organy urabiające, przenośniki itp.),
- urządzenia pompowe o zmiennym wydatku lub ciśnieniu,
- przemysł obrabiarkowy itp.

Praca została zrealizowana przy wsparciu Ministerstwa Nauki i Informatyzacji w ramach projektu celowego 6ZR8 2005 C/06578

Literatura

1. Glinka T., Jakubiec M.: Silniki elektryczne z magnesami trwałymi umieszczonymi w wirniku. Zeszyty Problemowe – Maszyny Elektryczne nr 71/2005, s. 103-111.
2. Bodora A., Domoracki A., Biskup T., Kołodziej H., Budzyński Z.: Badania układu napędowego z silnikiem bezszczotkowym (PMSM) o mocy 20 kW. Zeszyty Problemowe – Maszyny Elektryczne nr 71/2005, s. 113-117.
3. Rossa R.: Silnik synchroniczny z magnesami trwałymi do pojazdu o napędzie elektrycznym – konstrukcja, metoda osłabiania strumienia magnetycznego oraz parametry elektromagnetyczne. Dokumentacja KOMEL (S4-050053, 2005 r., Praca nie publikowana).

Niniejszy referat jest przedrukiem artykułu z “Zeszytów Problemowych” – Maszyny Elektryczne nr 74/2006.



ISBN: 83-60708-00-2