KOMTECH 2013

KOMAG

Instytut Techniki Górniczej

INNOWACYJNE TECHNIKI I TECHNOLOGIE DLA GÓRNICTWA

BEZPIECZEŃSTWO - EFEKTYWNOŚĆ - NIEZAWODNOŚĆ

Gliwice 2013

ISBN: 978-83-60708-78-1

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

KOMTECH 2013 INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ

Praca zbiorowa

INNOWACYJNE TECHNIKI I TECHNOLOGIE DLA GÓRNICTWA

BEZPIECZEŃSTWO – EFEKTYWNOŚĆ – NIEZAWODNOŚĆ

Monografia

Gliwice 2013

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)
ISBN 978-83-60708-78-1

Redakcja naukowa monografii:
Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Dr inż. Edward Pieczora

Redaktor techniczny:
Mgr Anna Okulińska

Recenzenci:
Dr inż. Marek Dudek
Prof. dr inż. Horst Gondek
Prof. dr hab. inż. Marek Jaszczuk
Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Dr inż. Dariusz Michalak
Dr inż. Edward Pieczora
Dr inż. Krzysztof Stankiewicz
Dr hab. inż. Stanisław Szweda, prof. nadzw. Pol. Śl.
Dr inż. Jarosław Tokarczyk
Dr hab. inż. Stanisław Trenczek, prof. nadzw. Instytutu EMAG
Prof. dr hab. inż. Teodor Winkler

Wydawca: Instytut Techniki Górniczej KOMAG
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 32 2374100, 2374512

Skład i druk: KOMDRUK-KOMAG sp. z o.o.
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 32 2374651, 2374563

Projekt okładki: Natalia Król

ISBN 978-83-60708-78-1

Nakład: 130 egz.
Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wprowadzenie

Prezentujemy Państwu kolejną monografię z cyklu KOMTECH pt. ”Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo–Efektywność – Niezawodność”, stanowiącą zbiór prac naukowych i badawczo-rozwojowych polskich i zagranicznych autorów, obejmującą wiedzę o najnowszych innowacyjnych rozwiązaniach dla górnictwa węgla kamiennego. Przedstawiono w niej również doświadczenia z ostatnich wdrożeń nowatorskich rozwiązań w podziemnych wyrobiskach górniczych.

Szczególną uwagę zwrócono na zagadnienia poprawy bezpieczeństwa pracy załóg górniczych, które zaprezentowano w rozdziałach pierwszym, drugim i piątym. Bardzo interesujące, zdaniem redaktorów monografii, są innowacyjne rozwiązania powietrzno-wodnych instalacji zraszających do zastosowań w wyrobiskach ścianowych i w chodnikach, przedstawione w rozdziale piątym. W rozdziale trzecim przedstawiono kierunki rozwoju górniczych systemów innowacyjnych, w tym wyniki prac uzyskane w toku realizacji projektu INERG. Rozdział czwarty prezentuje wybrane aspekty techniczne i eksploatacyjne sekcji obudowy zmechanizowanej.

Mając na uwadze wciąż wysoki udział wypadków zaistniałych na drogach transportowych w ogólnej liczbie wypadków, prowadzone są prace nad nowymi rozwiązaniami, wspomagającymi techniczną restrukturyzację środków transportu. Wybrane zagadnienia z tego zakresu przedstawiono w rozdziale szóstym.

Współczesność stawia w dziedzinie innowacyjnych rozwiązań maszyn i urządzeń dla górnictwa nowe wyzwania. Aby im sprostać nie wystarczą już tradycyjne metody projektowania. Niezbędnym staje się sięganie bądź nawet tworzenie własnych oryginalnych narzędzi wspomagających proces projektowania. Ich przykłady przedstawiono w rozdziale siódmym.

Rozwój szeregu dziedzin przemysłu, jak również możliwość zastosowania nowych materiałów oraz stały postęp w dziedzinie komputeryzacji i informatyki stanowią podstawę do realizacji prac w obrębie inteligentnych systemów maszyn. Wyniki wybranych prac z tego zakresu przedstawiono w dwóch kolejnych rozdziałach: w rozdziale ósmym przedstawiono wybrane zagadnienia dotyczące innowacyjnych rozwiązań systemów sterowania maszyn górniczych, zaś w rozdziale dziewiątym zagadnienia dotyczące diagnozowania stanu ich pracy.

Rozwiązaniom dotyczącym organizacji i zarządzania w systemach produkcji i eksploatacji maszyn został poświęcony rozdział dziesiąty.

W imieniu autorów publikacji oraz redakcji naukowej wyrażamy nadzieję, że cel monografii, jakim jest zaprezentowanie najnowszych rozwiązań w zakresie maszyn i urządzeń dla górnictwa węgla kamiennego, ze szczególnym uwzględnieniem problemów bezpieczeństwa, efektywności i niezawodności, został osiągnięty.

Składając podziękowania wszystkim autorom i recenzentom oraz innym osobom, które przyczyniły się do wydania tej monografii, mamy nadzieję, że będzie ona stanowić istotny wkład w rozwój gospodarki opartej na wiedzy naukowo-technicznej i doświadczeniach przemysłowych.

prof. dr hab. inż. Adam Klich
dr inż. Edward Pieczora

Gliwice, listopad 2013 r. Redaktorzy naukowi monografii

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Spis treści

str.

1. BEZPIECZEŃSTWO PRACY W GÓRNICTWIE – WYBRANE ZAGADNIENIA DOTYCZĄCE ANALIZ POWYPADKOWYCH

1.1. Wybrane zagadnienia z wniosków komisji powypadkowych w kontekście szkoleń załóg górniczych 9

1.2. Oparte na wiedzy metody i narzędzia wspomagające analizy powypadkowe – pozyskiwanie, gromadzenie i przetwarzanie danych 19

2. WYBRANE ASPEKTY PRAWNE DOTYCZĄCE PROWADZENIA RUCHU W PODZIEMNYCH ZAKŁADACH GÓRNICZYCH

2.1. Proces i wyniki oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej w aspekcie nowelizacji przepisów 27

2.2. Metodyka opracowania opinii rzeczoznawcy - współpraca różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej w jednej ścianie w aspekcie identyfikacji problemów i ich rozwiązywania 41

3. INNOWACYJNE KIERUNKI ROZWOJU GÓRNICZYCH SYSTEMÓW MECHANIZACYJNYCH

3.1. Prace rozwojowe nad kombajnem ścianowym do urabiania pokładów niskich prowadzone w ramach IniTech 53

3.2. Kombajn ścianowy typu KSW-800NE, maszyna do wybierania pokładów niskich i średnich 71

3.3. Rozwiązania mobilne wspomagające utrzymanie ruchu kombajnów ścianowych 85

3.4. Analiza stateczności kombajnu ścianowego KSW-800NE 101

3.5. Nowe kompleksy wydobywcze zastosowane w OKD w latach 2008-2012 ich rezultaty 119

3.6. Próby ruchowe małogabarytowego wozu wiertniczego MWW-1z 127

4. SEKCJE OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ – WYBRANE ASPEKTY TECHNICZNE I EKSPLOATACYJNE

4.1. Parametry techniczne sekcji obudowy zmechanizowanej uwzględniane w wymaganiach specyfikowanych przez użytkowników krajowych i zagranicznych 141

4.2. Doświadczenia w eksploatacji stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej zabezpieczonych powłokami ochronnymi DURACHROM 155

4.3. Optymalizacja numeryczna postaci konstrukcyjnej spągnicy sekcji obudowy zmechanizowanej 165

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4.4. Kontrola przestrzeni podtłokowej rdzennika wewnętrznego w stojaku teleskopowym próbą remedium na zjawiska gwałtownych osunięć stropu 177

5. NOWOCZESNE ROZWIĄZANIA TECHNICZNE OGRANICZAJĄCE NEGATYWNY WPŁYW SYSTEMÓW MASZYNOWYCH NA ŚRODOWISKO PRACY CZŁOWIEKA

5.1. Powietrzno-wodne urządzenia zraszające zmniejszające zapylenie w ścianach węglowych 189

5.2. Badania stanowiskowe wpływu parametrów strugi zraszającej oraz warunków przewietrzania na redukcję zapylenia 201

5.3. Badania cech użytkowych instalacji zraszania powietrzno-wodnego kombajnu KSW-800NE 211

6. BEZPIECZNE SYSTEMY TRANSPORTOWE W GÓRNICTWIE

6.1. Badania symulacyjne podwieszonego ciągnika PCA-1 z nierównomiernym stopniem zużycia okładzin kół ciernych 225

6.2. Zastosowanie ciągnika podwieszonego typu KPCZ-148 z napędem cierno – zębatym w Kompanii Węglowej S.A. Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice” 237

6.3. Doświadczenia z wdrażania lokomotywy Ld- 31EM w KWK Piast 249

6.4. Innowacyjne rozwiązania ITG KOMAG w zakresie górniczych urządzeń dźwignicowych 257

6.5. Przekształtnikowy układ napędowy maszyny wyciągowej dwusilnikowej 267

7. NOWOCZESNE SYSTEMY WSPOMAGAJĄCE PROCESY PROJEKTOWANIA

7.1. System wspomagania projektowania transportu kopalnianego Safe Trans Design 277

7.2. Komputerowe obliczenia górniczych przenośników zgrzebłowych 289

8. SYSTEMY STEROWANIA MASZYN I URZĄDZEŃ

8.1. System sterowania rozproszonego KOGASTER 309

8.2. Wymagania dotyczące bezpieczeństwa funkcjonalnego podsystemów transmisji danych stosowanych w systemach sterowania maszyn 325

8.3. Wizualizacja i system sterowania złożonym kompleksem maszynowym 337

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

9. BADANIA, IDENTYFIKACJA I OCENA CZYNNIKÓW RYZYKA WYSTĘPUJĄCYCH PODCZAS EKSPLOATACJI MASZYN I URZĄDZEŃ

9.1. System wibrodiagnostyczny maszyn górniczych 347

9.2. Innowacyjne rozwiązanie diagnostyki wybranych zespołów kombajnu ścianowego z zastosowaniem termowizji .....

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL) 365

9.3. Opracowanie zintegrowanego czujnika zmęczenia z atestem górniczym (Development of an integrated, mining approved, fatigue sensor) 377

9.4. Lokalizacja uszkodzeń w kablach i przewodach oponowych – propozycja rozwiązania dla stref zagrożonych wybuchem 391

10. NOWOCZESNE SYSTEMY ORGANIZACJI I ZARZĄDZANIA W SYSTEMACH PRODUKCJI I EKSPLOATACJI MASZYN

10.1. Metody i techniki śledzenia materiałów oraz kontroli dostępu osób bazujące na infrastrukturze sieci w podziemnym wyrobisku górniczym 403

10.2. Dyspozytorski system wspomagający pracę stacji geofizyki górniczej – HESTIA D 417

10.3. Wykorzystanie rozwiązań informatycznych wspomagających procesy zarządzania produkcją w Kompanii Węglowej S.A. 429

10.4. Nowe kierunki i wyzwania w dziedzinie dokumentacji technicznej i zarządzania częściami zamiennymi dla niemieckich producentów urządzeń górniczych (Recent trends and challenges in the field of technical documentation and spare parts management for German mining equipment manufacturers) 439

Indeks autorów 451

Streszczenia w języku polskim i angielskim 453

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wybrane zagadnienia z wniosków komisji powypadkowych w kontekście szkoleń załóg górniczych

Stanisław Trenczek – ITI EMAG

1. Wprowadzenie

O bezpieczeństwie pracy traktuje szereg aktów prawnych, począwszy od Konstytucji Rzeczypospolitej Polskiej [1]. Stanowi ona, że:

- praca znajduje się pod ochroną Rzeczypospolitej Polskiej, a państwo sprawuje nadzór nad warunkami wykonywania pracy (art. 24.),
- każdy ma prawo do bezpiecznych i higienicznych warunków pracy, a sposób realizacji tego prawa oraz obowiązki pracodawcy określają ustawy (art. 66.), m.in. Kodeks pracy [7] i – w przypadku górnictwa – Prawo geologiczne i górnicze [8],
- każdy ma prawo do ochrony zdrowia (art. 68).

Regulacje zawarte w Kodeksie pracy [7], określające (DZIAŁ X. Bezpieczeństwo i higiena pracy) podstawowe obowiązki pracodawcy stanowią, iż pracodawca (rozdział I., art. 27.):

- ponosi odpowiedzialność za stan bezpieczeństwa i higieny pracy,
- jest obowiązany chronić zdrowie i życie pracowników poprzez zapewnienie bezpiecznych i higienicznych warunków pracy przy odpowiednim wykorzystaniu osiągnięć nauki i techniki, w tym w szczególności jest obowiązany m.in.:
- organizować pracę w sposób zapewniający bezpieczne i higieniczne warunki pracy,
- zapewniać przestrzeganie w zakładzie pracy przepisów oraz zasad bezpieczeństwa i higieny pracy, wydawać polecenia usunięcia uchybień w tym zakresie oraz kontrolować wykonanie tych poleceń,
- zapewniać wykonanie nakazów, wystąpień, decyzji i zarządzeń wydawanych przez organy nadzoru nad warunkami pracy.

Nie da się jednak całkowicie zapewnić bezpieczeństwa pracownikom, jeśli nie będą oni odpowiednio przygotowani do wykonywanej pracy. Stąd w systemie edukacji narodowej krajów Unii Europejskiej przewidziane jest przekazywanie podstawowej wiedzy z zakresu bezpieczeństwa, higieny pracy, ergonomii – dotyczy to standardów programowych szkół i uczelni. W Polsce Kodeks pracy (DZIAŁ X. Bezpieczeństwo i higiena pracy) nakłada na Ministra Edukacji Narodowej taki obowiązek, przy czym wymaga uzgodnienia zakresu tej problematyki z Ministrem Pracy i Polityki Socjalnej.

Bardziej rygorystycznie do szkolenia odnoszą się kolejne zapisy tego Działu X, które stanowią, że pracodawca:

- nie może dopuścić pracownika do pracy, do której wykonywania nie posiada on wymaganych kwalifikacji lub potrzebnych umiejętności, a także dostatecznej znajomości przepisów oraz zasad bezpieczeństwa i higieny pracy,
- jest obowiązany zapewnić przeszkolenie pracownika w zakresie bezpieczeństwa i higieny pracy przed dopuszczeniem go do pracy oraz prowadzenie okresowych szkoleń w tym zakresie,
- jest obowiązany zaznajamiać pracowników z przepisami i zasadami bezpieczeństwa i higieny pracy dotyczącymi wykonywanych przez nich prac,
- jest obowiązany wydawać szczegółowe instrukcje i wskazówki dotyczące bezpieczeństwa i higieny pracy na stanowiskach pracy.

Z kolei prawo geologiczne i górnicze stanowi (art. 112), że:

- osoby wykonujące czynności w ruchu zakładu górniczego szkoli się w zakresie znajomości przepisów i zasad bezpieczeństwa i higieny pracy, w tym bezpiecznego wykonywania powierzonych im czynności, przy czym osoby te nie mogą być dopuszczone do pracy w ruchu zakładu górniczego, jeżeli nie wykażą się dostateczną znajomością tych przepisów i zasad,
- szkolenia organizuje i prowadzi przedsiębiorca lub na jego zlecenie jednostka organizacyjna prowadząca działalność szkoleniową, przy czym ten, kto trudni się szkoleniem osób wykonujących czynności w ruchu zakładu górniczego, jest obowiązany posiadać odpowiednią kadrę oraz niezbędne środki umożliwiające właściwe szkolenie,
- szkolenie tych osób oraz osób kierownictwa i dozoru ruchu podziemnego zakładu górniczego odbywa się na podstawie programów szkolenia, zatwierdzanych, w drodze decyzji, przez właściwe organy nadzoru górniczego.

Jak więc z powyższego wynika, szkolenie uznawane jest za jedno z podstawowych działań mających przyczyniać się do bezpieczeństwa pracy, a także bezpieczeństwa ruchu zakładu górniczego.

2. Szkolenia po zdarzeniach wypadkowych

W historii polskiego górnictwa datowanej od zakończenia II wojny światowej odnotowano bardzo dużo zdarzeń, z których znaczna część była tragiczna w skutkach. Częścią z nich są zdarzenia zaistniałe w XXI w., przy czym najwięcej miało związek z metanem (tabela 1).

Szczególnie niebezpieczne zdarzenia poddawane są szczegółowym badaniom oraz analizom, dokonywanym przez specjalistów Wyższego Urzędu Górniczego, naukowców wyższych uczelni i jednostek naukowych oraz praktyków górniczych. Zazwyczaj Prezes WUG powołuje takich specjalistów do komisji tzw. powypadkowej, której zadaniem jest m.in. określenie przyczyn

i okoliczności zdarzenia i sformułowanie odpowiednich wniosków. W latach 2000-2013 najwięcej, bo aż 11 komisji powołano po zdarzeniach z udziałem metanu (tab. 1., lp.: 1, 3, 4, 5, 7, 12, 14, 19, 20, 22, 25).

Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w latach 2001-2013 [6]

Tabela 1

Lp.	Kopalnia	Data	Inicjał	Miejsce zdarzenia	Konsekwencja zdarzenia	Wypadki (śmiertelne / ciężkie / lekkie)
1.	Rydułtowy	23.03.2002	iskry mechaniczne od przenośnika	likwidowany chodnik za ścianą	wybuch	3 / 5 / 2
2.	Budryk	17.07.2002	iskrzenie tarciowe skał zawałowych	ściana	zapalenie	0 / 0 / 0
3.	Pniówek	05.09.2002	iskry mechaniczne od kombajnu	ściana	zapalenie i wybuch	1 / 7 / 5
4.	Bielszowice	24.02.2003	pożar szczelinowy płotu wzdłuż zrobów zawałowych	rejon skrzyżowania ściany z chodnikiem wentylacyjnym	zapalenie	0 / 13 /19
5.	Brzeszcze	01.04.2003	iskry mechaniczne od kombajnu	rejon skrzyżowania ściany z chodnikiem wentylacyjnym	zapalenie	1 / 6 / 5
6	Zofiówka	10.06.2003	iskry mechaniczne od kombajnu	ściana	zapalenie	0 / 0 / 0
7	Sośnica	07.11.2003	pożar endogeniczny w zrobach zawałowych ściany	rejon skrzyżowania ściany z chodnikiem wentylacyjnym	zapalenie i wybuch	3 / 1 / 6
8	Budryk	17.08.2004	iskry mechaniczne od kombajnu	chodnik w drążeniu	zapalenie	0 / 0 / 0
9	Halemba	03.03.2005	iskry mechaniczne od kombajnu	ściana	zapalenie	0 / 0 / 0
10	Sośnica	17.05.2005	roboty strzałowe	rejon skrzyżowania ściany z chodnikiem wentylacyjnym	zapalenie	0 / 0 / 0
11	Staszic	25.10.2005	prawdopodobnie papierosy	chodnik w likwidacji	zapalenie	0 / 2 / 0
12	Zofiówka	22.11.2005	ciśnienie strukturalne górotworu	przodek chodnika transportowego w drążeniu	wyrzut metanu i skał	3 / 0 / 5
13	Szczygłowice	11.05.2006	iskry od odbieraka lokomotywy	przecznica przewozowa	zapalenie	0 / 0 / 8

Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w latach 2001-2013 [6] (c.d.)

Tabela 1

14	Halemba	21.11.2006	brak jednoznacznej przyczyny	ściana w likwidacji	zapalenie i wybuch	23 / 0 / 1
15	Halemba	23.05.2007	iskry mechaniczne od kombajnu	chodnik w drążeniu	zapalenie	0 / 0 / 0
16	Pokój	28.07.2007	roboty strzałowe	rejon skrzyżowania ściany z chodnikiem wentylacyjnym	zapalenie	0 / 0 / 4
17	Bielszowice	2.09.2007	roboty strzałowe	ściana	zapalenie i wybuch	0 / 0 / 0
18	Budryk	30.10.2007	iskry mechaniczne od kombajnu	chodnik w drążeniu	zapalenie	0 / 0 / 0
19	Mysłowice-Wesoła	13.01.2008	pożar endogeniczny w otamowanym chodniku	rozcinka ściany	zapalenie i wybuch	2 / 0 / 1
20	Borynia	4.06.2008	brak jednoznacznej przyczyny	ściana	zapalenie i wybuch	6 / 5 / 12
21	Zofiówka	20.10.2009	iskry mechaniczne od kombajnu	ściana	zapalenie	0 / 0 / 0
22	Wujek Ruch Śląsk	18.09.2009	zwarcie urządzeń elektrycznych	ściana	zapalenie i wybuch	20 / 25 / 9
23	Mysłowice-Wesoła Ruch Wesoła	16.05.2010	pożar endogeniczny w zrobach zawałowych ściany	rejon skrzyżowania ściany z chodnikiem wentylacyjnym	dwukrotne zapalenie	0 / 0 / 2
24	Murcki-Staszic Ruch Staszic	13.03.2011	iskry mechaniczne od kombajnu	wyrobisko w drążeniu	zapalenie	0 / 0 / 0
25	Krupiński	5.05.2011	wzajemne tarcie metalowych elementów podczas ruchu przenośnika ścianowego	rejon skrzyżowania ściany z chodnikiem wentylacyjnym	zapalenie	3 / 9 / 2
26	Bielszowice	12.08.2011	urabianie zwięzłych skał lub tarcie elementów metalowych bądź tarcie w zawale skał stropowych	ściana	zapalenie	0 / 0 / 0
27	Murcki-Staszic Ruch Staszic	28.01.2013	iskry mechaniczne od kombajnu	ściana	zapalenie	0 / 0 / 0
28	Murcki-Staszic Ruch Staszic	6.02.2013	iskry mechaniczne od kombajnu	ściana	zapalenie	0 / 0 / 0

Zestawienie zdarzeń z udziałem metanu w latach 2001-2013 [6] (c.d.)

Tabela 1

29	Rydułtowy-Anna	25.02.2013	iskry mechaniczne od kombajnu	chodnik w drążeniu	zapalenie	0 / 0 / 0
30	Knurów-Szczygłowice Ruch Szczygłowice	25.03.2013	iskry mechaniczne od kombajnu	chodnik w drążeniu	zapalenie	0 / 0 / 0

Ponadto w trzech przypadkach związane to było po wstrząsach górotworu, które wystąpiły:

- w KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin" w Lubinie – 04.08.2003 r. – wskutek tąpnięcia miał miejsce 1 wypadek śmiertelny, 1 ciężki, 7 lekkich,
- w KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Rudna" w Polkowicach – 05.08.2005 r. – wskutek tąpnięcia miał miejsce 1 wypadek śmiertelny, 3 ciężkie, 13 lekkich,
- w KWK Pokój w Rudzie Śląskiej – 27.07.2006 r. – wskutek tąpnięcia doszło do 4 wypadków śmiertelnych i 6 lekkich.

Komisje powołano także po:

- wybuchu pyłu węglowego, zaistniałego w dniu 06.02.2002 r. w KWK „Jas-Mos" w Jastrzębiu Zdroju, w czasie prowadzenia robót strzałowych – 10 wypadków śmiertelnych, 2 wypadki ciężkie,
- pożarze i detonacji przewożonego materiału wybuchowego zaistniałych w dniu 15 grudnia 2003 r. w KGHM Polska Miedź S.A. O/ZG „Lubin" w Lubinie – 3 wypadki ciężkie i 44 lekkie.

Ponadto, powodem powołania komisji były też:

- erupcja i pożar na otworze WM-B6H PMG „Wierzchowice" – 21.07.2002 r. – w rejonie budowanego Podziemnego Magazynu Gazu „Wierzchowice" (PGNiG S.A. w Warszawie),
- awaria górniczego wyciągu szybowego – 10.08.2008 r. – zainstalowanego w szybie V KWK Bielszowice w Rudzie Śląskiej,
- uszkodzenie obudowy szybu wentylacyjnego V oraz katastrofa budowlana – 04.09.2008 r. – w KWK Szczygłowice w Knurowie.

Część z wniosków ma charakter doraźny, rozwiązujący problem danego rejonu lub danego zakładu górniczego, część dotyczy prowadzenia ruchu – w ogólnym tego znaczeniu – we wszystkich zakładach górniczych, część zaś

określa zadania dla jednostek naukowo-badawczych związane z rozwiązywaniem konkretnych problemów. Często też adresatem wniosków jest szeroko pojęte ratownictwo górnicze, a czasem ustawodawca, któremu proponuje się zmianę konkretnych przepisów.

Spośród wielu wniosków, jakie w ostatnich kilkunastu latach zostały zawarte w sprawozdaniach komisji szczególne znaczenie, w kontekście tematyki rozdziału, mają wnioski nakazujące zapoznanie wszystkich pracowników z okolicznościami i przyczynami danego zdarzenia oraz wskazujące na potrzebę szkoleń specjalistycznych, co pokazuje kilka poniższych przykładów.

Pierwszym, jest wniosek sformułowany po wybuchu pyłu węglowego w kopalni „Jas-Mos" [5] – pkt 13.II.3:

Należy zorganizować i prowadzić cykliczne szkolenia kończone egzaminami sprawdzającymi, dla osób dozoru ruchu, przodowych i górników strzałowych w zakresie bezpiecznego wykonywania robót strzałowych. Szkolenia te powinny być prowadzone na podstawie jednolitego programu oraz odbywać się w odpowiednich ośrodkach szkoleniowych.

Drugim, wniosek sformułowany po zapaleniu metanu w KWK „Pniówek" [3] – pkt 14.2 ppkt 4:

Przeszkolić osoby kierownictwa i dozoru kopalń z zakresu prowadzenia robót w warunkach współwystępujących zagrożeń ze szczególnym zwróceniem uwagi na zwalczanie zagrożenia od mechanicznego iskrzenia w czasie urabiania zwięzłych skał mogących spowodować zapalenie metanu oraz kontroli zagrożenia metanowego w czasie urabiania w strefach zaburzeń geologicznych.

Kolejne przykłady, to wnioski sformułowane po wypadku zbiorowym, jaki miał miejsce w KWK „Bielszowice" [2] – pkt 12.2 ppkt 2:

Przeprowadzić szkolenie dla dozoru oraz kierownictwa kopalń z zakresu prowadzenia robót w warunkach współwystępowania zagrożeń z uwzględnieniem opisów zaistniałych zdarzeń w kopalniach „Jas-Mos", „Rydułtowy", „Pniówek", „Budryk" i „Bielszowice";

oraz po samozapaleniu resztek węgla w zrobach czynnej ściany, jako przyczyny zapalenia metanu i wypadku zbiorowego w KWK „Sośnica" [4] – pkt 12.1. ppkt 1:

Przeprowadzić szkolenie dla dozoru oraz kierownictwa kopalń z zakresu prowadzenia robót w warunkach współwystępowania zagrożeń z uwzględ-

nieniem opisów zaistniałych zdarzeń w kopalniach „Rydułtowy", „Pniówek", „Budryk" i „Bielszowice", „Brzeszcze" i „Sośnica". Szkolenie winno obejmować również sposób zachowania się załogi w przypadku zapalenia metanu i pożaru oraz praktyczne umiejętności gaszenia.

3. Różnorodność szkoleń szansą dotarcia do wszystkich odbiorców

Z przedstawionych na wstępie wymagań ustawowych w zakresie szkoleń oraz z powyższych przykładów szkoleń specjalistycznych wynika, że przykłada się wielką wagę do efektów wynikających z takich szkoleń. Ponieważ skierowane są one i do osób dozoru i do pozostałych pracowników tematyka musi być tak sformułowana, by uwzględniała poziom posiadanej wiedzy przez te grupy pracowników.

Niezależnie od tego szkolenia muszą być odpowiednio udoskonalane zarówno pod względem treści, jak i formy. Odpowiednią jakość szkolenia zapewnia zatrudnianie w charakterze wykładowców doświadczonych praktyków, a w przypadku szkoleń specjalistycznych także naukowców. Przykładem takich szkoleń mogą być organizowane przez Ośrodek Szkoleniowy Instytutu EMAG kursy:

- Kopalniane systemy monitorowania parametrów bezpieczeństwa oraz systemy łączności alarmowo-rozgłoszeniowej – kurs dla osób dozoru, pozwalający na maksymalne wykorzystanie wiedzy o monitorowanych parametrach dla podejmowania właściwych decyzji w przypadku wzrostu poziomu zagrożeń.
- Stosowanie zabezpieczeń systemowych podczas robót górniczych prowadzonych w warunkach współwystępowania zagrożeń – analiza zdarzeń zaistniałych w kopalniach, kurs dla osób kierownictwa kopalni i osób dozoru wyższego oraz osób funkcyjnych, pokazujący i utrwalający dobre praktyki w przypadkach wystąpienia realnego zagrożenia.
- Pomiaroznawstwo stosowane w aerologii górniczej, kurs dla osób dozoru działu wentylacji oraz pracowników funkcyjnych działu wentylacji (pomiarowców i próbobiorców), uczący praktycznego, poprawnego wykorzystania urządzeń i przyrządów pomiarowych.

Dobre efekty uzyskuje się łącząc wykłady z zajęciami praktycznymi, szczególnie w przypadkach szkoleń potwierdzających lub podnoszących niektóre kwalifikacje. Lepszemu przyswajaniu wiedzy sprzyja też rozwój technik audiowizualnych, pozwalający zobrazować tematykę szkoleń w postaci

slajdów, czy też filmów. Dużym wsparciem w tych działaniach jest możliwość dotarcia do osób zainteresowanych poprzez internet. Od pewnego czasu na stronie www.youtube.com/WyzszyUrzadGorniczy umieszczane są różnego rodzaje filmy. Od szkoleń o tematyce ogólnej (np.: „Apel do górników", „Typowe wypadki górnicze", „Metan zawsze groźny", „Gaszenie metanu", „Alkohol na szychcie", „Pył węglowy w kopalni – czarny zabójca"), poprzez animacje o zdarzeniach wypadkowych (np.: „Katastrofa w Halembie", „Wybuch pyłu węglowego") do specjalistycznych szkoleń („Właściwa eksploatacja maszyn i urządzeń budowy przeciwwybuchowej"). Wśród twórców tych i innych filmów znajdują się m.in. pracownicy Wyższego Urzędu Górniczego oraz Instytutu Techniki Górniczej KOMAG.

Bardzo dobrymi formami są też szkolenia z wykorzystaniem elektronicznych nośników informacji, z nagranymi wizualnymi instrukcjami obsługi (np. instrukcja obsługi kombajnu, wykonana przez KOMG przy współpracy z grupą KOPEX), podobnie jak z wykorzystaniem okularów 3D, np. do szkolenia operatorów górniczych środków transportowych (podziemnych kolejek podwieszanych, na trenażerze opracowanym przez firmę Becker-Warkop).

Nie bez znaczenia jest też objęcie wszystkich pracowników zakładów górniczych różnego rodzaju programami mającymi na celu ukierunkowanie przekazywanej wiedzy na poprawę bezpieczeństwa. Do tego typu programów należy przede wszystkim Program Zero Tolerancji zainicjowany przez Wyższy Urząd Górniczy po stwierdzeniu wzrostu liczby wypadków w górnictwie spowodowanych tzw. „czynnikiem ludzkim". Wydane w tym celu zostały broszury i ulotki, zawierające opisy działań prewencyjnych. Kolejnymi przykładami takich działań są broszury z serii Katalog Dobrych Praktyk, w tym m.in.: „Katalog dobrych praktyk w Zakładach Przeróbki Mechanicznej", czy też „Kodeks praktyk zachowania bezpieczeństwa i zdrowia w podziemnych zakładach górnictwa węglowego".

4. Podsumowanie

W Polsce dbałość o zdrowie i bezpieczeństwo każdego pracownika jest ustawowym obowiązkiem każdego pracodawcy, na którym ciąży także obowiązek ciągłego szkolenia pracowników, dostosowanego do warunków występujących podczas wykonywania pracy.

W podziemnych zakładach górniczych waga szkoleń nabiera istotnego znaczenia ze względu na kumulację zagrożeń naturalnych i technicznych, tworzących niebezpieczne środowisko pracy.

Programy szkoleń ogólnych i specjalistycznych wymagają ciągłego doskonalenia, muszą też uwzględniać tematy wynikające z zaistniałych zdarzeń wypadkowych i katastrof.

Wykorzystanie w szkoleniach form audiowizualnych oraz filmów i animacji komputerowych daje szansę dotarcia do wszystkich pracowników objętych koniecznością szkolenia.

Cennym wzbogaceniem form szkolenia jest stosowanie różnego rodzaju programów o permanentnym sposobie działania, utrwalających stosowanie dobrych, bezpiecznych praktyk przy wykonywaniu codziennej pracy.

Szkolenie pracowników jest najtańszą inwestycją w poprawę bezpieczeństwa pracy, dającą jednocześnie szansę na uniknięcie kosztów poważnych zdarzeń, wypadków, katastrof.

Literatura

1. Konstytucja Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 2 kwietnia 1997 r. Dz. U. nr 78, poz. 483.
2. Sprawozdanie Komisji powołanej przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego dla zbadania przyczyn i okoliczności wypadku zbiorowego zaistniałego w dniu 24 lutego 2003 r. w Kopalni Węgla Kamiennego „Bielszowice" w Rudzie Śląskiej, wchodzącej w skład Kompani Węglowej S.A. w Katowicach.
3. Sprawozdanie Komisji powołanej dla zbadania przyczyn i okoliczności wypadku zbiorowego zaistniałego w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. Kopalnia Węgla Kamiennego „Pniówek" w Jastrzębiu Zdroju w dniu 5 września 2002 r.
4. Sprawozdanie Komisji powołanej dla zbadania przyczyn i okoliczności wypadku zbiorowego zaistniałego w dniu 7 listopada 2003 r. w Kopalni Węgla Kamiennego „Sośnica" w Gliwicach, wchodzącej w skład Kompani Węglowej S.A. w Katowicach.
5. Sprawozdanie Komisji powołanej dla zbadania przyczyn i okoliczności wypadku zbiorowego zaistniałego w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. Kopalnia Węgla Kamiennego „Jas-Mos" w Jastrzębiu Zdroju w dniu 6 lutego 2002 r.

6. Stan bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie – Sprawozdania WUG dotyczące stanu bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie sporządzane w latach 2000-2012. Dostępność: http://www.wug.gov.pl/index.php?bhp
7. Ustawa z dnia 26 czerwca 1974 r. Kodeks pracy. Dz.U. z 1974 r. Nr 24, poz. 141 z późn. zm.
8. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze. Dz. U. Nr 163, poz. 981.

Oparte na wiedzy metody i narzędzia wspomagające analizy powypadkowe – pozyskiwanie, gromadzenie i przetwarzanie danych

Wojciech Wołczyk, Łukasz Jaszczyk, Dariusz Michalak – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

System Wspomagania Służb BHP (SWS BHP) to rozwiązanie informatyczne, działające w oparciu o opracowaną autorską platformę internetową. Rozwiązanie wspomaga proces dokumentowania działań powypadkowych poprzez udostępnianie na platformie internetowej elektronicznych formularzy pozwalających na wprowadzanie informacji o zaistniałym wypadku. Na podstawie wprowadzonych danych generowane są wymagane przepisami dokumenty na potrzeby raportowania wewnętrznego (dokumenty wewnętrzne firmy) oraz zgłaszania informacji o zaistniałym wypadku w postaci statystycznej karty wypadku, oraz informacji do Zakładu Ubezpieczeń Społecznych. System umożliwia ponadto generowanie raportów i statystyk na podstawie wprowadzonych danych. Dokumentacja powypadkowa w wersji papierowej jaka prowadzona jest obecnie, sprawia trudności w tworzeniu aktualnych statystyk. Obecnie na potrzeby procesu raportowania wymagane jest zaangażowanie uprawnionego pracownika do pozyskiwania określonych danych, przepisywania ich do programu komputerowego i wreszcie sporządzania statystyk i wykresów. Rozwiązanie proponowane przez ITG KOMAG pozwala w łatwy i przejrzysty sposób sporządzać i przedstawiać informacje pomocne w analizie aktualnego stanu bezpieczeństwa.

2. Pozyskiwanie i gromadzenie danych o zaistniałych wypadkach

Aktualnie baza danych zawiera kilkaset zdarzeń wypadkowych, każde z nich opisywane jest (w zależności od zakresu posiadanych danych) przez 20 ÷ 100 zmiennych opisujących całe zdarzenie. Interpretacja takich ilości danych i znajdowanie powiązań pomiędzy poszczególnymi danymi jest praktycznie niemożliwe – dane przedstawiane są aktualnie w 12 zestawieniach statystycznych – rodzaje wypadków, częstość itd. Nowym rozwiązaniem zaimplementowanym w systemie jest moduł wnioskowania, pozwalający na podejmowanie określonych działań w oparciu o zidentyfikowane trendy – np. dotyczących czasu i miejsca zdarzenia, zaangażowanych w zdarzenie osób itd. W systemie zastosowano aktualnie dostępne techniki informatyczne, które znacznie ułatwiają proces sporządzania dokumentacji, a ponadto stwarzają nowe możliwości związane z eksploracją danych. „System Wspomagania Służb BHP” ma postać strony internetowej, dzięki czemu wymagania stawiane

użytkownikowi ograniczają się do posiadania przeglądarki internetowej oraz dostępu do sieci komputerowej. Jak wynika z rozpoznania dostępnych na rynku aplikacji, do wspomagania pracy służb BHP, oferowane są rozwiązania o charakterze zamkniętym, jako gotowe produkty. Nie mogą być one zastosowane w praktyce górniczej, ponieważ każdy zakład górniczy, oprócz podstawowej dokumentacji powypadkowej wymaganej przepisami, sporządza dodatkową, dla własnych potrzeb i analiz dokumentację, która w tym zakresie może różnić się od dokumentacji innych zakładów górniczych.

System SWS BHP można podzielić na dwa główne moduły:

- „Dokumentacja powypadkowa" – umożliwia użytkownikowi wypełnianie dokumentacji,
- „Analiza wypadkowa" – pozwala na tworzenie statystyk i analizę zawartych w systemie danych.

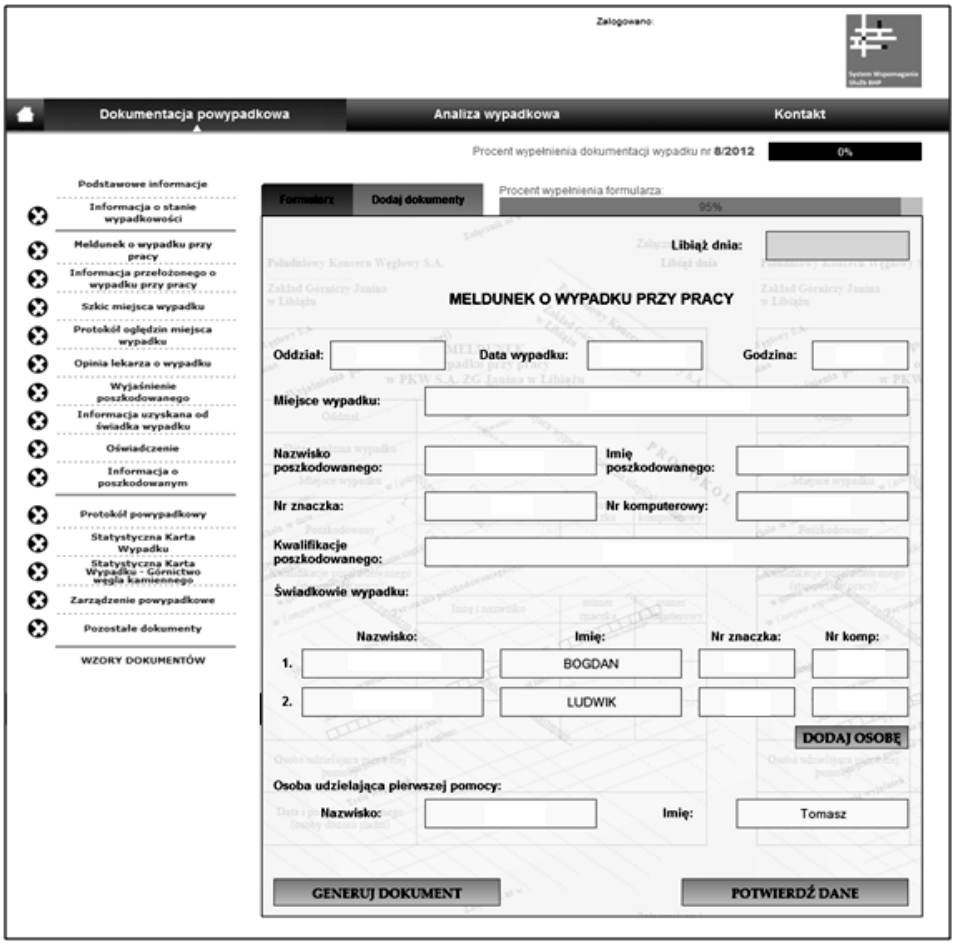
Dostęp do zasobów bazy danych, wprowadzanie i edycja danych odbywa się z wykorzystaniem interfejsu WWW. Podstawowe założenia funkcjonalne to:

- aplikacja internetowa umieszczona na serwerze; przesunięcie wszystkich działań obliczeniowych na stronę serwera udostępniającego aplikację, sprawia, że dostęp do serwisu nie wymaga posiadania wysoko wydajnych stacji roboczych,
- aplikacja działa w oparciu o dostęp do współdzielonej bazy danych, umieszczonej w lokalizacji sieciowej, co gwarantuje dostęp do zawsze aktualnych danych dla wszystkich użytkowników,
- autoryzacja i dostęp do systemu odbywa się na podstawie przydzielonych użytkownikowi uprawnień.

W zakresie modułu „Dokumentacja powypadkowa" można:

- tworzyć nowe zdarzenie wypadkowe lub edytować (przeglądać) już istniejące,
- wypełniać wymaganą dokumentację poprzez wprowadzanie danych do formularzy,
- eksportować do formatu DOCX (Microsoft Word) wypełniony i gotowy do wydruku dokument,
- dodawać dokumenty w postaci skanu,
- oznaczać dokumenty jako posiadane w formie papierowej,
- pobierać puste wzory dokumentów.

Wprowadzanie danych odbywa się za pośrednictwem interaktywnych formularzy, które wyposażono w mechanizmy ułatwiające wprowadzanie powtarzalnych danych oraz możliwość śledzenia braków we wprowadzonym dokumencie, co znacząco ułatwia proces wprowadzania danych do systemu, rysunek 1.



Rys.1. Przykład formularza w module "Dokumentacja powypadkowa" [1]

Ponadto ciągła interakcja formularza z danymi zawartymi w bazie pozwala na wyświetlanie sugestii dotyczących nazwisk i numerów pracowników. Użytkownik wpisując ciąg znaków uruchamia mechanizm wyszukujący powtarzające się ciągi danych w bazie i wyświetla użytkownikowi podpowiedzi w oparciu o dane już wprowadzone. Zatwierdzenie podpowiedzi przez użytkownika powoduje automatyczne wypełnienie związanych pól.

3. Przetwarzanie danych o zaistniałych wypadkach

W zakresie modułu „Analiza powypadkowa" systemu SWS BHP użytkownik ma do dyspozycji następujące funkcje:

– określanie trendów – moduł pozwalający na definiowanie, przez osoby posiadające odpowiednie uprawnienia dostępu, kryteriów, względem których wyliczane są trendy,

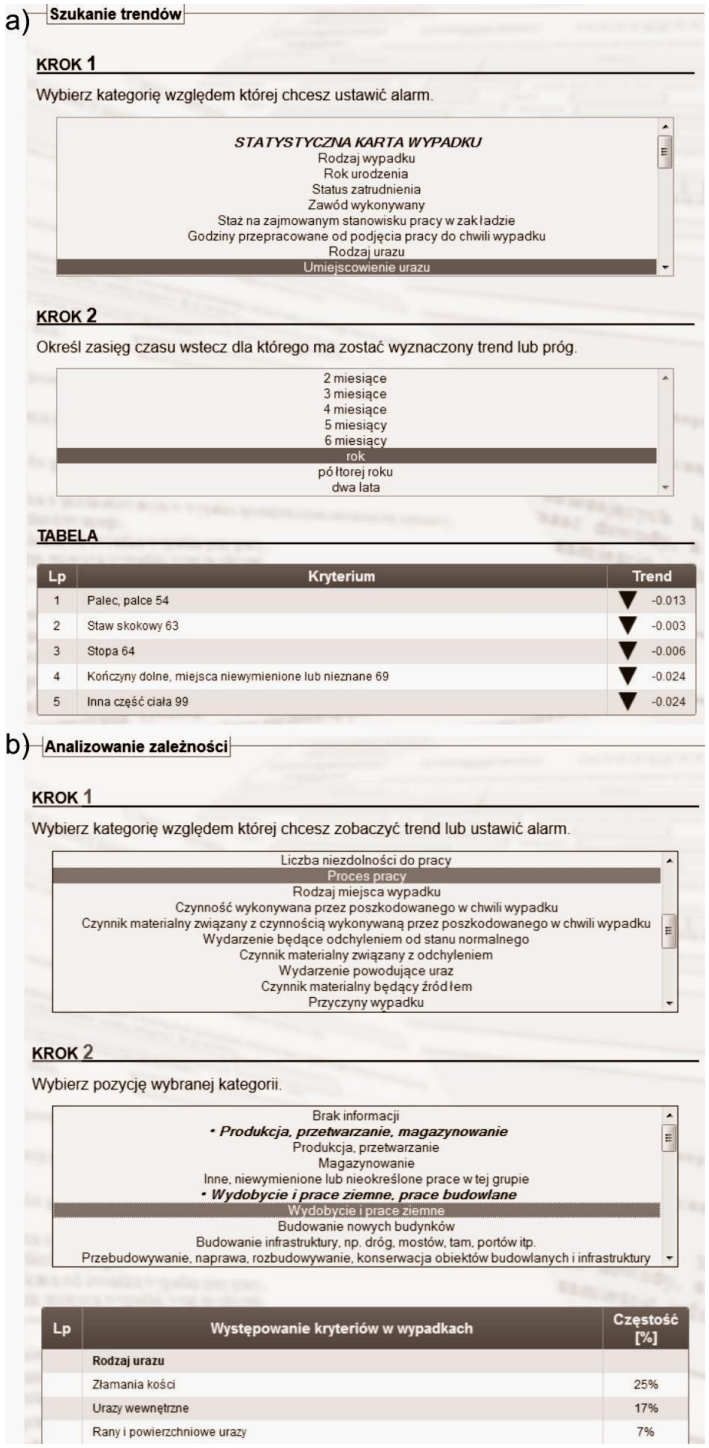
- przeglądanie trendów – moduł pozwalający przeszukiwać bazę według określonych kryteriów, wyznaczać trendy w postaci wykresu oraz ustawiać progi alarmowe,
- zarządzanie alarmami – umożliwia podgląd ustawionych alarmów,
- analizowanie zależności – moduł pozwalający obliczyć procent występowania wypadków według zadanego kryterium,
- wygenerowanie wizualizacji obrazującej rozmieszczenie zdarzeń na aktualnej mapie wyrobisk.

Na rysunku 2 przedstawiono zrzut ekranowy obrazujący wygląd interfejsu formularzy pozwalających na analizę trendów oraz analizę zależności.

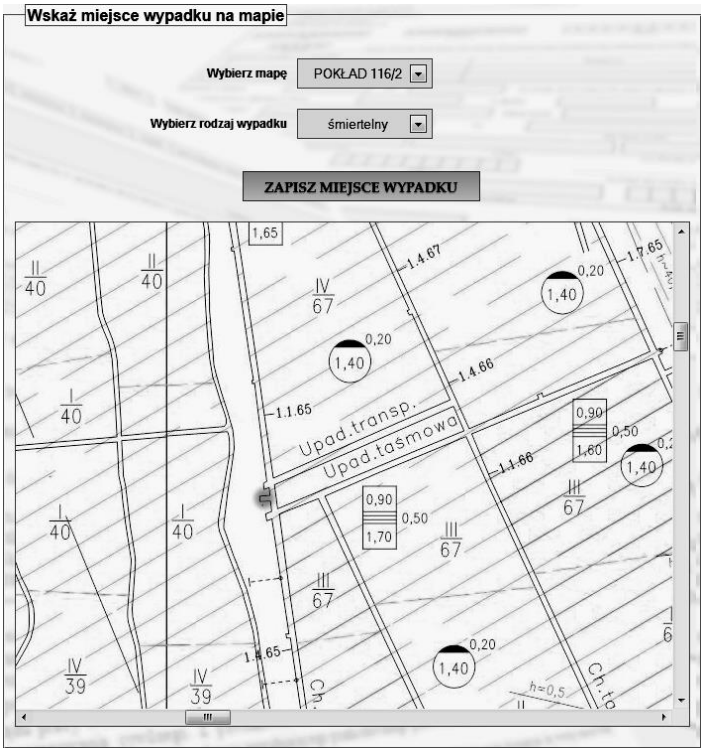
Dodatkowo moduł analizy trendów pozwala na ustanawianie alarmów – wartości progowych definiowanych jako częstość występowania wybranych parametrów w określonym czasie, co pozwala doświadczonym użytkownikom na określanie progów występowania określonych rodzajów zdarzeń, po przekroczeniu których system wyświetli komunikat. Można to wykorzystać do przygotowywania określonych działań profilaktycznych w oparciu o informacje o powtarzających się problemach. Moduł „Analizowanie zależności" bazuje na metodzie zwanej analizą koszykową. Możliwe jest samodzielne kreowanie złożonych zapytań do bazy danych, co pozwala na określanie zależności pomiędzy wybranymi typami zdarzeń – np. rodzaj urazu – wiek poszkodowanego, typ wypadku – stanowisko.

Bardzo pomocnym dla użytkowników rozwiązaniem może okazać się funkcja wizualizacji miejsc zdarzeń wypadkowych. Opracowana w ramach prac rozwojowych prototypowa funkcja pozwala użytkownikowi opisać wypadek nie tylko poprzez zestaw zmiennych, ale także poprzez wskazanie jego miejsca zaistnienia na mapie cyfrowej wyrobisk. Aby użytkownik systemu mógł dodać na mapę punkt obrazujący miejsce zaistnienia zdarzenia wypadkowego, dodano przycisk „Wskaż na mapie" znajdujący się obok pola dotyczącego miejsca wypadku w podstawowych informacjach wchodzących w skład modułu dokumentacji powypadkowej. Punkty obrazujące wypadki w module wizualizacji przedstawiane są w postaci półprzeźroczystych obszarów, które w momencie wzajemnego nakładania się na siebie przybierają bardziej intensywny kolor, rysunek 3.

W module związanym z wizualizacją miejsca wystąpienia wypadku istnieje szereg problemów wynikających z konieczności pracy na aktualnej wersji mapy, ponieważ jest to jedyna możliwość porównania danych historycznych z bieżącymi. Rozwiązaniem jest opracowanie podejścia wpisującego się w metodologię aktualizacji map cyfrowych w konkretnym zakładzie górniczym. Jak wynika z aktualnie prowadzonych prac rozwojowych, nie ma możliwości przygotowania uniwersalnej wersji tego modułu, konieczne jest przygotowanie spersonalizowane podejścia wpisującego się w politykę aktualizacji map w określonym zakładzie górniczym.



Rys.2. Przykłady wyników działania formularzy: *a) analiza trendów, b) analiza zależności* [1]



Rys.3. Formularz służący do zapisywania informacji dotyczących miejsca wypadku na mapie cyfrowej [1]

4. Doświadczenia z pierwszych prac wdrożeniowych

System wspomagania służb BHP obecnie wykorzystywany jest w zakładach górniczych Południowego Koncernu Węglowego S.A., tj.: w Zakładzie Górniczym Janina oraz w Zakładzie Górniczym Sobieski. System zainstalowany jest na serwerze, należącym do PKW S.A. w Jaworznie, w ramach prac wdrożeniowych przeprowadzono przeszkolenie pracowników odpowiedzialnych za przygotowywanie dokumentacji powypadkowej tj. pracowników działu BHP i Szkolenia.

Aby w pełni wykorzystać możliwości systemu, już w pierwszych dniach po zainstalowaniu programu na serwerze PKW S.A. do systemu wprowadzono dane archiwalne dotyczące zaistniałych zdarzeń wypadkowych z lat 2007-2012. W procesie instalacji wykryto i usunięto szereg problemów informatycznych, wynikających m.in. ze zróżnicowania przeglądarek internetowych. Powszechność stosowania dokumentów papierowych wymusiła rozszerzenie funkcjonalności systemu o możliwość dołączania skanów dokumentów papierowych wymaganych przepisami prawa i wewnętrznymi wymogami firmy. Aby zwiększyć odpowiedzialność za treści wprowadzanych danych, każda zmiana

w dokumentacji powoduje dodanie do formularza informacji o osobie, która dokonała modyfikacji danych.

Utworzenie kont użytkowników systemu chronionych hasłem oraz nadawanie uprawnień pozwoliło ograniczyć grupy osób upoważnionych do pozyskiwania jak również wprowadzania czy zmieniania informacji zawartych w systemie. Dostęp do opracowywanej dokumentacji, możliwy jest aktualnie tylko dla pracowników z zakładu górniczego, w którym zaistniało zdarzenie wypadkowe. Nadawanie uprawnień poszczególnym pracownikom realizowane było w porozumieniu z głównym inżynierem ds. bhp i szkolenia, który określił ich zakres dla użytkowników systemu.

Chcąc zapewnić prawidłowe działanie modułu analiz wypadkowych należało przygotować formularze w taki sposób, aby wyeliminować możliwość wprowadzania danych błędnych lub w niewłaściwym formacie. Dotyczyło to tych pól, które mają określoną i skończoną listę odpowiedzi (np. pola w statystycznej karcie wypadku), pól zawierających daty czy pól, w których mogą być tylko cyfry. Wynikiem tych działań jest cały szereg usprawnień i mechanizmów ułatwiających wprowadzanie powtarzalnych danych. Aktualnie do systemu wprowadzono ponad tysiąc sto zdarzeń wypadkowych (stan na 09.2013).

5. Podsumowanie

Przedstawione moduły rozbudowujące funkcjonalność systemu SWS BHP rozszerzają możliwości analizy danych zawartych w systemie. Opracowane funkcjonalności są odpowiedzią na sugestie użytkowników, którzy podczas pracy z systemem identyfikują nowe możliwości analiz jakie daje opracowane środowisko informatyczne.

System SWS BHP jest narzędziem intuicyjnym, możliwa jest jego obsługa i konfiguracja przez osoby z działów BHP (nie mające przygotowania programistycznego). Sposób przygotowania danych i ich raportowanie spełnia nie tylko formalne wymogi dotyczące dokumentowania zdarzeń wypadkowych, ale daje także szerokie możliwości dalszego wykorzystania wyników analiz. Jak wynika z rozpoznania w zakresie oczekiwanych funkcjonalności typowe analizy statystyczne stosowane w zakresie takim jak np. w raporcie WUG, mają istotne znaczenie jedynie w skali globalnej. Realizacja bieżących działań profilaktycznych i szkoleniowych opiera się na szczegółowych danych pochodzących z rozpatrywanego zakładu górniczego. Dlatego też w module analizy dostarczono intuicyjne narzędzia pozwalające np. na przygotowanie się do realizacji szkolenia dla określonej grupy odbiorców, a z wykorzystaniem modułu raportowania przygotowanie zestawienia opisów przyczyn i skutków zdarzeń ze ściśle określonej grupy.

Literatura

1. Praca pod kierownictwem D. Michalaka: System wspomagania służb BHP - Analiza stanu bezpieczeństwa, ITG KOMAG, Gliwice 2013 (materiały nie publikowane).
2. Wołczyk W., Jaszczyk Ł., Michalak D.: System Wspomagania Służb BHP. Materiały na konferencję XVII Międzynarodowej Szkoły Komputerowego Wspomagania Projektowania, Wytwarzania i Eksploatacji, Szczyrk, 13-17 maja 2013. Wojskowa Akademia Techniczna, Warszawa 2013.

Proces i wyniki oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej w aspekcie nowelizacji przepisów

Daniel Chlebek, Jacek Gerlich - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Podstawowym elementem decydującym o bezpieczeństwie ludzi pracujących w ścianie wydobywczej są sekcje obudowy zmechanizowanej. Stałe dążenie do poprawy bezpieczeństwa procesu eksploatacji, wymaga wykonania oceny stanu technicznego zgodnie z aktualnie obowiązującymi „Wymaganiami w zakresie bezpieczeństwa użytkowania oraz oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej". Na podstawie tego dokumentu, po zakończeniu eksploatacji ściany, a przed zabudowaniem sekcji obudowy zmechanizowanej w następnej ścianie, sekcje obudowy poddawane są ocenie stanu technicznego.

Poniżej przeanalizowano wpływ nowelizacji przepisów w 2010 roku na proces i wyniki oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej, w 9 wybranych zakładach górniczych [4], przeprowadzonych przy współudziale specjalistów Instytutu Techniki Górniczej KOMAG.

2. Porównanie procedur oceny stanu technicznego sekcji przed i po nowelizacji przepisów

Przepisy w zakresie oceny stanu technicznego sekcji kilkakrotnie ulegały zmianie. Zmiany wprowadzone ostatnią nowelizacją przepisów, w odniesieniu do obowiązujących przedstawiono w tabelach 1 i 2. Celem wprowadzenia tych zmian, zbieżnych zresztą z uwagami użytkowników, było uproszczenie procedury oceny.

Porównanie zmian dotyczących organizacji procesu oceny (źródło: opracowanie własne na podstawie [5, 6])

Tabela 1

ROZPORZĄDZENIE MINISTRA GOSPODARKI z dnia 9 czerwca 2006 r. [5]	**ROZPORZĄDZENIE MINISTRA GOSPODARKI z dnia 25 czerwca 2010 r.** [6]
W skład Komisji ds. oceny stopnia zużycia sekcji obudowy zmechanizowanej powoływano: – przedstawicieli zakładu górniczego, – przedstawiciela producenta, – przedstawiciela jednostki upoważnionej do przeprowadzania badań i oceny wyrobów.	W skład Komisji ds. oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej powołuje się: – przedstawicieli zakładu górniczego, – przedstawiciela jednostki notyfikowanej w zakresie obudów zmechanizowanych, – przedstawiciela producenta lub podmiotu wykonującego remont.

Przedmiotem oceny były elementy nośne sekcji: – stropnica, – spągnica (spągnice), – osłona odzawałowa, – łączniki układu lemniskatowego, – sworznie przegubów centralnych, układu lemniskatowego, stropnicy oraz spągnicy.	Wprowadzono pojęcie elementów podstawowych sekcji podlegających ocenie: – stropnica, – spągnica, – osłona odzawałowa, – łączniki układu lemniskatowego, – stojaki i podpory stropnic, – sworznie łączące elementy podstawowe, z wyjątkiem sworzni łączących stojaki z konstrukcją obudowy.
Brak było zapisów dotyczących identyfikacji elementów nośnych sekcji. Sworznie nie były trwale znakowane. Użytkownik zobowiązany był do dokumentowania przebiegu eksploatacji każdej sekcji obudowy.	Wymagane jest trwałe i jednoznaczne znakowanie każdego elementu podstawowego sekcji obudowy zmechanizowanej. Użytkownik zobowiązany jest do ewidencji elementów podstawowych sekcji obudowy zmechanizowanej. Dopuszcza się prowadzenie ewidencji elementów podstawowych sekcji obudowy zmechanizowanej w systemie teleinformatycznym.
Protokoły z obliczonego A_w, przeglądu technicznego i badania technicznego, zatwierdzone przez KRZG, należało przechowywać wraz z książką kontroli obudowy zmechanizowanej.	KRZG potwierdza spełnienie warunków zawartych w protokole z oceny stanu technicznego obudowy zmechanizowanej. Dokument zawierający potwierdzenie, raport, oraz sprawozdania: z przeglądu technicznego i z badania technicznego przechowuje się wraz z książką kontroli obudowy zmechanizowanej.

Porównanie zmian dotyczących przebiegu procesu oceny (źródło: opracowanie własne na podstawie [5, 6])

Tabela 2

ROZPORZĄDZENIE MINISTRA GOSPODARKI z dnia 9 czerwca 2006 r. [5]	**ROZPORZĄDZENIE MINISTRA GOSPODARKI z dnia 25 czerwca 2010 r.** [6]
Pierwszym etapem procesu oceny stopnia zużycia obudowy zmechanizowanej było obliczenie wskaźnika A_w. Wartość wskaźnika A_w w sposób automatyczny decydowała o dalszych procedurach postępowania z sekcją obudowy.	Podstawą rozpoczęcia procesu oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej jest raport z analizy dotychczasowego przebiegu użytkowania sekcji obudowy zmechanizowanej.
Ustalono metody oceny stopnia zużycia obudowy zmechanizowanej, w szczególności konieczność badania technicznego wszystkich sekcji, gdy:	Na podstawie danych zawartych w raporcie określa się zakres procedur niezbędnych dla oceny stanu technicznego obudowy zmechanizowanej. Bada-

– od roku produkcji minęło 10 lat, – wartość wskaźnika $A_w \geq 4000$, – wystąpiły rozbieżności wyników pomiędzy obliczonym A_w, a przeglądem technicznym, – ustalenie roku produkcji sekcji lub elementu nośnego nie jest możliwe.	nie techniczne należy przeprowadzić dla liczby sekcji, zależnej od liczby lat liczonych od roku ich produkcji oraz dla tych sekcji, w których przegląd techniczny ujawnił pęknięcia w elementach podstawowych.
Określono szczegółowe kryteria badania technicznego obudowy zmechanizowanej.	Podano ogólny zakres badania technicznego. Kryteria szczegółowe powinny być określone w Dokumentacji Techniczno-Ruchowej producenta lub w dokumentacji remontowej zakładu wykonującego remont.
W przypadku, gdy wartość wskaźnika $A_w \geq 4000$, jedna sekcja obudowy zmechanizowanej przekazywana była do badań w akredytowanym laboratorium.	W przypadku, gdy wiek sekcji obudowy przekroczył 20 lat od daty produkcji, jedna sekcja obudowy zmechanizowanej przekazywana jest do badań w akredytowanym laboratorium.
Komisja określała zakres badań nieniszczących wykonywanych w ramach przeglądu technicznego.	Badaniom nieniszczącym poddaje się spoiny elementów podstawowych w trakcie badania technicznego.
Przeprowadzano w akredytowanym laboratorium sprawdzenie ciśnienia otwarcia i zamknięcia bloków zaworowych i zaworów upustowych na próbce wynoszącej 3% bloków zaworowych i 1% zaworów upustowych zamontowanych w ścianie.	Sprawdzenie ciśnienia otwarcia i zamknięcia zaworów ograniczających ciśnienie w stojakach i podporach stropnic przeprowadza się w akredytowanym laboratorium na próbce wynoszącej co najmniej 10 zaworów.

3. Analiza wyników ocen stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej

W celu przeprowadzenia analizy wpływu nowelizacji przepisów na proces oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej, na podstawie ocen przeprowadzonych w 9 wybranych zakładach górniczych wyodrębniono dwa okresy:

– I okres obejmujący oceny stanu technicznego od początku 2009 roku do 13.08.2010 – tzn. do ostatniego dnia przed datą wprowadzenia nowelizacji przepisów,
– II okres obejmujący oceny stanu technicznego od ostatniej nowelizacji do końca 2012 roku.

Specjaliści Instytutu Techniki Górniczej KOMAG uczestniczyli w 125 ocenach stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej przeprowadzanych w okresie od początku 2009 roku do końca 2012 roku w analizo-

wanych 9 kopalniach. Liczbę przeprowadzonych ocen stanu technicznego i liczbę sekcji poddanych ocenie, w wyodrębnionych okresach, przedstawiono w tabeli 3.

Zestawienie liczby ocen stanu technicznego oraz liczba sekcji poddanych ocenie w analizowanych okresach (źródło: opracowanie własne na podstawie [2])

Tabela 3

Analizowany okres	Kopalnia	Liczba ocen stanu technicznego	Liczba sekcji poddanych ocenie	Liczba sekcji poddanych badaniu technicznemu	Liczba sekcji poddanych przeglądowi technicznemu
01.01.2009 ÷ 13.08.2010	1	6	792	792	-
	2	6	398	267	131
	3	2	329	329	-
	4	4	398	398	-
	5	6	827	827	-
	6	8	656	656	-
	7	6	687	591	96
	8	3	456	289	167
	9	3	493	165	328
	SUMA	**44**	**5036**	**4314**	**722**
14.08.2010 ÷ 31.12.2012	1	8	613	30	613
	2	7	965	11	755
	3	4	660	8	669
	4	7	683	19	893
	5	9	959	36	959
	6	9	795	47	795
	7	15	930	79	930
	8	15	1495	51	1495
	9	7	1133	10	1133
	SUMA	**81**	**8233**	**291**	**8233**

W tabelach 4 i 5 zestawiono liczbę elementów konstrukcyjnych zakwalifikowanych w wyniku przeprowadzonych ocen stanu technicznego do remontu w specjalistycznych zakładach naprawczych lub zakwalifikowanych do wymiany na nowe.

Zestawienie przeznaczonych do remontu lub wymiany na nowe elementów podstawowych sekcji przed nowelizacją przepisów (źródło: opracowanie własne na podstawie [2])

Tabela 4

Kopalnia*)	Element podstawowy sekcji **)					Całkowita liczba elementów podstawowych
	Spągnica	Łącznik przedni	Łącznik tylny	Osłona odzawałowa	Stropnica	
4	36	---	---	17	25	78
5	1	---	---	---	---	1
6	---	---	---	---	10	10
8	4	---	---	2	2	8
9	5	7	---	10	5	27
suma	**46**	**7**	**---**	**29**	**42**	**124**

*) *Kopalnie 1, 2, 3 ,7 – brak wymienianych elementów podstawowych sekcji*

**) *Nie uwzględniono stojaków, podpór stropnic oraz sworzni łączących elementy podstawowe*

Zestawienie przeznaczonych do remontu lub wymiany na nowe elementów podstawowych sekcji po nowelizacji przepisów (źródło: opracowanie własne na podstawie [2])

Tabela 5

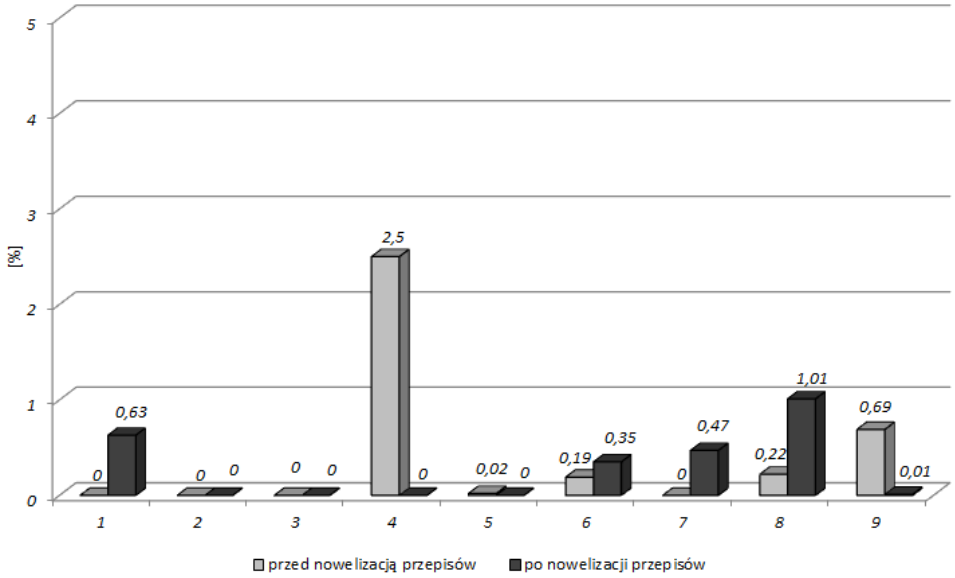
Kopalnia*)	Element podstawowy sekcji **)					Całkowita liczba elementów podstawowych
	Spągnica	Łącznik przedni	Łącznik tylny	Osłona odzawałowa	Stropnica	
1	4	---	---	1	26	31
6	---	---	---	5	17	22
7	1	---	---	20	14	35
8	33	---	60	27	1	121
9	1	---	---	---	---	1
suma	**39**	**---**	**60**	**53**	**58**	**210**

*) *Kopalnie 2, 3 ,4, 5 – brak wymienianych elementów podstawowych sekcji*

**) *Nie uwzględniono stojaków, podpór stropnic oraz sworzni łączących elementy podstawowe*

Celem oceny wpływu nowelizacji przepisów na wyniki oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej wyznaczono procentowe udziały elementów skierowanych do remontu lub do wymiany na nowe w stosunku do całkowitej liczby elementów poddanych ocenie w porównywanych okresach dla analizowanych kopalń.

Na rysunku 1 przedstawiono procentowy udział liczby elementów konstrukcyjnych zakwalifikowanych do remontu w specjalistycznych zakładach naprawczych lub do wymiany na nowe w stosunku do całkowitej liczby elementów poddanych ocenie stanu technicznego w analizowanych okresach. Z rysunku 1 wynika, że w obu wyodrębnionych okresach liczba elementów konstrukcyjnych sekcji zakwalifikowanych do remontu lub wymiany jest znikomo mała.



Rys.1. Procentowy udział elementów podstawowych przeznaczonych do remontu lub do wymiany na nowe dla poszczególnych zakładów wydobywczych (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

Wykorzystując dane zawarte w tabelach 3, 4 i 5 wyznaczono współczynnik wymiany elementów podstawowych, definiowany jako iloraz całkowitej liczby elementów podstawowych przeznaczonych do remontu lub do wymiany na nowe w stosunku do całkowitej liczby elementów podstawowych poddanych ocenie w porównywanych okresach. Z porównania wartości współczynnika wymiany elementów podstawowych zestawionych w tabeli 6 wynika, że liczba elementów podstawowych zakwalifikowanych do remontu lub wymiany na nowe w stosunku do całkowitej liczby elementów poddanych ocenie, nie różni się dla ocen stanu technicznego przed i po nowelizacji.

W przypadku, gdy liczba lat od roku produkcji najstarszego elementu podstawowego sekcji przekracza 20 lat, w ramach oceny stanu technicznego przeprowadza się badania sekcji w akredytowanym laboratorium badawczym. Sekcje te są wyznaczane przez komisję podczas przeglądu technicznego.

Współczynnik wymiany elementów podstawowych (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

Tabela 6

Analizowany okres	Całkowita liczba elementów podstawowych skierowanych do wymiany	Całkowita liczba elementów podstawowych poddanych ocenie	Współczynnik wymiany elementów podstawowych
01.01.2009÷13.08.2010	124	40288	0,0031
14.08.2010÷31.12.2012	210	65864	0,0032

Zestawienie uszkodzeń elementów podstawowych, zidentyfikowanych podczas badań stanowiskowych przed nowelizacją przepisów (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

Tabela 7

Kopalnia*)	Element podstawowy sekcji					Liczba sekcji do badań
	Spągnica	Łącznik przedni	Łącznik tylny	Osłona odzawałowa	Stropnica	
1	---	---	---	---	1	8
2	1	---	---	---	---	3
4	---	---	---	---	---	1
5	---	---	---	---	---	5
6	---	---	---	---	---	3
7	---	---	---	---	---	6
Suma	**1**	**---**	**---**	**---**	**1**	**26**

*) *kopalnie 3, 8, 9 – brak sekcji do badań*

Zestawienie liczby uszkodzeń elementów podstawowych zidentyfikowanych po badaniach stanowiskowych ujęto w tabelach 7 i 8. Tabela 7 nie obejmuje danych odnośnie kopalń 3, 8, i 9, a tabela 8 nie obejmuje danych odnośnie kopalni 9, ponieważ w trakcie ocen stanu technicznego przeprowadzonych w tych kopalniach nie wytypowano żadnej sekcji do badań stanowiskowych.

Analizując wpływ nowelizacji przepisów na proces oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej wyznaczono współczynnik badań stanowiskowych (jako iloraz całkowitej liczby badań stanowiskowych w stosunku do całkowitej liczby ocen w porównywanych okresach).

Zestawienie uszkodzeń elementów podstawowych, zidentyfikowanych podczas badań stanowiskowych po nowelizacji przepisów [1]

Tabela 8

Kopalnia*)	Element podstawowy sekcji					Liczba sekcji do badań
	Spągnica	Łącznik przedni	Łącznik tylny	Osłona odzawałowa	Stropnica	
1	2	---	---	2	---	7
2	---	---	---	1	---	3
3	---	---	---	---	---	2
4	---	---	---	---	---	4
5	1	1	1	1	1	8
6	---	1	---	---	---	9
7	---	1	3	3	1	12
8	---	---	---	---	---	11
Suma	**3**	**3**	**3**	**7**	**2**	**56**

*) *kopalnia 9 – brak sekcji do badań*

Współczynnik badań stanowiskowych (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

Tabela 9

Analizowany okres	Całkowita liczba sekcji do badań	Całkowita liczba ocen	Współczynnik badań stanowiskowych
01.01.2009÷13.08.2010	26	44	0,59
14.08.2010÷31.12.2012	56	81	0,69

Widoczny jest wzrost liczby badań stanowiskowych, co wynika z wprowadzonego nowelizacją kryterium kierowania sekcji do badań stanowiskowych w akredytowanym laboratorium.

W przypadku oceny stanu technicznego elementów układu hydraulicznego, komisja przeprowadzająca ocenę nie specyfikuje liczby wymienianych elementów danego typu, lecz określa procentowy udział elementów zakwalifikowanych do wymiany, w odniesieniu do kompletu układu hydraulicznego w danej ścianie.

Procentowy udział wymienionych elementów hydrauliki sterowniczej i przewodów hydraulicznych przed nowelizacją przepisów (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

Tabela 10

Kopalnia	Elementy układu hydraulicznego zakwalifikowane do wymiany w trakcie oceny					
	Hydraulika sterownicza			Przewody hydrauliczne		
	Brak	Część	Wszystkie	Brak	Część	Wszystkie
1	---	---	6	---	1	5
2	---	2	4	---	1	5
3	---	---	2	---	---	2
4	---	---	4	---	---	4
5	2	---	4	---	5	1
6	---	4	4	---	---	8
7	---	1	5	---	1	5
8	1	---	2	---	1	2
9	2	---	1	---	2	1

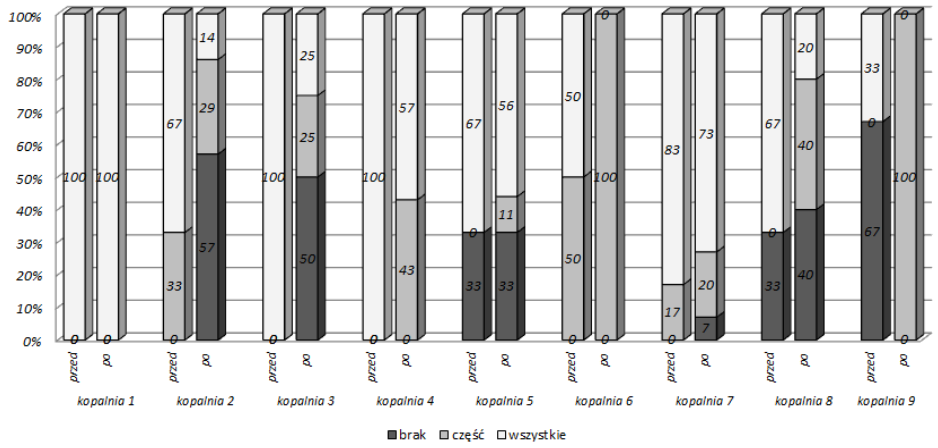
Procentowy udział wymienionych elementów hydrauliki sterowniczej i przewodów hydraulicznych po nowelizacji przepisów (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

Tabela 11

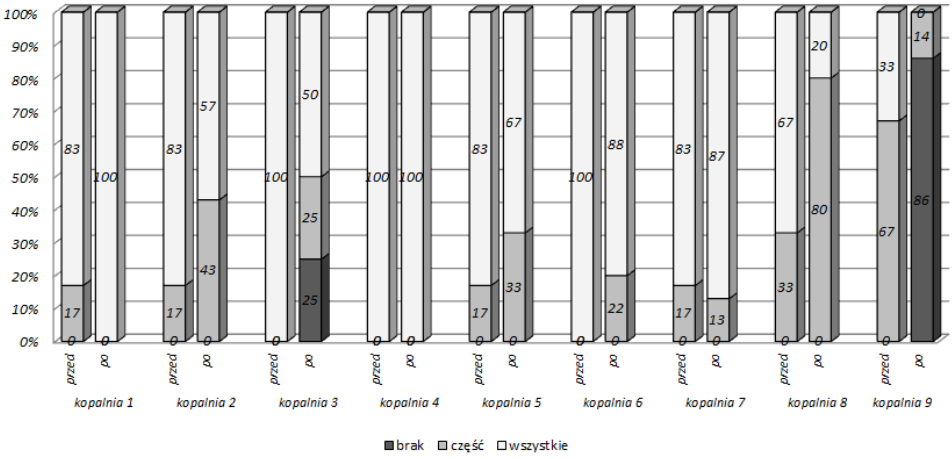
Kopalnia	Elementy układu hydraulicznego zakwalifikowane do wymiany w trakcie oceny					
	Hydraulika sterownicza			Przewody hydrauliczne		
	Brak	Część	Wszystkie	Brak	Część	Wszystkie
1	---	---	8	---	---	8
2	4	2	1	---	3	4
3	2	1	1	1	1	2
4	---	3	4	---	---	7
5	3	1	5	---	3	6
6	---	9	---	---	2	7
7	1	3	11	---	2	13
8	6	6	3	---	12	3
9	---	7	---	6	1	---

W tabelach 10 i 11 zestawiono liczbę przeprowadzonych ocen stanu technicznego uszeregowaną według kwalifikacji elementów hydrauliki sterowniczej oraz przewodów hydraulicznych w trakcie oceny stanu technicznego dla analizowanych kopalń. Wyróżniono 3 grupy ocen:

– oceny stanu technicznego, podczas których stwierdzono, że elementy hydrauliki sterowniczej i przewody hydrauliczne nie wymagają wymiany,
– oceny stanu technicznego, podczas których zdecydowano o wymianie wszystkich elementów hydrauliki sterowniczej i przewodów hydraulicznych,
– pośrednią grupę ocen, podczas których zalecono częściową wymianę elementów hydrauliki sterowniczej i przewodów hydraulicznych.

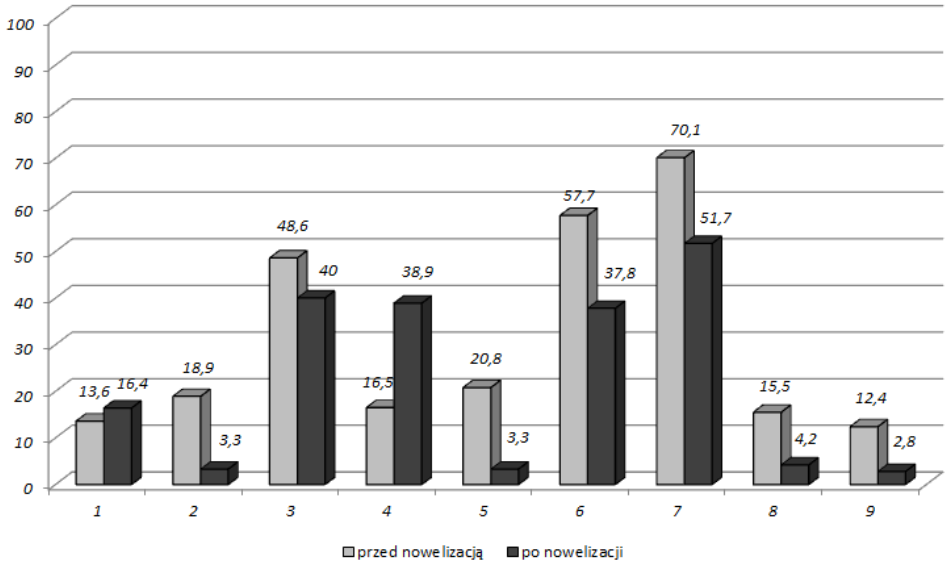


Rys.2. Procentowy udział wymienionych elementów hydrauliki sterowniczej (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

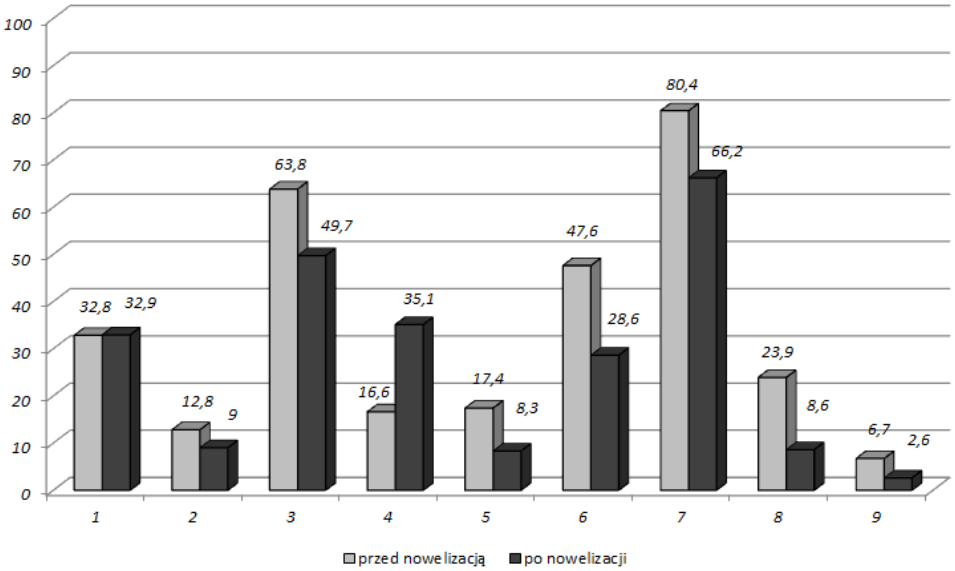


Rys.3. Procentowy udział wymienionych przewodów hydraulicznych (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

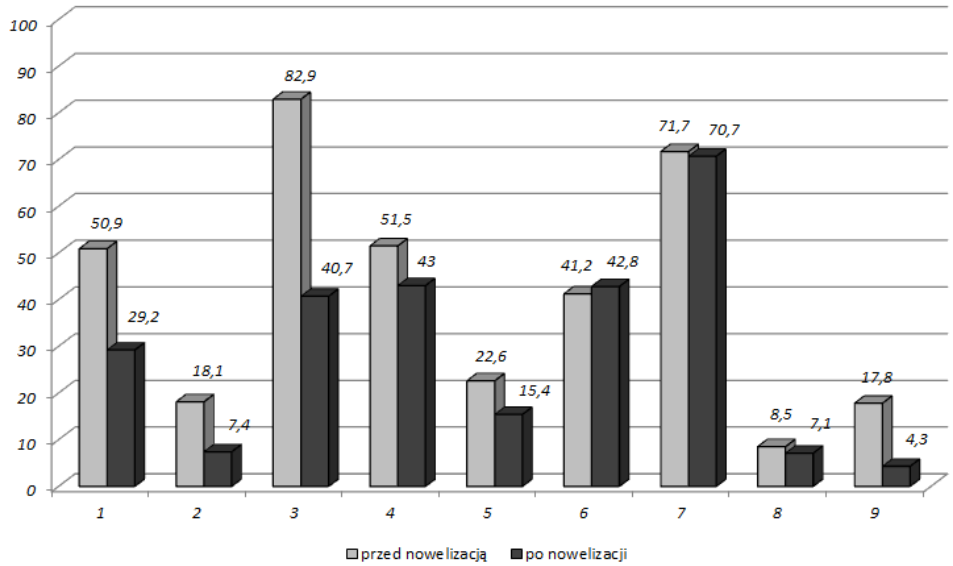
Wykorzystując podział ocen stanu technicznego układu hydraulicznego na wyróżnione trzy grupy, na rysunkach 2 i 3 przedstawiono procentowy udział ocen w tych grupach w stosunku do całkowitej liczby ocen dokonywanych przed i po nowelizacji przepisów dla analizowanych kopalń.



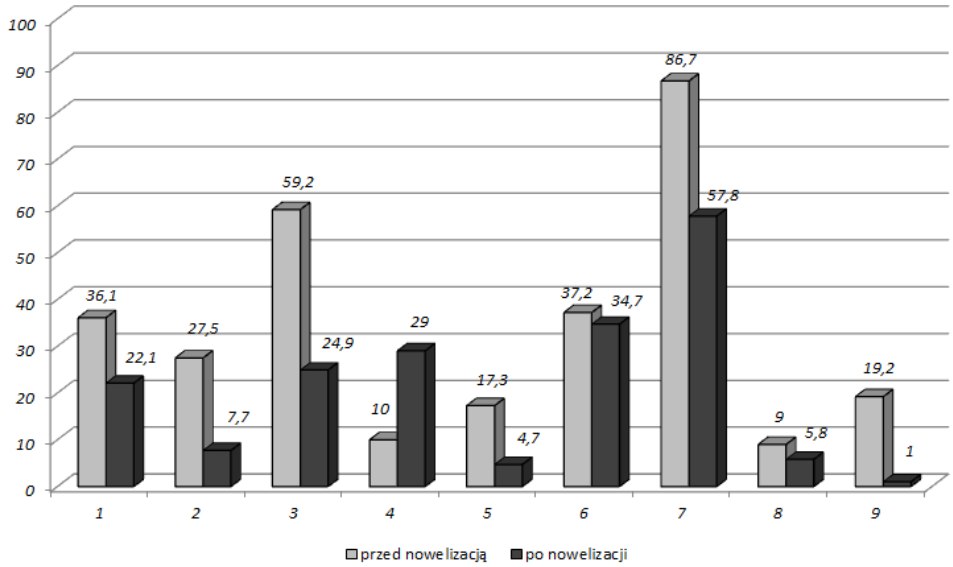
Rys.4. Procentowy udział wymienionych stojaków hydraulicznych (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])



Rys.5. Procentowy udział wymienionych podpór stropnicy (źródło: opracowanie własne na podstawie [4])



Rys.6. Procentowy udział wymienionych przesuwników sekcji
(źródło: opracowanie własne na podstawie [4])



Rys.7. Procentowy udział wymienionych pozostałych siłowników
(źródło: opracowanie własne na podstawie [4])

Na rysunkach 2 i 3 zauważalny jest spadek udziału ocen, podczas których zdecydowano o całkowitej wymianie kompletu hydrauliki sterowniczej i przewodów hydraulicznych w ocenianej ścianie. Wyraźny przyrost liczby ocen, podczas których stwierdzono, że hydraulika sterownicza i przewody

hydrauliczne nie wymagają wymiany, może świadczyć o rosnącej liczbie stosowanych nowych sekcji.

Na rysunkach 4 ÷ 7 przedstawiono informacje dotyczące procentowego udziału wymienianych stojaków hydraulicznych, podpór stropnicy, przesuwników sekcji oraz pozostałych siłowników hydraulicznych, w odniesieniu do całkowitej liczby poszczególnych rodzajów siłowników poddanych ocenie dla analizowanych kopalń.

Widać wyraźny spadek procentowego udziału elementów hydrauliki siłowej skierowanych do remontu lub wymiany na nowe z wyjątkiem kopalni 4. Przedmiotem dwóch ocen przeprowadzonych na tej kopalni były sekcje przejęte z innej kopalni i dlatego zdecydowano o skierowaniu do remontu wszystkich elementów hydrauliki siłowej.

4. Podsumowanie

Celem oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej jest określenie warunków, których spełnienie umożliwia zabudowanie sekcji obudowy zmechanizowanej w następnej ścianie. W niniejszym rozdziale przeprowadzono analizę wyników ocen stanu technicznego wykonanych przed i po nowelizacji przepisów, przyjmując założenie, że w obu wyodrębnionych okresach sekcje obudowy zmechanizowanej były użytkowane w porównywalnych warunkach. W tym celu zestawiono informacje dotyczące liczby elementów sekcji zakwalifikowanych do remontu lub wymiany na podstawie ocen stanu technicznego przeprowadzonych w dwóch okresach (jeden przed, drugi po nowelizacji w 2010 roku), w wybranych 9 kopalniach węgla kamiennego.

Wprowadzone nowelizacją przepisów w 2010 roku uproszczenie procedury oceny stanu technicznego polegające przede wszystkim na zastąpieniu wskaźnika A_w liczbą lat upływających od daty wyprodukowania elementu sekcji skutkowało uproszczeniem trybu przeprowadzenia oceny stanu technicznego. Spadała w sposób zasadniczy liczba sekcji poddanych badaniu technicznemu, wzrosła liczba sekcji poddanych przeglądowi technicznemu, łatwiejszemu do przeprowadzeniu w warunkach organizacji kopalni. Spowodowało to skrócenie czasu przeprowadzenia oceny stanu technicznego sekcji oraz poprawę bezpieczeństwa prac związanych z przeprowadzaniem oceny [3].

Przeprowadzona analiza wykazała, że mimo uproszczenia procedury, wyniki ocen w zakresie konstrukcji nie zmieniły się i są porównywalne. W zakresie hydrauliki siłowej można stwierdzić, że nastąpił wzrost trwałości i niezawodności tych elementów. Wynika to m.in. ze zmian w technologii produkcji i remontu (zastosowanie nowych, trwalszych powłok ochronnych

tłoczysk), coraz częstszego stosowania zabezpieczeń stojaków, podczas użytkowania, przed blokowaniem ich przez skały i urobek nagromadzone w gnieździe stojaka. Ponadto zwiększono wymagania wobec zakładów przeprowadzających remont [7].

Podsumowując można stwierdzić, że pomimo uproszczenia procedur, nowelizacja procesu oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej nie spowodowała pogorszenia bezpieczeństwa użytkowania sekcji obudowy zmechanizowanej.

Literatura

1. Chlebek D., Gerlich J.: Analiza wyników oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej w wybranych kopalniach. Maszyny Górnicze 2013 nr 1 s. 22-26.
2. Chlebek D., Gerlich J.: Wpływ nowelizacji przepisów na proces oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej. Maszyny Górnicze 2013 nr 3 s. 26-33.
3. Koczwara J., Perenc B.: Bezpieczeństwo eksploatacji maszyn i urządzeń w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego. Problemy bezpieczeństwa w budowie i eksploatacji maszyn i urządzeń górnictwa podziemnego. CBiDGP. Lędziny 2012. s. 9-22.
4. Protokoły z oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej przeprowadzone w wybranych kopalniach przy udziale ITG KOMAG w okresie od 01.01.2009 do końca 2012 roku (nie publikowane).
5. Rozporządzenie 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. 2006, nr 124, poz. 863).
6. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 25 czerwca 2010 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. 2010, nr 126, poz. 855).
7. Ździebko J.: Uszkodzenia hydrauliki siłowej sekcji obudów zmechanizowanych eksploatowanych w Kompanii Węglowej. KOMTECH 2011, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2011 s. 111-118.

Metodyka opracowania opinii rzeczoznawcy - współpraca różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej w jednej ścianie w aspekcie identyfikacji problemów i ich rozwiązywania

Joachim Stępor, Marek Szyguła, Krzysztof Mazurek – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

Wskutek wzrostu koncentracji wydobycia, dużego zróżnicowania warunków zalegania pokładów wydobywczych oraz możliwości ekonomicznych poszczególnych kopalń powstała duża liczba różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej, które do dziś funkcjonują w polskim górnictwie węgla kamiennego. Problematyka współpracy różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej w jednej ścianie pojawiła się już w początku lat 80 XX w. jednak ostatecznie została ujęta w przepisach w 2002 roku. § 440 ust. 8 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dn. 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 z późniejszymi zmianami) [4], nałożył na użytkowników sekcji obudowy zmechanizowanej obowiązek uzyskania (przed rozpoczęciem eksploatacji ściany wydobywczej wyposażonej w więcej niż jeden typ obudowy zmechanizowanej) opinii rzeczoznawcy, która określi czy dane sekcje obudowy zmechanizowanej przeznaczone do użytkowania w jednej ścianie, mogą ze sobą współpracować. Początkowe brzmienie § 440 ust. 8 pozwalało na dość dowolną interpretację zapisów tam zawartych, dlatego zwrócono się do Wyższego Urzędu Górniczego z prośbą o interpretację zapisów powyższego ustępu. Odpowiedź precyzowała sposób postępowania poprzez opracowanie opinii rzeczoznawcy na podstawie zatwierdzonej przez Wyższy Urząd Górniczy „Metodyki działań Rzeczoznawcy". Nowelizacja ww. przepisu z 2006 roku wprowadziła zapis o konieczności uwzględnienia w opinii rzeczoznawcy zarówno parametrów technicznych obudowy, jak i warunków górniczo-geologicznych danego pola ścianowego. Należy podkreślić, że opracowanie opinii rzeczoznawcy w dalszym ciągu musi się odbywać w oparciu o zatwierdzoną przez Wyższy Urząd Górniczy uaktualnioną „Metodykę działań Rzeczoznawcy". Prezes Wyższego Urzędu Górniczego nadał Upoważnienie rzeczoznawcy do spraw ruchu zakładu górniczego (nr. 32/2002, 91/2005, 159/2008 i GG.780.1.2012), na mocy którego ITG KOMAG może wydawać opinie rzeczoznawcy w zakresie § 440 ust. 8 Rozporządzenia Ministra Gospodarki. Jednocześnie wskazano zespół pracowników upoważnionych do wydawania opinii rzeczoznawcy w imieniu ITG KOMAG. W latach 2003-2013 ITG KOMAG wydał ponad 200 opinii rzeczoznawcy dla większości kopalń przemysłu węglowego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Metodyka opracowania opinii rzeczoznawcy

Opinie rzeczoznawcy wydawane przez ITG KOMAG opracowywane są na podstawie zatwierdzonej przez Wyższy Urząd Górniczy „Metodyki działań Rzeczoznawcy". Powyższa „Metodyka" przewiduje następujące działania:

I - zapoznanie się z warunkami górniczo-geologicznymi i technicznymi projektowanej ściany oraz wyposażeniem maszynowym ściany,

II - analiza charakterystyk technicznych przedmiotowych sekcji obudowy posługując się ich Dokumentacją Techniczno Ruchową, szczególnie zwracając uwagę czy:

a) sekcje obudowy spełniają wymagania w zakresie wysokości roboczej i nachylenia,

b) sekcje obudowy mają takie same wartości ciśnienia zasilania,

c) sekcje obudowy mają jednakowy krok przemieszczania,

d) sekcje obudowy mają jednakowy charakter współpracy z przenośnikiem ścianowym,

e) sekcje obudowy mają zbliżone wartości podporności,

III - sporządzenie rysunków przekrojów poprzecznych ściany wyposażonej w określony kombajn, przenośnik i obudowę zmechanizowaną w celu sprawdzenia:

a) utrzymywanej rozpiętości wyrobiska ścianowego na przewidywanych wysokościach pracy dla każdego typu obudowy,

b) maksymalnej wielkości ścieżki przystropowej w celu porównania jej wymiarów z dopuszczalnym odsłonięciem stropu w danej ścianie,

c) minimalnych wymiarów przejścia dla załogi pod kątem ich zgodności z obowiązującymi przepisami,

d) zabezpieczenia przejścia załogi osłonami bocznymi stropnicy przed opadającymi ze stropu skałami,

e) możliwości „wysprzęglania się" osłon bocznych osłon odzawałowych przy przesunięciu jednej sekcji obudowy względem sąsiedniej w zakresie pełnego skoku siłownika przesuwu zestawu,

f) możliwości kolizji sekcji obudowy z organami urabiającymi, ramionami i kadłubem kombajnu i przenośnikiem ścianowym,

IV - analiza możliwości i prawidłowości połączenia mechanizmów przesuwania obudowy z rynną przenośnika ścianowego i ewentualny sposób ich dostosowania,

V - analiza poprawności doboru zastosowanych w ścianie obudów zmechanizowanych do określonych warunków górniczo-geologicznych.

ITG KOMAG opracowuje opinie rzeczoznawcy na podstawie powyższej „Metodyki", jednak aby nie powielać wyników prac dotyczących doboru

obudowy do warunków górniczo-geologicznych, wykonanych przez jednostkę uprawnioną do wydawania opinii w zakresie utrzymywania stropu i doboru obudowy do konkretnych warunków górniczo-geologicznych, zrezygnowano z analizy punktów V i IIe „Metodyki", gdyż te odnoszą się do zagadnień górniczo-geologicznych i znajdują się w odrębnych opracowaniach, które stanowią jedną całość z wydanymi przez ITG KOMAG opiniami rzeczoznawcy.

3. Proces opracowania opinii rzeczoznawcy - identyfikacji problemów i ich rozwiązywanie

Poniżej opisano szczegółowo proces opracowania opinii rzeczoznawcy w oparciu o poszczególne punkty „Metodyki" z uwzględnieniem problemów jakie ujawniają się podczas wykonywania poszczególnych analiz oraz podaniem sposobów ich rozwiązywania.

3.1. Zapoznanie się z warunkami górniczo-geologicznymi i technicznymi projektowanej ściany oraz wyposażeniem maszynowym ściany

Wstępnym etapem prac związanych z wydaniem opinii jest zebranie danych górniczo-geologicznych dotyczących danej ściany, dla której przeprowadzana jest analiza. Zwykle przez kopalnie udostępniane są informacje zawarte w kartach górniczo-geologicznych dla danej ściany. Następnie zbierane są dane dotyczące umaszynowienia ściany - obudowy, kombajnu i przenośnika ścianowego. W celu uzyskania niezbędnych informacji na temat ich podstawowych wymiarów i charakterystyk technicznych, kopalnie udostępniają zwykle wyciągi z DTR przedmiotowych maszyn. Już na tym wstępnym etapie prowadzenia analiz występują pierwsze problemy. Okazuje się często, że informacje zawarte w DTR obudowy, przenośnika czy kombajnu są niewystarczające dla przeprowadzenia wszystkich analiz zgodnie z „Metodyką". Zwykle brakuje wymiarów charakterystycznych niezbędnych dla ich prowadzenia. W tym celu kopalnie zwracają się do producentów poszczególnych maszyn wchodzących w skład kompleksu ścianowego o uzupełnienie niezbędnych wymiarów.

3.2. Analiza charakterystyk technicznych przedmiotowych sekcji obudowy posługując się ich Dokumentacją Techniczno Ruchową

Kolejnym etapem prac związanych z wydaniem opinii jest analiza poszczególnych elementów charakterystyk technicznych sekcji obudowy zgodnie z punktami zawartymi w „Metodyce".

3.2.1. Wysokość robocza i nachylenia

Zgodnie z „Metodyką" należy spełnić jednocześnie następujące warunki:

- wysokość ściany wydobywczej planowanej do wybrania przy zastosowaniu analizowanych sekcji obudowy zmechanizowanej mieści się w zakresie wysokości pracy tych sekcji,
- nachylenia podłużne i poprzeczne ściany mieszczą się w zakresie dopuszczalnych nachyleń dla analizowanych sekcji obudowy zmechanizowanej.

Dokonując analizy porównawczej danych dostępnych w DTR oraz danych górniczo-geologicznych eksploatowanych ścian, można stwierdzić, że prawie wszystkie poddane analizie typy obudowy zmechanizowanej były poprawnie dobrane pod względem wysokości i nachyleń (wysokość i nachylenia eksploatowanych ścian znajdowały się w zakresach pracy analizowanych sekcji obudowy zmechanizowanej) [5, 7, 8]. Niestety w ostatnim czasie pojawiły się w tej materii problemy. Kopalnie ze względu na trudności z pozyskaniem dostatecznej liczby sekcji obudowy zmechanizowanej do zabudowy skraju ściany (sekcje BSN do zabudowy w rejonie napędów zwrotnego i wysypowego), wykorzystują do zabudowy w tych rejonach sekcje obudowy, które są w posiadaniu kopalni, a nie odpowiadają pod względem wysokości sekcjom obudowy pracującym jako liniowe. Pojawiający się problem niezgodności zakresu pracy obudowy i wysokości eksploatowanej ściany kopalnie likwidowały przez zaniżenie wysokości prowadzonej ściany w rejonach napędów zwrotnego lub/i wysypowgo, do wysokości jaka wynika z charakterystyki technicznej sekcji obudowy typu BSN.

3.2.2. Ciśnienie zasilania

Zgodnie z „Metodyką” należy spełnić następujący warunek: obudowy mają takie same wartości ciśnienia zasilania. Częstym problemem był niewłaściwy dobór obudowy pod względem jednakowego ciśnienia zasilania. Około jedna czwarta wydanych opinii zawierała warunkowe dopuszczenie ze względu na ten punkt [2, 5, 7, 8]. W celu dostosowania ciśnienia zasilania obudowy zmechanizowanej do ciśnienia zasilania planowanego w danej ścianie wydobywczej można wykorzystać dwie drogi:

- służby kopalniane opracowują sposób zasilania pracujących w danej ścianie sekcji obudowy zmechanizowanej ciśnieniem zgodnym z DTR tych sekcji (najczęściej wprowadzenie dodatkowych zaworów ograniczających ciśnienie),
- użytkownik zwraca się do producenta obudowy zmechanizowanej o zgodę na zasilanie obudowy zmechanizowanej ciśnieniem innym niż przewiduje DTR danej obudowy.

W tym drugim przypadku należy pamiętać, że zmienia się charakterystyka techniczna obudowy pod względem podporności stojaka, podporności obudowy, nacisków na strop i spąg, sił przesuwania przenośnika i obudowy. Ma to wpływ na warunki stosowania obudowy (pod względem górniczo-geologicznym) oraz warunki jej upodatnienia. W praktyce stosowanie sekcji

obudowy zmechanizowanej zasilanych ciśnieniem innym niż przewidziane w DTR może prowadzić do uszkodzeń węzłów konstrukcyjnych obudowy (gdy stosowane jest wyższe ciśnienie niż przewiduje DTR obudowy) lub pogorszenia warunków utrzymania stropu (współczynnik *g*), gdy stosowane jest ciśnienie inne niż przewidziane w DTR obudowy zmechanizowanej.

3.2.3. Krok przemieszczania

Zgodnie z „Metodyką" należy spełnić następujący warunek: obudowy mają jednakowy krok przemieszczania. Jednocześnie krok przemieszczania obudowy powinien być dostosowany do zabioru kombajnu. W latach 2003÷2005 występowało zjawisko niedostosowania kroku obudowy do wielkości zabioru, było ono związane ze stosowaniem starszych typów obudowy (posiadających krok obudowy mniejszy niż 800 mm, który obecnie jest wielkością standardową) oraz czynnikami techniczno–ekonomicznymi (użytkownicy mieli do dyspozycji określone typy obudowy, które mogły być stosowane w danych ścianach) [2, 5, 7, 8]. Zagadnienie to rozwiązywano poprzez opracowanie przez kopalnię specjalnej technologii pracy obudowy zapewniającej otrzymanie odpowiedniego zabioru kombajnu (tzw. podwójny krok obudowy w przypadku zbyt małego kroku obudowy, stosowanie tulei ograniczających skok w przypadku zbyt dużego kroku itd.). Można wspomnieć o jeszcze jednym zjawisku, mianowicie niedostosowaniu szerokości organu do zabioru kombajnu. Nie ma to żadnego wpływu na poprawność współpracy pomiędzy sekcjami obudowy zmechanizowanej oraz tych sekcji z innymi maszynami kompleksu ścianowego. Zdarzało się, że szerokość organu była większa od zabioru (wynikającego z kroku obudowy). Sytuacje te wynikały głównie z przyczyn ekonomicznych (dostępności w danym momencie określonego wyposażenia kompleksu ścianowego). Takie sytuacje rzutowały na zwiększenie ścieżki przystropowej o różnicę pomiędzy wielkością zabioru, a szerokością organu, co niekiedy komplikowało warunek „Metodyki" dotyczący wielkości ścieżki przystropowej, o którym będzie mowa w dalszej części.

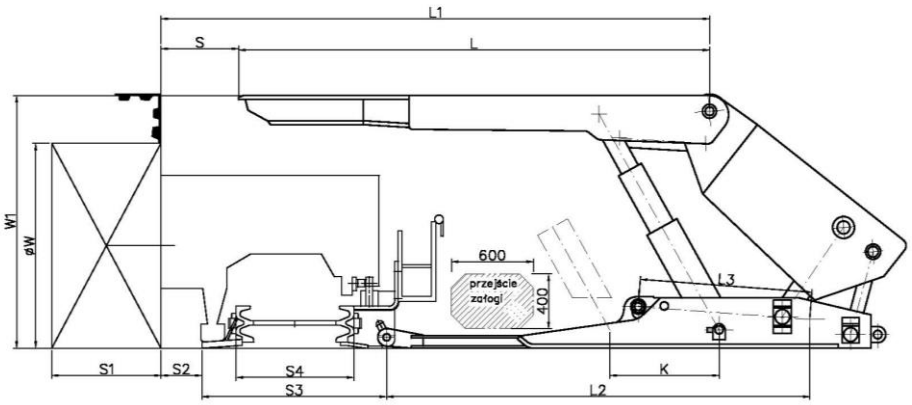
3.2.4. Charakter współpracy z przenośnikiem ścianowym

Zgodnie z „Metodyką" należy spełnić następujący warunek: sekcje obudowy mają jednakowy charakter współpracy z przenośnikiem ścianowym. Dotyczy to sekcji obudowy zmechanizowanej pracujących w ścianie jako sekcje liniowe. Sekcje te pracować mogą z krokiem wstecz lub bez kroku wstecz. Sekcje obudowy pracujące w rejonie napędu zwrotnego i wysypowego pracują zwykle bez kroku wstecz. Nie zdarzyła się sytuacja by w jednej ścianie pracowały sekcje obudowy zmechanizowanej (sekcje liniowe) jednocześnie z krokiem wstecz i bez kroku wstecz. Z oczywistych powodów, sekcje te miałyby bardzo utrudnioną współpracę ze względu na krańcowo różny sposób pracy i konstrukcje takich sekcji. Większość ścian, dla których wydano opinie

wyposażona była w sekcje obudowy zmechanizowanej wykazujące charakter współpracy z przenośnikiem ścianowym z tzw. krokiem wstecz [2, 5, 7, 8]. Opracowywano również opinie dla ścian wyposażonych na całej długości w sekcje ustawione bez kroku wstecz. W takich ścianach występował zwykle problem związany ze spełnieniem innych wymogów „Metodyki" (głównie zapewnieniu braku wysprzęglania się osłon bocznych osłon odzawałowych, co zdarzało się nagminnie w rejonach napędu zwrotnego i wysypowego.

3.3. Sporządzenie rysunków przekrojów poprzecznych ściany wyposażonej w określony kombajn, przenośnik i obudowę zmechanizowaną

Każdorazowo aby wydać opinię rzeczoznawcy należy sporządzić rysunki przekrojów poprzecznych przez ścianę. Pozwala to na wykonanie analizy umaszynowienia oraz stanowi podstawę do dalszej analizy zgodnej z kolejnymi punktami "Metodyki". Na rysunku 1 pokazano przykładowy przekrój przez ścianę wydobywczą.



Rys.1. Przykładowy przekrój przez ścianę niezbędny do wydania opinii rzeczoznawcy [6, 7, 8]

Tego typu rysunki należy wykonać dla wszystkich typów sekcji obudowy poddanych analizie, we wszystkich możliwych do wystąpienia konfiguracjach, zarówno dla sekcji liniowych, jak i dla sekcji pracujących w rejonie napędu zwrotnego i wysypowego. W wyniku tego opinia zawiera kilka do kilkunastu takich rysunków, które poddawane są następnie analizie. Dopiero tak zebrane materiały pozwalają na kompleksową analizę całości zagadnienia i wydanie opinii. Należy nadmienić, że opinia wykonana dla jednej ściany o określonej konfiguracji umaszynowienia oraz zakresie wysokości ściany i nachyleniach jest obowiązująca dla wszystkich ścian występujących w danym polu wydobywczym przy spełnieniu warunku braku zmiany konfiguracji umaszynowienia oraz parametrów wysokości i nachyleń w poszczególnych ścianach znajdu-

jących się w danym polu wydobywczym. Tak więc jedna wydana przez ITG KOMAG opinia była często stosowana do kilku eksploatowanych ścian wydobywczych. Poniżej opisano poszczególne elementy jakie poddane są analizie na podstawie wykonanych rysunków.

3.3.1. Rozpiętość wyrobiska ścianowego

Zgodnie z „Metodyką" należy sprawdzić utrzymywaną rozpiętość wyrobiska ścianowego na przewidywanych wysokościach pracy dla każdego typu obudowy. Zgodnie z zapisami „Metodyki" różnica w rozpiętości wyrobiska dla współpracujących ze sobą różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej powinna być mniejsza niż 20%. Z biegiem lat zwiększa się udział wyrobisk, w których różnice rozpiętości wyrobiska dla zastosowanych sekcji dochodzą do 20% [2, 6, 7, 8]. Zjawisko to wynika z postępującej unifikacji w zakresie stosowanych przenośników zgrzebłowych oraz zwiększających się gabarytów napędów przenośników.

3.3.2. Wielkość ścieżki przystropowej

Zgodnie z „Metodyką" należy sprawdzić maksymalną wielkość ścieżki przystropowej w celu porównania jej wymiarów z dopuszczalnym odsłonięciem stropu w danej ścianie. Należy nadmienić, że nie ma uregulowań prawnych w zakresie wielkości ścieżki przystropowej, choć niektóre kopalnie przyjęły ograniczenia dopuszczalnej wielkości ścieżki przystropowej ze względu na warunki utrzymania stropu. Ponadto użytkownicy starają się, by ścieżki przystropowe w eksploatowanych przez nich wyrobiskach nie przekraczały około 700 mm (przed skrawem kombajnu). Należy również podkreślić, że wielkość ścieżki przystropowej wpływa na wyniki analiz pod kątem górniczo-geologicznym (współczynnik g, dobór obudowy do warunków górniczo-geologicznych itd.). Zagadnienie wielkości ścieżki przystropowej można podzielić na dwa elementy - ścieżka przystropowa dla sekcji liniowych i ścieżka przystropowa dla sekcji skrajnych. Wielkość ścieżek przystropowych dla większości analizowanych ścian zawierała się w granicach 300-700 mm, a więc przyjmowała wartości uważane za korzystne ze względu na stan utrzymania stropu [1]. Mniejsze wartości ścieżki przystropowej często prowadziły do wystąpienia problemów związanych z możliwą kolizją organów urabiających ze stropnicami obudowy. Nie wszystkie ścieżki przystropowe o wartości większej niż przytoczone powyżej były problemem, gdyż w niektórych kopalniach posiadających dobre warunki utrzymania stropu, opracowania dotyczące warunków górniczo-geologicznych dopuszczały większe wartości otwarcia stropu. W niektórych kopalniach problemem były ścieżki przystropowe o wartości mniejszej niż przytoczone powyżej, ze względu na ograniczenia wynikające z warunków górniczo-geologicznych dla danej kopalni. Największa wartość ścieżki przystropowej dla sekcji liniowych, jaka wystąpiła w opiniach

wyniosła 1310 mm (przed skrawem kombajnu). Zagadnienie ścieżki przystropowej dla sekcji skrajnych jest zjawiskiem bardziej złożonym. Praca sekcji skrajnych połączonych układem przesuwnym z płytami podnapędowymi w rejonie napędu zwrotnego lub wysypowego, przy coraz większych wymiarach płyt podnapędowych powoduje, że część z nich musi pracować z częściowo lub całkowicie wysuniętymi stropnicami wysuwnymi, w celu ograniczenia wielkości ścieżki przystropowej. Stropnice wysuwne służą do zabezpieczenia stropu po skrawie kombajnu, a nie do wydłużania stropnicy sekcji obudowy. W kolejnych latach zwiększa się udział sekcji obudowy zmechanizowanej pracujących w rejonach napędu zwrotnego i wysypowego z wysuniętymi częściowo lub całkowicie stropnicami wysuwnymi. Zjawisko to prowadzi do pogorszenia zabezpieczenia stropu po skrawie kombajnu, co w przypadku słabych i łamliwych stropów, może doprowadzić do poważnych problemów z utrzymaniem stropu w rejonach napędów przenośnika ścianowego. Koreluje to często z dużą ścieżką przystropową i bywa częstym powodem wydawania opinii warunkowych. Największa wartość ścieżki przystropowej jaka wystąpiła w opiniach dla sekcji skrajnych wyniosła 1200 mm (przed skrawem kombajnu). Opinie warunkowe wydawane na skutek zjawiska dużej wartości ścieżki przystropowej (dla sekcji liniowych i skrajnych) nie zawierały konkretnych zaleceń jak zmniejszyć ścieżkę, gdyż kopalnie stosowały własne, często odmienne sposoby (różnorodność i ilość tych sposobów może być tematem osobnej publikacji) [2, 6, 7, 8]. Należy tu podkreślić, że zagadnienie otwarcia stropu (ścieżki przystropowej) ma zasadnicze znaczenie dla całości zagadnienia doboru obudowy do warunków górniczo-geologicznych.

3.3.3. Przejście dla załogi

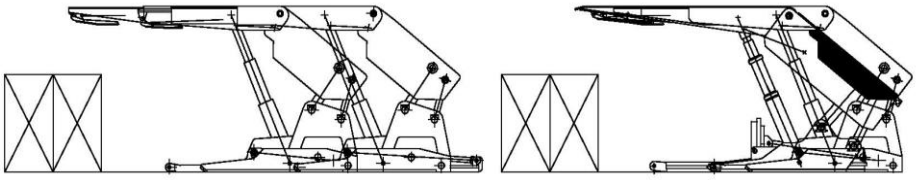
Zgodnie z „Metodyką” należy sprawdzić minimalne wymiary przejścia dla załogi pod kątem ich zgodności z obowiązującymi przepisami. Odnośne przepisy zawarte są w Rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dn. 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych, (Dz. U. nr 139 poz. 1169 z późniejszymi zmianami) [4] oraz PN-EN 1804-1 „Maszyny dla górnictwa podziemnego - wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – cz.1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne” [3]. Na każdym wykonanym rysunku przekroju poprzecznego przez ścianę wydobywczą (rys 1) zaznacza się obszar przejścia dla załogi i analizuje czy jest on wystarczająco duży. Zdarzyło się, że parę procent opinii rzeczoznawcy było wydawane warunkowo ze względu na zbyt małe wymiary przejścia dla załogi, miało to miejsce w 2003 roku [2, 6, 7, 8]. Opinie warunkowe wydano na podstawie zgody Wyższego Urzędu Górniczego na użytkowanie analizowanych sekcji obudowy zmechanizowanej bez zapewnienia odpowiedniego przejścia dla załogi. W pozostałych opiniach zawsze spełnione były wymagania przytoczonych powyżej przepisów.

3.3.4. Zabezpieczenie przejścia załogi przed opadającymi ze stropu skałami

Zgodnie z „Metodyką” należy sprawdzić zabezpieczenie przejścia załogi przez osłony boczne stropnicy przed opadającymi ze stropu skałami. Wszystkie poddane analizie typy obudowy zmechanizowanej, były wyposażone w osłony boczne stropnicy o wymiarach zapewniających zabezpieczenie pola przejścia załogi przed opadającymi ze stropu skałami [2, 6, 7, 8]. Odpowiednie wymiary osłon bocznych powinny zostać zapewnione na etapie projektowania obudowy i potwierdzone w procesie badań i certyfikacji (przedtem dopuszczenia) obudowy zmechanizowanej.

3.3.5. „Wysprzęglanie się'' osłon bocznych osłon odzawałowych

Zgodnie z „Metodyką” należy sprawdzić możliwość „wysprzęglania się” osłon bocznych osłon odzawałowych przy przesunięciu jednej sekcji obudowy względem drugiej w zakresie pełnego skoku siłownika przesuwu zestawu. Zagadnienie „wysprzęglania się” osłon bocznych odsłon odzawałowych było najczęstszym źródłem problemów w trakcie procesu opracowywania opinii rzeczoznawcy. Prawie połowę opinii warunkowych wydano na skutek wystąpienia tego zjawiska [2, 6, 7, 8]. Dla każdej ściany wydobywczej, dla której opracowuje się opinię rzeczoznawcy wykonuje się rysunek analizy możliwości „wysprzęglania się” osłon bocznych osłon odzawałowych. Przykładową analizę pokazano na rysunku 2.



Rys.2. Przykładowa analiza ,,wysprzęglania się'' osłon bocznych osłon odzawałowych [6, 7, 8]

Powyższą analizę przeprowadzano dla wszystkich możliwych wariantów konfiguracji współpracujących ze sobą sekcji obudowy zmechanizowanej. Prowadzi to często do konieczności przeprowadzenia analizy dla kilkunastu możliwych przypadków. „Wysprzęglanie się” osłon bocznych występuje najczęściej dla współpracujących ze sobą sekcji obudowy zmechanizowanej w rejonach napędów przenośnika (styk sekcja liniowa – sekcja skrajna). Może to być wynikiem dużej różnicy w wartościach wymiaru S3 według rysunku 1 pomiędzy trasą przenośnika, a napędem zwrotnym lub wysypowym. Występuje także na skutek wyposażenia całej ściany wydobywczej w sekcje obudowy zmechanizowanej pracujące bez kroku wstecz. Brak rozwiązania tego problemu może powodować duże trudności podczas eksploatacji ściany (dostawanie się

węgla i skał do obszaru przejścia dla załogi), a w skrajnych przypadkach do wypadków. Jest kilka sposobów zapobieżenia „wysprzęglania się" osłon bocznych. Problem ten można rozwiązać przez zmianę długości belek układu przesuwnego obudowy, zastosowanie łączników pośrednich (jeden łącznik na jednej sekcji lub zespół łączników na kilku sekcjach tworzący tzw. schodki), poszerzenie osłon bocznych osłon odzawałowych współpracujących ze sobą sekcji lub opracowanie przez kopalnię specjalnej technologii pracy (kolejność przesuwania sekcji). W każdym przypadku należy pamiętać o wybraniu takiego rozwiązania, które nie powiększałoby nadmiernie ścieżki przystropowej.

3.3.6. Możliwość kolizji sekcji obudowy z pozostałym wyposażeniem kompleksu ścianowego

Zgodnie z „Metodyką" należy sprawdzić możliwość kolizji sekcji obudowy zmechanizowanej z organami urabiającymi, ramionami i kadłubem kombajnu oraz przenośnikiem ścianowym. Praktycznie jedynym źródłem kolizji obudowy zmechanizowanej z innymi maszynami kompleksu ścianowego jest organ urabiający kombajnu [2, 6, 7, 8]. Kolizje stropnic obudowy zmechanizowanej z organem urabiającym wynikały z kilku czynników. Pierwszy z nich to niewłaściwy dobór maszyn wchodzących w skład kompleksu ścianowego. Zdarzyło się, że dobór umaszynowienia spowodował uzyskanie analizowanej ścieżki przystropowej o wielkości 22 mm, co powodowało ww. kolizję. Następnym czynnikiem było stosowanie sekcji obudowy zmechanizowanej przewidzianych do użytkowania jako sekcje skrajne (stropnice wychylno-wysuwne z dużym wymiarem gabarytowym długości) jako sekcje liniowe (zjawisko to występowało często na skutek wydłużania ścian wydobywczych i dokładania sekcji obudowy zmechanizowanej w rejonach napędu zwrotnego i wysypowego). Powodowało to uzyskanie małych ścieżek przystropowych prowadzących do kolizji z organem urabiającym. Ostatnim czynnikiem prowadzącym do powstania kolizji było przechodzenie ściany wydobywczej przez uskoki lub zaburzenia geologiczne. Połączenie małej ścieżki przystropowej z dużą wysokością ściany oraz pojawiającymi się zmianami nachylenia poprzecznego prowadziło do powstania możliwości kolizji. Jako element likwidujący możliwość powstawania takiej kolizji zalecane było stosowanie łączników pośrednich łączących belkę układu przesuwnego obudowy z uchwytem przenośnika ścianowego (o długości zebezpieczającej przed możliwością powstania kolizji).

3.4. Połączenie układu przesuwnego z przenośnikiem ścianowym

Ostatnim elementem jaki należy sprawdzić zgodnie z „Metodyką" to możliwość i prawidłowość połączenia mechanizmów przesuwania sekcji obudowy z rynną przenośnika ścianowego i podać ewentualny sposób ich modyfikacji. Sposoby połączenia belek układu przesuwnego z przenośnikiem ścianowym można podzielić na trzy grupy. Pierwszy z nich to połączenie

sworznia pionowego przenośnika ścianowego z poziomym otworem belki układu przesuwnego (konieczne zastosowanie łącznika pośredniego, zwykle o długości 165 lub 180 mm). Drugi to bezpośrednie połączenie poziomego sworznia przenośnika ścianowego z poziomym otworem belki układu przesuwnego. Trzeci to połączenie poziomego sworznia przenośnika ścianowego z poziomym otworem belki układu przesuwnego za pośrednictwem łącznika pośredniego o bardzo zróżnicowanych długościach. Ujawnione niezgodności związane były z niedostosowaniem końcówki układu przesuwnego (szerokość między uchami mocującymi lub średnica sworznia mocującego) do przyłącza przenośnika ścianowego. Najczęstszym wyjściem z sytuacji było zastosowanie odpowiedniego łącznika pośredniego likwidującego ten problem [2, 6, 7, 8].

4. Podsumowanie

a) § 440 ust.8 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dn. 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 z późniejszymi zmianami) [4] nakłada na użytkowników sekcji obudowy zmechanizowanej obowiązek uzyskania (przed rozpoczęciem eksploatacji ściany wydobywczej wyposażonej w więcej niż jeden typ obudowy zmechanizowanej) opinii rzeczoznawcy, która określi czy dane sekcje obudowy zmechanizowanej przeznaczone do eksploatacji w jednej ścianie mogą ze sobą współpracować,

b) ITG KOMAG posiada uprawnienia do wydawania opinii rzeczoznawcy w pełnym zakresie brzmienia § 440 ust.8 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dn. 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 z późniejszymi zmianami) [4], a więc zarówno w aspekcie technicznym, jak i górniczo-geologicznym,

c) kompleksowa analiza wszystkich danych, na podstawie których opracowywane są opinie rzeczoznawcy, pozwala na uniknięcie poważnych problemów jakie powstają podczas zastosowania różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej w jednej ścianie wydobywczej,

d) wszystkie problemy jakie zostały zidentyfikowane podczas procesu opracowywania opinii rzeczoznawcy znalazły swoje rozwiązanie [2],

e) zakres prac wykonywanych w procesie wydawania opinii rzeczoznawcy może być z powodzeniem stosowany także dla ścian wydobywczych wyposażonych w jeden typ obudowy zmechanizowanej (ściany wyposażone w sekcje przeznaczone do pracy jako sekcje liniowe i sekcje przeznaczone do pracy jako sekcje skrajne) w celu sprawdzenia poprawności doboru wyposażenia kompleksu ścianowego w aspekcie technicznym,

f) poddane analizie opinie rzeczoznawcy nie obejmowały części dotyczącej współpracy sekcji obudowy w aspekcie górniczo-geologicznym, która

znajdowała się w odrębnym opracowaniu. Niniejsze opinie stanowiły jedną całość z opiniami dotyczącymi doboru obudowy do warunków górniczo-geologicznych wykonanymi przez jednostki uprawnione do wydawania opinii w zakresie utrzymywania stropu i doboru obudowy do konkretnych warunków górniczo-geologicznych,

g) należy podkreślić, że posiadanie przez kopalnię opinii w zakresie utrzymywania stropu i doboru obudowy do konkretnych warunków górniczo-geologicznych, dla ścian, w których stosowany jest więcej niż jeden typ obudowy zmechanizowanej nie zwalnia jej od posiadania opinii, która określi czy dane typy obudowy zmechanizowanej, przeznaczone do użytkowania w jednej ścianie, mogą ze sobą współpracować w aspekcie technicznym, co powinno być zrealizowane według zatwierdzonej przez Wyższy Urząd Górniczy Metodyki działań Rzeczoznawcy.

Literatura

1. Kostyk T.: Warunki bezpiecznego i efektywnego stosowania różnych typów obudów zmechanizowanych w ścianach zawałowych. WUG, nr 12/2006.
2. Opinie rzeczoznawcy wykonywane w ITG KOMAG w latach 2003-2013.
3. PN-EN 1804-1. Maszyny dla górnictwa podziemnego - wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej – cz.1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne.
4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dn. 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 z późniejszymi zmianami).
5. Stępor J., Szyguła M., Cieślak Z., Jenczmyk D., Gerlich J., Chlebek D., Mazurek K.: Współpraca w jednej ścianie różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej (I.). Wiadomości Górnicze, nr 12/2010.
6. Stępor J., Szyguła M., Cieślak Z., Jenczmyk D., Gerlich J., Chlebek D., Mazurek K.: Współpraca w jednej ścianie różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej (II.). Wiadomości Górnicze, nr 1/2011.
7. Stępor J., Szyguła M., Cieślak Z., Jenczmyk D., Gerlich J., Chlebek D., Mazurek K.: Współpraca różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej w jednej ścianie – studium na podstawie wykonywanych w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG Opinii rzeczoznawcy. Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo – Efektywność – Niezawodność. KOMTECH 2010. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2010 s. 457-474.
8. Stępor J., Szyguła M., Cieślak Z., Jenczmyk D., Gerlich J., Chlebek D., Mazurek K.: Zagadnienia współpracy różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej w jednej ścianie na przykładzie wydanych przez Instytut Techniki Górniczej KOMAG Opinii rzeczoznawcy. Maszyny Górnicze 2010, nr 3 i 4.

Prace rozwojowe nad kombajnem ścianowym do urabiania pokładów niskich prowadzone w ramach IniTech

Teodor Winkler, Magdalena Rozmus - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Jednym z programów dofinansowanych przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju jest program IniTech. Ma na celu nawiązywanie i pogłębienie współpracy naukowo-technicznej pomiędzy polskimi jednostkami naukowymi, a przedsiębiorstwami prowadzącej do opracowania nowych produktów i technologii o wysokim potencjale innowacyjnym i wdrożeniowym. Program skierowano do przedsiębiorców, jednostek naukowych nie będących przedsiębiorcami oraz konsorcjów naukowo-przemysłowych. Oczekiwanym wynikiem projektów realizowanych w ramach tego programu są innowacyjne technologie, bądź produkty ukierunkowane na zastosowanie w gospodarce.

W ramach programu IniTech zainicjowano projekt pt.: „*Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju*" (akronim INERG). Jego realizacja obejmuje okres styczeń 2010 r. – grudzień 2014 r. Naukowo-techniczne konsorcjum, obejmujące Instytut Techniki Górniczej KOMAG, który jest koordynatorem projektu, KOPEX Machinery S.A. oraz KOPEX Electric Systems S.A., postawiło sobie za cel *opracowanie prototypu innowacyjnego kombajnu ścianowego przeznaczonego do ścian niskich, umożliwiającego urabianie węgla w systemie ścianowym przy różnych warunkach górniczo-geologicznych zalegania pokładu węgla i zapewniającego bezpieczeństwo załogi*. Efektem projektu INERG jest kombajn ścianowy KSW-800NE.

Uzasadnieniem dla zgłoszenia wniosku na projekt obejmujący zaprojektowanie i wytworzenie prototypu kombajnu ścianowego przeznaczonego do ścian niskich była przeprowadzona analiza sytuacji w polskim górnictwie [2]. Bezpieczeństwo energetyczne kraju w znacznej mierze oparte jest na nośnikach energii pozyskiwanych z zasobów krajowych: węgla kamiennego i węgla brunatnego. Polska jest największym producentem węgla w Europie. Około 85% produkcji stanowi węgiel energetyczny. Jednocześnie węgiel jest jednym z najtańszych źródeł pozyskiwania energii elektrycznej. Zestawienie udziału zasobów przemysłowych węgla w Polsce pokazuje, że udział pokładów do 1,5 m stanowi 18,5%. Większość kopalń w Polsce posiada w swojej ewidencji pokłady zaliczane do cienkich. Największa część zasobów węgla w Polsce zalega w pokładach klasyfikowanych jako średnie i stanowi 56,5% zasobów przemysłowych węgla. Znaczna część (27%) zasobów występuje w pokładach grubych. Przedstawionemu zestawieniu nie odpowiada udział uzyskiwanego z nich wydobycia. Wydobycie z pokładów średnich stanowi 75% całego wydobycia, z pokładów grubych około 20%,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

natomiast wydobycie ze ścian niskich jest znikome. Zmiana tej sytuacji wymaga opracowania nowej generacji maszyn wydobywczych przeznaczonych do eksploatacji pokładów tej klasy.

W projekcie INERG założono realizację następujących zadań [2]:

- opracowanie założeń konstrukcyjnych i wstępnego rozwiązania konstrukcyjnego maszyny,
- wirtualne prototypowanie wstępnego rozwiązania konstrukcyjnego maszyny,
- opracowanie postaci konstrukcyjnej prototypu maszyny,
- opracowanie technologii wytworzenia prototypu maszyny,
- wytworzenie prototypu maszyny,
- badania stanowiskowe prototypu maszyny,
- zmiana postaci konstrukcyjnej maszyny po badaniach stanowiskowych prototypu.

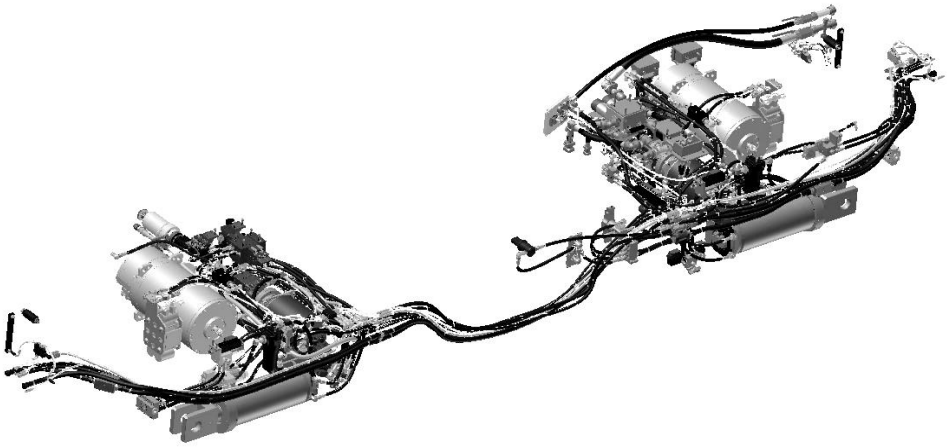
Poszukując odpowiednich rozwiązań konstrukcyjnych uwzględniono zarówno etap wytwarzania, jak i etap eksploatacji. Obok wysokich parametrów technicznych, zwrócono uwagę na możliwie przychylny sposób realizacji czynności montażu, użytkowania i utrzymania ruchu maszyny, a także na racjonalne koszty wytworzenia i utrzymania ruchu maszyny. Elementem dodatkowo wspomagającym realizację etapu eksploatacji jest interaktywna instrukcja obsługi dostarczająca wiedzę na temat wykonywania czynności z zakresu utrzymania ruchu. Przyjęto więc nie tylko kryteria techniczne, ale również ergonomiczne, bezpieczeństwa pracy i ochrony zdrowia oraz ekonomiczne.

2. Wybrane rozwiązania konstrukcyjne

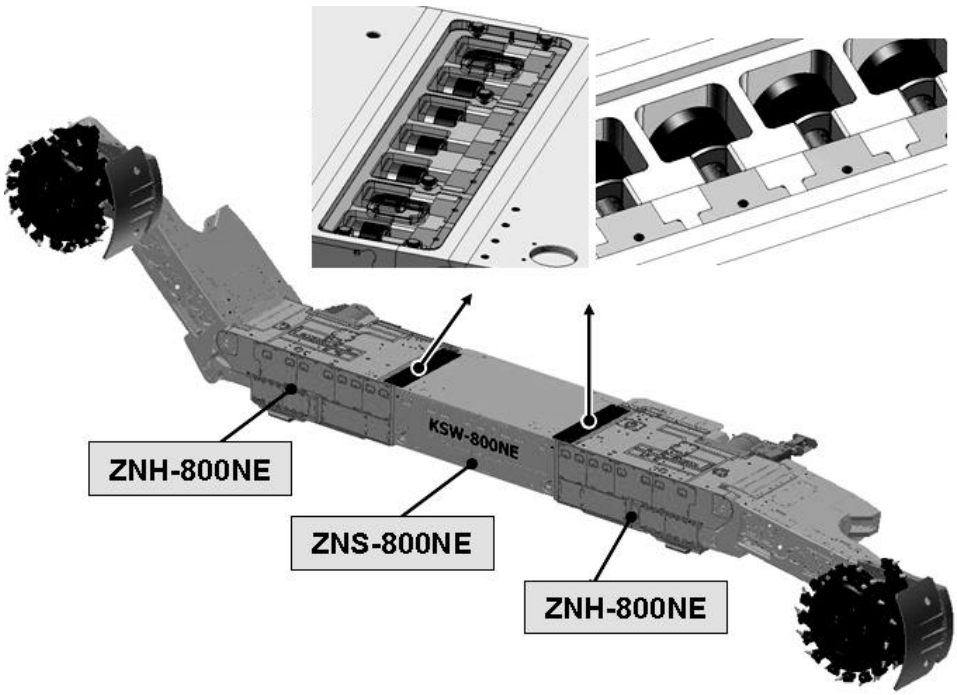
W kombajnie ścianowym KSW-800NE zastosowano szereg innowacyjnych rozwiązań, takich jak m.in.: układ hydrauliczny z wzajemną rezerwacją, kompaktowe połączenie zespołów ZNH-800NE (zespół napędowo-hydrauliczny) i ZNS-800NE (zespół zasilająco-sterujący), ramię R350N, dwa typy przekładni bocznej, instalacja zraszająca, kompaktowy zespół przemienników częstotliwości pracujący w układzie ze zwrotem energii do sieci zasilającej, system dwukierunkowej transmisji danych z maszyny z wykorzystaniem Ethernetu w oparciu o łącza elektryczne i/lub technikę światłowodową, system wibrodiagnostyki, system diagnostyki kombajnu za pomocą kamery termowizyjnej, system wizyjny maszyny z wykorzystaniem techniki światłowodowej do przekazywania obrazu.

Układ hydrauliczny kombajnu KSW-800NE (rys. 1) wraz z jednostką napędową stanowi zespół napędowo-hydrauliczny ZNH-800NE. Kombajn wyposażony jest w dwa takie zespoły. W przypadku uszkodzenia jednego

z układów hydraulicznych jego funkcję może przejąć drugi, po przesterowaniu odpowiedniego zaworu. Stosowanie redundantnych rozwiązań służy zapewnieniu niezawodności maszyny.



Rys.1. Ogólny widok układu hydraulicznego z wzajemną rezerwacją [5]



Rys.2. Połączenie zespołów ZNH-800NE i ZNS-800NE (na podstawie [5])

W kombajnie KSW-800NE zastosowano nowatorski sposób połączenia ze sobą jego głównych zespołów (rys. 2): ZNH-800NE i ZZS-800NE. Pewne i stabilne połączenie zespołów jest zapewnione przy zachowaniu kompaktowej

i zwartej konstrukcji samego połączenia napinanego za pomocą nakrętek hydraulicznych i specjalnych wkładek zabezpieczających. Atutem rozwiązania jest łatwy dostęp do jego elementów podczas zabiegów z zakresu utrzymania ruchu.

Projektując ramię R350N dążono do osiągnięcia możliwie najlepszych walorów użytkowych oraz parametrów technicznych, przy istniejących ograniczeniach dotyczących jego gabarytów oraz uzasadnionych kosztach jego wytworzenia. Obniżeniu kosztów produkcji sprzyja symetryczny odlew kadłuba ramienia. Symetryczna konstrukcja kadłuba ramienia umożliwia montaż elementów instalacji zraszającej także w dolnej części ramienia. Elementy instalacji zraszającej umiejscowione są w wydzielonym kanale kadłuba ramienia, dlatego nie powodują zwiększenia jego zewnętrznych gabarytów.

Ze względu na dużą zainstalowaną moc oraz ograniczoną przestrzeń wewnątrz komory olejowej zastosowano instalację wymuszonego smarowania kół zębatych i przemywania wszystkich łożysk tocznych, w celu zapewnienia im optymalnych warunków pracy.

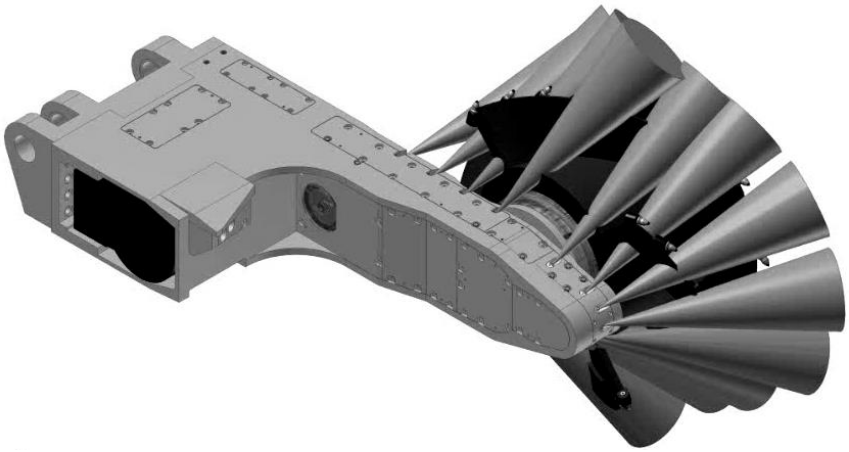
Ramię R350N jest wyposażone w reflektor i kamerę wizyjną umożliwiające bieżącą kontrolę pracy.

Zaprojektowano dwie wersje przekładni bocznej. W wersji pierwszej koło napędowe zazębia się bezpośrednio z kołem trakowym, w wersji drugiej koło trakowe zazębia się tylko z drabinką systemu posuwu, a napędzane jest parą kół usytuowanych w płaszczyźnie równoległej do koła trakowego. Obydwie przekładnie charakteryzuje duży stopień unifikacji podzespołów. Ponadto kadłuby wykonywane są z tych samych odlewów, którym nadawany jest właściwy kształt poprzez obróbkę mechaniczną. Pozwala to na obniżenie kosztów produkcji i eksploatacji.

Rozwiązaniem zastosowanym w kombajnie KSW-800NE dla zwiększenia bezpieczeństwa pracy poprzez ograniczanie zapylenia w strefie urabiania, rozrzedzanie metanu oraz ograniczanie możliwości jego zapłonu oraz wybuchu pyłu węglowego jest instalacja zraszająca.

Nowością rozwiązania jest prostota układu oraz możliwość wyposażenia kombajnu (po niewielkich modyfikacjach) w jeden z trzech wariantów zraszania, w zależności od warunków stosowania:

- wariant I - instalacja zraszająca powietrzno-wodna (rys. 3),
- wariant II - instalacja zraszająca - wodna,
- wariant III - instalacja mieszana (wodna w organie, powietrzno-wodna na ramieniu).

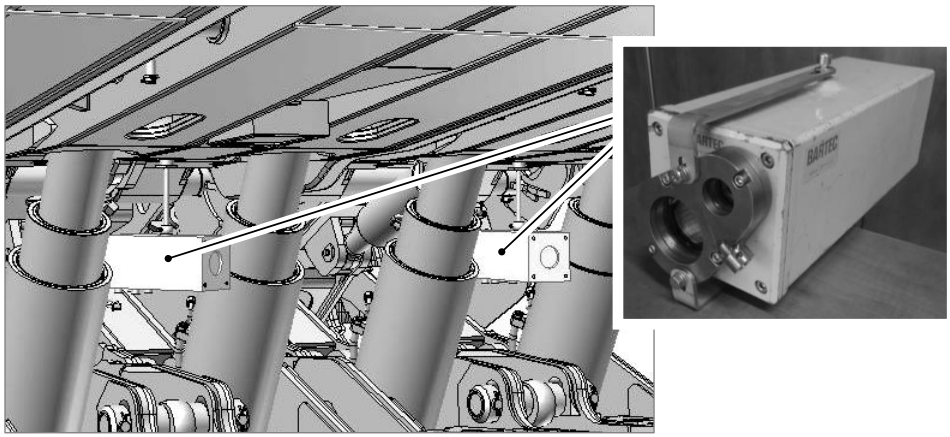


Rys.3. Model przestrzenny ramienia z opracowanym zraszaniem powietrzno-wodnym [5]

Dla ograniczenia zużycia energii podczas użytkowania kombajnu KSW-800NE zastosowano w nim przemienniki częstotliwości, których konstrukcja umożliwia oddawanie nadmiaru energii do sieci zasilającej przy przemieszczaniu maszyny po upadzie (jest to tzw. hamowanie ze zwrotem energii).

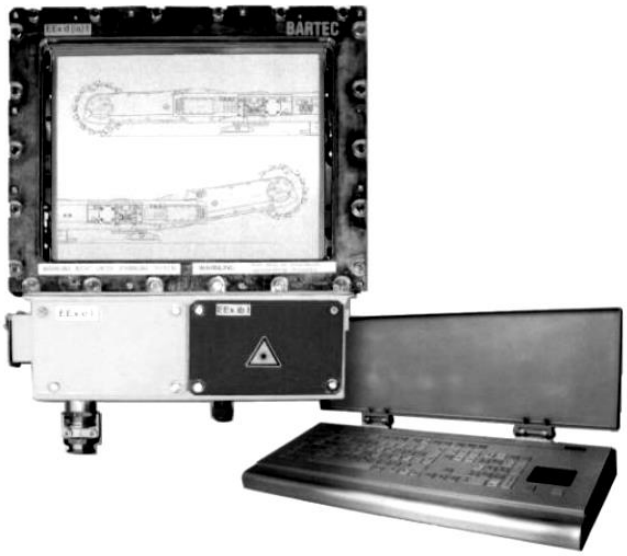
W kombajnie KSW-800NE zastosowano dwa rozwiązania służące monitorowaniu stanu technicznego maszyny:

– system wibrodiagnostyczny (osadzono 2 czujniki na każdym ramieniu i 3 na każdym ciągniku),
– system termowizyjny; kamery termowizyjne osadzone są na sekcjach obudowy zmechanizowanej (rys. 4). Jest to pierwsze takie zastosowanie termowizji w przestrzeniach zagrożonych wybuchem metanu lub/i pyłu węglowego.



Rys.4. Sposób umieszczenia kamer termowizyjnych na sekcjach obudowy zmechanizowanej (na podstawie [3])

Odpowiednio wczesne wykrywanie nieprawidłowości stanu technicznego maszyny pozwala zapobiec awariom i stratom powodowanym przestojem maszyny. Dane z obu systemów diagnostycznych przesyłane są do komputera centralnego umieszczonego w chodniku. Komputer centralny przedstawiono na rysunku 5.



Rys.5. Komputer w wykonaniu przeciwwybuchowym wraz z klawiaturą iskrobezpieczną [5]

Sterowanie kombajnem będącym częścią kompleksu ścianowego, jak również skuteczne zastosowanie systemów monitorowania pracy kombajnu (systemem wizyjnej i termowizyjnej obserwacji oraz systemem wibrodiagnostyki) wymaga szybkiego i niezawodnego przesyłu danych. Dlatego na potrzeby transmisji danych zastosowano dwa redundantne szybkie łącza Ethernetowe.

3. Wirtualne prototypowanie wstępnego rozwiązania konstrukcyjnego maszyny

Zaprojektowanie maszyny o wysokich, zgodnych z oczekiwaniami odbiorcy parametrach w zakresie wydajności i niezawodności jest możliwe dzięki skutecznej, opartej na nowoczesnych technologiach i narzędziach realizacji procesu projektowego.

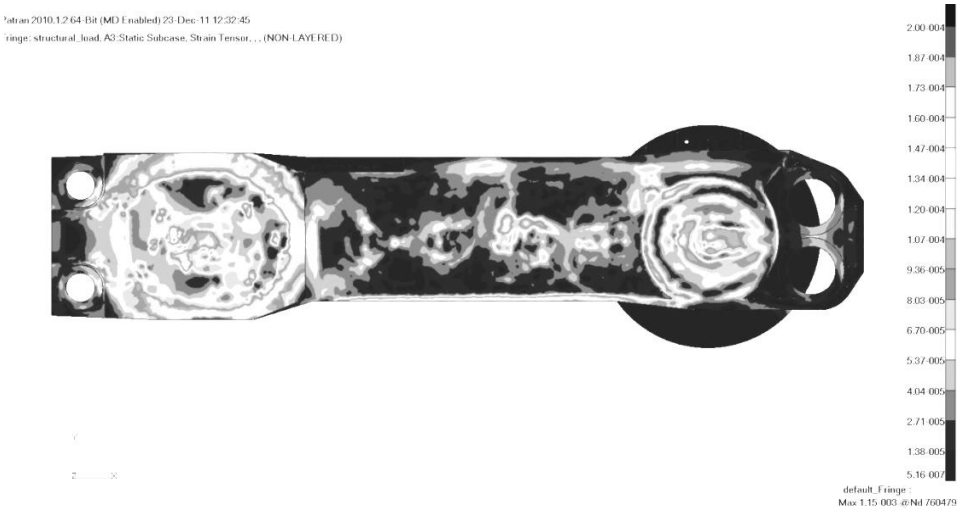
Projektując kombajn KSW-800NE zastosowano nowoczesne metody określane jako „wirtualne prototypowanie” oraz najnowocześniejsze dedykowane takim metodom oprogramowanie. Wirtualne prototypowanie polega na utworzeniu oraz badaniu wirtualnego prototypu obiektu, w tym przypadku - maszyny. Wirtualnym prototypem maszyny jest komputerowy model będący jej

możliwie najpełniejszym odwzorowaniem. Uwzględnia jej właściwości fizyczne, chemiczne, mechaniczne itd. Taki model umożliwia więc badanie maszyny zanim zostanie ona fizycznie wytworzona, np. badanie jej zachowania się oraz zachodzące w niej zjawiska podczas wytwarzania, użytkowania, zabiegów z zakresu utrzymania ruchu czy utylizacji. Pozwala to na przeprowadzenie procesu konstruowania w szybszy i mniej kosztowny sposób, niż w przypadku możliwości wykorzystania wyłącznie fizyczne wytworzonego prototypu [6].

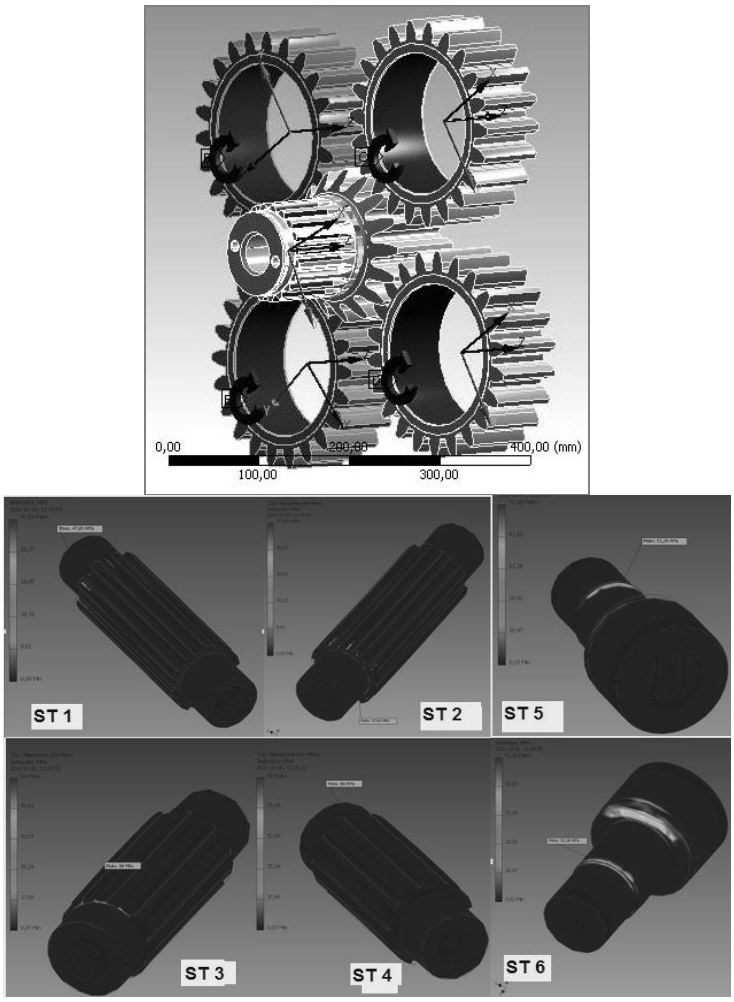
Badania objęły [3]:

- analizę poprawności współpracy kombajnu ścianowego ze ścieżką przenośnika zgrzebłowego, w tym badanie kolizyjności,
- analizę wytrzymałościową w zespołach i podzespołach kombajnu metodą elementów skończonych dla obciążeń statycznych i dynamicznych,
- modelowanie zjawisk cieplnych w kadłubie ramienia kombajnu,
- badanie stateczności maszyny na nachylonym podłożu dla określonych krawędzi wywrotu,
- symulację rozprzestrzeniania się strugi powietrzno-wodnej w układzie zraszania,
- analizę pól widzenia kamer wizyjnych i termowizyjnych ze względu na ich mocowanie w stropnicach sekcji obudów zmechanizowanych kompleksu ścianowego.

Wykorzystano metody wirtualnego prototypowania, takie jak: modelowanie geometryczne CAD, metodę elementów skończonych MES, analizę układów wieloczłonowych MBS, komputerową mechanikę płynów CFD, modelowanie cech antropometrycznych. Wizualizację wyników badań przedstawiono na rysunkach 6 i 7.



Rys.6. Mapa odkształceń kadłuba ramienia wynikających z różnic temperatur [5]



Rys.7. Wyniki symulacji MES wałków walcowych kół zębatych [5]

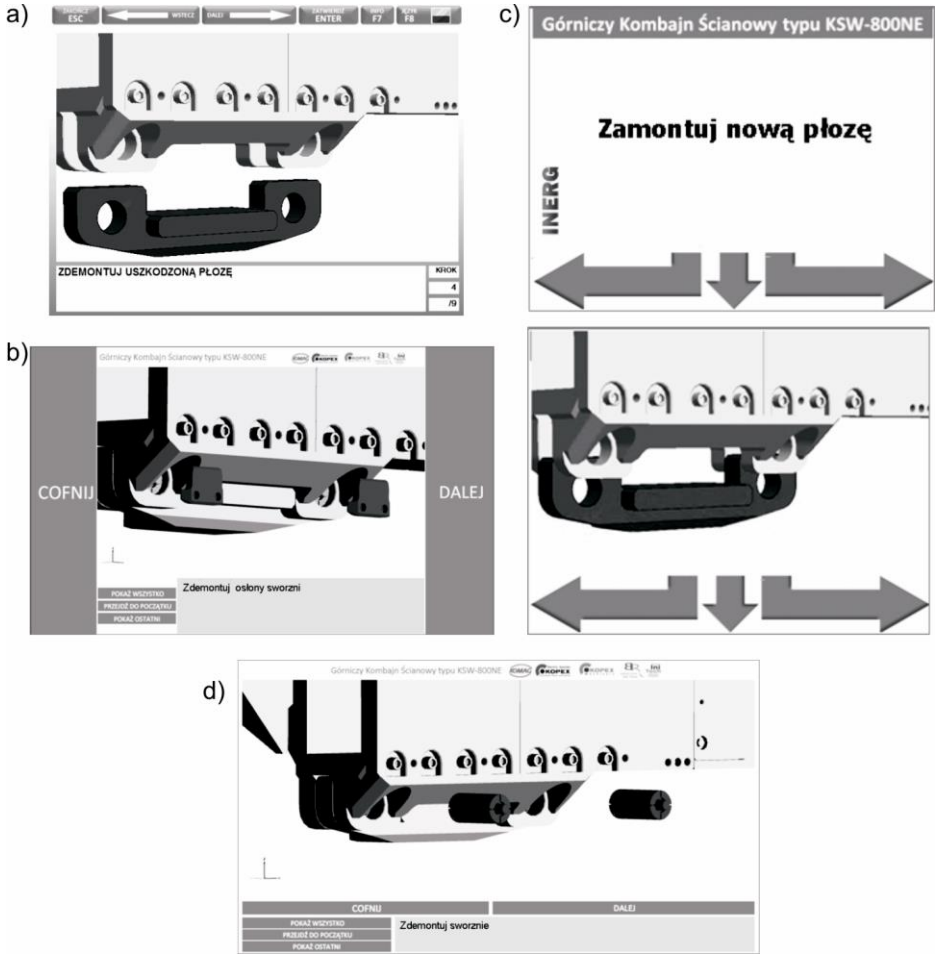
4. Interaktywna instrukcja obsługi

Obok zaawansowanego systemu monitorowania stanu technicznego maszyny, istotnym elementem kształtującym przebieg eksploatacji kombajnu ścianowego jest realizacja działań z zakresu utrzymania ruchu. Błędy i zaniedbania podczas tych działań narażają ich wykonawców na wypadki [1]. Mogą także przyczynić się do zaistnienia w maszynie uszkodzeń i awarii, które w przeciwnym razie nie wystąpiłyby. Kolejną konsekwencją jest narażenie bezpieczeństwa operatorów maszyny oraz osób znajdujących się w jej bezpośrednim otoczeniu.

Maszyny górnicze, takie jak kombajny górnicze, charakteryzuje wysoka złożoność oraz zaawansowanie technologiczne, a także indywidualna konstrukcja poszczególnych egzemplarzy. Sprawia to, że pracownicy służb utrzymania

ruchu muszą dysponować szerokim zakresem specjalistycznej wiedzy, a jej przyswojenie jest trudne i czasochłonne. Dlatego zasadne jest oferowanie narzędzi, które wspomagają służby utrzymania ruchu dostarczając odpowiednią wiedzę w dowolnym miejscu i czasie, zgodnie z potrzebami.

Opracowano interaktywną instrukcję obsługi w wersjach (rys. 8) przeznaczonych na tradycyjny komputer osobisty, komputer pokładowy kombajnu ścianowego oraz wspomniany wyżej komputer centralny zlokalizowany w chodniku, a także typowe urządzenia mobilne, takie jak: tablet, PDA oraz smartfon. Dobierając technologię, w jakiej opracowano wersje interaktywnej instrukcji obsługi, wzięto pod uwagę możliwości i ograniczenia poszczególnych komputerów i urządzeń mobilnych. Również sposób prezentacji wiedzy oraz użytkowania zasobów dostosowano do wielkości ekranu oraz sposobu obserwacji każdego z komputerów i urządzeń mobilnych.



Rys.8. Przykłady zasobów interaktywnej instrukcji obsługi przeznaczonej na *a) komputer pokładowy kombajnu, b) tablet, c) PDA, d) komputer centralny w chodniku*

Kluczowym elementem interaktywnej instrukcji obsługi są interaktywne procedury prezentujące poszczególne czynności z zakresu utrzymania ruchu. W zależności od wersji, tam gdzie jest to zasadne, udostępniane są dodatkowe informacje powiązane z procedurami, np. na temat sytuacji awaryjnych i sposobów postępowania w przypadku ich zaistnienia.

Interaktywna procedura prezentuje kolejne kroki - czynności, jakie należy wykonać dla realizacji danego działania, np. wymiany zespołu. Dostarczona jest informacja opisowa, co należy zrobić w ramach kroku oraz informacja graficzna – w postaci animacji demonstrującej, jak tę czynność wykonać.

Tak opracowana interaktywna instrukcja obsługi może pełnić rolę podręcznego asystenta, który wspomaga pracownika podczas realizacji działań z zakresu utrzymania ruchu, jak również może posłużyć jako materiał szkoleniowy.

Zastosowanie interaktywnej instrukcji obsługi podczas szkoleń umożliwia skuteczne przekazywanie wiedzy dotyczącej przebiegu działań z zakresu utrzymania ruchu, również gdy bezpośredni dostęp do kombajnu nie jest możliwy. Kombajn wraz z niezbędnymi szczegółami konstrukcyjnymi jest realistycznie przedstawiony w animacjach, w interaktywnych procedurach. Tak więc rzeczywisty kombajn może podczas szkoleń zostać z powodzeniem zastąpiony przez „wirtualną maszynę” (trójwymiarowy model kombajnu).

5. Badania stanowiskowe prototypu maszyny

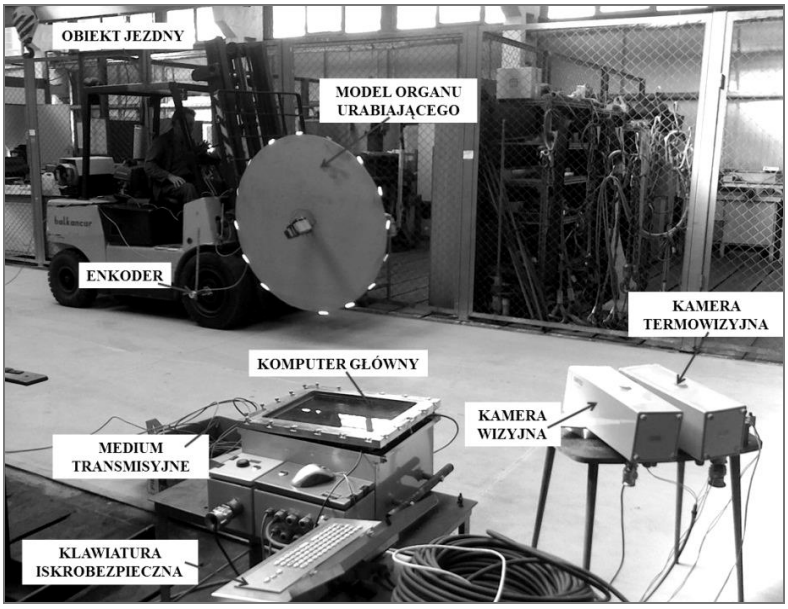
5.1. Badania stanowiskowe termowizyjnego systemu diagnostyki

Budowanie prototypu systemu termowizji było poprzedzone badaniami wstępnymi mającymi na celu zweryfikowanie możliwości wykonywania zdjęć termowizyjnych w warunkach, jakie panują w czasie urabiania kombajnu ścianowego (duża wilgotność, wysokie zapylenie, brak oświetlenia itd.). Badania przeprowadzono na jednej z kopalń węgla kamiennego na ścianie, w której nie ma zagrożenia metanowego. Uzyskano pozytywne rezultaty. Przykładowy termogram z zarejestrowanych prób przedstawiono na rysunku 9.

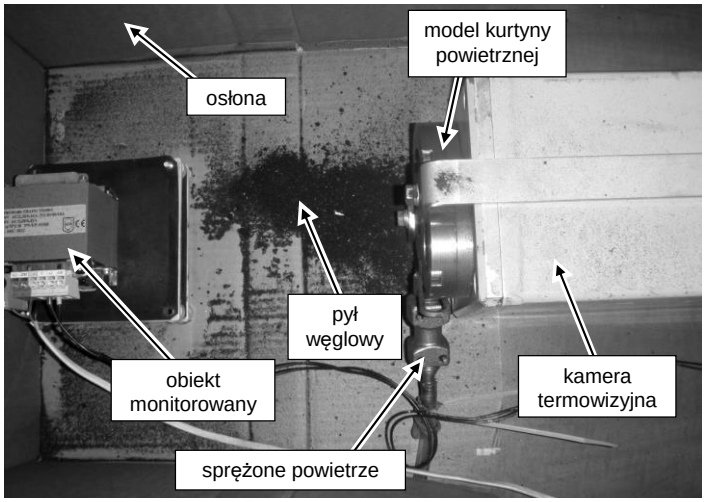
Rys.9. Termogram ramienia kombajnu ścianowego w trakcie urabiania

Po wytworzeniu prototypu systemu diagnostyki kombajnu za pomocą termowizji, rozpoczęto etap badań docelowego podsystemu. Prowadzono badania w trzech płaszczyznach:

– badania w skali laboratoryjnej w ITG KOMAG,
– badania w hali montażowej u producenta kombajnu,
– badania w warunkach rzeczywistych w kopalni.



Rys.10. Widok stanowiska prób podczas prowadzenia badań pozycjonowania obiektu względem kamery termowizyjnej



Rys.11. Widok stanowiska prób do testowania skuteczności opracowanego systemu czyszczenia obiektywu kamery termowizyjnej

Badania w skali laboratoryjnej w ITG KOMAG dotyczyły m.in. kalibracji kamery termowizyjnej, testowania opracowanego algorytmu automatycznego pozycjonowania maszyny względem kamery (rys. 10) oraz oceny skuteczności opracowanego systemu czyszczenia kamery termowizyjnej – rysunek 11.

Na potrzeby badania zbudowano model symulujący tarczę odcinającą organu urabiającego, którą zamocowano ma obiekcie jezdnym. Do poruszającego się obiektu jezdnego zamocowano enkoder, który informował sterownik o aktualnym położeniu maszyny. Gdy obiekt jezdny znalazł się w ustalonym przez konstruktorów miejscu, algorytm automatycznie wyzwalał kamerę termowizyjną i rejestrował termogram. Ponieważ obiekt jezdny nie w pełni odzwierciedlał pracę kombajnu ścianowego, próby te zostały powtórzone w hali montażowej u producenta kombajnu ścianowego.

Próby skuteczności systemu czyszczenia obiektywu kamery termowizyjnej polegały na doprowadzeniu sprężonego powietrza pod ciśnieniem (zgodnym z ciśnieniem powietrza występującego w ścianie w kopalni), a następnie rejestrowaniu termogramów z jednoczesnym kierowaniem opadającego pyłu węglowego na okno kamery termowizyjnej. Wyniki tej próby były pozytywne, jednakże pył był suchy, gdyż na stanowisku nie można było odzwierciedlić idealnej granulacji ziaren pyłu oraz odpowiedniej wilgotności. Próby te zostały powtórzone w warunkach rzeczywistych.

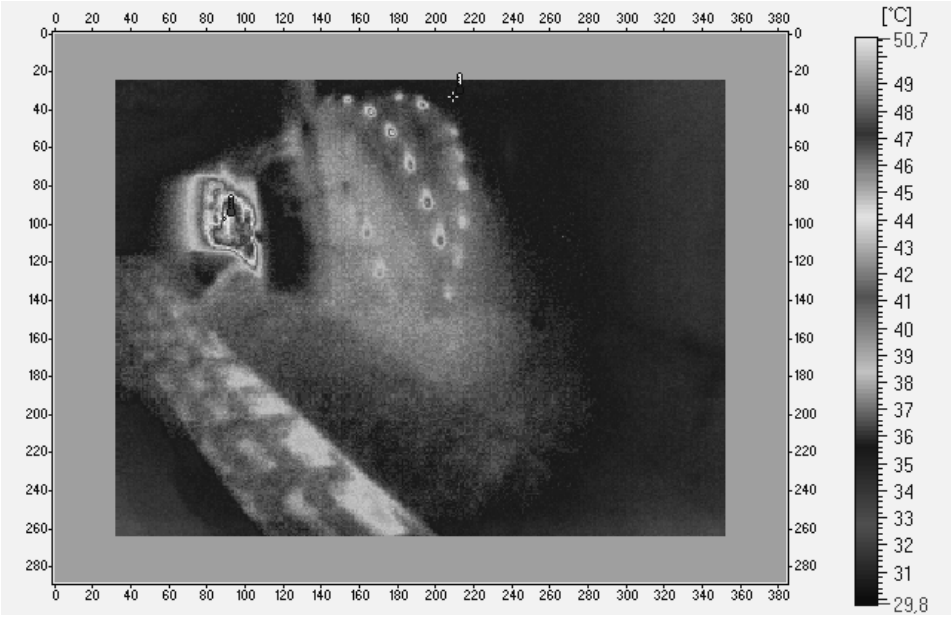
Badania przeprowadzono również na hamowni, u producenta maszyny. Celem było zweryfikowanie skuteczności chłodzenia, poprzez monitorowanie rozpływu oleju przy różnych wartościach nachylenia ramienia (-17^0, 0^0 i 45^0) oraz przy różnych wartościach obciążenia ramion (bez obciążenia, 25% Mn, 50% Mn i 100% Mn). Badania prowadzone były zgodnie z opracowanym wcześniej scenariuszem badań i trwały ciągle przez 10 dni. Kamera termowizyjna rejestrowała termogramy co 120 sekund.

W celu zweryfikowania poprawności rejestrowania danych oraz zgromadzenia materiału niezbędnego do opracowania automatycznego analizatora temperaturowego przeprowadzono także szereg badań kamery termowizyjnej w wersji przeciwwybuchowej, podczas obserwacji wybranych kombajnów przeznaczonych do urabiania kombajnów niskich i średnich.

Przykładowy termogram z jednych badań przedstawiający pracujący kombajn ścianowy (z nastawieniem na rejestrację noży tnących organu urabiającego) przedstawiono na rysunku 12.

Zaplanowano także powtórne badania całego zmontowanego kombajnu na hali u producenta maszyny. Wówczas ponownej weryfikacji poddany zostanie opracowany automatyczny analizator temperaturowy oraz system automatycznego wyzwalania kamery w odpowiedzi na sygnał o położeniu kombajnu.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

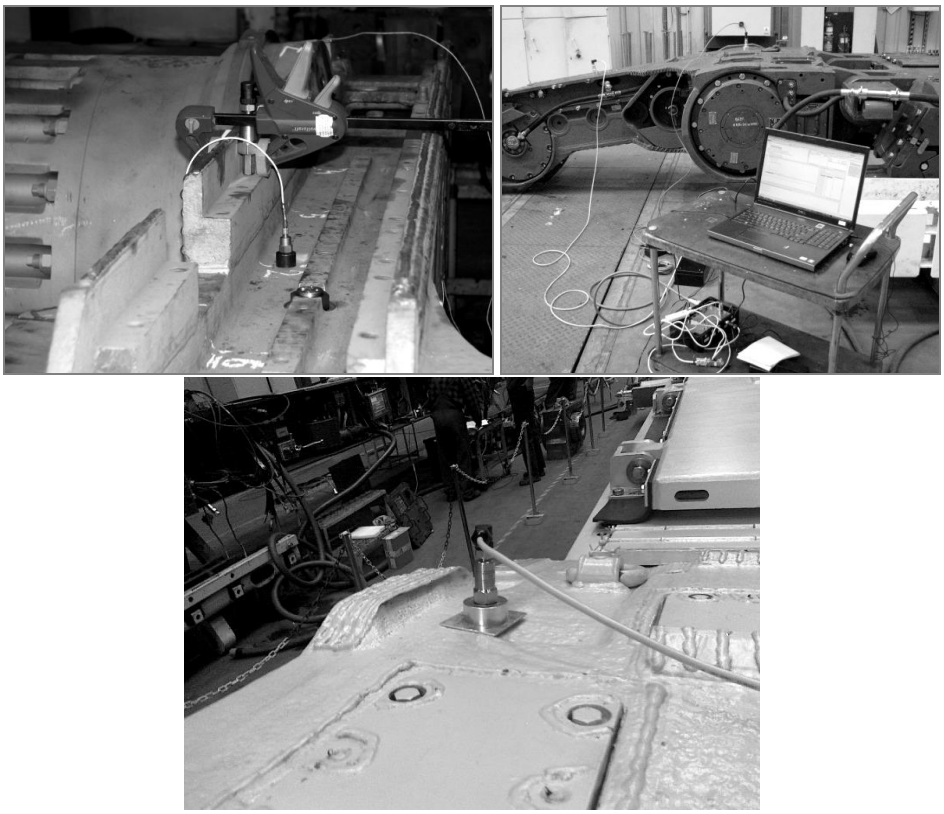


Rys.12. Termogram pracującego kombajnu ścianowego zarejestrowany przy użyciu wytworzonej kamery termowizyjnej w wykonaniu przeciwwybuchowym, pod kątem 45^0

5.2. Badania stanowiskowe systemu wibrodiagnostyki

System wibrodiagnostyki testowano w ramach szeregu badań przeprowadzonych w dwóch kopalniach oraz w hali montażowej producenta maszyny (rys. 13 i rys. 14).

Rys.13. Badania sytemu wibrodiagnostyki przeprowadzone w warunkach kopalnianych



Rys.14. Badania systemu wibrodiagnostyki przeprowadzone na hali montażowej producenta

Pierwotną wersję systemu badano z zastosowaniem dostępnych typów ramion dla zidentyfikowania, czy otrzymywane dane mogą posłużyć jako źródło informacji diagnostycznej. Na podstawie uzyskanych wyników dokonano modyfikacji systemu. Tak uzyskaną nową wersję również poddano badaniom, w tym badaniom z zastosowaniem prototypu ramienia R350N. Uzyskano pozytywne wyniki.

5.3. Badania stanowiskowe systemu zraszania

Badania stanowiskowe systemu zraszania objęły [4]:

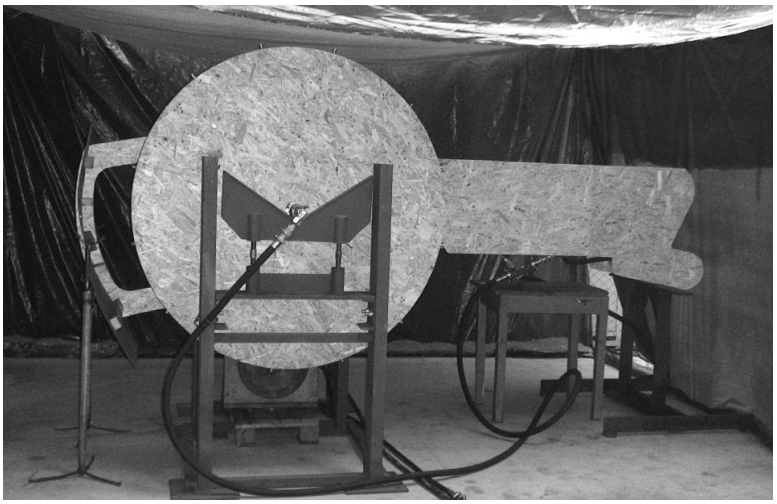
1. *Badania rozkładu frakcyjnego strumienia dysz zraszających*. Badaniu poddano dwa opracowane w ITG KOMAG prototypy dysz powietrzno-wodnych (rys. 15). Dysze zraszające zasilano wodą i powietrzem o różnych wartościach ciśnienia. Identyfikowano spektrum kropel strumienia wytwarzanego. Ustalono, że obydwa typy dyszy spełniają założenia projektantów systemu zraszania. Otrzymane wyniki były zgodne i potwierdziły wyniki otrzymane z symulacji komputerowych.

Rys.15. Dwa prototypy dyszy [4]

2. *Badania poprawności działania regulatora przepływu wody* (rys. 16). Badaniu poddano dostępne na rynku regulatory wody, celem zweryfikowania możliwości ich zastosowania w instalacji powietrzno-wodnej. Dla każdego z jedenastu regulatorów wykonano po 3 próby badawcze. Wykonano pomiary natężenia przepływu wody oraz pomiar wartości ciśnienia zasilania wody. Wykazano poprawność i stałe natężenia przepływu wody w przypadku różnicy ciśnienia wejściowego i wyjściowego, nie większego niż 0,1 MPa. W przypadku rosnących wartości różnicy ciśnienia wartości natężenia przepływu spadały. Wyniki natężenia przepływu były zgodne z danymi deklarowanymi przez producenta.

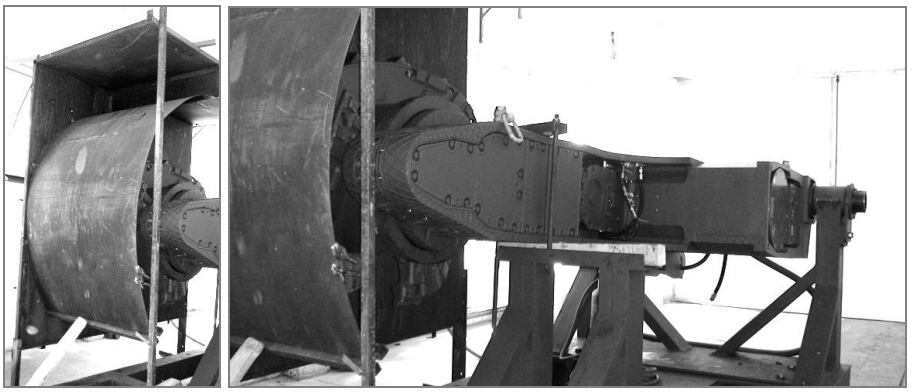
Rys.16. Stanowisko badawcze podczas prób regulatorów przepływu wody [4]

3. *Badania poprawności działania instalacji zraszającej: rozkład strumienia, zasięg, jakość rozpylenia strumienia*. Badania przeprowadzono na specjalnie przygotowanym stanowisku (rys. 17). Przeprowadzono trzy serie badań, po trzy próby badawcze. Uzyskane wyniki wykazały prawidłowość działania instalacji zraszania powietrzno-wodnego kombajnu KSW-800NE, pod względem parametrów przepływowych mediów zraszających, jakości strumieni zraszających na organie oraz na ramieniu kombajnu.



Rys.17. Model badawczy służący do wytworzenia strumieni zraszających instalacji powietrzno-wodnej [4]

4. *Badania skuteczności ograniczenia zapłonu metanu z wykorzystaniem instalacji zraszającej w KD Barbara*. Ich celem było: określenie skuteczności gaszenia występującego zapłonu metanu w obszarze organu urabiającego kombajnu, określenie skuteczności w zapobieganiu powstawania zapłonów metanu, mogących wystąpić w procesie urabiania, uzyskanie wyników porównawczych, w odniesieniu do standardowej wodnej instalacji zraszającej organu, określenie wpływu prędkości strumienia przewietrzającego wyrobisko ścianowe na zjawisko porywania kropel wody. Próby zostały przeprowadzone na specjalnie zaprojektowanym i zbudowanym stanowisku obejmującym (rys. 18): model ociosu wyrobiska ścianowego oraz ramię kombajnowe wraz z organem, zamontowane na specjalnej ruchomej platformie. Testom poddano wszystkie trzy zaprojektowane warianty instalacji zraszającej. Skuteczność każdego z nich została potwierdzona.



Rys.18. Stanowisko badania skuteczności instalacji zraszającej w ograniczaniu zapłonu metanu [4]

6. Podsumowanie

W kombajnie ścianowym KSW-800NE zastosowano szereg innowacyjnych i nowoczesnych rozwiązań ukierunkowanych nie tylko na zapewnienie wysokich parametrów technicznych, ale także na jak najlepszy przebieg wszystkich etapów jego cyklu życia. Jego zaprojektowanie możliwe było dzięki współpracy środowiska przemysłowego i naukowego.

Model finansowania rozwoju nowych konstrukcji maszyn górniczych oparty na programach, takich jak IniTech pozwala na dokładniejsze planowanie prac rozwojowych oraz na ich realizację bez presji czasu, jaka towarzyszy zazwyczaj przy realizacji zamówień rynkowych. Przedstawiciele nauki oraz przemysłu działają w układzie partnerskim, pozbawionym napięć charakterystycznych dla relacji między klientem i wykonawcą. Panuje większa otwartość w przyjmowaniu innowacji, gdyż nie są one obciążone aż tak wysokim ryzykiem finansowym, jakie może grozić zleceniom rynkowym. Taka atmosfera sprzyja generowaniu i wdrażaniu innowacyjnych pomysłów.

Literatura

1. Michalak D.: Upowszechnianie informacji o bezpiecznych metodach pracy. Maszyny Górnicze, 2013 nr 1 s. 34-37, ISSN 0209-3693.
2. Projekt INERG. Wniosek o dofinansowanie projektu w ramach przedsięwzięcia „IniTech”. ITG KOMAG. Gliwice 2009.
3. Projekt INERG. Tokarczyk J., Dudek M. i in.: Zadanie 2. Wirtualne prototypowanie wstępnego rozwiązania konstrukcyjnego maszyny wydobywczej. Weryfikacja założeń i zastosowania postaci konstrukcyjnej maszyny wydobywczej Gliwice 2011. Opracowanie nie publikowane.
4. Projekt INERG. Mazurkiewicz A., Bałaga D i in.: Zadanie 6. Badanie stanowiskowe prototypu maszyny wydobywczej. Badania prototypu instalacji zraszającej. ITG KOMAG. Gliwice 2013. Opracowanie nie publikowane.
5. Rozmus M., Winkler T. i in.: Wysoka technologia w niskich pokładach. Art of Mining nr 8-9/2013
6. Tokarczyk J.: Migration of computational models in virtual prototyping of complex mechanical systems. Materiały na konferencję: WCECS 2012, World Congress on Engineering and Computer Science 2012, Volume II, San Francisco, USA, 24-26 October, 2012. . Lect. Notes Eng. Comput. Sci. 2012s. 1334-1337. ISSN 2078-0958.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu badawczego INERG dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Kombajn ścianowy typu KSW-800NE, maszyna do wybierania pokładów niskich i średnich

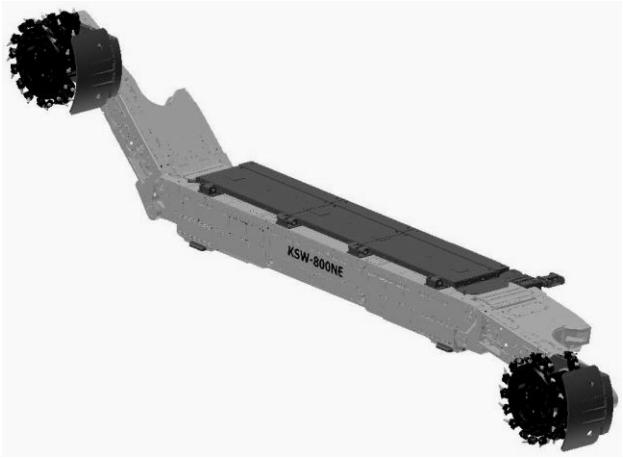
Michał Marcińczyk, Jaromir Kozłowski - KOPEX Machinery S.A.

1. Wstęp

Polska jako największy producent węgla w Europie posiada przeważającą część zasobów węgla w pokładach klasyfikowanych jako niskie i średnie. Wybieranie tego typu pokładów obecnie wymaga stosowania nowej generacji maszyny wydobywczej, która oprócz podstawowej funkcji urabiania i ładowania urobku na przenośnik posiada szereg innowacyjnych rozwiązań technicznych, umożliwiających pracę w kompleksach zautomatyzowanych oraz ciągły monitoring pracy i diagnostykę stanu maszyny. Każdego dnia technologia rozwija się w zawrotnym tempie. Postęp jest widoczny w każdej dziedzinie życia, również w technice maszyn urabiających dla górnictwa. Wprowadzenie nowego produktu na rynek daje doskonałą możliwość implementacji nowoczesnych rozwiązań we wnętrzu prototypowego urządzenia.

W monografii przedstawiono opis techniczny nowego górniczego kombajnu ścianowego typu KSW-800NE (rys. 1) produkcji KOPEX Machinery S.A. oraz wybrane innowacyjne rozwiązania zastosowane w kombajnie.

Maszyna została zaprojektowana i wytworzona w ramach przedsięwzięcia: „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju" (akronim INERG) w ramach konsorcjum naukowo-przemysłowego, w skład którego wchodzą ITG KOMAG – koordynator projektu, KOPEX Machinery S.A. (dawniej ZZM S.A.) oraz Kopex Electric Systems S.A. (dawniej KOPEX Technology Sp. z o.o.)



Rys.1. Kombajn ścianowy typu KSW-800NE [*wszystkie rysunki zamieszczone w rozdziale powstały w toku realizacji projektu*]

2. Charakterystyka

Kombajn ścianowy typu KSW-800NE przeznaczony jest do dwukierunkowego mechanicznego urabiania i ładowania węgla w ścianowym systemie eksploatacji bezwnękowej na przenośnikach ścianowych o szerokości trasy 850÷1100 mm z bezcięgnowym układem posuwu systemu Eicotrack wszystkich odmian.

Kombajn posiada zwartą konstrukcję samonośną i umożliwia pracę w kompleksach o dużej wydajności dzięki wysokim parametrom technicznym.

Charakterystyka techniczna kombajnu ścianowego typu KSW-800NE (źródło: opracowanie własne)

Tabela 1

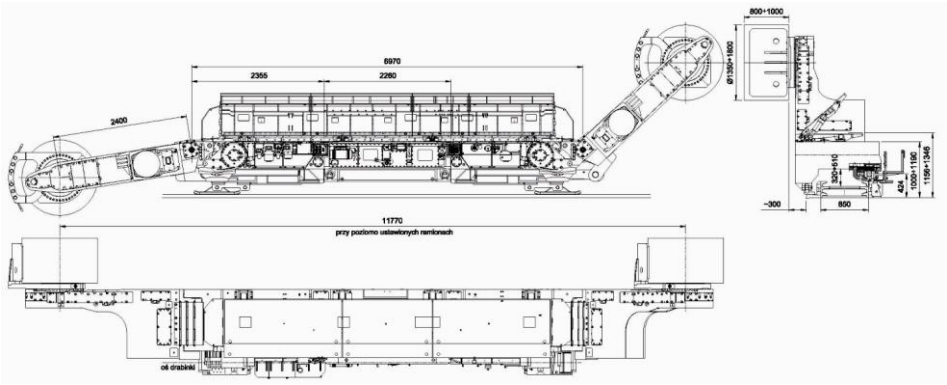
Lp.	Parametr	Wartość
1.	Zakres wysokości urabiania [m]	1,4÷3,5
2.	Maksymalna zainstalowana moc [kW]: - napęd organów urabiających [kW] - napęd posuwu [kW] - napęd hydrauliki [kW]	766 2x300 2x75 2x8
3.	Napięcie zasilania [V]	3300
4.	Średnica organów urabiających [mm]	1350÷1800
5.	Zabiór organów urabiających [mm]	800÷1000
6.	Siła posuwu [kN]	2x400
7.	Prędkość posuwu [m/min]	0÷30
8.	Wysokość minimalna	~1000
9.	Masa [t]	~46,0

Bezstopniowa regulacja wysokości urabiania umożliwia wybieranie pokładów o zmiennej wysokości zalegania w pokładach o nachyleniu podłużnym do 35° i nachyleniu poprzecznym do 20°.

Kombajn spełnia wymagania dyrektyw nowego podejścia, przez co nadaje się do pracy w pokładach zagrożonych wybuchem metanu i pyłu węglowego. Posiada oznakowanie CE oraz spełnia wymagania dyrektywy ATEX.

Kombajn typu KSW-800NE posiada możliwość sekwencyjnego załączania silników elektrycznych, a zastosowane przemienniki częstotliwości zasilające silniki posuwu umożliwiają zwrot energii do sieci zasilającej podczas hamowania elektrycznego maszyny. Zabudowane na kombajnie systemy wizualizacji, wibrodiagnostyki przekładni oraz transmisji danych umożliwiają odczyt niezbędnych informacji o pracy kombajnu na kolorowym graficznym monitorze o przekątnej ekranu 10,4”, zapewniając pełną diagnostykę, zarówno pod ziemią, jak i na powierzchni. Kombajn jest wyposażony w tzw. pamięć skrawu, jak

również może współpracować z nadrzędnym systemem automatyki kompleksu ścianowego.



Rys.2. Kombajn ścianowy typu KSW-800NE

Dodatkowo kombajn jest wyposażony w system automatycznego czyszczenia wkładów dwukomorowego filtra rewersyjnego oraz dwa układy hydrauliczne niezależnie zasilane z wzajemną rezerwacją.

Zastosowany układ centralnego smarowania zapewnia ciągłe smarowanie wszystkich głównych węzłów kombajnu. Smarowanie przekładni zębatych realizowane jest przez układ wymuszonego smarowania połączony z układem ciągłego filtrowania i chłodzenia oleju.

Jako wyposażenie dodatkowe kombajnu mogą być zabudowane:

- ognioszczelne kamery obserwacyjne,
- metanomierze,
- bezprzewodowy odczyt danych z pamięci kombajnu,
- bezprzewodowa parametryzacja i programowanie sterownika głównego kombajnu,
- system AWASS zraszania powietrzno-wodnego,
- pomiar położenia osłon górnych,
- pomiar położenia ramion,
- reflektory LED,
- komunikacja Ethernet/IP po przewodach elektrycznych i/lub światłowodach,
- podnoszony hydraulicznie uchwytu przewodów zasilających.

3. Wybrane innowacyjne rozwiązania zastosowane w kombajnie typu KSW-800NE

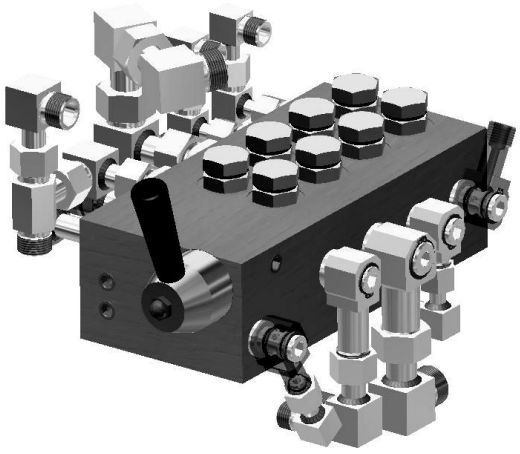
Kombajn ścianowy typu KSW-800NE posiada szereg innowacyjnych rozwiązań opracowanych przez specjalistów z KOPEX Machinery S.A. oraz

ITG KOMAG. W dalszej części monografii zawarto jedynie wybrane i najciekawsze rozwiązania zastosowane w maszynie. Zostały one opisane poniżej w sposób ułatwiający zrozumienie funkcjonalności i działania przedstawionych rozwiązań.

3.1. Układ hydrauliczny z wzajemną rezerwacją

Układ hydrauliczny zbudowany jest z elementów umożliwiających wykonywanie z odpowiednią prędkością ruchów ramion kombajnu, osłon górnych i ładowarek osłonowych, oraz obsługuje urządzenia pomocnicze, takie jak: hamulce, uchwyt układaka kabla, układ centralnego smarowania. Kontrola prawidłowej i bezpiecznej pracy realizowana jest przez zawory bezpieczeństwa, zawory zwrotne sterowane, zawory hamujące, filtry, chłodnice, manometry, czujniki poziomu oleju, czujniki temperatury i wskaźniki zanieczyszczenia filtrów.

Układ hydrauliczny kombajnu został podzielony na dwa, pracujące niezależnie, układy hydrauliczne zamontowane symetrycznie w ciągniku lewym i w ciągniku prawym. Układy te realizują w większości te same funkcje. Układ znajdujący się w ciągniku lewym realizuje dodatkowo funkcję sterowania układakiem kabla, rewersyjnym filtrem wody, zespołem osłon hydraulicznych. Układ znajdujący się w ciągniku prawym zapewnia natomiast sterowanie układem centralnego smarowania.

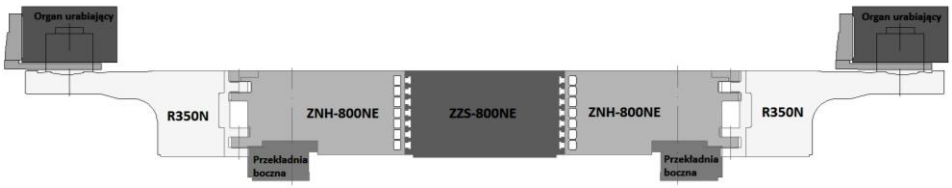


Rys.3. Zespół zaworów przełączających (model 3D)

Innowacyjność układu polega tym, że zastosowano specjalny zespół zaworów przełączających (rys. 3) podzielony na dwie niezależne gałęzie z niezależnym zasilaniem. W przypadku awarii jednego z układów jego funkcję może przejąć drugi. Rozwiązanie takie zdecydowanie wpływa na zwiększenie niezawodności maszyny, a tym samym zapewnienie ciągłości wydobycia.

3.2. Kompaktowe połączenie zespołów ZNH-800NE i ZNS-800NE

Kombajn posiada samonośny korpus, w którym zabudowane są wszystkie elementy zasilające, napędzające i wykonawcze maszyny. Ważnym aspektem, który należy wziąć pod uwagę podczas tworzenia nowej maszyny dla przemysłu wydobywczego jest transport do miejsca pracy. Czynnik ten wymusza podział kombajnu na odpowiednie zespoły (moduły) o zwartej konstrukcji i możliwie małych gabarytach (rys. 4).



Rys.4. Modułowa budowa kombajnu ścianowego KSW-800NE

Modułowa budowa kombajnu rozwiązuje problem zbyt dużych gabarytów transportowych głównych elementów składowych maszyny, jednak wprowadza problem pewnego połączenia modułów bez znacznego zwiększenia gabarytu maszyny. Należy tutaj zauważyć, że obszar sprzęgu musi przenosić duże siły podchodzące od urabiania oraz posuwu maszyny.

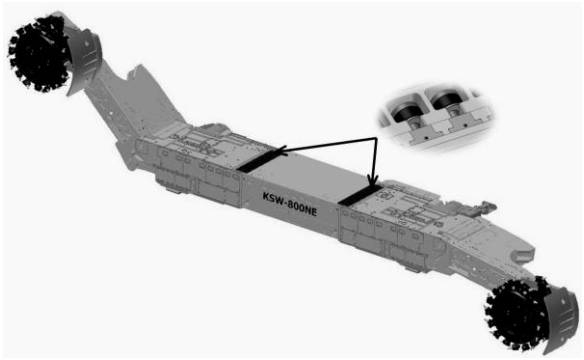
W toku prac nad projektem udało się opracować nowy sposób połączenia ze sobą głównych zespołów kombajnu tj. ZNH-800NE i ZZS-800NE. Kształt sprzęgu został zoptymalizowany pod kątem wytrzymałości z wykorzystaniem obliczeń metodą elementów skończonych (rys. 5).

Rys.5. Przykładowa mapa naprężeń zredukowanych w sprzęgu ZZS-800NE

Zaprojektowane przez KOPEX Machinery S.A. rozwiązanie umożliwia pewne i stabilne połączenie zespołów przy zachowaniu kompaktowej i zwartej konstrukcji samego połączenia.

Nowe rozwiązanie połączenia pozwala na ograniczenie przestrzeni zajmowanej przez elementy wchodzące w skład sprzęgu do minimum, a tym

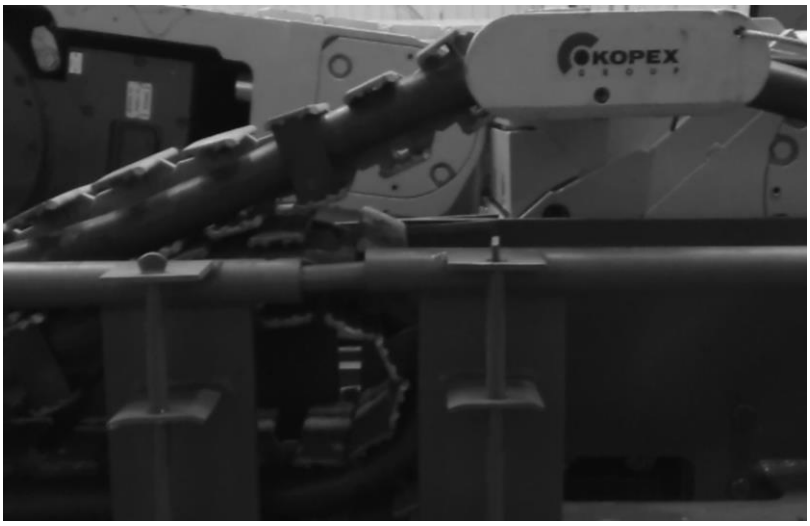
samym skrócenie maszyny. Dodatkowym atutem rozwiązania jest łatwy dostęp do elementów połączenia.



Rys.6. Połączenie zespołów ZNH-800NE i ZNS-800NE

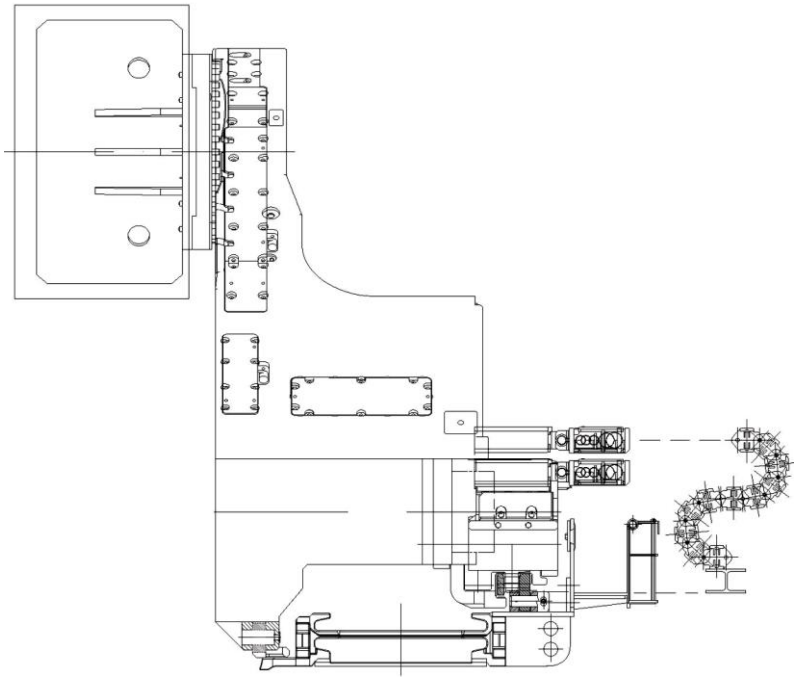
3.3. Hydrauliczny uchwyt przewodów

Kombajn typu KSW-800NE jest maszyną przeznaczoną do wybierania pokładów niskich i średnich. Wysokość kombajnu dla najniższej wersji posadowienia kombajnu wynosi poniżej 1000 mm. Niskie posadowienie kombajnu generuje ograniczenia w przestrzeni pomiędzy uchwytem układaka kabla, a dolną blachą prowadnika kablowego. Przedmiotowa przestrzeń jest wystarczająca dla przejazdu uchwytem nad pętlą układaka (rys. 7).



Rys.7. Przejazd kombajnu typu KSW-800NE nad pętlą układaka kablowego

Może się zdarzyć, że podczas prowadzenia ściany wymagającego częstych nawrotów kombajnu wystąpi spiętrzenie układaka w okolicy uchwytu przewodów. W opisanej sytuacji może dojść do kolizji uchwytu z powstałą pętlą, która skutecznie uniemożliwi przejazd kombajnu w obszarze spiętrzenia.



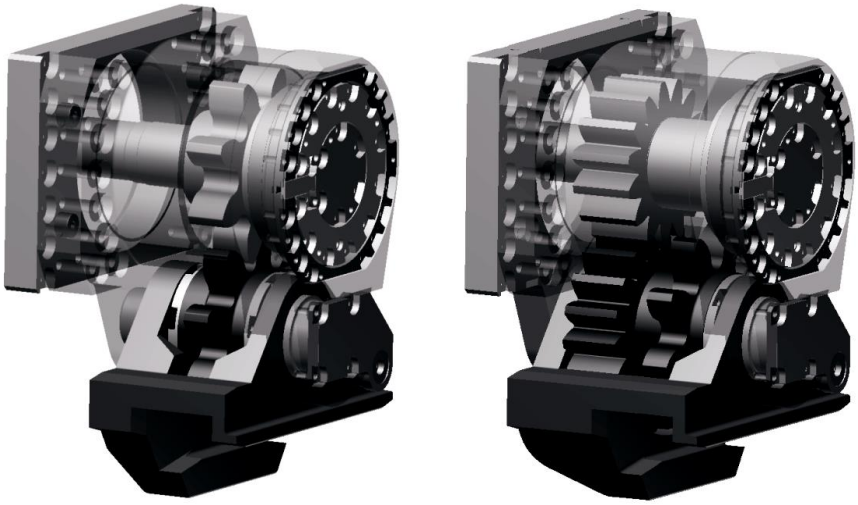
Rys.8. Posadowienie kombajnu typu KSW-800NE
na przykładowym przenośniku R-850

Rozwiązaniem problemu jest zastosowany w kombajnie KSW-800NE innowacyjny system hydraulicznego unoszenia uchwytu przewodów, który umożliwia regulację wysokości w zakresie do 200 mm (rys. 8).

3.4. Przekładnia boczna z kołem bliźniaczym

Kombajn typu KSW-800NE dysponuje napędem o mocy 2x75 kW. Przełożenie momentu obrotowego na siłę posuwu realizowane jest za pomocą przekładni bocznych, których koła trakowe współpracują bezpośrednio z drabinką przenośnika ścianowego.

W toku prac nad projektem kombajnu opracowano dwa typy przekładni bocznych w wykonaniu standardowym oraz z kołem bliźniaczym. W obu przypadkach moment obrotowy z wału wyjściowego przekładni głównej ZNH-800NE przekazywany jest na wał wejściowy przekładni bocznej. W przekładni standardowej moment przekazywany jest dalej poprzez koło pośrednie na koło napędowe (trakowe) bezcięgnowego systemu posuwu typu Eicotrack. W przypadku przekładni bocznej z kołem bliźniaczym, moment obrotowy przekazywany jest do koła bezcięgnowego systemu posuwu poprzez dodatkową parę kół, usytuowanych w płaszczyźnie równoległej do koła trakowego. Koło trakowe w tym przypadku jest sprzężone z drugim kołem dodatkowej pary tworząc tzw. układ bliźniaczy (rys. 9).



Rys.9. Przekładnia boczna w wykonaniu standardowym oraz z kołem bliźniaczym

Zaletą rozwiązania zastosowanego w przekładni z kołem bliźniaczym jest znaczny spadek zużycia koła trakowego, które współpracuje jedynie z drabinką bezcięgnowego systemu posuwu.

Kombajn typu KSW-800NE jest kombajnem przeznaczonym do wybierania pokładów niskich i średnich, w którym zastosowano możliwość zabudowy alternatywnie przekładni standardowej i bliźniaczej. Zastosowanie dwóch, w pełni zamiennych typów przekładni bocznych pozwala na kompletację kombajnu optymalnie do warunków eksploatacyjnych ściany.

3.5. Kamery z systemem czyszczącym

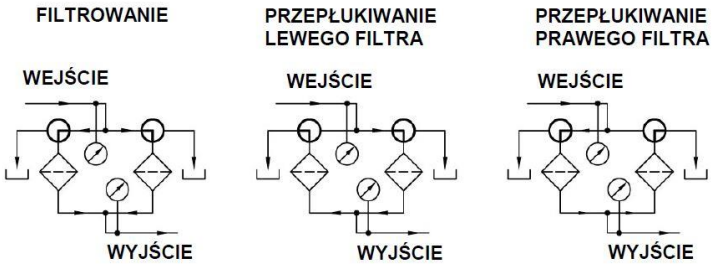
Kombajn typu KSW-800NE wyposażony jest w kamery wizyjne typu OKO oraz system przesyłu danych i sygnału z kamer po sieci światłowodowej. Wprowadzenie kamer na kombajnie zwiększa bezpieczeństwo pracy ludzi obsługujących maszynę, a docelowo wraz z systemem automatyki na kombajnie umożliwi prowadzenie wydobycia z ograniczonym udziałem ludzi w ścianie. System transmisji światłowodowej zapewnia wystarczającą przepustowość do przesyłania wszystkich danych z pracującej maszyny, sygnałów z kamer oraz docelowo umożliwi sterowanie zdalne kombajnu np. z chodnika podścianowego.

Środowisko pracy w kopalni, głównie zapylenie i wilgotność, skutecznie wpływają na pogorszenie jakości obrazu przekazywanego z kamery. W związku z tym opracowano nowatorski system czyszczenia, w którym poprzez zastosowanie specjalistycznych pierścieni uzyskuje się poduszkę powietrzną przed soczewką kamery oraz reflektorem (rys. 10). Przeprowadzone testy wykazały skuteczność działania systemu.

Rys.10. Reflektor oraz kamera z systemem czyszczącym

3.6. Filtr samoczyszczący

Kombajn typu KSW-800NE jest wyposażony w filtr podwójny z automatycznym przepłukiwaniem zwrotnym strumieniem wody (rys. 11). Zastosowane rozwiązanie zapewnia ciągłą filtrację wody doprowadzonej do kombajnu, a tym samym przedłużenie żywotności urządzeń (wymienniki ciepła) zainstalowanych w maszynie i ograniczenie przestojów związanych z częstą wymianą wkładów filtrujących. Przepłukiwanie filtrów wstecznym strumieniem wody realizowane jest w cyklu automatycznym.



Rys.11. Schemat działania filtra samoczyszczącego

3.7. Układ zraszania powietrzno-wodnego

Kombajn typu KSW-800NE może być wyposażony w instalację zraszania powietrzno-wodnego. Instalacja stanowi integralną część układu wodnego, zlokalizowanego w kadłubie oraz w ramionach kombajnu i umożliwia zraszanie trzema sposobami: mieszaniną powietrzno-wodną, wodą lub mieszaniną powietrzno-wodną i wodą.

Kombajn w każdym z przypadków wyposażony jest w instalację zraszania wewnętrznego przez organy urabiające oraz w instalację zraszania zewnętrznego zlokalizowanego na ramionach w przypadku użycia sprężonego powietrza (rys. 12).

Podstawową zaletą zastosowanego rozwiązania jest uzyskanie skuteczniejszej, w stosunku do tradycyjnych metod, redukcji pyłu przy zachowaniu

wymaganych właściwości gaszących ewentualnego zapalenia metanu. Dodatkową zaletą jest znaczne ograniczenie zużycia wody zraszającej.

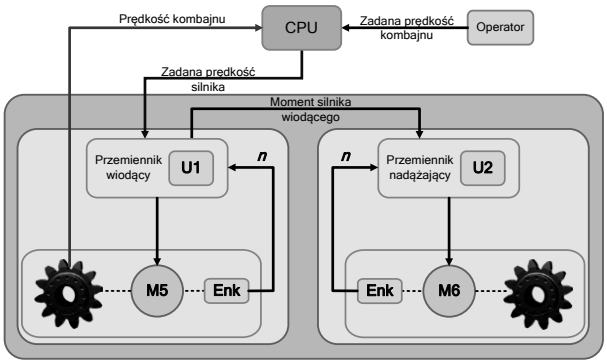
Rys.12. Zraszanie powietrzno-wodne kombajnu KSW-800NE

3.8. Kompaktowy zespół przemienników częstotliwości z oddawaniem energii do sieci

Kombajn typu KSW-800NE jest wyposażony w zespół napędu posuwu oparty o napięciowe przemienniki częstotliwości cechujące się dużą mocą przy równocześnie minimalnych gabarytach. Zespół ten wyposażony jest w możliwość oddawania energii do sieci zasilającej podczas jazdy kombajnu w dół po upadzie oraz podczas hamowania dynamicznego przy zatrzymywaniu posuwu. Zdolność do oddawania energii do sieci podczas hamowania elektrycznego jest wystarczająca do utrzymania stałej prędkości kombajnu przy jeździe z maksymalną prędkością w dół po upadzie o nachyleniu do 35°, co zapobiega niekontrolowanemu rozpędzaniu kombajnu. Układ zapewnia zatrzymanie kombajnu w czasie nie dłuższym niż 3 sekundy.

3.9. Układ autonomicznego wyrównywania momentów obciążeń na obu ciągnikach

Kombajn typu KSW-800NE jest wyposażony w układ napędu posuwu kombajnu ścianowego z funkcją wyrównywania momentów obciążeń obu ciągników przy eksploatacji na ścianie wydobywczej. Funkcja ta pozwala na bardziej efektywne wykorzystanie zainstalowanej mocy oraz na poprawę jakości układów regulacji prędkości kombajnu podczas pracy w automatycznych kompleksach ścianowych. Nadrzędną wartością zadaną dla układu regulacji jest prędkość posuwu kombajnu. Układ automatycznie realizuje funkcję wyrównywania momentów obciążeń obu ciągników.

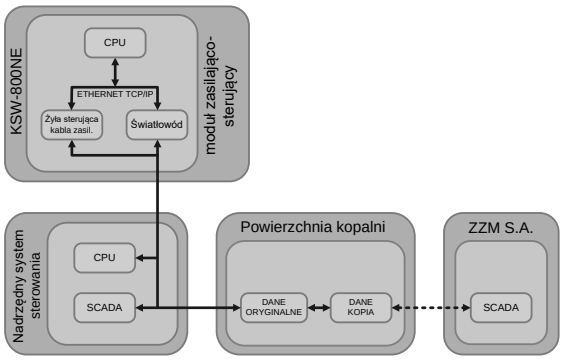


Rys.13. Układ regulacji prędkości posuwu kombajnu KSW-800NE z funkcją wyrównywania momentów obciążeń obu ciągników

Napęd wiodący pracuje z momentem, który umożliwia zrealizowanie zadanej wartości prędkości. Informacja dotycząca wartości momentu silnika wiodącego przekazywana jest do napędu ciągnika nadążającego, który odtwarza moment z napędu wiodącego (rys. 13). Zastosowany układ regulacji niweluje wpływ luzów wynikających ze współpracy koła trakowego z drabinką przenośnika.

3.10. Dwukierunkowa transmisja danych z kombajnu

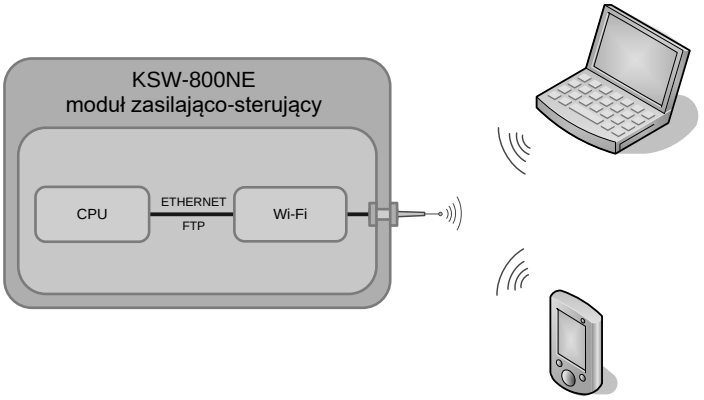
Kombajn typu KSW-800NE może być wyposażony w układ dwukierunkowej transmisji danych z kombajnu z wykorzystaniem sieci Ethernet w oparciu o łącza elektryczne i technikę światłowodową. Zastosowanie sieci Ethernet umożliwia przesłanie w krótkim czasie dużej ilości danych pomiędzy urządzeniami wchodzącymi w skład automatycznego kompleksu ścianowego. Ponadto umożliwia monitorowanie procesu wydobywczego w centrum dyspozytorskim kopalni, a także wizualizację danych w dyspozytorni KOPEX Machinery S.A. (rys. 14). Pozwala to na wcześniejsze wykrycie nieprawidłowości w pracy kombajnu służbom serwisowym oraz prowadzenie interwencji zapobiegawczych w celu uniknięcia awarii.



Rys.14. Sposób realizacji układu dwukierunkowej transmisji danych z kombajnu

3.11. Komunikacja Wi-Fi

Kombajn typu KSW-800NE może być wyposażony w układ do bezprzewodowego odczytu danych z karty pamięci, parametryzacji oraz zmiany programu sterownika głównego kombajnu (rys. 15). Zastosowana technika Wi-Fi pozwala na dwukierunkową wymianę danych pomiędzy sterownikiem głównym kombajnu, a urządzeniem zewnętrznym bez konieczności bezpośredniego dostępu obsługi do wnętrza modułu zasilająco-sterującego kombajnu. Takie rozwiązanie pozwala na ograniczenie wpływu niekorzystnego środowiska panującego w wyrobisku ścianowym na żywotność poszczególnych podzespołów, a tym samym zwiększa ich niezawodność.



Rys.15. Układ bezprzewodowej wymiany danych kombajnu z urządzeniami zewnętrznymi

3.12. System wibrodiagnostyki

Kombajn typu KSW-800NE może być wyposażony w podsystem wibrodiagnostyczny umożliwiający wczesną detekcję uszkodzeń przekładni zębatych jednostek napędowych oraz ramion R350N. Na podstawie analizy parametrów sygnału pozyskiwanego z czujników drgań, skorelowanego z prędkością obrotową przekładni wykonywana jest diagnostyka łożysk oraz kół zębatych. Wykorzystanie podsystemu wibrodiagnostycznego w maszynie pozwala na wczesną reakcję serwisu zanim wystąpi awaria.

3.13. System elektronicznej identyfikacji

Kombajn typu KSW-800NE może być wyposażony w podsystem elektronicznej identyfikacji RFID (Radio Frequency Identification) głównych podzespołów kombajnu. Identyfikacja RFID obejmuje: kadłuby zespołów napędowo-hydraulicznych, kadłuby ramion, kadłub zespołu zasilająco-sterującego. Zespoły te posiadają wbudowane transpondery RFID (rys. 16) z indywidualnym kodem.

Rys.16. Zabudowa transpondera RFID w kadłubie ramienia R350N

Za pomocą komputera typu PDA wraz z lancą odczytującą możliwy jest odczyt kodów, które są rejestrowane i przetwarzane w aplikacji bazodanowej w celu identyfikacji i ewidencji elementów kombajnu.

3.14. Interaktywna instrukcja obsługi

Kombajn typu KSW-800NE posiada wbudowaną interaktywną instrukcję obsługi, którą można przeglądać na kolorowym graficznym monitorze o przekątnej ekranu 10,4" bezpośrednio na kombajnie. Dzięki takiemu rozwiązaniu można m. in. prześledzić w formie interaktywnej prezentacji poszczególne etapy wymiany podstawowych części kombajnu np. wałków bezpiecznikowych, płozy wahliwej czy koła trakowego. Interaktywna instrukcja obsługi dostępna może być również w stacji podścianowej.

Literatura

1. D-ZZM Z.1.4 Wydanie 1. Kompaktowy zespół przemienników częstotliwości z oddawaniem energii do sieci kombajnu KSW-800NE. Nie publikowany raport w projekcie INERG. Zabrze, kwiecień 2010.
2. D-ZZM Z.1.5 Wydanie 1. Zastosowanie techniki Wi-Fi do bezprzewodowego odczytu danych z karty pamięci, parametryzacji oraz zmiany programu sterownika głównego kombajnu. Nie publikowany raport w projekcie INERG. Zabrze, kwiecień 2010.
3. D-ZZM Z.1.6 Wydanie 1. Układ dwukierunkowej transmisji danych z kombajnu z wykorzystaniem sieci Ethernet w oparciu o łącza elektryczne i technikę światłowodową. Nie publikowany raport w projekcie INERG. Zabrze, kwiecień 2010.
4. D-ZZM Z.1.7 Wydanie 1. Układ napędu posuwu kombajnu KSW-800NE z funkcją autonomicznego wyrównywania momentów obciążeń na obu ciągnikach. Nie publikowany raport w projekcie INERG. Zabrze, kwiecień 2010.

5. D-ZZM Z.1.15 Wydanie 1. Opracowanie projektu wstępnego zastosowania kamer wizyjnych w kombajnie wraz z systemem przesyłu po sieci światłowodowej. Nie publikowany raport w projekcie INERG. Zabrze, grudzień 2010.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu badawczego INERG dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Rozwiązania mobilne wspomagające utrzymanie ruchu kombajnów ścianowych

Łukasz Jaszczyk, Dariusz Michalak, Magdalena Rozmus – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Prawidłowa realizacja procesu utrzymania ruchu oraz procesu użytkowania maszyny, wymaga zastosowania odpowiedniej wiedzy, przede wszystkim wiedzy z zakresu bezpiecznych metod pracy oraz prawidłowych sposobów realizacji czynności obsługi. Stosowane obecnie rozwiązania w zakresie udostępniania wiedzy eksploatacyjnej nie przystają do potrzeb uczestników procesu utrzymania ruchu i procesu użytkowania maszyny. Rozwiązania techniczne i organizacyjne są na coraz wyższym poziomie, jednak błędy popełniane przez pracowników realizujących działania z zakresu utrzymania ruchu oraz użytkowania maszyny przyczyniają się do wielu wypadków. Maszyny przemysłowe charakteryzuje duża złożoność oraz zindywidualizowana konstrukcja. Zakres wiedzy na temat prawidłowego i bezpiecznego wykonywania czynności z zakresu utrzymania ruchu oraz użytkowania maszyny, którą muszą przyswoić pracownicy realizujący te czynności, jest szeroki. Zazwyczaj maszyny przemysłowe mają znaczne gabaryty i stanowią integralny element systemów produkcyjnych, a ich instalacja jest czasochłonna. Wszystko to sprawia, że czynności z zakresu utrzymania ruchu są realizowane bezpośrednio na stanowisku, na którym maszyna jest zainstalowana i użytkowana. Poszczególne stanowiska pracy charakteryzują indywidualne warunki w zakresie dysponowanej przestrzeni, przyczepności podłoża, zanieczyszczeń, wilgoci czy możliwości wspomagania czynności manualnych. Potęguje to problem szerokiego zakresu wiedzy niezbędnego pracownikom dla bezpiecznego wykonywania czynności utrzymania ruchu dla poszczególnych egzemplarzy maszyny. Źródłem wiedzy niezbędnej dla bezpiecznego realizowania czynności z zakresu utrzymania ruchu oraz użytkowania maszyny jest doświadczenie, szkolenia a także bezpośrednie użytkowanie instrukcji obsługi. Pozyskiwanie wiedzy poprzez doświadczenie, a więc poprzez wykonywanie powierzonych zadań z zakresu utrzymania ruchu, jest czasochłonne i problematyczne ze względu na ogromny zakres tej wiedzy, ograniczenia czasowe, a także warunki panujące na stanowisku pracy maszyny, np. ograniczenia przestrzenne czy słabe oświetlenie. Z kolei skuteczność szkoleń z zakresu utrzymania ruchu jest znacznie ograniczona, gdyż uwzględnienie podczas szkoleń indywidualnej konstrukcji danej maszyny jest często niemożliwe. Istotne jest, aby pracownicy realizujący czynności utrzymania ruchu oraz pracownicy użytkujący maszynę, dysponowali źródłem wiedzy, które w czytelny i jasny sposób przedstawi zagadnienia dotyczące

bezpiecznego wykonywania poszczególnych czynności względem konkretnej maszyny. Takie źródło wiedzy powinno zapewniać szybki dostęp do wiedzy potrzebnej w danym miejscu i chwili. Istnieje zatem potrzeba łatwości wyszukiwania zasobów adekwatnych do potrzeb, jak i wymóg łatwego dostarczania zasobów wiedzy na miejsce wykonywania czynności z zakresu utrzymania ruchu oraz użytkowania maszyny, w warunkach tam panujących. Źródłem wiedzy, jakim obecnie dysponują pracownicy wykonujący czynności utrzymania ruchu oraz pracownicy użytkujący maszynę, są instrukcje obsługi. Obecnie stosowane instrukcje obsługi maszyn, upowszechniane i użytkowane są tylko w wersji papierowej. Możliwości efektywnego stosowania takich instrukcji obsługi bezpośrednio w miejscu wykonywania czynności utrzymania ruchu oraz użytkowania maszyny jest ograniczona. Instrukcje bazują na prezentacji treści za pomocą tekstu oraz obrazu statycznego, m.in.: rysunków, schematów, fotografii czy wykresów. Ich stosowanie w praktyce daje niewielkie możliwości w zakresie szybkiego wyszukiwania zasobów wiedzy potrzebnych w danej chwili. Dodatkowo zastosowane formy prezentacji wiedzy, dają ograniczone możliwości w zakresie prezentacji niektórych aspektów wiedzy stosowanej podczas czynności utrzymania ruchu oraz użytkowania maszyny. W szczególności dotyczy to wiedzy proceduralnej – na temat sposobu wykonywania czynności utrzymania ruchu oraz użytkowania maszyny z zastosowaniem bezpiecznych metod pracy. Przekazywanie użytkownikom wiedzy adekwatnie do ich potrzeb możliwe jest poprzez zastosowanie nowoczesnych technologii komputerowych. Zastosowanie takich technologii jak wirtualna rzeczywistość, rozszerzona rzeczywistość, pozwala nie tylko na efektywne przekazywanie informacji, poprzez zobrazowanie poszczególnych czynności roboczych, ale powoduje również, że przekazywane informacje zapamiętywane są na dłużej [6]. Opracowany w ITG KOMAG system interaktywnych instrukcji obsługi INSTO jest rozwiązaniem, które pozwala w łatwy i szybki sposób na udostępnianie zasobów wiedzy nt. czynności naprawczych, konserwacyjnych. Rozwiązanie to, w początkowym okresie przeznaczone było na komputery przenośne z systemem Windows. Obecnie, aby sprostać wymaganiom odbiorców, opracowano rozwiązanie, które może być wykorzystywane przez szersze grono użytkowników. Jego podstawową zaletą jest mobilność, definiowana jako możliwość zastosowania interaktywnych instrukcji na różnego typu urządzeniach (tablet, smartfon komputer przenośny, komputer pokładowy), wykorzystujących system operacyjny Windows, Windows Mobile czy Android.

2. System interaktywnych instrukcji obsługi

Dla skutecznego wspomagania utrzymania ruchu maszyn górniczych należy sięgnąć po formy rozpowszechniania zasobów wiedzy, które:

- prezentują wiedzę w sposób czytelny i łatwo przyswajalny,
- umożliwiają szybkie wyszukiwanie zasobów wiedzy, które są adekwatne do bieżących potrzeb pracowników realizujących zadania z zakresu utrzymania ruchu,
- umożliwiają stosowanie zasobów wiedzy w dowolnym miejscu i czasie, niezależnie od warunków [2].

Rozwiązaniem spełniającym powyższe wymagania jest System Interaktywnych Instrukcji obsługi INSTO, które zastosować można na następujących urządzeniach (rys. 1):

- komputer przenośny (laptop),
- komputer PDA,
- okulary wideo (zastosowanie w instrukcjach opracowanych w technologii rozszerzonej rzeczywistości),
- tablet,
- smartfon,
- komputer pokładowy, zabudowany na maszynie.

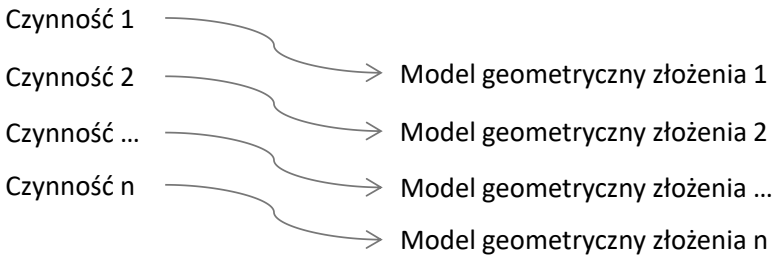
Interaktywne instrukcje udostępniane mogą być na urządzeniach z systemem operacyjnym Windows, Windows Mobile oraz Android.

Rys.1. Sprzęt komputerowy stosowany do udostępniania interaktywnych instrukcji obsługi [źródło: opracowanie własne]

Udostępnianie zasobów wiedzy nt. czynności naprawczych, konserwacyjnych na urządzeniach przenośnych, takich jak: smartfon czy tablet, powoduje, że mimo braku możliwości ich zastosowania w warunkach panujących w podziemiu zakładu górniczego, mogą przyczynić się one do kształtowania

wiedzy i umiejętności pracowników. Przeglądanie interaktywnych instrukcji umożliwia użytkownikowi zapoznanie się z czynnościami, jakie powinien wykonać bezpośrednio w miejscu pracy. Dzięki temu kształtuje się zarówno wiedzę jak i umiejętności pracowników, co w konsekwencji prowadzi do zwiększenia efektywności pracy.

Podstawowym elementem Systemu INSTO są interaktywne instrukcje obsługi. Opisują one sposób realizacji czynności roboczych. Każdej czynności odpowiada jeden model geometryczny złożenia (rys. 2). Model ten stanowi zestaw elementów połączonych więzami geometrycznymi.

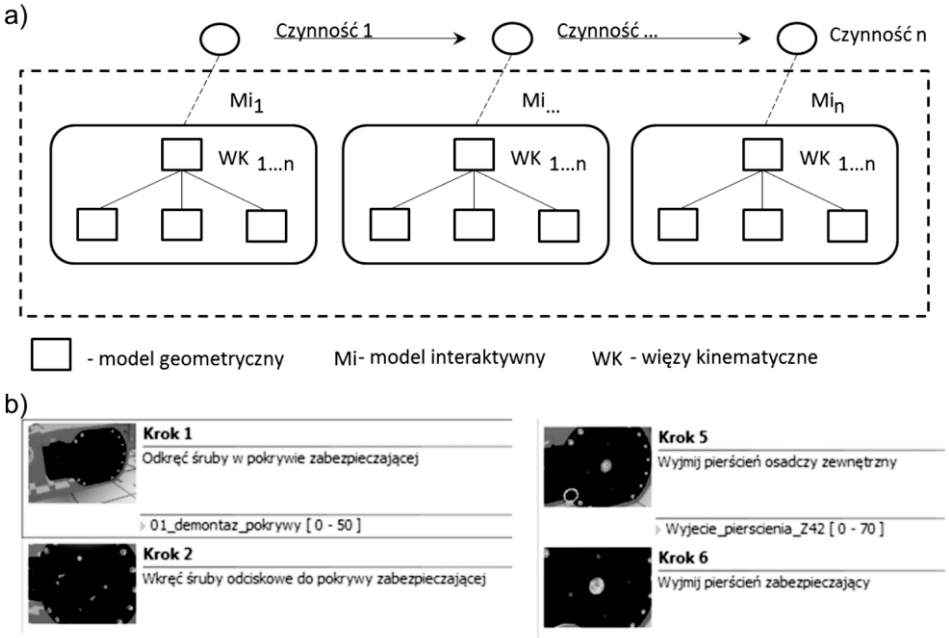


Rys.2. Powiązanie czynności roboczych z modelem geometrycznym [źródło: opracowanie własne]

Schemat ideowy interaktywnej instrukcji przedstawiono na rysunku 3a. Podstawowym elementem interaktywnej instrukcji jest model interaktywny, który powstaje w wyniku nadawania więzów kinematycznych modelom geometrycznym. Modele interaktywne pozwalają na zobrazowanie czynności roboczych. Sposób realizacji poszczególnych czynności przedstawiony jest w formie animacji ukazującej zmianę położenia i orientacji modelu geometrycznego (złożenia) w czasie.

Modelom interaktywnym nadawane są atrybuty określające kolejność czynności oraz zawierające jej opis (rys. 3b). Całość informacji zebranych w interaktywnej instrukcji na etapie tworzenia kolejnych kroków procedury obsługi-naprawy może być zawarta w jednym pliku, np.: PDF. Przyjęty format zapisu jest uniwersalnym formatem wymiany danych, co daje gwarancje prawidłowego działania na większości komputerów stacjonarnych i przenośnych. Istota interaktywnych instrukcji polega na dostarczeniu użytkownikowi możliwości interakcji z dostarczonym materiałem informacyjnym [5]. Użytkownik ma możliwość samodzielnego przechodzenia do kolejnych kroków procedury, nawigowania pomiędzy nimi, powracania do części trudniejszych, szybkiego przechodzenia przez znane fragmenty procedury – przechodzenie do kolejnych kroków procedury we własnym tempie. Stosowane aktualnie procedury obsługi w wersji papierowej zawierają listy kroków zapisane w postaci krótkich opisów słownych. Taki opis jest odpowiedni dla doświadczonych serwisantów i traktowany może być jedynie

jako lista kontrolna zapewniająca utrzymanie właściwej kolejności wykonywania czynności. W instrukcjach interaktywnych zastosowano widok modelu interaktywnego, który umożliwia dowolną zmianę punktu obserwacji obiektu. Na rysunku 4 przedstawiono opis podstawowych elementów składających się na okno interaktywnej instrukcji. Instrukcja ta podzielone jest na kroki, każdy z kroków posiada przypisaną informację tekstową oraz krótką animację obrazującą sposób wykonywania czynności. Animacja może obrazować sposób demontażu elementu, sposób zastosowania narzędzi pomocniczych oraz może także wizualizować sposób wykonywania czynności dodatkowych, np. pomiarów, czy regulacji.

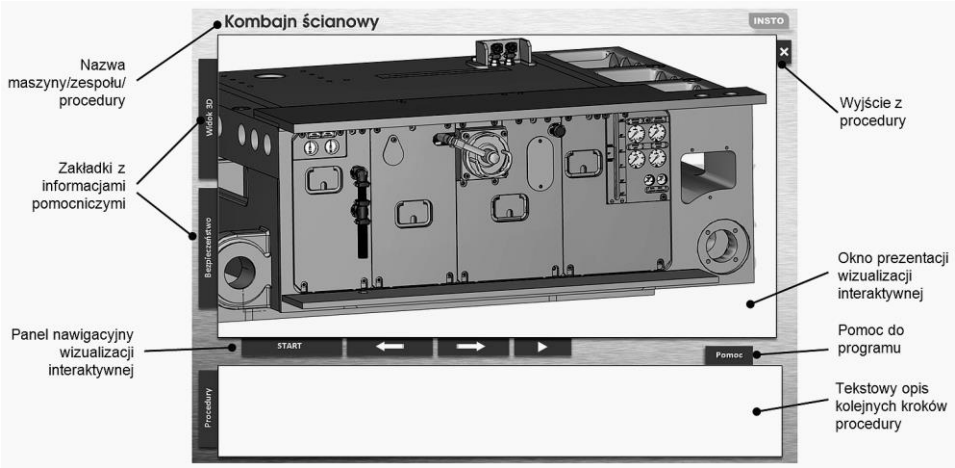


Rys.3. Schemat ideowy interaktywnej instrukcji: *a) schemat blokowy, b) opisy czynności zawarte w interaktywnej instrukcji* [źródło: opracowanie własne]

Przedstawienie sposobu realizacji czynności w postaci animacji sprawia, że przekaz staje się jednoznaczny i łatwy do przyswojenia. Interaktywna instrukcja obsługi może zawierać również dodatkowe informacje na temat:

- sytuacji awaryjnych i sposobów postępowania w przypadku ich zaistnienia,
- niebezpiecznych zdarzeń związanych z użytkowaniem maszyny, której instrukcja dotyczy.

Przekazywanie użytkownikowi informacji o zdarzeniach niebezpiecznych, sposobie postępowania w sytuacjach awaryjnych ma na celu zwiększenie świadomości zagrożeń występujących w miejscu pracy i przyczynia się do kształtowania bezpiecznych metod pracy.



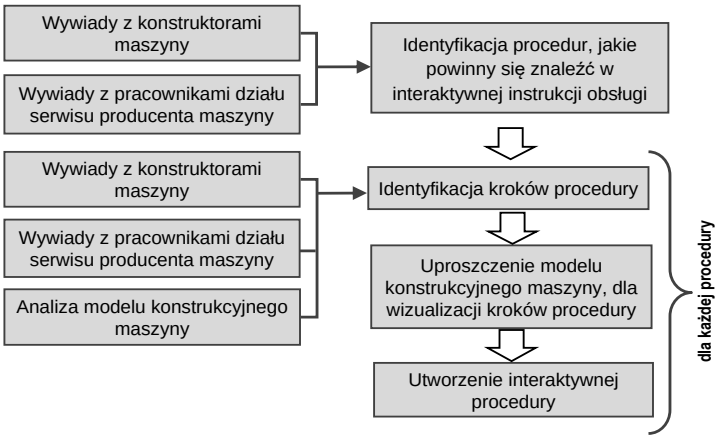
Rys.4. Przykład interaktywnej instrukcji obsługi – opis podstawowych elementów [źródło: opracowanie własne]

3. Tworzenie interaktywnych instrukcji obsługi

Ogólny przebieg tworzenia interaktywnej instrukcji obsługi przedstawiono na rysunku 5. Pierwszym etapem jest ustalenie, jakie procedury powinna ona udostępniać. Uzgodnienia dokonywane są:

– z konstruktorami maszyny – jej poszczególnych zespołów i systemów,
– z pracownikami działu serwisu producenta maszyny.

Zestaw procedur ustalany jest w taki sposób, by interaktywna instrukcja obsługi była skutecznym narzędziem wspomagającym jej użytkowników, w zakresie wszelkich działań utrzymania ruchu, które są oni zobligowani i uprawnieni realizować.



Rys.5. Ogólny przebieg tworzenia interaktywnej procedury [źródło: opracowanie własne]

Każda procedura musi zostać rozpisana na kroki. Poprawna identyfikacja tych kroków jest możliwa w oparciu o analizę modelu konstrukcyjnego maszyny oraz na podstawie rozmów z konstruktorami i serwisantami maszyny. Interaktywna instrukcja obsługi jest tworzona, gdy tradycyjna instrukcja obsługi jeszcze nie istnieje, dlatego wywiady z konstruktorami oraz serwisantami pozwalają na pozyskanie istotnych informacji, które nie wynikają bezpośrednio z samej analizy modelu konstrukcyjnego. Umożliwiają także weryfikację, czy przyjęty na podstawie analizy modelu konstrukcyjnego sposób demontażu/ montażu jest poprawny.

Na każdy krok procedury składają się dwa elementy:

- opis kroku – wskazanie, jaka czynność ma zostać wykonana,
- wizualizacja, w postaci animacji, realizacji danego kroku.

Utworzenie animacji komputerowej może zostać zrealizowane w różnych dedykowanych temu programach komputerowych. Jedna z metod polega na wczytaniu do programu modelu konstrukcyjnego zespołu (lub zespołów), którego dotyczy procedura oraz „wirtualnym demontażu/montażu" poszczególnych elementów tego modelu. Wczytanie pełnego, tj. zawierającego wszystkie szczegóły konstrukcyjne, modelu zespołu maszyny nie jest uzasadnione, z co najmniej kilku względów:

- wczytywanie pełnych modeli komputerowych istotnie wydłuża czas tworzenia procedury, a sama procedura znacząco obciąża zasoby komputera, przez co płynne wyświetlenie animacji może okazać się niemożliwe,
- czytelne przedstawienie przebiegu poszczególnych kroków procedury wymaga przedstawienia jedynie niektórych szczegółów konstrukcyjnych (np. elementów, które znajdują się w bezpośrednim sąsiedztwie wymienianego elementu i są widoczne podczas operacji demontażu i montażu),
- ujawnianie wszystkich szczegółów konstrukcyjnych jest sprzeczne z ochroną własności intelektualnej.

Dlatego w pierwszej kolejności dokonuje się uproszczenia modelu konstrukcyjnego zespołu, pozostawiając jedynie te szczegóły konstrukcyjne, które są niezbędne. Dopiero wtedy przystępuje się do „wirtualnego demontażu/montażu" poszczególnych części maszyny. Tak utworzona animacja może zostać zastosowana na urządzeniach przedstawionych w pkt. 2.

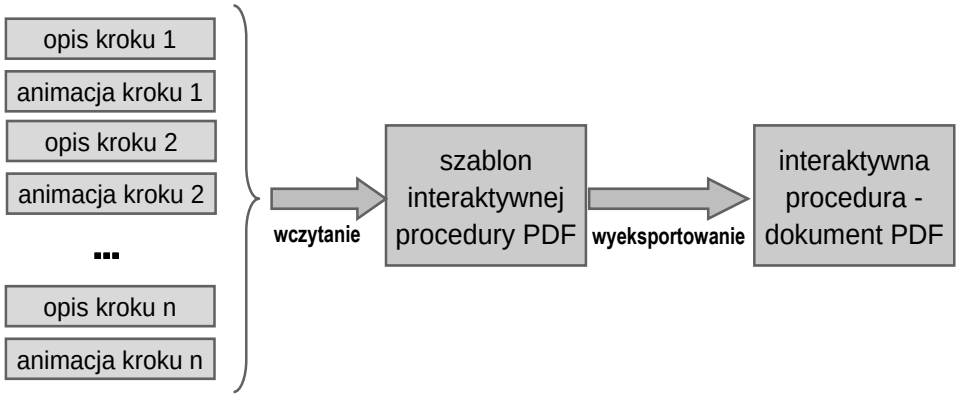
4. Udostępnianie interaktywnych instrukcji obsługi

Interaktywne instrukcje obsługi udostępnianie są na urządzeniach komputerowych (zob. pkt. 2) z wykorzystaniem technologii informacyjno – komunikacyjnych, takich jak: wirtualna rzeczywistość, rozszerzona rzeczywistość oraz RFID. Dzięki zastosowaniu technologii rozszerzonej rzeczywistości oraz RFID możliwe jest identyfikowanie elementów maszyny

i wyświetlenie użytkownikowi zasobów wiedzy skojarzonych z danym elementem. Identyfikacja następuje w wyniku rozpoznania znacznika umieszczonego na maszynie (znacznik graficzny, znacznik RFID). W tym przypadku jednak udostępnianie zasobów wiedzy realizowane jest na komputerach przenośnych (laptopach) i okularach wideo oraz w przypadku technologii RFID, na komputerze PDA (zob. [4]). System interaktywnych instrukcji obsługi początkowo opracowany został dla komputerów z systemem Windows. Obecnie jednak, z uwagi na szybki rozwój urządzeń przenośnych, takich jak smartfon oraz tablet, możliwe jest zastosowanie interaktywnych instrukcji na urządzeniach wyposażonych w system operacyjny Android. Opracowanie interaktywnych instrukcji dla urządzeń mobilnych z systemem Android podyktowane jest analizą sprzedaży smartfonów i tabletów w Polsce [8]. Z analizy tej wynika, że większość sprzedanych smartfonów (64%) wyposażonych jest w system operacyjny „Android". Opracowanie interaktywnych instrukcji obsługi przeznaczonych na urządzenia z systemem operacyjnym Android pozwala na przekazywanie wiedzy, na temat czynności roboczych, szerszemu gronu pracowników, czyniąc z instrukcji materiał szkoleniowy, pozwalający kształtować wiedzę i umiejętności.

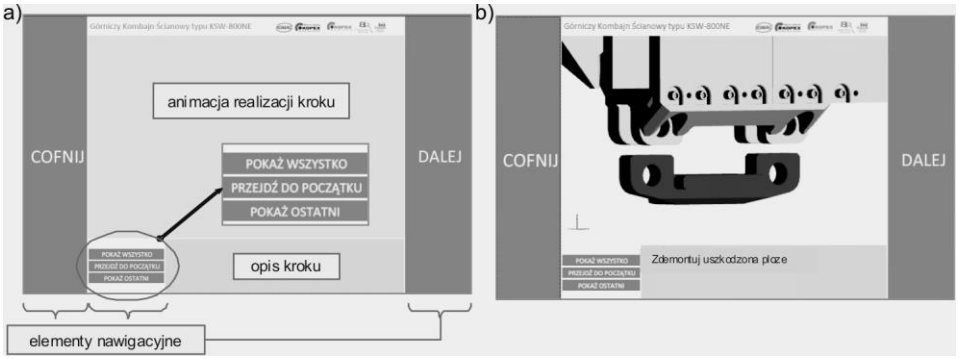
Interaktywna instrukcja obsługi przeznaczona na tablet

Interaktywna instrukcja obsługi przeznaczona do stosowana na tablecie składa się z interaktywnych procedur dostępnych w formacie PDF. Informacja opisowa dotycząca poszczególnych kroków procedury oraz prezentujące je animacje zostają wczytane do szablonu PDF oraz wyeksportowane jako interaktywny dokument PDF – rysunek 6.



Rys.6. Proces tworzenia interaktywnej procedury w formacie PDF
[źródło: opracowanie własne]

Szablon interaktywnej procedury przedstawiono na rysunku 7a, a przykład samej procedury przedstawiono na rysunku 7b.



Rys.7. Interaktywna instrukcja obsługi: *a) Szablon interaktywnej instrukcji PDF, b) interaktywna instrukcja obsługi PDF* [źródło: opracowanie własne]

Interaktywna instrukcja obejmuje:

- obszar, w którym wyświetlana jest animacja kroku,
- obszar w którym wyświetlany jest opis kroku,
- elementy nawigacyjne:
  - przyciski przemieszczania się między kolejnymi krokami – COFNIJ, DALEJ,
  - przycisk powodujący wyświetlenie kolejnych kroków, bez ingerencji użytkownika – POKAŻ WSZYSTKO,
  - przycisk powodujący przejście do pierwszego kroku i jego wyświetlenie – PRZEJDŹ DO POCZĄTKU,
  - przycisk powodujący przejście do ostatniego kroku i jego wyświetlenie – POKAŻ OSTATNI.

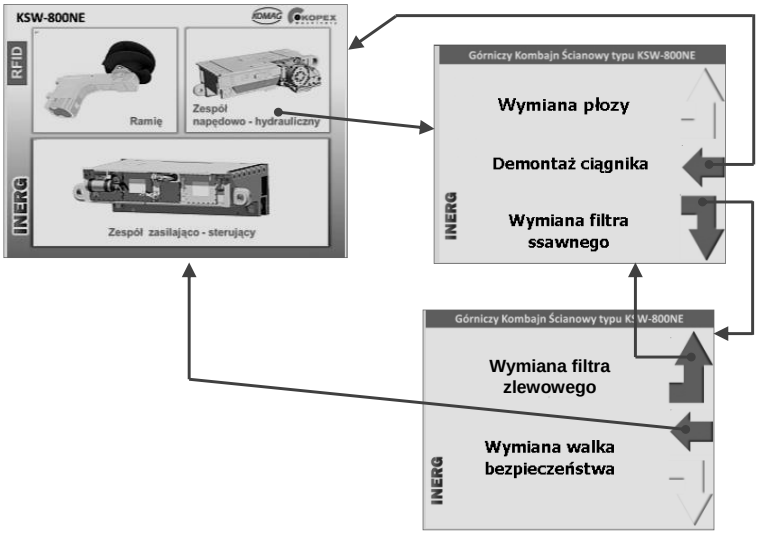
Interaktywna instrukcja obsługi przeznaczona na PDA

Interaktywna instrukcja obsługi przeznaczona na PDA składa się z interaktywnych procedur oraz z menu, z poziomu którego te procedury są wyświetlane. Całość opracowana jest w środowisku Flash z zastosowaniem języka programowania ActionScript.

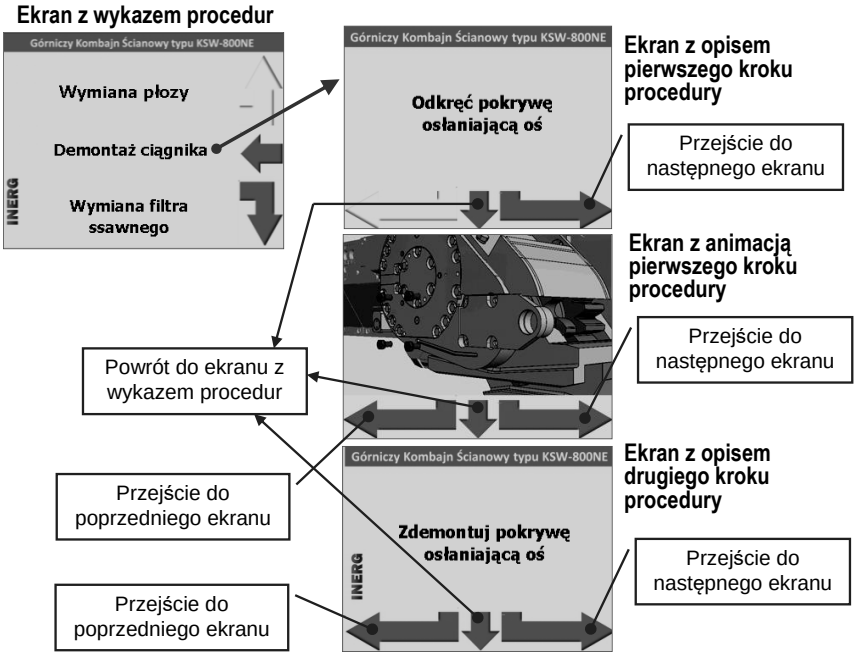
Ekran główny składa się z przycisków z wizerunkiem poszczególnych zespołów maszyny – rysunek 8. Wybranie przycisku powoduje wyświetlenie ekranu (lub pierwszego z ekranów, jeśli jest ich więcej niż jeden) z wykazem procedur działań z zakresu utrzymania ruchu realizowanych względem danego zespołu. Przemieszczanie się między ekranami jest możliwe dzięki odpowiednio oprogramowanym przyciskom. Ekran główny oraz ekrany z wykazem procedur stanowią menu interaktywnej instrukcji obsługi.

Nazwy procedur zamieszczone w ekranach z ich wykazem mają postać przycisków oprogramowanych w taki sposób, że wybranie nazwy powoduje wyświetlenie pierwszego ekranu interaktywnej procedury. Każda procedura

składa się z ekranów prezentujących kolejno opis oraz animację każdego kroku procedury. Przemieszczanie się między ekranami jest realizowane za pomocą przycisków nawigacyjnych. Sposób otwierania procedury oraz jej strukturę przedstawiono na rysunku 9.



Rys.8. Menu interaktywnej instrukcji obsługi [źródło: opracowanie własne]



Rys.9. Sposób uruchamiania interaktywnej procedury oraz jej struktura [źródło: opracowanie własne]

Kolejny krok procedury wyświetlany jest po wybraniu odpowiedniego polecenia przez użytkownika. Dzięki temu to użytkownik decyduje o momencie wyświetlenia poszczególnych kroków procedury.

Interaktywna instrukcja obsługi przeznaczona na komputer pokładowy

Służby utrzymania ruchu kopalni mają możliwość korzystania z interaktywnej instrukcji dostępnej na komputerze zabudowanym na maszynie (rys. 10), bądź też stacji dołowej zlokalizowanej w chodniku przyścianowym.

Rys.10. Komputer pokładowy zabudowany na kombajnie ścianowym – producent: KOPEX Machinery [źródło: opracowanie własne]

Dla tego rozwiązania kontrola nad aplikacją realizowana jest za pomocą pilota radiowego. Z uwagi na ograniczenia sprzętowe komputera zabudowanego na maszynie (brak karty graficznej) poszczególne kroki procedur opracowane zostały w formie animacji komputerowej. Uruchomienie aplikacji, wywołanie procedur dla danego zespołu realizowane jest za pomocą pilota radiowego. Na rysunku 11 przedstawiono pilot radiowy z opisem funkcji realizowanych przez poszczególne przyciski.

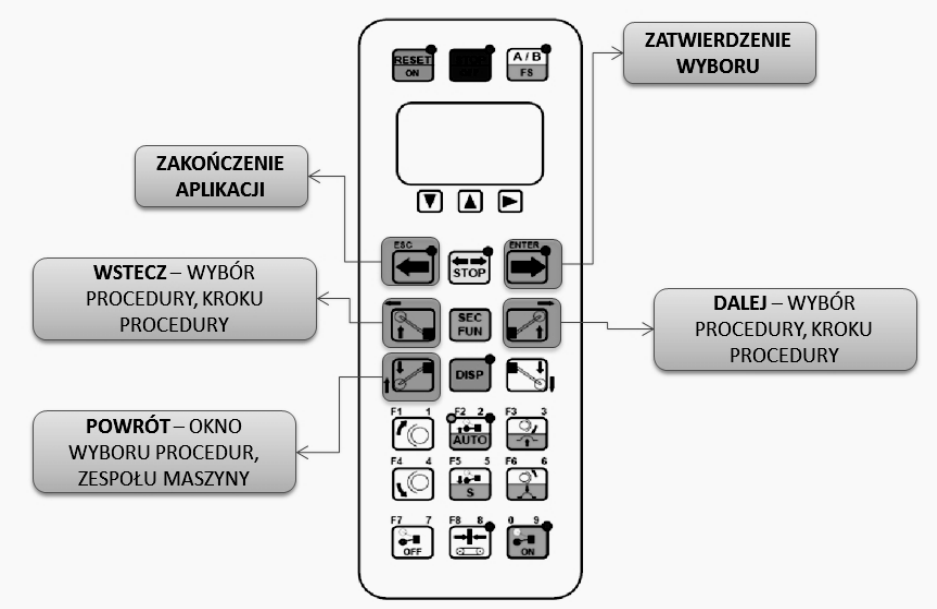
Użytkownik po wybraniu trybu pracy klawiatury numerycznej (przycisk SEC FUN na pilocie radiowym) ma możliwość przesyłania poleceń do sterownika, a następnie do aplikacji (rys. 12).

W celu umożliwienia komunikacji pomiędzy pilotem radiowym a interaktywną instrukcją obsługi, opracowano aplikację bazującą na modelu klient/ serwer, wykorzystującą interfejs SOCKET (rys. 13).

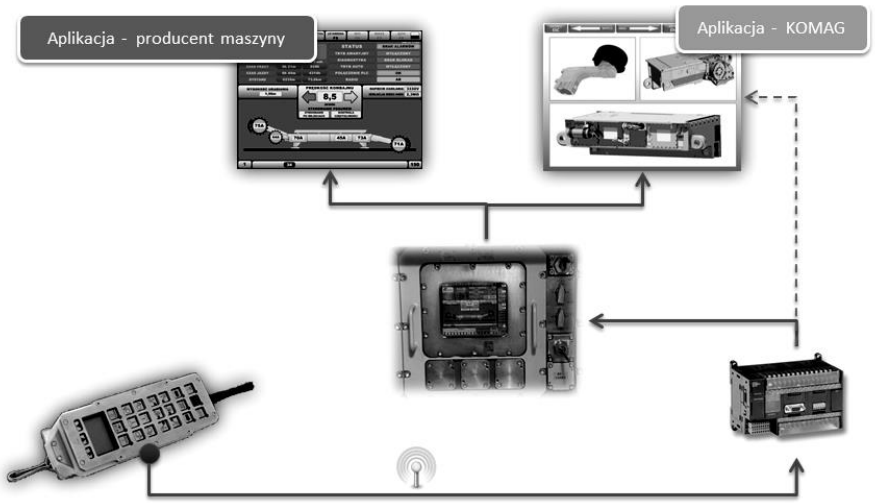
Interfejs ten służy do komunikacji między programami. Interaktywna instrukcja obsługi to aplikacja typu serwer, która realizuje następujące zadania:

- otwiera kanał komunikacji,
- informuje system operacyjny o gotowości odbierania zleceń od klientów pod ustalonym, ogólnie znanym adresem IP (lokalnym adresem komputera),
- oczekuje na zlecenia klienta (aplikacji opracowanej przez producenta maszyny),

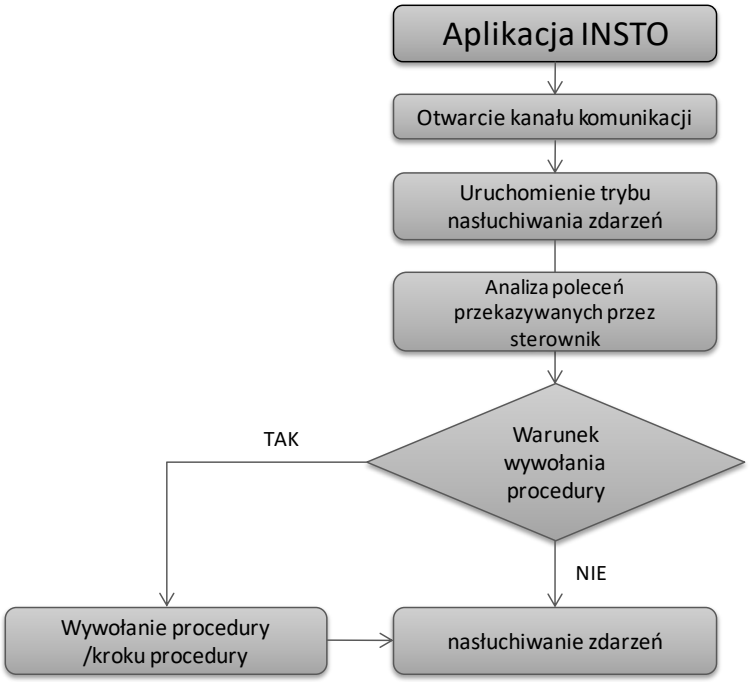
– odbiera i przetwarza zlecenie - wywołanie określonej procedury realizowane jest na podstawie słów kluczowych wysyłanych do aplikacji takich, jak: „dalej”, „wstecz”, „Insto_Stop”, „zmiana_języka”, „zakoncz”,
– powraca do oczekiwania na kolejne zlecenia.



Rys.11. Pilot radiowy sterowania kombajnem – opis funkcji umożliwiających kontrolę nad interaktywną instrukcją użytkowania [źródło: opracowanie własne]



Rys.12. Schemat przesyłania poleceń do aplikacji z wykorzystaniem pilota radiowego [źródło: opracowanie własne]

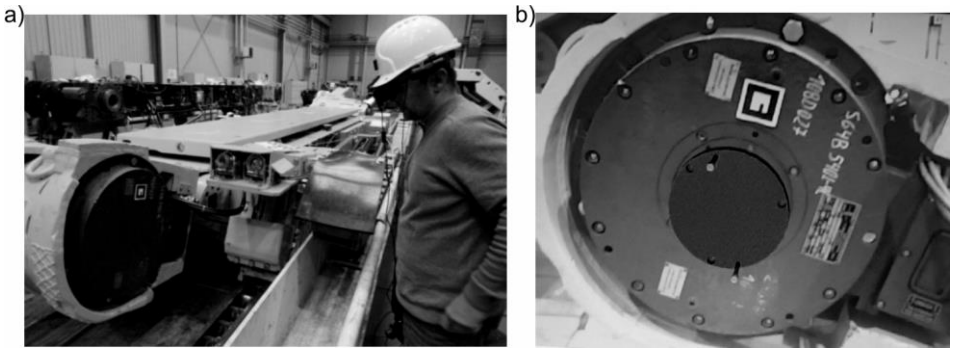


Rys.13. Zasada działania aplikacji wykorzystującej interfejs SOCKET

Przedstawione powyżej rozwiązanie pozwala służbom utrzymania ruchu, jak również operatorom, na zapoznanie się z procedurami dotyczącymi użytkowania maszyny, a także konserwacji i usuwania awarii bezpośrednio na miejscu pracy. Dzięki zastosowaniu interfejsu Socket możliwa jest komunikacja pomiędzy różnymi programami, co pozwala na sterowanie aplikacją przy użyciu pilota radiowego. Możliwe jest takie przygotowanie aplikacji, aby - w przypadku awarii maszyny, automatycznie uruchomiona została procedura związana z jej usunięciem.

Interaktywna instrukcja obsługi wykorzystująca technologię rozszerzonej rzeczywistości

Udostępnianie zasobów wiedzy z zastosowaniem technologii rozszerzonej rzeczywistości realizowane jest na tle obiektu rzeczywistego, co pozwala na kształtowanie wiedzy i umiejętności bezpośrednio w miejscu pracy [1]. Z uwagi jednak na wymagania stawiane urządzeniom komputerowym, przeznaczonym do pracy w podziemnych zakładach górniczych, zastosowanie technologii rozszerzonej rzeczywistości sprowadza się obecnie do szkoleń pracowników w zakładzie producenta maszyny (rys. 14a). Prowadzone w ramach pracy doktorskiej (projekt finansowany ze źródeł Narodowego Centrum Nauki w ramach umowy nr 3357/B/T02/2011/40) [3] badania potwierdzają możliwości zastosowania tej technologii w podziemiu zakładu górniczego.



Rys.14. Zastosowanie technologii rozszerzonej rzeczywistości do udostępniania zasobów wiedzy: *a) stanowisko szkoleniowe, b) obraz wyświetlony w okularach wideo* [źródło: opracowanie własne]

Udostępnianie instrukcji obsługi opracowanych z wykorzystaniem technologii rozszerzonej rzeczywistości wymaga zastosowania specjalistycznego oprogramowania umożliwiającego analizę obrazu, a następnie wyświetlenie na tle obiektu rzeczywistego informacji skojarzonych z danym elementem (rys. 14b). Stosując technologię rozszerzonej rzeczywistości pracownicy mają możliwość zapoznania się z zasobami wiedzy zgromadzonymi w repozytorium takimi, jak: modele 3D, zdjęcia, filmy, dokumentacje techniczno-ruchowe, instrukcje stanowiskowe, animacje komputerowe (rys. 15).

Rys.15. Zasoby wiedzy udostępniane z zastosowaniem technologii rozszerzonej rzeczywistości [źródło: opracowanie własne]

Dostęp do materiałów zgromadzonych w repozytorium możliwy jest z poziomu interaktywnej instrukcji, poprzez wybór odpowiedniego polecenia w programie. Materiały te pozwalają na zapoznanie pracowników z budową maszyny, jej obsługą, czynnościami konserwacyjnymi oraz z zasadami bezpiecznego wykonywania prac w przypadku awarii maszyny.

5. Podsumowanie

Prawidłowa realizacja procesu utrzymania ruchu maszyn wymaga zastosowania odpowiedniej wiedzy. W przypadku złożonych systemów mechanicznych wiedzę tę charakteryzuje szeroki zakres z uwagi na zindywidualizowaną konstrukcję maszyn oraz zindywidualizowane warunki na stanowiskach pracy tych maszyn, gdzie wykonywane są czynności z zakresu utrzymania ruchu. Zasoby wiedzy obecnie stosowane dla wspomagania utrzymania ruchu maszyn górniczych są niewystarczające, w szczególności ze względu na zastosowane w nich tradycyjnej formy prezentacji wiedzy oraz ich rozpowszechnianie na nośniku papierowym. Możliwości prezentacji poszczególnych treści są ograniczone. Także możliwości oraz zasadność zastosowania tych zasobów wiedzy w warunkach kopalnianych są także ograniczone. Dla pokonania tego problemu zaproponowano system rozwiązań opartych na nowoczesnych formach upowszechniania wiedzy – System Interaktywnych Instrukcji Obsługi INSTO.

Opracowane w Instytucie KOMAG narzędzia wspomagające utrzymanie ruchu kombajnów ścianowych są systematycznie rozwijane i testowane. Uzyskane rozwiązania mają charakter mobilny, to znaczy mogą być stosowane na różnych urządzeniach komputerowych (laptop, tablet, PDA, smartfon), z różnymi systemami operacyjnymi (Windows, Windows Mobile, Android). Stosowane mogą być także w utrzymaniu ruchu innych maszyn wchodzących w skład zmechanizowanych kompleksów ścianowych. Wypracowana metodologia tworzenia narzędzi informatycznych wspomagających utrzymanie ruchu umożliwia współbieżne tworzenie dokumentacji konstrukcyjnej nowych kombajnów i interaktywnych instrukcji ich obsługi [7]. Interaktywny charakter instrukcji ułatwia prowadzenie szkoleń bezpośrednio u użytkownika. Instrukcje obsługi dostępne na przenośnych komputerach zawierające informacje o sposobie realizacji czynności naprawczych, konserwacyjnych, zdarzeniach niebezpiecznych, sposobie postępowania w sytuacjach awaryjnych pozwalają na zwiększenie świadomości zagrożeń występujących w miejscu pracy i przyczyniają się do kształtowania bezpiecznych metod pracy.

Przedstawione w niniejszym rozdziale rozwiązania zastosowane zostaną w projekcie badawczym INERG dofinansowanym z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju, realizowanym przez konsorcjum: ITG KOMAG, KOPEX Machinery S.A. oraz KOPEX Electric Systems S.A. rozwiązania mobilne wspomagające utrzymanie ruchu kombajnów ścianowych zastosowane zostaną w zadaniu, którego celem jest opracowanie dokumentacji użytkowania maszyny wydobywczej – kombajnu ścianowego KSW 800NE.

Literatura

1. Jaszczyk Ł., Michalak D.: Zastosowanie Technologii Rozszerzonej Rzeczywistości w szkoleniach pracowników podziemnych zakładów górniczych. Materiały na konferencję: XV Międzynarodowa Szkoła Komputerowego Wspomagania Projektowania, Wytwarzania i Eksploatacji, t.1, Jurata, 9-13 maja 2011 s. 301-310.
2. Jaszczyk Ł., Michalak D., Rozmus M., Suiski R.: System interaktywnych instrukcji obsługi INSTO jako narzędzie wspomagające utrzymanie ruchu maszyn górniczych. KOMTECH 2011, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2011 s. 273-280.
3. Jaszczyk L. Metoda kształtowania kompetencji pracowników transport górniczego z wykorzystaniem narzędzi informatycznych. Rozprawa doktorska, Gliwice 2012.
4. Michalak D., Rozmus M., Jaszczyk Ł.: Możliwości zastosowania technologii Augmented Reality i RFID w szkoleniach pracowników transportu. Materiały na konferencję: Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie, V Międzynarodowa Konferencja, Ustroń 2009.
5. Michalak D., Jaszczyk Ł.: Oparte na wiedzy narzędzia wspomagające bezpieczne utrzymanie ruchu maszyn. Międzynarodowa Konferencja Zbrojeniowa Pułtusk 2012.
6. Siemieniecki B.: Multimedia i hipermedia w edukacji. Toruń 2002, s. 255.
7. Winkler T., Rozmus M., Michalak D., Jaszczyk Ł.: Narzędzia informatyczne wspomagające utrzymanie ruchu kombajnów ścianowych wytwarzanych w Zabrzańskich Zakładach Mechanicznych SA. Masz. Gór. 2012 nr 3 s. 49-53.
8. Raport badawczy: Generation Mobile 2012, Polskie Badania Internetu Sp. z o.o., Warszawa 2012.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu badawczego INERG dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Analiza stateczności kombajnu ścianowego KSW-800NE

Marek Dudek – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

W polskim górnictwie węgla kamiennego podstawową maszyną urabiającą w systemie ścianowym jest kombajn bębnowy (frezujący). Bezpieczna i wydajna praca kombajnu narzuca na producenta obowiązek badania jego stateczności już na etapie projektu wstępnego. Norma PN-EN 1552:2005 [7] – punkt 5.2. – Stateczność, podaje następujące wymogi dla producenta celem zapewnienia stateczności kombajnu:

- producent powinien określić graniczne wartości dopuszczalnego pochylenia maszyny we wszystkich kierunkach, biorąc pod uwagę maksymalne wartości sił występujące w każdych warunkach użytkowania,
- w celu wyznaczenia stateczności kombajnu bierze się pod uwagę siły reakcji urabianej kopaliny działające na obydwa organy urabiające i ciężar maszyny dla modelu płaskiego w przekroju poprzecznym.

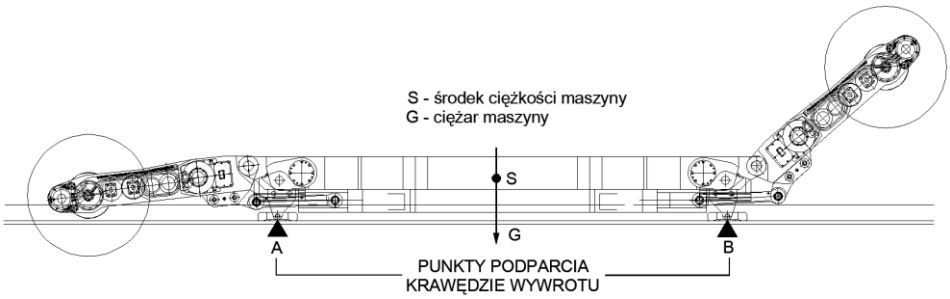
Ponieważ w normie PN-EN 1552:2005 nie określono wymaganej wartości współczynnika stateczności podłużnej i poprzecznej, w publikacji dodatkowo uwzględniono wymagania normy PN-G-50034:2004 [8]. Wycofana norma własna krajowa, w przeciwieństwie do normy europejskiej, w punkcie 2.4. – Współczynnik stateczności – podaje wartość liczbową współczynnika stateczności podłużnej i poprzecznej:

„Współczynnik stateczności podłużnej i poprzecznej, wyrażony stosunkiem momentu ustalającego do wywracającego, powinien być nie mniejszy niż 1.25, obliczony dla największego dopuszczalnego obciążenia i największego nachylenia spągu.”

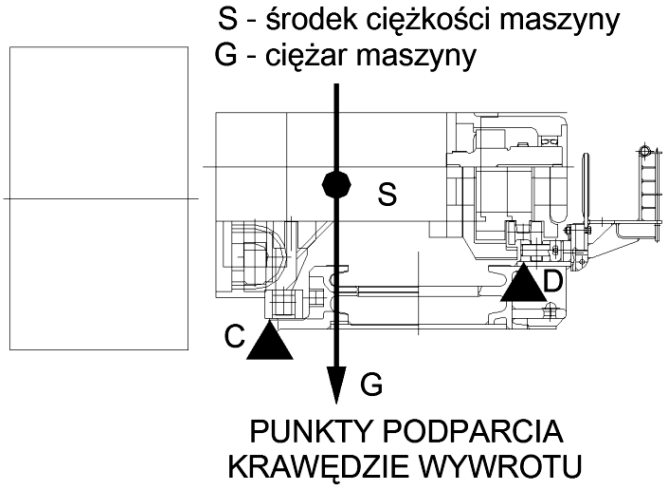
Z normy [7] wynika, że dla wyznaczenia stateczności kombajnu ścianowego należy uwzględnić obciążenie kombajnu nie tylko ciężarem własnym, ale również siłami reakcji urabianej kopaliny, działającymi na obydwa organy urabiające. Przyjmuje się, że maszyna jest stateczna, gdy suma momentów ustalających (*Mu)* jest większa od sumy momentów wywracających (*Mw*), obliczonych dla tej samej krawędzi wywrotu (rys. 1 i 2).

Zgodnie z definicją, stateczność maszyny jest jej zdolnością do utrzymania stanu równowagi stałej, w przewidywanych dla niej warunkach działania. Stateczność maszyny powinna być wyznaczona już w fazach założeń i projektowania, kiedy zatwierdzane są jej parametry techniczne, dokonywane jest rozmieszczanie mas poszczególnych zespołów lub podzespołów względem przewidywanych osi obrotów i określany przypuszczalny kąt nachylenia podłoża. Podczas wyznaczania stateczności należy brać pod uwagę maszynę znajdującą się na maksymalnym dopuszczalnym nachyleniu i w najbardziej niekorzystnej pozycji, z punktu widzenia stateczności.

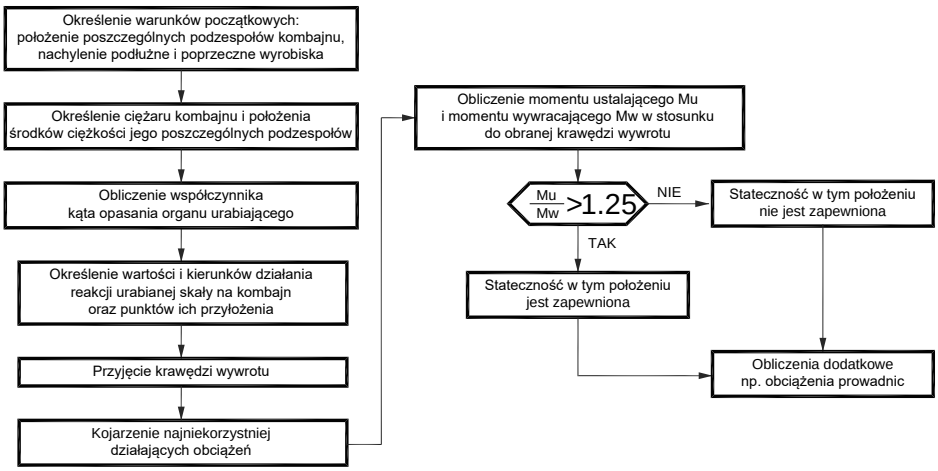
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Krawędzie wywrotu (A, B) dla stateczności podłużnej kombajnu ścianowego [9]



Rys.2. Krawędzie wywrotu (C, D) dla stateczności poprzecznej kombajnu ścianowego [9]



Rys.3. Uogólniony algorytm postępowania przy wyznaczaniu stateczności kombajnu ścianowego [9]

Producent kombajnu powinien zatem określić graniczne wartości dopuszczalnego pochylenia maszyny we wszystkich kierunkach, biorąc pod uwagę maksymalne wartości sił występujące podczas jego użytkowania. W celu wyznaczenia stateczności kombajnu bierze się pod uwagę siły reakcji urabianej kopaliny działające na obydwa organy urabiające oraz ciężar maszyny.

Na rysunku 3 przedstawiono uogólniony algorytm postępowania przy wyznaczaniu współczynnika stateczności kombajnu ścianowego.

Wartość współczynnika stateczności z przedziału 1.00 – 1.25 oznacza, że kombajn nie spełnia warunku stateczności w rozumieniu normy [8]. W rzeczywistości maszyna jest stateczna, jednakże pracuje poniżej poziomu bezpieczeństwa (wartości współczynnika stateczności), założonego w normie. Jeżeli wartość współczynnika stateczności jest mniejsza od 1.00, nie oznacza to jednoznacznie możliwości utraty stateczności (przewrócenia się) kombajnu. Z uwagi na wymuszone prowadzenie kombajnu, maszyna może dalej pracować statecznie, jednak wówczas prowadnice kombajnu są dodatkowo obciążone. W takim przypadku należy dodatkowo wyznaczyć wartości sił obciążających prowadnice kombajnu. Siły te mogą obciążać jedną lub dwie prowadnice w zależności od rozwiązania konstrukcyjnego prowadzenia kombajnu po przenośniku. Dodatkowe obciążenie prowadnic zwiększa opory ruchu maszyny [4, 5]. W takim przypadku stateczność kombajnu należy zapewnić poprzez zastosowanie odpowiednich zabezpieczeń.

2. Uogólniony model obciążenia kombajnu

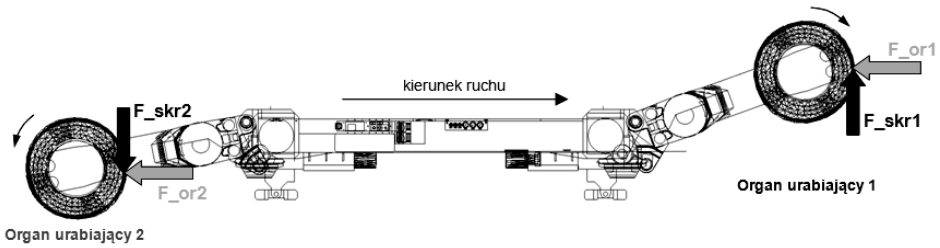
Obciążenia występujące podczas eksploatacji maszyn roboczych można podzielić na trzy zasadnicze grupy: główne, dodatkowe i specjalne. Do obciążeń głównych zalicza się te wszystkie obciążenia, które działają stale w warunkach normalnej eksploatacji maszyny. Można wśród nich wyróżnić: ciężary konstrukcji, urządzeń i urobku, opory urabiania i ładowania, obciążenia dynamiczne. Obciążenia dodatkowe występują w czasie pracy lub postoju maszyny. Do grupy tych obciążeń można zaliczyć obciążenia związane z warunkami klimatycznymi (temperatura). Na obciążenia specjalne składają się te obciążenia, które nie powinny występować w czasie normalnej eksploatacji maszyny, niemniej jednak nie można całkowicie wykluczyć możliwości ich wystąpienia. Wśród obciążeń tej grupy można wyróżnić między innymi: zakleszczenie podawarki zgrzebłowej, oparcie się głowicy urabiającej, łyżki ładowarki lub manipulatora o stałą przeszkodę, blokadę mechaniczną napędu jazdy [2, 3].

Organy urabiające ścianowego kombajnu bębnowego, skrawające caliznę węglową na zasadzie frezowania, są wyposażone w noże skrawające, umieszczone na obwodzie walca. Organ urabiający kombajnu w procesie roboczym

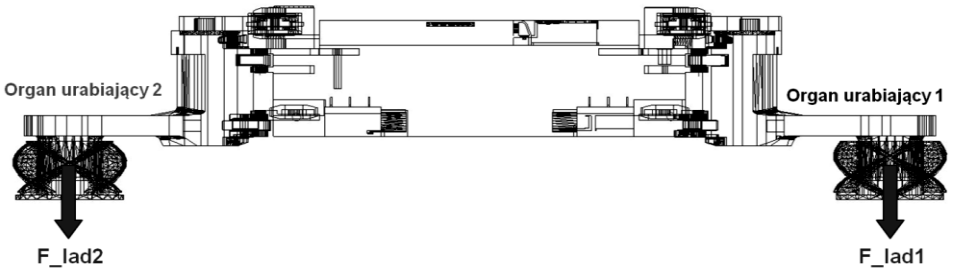
spełnia dwa podstawowe zadania, a mianowicie: skrawanie calizny i przemieszczanie (usuwanie) urobku powstającego w czasie skrawania na przenośnik zgrzebłowy, odbierający urobek [6].

Na obciążenia zewnętrzne, działające na organ urabiający kombajnu ścianowego w wyniku procesu urabiania calizny, składają się [9]:

– uogólniona obwodowa siła skrawania F_skr1, F_skr2 (rys. 4),
– uogólniona siła nacisku organu na caliznę F_or1, F_or2 (rys. 4),
– uogólniona siła ładowania organu F_lad1, F_lad2 (rys. 5).



Rys.4. Uogólnione obciążenia zewnętrzne działające na organ urabiający kombajnu: obwodowa siła skrawania F_skr oraz siła nacisku organu na caliznę F_or [9]



Rys.5. Uogólnione obciążenia zewnętrzne działające na organ urabiający kombajnu: siła ładowania organu F_lad [9]

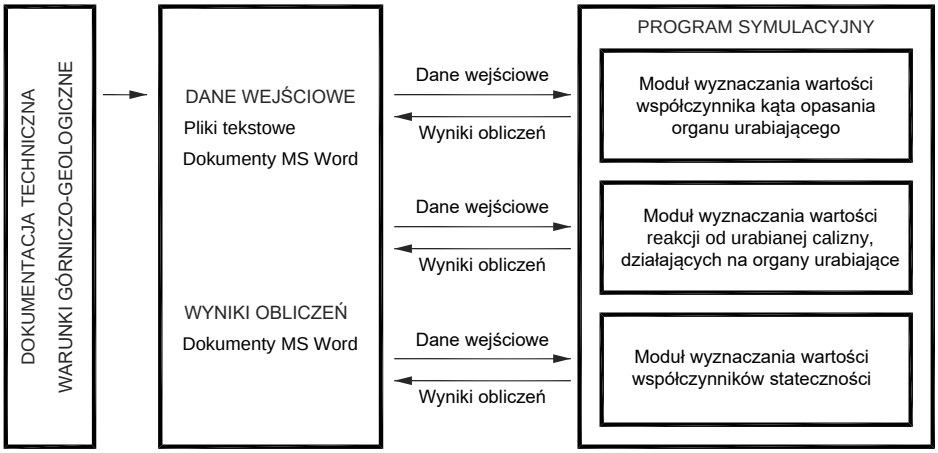
3. Specyfikacja programu do wyznaczania stateczności kombajnu

W procesie oceny zgodności, jednym z wymogów jest określenie stateczności kombajnu, dla wydania przez producenta deklaracji zgodności. Obowiązuje w tym zakresie norma [7], określająca ogólne wytyczne, jednakże nie określa ona metody przeprowadzenia oceny stateczności.

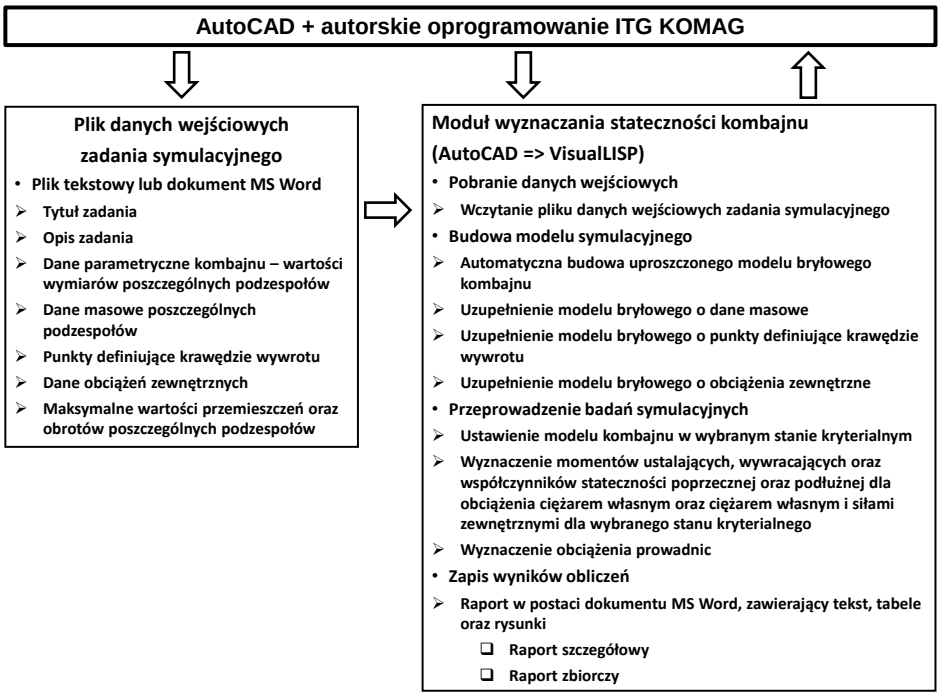
W celu umożliwienia dokonania oceny stateczności kombajnu, w ITG KOMAG opracowano autorskie narzędzie, stanowiące pomoc dla konstruktorów i jednostek certyfikujących w procesie oceny stateczności kombajnu. Biorąc pod uwagę wymagania odnośnie stateczności kombajnu, wynikające z norm [7, 8], określono następującą specyfikację programu do wyznaczania stateczności kombajnu ścianowego:

- program uruchamiany jest w środowisku systemu CAD,
- program składa się z niezależnych modułów, umożliwiających wyznaczenie dla zadanego stanu kryterialnego pracy kombajnu:
  - wartości współczynnika kąta opasania organu urabiającego,
  - wartości reakcji od urabianej calizny, działających na organy urabiające,
  - wartości współczynników stateczności,
- dane wejściowe do obliczeń zawarte są w pliku tekstowym lub w pliku dokumentu MS Word,
- program umożliwia wykonanie obliczeń dla różnych postaci geometrycznych kombajnu, co pozwala na tworzenie typoszeregów wybranych zespołów maszyny (np. typoszereg organów urabiających, typoszereg ładowarek),
- istnieje możliwość analizy dowolnych (także hipotetycznych) warunków pracy i obciążenia kombajnu (nachylenie poprzeczne i podłużne wyrobiska, wartości reakcji od urabianej calizny, zmiana danych masowych wybranych zespołów kombajnu),
- wartości współczynników stateczności wyznaczane są dla dwóch przypadków obciążenia: obciążenie tylko ciężarem własnym oraz obciążenie ciężarem własnym i reakcjami od urabianej calizny,
- w obliczeniach stateczności założono dodatkowo, że kombajn porusza się ruchem jednostajnym,
- wyniki poszczególnych obliczeń zawarte są w postaci dokumentów MS Word (raportów), które będzie można przedstawić w jednostce certyfikującej prototyp maszyny,
- dla obliczeń stateczności przewidziano dwie postacie raportu:
  - raport szczegółowy, zawierający pełne wyniki obliczeń dla jednego stanu kryterialnego,
  - raport zbiorczy, zawierający końcowe wyniki obliczeń dla kilku/kilkunastu stanów kryterialnych.

W ITG KOMAG do prac projektowo-konstrukcyjnych wykorzystuje się oprogramowanie firmy Autodesk: Inventor oraz AutoCAD. AutoCAD to program z grupy CAD, stworzony i rozpowszechniany przez firmę Autodesk, wykorzystywany do dwuwymiarowego (2D) i trójwymiarowego (3D) komputerowego wspomagania projektowania. Cechą AutoCADa jest jego otwarta architektura, pozwalająca na rozszerzenie jego funkcjonalności poprzez tworzenie własnych programów (nakładek), pracujących wewnątrz AutoCADa, automatyzujących powtarzalne czynności czy wykonujących obliczenia inżynierskie.



Rys.6. Struktura programu symulacyjnego [źródło: opracowanie własne]



Rys.7. Moduł do wyznaczania współczynników stateczności [źródło: opracowanie własne]

W oparciu o przedstawioną wyżej specyfikację, wykorzystując język programowania AutoLISP [1], opracowano autorski program do wyznaczania współczynników stateczności przestrzennego, parametrycznego modelu kombajnu ścianowego. Dane zadania symulacyjnego zawarte są w plikach

danych wejściowych (tekstowych lub dokumentu MS Word). Plik danych wejściowych zadania symulacyjnego wczytywany jest przez program do wyznaczania stateczności kombajnu. Wyniki symulacji umieszczane są w pliku raportu, tworzonym automatycznie przez program symulacyjny (dokument MS Word). Strukturę programu symulacyjnego przedstawiono na rysunku 6. Moduł do wyznaczania współczynników stateczności przedstawiono na rysunku 7.

4. Dane wejściowe do obliczeń stateczności kombajnu

Plik danych wejściowych jest plikiem tekstowym lub plikiem dokumentu MS Word, zawierającym wszystkie dane niezbędne do wyznaczenia współczynników stateczności dla jednego lub kilku stanów kryterialnych pracy kombajnu. Poniżej przedstawiono poszczególne sekcje pliku tekstowego oraz wartości mas, kątów obrotu ramion kombajnu, kątów poprzecznego i podłużnego nachylenia wyrobiska oraz obciążeń zewnętrznych przyjęte jako dane wejściowe podczas testowania prototypu programu.

- Sekcja „**OpisZadania**” zawiera podstawowe dane dotyczące zadania obliczeniowego, takie jak: nazwa maszyny, typ przeprowadzanej analizy, opis postaci konstrukcyjnej maszyny.
- Sekcja „**WymiaryParametryzowane**” zawiera dane odnośnie wymiarów parametryzowanych poszczególnych zespołów kombajnu: korpusu, ramienia, organu urabiającego oraz ładowarki.
- Sekcja „**DaneMasowe**” zawiera dane odnośnie mas poszczególnych zespołów/podzespołów/części, ich przynależności do głównych zespołów kombajnu oraz lokalizacji ich środków ciężkości w układzie współrzędnych głównego zespołu. Na potrzeby testowania prototypu programu przyjęto wartości zamieszczone w tabeli 1.
- Sekcja „**StanKryterialnyPracyMaszyny**” zawiera dane odnośnie kątów poprzecznego i podłużnego nachylenia wyrobiska oraz kątów obrotu ramion kombajnu. W testowym pliku danych wejściowych przyjęto następujące wartości:
  - Kąt nachylenia poprzecznego wyrobiska = -4.5 [°] – nachylenie kombajnu na ścianę.
  - Kąt podłużnego nachylenia wyrobiska = +15 [°].
  - Kąt wychylenia ramienia lewego = -2.2 [°] – dla przyjętych wartości wymiarów parametryzowanych oznacza to przybierkę spągu na grubości 300 [mm].
  - Kąt wychylenia ramienia prawego = +43 [°] – dla przyjętych wartości wymiarów parametryzowanych oznacza to urabianie ściany o wysokości 3250 [mm] (nie wliczając przybierki spągu).
- Sekcja „**WartosciObciazenZewnetrznych-OrganUrabiajacy1**” zawiera dane odnośnie uogólnionych obciążeń zewnętrznych, działających na pierwszy

organ urabiający kombajnu. Na potrzeby testowania prototypu programu przyjęto następujące wartości:

- Wartość uogólnionej obwodowej siły skrawania *F_skr1* = 95 [kN].
- Wartość uogólnionej siły nacisku organu na caliznę *F_or1* = 360 [kN].
- Wartość uogólnionej siły ładowania organu *F_lad1* = 15 [kN].

– Sekcja „**WartosciObciazenZewnetrznych-OrganUrabiajacy2**" zawiera dane odnośnie uogólnionych obciążeń zewnętrznych, działających na drugi organ urabiający kombajnu. Na potrzeby testowania prototypu programu przyjęto następujące wartości:

- Wartość uogólnionej obwodowej siły skrawania *F_skr2* = 95 [kN].
- Wartość uogólnionej siły nacisku organu na caliznę *F_or2* = 360 [kN].
- Wartość uogólnionej siły ładowania organu *F_lad2* = 15 [kN].

Dane masowe zespołów/podzespołów/części [9]

Tabela 1

Lp.	Nazwa części	Identyfikator zespołu	Współrzędne środka ciężkości [mm]	Masa części [kg]
1	ZZS	KSC_KORPUS	35, 635, 566	8155.000
2	Osłony hydrauliczne	KSC_KORPUS	0, 1015, 670	1665.000
3	ZNH + p.boczna PRAWY	KSC_KORPUS	2430, 612, 522	6600.000
4	ZNH + p.boczna LEWY	KSC_KORPUS	-2430, 612, 522	6600.000
5	Ramię lewe R350N	KSC_RAMIEL	716, -167, 786	7595.000
6	Ramię prawe R350N	KSC_RAMIEP	716, -167, 786	7595.000
7	Organ lewy 1800x1000	KSC_ORGANURL	0, 0, 700	3300.000
8	Organ prawy 1800x100	KSC_ORGANURP	0, 0, 700	3300.000
9	Ładowarka lewa 1800x1000	KSC_LADOWARKAL	700, 0, 280	1000.000
10	Ładowarka prawa 1800x1000	KSC_LADOWARKAP	700, 0, 280	1000.000
SUMA				**46810.000**

5. Raport szczegółowy z obliczeń stateczności

Raport szczegółowy z obliczeń stateczności kombajnu jest dokumentem MS Word, zawierającym tekst, tabele oraz rysunki. Raport tworzony jest automatycznie przez moduł wyznaczania stateczności kombajnu i zawiera dane

wejściowe oraz wyniki obliczeń dla jednego stanu kryterialnego pracy kombajnu. Plik raportu podzielony jest na dwie sekcje:

- SEKCJA A – DANE WEJŚCIOWE:
  - opis zadania symulacyjnego,
  - wymiary parametryzowane poszczególnych zespołów kombajnu,
  - dane masowe poszczególnych zespołów i podzespołów kombajnu,
  - dane opisujące wybrany stan kryterialny pracy kombajnu: nachylenie podłużne i poprzeczne wyrobiska, kąty wychylenia ramion kombajnu,
  - wartości obciążeń zewnętrznych, działających na organy urabiające kombajnu.
- SEKCJA B – WYNIKI OBLICZEŃ:
  - wartości momentów ustalających, wywracających oraz współczynników stateczności dla wybranego stanu kryterialnego pracy kombajnu dla schematu obciążenia ciężarem własnym oraz ciężarem własnym i siłami od urabiania.

W przypadku obciążenia ciężarem własnym obliczane są wartości momentów ustalających i wywracających, pochodzących od ciężarów poszczególnych zespołów i podzespołów kombajnu. Wartości momentów są umieszczane w pliku raportu w formie tabeli (tabela 2). Poszczególne kolumny tabeli zawierają następujące dane:

- liczba porządkowa,
- nazwa części (zespołu, podzespołu),
- ciężar części [kN],
- odległość środka masy zespołu/podzespołu od przyjętej krawędzi wywrotu [m],
- wartość momentu ustalającego bądź wywracającego, względem przyjętej krawędzi wywrotu [kNm].

Ostatni wiersz tabeli jest wierszem podsumowującym, zawierającym sumę momentów ustalających i wywracających względem przyjętej krawędzi wywrotu. W przypadku obciążenia ciężarem własnym wartość współczynnika stateczności jest ilorazem sumy momentów ustalających, pochodzących od ciężarów własnych, do sumy momentów wywracających, pochodzących od ciężarów własnych, dla przyjętej krawędzi wywrotu.

W przypadku obciążenia ciężarem własnym i siłami od urabiania, oprócz uwzględnienia ciężarów własnych poszczególnych zespołów i podzespołów kombajnu, każda z sił zewnętrznych działających na organ urabiający kombajnu rozkładana jest w programie symulacyjnym na poszczególne składowe *Fx, Fy* i *Fz*, w układzie współrzędnych tej krawędzi wywrotu, dla której wyznaczany jest współczynnik stateczności. Znając wartości poszczególnych składowych oraz ich zwroty, obliczany jest moment ustalający Mu bądź moment

wywracający *Mw*, osobno dla każdej składowej względem przyjętej krawędzi wywrotu. Wartości momentów są umieszczane w pliku raportu w formie tabeli (tabela 3). Poszczególne kolumny tabeli zawierają następujące dane:

- nazwę składowej siły od urabiania,
- wartość składowej siły od urabiania [kN], dla przyjętej krawędzi wywrotu,
- odległość składowej siły od urabiania od przyjętej krawędzi wywrotu [m],
- wartość momentu ustalającego bądź wywracającego, względem przyjętej krawędzi wywrotu [kNm].

Przykładowa tabela wartości momentów ustalających i wywracających dla przypadku obciążenia ciężarem własnym [9]

Tabela 2

Lp.	Nazwa części	Ciężar części [kN]	Odległość od krawędzi wywrotu [m]	Mu [kNm]	Mw [kNm]
1	ZZS	80.001	0.296	23.689	0.000
2	Osłony hydrauliczne	16.334	0.370	6.043	0.000
3	ZNH + p.boczna PRAWY	64.746	0.254	16.449	0.000
4	ZNH + p.boczna LEWY	64.746	0.254	16.449	0.000
5	Ramię lewe R350N	74.507	0.149	11.119	0.000
6	Ramię prawe R350N	74.507	0.105	7.842	0.000
7	Organ lewy 1800x1000	32.373	-0.989	0.000	32.032
8	Organ prawy 1800x1000	32.373	-1.128	0.000	36.508
9	Ładowarka lewa 1800x1000	9.810	-0.561	0.000	5.504
10	Ładowarka prawa 1800x1000	9.810	-0.699	0.000	6.862
SUMA				**81.591**	**80.906**

Ostatni wiersz tabeli jest wierszem podsumowującym, zawierającym sumę momentów ustalających i wywracających względem przyjętej krawędzi wywrotu. W przypadku obciążenia ciężarem własnym oraz siłami od urabiania wartość współczynnika stateczności jest ilorazem sumy momentów ustalających, pochodzących od ciężarów własnych oraz składowych sił od urabiania, do sumy momentów wywracających, pochodzących od ciężarów własnych oraz składowych sił od urabiania, dla przyjętej krawędzi wywrotu.

Podsumowując, dla jednego stanu kryterialnego pracy kombajnu, obliczane są współczynniki stateczności dla schematu obciążenia ciężarem własnym oraz ciężarem własnym i siłami od urabiania dla czterech krawędzi wywrotu:

- Stateczność poprzeczna – krawędź wywrotu K1 (krawędź C na rys. 2).
- Stateczność poprzeczna – krawędź wywrotu K2 (krawędź D na rys. 2).
- Stateczność podłużna – krawędź wywrotu K3 (krawędź A na rys. 1).
- Stateczność podłużna – krawędź wywrotu K4 (krawędź B na rys. 1).

Przykładowa tabela wartości momentów ustalających i wywracających dla przypadku obciążenia siłami od urabiania [9]

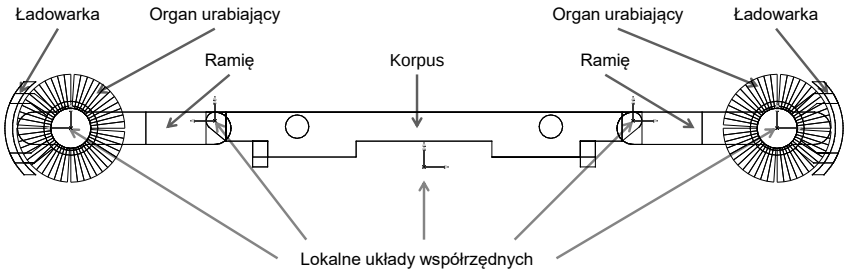
Tabela 3

Składowa	Wartość [kN]	Odległość od krawędzi wywrotu [m]	Mu [kNm]	Mw [kNm]
$F_{_skr_1_X_K1}$	7.454	1.644	0.000	12.255
$F_{_skr_1_Y_K1}$	94.707	-0.972	92.055	0.000
$F_{_or_1_X_K1}$	0.000	2.242	0.000	0.000
$F_{_or_1_Y_K1}$	0.000	-1.019	0.000	0.000
$F_{_lad_1_X_K1}$	14.954	2.242	0.000	33.531
$F_{_lad_1_Y_K1}$	1.177	-1.019	0.000	1.199
$F_{_skr_2_X_K1}$	7.454	1.084	8.076	0.000
$F_{_skr_2_Y_K1}$	94.707	-0.928	0.000	87.876
$F_{_or_2_X_K1}$	0.000	0.485	0.000	0.000
$F_{_or_2_Y_K1}$	0.000	-0.881	0.000	0.000
$F_{_lad_2_X_K1}$	14.954	0.485	0.000	7.258
$F_{_lad_2_Y_K1}$	1.177	0.485	0.000	1.037
SUMA			**100.131**	**143.156**

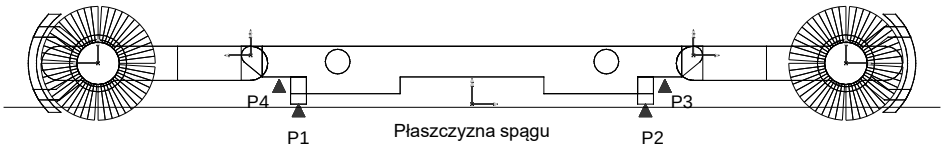
6. Testy działania programu

Na rysunkach 8-20 przedstawiono poszczególne etapy działania modułu wyznaczania stateczności kombajnu, dla przykładowego pliku danych wejściowych, dla kombajnu KSW-800NE. Plik danych wejściowych zawiera informacje dla jednego stanu kryterialnego pracy kombajnu. Na poszczególnych rysunkach przedstawiono:

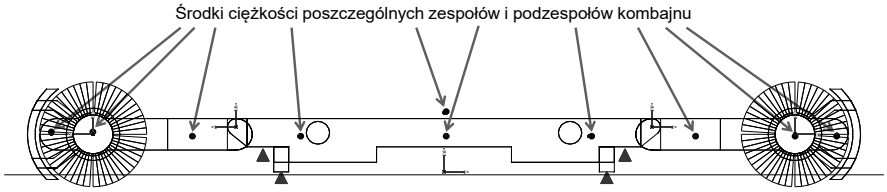
- budowę przestrzennego parametrycznego modelu kombajnu (rys. 8-10),
- ustawienie kombajnu w zadanym, kryterialnym stanie pracy (rys. 11-13),
- wprowadzenie do modelu obciążeń zewnętrznych – sił od urabiania (rys. 14),
- przeprowadzenie badań symulacyjnych – wyznaczenie współczynników stateczności poprzecznej i podłużnej, obliczenie obciążenia prowadnic (rys. 15-18),
- utworzenie raportu z obliczeń stateczności (rys. 19).



Rys.8. Obliczenie współrzędnych lokalizacji poszczególnych zespołów kombajnu. Wrysowanie lokalnych układów współrzędnych poszczególnych zespołów. Utworzenie modeli 3D poszczególnych zespołów kombajnu [9]

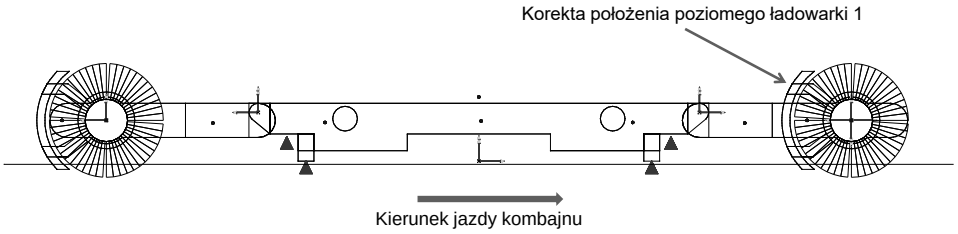


Rys.9. Wprowadzenie podpór, względem których obliczane są współczynniki stateczności [9]

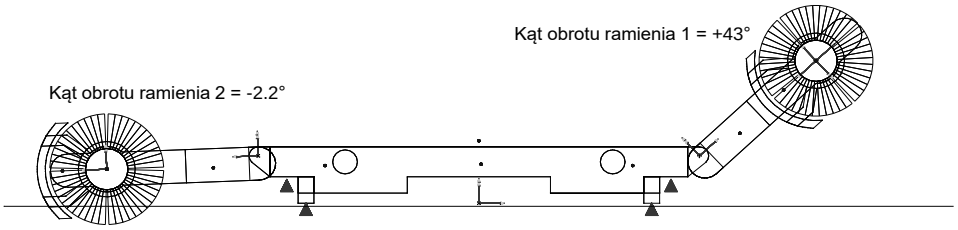


Rys.10. Wprowadzenie środków ciężkości poszczególnych zespołów i podzespołów kombajnu [9]

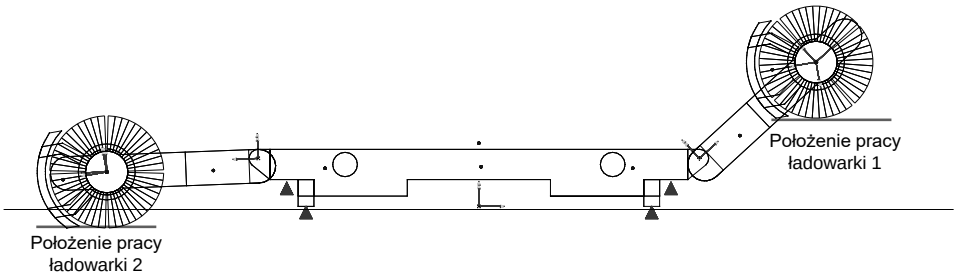
W wyniku przeprowadzonej symulacji komputerowej, w oparciu o testowy plik danych wejściowych, otrzymano osiemnastostronicowy raport szczegółowy z obliczeń stateczności kombajnu. Na rysunku 19 przedstawiono wycinek raportu, dotyczący wyznaczenia współczynników stateczności poprzecznej oraz obciążenia prowadnic dla krawędzi wywrotu K1. Na rysunku 19a przedstawiono położenie poszczególnych zespołów kombajnu. Zaznaczono położenie środków mas poszczególnych zespołów i podzespołów oraz umiejscowiono siły będące reakcjami od urabianej calizny. Zaznaczono podporę oraz układ współrzędnych, względem którego obliczone są współczynniki stateczności. W dalszej części raport zawiera tabele z wartościami momentów ustalających i wywracających dla przypadku obciążenia ciężarem własnym oraz dla przypadku obciążenia ciężarem własnym oraz siłami od urabiania (pokazane wcześniej w tabelach 2 i 3). Na końcu obliczeń dla krawędzi wywrotu K1 (rysunek 19b) podano wartości momentów ustalających, wywracających oraz współczynników stateczności, osobno dla przypadku obciążenia ciężarem własnym oraz dla przypadku obciążenia ciężarem własnym oraz siłami od urabiania (rys. 19b). Wyznaczono również obciążenia prowadnic. Analogiczne obliczenia wykonano dla krawędzi wywrotu K2, K3 oraz K4.



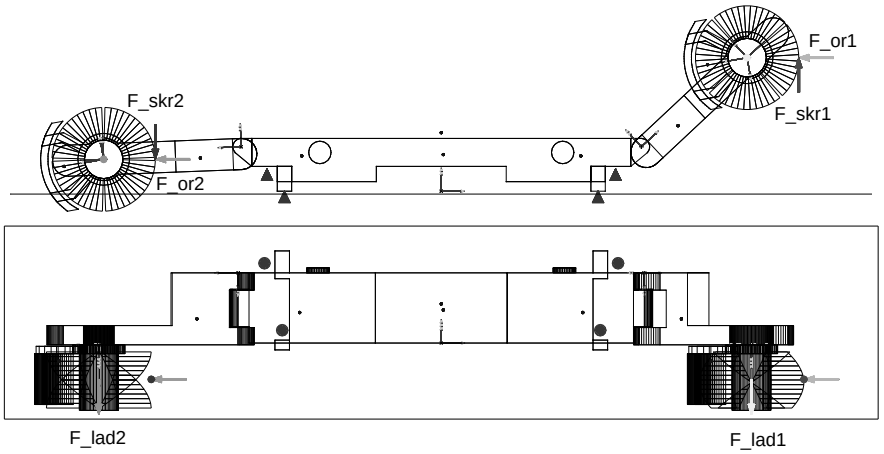
Rys.11. Ustalenie kierunku jazdy kombajnu – korekta położenia poziomego ładowarek [9]



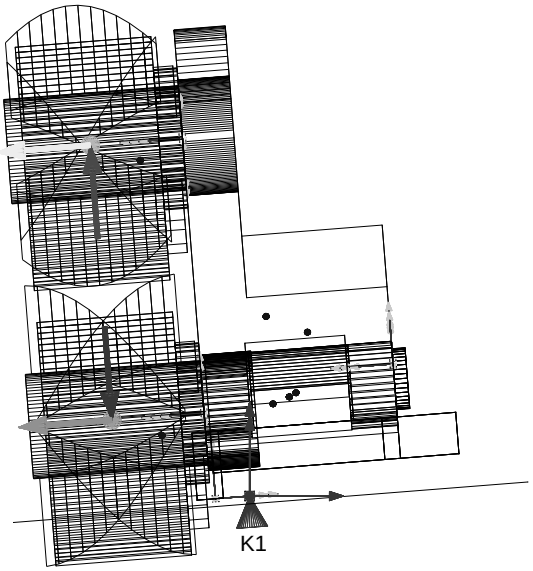
Rys.12. Obrót ramion kombajnu o zadane kąty [9]



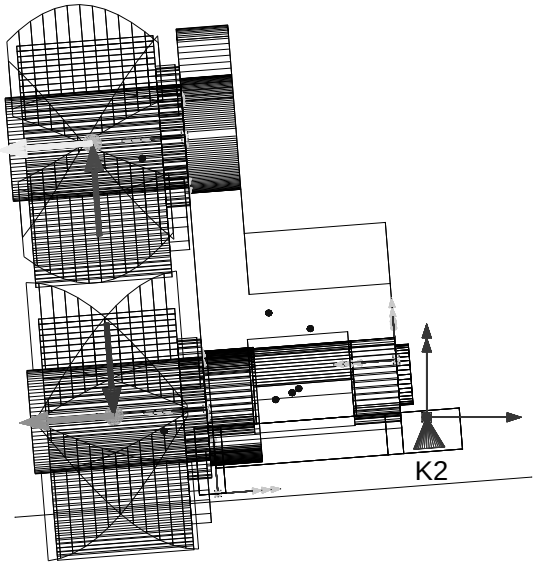
Rys.13. Ustawienie ładowarek w położeniu pracy [9]



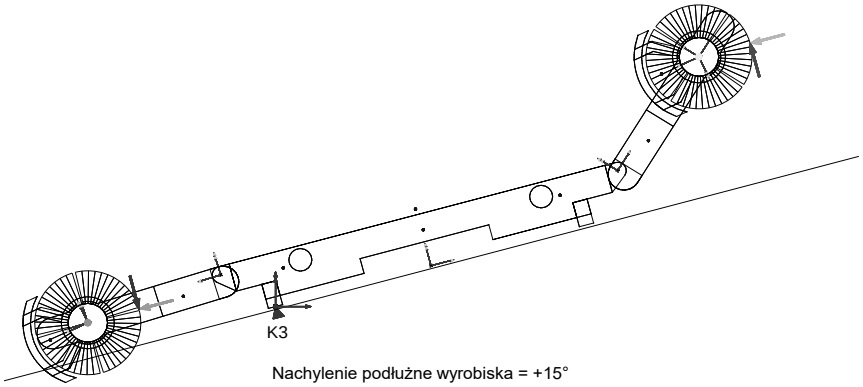
Rys.14. Wprowadzenie sił od urabiania [9]



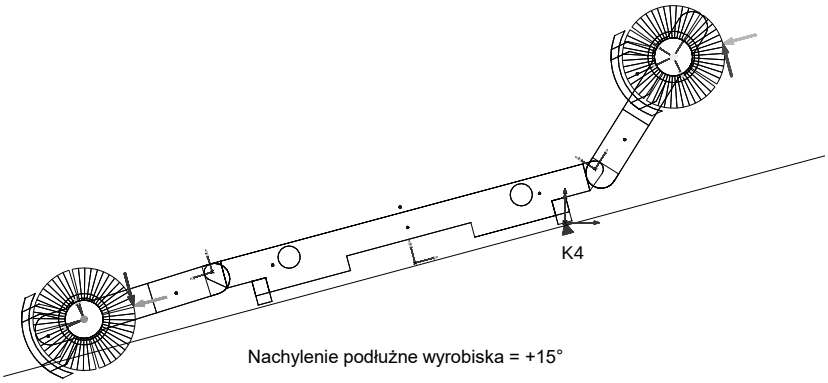
Rys.15. Obliczenie współczynników stateczności.
Stateczność poprzeczna – podpora lewa [9]



Rys.16. Obliczenie współczynników stateczności.
Stateczność poprzeczna – podpora prawa [9]

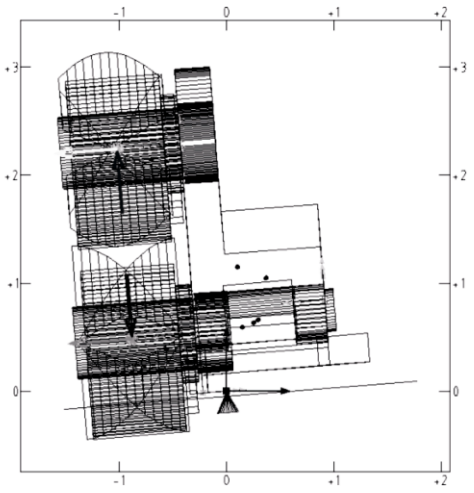


Rys.17. Obliczenie współczynników stateczności.
Stateczność podłużna – podpora lewa [9]



Rys.18. Obliczenie współczynników stateczności.
Stateczność podłużna – podpora prawa [9]

a)



b)

7.1.2. Wartości współczynników stateczności

Obciążenie ciężarem własnym

$M_{u_cw_K1}$ = **81.591** [kNm]

$M_{w_cw_K1}$ = **80.906** [kNm]

$X_{_cw_K1}$ = **1.008**

Obciążenie ciężarem własnym + obciążenia zewnętrzne

$M_{u_cwoz_K1}$ = **181.722** [kNm]

$M_{w_cwoz_K1}$ = **224.062** [kNm]

$X_{_cwoz_K1}$ = **0.811**

7.1.3. Reakcja w podporach / Siła podrywająca kombajn

Obciążenie ciężarem własnym

Reakcja w podporach

R_{A_cw} = [$M_{u_cw_K1}$ − $M_{w_cw_K1}$] : [A * cos(NPP)] = **0.600** [kN]

Obciążenie ciężarem własnym + obciążenia zewnętrzne

Siła podrywająca kombajn

R_{A_cwoz} = [$M_{u_cwoz_K1}$ − $M_{w_cwoz_K1}$] : [A * cos(NPP)] = **-37.093** [kN]

gdzie:

A = **1.145** [m] – rozstaw poprzeczny ślizgów

7.1.4. Uwagi końcowe

BRAK

Rys.20. Utworzenie raportu z obliczeń stateczności [9]

7. Podsumowanie

Opracowany prototyp programu do badania stateczności kombajnu ścianowego, zweryfikowany w ramach projektu INERG, umożliwia wyznaczenie współczynników stateczności poprzecznej i podłużnej kombajnu, dla zadanej postaci geometrycznej maszyny (wymiary poszczególnych podzespołów, wartości i rozmieszczenie mas poszczególnych zespołów i podzespołów kombajnu), zadanego stanu kryterialnego pracy maszyny (nachylenie poprzeczne i podłużne wyrobiska, kąty wychylenia ramion kombajnu) oraz podanych wartości obciążeń zewnętrznych, działających na organy urabiające kombajnu w procesie skrawania calizny. Dane wejściowe do obliczeń wprowadzane są poprzez plik tekstowy lub plik dokumentu programu MS Word, wyniki obliczeń otrzymywane są w postaci pliku raportu w formacie dokumentu programu MS Word.

Opracowany program stanowi przykład zastosowania systemu CAD do wyznaczania stateczności statycznej kombajnu ścianowego. Wydatnie skraca czas obliczeń, ogranicza możliwość popełnienia błędu, umożliwia szybkie wariantowanie poszczególnych rozwiązań konstrukcyjnych maszyny. Może stanowić pomoc dla konstruktorów kombajnów ścianowych na etapie projekto-

wania maszyny, jak również dla atestatorów, w procesie jej certyfikacji. Przedstawiona metodyka zastosowania systemu CAD do wyznaczania stateczności statycznej może zostać uogólniona na inne typy maszyn górniczych, maszyny do robót ziemnych itp.

Literatura

1. Dudek M.: AutoLISP – praktyczny kurs. HELION, Gliwice 1997.
2. Dudek M.: Opracowanie metodyki badań modelowych stateczności kombajnu chodnikowego. Praca doktorska. Politechnika Śląska, Wydział Mechaniczny – Technologiczny. Gliwice 1999.
3. Dudek M., Świtoński E., Winkler T., Prostański D., Wyrobek E., Tokarczyk J., Bojara S.: Komputerowo wspomagane metody projektowania samojezdnych maszyn chodnikowych. Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG. Gliwice 2003.
4. Giza T., Jaszczuk M., Sobota P.: Metodyka określania stateczności ścianowych kombajnów węglowych. Zeszyty Naukowe Pol. Śl. s. Górnictwo z. 106. Gliwice 1980, str. 153-161.
5. Jaszczuk M., Chodura J., Siwiec J.: Obliczanie parametrów pracy ścianowych maszyn urabiających. Skrypty uczelniane Pol. Śl. nr 1785. Gliwice 1993.
6. Pieczonka K.: – Inżynieria maszyn roboczych. Część I. Podstawy urabiania, jazdy, podnoszenia i obrotu. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej. Wrocław 2009.
7. PN-EN 1552:2005 Maszyny dla górnictwa podziemnego – Ścianowe maszyny urabiające – Wymagania bezpieczeństwa dla kombajnów ścianowych i zespołów strugowych.
8. PN-G-50034:2004 Ochrona pracy w górnictwie – Kombajny ścianowe – Wymagania bezpieczeństwa i ergonomii.
9. Projekt INERG. Zadanie 2: Wirtualne prototypowanie wstępnego rozwiązania konstrukcyjnego maszyny wydobywczej. Weryfikacja założeń i zastosowania postaci konstrukcyjnej maszyny wydobywczej. ITG KOMAG. Gliwice 2011. Opracowanie nie publikowane.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu badawczego INERG dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Nowe kompleksy wydobywcze zastosowane w OKD w latach 2008-2012 ich rezultaty

Horst Gondek – Vysoká škola báňská – TÚ Ostrava, **Jiří Neruda –** Severočeskie doly, a.s.

1. Úvod

V roce 2007 byl v rámci OKD, a.s. zahájen rozsáhlý projekt optimalizace dobývání pod názvem POP 2010 [1]. Cílem tohoto projektu byla optimalizace těžby na dolech OKD. a.s. Hlavním záměrem zde bylo nakoupení nové nejmodernější dobývací a razicí techniky a její maximální využití při vlastním dobývání i ražení. Jelikož v OKD, a.s. se dobývá jak v nízkých tak středně mocných i mocných slojích byly nakoupeny dobývací i razicí komplexy pro všechny tři mocnosti.

Pokud se týče dalších požadavků na nakoupené dobývací komplexy, zde to byla bezpečnost a ochrana zdraví při práci. Z toho důvodu byly stanoveny některé parametry strojního zařízení již s přihlédnutím na dobývací podmínky jako únosnost mechanizovaných výztuží, vybavením aktivním protiprašným zařízením a zejména novým elektrohydraulickým ovládáním, jenž přenáší informace až na povrch.

Dalším požadavkem bylo zvýšení produktivity práce. Toto bylo řešeno tak, že všechny dobývací komplexy musely být opatřený elektronickým zařízením pro automatický provoz. Tímto došlo nejen ke zvýšení produktivity práce, ale ukázalo se, že můžeme snížit i počet pracovníku v porubech. Automatický provoz dobývacích komplexů však má jednu velikou nevýhodu, kterou je jeho veliká závislost na důlně geologických podmínkách. V případě, že se dostaneme do nevhodných důlně geologických podmínek jsme nucení toto zařízení vypnout a dobývat klasickým způsobem.

2. Hlavní typy dobývacích komplexů POP 2010

Pro dobývání nízkých slojí byly zakoupeny komplexy, které se skládaly:

Mechanizovaná výztuž DBT 600/1400

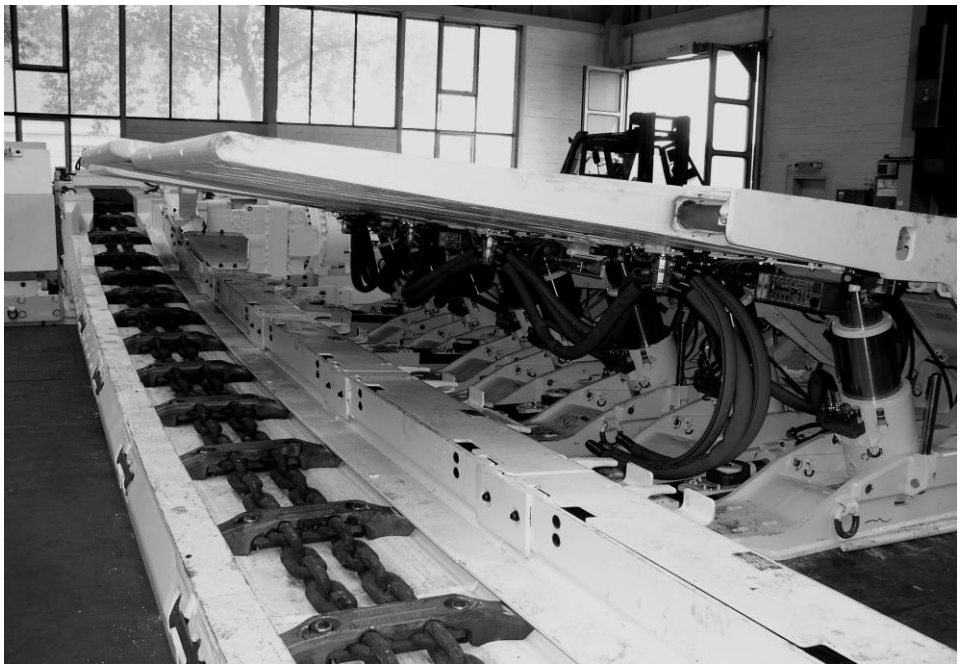
Uhelný pluh RHH 42

Porubový dopravník PF 3/822

Podporubový dopravník PZF 08- P3

Drtič uhlí DU 1 P7

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

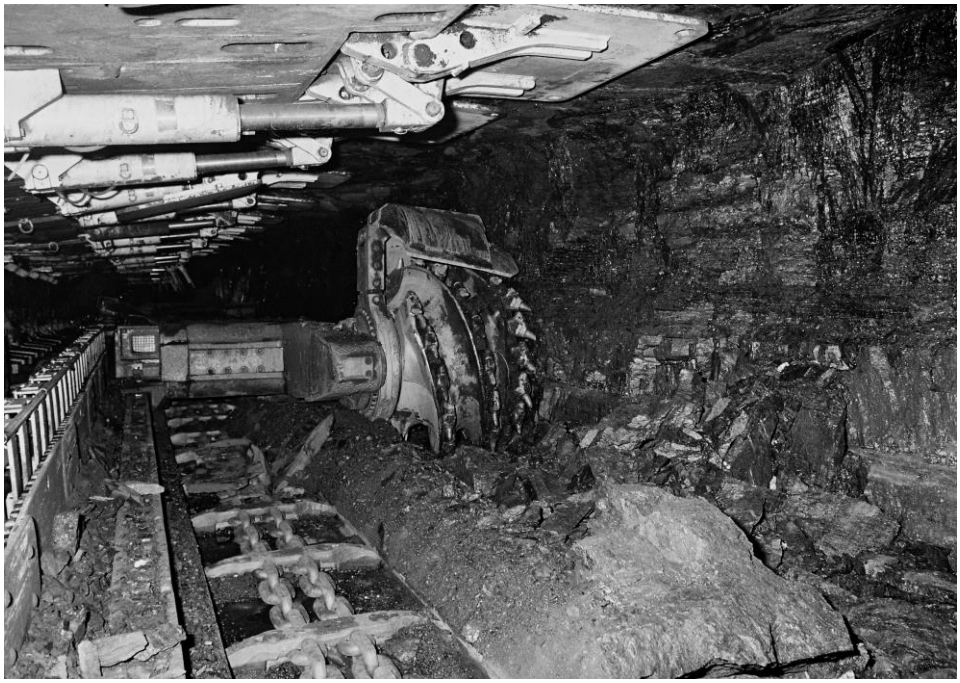


Obr.č.1. Uhelný pluh RHH 42 s výztuží v dílně

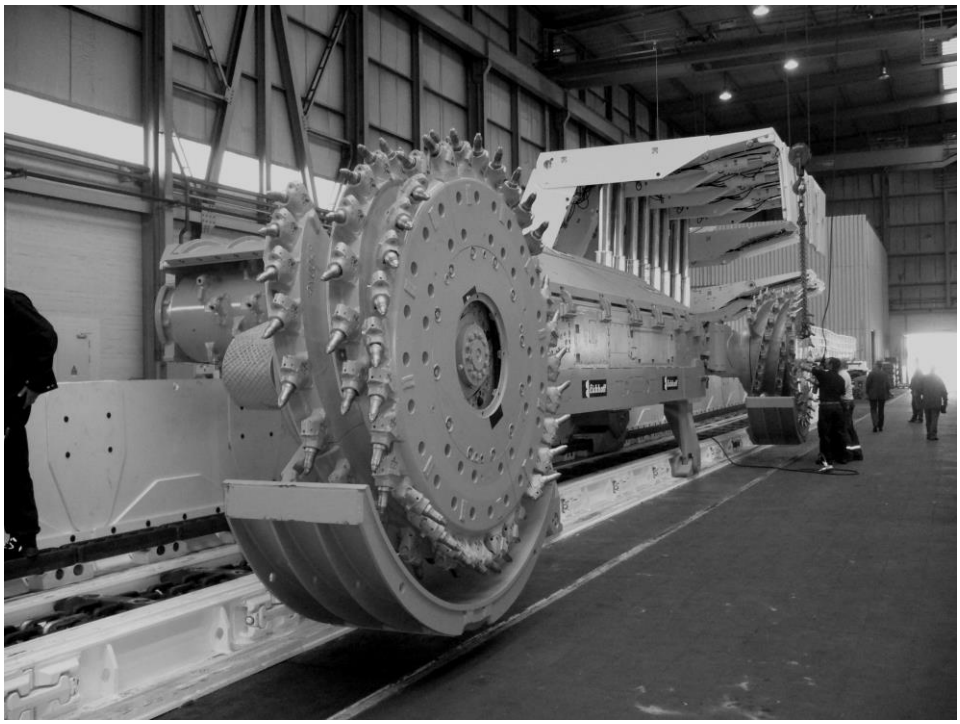
Obr.č.2. Uhelný pluh RHH 42 přímo v porubu

Obr.č.3. Situace v porubu

Obr.č.4. Dobývací kombajn SL 300



Obr.č.5. Situace v porubu



Obr.č.6. Dobývací kombajn SL 500

Pro středně mocné sloje to bylo zařízení:

Mechanizovaná výztuž DBT 1300/3100.

Dobývací kombajn Eickhoff SL 300.

Porubový dopravník PF 6/1042.

Podporubový dopravník PZF 11 – PF 4/1132.

Drtič uhlí DU 3 P5.

Pro mocné sloje se jednolo o zařízení:

Mechanizovaná výztuž DBT 2800/6000.

Dobývací kombajn Eickhoff Sl 500.

Porubový dopravník PF PF 6/1042.

Podporubový dopravník PZF 11 – PF 4/1132.

Drtič uhlí DU 3 P5.

Nasazení těchto dobývacích komplexů vyvolaly nutnost řešení celé řady problémů spojených jak s přípravou důlních děl, skladovacími prostory, transportem, instalaci i vlastním provozem. Proto bylo vytvořeno celkem osm pracovních skupin, které řešily jednotlivé provozní požadavky. Jednalo se o následující skupiny odborníků:

- Legislativa a bezpečnost – projekty, větrání, klimatizace, plenění chodeb.
- Logistika- skladování, nakládka, manipulace, popouštění do dolu, transport.
- Doprava – příprava důlních děl, dopravní prostředky, malá mechanizace, překladiště.
- Elektro – projekty, sílové rozvody, sdělovací technika, příprava specialistů.
- Strojní – příprava strojů, předmontáže, legislativa, dopravní zařízení, media.
- Vybavování – detailní harmonogram včetně opatření zabraňující prostoje, příprava kolektivu pro vybavování porubu
- Dobývání – projekt rubání, provoz rubání a jeho organizace, příprava kolektivů a specialistů.

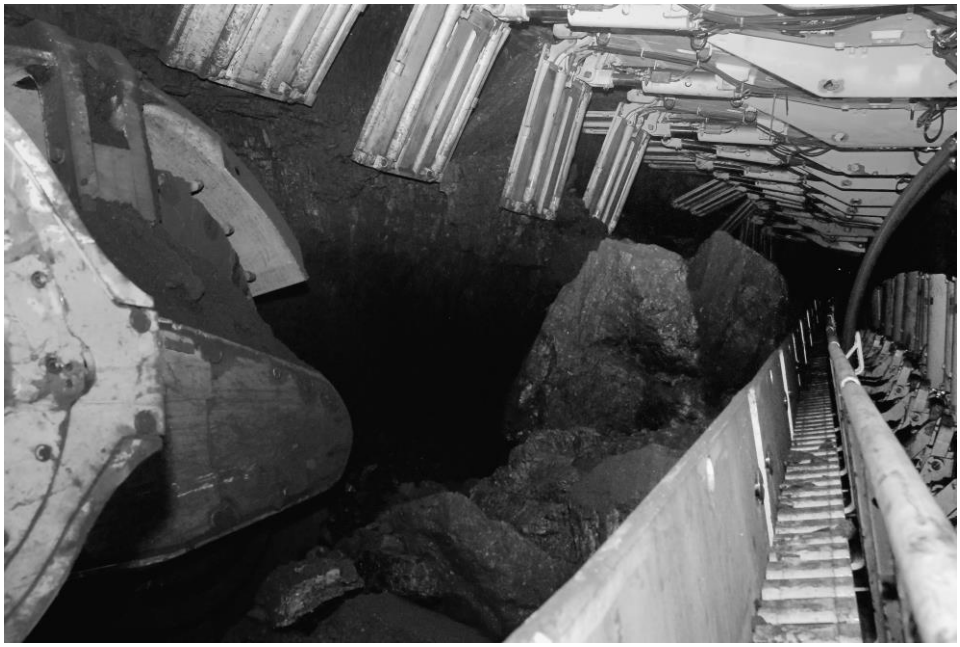
Aby nemohlo dojít k nepředvídaným situacím byli proškolení profesní pracovnicí jak ve výrobním závodě v Německu tak i přímo na šachtách, kde komplexy měly být nasazeny. Hlavní důraz byl zde kladen na ovládání mechanizovaných výztuží (elektrohydraulické ovládání s počítačovým řídícím systémem), spolupráce s dobývacími kombajny fy Eickhoff, pluhovou soupravou a porubovými dopravníky řady PF 3/822 a PF 6/1042.

Jedním z nejdůležitějších úkolu bylo zorganizovat logistiku a transportem zařízení přímo do porubu. Skladovací plochy musely být pro velkou tíhu zařízení zpevněny pomoci betonových panelů. Dále bylo nutné zkontrolovat nosnost mostových i portálových jeřábů, včetně úpravy kolejiště. Protože jednotlivé části měly hmotnost až 10 000 kg a rozměry délky až 5700 mm

musely být nakoupeny přepravní podvozky, které byly pro uvedené hmotností a rozměry. Rovně bylo nutné opatřit si, vázací prostředky, zdvihací zařízení a to jak mobilní tak stabilní. Klíčovým momentem bylo popouštění hlavních stropnic mechanizovaných výztuží dobývacích komplexů pro středně mocné a mocné sloje.

Obr.č.7. Mechanizována výztuž DBT 2800/6000

Provoz jednotlivých dobývacích komplexů začal na dole Lazy, OKD. a.s. v srpnu roku 2008 a to ve slojí o mocnosti 6 metrů a na dole ČSA, OKD. a.s. V první měsíci nasazení však došlo ke dvěma důlním otřesům na dole Lazy, OKD, a.s., čímž došlo k poškození mechanizované výztuže, porubového dopravníku i dobývacího kombajnu SL-500. Všechny poškozené díly včetně kombajnu musely být transportovány na povrch a tam opraveny. Na základě těchto otřesů byl pak stanoven omezený denní postup na 2 m. Pokud se týče komplexu pro středně mocné sloje, který byl nasazen na dole ČSA, OKD, a.s., i zde se sice vyskytly drobné nedostatky, ale tyto byly velmi brzy odstraněny. Rovněž při rozjezdu pluhového dobývacího komplexu na dole Lazy, OKD. a.s. se vyskytly drobné nedostatky, ale i tyto byly brzy odstraněny. Problémem zde však byly důlně geologické podmínky a to z důvodu vyskytu asi 20 cm vrstvě kamene.



Obr.č.8. Situace v porubu

Těžební výsledky jednotlivých porubů

Dobývací komplex pro nízké sloje

Porub	Termín těžby [měsíc/rok]	Množství vytěžené rubaniny [tun]
106104	1/2009 – 12/2009	111538
106106	3/2010 – 8/2010	57160
163108	11/2010 – 7/2011	74294
163902	9/2011 – 10/2012	106263
163902	7/2012 – 7/2013	55035
Celkem		404292

Dobývací komplex pro středně mocné sloje

Porub	Termín těžby [měsíc/rok]	Množství vytěžené rubaniny [tun]
11431	11/2008 – 7/2009	664770
11233	10/2009 – 4/2010	328184
11234	9/2010 – 2/2011	163911
14037	4/2012 – 11/2012	493814
14068	6/2009 – 2/2010	349821
11432	9/2010 – 3/2011	470835
11433	6/2011 – 10/2011	302258
11491	4/2012 – 12/2012	310198
Celkem		3083791

Dobývací komplex pro mocné sloje

Porub	Termín těžby [měsíc/rok]	Množství vytěžené rubaniny [tun]
139704	8/2008 – 10/9	541056
139706	4/2010 – 12/2010	754088
139708	3/2011 – 7/2011	554352
139810	11/2011 – 2/2012	225109
138806	7/2012 – 12/2012	444919
223750	10/2010 – 5/2011	569706
223752	12/2011 – 12/2012	1005753
Celkem		4094975

Během celé doby došlo v porubech ke dvěma důlním otřesům o síle 6×10^5 J a $4{,}9 \times 10^5$ J.

Možno říci, že průměrná těžba u komplexu do mocnosti až 6 metrů se v prvních měsících pohybovala kolem 2100 tun/ den. Toto však bylo způsobeno důlními otřesy, které byly ihned po nasazení dobývacího komplexu.

U komplexu v porubu s mocnosti do 3,2 metru to činní 3700 t/den a u pluhových komplexů kolem 600 t/den. Zde to bylo způsobeno především výskytem tvrdých proplástků. Maximální výkon byl 2000 t/den.

3. Závěr

Na základě hodnocení výsledků, které byly novou technikou dosaženy lze konstatovat, že zařízené vykazuje výsledky, které se od těchto komplexů očekávaly. Diskutabilní by mohly být výsledky dobývacích komplexů pro mocné sloje, ale vzhledem k důlně geologickým podmínka jsou tyto výsledky odpovídající. Očekáváme však, že výkony těchto komplexů se budou pohybovat kolem 7 000 t/den. Problémem, který se však ukazuje je odtěžení rubaniny až na povrch.

Literatura

1. Projekt optimalizace dobývání pod POP 2010. OKD, a.s. Ostrava 2007.
2. Firemní Fy Bucyrus DBT Europe GmbH.
3. Horst Gondek, Ivan Šrámek. „Zavádění nových dobývacích a razících technologií v podmínkách Dolu Karviná. Mezinárodní konference VŠB- TU Ostrava 2011“ Nová dobývací technika v hlubinných dolech. VŠB – TU Ostrava, Montanex, a.s. Ostrava.
4. Horst GONDEK; Peter FEČKO. „New mining and driving complexes used in the company of OKD.a.s“ Mezinárodní konference KOMTECH 2010 Innwacyjne techniki i technologie dla gornictwa. Institut techniki Gorniczej KOMAG Gliwice, MONOGRAFIA, s 103-106, ISBN: 978-83-60708-46-0.

Próby ruchowe małogabarytowego wozu wiertniczego MWW-1z

Marek Kalita, Norbert Rawicki – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Leszek Kulawik** – Zakłady Mechaniczne Bumar Łabędy S.A., **Bernard Mainka** – Bytomski Zakład Usług Górniczych Sp. z o.o.

1. Wstęp

Technologia drążenia kamiennych i kamienno-węglowych wyrobisk chodnikowych przy użyciu materiałów wybuchowych jest alternatywą dla urabiania kombajnami chodnikowymi, których zastosowanie, ze względu na własności mechaniczne urabianych skał, wiąże się z dużą energochłonnością.

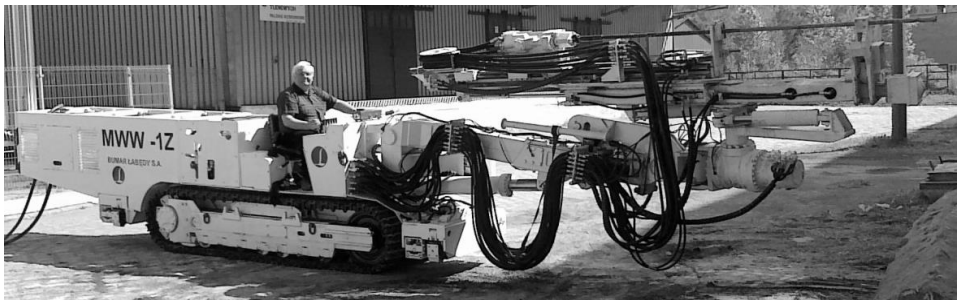
Urabianie z wykorzystaniem materiałów wybuchowych (MW) uwarunkowane jest coraz trudniejszymi warunkami górniczo-geologicznymi występującymi przy prowadzeniu robót udostępniających i przygotowawczych [4, 7, 8]. Prowadzenie wyrobisk o coraz większym przekroju poprzecznym, na coraz niższych poziomach, w coraz trudniejszych warunkach górniczych i klimatycznych, wymusza stosowanie maszyn o większej efektywności. Rosnące tempo prac przodkowych wymusza ograniczenie do minimum czynności wykonywanych ręcznie kosztem wprowadzania do przodku maszyn wiercąco-ładujących. W celu zwiększenia efektywności wiercenia i ładowania odstrzelonego urobku do przodków drążonych wyrobisk stopniowo wprowadzane są wozy wiertnicze oraz ładowarki [1, 6].

Wychodząc naprzeciw oczekiwaniom i potrzebom kopalń oraz przedsiębiorstw wykonujących roboty górnicze, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, wraz ze swoimi partnerami przemysłowymi opracował i wdrożył szereg maszyn i urządzeń wspierających proces drążenia wyrobisk korytarzowych z zastosowaniem MW. Produkowane seryjnie ładowarki bocznie wysypujące oraz wozy wiertnicze pozwalają na usprawnienie procesu drążenia chodników.

Poniżej przedstawiono wyniki prób ruchowych wozu wiertniczego MWW-1z przeprowadzonych w warunkach dołowych na KWK Bielszowice.

2. Charakterystyka wozu wiertniczego MWW-1z

Jedną z podstawowych czynności wykonywanych podczas drążenia wyrobisk korytarzowych za pomocą materiałów wybuchowych jest wiercenie otworów strzałowych. Specjaliści Instytutu Techniki Górniczej KOMAG wspólnie z przedstawicielami Zakładów Mechanicznych BUMAR Łabędy S. A. opracowali i wdrożyli do produkcji małogabarytowy wóz wiertniczy MWW-1z (rys. 1). Podstawowe parametry techniczne wozu przedstawiono w tabeli 1.



Rys.1. Małogabarytowy wóz wiertniczy MWW-1z [2]

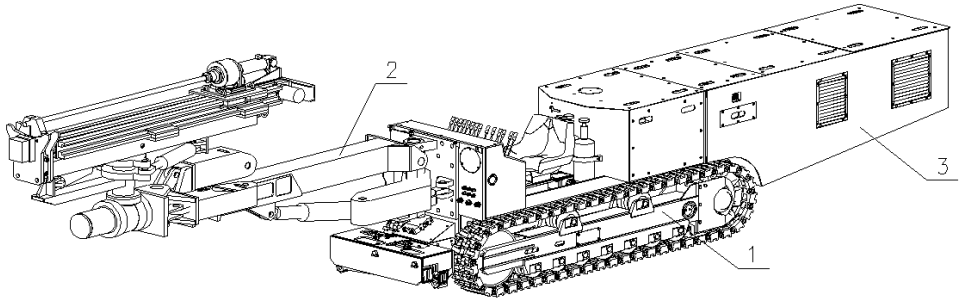
Podstawowe parametry techniczne wozu MWW-1z
[źródło: oprac. własne na podst. dok. techn.]

Tabela 1

Parametr	**Wymiar**
Masa	10000 kg
Długość	10000 mm
Wysokość	1400 mm
Szerokość	1000 mm
Moc zainstalowana	55 kW
Maks. nachylenie podłużne/poprzeczne	20/8 º
Prędkość jazdy	0÷1 m/s
Maks. wysokość wiercenia	~5400 [mm]
Maks zasięg poziomy wiercenia	±3100 [mm]

Wóz MWW-1z (rys. 2) składa się z następujących głównych zespołów:

- podwozia gąsienicowego (poz. 1),
- manipulatora wiertniczego (poz. 2),
- agregatu hydraulicznego z wyposażeniem hydraulicznym (poz. 3).



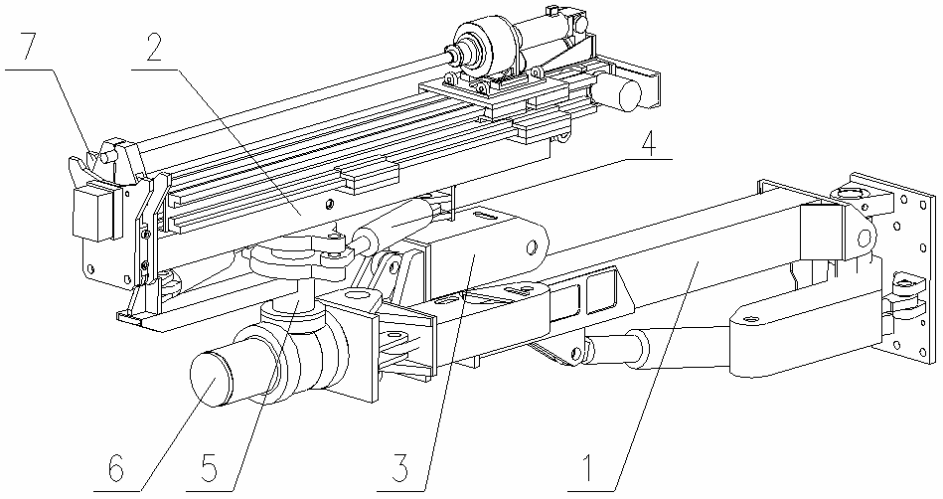
Rys.2. Główne zespoły wozu wiertniczego MWW-1z [3]

Układ hydrauliczny małogabarytowego wozu wiertniczego MWW-1z zbudowany jest w oparciu o pompę tłoczkową zmiennego wydatku z regulatorem maksymalnej mocy [5]. Zaletą tego układu jest dopasowanie wydatku do poboru medium przez odbiorniki, przy zachowaniu ciśnienia nastawionego na regulatorze mocy. Takie rozwiązanie pozwala na uniknięcie strat energetycznych, związanych z przelewem przez zawór zabezpieczający układ, niewykorzystanej części strumienia medium roboczego.

Zaprojektowany w ITG KOMAG elektrohydrauliczny układ napędowy zapewnia możliwość pracy wozu przy nachyleniu podłużnym $\pm 20^0$ oraz poprzecznym $\pm 8^0$.

Zabudowany na wozie teleskopowy manipulator wiertniczy jest konstrukcją stosowaną powszechnie w kopalniach rud miedzi. Jego główne zespoły to (rys. 3):

- wysięgnik teleskopowy (poz. 1),
- rama wiertnicza (poz. 2),
- zespół wychylenia ramy wiertniczej (góra-dół, lewo-prawo) (poz. 3),
- zespół obrotu ramy wiertniczej (lewo-prawo) (poz. 4),
- zawiesie ramy wiertniczej (poz. 5),
- zespół obrotu zawiesia (lewo-prawo) (poz. 6),
- chwytak żerdzi wiertniczej (poz. 7).



Rys.3. Wysięgnik wiertniczy [3]

Standardowo przewidziano wyposażenie wozu MWW-1z w wiertarkę obrotowo-udarową. Układ hydrauliczny maszyny umożliwia instalowanie

w wozie różnego typu wiertarek obrotowych oraz obrotowo-udarowych w zależności od indywidualnych wymagań użytkowników.

Stabilizacja wozu wiertniczego w trakcie wykonywania otworów strzałowych realizowana jest za pomocą podpór zabudowanych w przedniej i tylnej części podwozia gąsienicowego (rys. 4). W trakcie jazdy i manewrowania wozem podpory są złożone i mieszczą się w gabarytach wozu (szerokość 1000 mm). W celu wykonywania ruchów manipulatorem wiertniczym oraz wiercenia otworów podpory są wysuwane, umożliwiając stabilizację maszyny.

Rys.4. Stabilizacja wozu wiertniczego za pomocą podpór [2]

Wóz wiertniczy MWW-1 charakteryzuje się konkurencyjnymi, w stosunku do innych maszyn tego typu, wymiarami gabarytowymi. Jego długość nie przekracza 10000 mm, wysokość w pozycji transportowej 1400 mm, a szerokość wynosi zaledwie 1000 mm. Mała szerokość maszyny jest szczególnie istotna podczas eksploatacji wozu w chodnikach o niewielkim przekroju poprzecznym, w przypadku jego wycofywania z przodku i ustępowania miejsca przejazdu ładowarce.

3. Wyniki prób eksploatacyjnych

Małogabarytowy wóz wiertniczy MWW-1z jest przeznaczony do wiercenia otworów strzałowych w podziemnych wyrobiskach korytarzowych

wykonywanych przy użyciu materiałów wybuchowych. Rozwiązania konstrukcyjne oraz zabudowane na wozie wyposażenie elektrohydrauliczne pozwalają na eksploatowanie maszyny w wyrobiskach o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

W celu weryfikacji poprawności działania poszczególnych mechanizmów maszyny koniecznym było przeprowadzenie prób i testów maszyny u producenta. Próby te miały na celu sprawdzenie:

- możliwości ruchowych maszyny,
- poprawności działania układu stabilizacji,
- kinematyki manipulatora wiertniczego,
- postępu wykonywania otworów strzałowych.

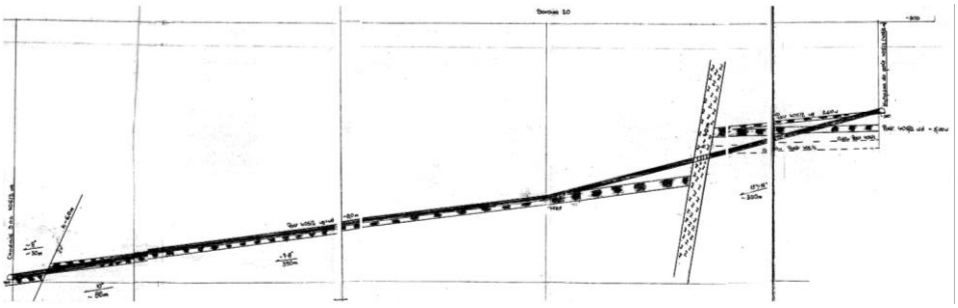
Na stanowisku badawczym zlokalizowanym w ZM Bumar Łabędy S.A. sprawdzono możliwości ruchowe maszyny; między innymi przeprowadzono próby jazdy na I i II biegu oraz zdolność pokonywania wzniesień. Próby te przeprowadzono w poziomie oraz na pochylni (rys. 5) o nachyleniu około 18°. Próby ruchowe wykazały, że maszyna na drugim biegu, osiąga maksymalną prędkość około 1,2 m/min.

Rys.5. Próby ruchowe wozu na pochylni [2]

Przeprowadzono również próby wiercenia otworów w blokach skalnych. Podczas tych badań sprawdzono również kinematykę manipulatora wiertniczego. Między innymi sprawdzono możliwość wykonywania otworów pod kotwy (rys. 6). Próby ruchowe manipulatora wiertniczego wykazały, że możliwym jest wykonywanie otworów w czole przodku, w ociosach, stropie i spągu.

Rys.6. Wiercenie otworów w blokach skalnych [2]

Kolejne próby ruchowe wozu wiertniczego MWW-1z prowadzono w warunkach dołowych w KWK Bielszowice (rys. 7). Wóz eksploatowany był przez Bytomski Zakład Usług Górniczych Sp. z o.o. w przodku kamiennym 405/2 (przekopie wentylacyjnym) prowadzonym po wzniosie dochodzącym do 18° (rys. 8). Eksploatację prowadzono w rejonie pokładu 405/2 otoczonego od góry i dołu łupkiem ilastym i lokalnie występującym piaskowcem. W rejonie odległości robót ok. 130 m ÷145 m od pochylni wentylacyjnej II występował uskok o zrzucie około 40 m.

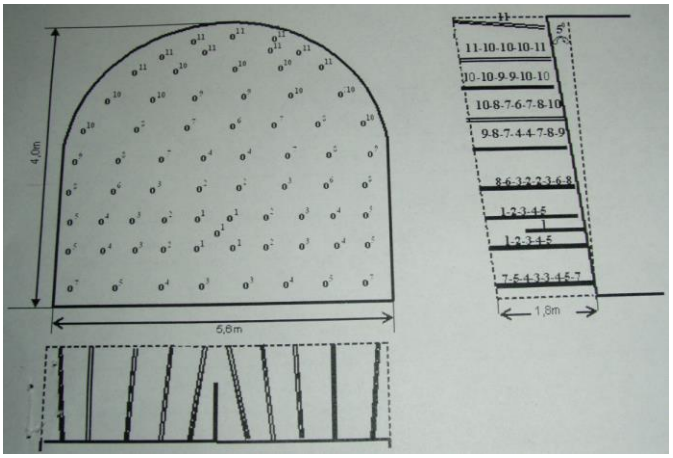


Rys.7. Przekrój drążonego wyrobiska

Transport wozu na kopalnię oraz jego montaż w chodniku przeprowadzono w listopadzie 2012 roku. Montaż maszyny w miejscu pracy został wykonany przez służby serwisowe producenta.

Metrykę wiercenia otworów strzałowych drążonego wyrobiska prowadzonego w obudowie łukowej ŁP 10 pokazano na rysunku 9. Do chwili wprowadzenia do przodku wozu MWW-1z wiercenie otworów strzałowych wykonywano przy użyciu pneumatycznych wiertarek ręcznych.

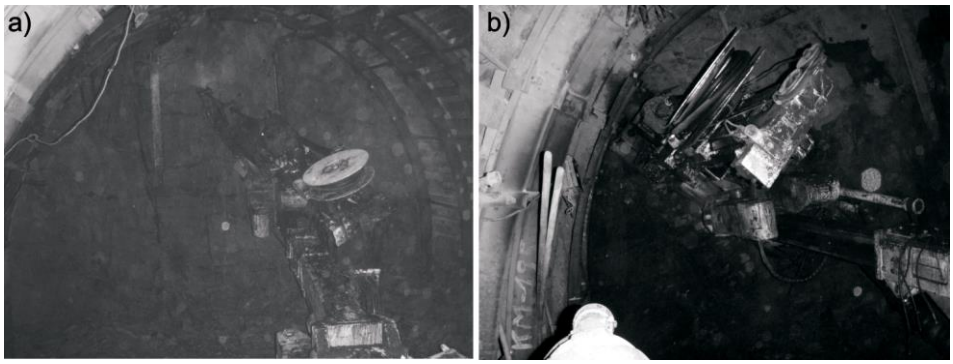
Rys.8. Wiercenie otworów strzałowych przy użyciu wozu MWW-1z [2]



Rys.9. Metryka strzelnicza [2]

Przyjęta przez wykonawcę chodnika technologia drążenia przewidywała każdorazowo wykonanie 70 otworów strzałowych o długości 1,8 m i średnicy 42 mm. Warunki górniczo-geologiczne oraz wyposażenie przodku umożliwiały wykonanie jednego cyklu urabiania (wiercenie otworów, odstrzelenie, odstawa urobku i zabudowa wyrobiska) w ciągu jednej doby. Prace wiertnicze prowadzono w skałach o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie rzędu 80 MPa.

Eksploatacja wozu wiertniczego w przodku chodnikowym nadzorowana była przez służby serwisowe producenta maszyny oraz przez specjalistów ITG KOMAG. W trakcie poszczególnych etapów prób ruchowych prowadzono obserwacje pracy maszyny, dokonywano niezbędnych regulacji układu hydraulicznego oraz rejestrowano postęp wiercenia. Podczas wierceń sprawdzano czasy wykonywania poszczególnych otworów strzałowych oraz czasy manipulacji wysięgnikiem potrzebne na ustalenie położenia i kierunku wiercenia kolejnego otworu (rys. 10).



Rys.10. Wiercenie otworów strzałowych *a) w środku przekroju wyrobiska, b) przy ociosach* [2]

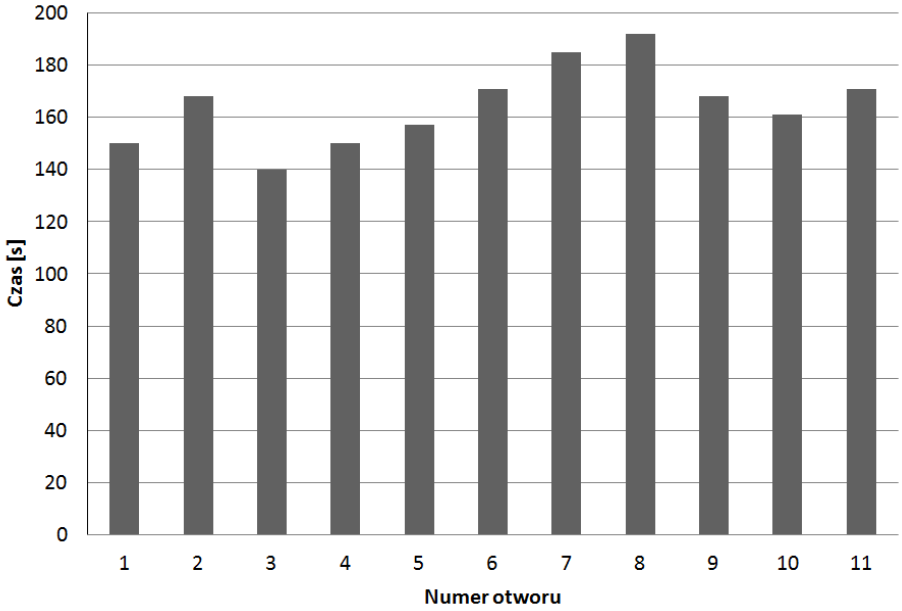
Na podstawie zebranych danych oraz obserwacji stwierdzono, że czas potrzebny na ustalenie miejsca wiercenia otworu przy ociosie jest niespełna dwa razy dłuższy niż w przypadku otworu w środkowej części wyrobiska.

4. Analiza postępu wiercenia otworów strzałowych

Jak już wspomniano metryka wiercenia otworów strzałowych drążonego wyrobiska chodnikowego wymagała wykonania 70 otworów w czole przodku o długości ok. 1,8 m każdy.

Obserwację i rejestrację parametrów pracy maszyny oraz postępu wiercenia otworów strzałowych prowadzono podczas zmian wiertniczych. Przykładowe czasy wiercenia otworów strzałowych w początkowym okresie eksploatacji wozu wiertniczego przedstawiono na rysunku 11.

Jak wynika z wykresu średni czas potrzebny na wywiercenie otworu o długości 1,8 m wynosił około 160 sekund, stąd średnia prędkość wiercenia wynosiła około 0,65 m/min.

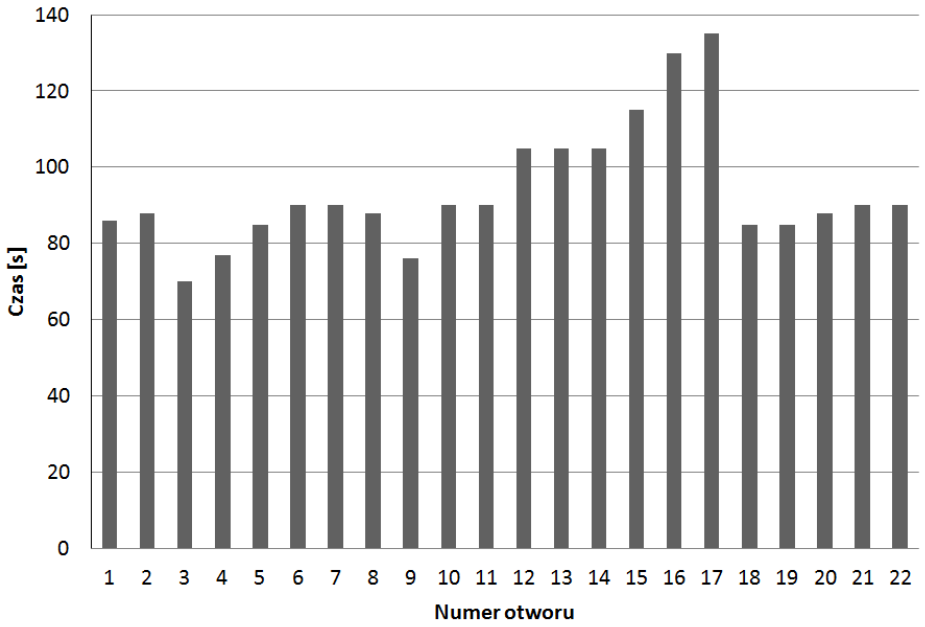


Rys.11. Czasy wiercenia otworów strzałowych [źródło: opracowanie własne]

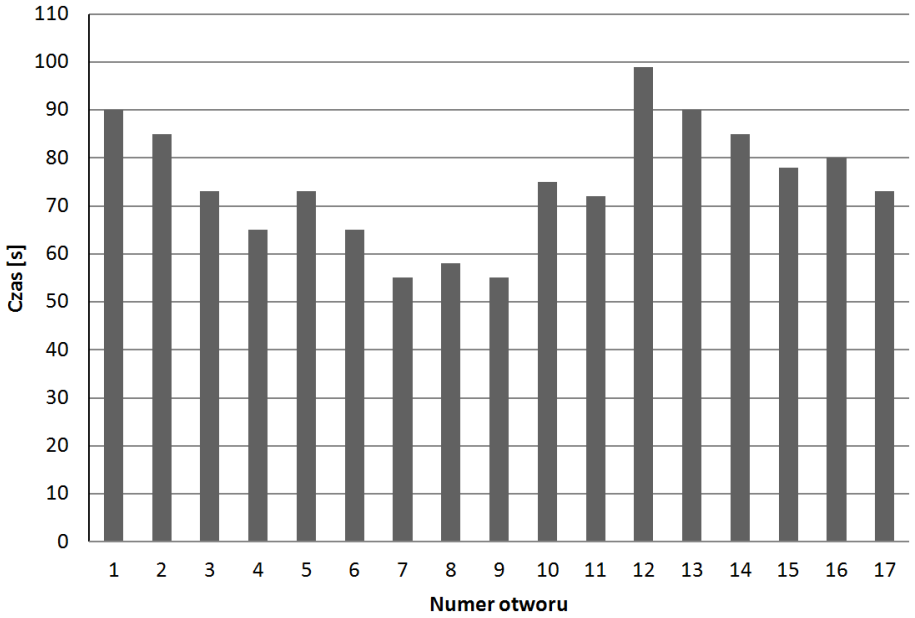
Kolejne regulacje układu hydraulicznego umożliwiły zwiększenie prędkości wiercenia otworów strzałowych. Z rysunku 12 wynika, że średni czas wiercenia otworu o długości 1,8 m skrócił się do około 90 sekund, a tym samym średnia prędkość wiercenia wynosiła około 1,2 m/min.

Dokonując regulacji układu hydraulicznego maszyny każdorazowo zwracano uwagę na pobór prądu. Dla przedstawionych na rysunku 12 czasów i wyznaczonych na ich podstawie prędkości wiercenia, w skrzyni aparatury elektrycznej zarejestrowano pobór prądu na poziomie 55A (przy maksymalnej dopuszczalnej wartości prądu wynoszącej 75A).

Kolejne regulacje układu hydraulicznego maszyny polegające na zwiększeniu wydajności jej agregatu pompowego zakończono po osiągnięciu poboru prądu na poziomie 65A pozostawiając pewien zapas mocy silnika elektrycznego. Dla tak ustawionego układu czasy wiercenia (rys. 13) ponownie uległy skróceniu.



Rys.12. Czasy wiercenia otworów strzałowych po regulacjach układu [źródło: opracowanie własne]



Rys.13. Czasy wiercenia otworów strzałowych po ostatecznej regulacji układu hydraulicznego [źródło: opracowanie własne]

Uzyskany średni czas wiercenia otworu długości 1,8 m wynosił 75 sekund, stąd średnia prędkość wiercenia wzrosła do wartości 1,4 m/min.

Ze względu na przyjęty cykl wydobywczy wóz pracował przez jedną zmianę w ciągu doby. W ciągu trzech miesięcy eksploatacji maszyna wywierciła otwory strzałowe o łącznej długości około 8310 metrów.

5. Podsumowanie

Efektem współpracy specjalistów ITG KOMAG z przedstawicielami ZM BUMAR ŁABĘDY S.A. jest nowoczesne rozwiązanie małogabarytowego wozu MWW-1z przeznaczonego do wiercenia otworów strzałowych przy drążeniu kamiennych wyrobisk korytarzowych z użyciem materiałów wybuchowych.

Wóz MWW-1z może być eksploatowany w wyrobiskach o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu metanu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Zabudowany na maszynie manipulator wiertniczy wraz z wiertarką obrotową lub obrotowo-udarową pozwalają na wykonywanie otworów strzałowych w czole przodku oraz otworów prostopadłych do ociosu, stropu i spągu.

Badania ruchowe pierwszego egzemplarza wozu były prowadzone na KWK Bielszowice, gdzie Bytomski Zakład Usług Górniczych Sp. z o.o. eksploatował maszynę w przodku kamiennym (przekopie wentylacyjnym) prowadzonym po wzniosie dochodzącym do 18°.

Warunki górniczo-geologiczne oraz wyposażenie przodka umożliwiały wykonanie jednego cyklu urabiania (wiercenie otworów, odstrzelenie, odstawa urobku i zabudowa wyrobiska) w ciągu doby. Prace wiertnicze prowadzono w skałach o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie rzędu 80 MPa.

W ciągu trzymiesięcznej eksploatacji maszyna wywierciła otwory strzelnicze o łącznej długości 8310 metrów.

Przeprowadzone pomiary prędkości wiercenia otworu strzelniczego o średnicy 42 mm wykazują, że uzyskana prędkość wiercenia, w skałach o wytrzymałości na jednoosiowe ściskanie rzędu 80 MPa, wynosiła około 1,4 m/min.

Po uwzględnieniu czasów przeznaczonych na ustawianie manipulatora wiertniczego pomiędzy poszczególnymi otworami ustalono, że całkowity czas potrzebny na obwiercenie całego przodku (70 otworów dla ŁP10) wynosił około 4 godzin.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Przeprowadzone w warunkach dołowych badania eksploatacyjne pozwoliły na weryfikację poprawności działania wszystkich mechanizmów wozu wiertniczego.

Zastosowane w maszynie rozwiązania pozwalają na sprawne jej przemieszczanie w chodniku, stabilizację podwozia oraz wykonywanie otworów strzałowych. Obserwacje ruchowe wykazały, że zastosowany w wozie manipulator wiertniczy powinien charakteryzować się mniejszą masą własną oraz być prostszym w obsłudze.

Istotną zaletą wozu MWW-1z jest mała szerokość podwozia wynosząca 1000 mm, co jest bardzo istotne przy przemieszczaniu maszyn i urządzeń w ograniczonej przestrzeni przodku.

Duży zasięg manipulatora z jednego ustawienia maszyny wynoszący w płaszczyźnie poziomej ok. 6,0 m i pionowej ok. 5,4 m również stanowi znaczącą zaletę wozu.

Wóz wiertniczy MWW-1z jest nowoczesną i niezawodną maszyną spełniającą podstawowe potrzeby i oczekiwania załóg w przodkach kamiennych. Pozwala znacznie zwiększyć wydajność drążenia i bezpieczeństwo pracy w przodkach oraz poprawić ergonomię i komfort pracy pracowników wykonujących otwory strzałowe.

Literatura

1. Cebula D., Kalita M., Prostański D.: Nowoczesne maszyny i urządzenia wspierające proces drążenia wyrobisk korytarzowych z wykorzystaniem materiałów wybuchowych, Maszyny Górnicze nr 3-4/2010, str.83-92.
2. Dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG.
3. Dokumentacja techniczna małogabarytowego wozu wiertniczego MWW-1z.
4. Kozieł A., Pieczora E., Prostański D.: Nowe rozwiązania mechaniczne dla technologii drążenia wyrobisk przygotowawczych z użyciem materiałów wybuchowych, Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2009, Sympozja i Konferencje nr 74, Kraków 16-20 lutego 2009, str. 279-291.
5. Nieśpiałowski K., Rojek P.: Rawicki N., Kalita M.: Układ hydrauliczny wozu wiertniczego konstrukcji CMG KOMAG. Konferencja Cylinder 2008 Badanie, Konstrukcja, Wytwarzanie i Eksploatacja Układów Hydraulicznych Gliwice, 2008, Monografia, s.329-341.

6. Prostański D., Kalita M.: Małogabarytowy wóz wiertniczy MWW-1 Maszyny Górnicze nr 3(115) 2008, s.44-51.
7. Scenariusze rozwoju technologicznego mechanizacji podstawowych procesów produkcyjnych w górnictwie węgla kamiennego. Red. nauk.: Jaszczuk M., Kozieł A.. ITG KOMAG, Gliwice 2008.
8. Sikora W.: Scenariusz rozwoju technologii wydobycia węgla w warunkach utrudnień górniczych, Maszyny Górnicze 2007 nr 4.

Czy wiesz, że...

... firma Joy Global oferuje nowy kombajnowy kompleks ścianowy do niskich pokładów węgla, zapewniający znacznie wyższą wydajność, poprawę bezpieczeństwa pracy oraz obniżenie jednostkowych kosztów wydobycia. Kompleks osiąga wydajność przekraczającą 300 000 ton/miesiąc, a ilość odpadów, w porównaniu z powstającymi podczas pracy kompleksu strugowego w podobnych warunkach, jest mniejsza o 40%. System wyposażono w panel umożliwiający zdalne sterowanie jego pracą zarówno w trybie automatycznym, jak i ręcznym. Nowy kombajn ułatwia pracę obsługi, związaną ze zmianami warunków geologicznych w ścianie (wysokością urabiania, twardością skał). W przypadku przechodzenia przez warstwę skały nie trzeba zatrzymywać jego pracy, ani prowadzić robót strzałowych.

Coal International 2013 nr 1 s.60

Parametry techniczne sekcji obudowy zmechanizowanej uwzględniane w wymaganiach specyfikowanych przez użytkowników krajowych i zagranicznych

Bartosz Bukowiecki - Tagor S.A., **Stanisław Szweda** - Politechnika Śląska

1. Wprowadzenie

W świetle aktualnie obowiązujących przepisów regulujących proces zamówień publicznych, jedynym dokumentem precyzującym wymagania Zamawiającego ścianową obudowę zmechanizowaną jest Specyfikacja Istotnych Warunków Zamówienia (SIWZ). Wymagania sformułowane w SIWZ mają postać kryteriów decydujących o wyborze najkorzystniejszej oferty oraz warunków brzegowych – warunków, których nie spełnienie skutkuje wykluczeniem oferty ze względów formalnych.

Parametry charakteryzujące właściwości techniczne i funkcjonalne sekcji często występują w grupie warunków brzegowych, natomiast w grupie zależności kryterialnych, służących do klasyfikowania ofert spełniających wymagania formalne, w postaci jawnej występują bardzo rzadko. Najczęściej formułowanym kryterium oceny ofert jest cena obudowy zmechanizowanej, która oczywiście zależy od parametrów technicznych sekcji, jednakże stosowanie wyłącznie tego kryterium nie zawsze skutkuje wyborem sekcji o parametrach technicznych i cechach funkcjonalnych najkorzystniejszych z punktu widzenia użytkownika. Dlatego też coraz częściej wybierając najkorzystniejszą ofertę uwzględnia się, oprócz kryterium najniższej ceny, również inne kryteria. Praktyka ta jest zresztą zgodna z zaleceniami Urzędu Zamówień Publicznych [4].

Poniżej na przykładzie wybranych wymagań ofertowych krajowych i zagranicznych przedstawiono rolę parametrów charakteryzujących właściwości techniczne i cechy funkcjonalne sekcji obudowy zmechanizowanej przy formułowaniu wymagań i kryteriów porównawczych zapisanych w SIWZ.

2. Wymagania występujące w krajowych warunkach zamówienia na dostawę sekcji obudowy zmechanizowanej

Analizując warunki zawarte w SIWZ należy stwierdzić, że w większości spośród nich cena kompletu obudowy zmechanizowanej jest kryterium dominującym. Stanowi ona bowiem ok. 80 ÷ 90% całkowitej oceny oferty. Kryterium to w praktyce jest równoznaczne z kryterium minimalizacji masy sekcji, a co za tym idzie minimalizacji wartości sił wewnętrznych w jej elementach. Pozostałe warunki wymienione w zapytaniach ofertowych dotyczą takich elementów, jak dostępność służb serwisowych, czas reakcji na zgłoszone

usterki, warunki gwarancyjne, dostarczenie oceny doboru sekcji do wyspecyfikowanych warunków geologiczno-górniczych oraz dostarczenie obliczeń upodatnienia sekcji, w przypadku gdy jest ona przeznaczona do wyrobisk zagrożonych tąpaniami. Z przedstawionej listy wynika, że dodatkowe wymagania w znacznej mierze dotyczą czynników organizacyjnych. W związku z tym projektant obudowy zmechanizowanej dążąc do jak najlepszego spełnienia wymagań Zamawiającego, może jedynie modyfikować konstrukcję sekcji w aspekcie minimalizacji jej ciężaru, przy czym wykluczone są rozwiązania konstrukcyjne zwiększające cenę obudowy. W rezultacie Zamawiający obudowę zmechanizowaną, dokonuje wyboru pomiędzy ofertami kierując się jedynie ceną, co w konsekwencji może doprowadzić do wykluczenia rozwiązań charakteryzujących się standardami bezpieczeństwa wyższymi od wymagań normatywnych lub rozwiązań, których cechy użytkowe są korzystniejsze od cech użytkowych najtańszej oferowanej sekcji.

W przypadku, gdy kryteria porównawcze złożonych ofert dotyczą również innych wymagań, to wybór najkorzystniejszej spośród nich następuje na podstawie oceny punktowej, przedstawionej przykładowo w tabeli 1 [5]. W przypadku omawianych wymagań ofertowych [5] parametry techniczne i wymagania funkcjonalne dotyczące zamawianego kompletu sekcji obudowy zmechanizowanej zawarto w opisie warunków zamówienia, w formie 27 wymagań, które przedmiot zamówienia musi spełnić. Między innymi określono zakres wysokości stosowania sekcji, wartość „podporności obudowy w zakresie roboczym" oraz sposób wyznaczania tego parametru, średnicę siłownika podpory stropnicy, sposób zasilania przestrzeni podtłokowej stojaka; wskazano, które osłony boczne w sekcjach liniowych i skrajnych mają być ruchome, a które blokowane, lub spawane na stałe. Reasumując: opis przedmiotu zamówienia obejmuje dwanaście zaleceń dotyczących parametrów technicznych sekcji oraz piętnaście zaleceń dotyczących jej funkcjonalności, czy cech użytkowych.

Należy podkreślić, że kluczowe znaczenie w SIWZ [5] ma wymóg uzyskania przez dostarczony kompleks ścianowy wydajności średniodobowego wydobycia urobku na poziomie co najmniej 10000 ton. Zamawiający zastrzega sobie prawo do podjęcia decyzji odnośnie do dalszego trybu postępowania z ofertą wyłonioną w przetargu, na podstawie wyników dwuetapowego testu wydajnościowego, szczegółowo opisanego w SIWZ. W przypadku pozytywnego rezultatu Zamawiający dokona odbioru końcowego przedmiotu zamówienia. Jeżeli jednak wynik będzie negatywny Zamawiający ma prawo odstąpić od umowy ze skutkiem natychmiastowym.

Kryterium oceny ofert(według [5])

Tabela 1

Lp.	Nazwa kryterium	Oznaczenie wskaźnika wagi	Wartość wskaźnika wagi
1.	Cena brutto przedmiotu umowy	Wc	60%
2.	Gwarancja	Wg	10%
3.	Jakość	Wn	30%

Ad.1. Cena

$$P_c = \frac{C_{\min}}{C_i} \cdot 100 \cdot W_c$$

C_{min} – najniższa łączna cena brutto oferty,
C_i – łączna cena brutto oferty rozpatrywanej

Ad.2. Gwarancja

$$P_g = \frac{G_b}{G_{\max}} \cdot 100 \cdot W_g$$

$$G_b = \frac{\sum(G_i \cdot A_i)}{\sum(A_i)}$$

G_i – liczba miesięcy udzielonej gwarancji na wydzieloną grupę zespołów lub części w miesiącach,
A_i – sumaryczna wartość zespołów objętych tym samym okresem gwarancyjnym w zł,
G_{max} – największa gwarancja wyliczona w sposób jw., i=1, 2, ..., n,
G_b – wskaźnik gwarancyjny badanej oferty.

Ad.3. Jakość

Punkty przyznawane za kryterium niezawodność, będą liczone według następującego wzoru:

$$P_n = \frac{W_i}{W_{\max}} \cdot 100 \cdot W_n$$

P_n – liczba punktów za jakość,
W_i – wskaźnik niezawodności maszyny w okresie gwarancyjnym zdeklarowany przez wykonawcę wyliczony w następujący sposób:

$$W_i = \frac{T_d - T_p}{T_d}$$

T_d – średnia liczba godzin pracy maszyny w okresie jednego miesiąca; T_d=375 godz.
T_p – sumaryczny miesięczny czas postoju maszyny w godzinach spowodowany wadami wyrobu, zadeklarowany w okresie gwarancyjnym, (wartość ta nie może być większa niż 60 godzin w miesiącu kalendarzowym,
W_{max} – największy wskaźnik W_i zaoferowany w przetargu.

Propozycje innych niż cena kryteriów oceny ofert, przedstawione przez członków Górniczej Izby Przemysłowo-Handlowej w procedurach przetargowych ogłaszanych w sektorze górnictwa przedstawiono w [4]. Dotyczą one:

- jakości produktu, wyrażanej na przykład okresem gwarancji,
- funkcjonalności, wyrażanej na przykład wydajnością maszyny, urządzenia,
- kompatybilności, rozumianej jako zgodność rozwiązań technicznych umożliwiająca bezpośrednią współpracę lub zastępowanie podzespołów; dopasowanie do rozwiązań, którymi dysponuje Zamawiający,
- parametrów technicznych, np.: minimalizacja wymiarów geometrycznych w stosunku do wartości maksymalnych określonych przez Zamawiającego,
- dyspozycyjności urządzenia (w odniesieniu do urządzeń dzierżawionych) definiowana jako stosunek czasu pracy urządzenia do czasu jego użytkowania,
- długości okresu gwarancji; proponuje się przyznawać punkty za gwarancję do 60 miesięcy unikając punktowania absurdalnie długich okresów gwarancji,
- obsługi serwisowej,
- pewności (bezpieczeństwa) dostaw,
- kosztu cyklu życia, rozumianego jako rozłożone w czasie koszty użytkowania nabytego produktu,
- terminu wykonania zamówienia przy robotach górniczych; preferowane jest szybsze wykonanie robót niż przewiduje to pierwotnie założony harmonogram.

„Jednocześnie członkowie GIPH wskazali na konieczność zmiany nastawienia instytucji i organów kontrolujących do postępowań, w których zastosowano kryteria pozacenowe. Zdaniem członków izby jeśli w tej materii nie nastąpi zmiana, nawet najlepsze wzorcowe kryteria nie spełnią swego zadania, gdyż zamawiający w obawie przed zarzutami stosować będą dalej jedynie cenę jako wyznacznik wyboru oferty.” [4]

3. Wymagania występujące w zagranicznych przetargach na dostawę sekcji obudowy zmechanizowanej

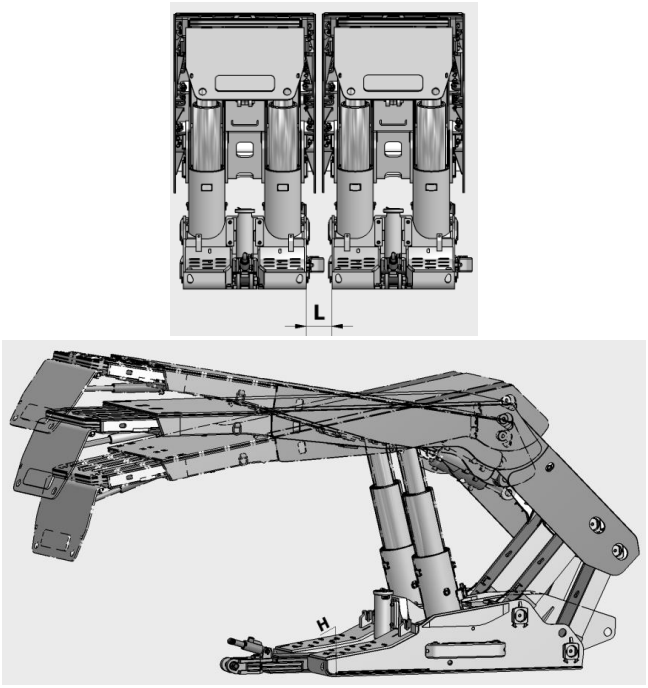
W przypadku przetargów organizowanych za granicą procedura oceny ofert na wykonanie obudowy zmechanizowanej jest znacznie bardziej skomplikowana. Polega ona na stosowaniu systemu punktowej oceny zaproponowanych rozwiązań konstrukcyjnych. Umożliwia to Zamawiającemu obudowę zmechanizowaną wybór rozwiązań, charakteryzujących się większą trwałością lub cechami odpowiadającymi wymaganiom czy przyzwyczajeniom Użytkownika.

Przykładowo procedura oceny ofert na zakup obudowy zmechanizowanej stosowana w Niemczech [1] obejmuje ankietę dotyczącą spełnienia wymagań referencyjnych przez oferowaną sekcję obudowy. W ankiecie określa się typ sekcji (np. dwustojakowa typu lemniskatowego), zakres wysokości sekcji i zakres wysokości jej stosowania, podporność jednostkową przy określonej ścieżce przyczołowej oraz wymagania konstrukcyjne dotyczące elementów nośnych i pomocniczych sekcji. Oferent zobowiązany jest również do przedłożenia dokumentów potwierdzających walory techniczne oferowanej sekcji obudowy oraz swoje referencje, potwierdzone rezultatami uzyskanymi przez sekcje obudowy produkowane przez niego.

Poszczególne oferty na zakup sekcji obudowy zmechanizowanej oceniane są systemem punktowym. Kryteria oceny poszczególnych ofert można podzielić na:

Kryteria dotyczące funkcjonalności sekcji:

- kąt wychylenia stropnicy w płaszczyźnie pionowej przy maksymalnej wysokości stosowania (rys. 1.),
- przestrzeń do zabudowy elementów hydrauliki sterowniczej i oświetlenia,
- wysokość spągnicy w obszarze przejścia,
- szerokość prześwitu pomiędzy spągnicami,
- możliwość korekcji trasy przenośnika w płaszczyźnie pionowej.



Rys.1. Wybrane parametry determinujące funkcjonalność sekcji [2]

Każdej z wyżej wymienionych cech przypisana jest waga (od 6 do 10) oraz zakres punktów odpowiadających analizowanej wartości parametru charakteryzującego analizowaną cechę. Przykładowo w tabeli 2 przedstawiono liczbę punktów odpowiadających zakresowi wychylenia stopnicy w płaszczyźnie pionowej.

Podstawowe warunki ograniczające przyjęte w procedurze optymalizacyjnej

Tabela 2

Kąt wychylenia	**-10°**	**-11°**	**-12°**
+4°	1,0 pkt.	1,5 pkt.	2,5 pkt.
+5°	1,5 pkt.	3,0 pkt.	4,0 pkt.
+6°	2,5 pkt.	4,0 pkt.	5,0 pkt.

W ogólnej ocenie liczba punktów przyznawanych za zakres wychylenia stropnicy mnożona jest przez współczynnik wagowy, wynoszący 8,0. Maksymalna liczba punktów przyznanych za wyżej wymienione cechy użytkowe sekcji wynosi od 24 do 350.

Kryteria dotyczące warunków współpracy sekcji ze stropem. Ocenie podlegają:

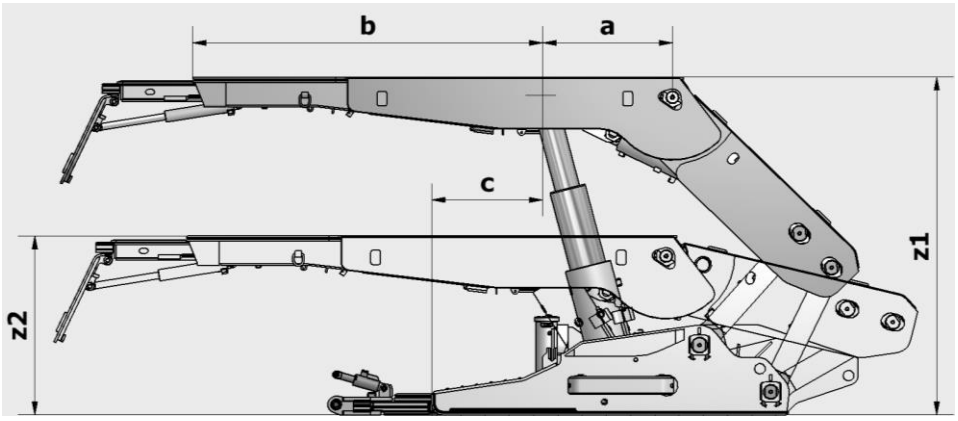
- maksymalna podporność obudowy przy ciśnieniu wstępnym i określonej ścieżce przyczołowej,
- siła na końcu stropnicy przy ciśnieniu zasilania,
- maksymalny nacisk na spąg przy obciążeniu nominalnym.

Maksymalna liczba punktów przyznanych za wyżej wymienione cechy użytkowe sekcji wynosi od 50 do 250.

Kryteria charakteryzujące wymagania konstrukcyjne. Dotyczą one:

- usytuowania gniazda stojaka na długości stropnicy (wymiary a, b na rys. 2).
- różnicy pomiędzy zakresem wysokości sekcji, a zakresem wysokości jej stosowania (wymiary z1, z2),
- odległości gniazda stojakowego na stropnicy od początku spągnicy (wymiar c),
- budowy stojaka,
- standaryzacji elementów w odniesieniu do sekcji obudowy stosowanych już przez Zamawiającego,
- rodzaju i trwałości powłoki antykorozyjnej elementów sekcji.

Każdej z wyżej wymienionych cech przypisana jest waga (od 4 do 10) oraz zakres punktów wskazujący projektantowi preferowane rozwiązanie techniczne. Maksymalna liczba punktów przyznanych za wyżej wymienione cechy użytkowe sekcji wynosi od 100 do 450.



Rys.2. Parametry charakteryzujące wymagania konstrukcyjne [2]

Kryterium oceny całkowitej masy sekcji

Liczba punktów, przyznawanych ocenianej ofercie jest uzależniona od całkowitej masy sekcji. Maksymalna liczba punktów przyznanych za masę sekcji wynosi od 10 do 50.

Porównując tę liczbę punktów do całkowitej liczby punktów, które może uzyskać oceniana oferta, wynoszącej 1100 pkt. można stwierdzić, że w ocenie technicznej projektu oferowanej sekcji, masa sekcji ma znaczenie marginalne. W całkowitej ocenie projektu, uwzględniającej aspekty ekonomiczne i organizacyjne, znaczenie masy sekcji będzie znacznie większe.

W niektórych spośród wyżej wymienionych wymagań, np.: dotyczących jakości zabezpieczeń antykorozyjnych, określono warunki, których niespełnienie skutkuje wykluczeniem oferty. W podobny sposób porównywane są poszczególne oferty na zakup obudowy zmechanizowanej w innych nietechnicznych aspektach, takich jak dostępność serwisu, szybkość dostaw, kryteria ekonomiczne.

Z przedstawionego wykazu kryteriów technicznych wynika, że znaczący wpływ na ocenę techniczną oferowanej sekcji obudowy zmechanizowanej mają jej walory funkcjonalne, istotne w trakcie użytkowania sekcji oraz szczegółowe wymagania konstrukcyjne, przy czym najwyższą wagę uzyskują czynniki istotnie wpływające na trwałość sekcji.

Podobny choć mniej sformalizowany tryb oceny projektów stosuje się w procedurach przetargowych obowiązujących w Australii [3]. Podstawą oceny są dwa elementy:

– obszerna ankieta dotycząca opisu technicznego oferowanej sekcji obudowy, w której oferent szczegółowo opisuje budowę i właściwości oferowanej sekcji obudowy zmechanizowanej,

– prezentacja oferowanej sekcji obudowy przed Komisją Przetargową, obejmująca szczegółowe wyjaśnienia technicznych aspektów oferty – częściowo zawartych w ankiecie, którą Komisja dysponuje.

Z doświadczeń producentów uczestniczących w prezentacjach ofert przed Komisją wynika, że bardzo wysoko oceniane są wszelkie rozwiązania innowacyjne w oferowanych sekcjach obudowy zmechanizowanej.

W odróżnieniu od wymagań występujących w niemieckich warunkach przetargowych, w procedurze stosowanej w Australii, kryteria ocen poszczególnych elementów oraz przypisywane im wagi nie są powszechnie znane. Jedynym elementem oceny projektu, o którym informowany jest producent obudowy w trakcie procedury przetargowej są ustne stwierdzenia Komisji dotyczące stopnia spełnienia szczegółowych wymagań technicznych.

Przykładem zagranicznej procedury przetargowej, w której nie stosowano punktowego systemu oceny ofert jest procedura na dostawę kompleksu ścianowego na kopalnię "Tagaryszskaja" (Federacja Rosyjska) [6]. Specyfikacja zadania technicznego na przygotowanie oferty obejmuje opis warunków geologiczno-górniczych w pokładach, w których przewiduje się zastosowanie kompleksu ścianowego oraz szczegółowe wymagania techniczne, które mają spełnić dostarczane maszyny i urządzenia. W odniesieniu do ścianowej obudowy zmechanizowanej sformułowano łącznie 60 wymagań dotyczących sekcji liniowych, skrajnych i pośrednich. Przytłaczająca większość tych wymagań ma postać warunków brzegowych, których nie spełnienie wyklucza ofertę z dalszego postępowania. Przykład wymagań dotyczących sekcji liniowej przedstawiono w tabeli 3.

Kryteria stanowiące o wyborze najkorzystniejszej oferty, oprócz deklaracji dotyczącej spełnienia wymagań technicznych, kształtują się następująco:

kryterium ekonomiczne – mające największy wpływ na decyzję Zamawiającego o wyborze oferty. Oprócz ostatecznej oferowanej ceny, uwzględnia się również sposób kredytowania zakupu oferowanego umaszynowienia,

kryterium obsługi – tej ocenie podlegają takie wymogi, jak: dostępność serwisu i czas reakcji na zgłoszoną usterkę, dostępność części zamiennych na składzie konsygnacyjnym. Nie jest to kryterium, którego znaczenie jest rozstrzygające, lecz zapewnienie oczekiwanych przez Zamawiającego usług znacznie powiększa szanse na wybór oferty.

Decyzję o wyborze najkorzystniejszej oferty podejmuje komisja powołana przez stronę Zamawiającego. Końcowy werdykt wydawany jest w oparciu o przeprowadzane rozmowy z każdym oferentem, w toku których dokonywana jest prezentacja multimedialna przedmiotu dostawy z uwypukleniem jego aspektów technicznych, rozmowy finansowe oraz organizacyjne.

4. Wielokryterialna ocena ofert

Specyfikacja Istotnych Warunków Zamówienia, w przypadku znacznej większości publikowanych materiałów przetargowych, zwłaszcza krajowych, zawiera tylko jedno kryterium wyboru oferty – cenę przedmiotu zamówienia. Oprócz aspektów, na które zwracają uwagę członkowie GIPH [4] nie bez znaczenia jest to, że z punktu widzenia interesu Zamawiającego tak precyzowane wymogi gwarantują prosty i nieskomplikowany tryb wyboru oferenta.

Niestety często okazuje się, że w wyniku tak przeprowadzonego przetargu Zamawiający nabył produkt tanio, lecz nie do końca spełniający zakładany poziom jakości i trwałości. Nabycie towaru wg kryterium najniższej ceny jest ekonomicznie uzasadnione w chwili zakupu i okresie gwarancyjnym, lecz z punktu widzenia długotrwałej eksploatacji urządzenia opłacalność dokonanego zakupu z pewnością jest sprawą dyskusyjną i w wielu przypadkach należałoby przeprowadzić analizę ekonomiczną, (z uwzględnieniem całkowitego kosztu nabycia i użytkowania urządzenia.). Z kolei przedsiębiorca wygrywający przetarg, w którym jedynym kryterium jest cena, realizuje uzyskane zlecenie na granicy opłacalności, co często wymusza stosowanie przestarzałych technologii wytwarzania, zakup materiałów o niższych parametrach technicznych, wprowadzanie oszczędności podczas kontroli procesu wytwarzania i wiele innych działań obniżających jakość wykonania.

Zgodnie z Prawem Zamówień Publicznych Zamawiający może, kierować się innymi kryteriami niż cena, jednakże pod warunkiem, że zastosowana zostanie jednoznaczna ocena spełnienia kryteriów pozacenowych. Biorąc powyższe pod uwagę należy stwierdzić, że kryteria oceny ofert w, opisanych powyżej, przetargach organizowanych w Australii i Rosji nie spełniają polskiego Prawa Zamówień Publicznych, głównie z tego powodu, że metodyka oceny poszczególnych kryteriów nie jest opublikowana. Z kolei szczegółowo opisana punktacja oceny technicznej oferty, stosowana przez RAG [1] dotyczy jedynie jednego etapu procedury przetargowej.

W tabeli 4 zestawiono informacje dotyczące udziału poszczególnych czynników w wielokryterialnej procedurze wyboru najkorzystniejszej oferty.

Przytoczone przykłady wymagań ofertowych oraz propozycje GIPH ilustrują potrzebę uwzględniania oceny technicznej oferowanej sekcji obudowy zmechanizowanej nie tylko w formie wymagań brzegowych, których nie spełnienie eliminuje ofertę z postępowania, ale również w postaci dodatkowego kryterium poza cenowego oceny ofert. Biorąc powyższe pod uwagę autorzy niniejszej monografii przedstawiają do dyskusji propozycję punktowej oceny ofert zawartą w tabeli 5.

Przykład wymagań technicznych dotyczących sekcji liniowej sformułowane w ofercie na dostawę kompleksu ścianowego na kopalnię „Tagaryszskaja" [6]

Tabela 3

1	Typ (dwustojakowa/czterostojakowa)		dwustojakowa
2	Ilość sekcji	szt.	152
3	Skok przesuwu sekcji	m	0,8
4	Podziałka sekcji	m	1,75
5	Maksymalna wysokość robocza	m	3,5
6	Minimalna wysokość robocza	m	1,8
7	Minimalna wysokość transportowa	m	1,6
8	Podporność	kN	Wg obliczeń oferenta
9	Podporność na 1 m^2 podpieranej powierzchni przed cięciem	kN/m2	Wg obliczeń oferenta
10	Podporność na 1 m^2 podpieranej powierzchni po cięciu	kN/m2	Wg obliczeń oferenta
11	Siła rozpierania stojaków	kN	Wg obliczeń oferenta
12	Ciśnienie rozpierania	MPa	32
13	Maksymalny ciężar sekcji	t	23
14	Szerokość przejścia między stojakiem a przystawką górną przenośnika ścianowego przy dosuniętej sekcji	mm	Wg obowiązujących aktów prawnych
15	Zasada pracy (z krokiem do przodu/wstecz)		Z krokiem wstecz
16	Maksymalne otwarcie stropu, nie więcej niż	mm	300
17	Typ stropnicy		
18	sztywna	tak / nie	nie
20	wysuwna	tak / nie	tak
21	Osłona czoła ściany	tak / nie	tak
22	Ruchoma osłona boczna		Dwustronna z możliwością blokowania obu stron
23	Typ spągnicy		Sztywny katamaran
24	Nacisk na spąg	MPa	Wg obliczeń oferenta
25	Siłownik przesuwu sekcji (bezpośredniego/odwrotnego działania)		odwrotnego
26	Siłownik podnoszenia spągnic	tak / nie	tak
27	Siłownik korekcji spągnic	tak / nie	tak
28	Zraszanie stropnica, przestrzeń za sekcjami, przestrzeń przed sekcjami)		Przestrzeń za i przed sekcjami
29	Układ podtrzymania (blokowy, częściowy)		blokowy
30	Urządzenia podtrzymania stropnic	tak / nie	tak

Zestawienie czynników uwzględnianych w procedurze wyboru najkorzystniejszej oferty

Tabela 4

Kryterium oceny	Uwzględniane w:			
	Przetargu RAG [1]	Przetargu Tagaryszskaja [6]	Przetargu Lubelski Węgiel [5]	Propozycjach członków GIPH [4]
Ocena techniczna oferty	Funkcjonalność, współpraca ze stropem, wymagania konstrukcyjne. Łączna ocena 184÷1100 pkt.. Wskaźnik W_T = 20%	Tylko wymagania minimalne. Brak możliwości porównania ofert	Tylko wymagania minimalne. Brak możliwości porównania ofert	Funkcjonalność, kompatybilność, parametry techniczne. Brak możliwości porównania ofert
Ekonomiczne	Cena; ocena punktowa Wskaźnik W_c = 80 %	Cena, warunki kredowania. Brak kryterium porównania ofert	Cena; ocena punktowa Wskaźnik W_c = 60 %	Cena, koszty cyklu życia.
Obsługi	Typizacja rozwiązań istniejących w RAG; ocena punktowa 7 pkt.	Gwarancja serwis, czas reakcji na usterki .	Gwarancja; ocena punktowa Wskaźnik W_G=10 %	Gwarancja, jakość produktu; serwis
Dyspozycyjność urządzenia	Gwarancja; czas zdefiniowany przez zamawiającego; brak punktacji	Brak	„Niezawodność” ocena punktowa. Wskaźnik W_N = 30%	Dyspozycyjność

Autorska propozycja punktowej oceny ofert na dostawę kompletu sekcji obudowy zmechanizowanej

Tabela 5

Kryterium	Wskaźnik wagowy	Metodyka oceny punktowej spełnienia kryterium
Ekonomiczne	$W_C = 0{,}5$	$P_{C,i} = \frac{C_{\min}}{C_i} \cdot 100 \cdot W_C$ $P_{C,i}$ – ocena punktowa spełnienia kryterium, C_{min} – najniższa cena brutto oferty zakwalifikowanej do przetargu, C_i – cena brutto oferty rozpatrywanej
Obsługi	$W_O = 0{,}15$	$P_{O,i} = \frac{P_{pOi}}{P_{pO\max}} \cdot 100 \cdot W_O$ $P_{O,i}$ – ocena punktowa spełnienia kryterium, P_{pOi} – liczba punktów pomocniczych przyznanych ofercie za czynniki oceniane w kryterium, P_{pOmax} – maksymalna liczba punktów pomocniczych przyznanych ofercie za czynniki oceniane w kryterium,
Dyspozycyjności	$W_D = 0{,}15$	$P_{D,i} = \frac{P_{pDi}}{P_{pD\max}} \cdot 100 \cdot W_D$ $P_{D,i}$ – ocena punktowa spełnienia kryterium, P_{pDi} – liczba punktów pomocniczych przyznanych ofercie za czynniki oceniane w kryterium, P_{pDmax} – maksymalna liczba punktów pomocniczych przyznanych ofercie za czynniki oceniane w kryterium,
Parametrów technicznych i funkcjonalnych	$W_T = 0{,}20$	$P_{T,i} = \frac{P_{pTi}}{P_{pT\max}} \cdot 100 \cdot W_T$ $P_{T,i}$ – ocena punktowa spełnienia kryterium, P_{pTi} – liczba punktów pomocniczych przyznanych ofercie za czynniki oceniane w kryterium, P_{pTmax} – maksymalna liczba punktów pomocniczych przyznanych ofercie za czynniki oceniane w kryterium,

Łączna ocenę punktową – P_i oferty wyznacza się ze wzoru:

$$P_i = P_{C,i} + P_{O,i} + P_{D,i} + P_{T,i}$$

W tabeli 6 zestawiono przykładową klasyfikację punktową niektórych czynników uwzględnianych przy ocenie kryterium parametrów technicznych i funkcjonalnych.

Niektóre czynniki uwzględniane przy ocenie kryterium parametrów technicznych i funkcjonalnych sekcji

Tabela 6

Parametr techniczny lub cecha funkcjonalna sekcji	Charakterystyka liczbowa	Liczba punktów pomocniczych
Możliwość uniesienia przodu spągnicy, podana w Instrukcji Obsługi	Do 100 mm Powyżej 100 mm	15 25
Możliwy do osiągnięcia kąt wychylenia belki układu przesuwnego w płaszczyźnie pionowej, podany w Instrukcji Obsługi	Do 18^0 19^0-25^0 Powyżej 26^0	2 6 12
Stopień unifikacji elementów złącznych (zawleczki, przetyczki, sworznie, śruby, podkładki, nakrętki)wyznaczony na podstawie deklaracji producenta lub załączonego wykazu elementów złącznych i normowych z podaniem typu i ilości.	Do 60% 61%-70% Powyżej 71%	12 20 35

W zależności od potrzeb i preferencji Zamawiającego liczba czynników uwzględnianych przy ocenie rozpatrywanego kryterium może się zmieniać.

5. Podsumowanie

Zastosowanie punktowej oceny ofert umożliwia Zamawiającemu dogłębniejsze ich porównanie, niż w przypadku rozpatrywania jedynie kryteriów ekonomicznych i organizacyjnych. Stosując taki sposób oceny można określić nie tylko wymagania minimalne, wynikające, na przykład z wymogów bezpieczeństwa, czy współpracy obudowy z górotworem, ale również wskazać oferentom preferowane cechy użytkowe i parametry techniczne sekcji.

Sposób klasyfikowania ofert przedstawiony w niniejszej monografii stanowi jedynie propozycję do dyskusji nad problemami uwzględniania parametrów technicznych i cech funkcjonalnych sekcji obudowy zmechanizowanej w procedurze przetargowej.

Literatura

1. AnthrazitIbbenbüren GmbH Streb 7/8 OsternFlöz 74: Ocena ofert na zakup obudowy RAG 2010.
2. Bukowiecki B., Szweda S.: „Analiza ograniczeń nakładanych na cechy geometryczne nowoczesnych sekcji obudowy zmechanizowanej". Polski

Kongres Górniczy 2010 – Kongres Górnictwa Podziemnego. Materiały konferencyjne. Gliwice 2010, s.215-224.

3. Carborough Downs Coal Management Pty Ltd Supply of Longwall Mining System: Invitation to tender Project – cdcm-lw-te001 Supply of longwall mining system Carborough downs mine 26 July 20.
4. Sadowy J. (red.): Kryteria oceny ofert w postępowaniach o udzielenie zamówienia publicznego – przykłady i zastosowanie. Urząd Zamówień Publicznych, Warszawa 2011.
5. Specyfikacja Istotnych Warunków Zamówienia. Lubelski Węgiel „Bogdanka" S.A.
6. Zadanie techniczne na przygotowanie oferty techniczno-handlowej kompleksu urządzeń ścianowych przeznaczonych do pracy w pokładzie 34 i 35 "Kopalnia "Tagaryszskaja".

Doświadczenia w eksploatacji stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej zabezpieczonych powłokami ochronnymi DURACHROM

Henryk Nowakowski - Jastrzębskie Zakłady Remontowe Sp. z o.o., **Włodzimierz Madejczyk** – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Maszyny i urządzenia stosowane w warunkach kopalń węgla kamiennego narażone są na działanie korozji. Dotyczy to w szczególności powierzchni roboczych rdzenników i tłoczysk cylindrów (siłowników) hydraulicznych stosowanych w sekcjach górniczej obudowy zmechanizowanej.

Korozja jest jednym z głównych czynników wpływających negatywnie na trwałość tych urządzeń.

Rozpowszechnionymi i uzasadnionymi z ekonomicznego punktu widzenia sposobami zapobiegania korozji, jak również nadawania powierzchniom części maszyn określonych cech, jest stosowanie powłok ochronnych.

Powłoki ochronne powinny charakteryzować się odpowiednimi – w zależności od potrzeb, właściwościami np.: odpornością na obciążenia mechaniczne (w tym zmienne), tarcie, oddziaływanie środowiska eksploatacyjnego (utleniającego, redukującego, obojętnego lub ich kombinacji).

Wybór materiału na powłokę ochronną oraz technologii jej nanoszenia na elementy maszyn zależy w głównej mierze od skuteczności zabezpieczenia przed korozją w określonych warunkach pracy urządzenia oraz od kosztów wytworzenia powłoki i wartości urządzenia. Zastosowanie powłoki ochronnej dostosowanej do warunków eksploatacji wyrobu wymaga znajomości wielu czynników, wynikających zarówno z charakterystyki środowiska korozyjnego, jak i z właściwości metalu powłoki i podłoża [4]. Powyższe czynniki, jak również aspekty ekonomiczne oraz uwzględnienie bezpieczeństwa pracy i oddziaływania na środowisko, determinują właściwy dobór powłoki ochronnej.

Alternatywą dla tradycyjnych powłok galwanicznych jest wdrożona do produkcji pod koniec lat 90-tych ubiegłego wieku powłoka ochronna nowej generacji, znana pod handlową nazwą DURACHROM. Jest to cienkościenna powłoka ochronna z kwasoodpornej blachy chromowo – niklowej o bardzo dużej odporności na korozję.

Produkowana przez DOZUT – TAGOR Sp. z o.o. powłoka ochronna DURACHROM znalazła szerokie zastosowanie w przemyśle maszyn górniczych zarówno w kraju, jak i poza jego granicami, między innymi w Chinach, Australii, na Białorusi, w Czechach, Rumunii na Węgrzech, na Słowacji, w Niemczech, Argentynie i Rosji.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rosnące z roku na rok zainteresowanie powłoką ochronną DURACHROM spowodowało, że dotychczas nałożono ją na powierzchnie robocze około 85.000 tłoczysk i rdzeników sekcji obudowy zmechanizowanej.

Ciągle doskonalona powłoka ochronna DURACHROM była wielokrotnie wyróżniana i nagradzana, między innymi dwoma złotymi medalami na Targach BRUSSELS Eureka w 2002 r. i w 2007 r. Doceniony został także jej ekologiczny charakter. Potwierdza to tytuł „Mecenasa Polskiej Ekologii" nadany firmie DOZUT – TAGOR Sp. z o.o. w lutym 2010 r. przez Przewodniczącego Narodowej Rady Ekologicznej, profesora Jerzego Buzka. Technologia ta jest całkowicie przyjazna środowisku, gdyż nie powoduje wytwarzania żadnych toksycznych odpadów ani substancji wymagających neutralizacji bądź utylizacji. Jest ona jednocześnie mniej energochłonna od alternatywnych metod zabezpieczania rdzeników.

W Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A. pierwsze zastosowania powłoki ochronnej DURACHROM związane były z zabezpieczeniem powierzchni zewnętrznych rdzeników stojaków. Od 2000 r. testowano w Jastrzębskich Zakładach Remontowych powłokę DURACHROM podczas wykonywanego remontu obudowy zmechanizowanej przeznaczonej dla KWK „Borynia".

2. Czynniki wpływające na skuteczność antykorozyjnych powłok ochronnych DURACHROM

Wdrożenie powłoki ochronnej DURACHROM na skalę przemysłową poprzedziły szeroko zakrojone badania laboratoryjne oraz równolegle prowadzane badania eksploatacyjne w kopalniach węgla kamiennego. Początkowo wyniki badań eksploatacyjnych nie były zadawalające, ale dostarczyły cennych informacji o słabych stronach zarówno samej powłoki DURACHROM, jak i jej technologii nakładania. Pierwsza antykorozyjna powłoka ochronna DURACHROM była zbyt cienka i miękka. Stosunkowo łatwo ulegała częstym uszkodzeniom mechanicznym lub wynikającym ze stanu naprężeń w zabezpieczanych przed korozją rdzennikach lub tłoczyskach.

Od blach na powłoki ochronne typu DURACHROM oczekiwano twardości powyżej 250 HB, odporności na korozję w warunkach kopalnianych, podatności do kształtowania na zimno, spawalności oraz niskiej ceny.

Przeprowadzona przez producenta analiza uwag napływających od użytkowników pierwszych serii rdzenników i tłoczysk z powłoką ochronną DURACHROM, zaowocowała udoskonaleniem jej poprzez wprowadzenie takich zmian, jak:

– zwiększenie grubości ochronnej blachy z (0,25÷0,35) mm do (0,7÷1,2) mm stosowanej na powłoki,

- zastosowanie wentyla odpowietrzającego, który umożliwił odprowadzenie cieczy hydraulicznej spod powłoki w razie takiej konieczności,
- zwiększenie twardości powłoki z około 160 HB do ponad 250 HB, poprzez zastosowanie innych gatunków blach,
- zwiększenie zacisku obwodowego blach w trakcie procesu ich łączenia z podłożem, poprzez zmiany konstrukcyjne stosowanego oprzyrządowania,
- modyfikacja technologii nakładania powłok, w tym zastosowanie półautomatycznego procesu spawania powłok do podłoża.

Wyszczególnione zmiany do technologii wykonania powłok ochronnych, wprowadzano sukcesywnie. Proces ten zakończono w 2004 r. Od wprowadzenia tych zmian zainteresowanie rynku antykorozyjnymi powłokami ochronnymi DURACHROM wzrosło, gdyż zdecydowanie zmniejszyła się ich podatność na różnego rodzaju uszkodzenia.

W trakcie analizy stwierdzono, że skuteczność i trwałość antykorozyjnej powłoki ochronnej zależy nie tylko od jej rodzaju, ale także od czynników zewnętrznych tj.:

- obciążeń o charakterze osiowym (ściskanie), występujących głównie w układach podpornościowych (stojaki i podpory) sekcji obudowy zmechanizowanej, np. w wyniku tąpań i zaciskania górotworu. Podzespoły hydrauliczne tych stojaków i podpór, to jest tłoczyska i rdzenniki, a wraz z nimi powłoki ochronne, którymi są one pokryte mogą pod wpływem tych obciążeń, ulegać znacznemu skróceniu, zwłaszcza przy niesprawnych blokach zaworowych i zaworach szybkoupustowych,
- obciążeń poprzecznych występujących w większości siłowników maszyn górniczych, powodujących ugięcia tłoczysk i rdzeników,
- uderzeń mechanicznych, pochodzących od naturalnej eksploatacji górniczej (np. opadające skały calizny węglowej i skał płonnych), bądź też od robót strzelniczych, a także od uderzeń wywołanych narzędziami górniczymi.

Wszystkie te czynniki stwarzają realne niebezpieczeństwo przerwania ciągłości powłoki ochronnej, co w konsekwencji powoduje powstawanie ognisk korozji, które w miarę rozwoju procesów korozyjnych prowadzą nieuchronnie do uszkodzenia uszczelnień. W wyniku tego dochodzi do powstawania przecieków i zachodzi konieczność remontu cylindra hydraulicznego.

3. Badania antykorozyjnych powłok ochronnych [3]

W celu sprawdzenia skutków oddziaływania czynników wymienionych w punkcie 2 na antykorozyjne powłoki ochronne DURACHROM, w firmie DOZUT-TAGOR Spółka z o.o. przeprowadzono:

- „Badania odporności korozyjnej tłoczysk z powłokami ochronnymi poddanych osiowym naprężeniom ściskającym lub poprzecznym naprężeniom zginającym” [1].
- „Badania odporności powłok ochronnych tłoczysk i rdzeników cylindrów hydraulicznych na uszkodzenia mechaniczne” [2].

Dla porównania przeprowadzono identyczne badania w odniesieniu do galwanicznych powłok chromowych.

Badania odporności korozyjnej tłoczysk prowadzono w następujących warunkach:

- temperatura (35 ± 2) ºC. Prowadzenie badań w temperaturze podwyższonej miało na celu intensyfikację procesów korozyjnych zachodzących na powierzchniach badanych tłoczysk, a tym samym skrócenie czasu badań,
- dozowanie cieczy korozyjnej – rozpylanie mgły solnej. Stężenie zastosowanego do badań wodnego roztworu chlorku sodowego wynosiło (50 ± 5) [g/l]. Wodne roztwory chlorku sodu o takim stężeniu należą do jednych z najbardziej agresywnych środowisk korozyjnych. Stąd też zalecane są one do stosowania podczas przyspieszonych badań odporności korozyjnej powłok ochronnych. Wartość pH sporządzonego roztworu wynosiła 7,0,
- czas trwania badań wynosił 672 h (4 tygodnie).

Przed badaniami korozyjnymi tłoczyska poddawano ściskaniu lub zginaniu. Zarówno podczas ściskania, jak i podczas zginania tłoczysk nie przekraczano granicy sprężystości. Po próbach ściskania i zginania badane powłoki ochronne nie wykazywały widocznych pęknięć, rozwarstwień, złuszczeń, ani żadnych innych uszkodzeń.

Zakres badań odporności korozyjnej obejmował określenie czasu do wystąpienia na poszczególnych tłoczyskach pierwszych śladów korozji powłok ochronnych oraz ocenę badanych powłok ochronnych, zarówno w trakcie badań (co 24 h), jak i po ich zakończeniu, w tym obliczenia stopnia ich skorodowania.

Badania korozyjne przeprowadzano według ISO 11845:1995 pt. „Korozja metali i stopów – Ogólne zasady prowadzenia badań korozyjnych”.

W celu określenia odporności powłok ochronnych na uszkodzenia mechaniczne specjaliści DOZUT-TAGOR Sp. z o.o. opracowali metodykę badań oraz zaprojektowali i wykonali stanowisko badawcze, wykorzystując do tego konstrukcję młota udarowego typu „Charpy”. Metodyka badań opiera się na zadawaniu dynamicznego, w pełni kontrolowanego pod względem energetycznym oddziaływania określonego wgłębnika na badane (porówny-wane ze sobą) powłoki ochronne, a następnie przeprowadzaniu przyspieszonych badań korozyjnych.

Badania pozwalają na porównywanie odporności na uszkodzenia mechaniczne różnego rodzaju powłok ochronnych, niezależnie od ich grubości oraz zastosowanej technologii nakładania. Umożliwia to bezpośrednie porównywanie odporności na uszkodzenia mechaniczne powłok ochronnych typu „DURACHROM" z odpornością konwencjonalnych, galwanicznych powłok ochronnych, głównie chromowych, nieosiągalne innymi metodami.

Metoda polega na uderzaniu w badaną powłokę ochronną wgłębnikiem spadającym z określonej wysokości. Uderzenie ostrza wgłębnika w powierzchnię badanej powłoki ochronnej wywołuje skutek w postaci jej zarysowania, pęknięcia, odprysku, odkształcenia plastycznego lub przebicia. Próby uderzania przeprowadza się na obwodzie cylindrycznych próbek (zawsze w innym miejscu), z użyciem coraz większej energii w zakresie od 0,01 J do 70 J, chyba że wcześniej nastąpi wyraźne, widoczne gołym okiem przerwanie ciągłości badanej powłoki ochronnej. Energia zużyta na przerwanie ciągłości antykorozyjnej powłoki ochronnej jest miarą odporności tej powłoki na uszkodzenia mechaniczne.

Wyniki przeprowadzonych badań odporności korozyjnej galwanicznych powłok chromowych oraz ekologicznych powłok DURACHROM pozwoliły na sformułowanie następujących stwierdzeń:

- tłoczyska z galwaniczną powłoką chromową, poddane przed badaniami korozyjnymi ściskaniu lub zginaniu, wykazują bardzo zróżnicowaną odporność na korozję. Różny stopień skorodowania galwanicznych powłok chromowych jest pochodną poprawności procesu ich nakładania przez poszczególnych producentów i zawiera się w bardzo szerokich granicach, tj. od 0% aż do 55%,
- tłoczyska z ekologiczną powłoką ochronną DURACHROM wykazały całkowitą odporność na korozję, pomimo poddawaniu jej przed badaniami korozyjnymi identycznemu ściskaniu lub zginaniu jak tłoczyska z galwaniczną powłoką chromową,
- porównanie odporności korozyjnej antykorozyjnych powłok ochronnych DURACHROM z galwanicznymi powłokami chromowymi wypada zdecydowanie na korzyść tych pierwszych. Wynika to głównie z większej podatności cienkich powłok galwanicznych do przerwania ich ciągłości (powstawania niewidocznych gołym okiem mikropęknięć) wskutek oddziaływania naprężeń ściskających lub zginających. Natomiast powłoki typu DURACHROM, pomimo że charakteryzują się mniejszą twardością od chromowych powłok galwanicznych, z uwagi na ich dużą grubość są zdecydowanie mniej podatne na przerwanie ich ciągłości. Należy podkreślić, że w praktyce stosuje się powłoki DURACHROM o grubości (0,7÷1,2) mm, tj. około (15÷30) razy grubsze, aniżeli galwaniczne powłoki chromowe.

W wyniku badań odporności powłok ochronnych na uszkodzenia mechaniczne stwierdzono zdecydowanie różną reakcję galwanicznych powłok chromowych i antykorozyjnych powłok ochronnych DURACHROM na próby mechanicznego oddziaływania. I tak:

- galwaniczne powłoki chromowe wykazują pod wpływem uderzeń zarysowania, mikropęknięcia oraz pęknięcia (widoczne gołym okiem przerwanie ich ciągłości), natomiast powłoki typu DURACHROM ulegają odkształceniu plastycznemu. Jednak w żadnej z tych powłok uderzenia nie wywołują niekorzystnych z punktu widzenia techniki uszczelniania efektów, takich jak wykruszenia lub odpryski, które mają zazwyczaj ostre krawędzie i prowadzą nieuchronnie do uszkodzenia elementów uszczelniających, a w konsekwencji do utraty szczelności układu hydraulicznego,
- z punktu widzenia skutecznej ochrony tłoczysk i rdzeników przed korozją istotna jest wartość energii uderzenia wgłębnika w badaną powłokę, która powoduje przerwanie jej ciągłości. Wówczas zaczynają zachodzić procesy korozyjne prowadzące do utraty funkcjonalności cylindrów hydraulicznych. Konwencjonalne powłoki galwaniczne, mimo wysokiej mikrotwardości, cechuje niska odporność na uderzenia, np. galwaniczna powłoka chromowa dwuwarstwowa ulega przebiciu pod wpływem uderzenia w nią wgłębnika z energią około 0,3 J. Natomiast powłoka DURACHROM uderzona tym samym wgłębnikiem nie ulega przebiciu nawet po uderzaniu w nią z energią 70 J, to jest ponad 200 razy większą od energii, która spowodowała przebicie galwanicznej powłoki chromowej dwuwarstwowej.

4. Zastosowanie powłok ochronnych DURACHROM w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.

Obecnie w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. eksploatowane są między innymi sekcje obudowy zmechanizowanej, w których stojaki hydrauliczne zabezpieczono powłokami ochronnymi DURACHROM.

Są to powłoki nałożone na powierzchnie zewnętrzne rdzeników, zarówno pierwszego jak i drugiego stopnia. Standardowa grubość powłoki wynosi min. 0,7 mm. Sporadycznie stosuje się powłoki o większej grubości, do 1,2 mm. Nie wynika to jednakże z potrzeby skuteczniejszego zabezpieczenia przed niekorzystnym oddziaływaniem środowiska, a jedynie z wykorzystania możliwości utrzymania wymiarów nominalnych podczas wykonywanego remontu stojaka.

Powłoki ochronne DURACHROM stosowane są zarówno w stojakach remontowanych, jak i produkowanych jako nowe.

W przypadku remontu stojaka hydraulicznego, korzyści ekonomiczne z zastosowania powłoki DURACHROM odczuwalne są natychmiast, już w kalkulacji kosztowej takiego procesu. Przy założeniu, że powierzchnie

zewnętrzne rdzeników stojakowych po remoncie powinny zachować wymiary nominalne, można uniknąć kosztownej operacji napawania.

W przypadku produkcji nowych stojaków, oszczędności z zastosowania powłok DURACHROM osiąga się w trakcie eksploatacji sekcji obudowy zmechanizowanej. Samo nałożenie powłoki jest kosztowniejsze od galwanicznych powłok chromowych. Natomiast obserwowana żywotność DURACHROMU, wynikająca z omówionej wcześniej pełnej odporności na korozję i zadowalającej odporności na uszkodzenia mechaniczne, powoduje znaczące wydłużenie okresu pomiędzy remontami. Ponadto późniejszy remont, w trakcie którego wymienia się powłoki ochronne na nowe, jest tańszy i krótszy, co ma istotne znaczenie przy zbrojeniu kolejnej ściany wydobywczej.

Dodatkową korzyścią w stosowaniu powłok DURACHROM, jest możliwość nakładania ich na powierzchnie zewnętrzne rdzeników stojaków teleskopowych bez uszkadzania galwanicznej powłoki wewnętrznej, co w przypadku stosowania technologii regeneracji z wykorzystaniem napawania jest niemożliwe.

Jastrzębskie Zakłady Remontowe Spółka z o.o. zastosowały powłoki DURACHROM na powierzchniach zewnętrznych rdzeników stojaków w następujących, zmodernizowanych przez siebie sekcjach obudowy zmechanizowanej:

- JZR 08/26 POz 2006 rok 45 sekcji dla KWK „Borynia”,
- JZR 13/28 POz 2007 rok 160 sekcji dla KWK „Zofiówka”,
- JZR 13/28 POz 2009 rok 165 sekcji dla KWK „Krupiński”,
- JZR 15/32 POz 2010 rok 136 sekcji dla KWK „Borynia”,
- JZR 14/30 POz 2010 rok 165 sekcji dla KWK „Krupiński”,
- JZR 17,3/42,7 POz 2011 rok 120 sekcji dla KWK „Pniówek”,
- JZR 14/29 POzWI 2012 rok 87 sekcji dla KWK „Jas-Mos”,
- JZR 11/25 POz 2012 rok 130 sekcji dla KWK „Jas-Mos”,
- GLINIK-JZR 11/26 POz 2012 rok 100 sekcji dla KWK „Budryk”,
- JZR 13/29 POz 2013 rok 150 sekcji dla KWK „Pniówek”,
- JZR 17/41 POzWII 2013 rok 83 sekcje dla KWK „Jas-Mos”.

Powłoki tego typu stosowano również realizując remonty stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej:

- BW 17/43 POz 2007 rok remont 160 sekcji dla KWK „Jas-Mos”,
- Glinik 08/29 POzW2M 2007 rok remont 159 sekcji dla KWK „Jas-Mos”,
- SATO 15/31 POzW1 2009 rok remont 165 sekcji dla KWK „Budryk”.
- FAZOS 17/41 POz 2010 rok remont 82 sekcji dla KWK „Jas-Mos”,
- Glinik 08/29 POzW2M 2010 rok remont 165 sekcji dla KWK „Krupiński”,

- BW 12/34 OzMRW 2010 rok remont 38 sekcji dla KWK „Jas-Mos”,
- FAZOS 17/41 POz 2010 rok remont 27 sekcji dla KWK „Jas-Mos”.

Ponadto w kopalniach JSW S.A. pracują nowe obudowy wyprodukowane przez TAGOR S.A. w których zastosowano powłoki ochronne DURACHROM:

- TAGOR 23/54 POz 150 sekcji ze stojakami o średnicy wewnętrznej cylindra Ø380 mm eksploatowanych na ruchu „Zofiówka”,
- TAGOR 09/23 POz 150 sekcji obudowy strugowej ze stojakami o średnicy wewnętrznej cylindra Ø350 mm eksploatowanych na ruchu „Zofiówka”,
- TAGOR 14/34 POz 164 sekcje eksploatowane na ruchu „Zofiówka”,
- TAGOR 14/32.5 POz 139 sekcji eksploatowanych na ruchu „Borynia”,
- TAGOR 12/31 POz 300 sekcji eksploatowanych na ruchu „Borynia”,
- TAGOR 12/26 POz 167 sekcji eksploatowanych na ruchu „Pniówek”.

Również w zmechanizowanym kompleksie ścianowym „MIKRUS” przeznaczonym do wybierania pokładów cienkich, wyprodukowanym przez KOPEX S.A. zastosowano powłoki ochronne DURACHROM.

Oprócz rdzenników stojaków hydraulicznych powłoki ochronne DURACHROM stosowane są także do zabezpieczania gładzi tłoczysk podpory stropnicy oraz siłowników kombajnowych – kombajnów ścianowych i chodnikowych.

W DOZUT-TAGOR Spółka z o.o. opracowano również technologię nakładania powłok DURACHROM na wewnętrznych powierzchniach rur. Ten proces jest jednakże znacznie droższy i skomplikowany technicznie z uwagi na trudności z zapewnieniem odpowiedniego docisku powłoki do materiału rodzimego. Należy przy tym zauważyć, że w stojakach hydraulicznych ochrona powierzchni wewnętrznych, przy zapewnieniu odpowiedniej jakości płynu hydraulicznego, nie jest konieczna. Wskazują na to doświadczenia zagranicznych producentów. W naszych warunkach za uzasadnione i wystarczające można przyjąć nałożenie odpowiedniej jakości powłoki galwanicznej, chromowej, jednowarstwowej o grubości 20-30 μm.

Również w elementach stanowisk badawczych Laboratorium Badań Instytutu Techniki Górniczej KOMAG zastosowano siłowniki wykonane i zaprojektowane w TAGOR SA., z wykorzystaniem powłok ochronnych tłoczysk o nazwie DURACHROM.

Siłowniki te pracują jako multiplikatory lub siłowniki wymuszające i są elementami stanowisk do badań wytrzymałości zmęczeniowej i wytrzymałości statycznej sekcji obudowy zmechanizowanej, stojaków hydraulicznych i pozostałych siłowników oraz zaworów hydraulicznych, głównie według norm serii PN EN 1804, zgodnie z którymi sprawdzana jest wytrzymałość zmęczeniowa dla co najmniej:

- 26 000 cykli obciążeń zmiennych dla sekcji obudowy zmechanizowanej,
- 21 000 cykli obciążeń zmiennych dla stojaka hydraulicznego i podpory stropnicy,
- od 10 500 do 30 000 cykli przesterowań zaworu w zależności od typu zaworu.

Stosuje się również zwiększoną liczbę cykli obciążenia dochodzącą nawet do 100 000, zgodnie z wymaganiami zleceniodawcy.

Elementami stanowisk badawczych wykorzystywanymi w procesie badawczym są następujące siłowniki, w których zastosowano powłoki ochronne tłoczysk o nazwie DURACHROM:

- 4 siłowniki Ø320/Ø285x285 pracujące jako siłowniki zewnętrzne, które wykonały po ok. 90 000 cykli obciążeń wymuszających przy ciśnieniu do 30 MPa,
- siłownik Ø410/Ø380x600 pracujący jako siłownik zewnętrzny, który wykonał 100 000 cykli obciążeń wymuszających, przy ciśnieniu do 40 MPa, przed wymianą uszczelnień i powłoki DURACHROM oraz ponad 100 000 po wymianie,
- 2 multiplikatory Ø410/Ø250x800, które wykonały odpowiednio 1 200 000 i 800 000 cykli multiplikacji ciśnienia o wartościach od 40 do 51 MPa,
- 2 multiplikatory Ø200/Ø160x800, które wykonały odpowiednio 80 000 i 40 000 cykli multiplikacji ciśnienia o wartościach do 54 MPa.

Należy jednak zaznaczyć, że są one eksploatowane w warunkach laboratoryjnych.

We wszystkich siłownikach jako medium hydrauliczne stosowana jest emulsja olejowo-wodna.

Jastrzębskie Zakłady Remontowe prowadziły w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG certyfikację sekcji obudowy zmechanizowanej:

- JZR 08/26 POz wielkość WI i WII 2006 rok
- JZR 13/28 POz 2007 rok
- JZR 15/32 POz 2010 rok
- JZR 14/30 POz 2010 rok
- JZR 17,3/42,7 POz WI; WII 2011 rok
- JZR 17/41 POz WI 2013 rok
- JZR 13/29 POz 2013 rok

5. Podsumowanie

Bogate doświadczenia Jastrzębskich Zakładów Remontowych Spółka z o.o. ze stosowaniem powłok ochronnych DURACHROM nabyte przez szereg

ostatnich lat, pozwalają stwierdzić, że technologia ta w pełni potwierdziła swoją przydatność do zabezpieczania gładzi cylindrów hydraulicznych stosowanych w maszynach górniczych. W JZR powłoki DURACHROM stosuje się na dużą skalę do zabezpieczania powierzchni zewnętrznych rdzeni stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej. W kopalniach JSW S.A. użytkowane są kombajny ścianowe i chodnikowe wyprodukowane przez KOPEX MACHINERY, w których tłoczyska siłowników zabezpieczone są powłokami DURACHROM. Najmniejsza średnica siłownika możliwa do zabezpieczenia w ten sposób, to tłoczysko siłownika korekcji osłon bocznych sekcji obudowy zmechanizowanej Ø63 mm, największa to rdzennik stojaka Ø380 mm. Należy przy tym podkreślić, że nie ma żadnych ograniczeń bądź wskazań odnośnie wymiarów geometrycznych sekcji obudowy zmechanizowanej, w której do zabezpieczania antykorozyjnego stojaków mogą być stosowane takie powłoki ochronne. DURACHROM potwierdził swoje walory użytkowe zarówno przy remoncie stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej JZR 08/26 POz, jak i w sekcji obudowy zmechanizowanej TAGOR 23/54 ze stojakami Ø380 mm.

Obecnie powłoki DURACHROM można nakładać na rdzenniki o długości ponad 2,5 m, i o średnicy do 500 mm.

Literatura

1. Płonka Z.: Badania odporności korozyjnej tłoczysk z powłokami ochronnymi poddanych osiowym naprężeniom ściskającym lub poprzecznym naprężeniom zginającym. Sprawozdanie z badań nie publikowane, DOZUT – TAGOR Sp. z o.o., Zabrze 2007.
2. Płonka Z.: Badania odporności powłok ochronnych tłoczysk i rdzeni cylindrów hydraulicznych na uszkodzenia mechaniczne. Sprawozdanie z badań nie publikowane, DOZUT – TAGOR Sp. z o.o., Zabrze 2008.
3. Płonka Z.: Durachrom – ekologiczna powłoka ochronna roboczych powierzchni tłoczysk i rdzeni. Polski Kongres Górniczy 2010. Materiały konferencyjne Kongresu Górnictwa podziemnego, tom 2, str. 329.
4. Tkaczyk S.: Powłoki ochronne. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Skrypt 2024, Gliwice 1997.

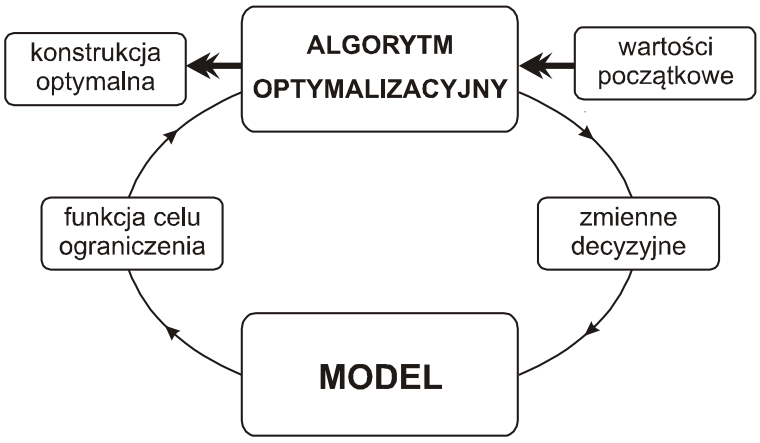
Optymalizacja numeryczna postaci konstrukcyjnej spągnicy sekcji obudowy zmechanizowanej

Józef Markowicz – Politechnika Śląska, **Adam Wóltański** – JSW S.A. KWK „Krupiński”

1. Wprowadzenie

Optymalizację postaci konstrukcyjnej elementów maszyn definiuje się, jako proces wyznaczania optymalnych cech geometrycznych bądź właściwości wytrzymałościowych na podstawie przyjętych kryteriów [1]. W procesie optymalizacji postaci konstrukcyjnej elementów maszyn najczęściej wykorzystywane są następujące kryteria: minimalizacji ciężaru, maksymalnej sztywności lub minimalizacji odkształceń oraz wyrównywania wytężenia poszczególnych obszarów lub elementów wchodzących w skład obiektu.

Wynikiem optymalizacji badanej funkcji jest jej ekstremum. Rozwiązanie musi jednak spełniać dodatkowe warunki ograniczające, czyli należeć do przestrzeni rozwiązań dopuszczalnych. Aby ten cel osiągnąć należy sformułować model decyzyjny, który jest konstrukcją formalną, odwzorowującą cechy rzeczywistej sytuacji decyzyjnej. Model taki może być sformułowany w różnej postaci. Powszechne wykorzystywanie w procesie projektowania programów komputerowych spowodowało, że z metod programowania matematycznego zostały wyodrębnione metody numeryczne. W metodach tych występuje odmienny sposób obliczania wartości funkcji celu. Matematyczne formuły opisujące analizowany problem zastąpione zostały w tych metodach modelem numerycznym, jako zamkniętą procedurą, do której na wejściu wprowadzane są parametry konstrukcyjne (decyzyjne) a na wyjściu otrzymuje się wartości funkcji celu oraz ograniczenia [2, 3]. Poszczególne etapy metody optymalizacji numerycznej przedstawiono schematycznie na rysunku 1.



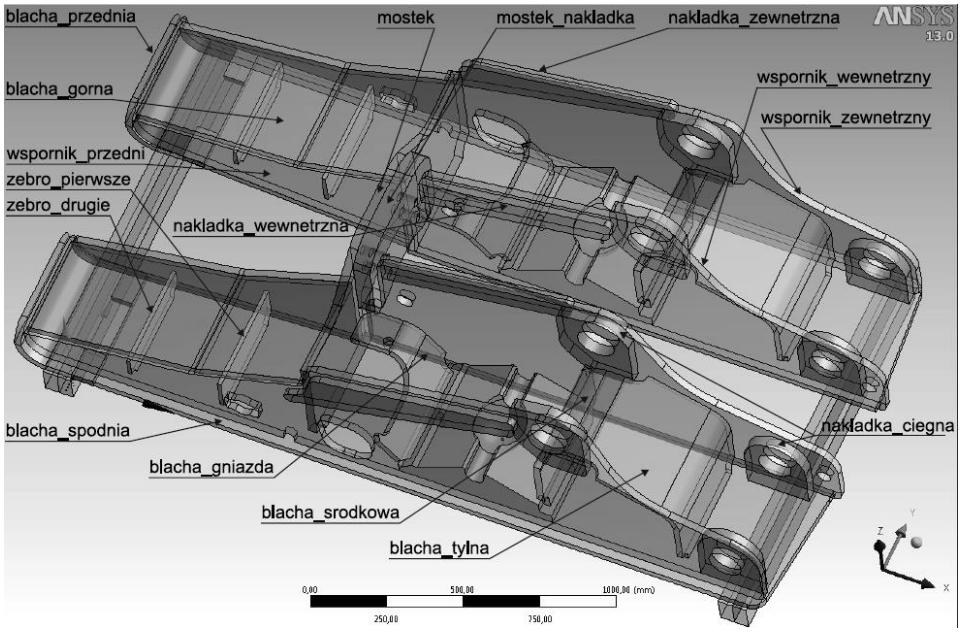
Rys.1. Schemat metody optymalizacji numerycznej [2]

W monografii, wykorzystując procedury optymalizacyjne programu Ansys Workbench, przedstawiono poszczególne etapy procesu optymalizacji postaci konstrukcyjnej spągnicy sekcji obudowy zmechanizowanej, zwracając szczególną uwagę na aspekty praktyczne i ograniczenia występujące w trakcie modelowania.

2. Optymalizacja postaci konstrukcyjnej spągnicy

2.1. Model numeryczny

Model geometryczny spągnicy sekcji obudowy zmechanizowanej opracowano z uwzględnieniem konieczności sparametryzowania wymiarów poszczególnych elementów składowych spągnicy. Bezpośrednie wykorzystanie modelu geometrycznego opracowanego w innym programie do tworzenia geometrii jest możliwe pod warunkiem, że istnieje możliwość sparametryzowania wymiarów optymalizowanych w dalszym etapie obliczeń [4]. Model spągnicy z nazwami poszczególnych elementów składowych przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Model spągnicy

Jako wielkości sparametryzowane zdefiniowano grubości poszczególnych blach spągnicy. Uzyskano w ten sposób listę 31 parametrów. Tak duża liczba zmiennych decyzyjnych skutkowałaby znacznym wydłużeniem czasu obliczeń. W celu uproszczenia obliczeń parametry pogrupowano w zbiory, w których przyjęcie jednakowego rozmiaru zdaje się naturalne i logiczne. Każdej z tych

grup przypisano jedną zmienną, dzięki czemu ograniczono liczbę zmiennych decyzyjnych do 13. Listę zmiennych i przypisane im wartości początkowe przedstawiono w tabeli 1.

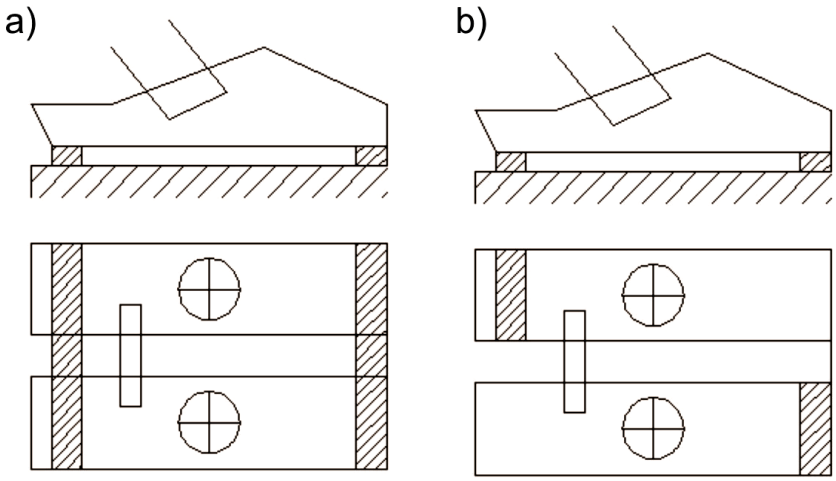
Zestawienie zmiennych decyzyjnych i zakresów zmian ich wartości

Tabela 1

Lp.	Nazwa zmiennej	Parametry przypisane do zmiennej	Wartość parametru		
			początkowa	minimalna	maksymalna
			[mm]	[mm]	[mm]
1	2	3	4	5	6
1	mostek	mostek	30	25	40
2	mostek nakładka	mostek nakładka	60	50	70
3	blacha górna	blacha górna prawa blacha górna lewa	25	23	30
4	wspornik zewnętrzny	wspornik zewnętrzny prawy wspornik zewnętrzny lewy	25	23	30
5	wspornik wewnętrzny	wspornik wewnętrzny prawy wspornik wewnętrzny lewy	25	23	30
6	wspornik przedni	wspornik przedni prawy wspornik przedni lewy	25	23	30
7	blacha spodnia	blacha przednia prawa blacha przednia lewa blacha spodnia prawa blacha spodnia lewa	25	23	30
8	nakładki cięgna	nakładka cięgna przednia prawa nakładka cięgna przednia lewa nakładka cięgna tylna prawa nakładka cięgna tylna lewa	40	35	45
9	nakładki zewnętrzne	nakładka zewnętrzna prawa nakładka zewnętrzna lewa	25	23	30
10	nakładki wewnętrzne	nakładka wewnętrzna prawa nakładka wewnętrzna lewa	25	23	30
11	blacha gniazda	blacha gniazda blacha gniazda lewa	25	23	30
12	blacha tylna	blacha tylna blacha tylna lewa	20	18	28
13	blacha środkowa	blacha środkowa blacha środkowa lewa	25	23	30

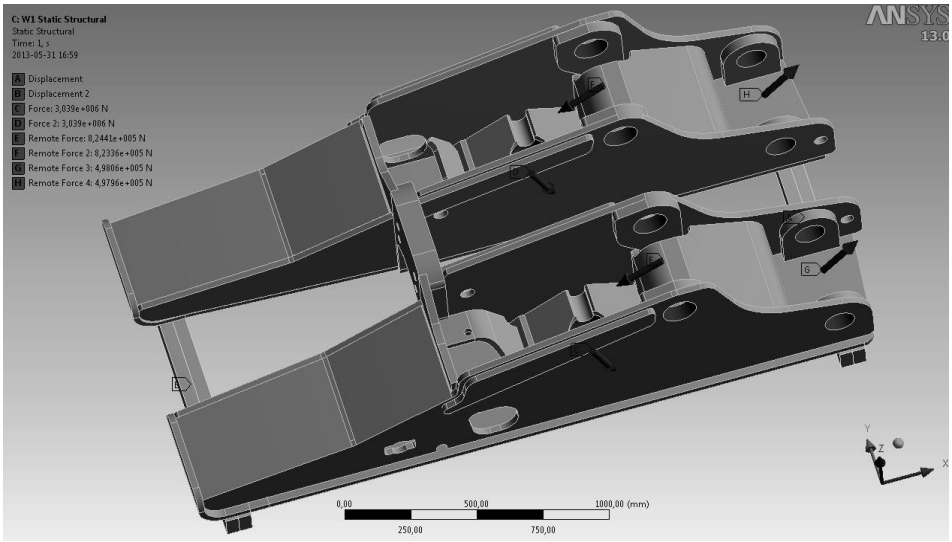
Przeanalizowano dwa warianty podparcia i obciążenia spągnicy z uwzględnieniem wymogów normy [6]:

- wariant W1 – podparcie symetryczne spągnicy (rys. 3a),
- wariant W2 – podparcie asymetryczne spągnicy (rys. 3b).



Rys.3. Analizowane warianty podparcia spągnicy

Obciążenie spągnicy zdefiniowano poprzez układ sił w łącznikach lemniskatowych i stojakach (rys. 4). Wartości składowych tych sił i współrzędne punktu ich przyłożenia (tabela 2) odpowiadają podporności roboczej sekcji. Wypadkowa siła w stojaku dla analizowanych wariantów obciążenia wynosiła 3039 kN.



Rys.4. Schemat podparcia i obciążenia spągnicy dla wariantu W1

Przyjęto, że wszystkie blachy spągnicy wykonane są z tego samego gatunku stali o granicy plastyczności 355 MPa. Założono sprężysto – plastyczną charakterystykę stali z liniowym wzmocnieniem – z modułem umocnienia o wartości 1830 MPa [5].

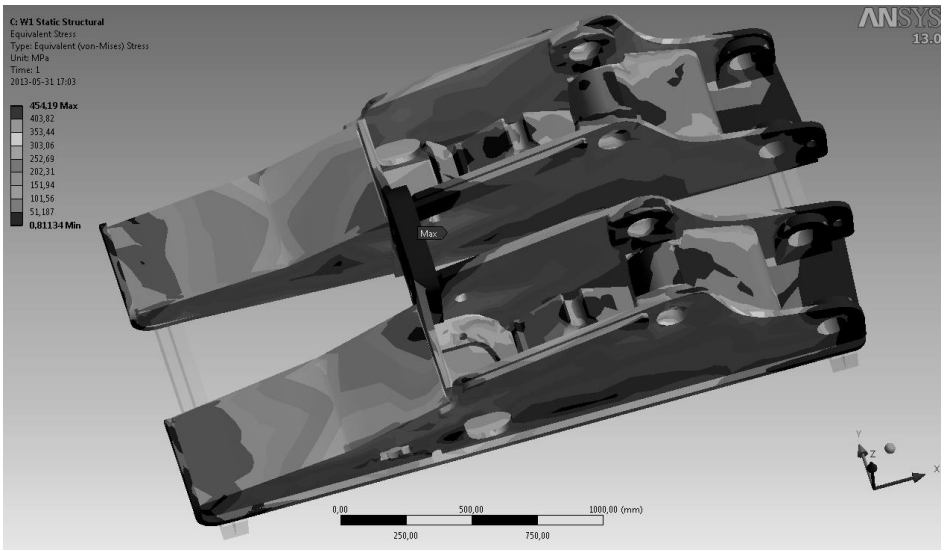
Zestawienie składowych sił w łącznikach i współrzędnych punktów ich przyłożenia

Tabela 2

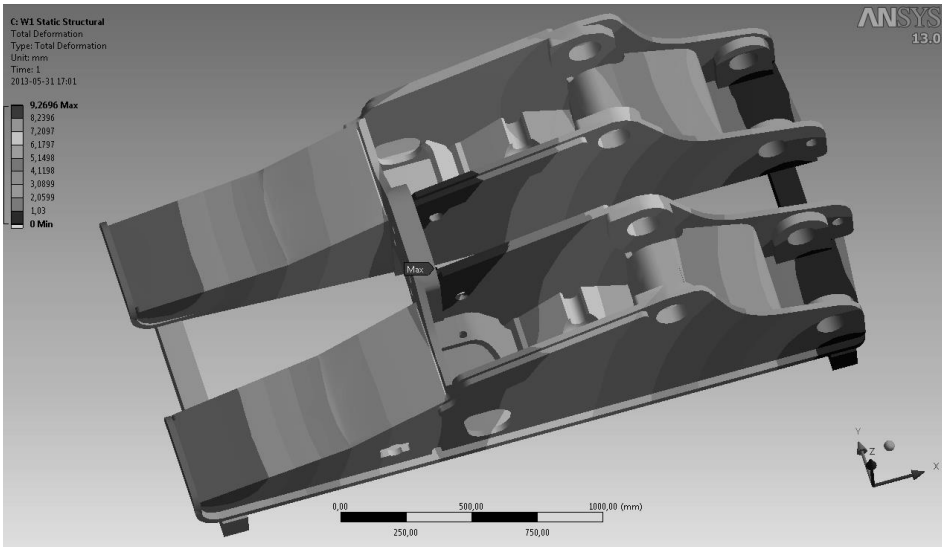
Wariant obciążenia	Łącznik	Wartości składowej siły [kN]			Współrzędne punktu przyłożenia siły [mm]		
		X	Y	Z	x	y	z
W1	Przedni lewy	-718,320	15,609	-404,250	1730	265	580
	Tylny lewy	340,940	-1,545	363,070	2340	265	180
	Przedni prawy	-717,400	-16,357	-403,730	1730	1075	580
	Tylny prawy	340,870	2,107	363,000	2340	1075	180
W2	Przedni lewy	-2816,800	41,750	-1585,300	1730	265	580
	Tylny lewy	2179,900	-74,802	2320,900	2340	265	180
	Przedni prawy	2580,600	-11,305	1452,600	1730	1075	580
	Tylny prawy	-2138,400	-268,580	-2276,300	2340	1075	180

2.2. Procedury optymalizacyjne

Dla określonych wcześniej warunków obciążenia, podparcia i wartości początkowych parametrów funkcji decyzyjnej przeprowadzono wstępną symulację w celu wyznaczenia występującego poziomu wytężenia i odkształcenia spągnicy. Przykładowy rozkład naprężenia zredukowanego dla wariantu podparcia W1 przedstawiono na rysunku 5, natomiast rozkład przemieszczenia przedstawiono na rysunku 6.



Rys.5. Rozkład naprężenia zredukowanego W1



Rys.6. Mapa przemieszczenia dla wariantu W1

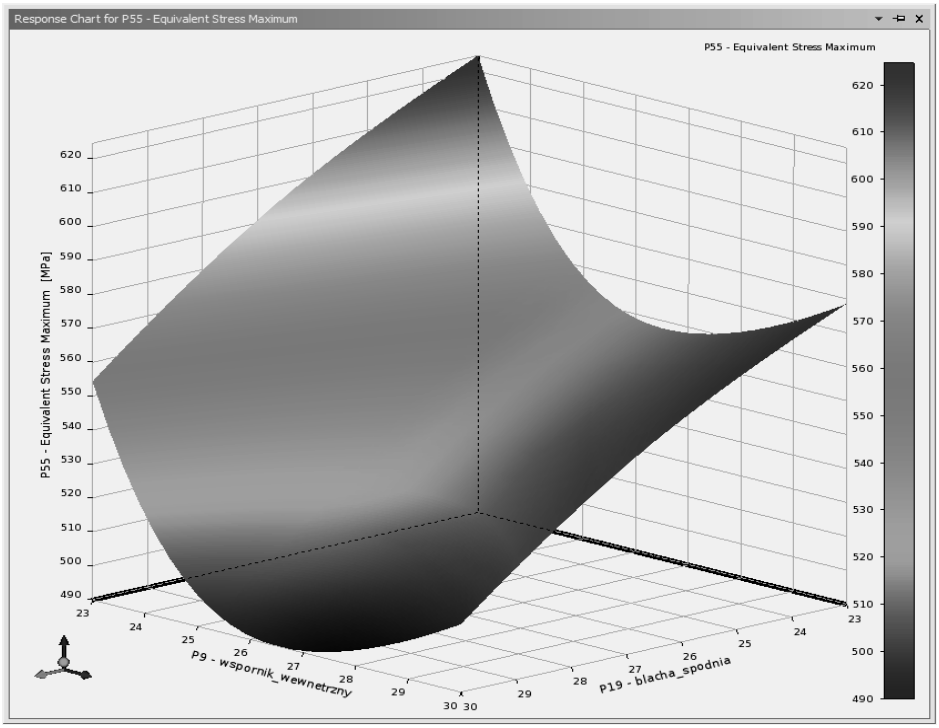
Podstawowe ustawienia związane z procesem optymalizacji grubości blach spągnicy przeprowadzono w module Design Eksplorer. Ustalono więc zakres zmian każdej ze zmiennych (tabela 1). Jako metodę doboru liczby i rozkładu punktów projektowych wybrano metodę Custom + Sampling, która pozwala na ręczne ustalenie liczby punktów a tym samym na sukcesywne zwiększanie ich liczby, co daje możliwość przeprowadzenia obliczeń w kilku etapach. Pozwala to na racjonalne wykorzystanie mocy obliczeniowych komputera. Na podstawie tych obliczeń uzyskano wyniki 250 symulacji dla różnych wartości parametrów wejściowych. Ustalono następujące parametry wyjściowe:

- masa spągnicy,
- maksymalne naprężenie zredukowane,
- maksymalne przemieszczenie.

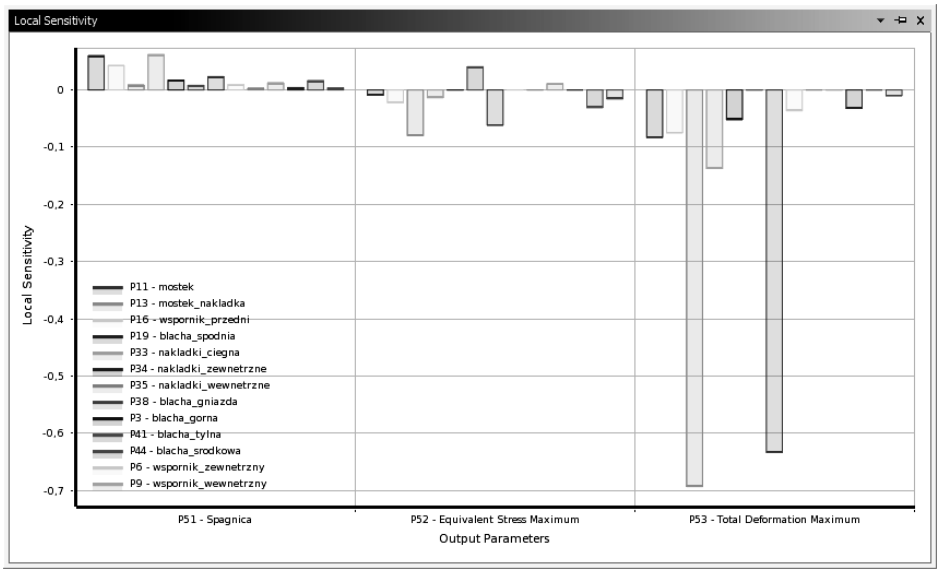
W kolejnym kroku procedury, w zakładce Response Surface wygenerowano powierzchnie odpowiedzi dla wszystkich wykorzystanych w analizie zmiennych wejściowych i wyjściowych. Przykładową powierzchnię odpowiedzi przedstawiającą zależność maksymalnego naprężenia zredukowanego od grubości wsporników wewnętrznych i blach spodnich przedstawia rysunek 7.

Istotnym elementem prowadzonej analizy jest możliwość wygenerowania wykresu wrażliwości poszczególnych parametrów (Local Sensitivity) - ilustrującego (na wykresie słupkowym) wpływ poszczególnych parametrów wejściowych na wybrane parametry wyjściowe. Wykresy wrażliwości wygenerowane dla wariantów obciążenia spągnicy W1 i W2 przedstawiono na rysunkach 8 i 9. Z wykresów wrażliwości wynika, że największy wpływ na

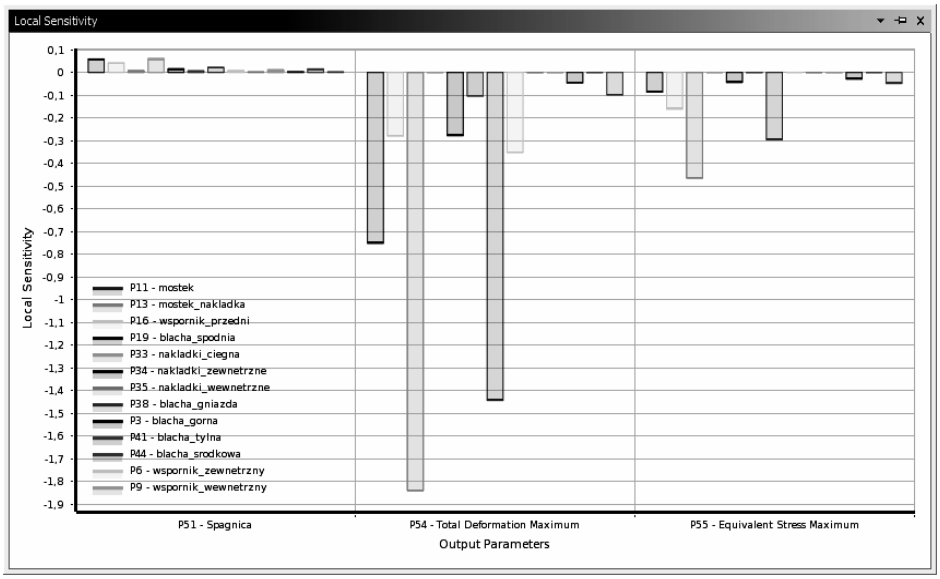
założone parametry wyjściowe mają następujące zmienne dezyzyjne: *mostek, mostek_nakladka, wspornik przedni, blacha spodnia.*



Rys.7. Przykładowa powierzchnia odpowiedzi

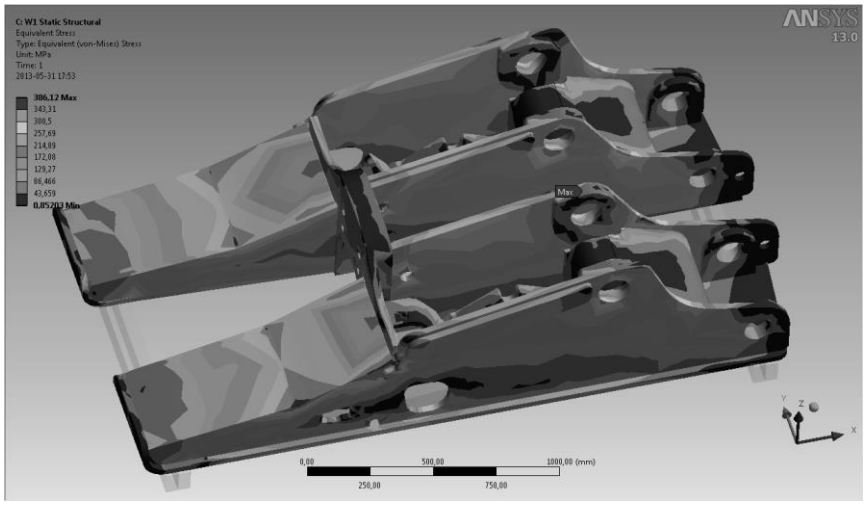


Rys.8. Wykres wrażliwości dla wariantu W1

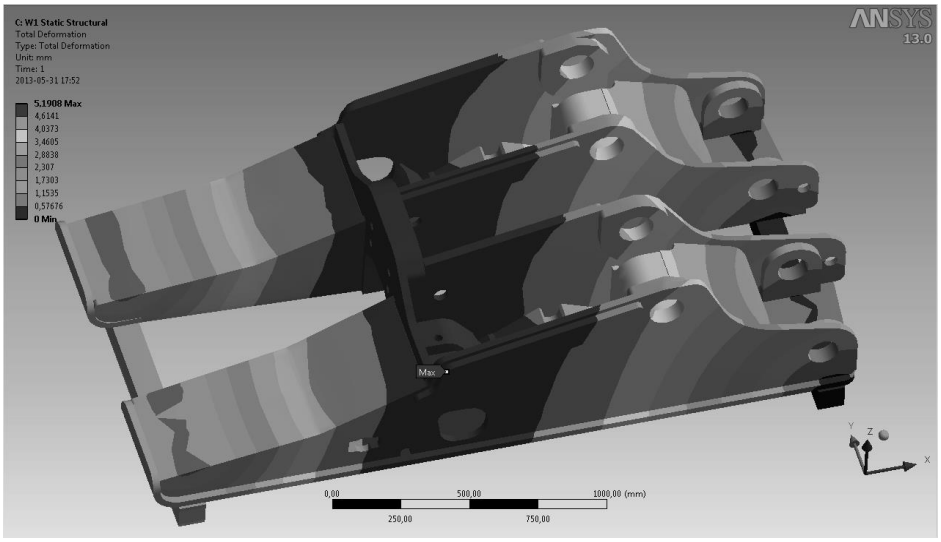


Rys.9. Wykres wrażliwości dla wariantu W2

W dalszym etapie procedury optymalizacji skorzystano z zakładki Optimization, w której wybrano algorytm optymalizacji i zdefiniowano funkcję celu. Ustalono, iż maksymalne naprężenie zredukowane powinno dążyć do wartość 400 MPa, a więc dopuszczono możliwość lokalnego uplastycznienia nieznacznych obszarów spągnicy, natomiast maksymalne odkształcenie jak i masa spągnicy powinny dążyć do minimum. Optymalizacje przeprowadzono przy użyciu dwóch algorytmów Screening (metoda Hammersley) i MOGA (Multiple Objective Genetic Algorithm).



Rys.10. Rozkład naprężenia zredukowanego po optymalizacji spągnicy dla wariantu W1



Rys.11. Mapa przemieszczenia po optymalizacji spągnicy dla wariantu W1

Przykładowe wyniki obliczeń dla modelu spągnicy po optymalizacji i wariantu podparcia W1 przedstawiono na rysunkach 10 i 11.

W wyniku optymalizacji przeprowadzonej w programie ANSYS Workbench uzyskano znaczne obniżenie poziomu wytężenia spągnicy. Maksymalne naprężenie zredukowane zmniejszyło się o 15% dla wariantu W1 i o 35% dla wariantu W2. Wartość maksymalnego przemieszczenia zmniejszyła się odpowiednio o 44% i o 74%.

Równocześnie po przeanalizowaniu wykresów wrażliwości wszystkich parametrów wejściowych na ustalone parametry wyjściowe, zdecydowano o przeprowadzeniu optymalizacji zakładając, że parametrami wejściowymi będą zmienne decyzyjne, które w największym stopniu wpływają na właściwości wytrzymałościowe analizowanego modelu spągnicy. Jako parametry optymalizacji zadeklarowano tylko cztery zmienne wyłonione we wcześniejszym procesie analizy wrażliwości, tj.: *mostek, mostek_nakladka, wspornik przedni i blacha spodnia*.

Efekty tak przeprowadzonego procesu optymalizacji zestawiono w tabeli 3, w której podano również procentową zmianę poszczególnych parametrów po optymalizacji.

Rezultaty optymalizacji z użyciem czterech parametrów (tabela 3) nie odbiegają znacząco od wyników optymalizacji dla wszystkich trzynastu ustalonych wcześniej parametrów wejściowych. W modelu po optymalizacji maksymalne naprężenie zredukowane zmniejszyło się o 16,3% dla wariantu W1 oraz o 31% dla wariantu W2. Wartość maksymalnego przemieszczenia zmniejszyła się odpowiednio o 41,7% i o 65%, przy jednoczesnym nieznacznym zwiększeniu masy spągnicy o 1,94% i o 3,94%. Istotne obniżenia poziomu wytężenia uzyskano przy praktycznie tej samej masie spągnicy.

Zmiana parametrów wejściowych i wyjściowych po optymalizacji

Tabela 3

	W1			
	Wartość początkowa	Wartość po optymalizacji	Zmiana	Zmiana [%]
blacha spodnia	25,00	23,67	-1,3315	-5,33%
mostek nakładka	60,00	69,54	9,5412	15,90%
mostek	30,00	37,29	7,2915	24,30%
wspornik przedni	25,00	24,29	-0,7085	-2,83%
masa spągnicy [kg]	2388,0118	2434,30	46,2907	1,94%
maksymalne przemieszczenie [mm]	9,2696	5,40	-3,8718	-41,77%
maks. naprężenie zreduk. [MPa]	454,1906	380,12	-74,0703	-16,31%
	W2			
blacha spodnia	25,00	24,34	-0,6595	-2,64%
mostek nakładka	60,00	69,78	9,7756	16,29%
mostek	30,00	35,32	5,3161	17,72%
wspornik przedni	25,00	25,37	0,3667	1,47%
masa spągnicy [kg]	2388,01	2482,07	94,0549	3,94%
maksymalne przemieszczenie [mm]	93,208	32,59	-60,6160	-65,03%
maks. naprężenie zreduk. [MPa]	665,17	458,55	-206,6244	-31,06%

W procedurach optymalizacyjnych z ograniczoną liczbą parametrów wejściowych czas obliczeń jest znacznie krótszy. Zmniejszenie liczby parametrów wejściowych wiąże się z koniecznością określenia wrażliwości poszczególnych parametrów, co wymaga wcześniejszego wygenerowania powierzchni odpowiedzi dla wszystkich zmiennych decyzyjnych. W związku z tym oszczędność czasu jest tylko teoretyczna.

3. Podsumowanie

Zastosowanie metod numerycznych do optymalizacji postaci konstrukcyjnej elementów maszyn umożliwia uwzględnienie w procesie projektowania zdecydowanie większej liczby czynników wynikających z aspektów fizycznego oddziaływania różnorodnych czynników na optymalizowany obiekt. Wiąże się to jednak z koniecznością stosowania specjalistycznych programów i komputerów o dużych mocach obliczeniowych. Istotnym czynnikiem wpływającym na czas obliczeń jest liczba parametrów wejściowych. Producent pakietu ANSYS Design Explorer zaleca, aby liczba parametrów nie przekraczała 15. Już liczba 13 parametrów wejściowych skutkowała koniecznością przeprowadzenie około

280 symulacji. Znaczenie tego zagadnienia wyraźnie widać w przypadku optymalizacji dla 4 parametrów wejściowych. Liczba koniecznych symulacji spadła wtedy do około 30 i proporcjonalnie skrócił się czas obliczeń. Dobór parametrów istotnych ze względu na ich wpływ na parametry wyjściowe obiektu jest jednak możliwy w oparciu o pełną analizę wrażliwości, a więc dopiero po wygenerowaniu powierzchni odpowiedzi, a tym samym po przeprowadzeniu całej serii symulacji dla wszystkich parametrów wejściowych.

Przygotowanie modelu obliczeniowego do optymalizacji postaci konstrukcyjnej wymaga stworzenia dokładnej, sparametryzowanej geometrii. Na tym etapie opracowania modelu należy przewidywać ewentualne miejsca wystąpienia koncentracji naprężenia, gdyż lokalne spiętrzenia naprężenia mogą w znacznym stopniu wypaczyć wyniki optymalizacji. Wiąże się to również z zastosowaniem odpowiednich modyfikacji siatki elementów skończonych oraz zadawaniem charakterystyk materiałów stosunkowo wiernie odwzorowujących zachowanie się rzeczywistych materiałów, z których wykonany jest modelowany obiekt.

Wykorzystanie zaawansowanych systemów MES w procesie optymalizacji postaci konstrukcyjnej przynieść może wymierne korzyści ekonomiczne. W procesie projektowania możliwe jest uwzględnienie wielu wariantów obciążenia, precyzyjne odwzorowanie kształtu geometrycznego oraz sposobu łączenia elementów. Pozwala to na rozwiązywanie złożonych problemów inżynierskich z symulacją warunków użytkowania, którą trudno przeprowadzić podczas testowania prototypu.

Literatura

1. Dzieniszewski W., Jendo S., Marks W.: Optymalizacja wytrzymałościowa konstrukcji, Wydawnictwo Polskiej Akademii Nauk, Wrocław 1983.
2. Gutkowski W.: Optymalizacja ewolucyjna – zalety i wady metody w optymalizacji konstrukcji. Rozprawy z mechaniki konstrukcji i materiałów, Kraków 2004.
3. Tajs-Zielińska K.: Optymalizacja elementów konstrukcyjnych metodą automatu komórkowego. Rozprawa doktorska, Politechnika Krakowska, Kraków 2011.
4. Łaczek S.: Modelowanie i analiza konstrukcji w systemie MES ANSYS v. 11. Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, Kraków 2011.

5. Markowicz J.: Analysis of impact of welded joint damages and corrosion in powered roof support components on their operational safety. Archives of Mining Sciences, Vol. 55, nr 4, s. 799-826.
6. PN-EN 1804-1+A1:2010. Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej - Część 1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne.

Kontrola przestrzeni podtłokowej rdzennika wewnętrznego w stojaku teleskopowym próbą remedium na zjawiska gwałtownych osunięć stropu

Jan Marianowski, Antoni Kalukiewicz - Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

Stosowanie obudów o coraz większych średnicach stojaków oznacza konieczność rozwiązywania określonych zadań dotyczących ich funkcjonowania. Istota działania obudowy elastycznie przejmującej obciążenia sprowadza się do kontrolowanego obniżania obudowy wówczas, gdy jest ona obciążana stropem siłą wynikającą z podporności roboczej samej obudowy. Podporność ta jest wyznaczana z kolei maksymalnym ciśnieniem, które może istnieć w stojakach obudowy, zatem kontrola tego ciśnienia ma niezwykle istotne znaczenie. W stosowanych rozwiązaniach technicznych obudowy teleskopowej podczas jej pracy, tj. przenoszenia obciążenia ze stropu na podstawę cylindra I stopnia (zwanego spodnikiem) stojaka, mamy do czynienia z dwoma niezależnymi autonomicznymi obszarami emulsji poddanymi ciśnieniu [1, 9]:

- obszar pod tłokiem rdzennika zewnętrznego (zwanego cylindrem II stopnia lub rdzennikiem I stopnia),
- obszar pod tłokiem rdzennika wewnętrznego (zwanego rdzennikiem II stopnia).

Obszary te są rozdzielone tzw. zaworem dennym, czyli zaworem zwrotnym sterowanym mechanicznie położeniem rdzennika zewnętrznego względem stopy spodnika stojaka. Podczas rozpierania obudowy po całkowitym wysunięciu rdzennika zewnętrznego ułatwia to dalsze rozpieranie obudowy pod wpływem wysuwu rdzennika wewnętrznego. W przypadku wymuszonego ruchami górotworu obniżania stropu po otwarciu zaworów roboczych (bezpieczeństwa oraz upustowego), w pierwszej kolejności wsuwa się rdzennik zewnętrzny. Trwać to może dopóty, dopóki tłoczek zaworu dennego nie oprze się o podstawę spodnika stojaka. Wówczas, jeśli zachodzi taka konieczność, dzięki otwartemu zaworowi dennemu może wsuwać się rdzennik wewnętrzny, poddając dalej obudowę naciskającemu górotworowi. W podobnej kolejności odbywa się rabowanie (wsuwanie tłoczysk, czyli rdzenników) stojaków będące jedną z sekwencji cyklu pracy sekcji obudowy.

Wspomniana autonomiczność przestrzeni pod tłokami rdzennika zewnętrznego i wewnętrznego jest wynikiem zastosowania dodatkowo na wlocie do każdego stojaka bloku zaworowego o specyficznej konstrukcji, wyposażonego w zawór zwrotny (często sterowany ciśnieniem). Obszar pod tłokiem rdzennika zewnętrznego zamknięty jest ponadto zaworami: zaworem podporności roboczej oraz dodatkowo jego bliźniaczą konstrukcją – zaworem upustowym działającym przy ciśnieniu o 10% wyższym aniżeli nastawa zaworu

roboczego. Zastosowanie zaworu upustowego pozwala na przedłużenie elastycznego oddziaływania obudowy na górotwór z chwilą uzyskania przez zawór podporności roboczej maksymalnej wydajności. Oznacza to, o ile zachodzi taka potrzeba, konieczność dalszego pozbywania się określonej ilości emulsji z układu hydraulicznego w taki sposób, aby nie doszło do obniżenia podporności roboczej samej obudowy. Stosowane w układach hydraulicznych obudów zawory są niejako bezpiecznikami pierwszej (zawory robocze) i drugiej (zawory upustowe) kolejności działania. Zawory robocze i upustowe mogą spełnić prawidłowo swoją funkcję w obudowie tylko wtedy, jeśli osiągają właściwą przepustowość (wydajność), a nastawa ich ciśnienia pozwala na przystosowanie obudowy do warunków górniczo-geologicznych podczas eksploatacji.

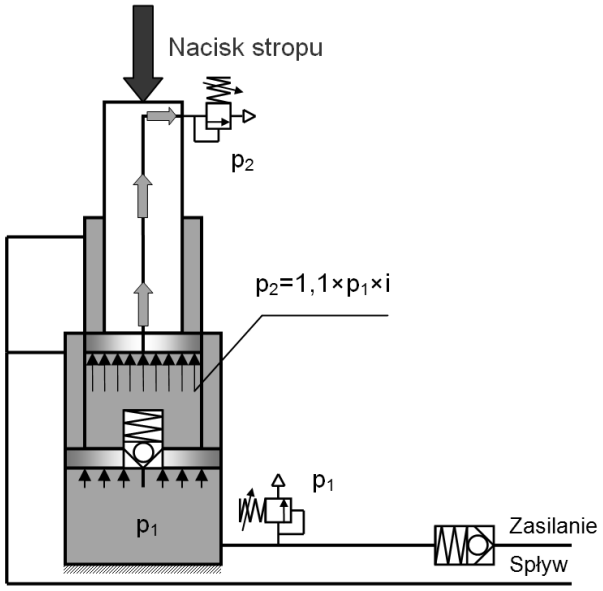
W pracy [1] pokazano jak warunki osuwającego się z dopuszczalną prędkością stropu determinują przepustowości zaworów: roboczego lub upustowego mogących mieć zastosowanie w odniesieniu do wymiarów rdzenników wewnętrznych stojaków obudowy. Obudowom z dużymi podpornościami (duże średnice rdzenników zewnętrznych) towarzyszyć powinny zawory upustowe o wyjątkowo dużej przepustowości. Jest to zagadnienie dość złożone, chodzi bowiem o to, że prędkość wypływu strugi emulsji, jej przekrój poprzeczny i droga przepływu nie mogą wpływać negatywnie na podporność roboczą sekcji obudowy.

2. Propozycja nowego modułu upustowego zabezpieczającego stojaki hydrauliczne

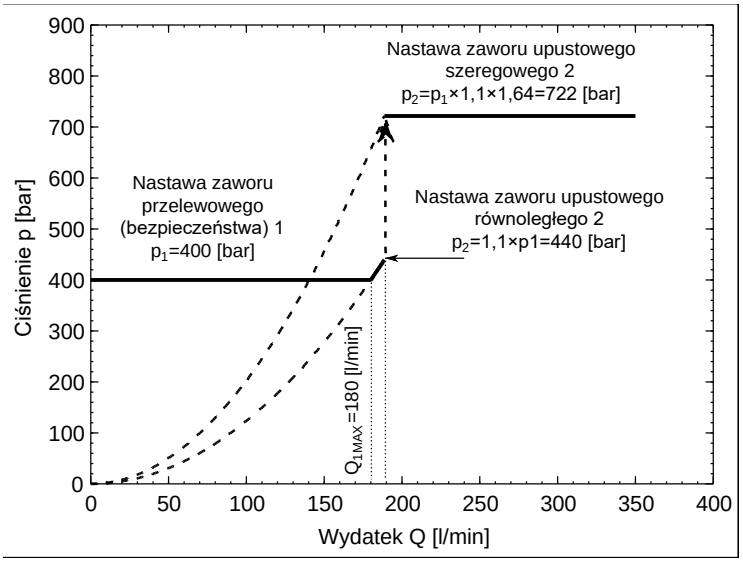
Niniejsza monografia dotyczy zastosowania zaworu upustowego w rdzenniku wewnętrznym stojaka. Ciśnienie pod rdzennikiem wewnętrznym stojaka jest ciśnieniem zmultiplikowanym w stosunku do ciśnienia pod rdzennikiem zewnętrznym. Oznacza to, że należy się spodziewać podczas eksploatacji zaworu bardzo intensywnej zamiany postaci entalpii związanej z pracą przetłaczania (tłoczenie emulsji do zaworu przez rdzennik wewnętrzny) na postać entalpii związaną z energią kinetyczną wypływającego strumienia emulsji z zaworu.

Na rysunku 1 przedstawiono ideę funkcjonowania zastosowania zaworu upustowego 2-go stopnia regulującego ciśnienie emulsji w obszarze pod tłokiem rdzennika wewnętrznego, co pozwala na uelastycznienie pracy stojaka dla przypadku, gdy prędkość osuwania się stropu przekracza wartości dla których został dobrany zawór upustowy pierwszej kolejności działania. Nietrudno zauważyć, że ciśnienie panujące pod rdzennikiem wewnętrznym stojaka jest ciśnieniem multiplikowanym w stosunku do ciśnienia panującego pod rdzennikiem zewnętrznym. Oznacza to, że należy spodziewać się podczas pracy tego zaworu niezwykle intensywnej zamiany postaci entalpii związanej z pracą przetłaczania (tłoczenie emulsji do zaworu przez tłok rdzennika

wewnętrznego) na postać entalpii związaną z energią kinetyczną wypływającego strumienia emulsji z zaworu. Na rysunku 2 na tle współrzędnych ciśnienie – wydatek, przedstawiono hipotetyczną współpracę obu zaworów. Rzeczywiste krzywe poziome zlinearyzowano.



Rys.1. Idea zastosowania zaworu upustowego w rdzenniku wewnętrznym stojaka teleskopowego [8]



Rys.2. Związek pomiędzy nastawą zaworu przelewowego (p_1) a nastawą zaworu upustowego w rdzenniku wewnętrznym (p_2). Wydatek zaworu przelewowego przyjęto za równy 180 [l/min][4]

3. Związek wydajności zaworów przelewowych z wydajnością proponowanych zaworów upustowych

Przyjęty wydatek Q_Z zaworu przelewowego ze zrozumiałych względów determinuje wydatek proponowanego zaworu upustowego Q_W, co wynika z bilansu zmian objętości emulsji w komorach podtłokowych rdzennika zewnętrznego i wewnętrznego z uwzględnieniem prędkości przemieszczania się tłoków tychże rdzenników, rys.3. Bilans powyższy pozwala na napisanie fizycznej równości (1) wiążącej wydatki obu zaworów [2, 3].

$$Q_w = \frac{1}{i^2}\left(v_{str} \times \frac{\pi D_Z^2}{4} - Q_Z \right) \tag{1}$$

gdzie:

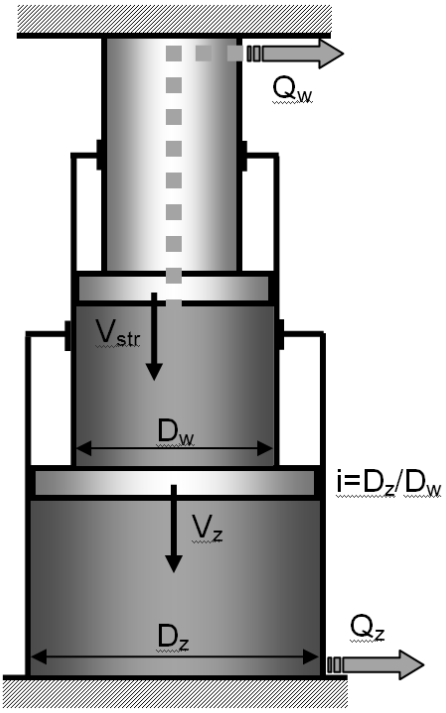
v_{str} – prędkość osiadania stropu,

D_Z – średnica tłoka rdzennika zewnętrznego,

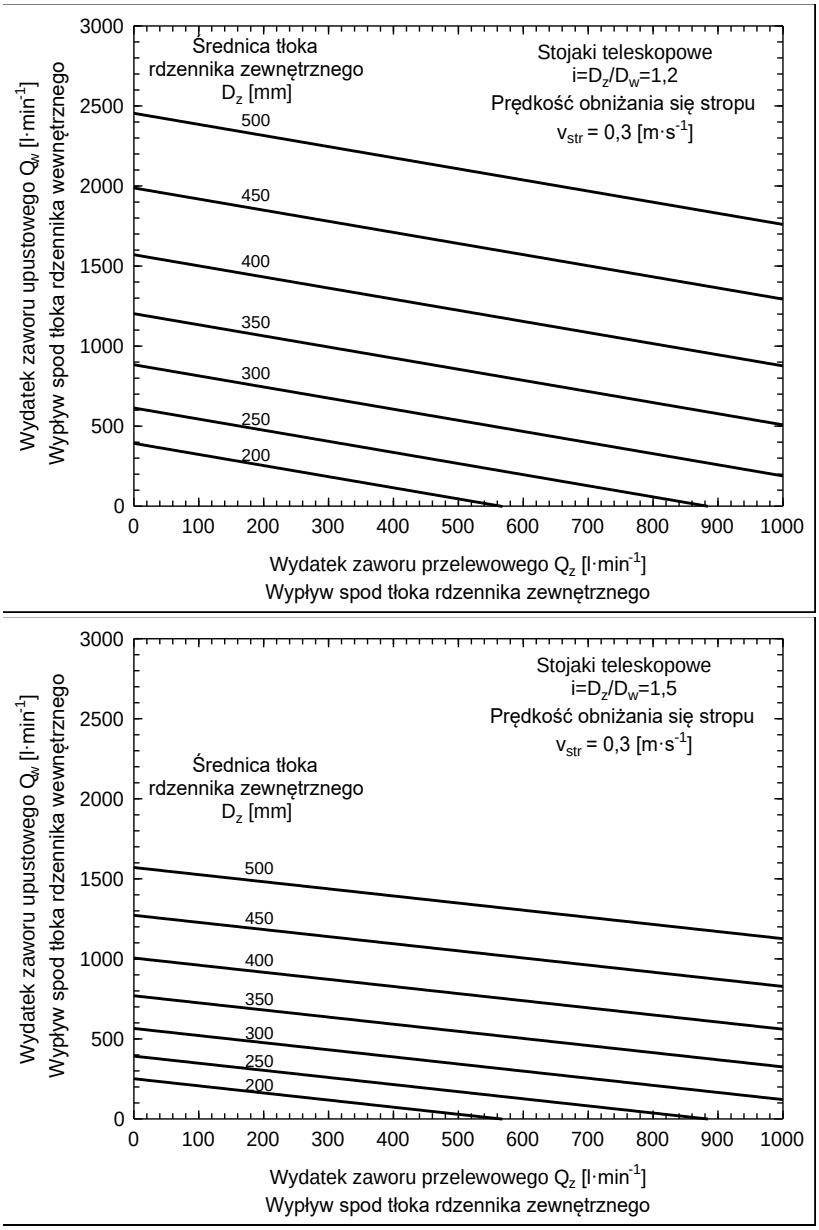
D_W – średnica tłoka rdzennika wewnętrznego,

Q_W – wydatek proponowanego zaworu upustowego,

Q_Z – maksymalny wydatek zastosowanego zaworu przelewowego,
$i = D_Z/D_W$.



Rys.3. Schemat przepływu emulsji w przyjętym rozwiązaniu a spowodowany osiadaniem stropu



Rys.4. Związek parametrów wydajnościowych zaworów z parametrami geometrycznymi stojaków teleskopowych dla maksymalnej prędkości osiadania stropu [4]

Równanie (1) wiąże ze sobą pięć podstawowych wielkości fizycznych opisujących geometrię układu oraz wymagane parametry wydajnościowe zaworów: przelewowego i upustowego w aspekcie szybkości obniżania się pracującego stropu. Na rysunku 4 zestawiono graficznie równanie (1) w zależności od geometrii zastosowanego stojaka teleskopowego w aspekcie

maksymalnej dopuszczalnej w zawale kontrolowanym prędkości osuwania się stropu równej 0,3 [m/s].

4. Dobór sztywności sprężyn

Dobór sztywności sprężyn oznacza nie tylko ich wybór z tytułu posiadanej przez nich cechy zwanej sprężystością, ale przede wszystkim sprecyzowanie rodzaju sprężyny oraz jej wymiarów geometrycznych, które są zdefiniowane właśnie sztywnością samej sprężyny [4]. W rozważaniach ograniczono się do zastosowania w zaworach sprężyn śrubowych ściskanych. Wybór ten jest rezultatem zauważonego bardzo niewielkiego rozrzutu wartości sztywności oraz wymiarów geometrycznych w obrębie produkowanej serii sprężyn, co gwarantuje powtarzalność parametrów technicznych samego zaworu upustowego jako całości.

Niezbędny wzrost ciśnienia w obszarze pod grzybkiem implikujący podniesienie grzybka jest wynikiem, jak wyjaśniono w [5, 6] konieczności niwelacji siły hydrodynamicznej F_{HD} o ujemnej wartości. Zakładając, że ciśnienie Δp oraz związana z nim siła hydrodynamiczna F_{HD} działają w obszarze zewnętrznej średnicy d_1 gniazda zaworu (w obszarze tym ma miejsce zmiana kierunku i wartości prędkości strugi emulsji) dla minimalnej wartości siły hydrodynamicznej F_{HDMIN} równanie może przyjąć formę (2):

$$2F_{HDMIN} = A\Delta p \Rightarrow 2kx_1 = \frac{\pi d_1^2}{4}\Delta p \tag{2}$$

Równanie (2) jest podstawą wyznaczania stałej sztywności sprężyny k. Wcześniej jednak należało ustalić dopuszczalny naddatek ciśnienia Δp w stosunku do ciśnienia nastawy zaworu p tak, aby charakterystyka przyszłego zaworu była możliwie płaska. Jest to możliwe, gdy spodziewany naddatek ciśnienia Δp stanowi niewielką część ciśnienia p nastawy samego zaworu (czego zresztą oczekuje się od tego typu konstrukcji). W dalszej analizie przyjęto wartość naddatku ciśnienia Δp jako równą 10% ciśnienia nastawy zaworu p (3):

$$\Delta p = 0{,}1p \tag{3}$$

gdzie:

p – ciśnienie nastawy zaworu upustowego,

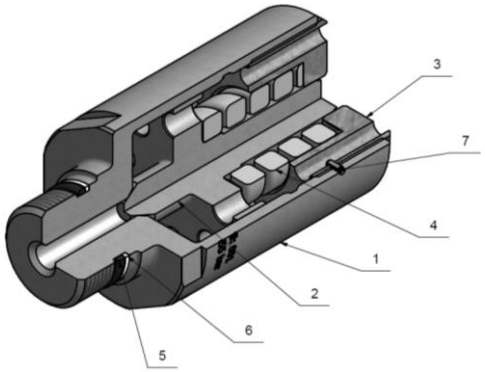
co pozwala określić liczbowo poszukiwaną stałą sztywności sprężyny (2) jako równą (4):

$$k = \frac{0{,}1 \times A}{2x_1} p \tag{4}$$

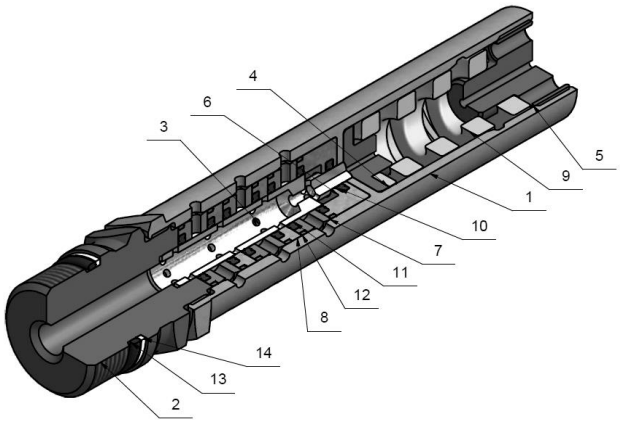
gdzie x_1 wyznaczane jest relacją zdefiniowaną przez konfigurację wymiarów gniazda zaworu [8]. Z relacji (4) wynika jasno, że niezależnie od spodziewanego naddatku ciśnienia (3) sztywność sprężyny k jest wyznaczona przede wszystkim ciśnieniem nastawy samego zaworu.

5. Konstrukcja zaworów przeznaczonych do kontroli przestrzeni podtłokowej rdzennika wewnętrznego

Poniżej, na rysunkach 5 oraz 6 przedstawiono w przekroju proponowane alternatywne rodzaje zaworów upustowych. Pierwszy z nich, rysunek 5, jest zaworem grzybkowym, natomiast drugi z nich, rysunek 6, jest zaworem suwakowym.



Rys.5. Zawór grzybkowy [Opracowanie AGH - FMiU TAGOR S.A.]. *Legenda: 1 - korpus zaworu, 2 - tłoczek, 3 - docisk, 4 - sprężyna, 5 - pierścień uszczelniający NBR, 6 - pierścień oporowy PO, 7 - kołek sprężysty*

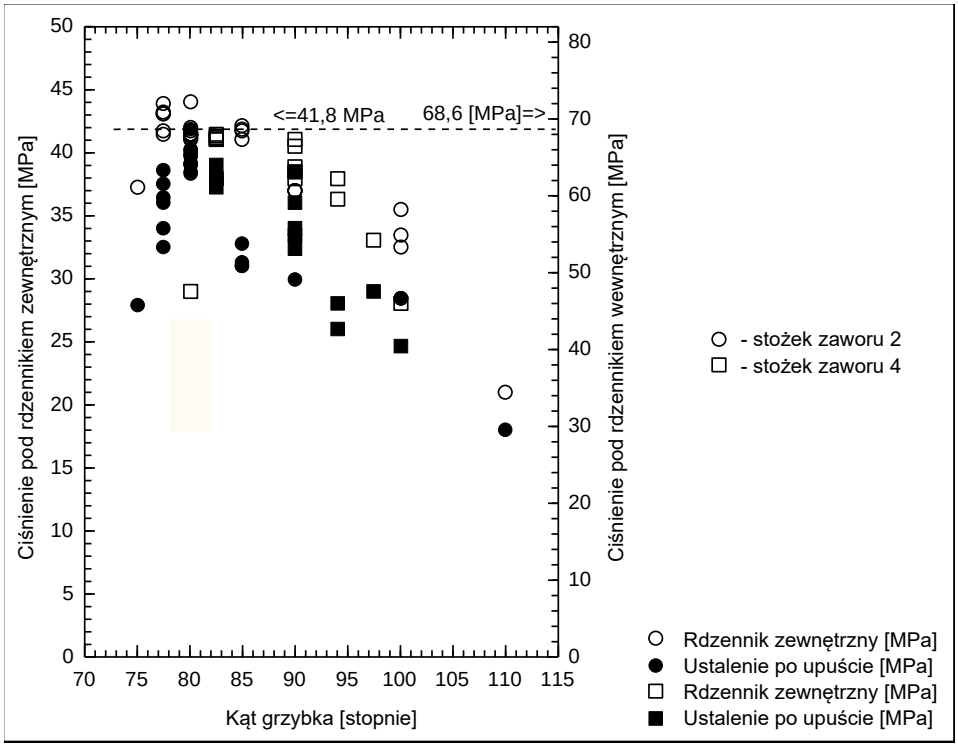


Rys.6. Zawór suwakowy [Opracowanie AGH – FMiU TAGOR S.A.]. *Legenda: 1 - korpus zaworu, 2 - przyłącze gwintowe, 3 - tłoczek, 4 - prowadnik I, 5 - prowadnik II, 6 - tuleja I, 7 - tuleja II, 8 - tuleja III, 9 - sprężyna SI, 10 - pierścień uszczelniający RS, 11 - pierścień uszczelniający RS, 12 - pierścień uszczelniający NBR, 13 - pierścień uszczelniający NBR, 14 - pierścień oporowy*

6. Rezultaty wstępnych pomiarów

6.1. Dobór kąta stożka grzybka

Dla przypadku zaworu grzybkowego należało znaleźć odpowiedź na fundamentalne pytanie: jaki należy zastosować kąt grzybka zaworu, aby zawór był szczelny przy ciśnieniach rzędu 60 ÷ 70 [MPa], które to ciśnienie jest rezultatem istnienia wspomnianego wcześniej zjawiska multiplikacji ciśnień w siłowniku teleskopowym. Po przeprowadzeniu całego szeregu prób okazało się, rysunek 7, że najodpowiedniejszym kątem dla zastosowanej pary materiałowej grzybek-gniazdo jest kąt zawierający się w obszarze $75^0 \div 85^0$.



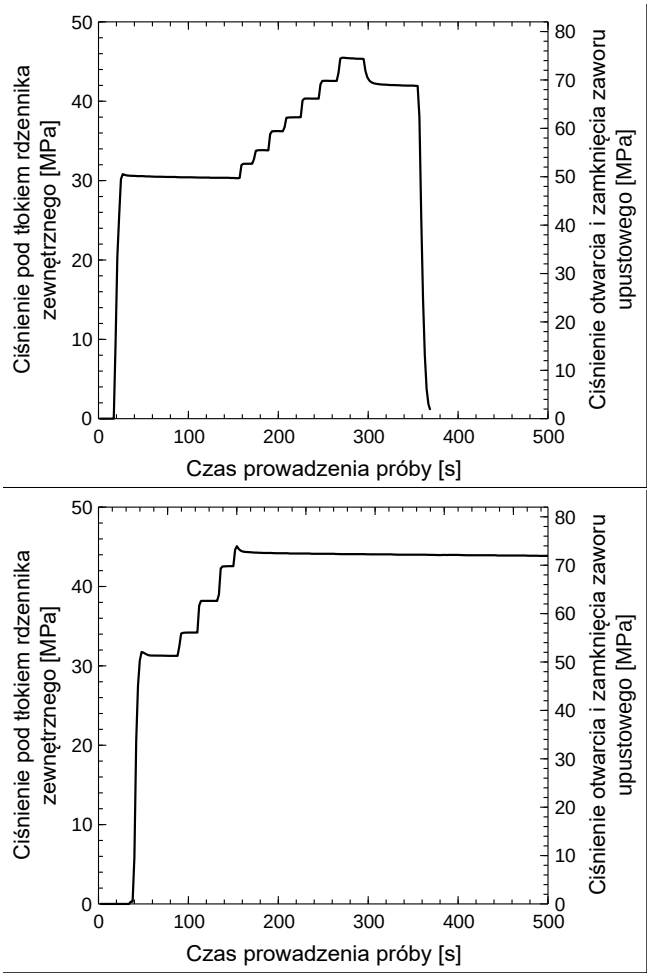
Rys.7. Wpływ kąta grzybka na ciśnienia otwarcia i zamknięcia zaworu

6.2. Badania nastaw zaworów

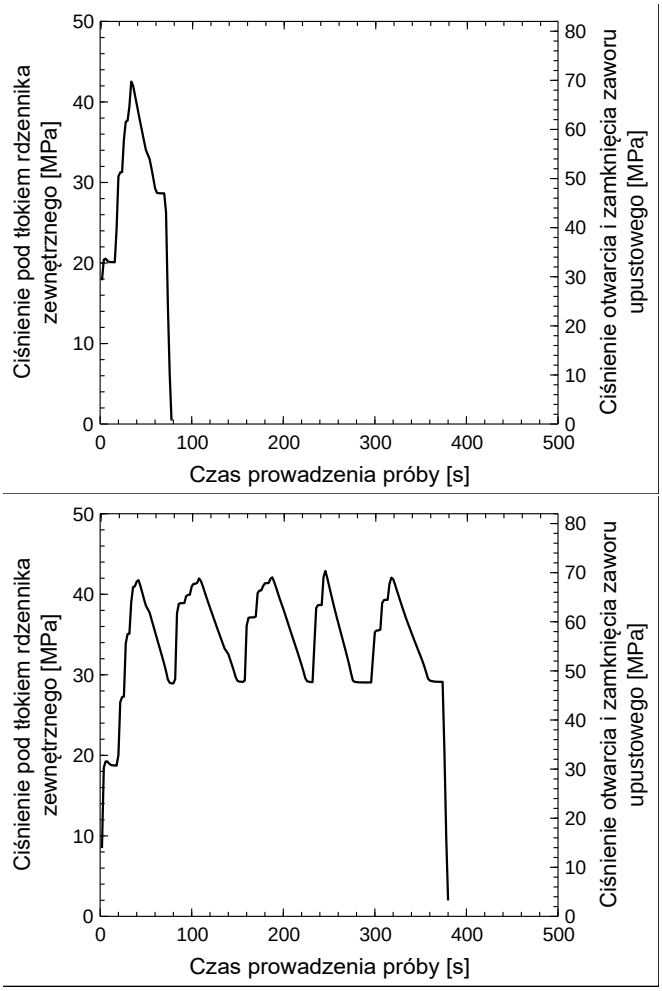
Po ustaleniu, w oparciu o wstępne pomiary, parametrów geometrycznych (wymiarów i tolerancji) elementów zaworów obu rodzajów, wykonano wzorcowe egzemplarze zaworów, które poddano dokładnym próbom umożliwiającym ocenę ich zachowania w warunkach rosnącego ciśnienia, określenie chwil ich otwarcia i chwil ich zamykania. Ogółem przeprowadzono kilkaset eksperymentów, z których wybrane przebiegi przedstawiono na rysunkach 8 i 9. Konieczność wykonania tak dużej liczby pomiarów wynikała z potrzeby

uzyskania dokładnych danych co do nastaw zaworów, które to nastawy zdeterminowane były napięciem sprężyn o nieco różnych sztywnościach oraz wymiarach z tytułu technicznej tolerancji wykonania.

Charakterystyczną cechą pracy zaworów grzybkowych, rysunek 8, jest ich zdolność do prawie natychmiastowego zamykania się po oddaniu naddatku emulsji na zewnątrz celem obniżenia ciśnienia w obszarze pod tłokiem rdzennika wewnętrznego. O stanie zamknięcia zaworu informuje prawa pozioma część wykresu. Zawory suwakowe, rysunek 9, cechuje proces znacznie wolniejszego zamykania. Spowodowane jest to prawdopodobnie bardzo dużymi oporami przemieszczania suwaka w uszczelnieniach. Powolniejsze zamykanie zaworu suwakowego implikuje powstanie dużego spadku ciśnienia do momentu zamknięcia zaworu.



Rys.8. Przykładowe rezultaty pomiarów pracy zaworu grzybkowego nr 6 na prasie multiplikacyjnej



Rys.9. Przykładowe rezultaty pomiarów pracy zaworu suwakowego nr 2 na prasie multiplikacyjnej

Występujące różnice w wartościach ciśnienia zamykania zaworów wydają się mieć swą praprzyczynę w aktualnej podczas pomiarów konfiguracji układu multiplikującego. Układ ten składa się z trzech współzależnych przestrzeni hydraulicznych przedzielonych mechanicznymi przegrodami w postaci ruchomych tłoków. Ubytek (upust z zaworu) emulsji z jednej z nich powoduje samorzutną zmianę ciśnień tak, aby została zachowana równowaga sił w układzie.

7. Uwagi końcowe

Podstawowym elementem decydującym o właściwej podporności sekcji są stojaki hydrauliczne, jak dotąd bez zabezpieczeń chroniących je przed nadmiernym przeciążeniem, które ma miejsce właśnie podczas tąpnięcia i które

dewastuje najczęściej układ hydrauliczny, z braku przezeń podatności na gwałtowne skoki ciśnień, spowodowane niemożnością szybkiego upustu emulsji z przestrzeni roboczych siłowników.

Proponowane rozwiązanie umożliwia w przypadku dynamicznego obciążenia stojaka wykorzystanie wewnętrznej przestrzeni jego rdzennika jako najbliższej wolnej i dostępnej przestrzeni na usuwanie emulsji. Wykorzystanie tej przestrzeni będzie możliwe dzięki zamontowaniu w górnej części rdzennika wewnętrznego specjalnego zaworu szybko-upustowego. Wyprowadzana tamtędy emulsja znacząco obniży powstający skok ciśnienia w układzie hydraulicznym podczas tąpnięcia.

Przewiduje się wykorzystanie w projektowanym urządzeniu podstawowych i zunifikowanych typowych zespołów i elementów wytwarzanych przez renomowane firmy tak krajowe, jak europejskie. Elementy i zespoły będą odpowiadać wymaganiom najnowszych norm. Z przedstawionego rozeznania wynika, że cechy techniczne tak upodatnionej obudowy zmechanizowanej będą się znacznie różniły od cech i parametrów wyrobów firm, które można uznać za konkurencyjne.

Zasadniczo nie znane są rozwiązania innych firm, które można by uznać za analogiczne z rozwiązaniem będącym przedmiotem projektu. Wszystkie znane autorom projektu konstrukcje w ograniczonym obszarze realizują powierzoną im funkcję upodatniania obudowy. Ich podstawową wadą jest brak stabilności parametrów wydajnościowych w czasie oraz znaczna histereza ciśnienia zamknięcia wypływu, spowodowana sekwencyjnym działaniem zaworów pierwszego i drugiego stopnia. W dotychczasowych zastosowaniach zawór upustowy obudowy zmechanizowanej pełnił rolę zaworu dodatkowego, którego zadaniem było ograniczenie dynamicznych przyrostów ciśnienia do bezpiecznej wartości, a zrzut emulsji z zaworu upustowego następował na zewnątrz układu hydraulicznego.

Zaproponowana konstrukcja zaworu upustowego w rdzenniku wewnętrznym spełnia z powodzeniem funkcję bezpiecznika drugiego lub trzeciego stopnia, chroniąc stojak obudowy przed nadmiernymi obciążeniami. Wymaga jednak dalszego doskonalenia, zwłaszcza dotyczy to doboru materiałów, co wynika z występujących w obszarze pracy zaworu bardzo dużych zmultiplikowanych ciśnień.

W rozdziale nie przedstawiono charakterystyk wydajnościowych proponowanych zaworów z uwagi na fakt, że pomiary ww. wielkości są dopiero w realizacji. Autorzy mają nadzieję, że rezultaty tych badań zaraz po ich ukończeniu ukażą się możliwie szybko w literaturze fachowej.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Podziękowanie

Autorzy składają serdeczne podziękowania Wszystkim Pracownikom FMiU TAGOR S.A. w Tarnowskich Górach oraz w Zabrzu za umożliwienie i pomoc w realizacji absolutnie ciekawej i interesującej pracy.

Literatura

1. Irresberger H., Gräwe F., Migenda P.: Zmechanizowane obudowy ścianowe. Podręcznik dla praktyków. Tiefenbach Polska Sp. z o.o. Katowice 2003.
2. Kalukiewicz A., Marianowski J.: Nowe rozwiązanie zabezpieczeń funkcjonowania upodatnionej obudowy zmechanizowanej. Napędy i Sterowanie, 2011 nr 7/8, s.32-36.
3. Kalukiewicz. A., Marianowski J., Kipczak P.: Przeprowadzenie badań stanowiskowych stojaka do upodatnionej obudowy dużej podporności. Umowa nr 5.5.130.900 (TK/54/10), AGH Kraków 2010 (praca nie publikowana).
4. Kalukiewicz A., Marianowski J., Kipczak P.: Opracowanie, wykonanie i badania modułu upustowego zabezpieczającego stojaki hydrauliczne obudowy zmechanizowanej przed tąpaniami. Zadanie 1. Umowa nr 5.5.130.566 (TK/239/12). AGH Kraków 2013 (praca nie publikowana).
5. Korecki Z.: Napędy i sterowanie hydrauliczne maszyn górniczych. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.
6. Marianowski J.: Gdzie ukryła się siła hydrodynamiczna w charakterystyce zaworu ciśnieniowego. Konferencja CYLINDER 2010, KOMAG Instytut Techniki Górniczej, Gliwice 2010, s. 111-122.
7. Marianowski J.: Siła hydrodynamiczna w charakterystyce zaworu ciśnieniowego. Hydraulika i Pneumatyka, Wrocław 2011, R XXXI, nr 2 s. 12-15.
8. Marianowski J.: Rola siły hydrodynamicznej w wyznaczaniu charakterystyki zaworu ciśnieniowego. Konferencja CYLINDER 2013, KOMAG Instytut Techniki Górniczej Gliwice 2013, s. 193-207.
9. Smużyński P.: Obudowy zmechanizowane. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.

Powietrzno-wodne urządzenia zraszające zmniejszające zapylenie w ścianach węglowych

Dariusz Prostański - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

W ciągu ostatnich kilku lat w ITG KOMAG prowadzono intensywne prace badawcze i projektowe w zakresie ograniczenia zapylenia. Efektem tych prac było m.in. opracowanie licznych rozwiązań powietrzno-wodnych instalacji zraszających instalowanych na kombajnach chodnikowych i ścianowych oraz montowanych stacjonarnie w chodnikach nad przesypami przenośników taśmowych i zgrzebłowych [1, 2], a także w miejscach o szczególnie dużym zapyleniu [3].

Jedną z ostatnich aplikacji jest ścianowy powietrzno-wodny system zraszania KOMAG do redukcji zapylenia w ścianach [4]. Został on opracowany w celu redukcji zapylenia w ścianie generowanego głównie przez kombajn ścianowy. System KOMAG składa się z szeregu powietrzno-wodnych baterii zraszających mocowanych do obudowy ścianowej.

Kombajn ścianowy urabiający węgiel w ścianie wytwarza bardzo duże ilości pyłu, którego stężenie znacznie przekracza wartości NDS [5]. Dodatkowo źródłem generowania pyłu jest, przenośnik zgrzebłowy oraz przesuwające się sekcje obudowy.

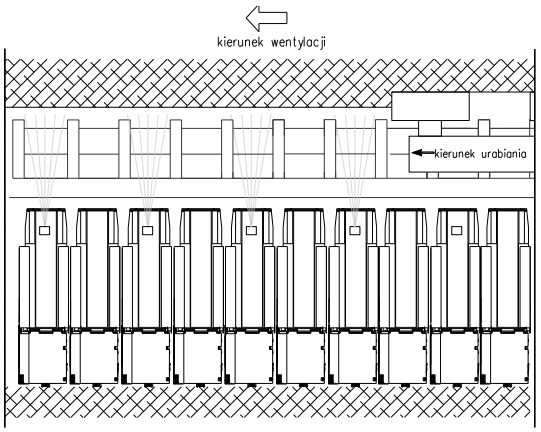
W celu rozwiązania tego problemu, opracowano ścianowy powietrzno-wodny system zraszania KOMAG, który mocowany na obudowie i uruchamiany na odcinku z zapylonym powietrzem ma za cel poprawić komfort i bezpieczeństwo pracy w ścianie i w chodniku nadścianowym (w prądzie zużytego powietrza). System oparty jest o szereg powtarzalnych baterii zraszających rozmieszczonych w ścianie na wybranych sekcjach obudowy ścianowej. Wszystkie baterie podłączone są do wspólnej magistrali ze sprężonym powietrzem i wodą, a media dostarczane do nich są filtrowane i racjonowane w ściśle określonych ilościach. Każda z baterii wytwarza powietrzno-wodne strumienie zraszające, które redukują pył wytrącany z przepływającego powietrza w miejscu ich działania.

2. Zasada działania

Powietrzno-wodne baterie zraszające systemu KOMAG są mocowane na stropnicach sekcji obudowy z dyszami skierowanymi w kierunku ociosu ściany. Pierwsza z baterii montowana jest w odległości ok. 30 do 40 m od początku ściany. Następne baterie montowane są nie częściej, niż co 10 sekcja i nie rzadziej, niż co 20 sekcja. Ma to na celu nie pomniejszać komfort pracy

kombajnisty załączającego i wyłączającego zraszanie w sekcjach oraz umożliwić wykonywanie prac w ścianie przez sekcyjnych.

Po rozpoczęciu skrawu na początku ściany i przemieszczaniu się kombajnu zgodnie z kierunkiem przewietrzania, działają wszystkie baterie systemu zraszania KOMAG i redukują zapylenie na całej długości ściany. W miarę przemieszczania się kombajnu ścianowego wzdłuż ściany, kombajnista wyłącza sukcesywnie kolejne baterie zraszające, do których zbliża się kombajn. Pozwala to zapobiec wejściu obsługi kombajnu w strefę działania strumieni zraszających. Wyłączanie poszczególnych baterii zraszających nie spowoduje spadku skuteczności redukcji zapylenia, gdyż na odcinku ściany, przez który unoszony jest pył, wytworzony w procesie urabiania, są załączone baterie zraszające (rys. 1).



Rys.1. Przykład działania powietrzno-wodnej instalacji zraszającej KOMAG w ścianie [6]

Po dotarciu kombajnu do końca ściany, działa jedynie bateria zamontowana na ostatniej sekcji obudowy, tuż przy wylocie do chodnika nadścianowego.

Po zmianie kierunku urabiania kombajnu ścianowego, w kierunku przeciwnym do przewietrzania, załączane są kolejne baterie zraszające, które minie kombajn, aż do chwili załączenia wszystkich baterii i osiągnięcia pełnej wydajności systemu zraszania.

Podczas pracy systemu, możliwe jest również czasowe wyłączanie poszczególnych baterii np. w celu przemieszczania sekcji obudowy.

3. Charakterystyka techniczna

Rodzaj instalacji:	powietrzno-wodna
Liczba dysz w jednej baterii zraszającej:	3 do 9

Wymagane ciśnienie wody:	0,3 do 2,5 MPa
Wymagane ciśnienie sprężonego powietrza:	nie mniej jak 0,3 MPa
Natężenie przepływu wody baterii zraszającej:	0,5 do 2 dm^3/min
Rozstaw poszczególnych baterii zraszających w ścianie:	15 do 30 m
Skuteczność redukcji zapylenia w zalecanej konfiguracji:	ok. 70%.

4. Budowa

Powietrzno-wodny system zraszania KOMAG standardowo zbudowany jest z 5 do 10 baterii zraszających. Baterie mocowane na stropnicach obudowy zmechanizowanej w odległości od 15 do 30 m między sobą, ostatnia z baterii mocowana jest na ostatniej sekcji w ścianie, na wylocie ściany (rys. 2).

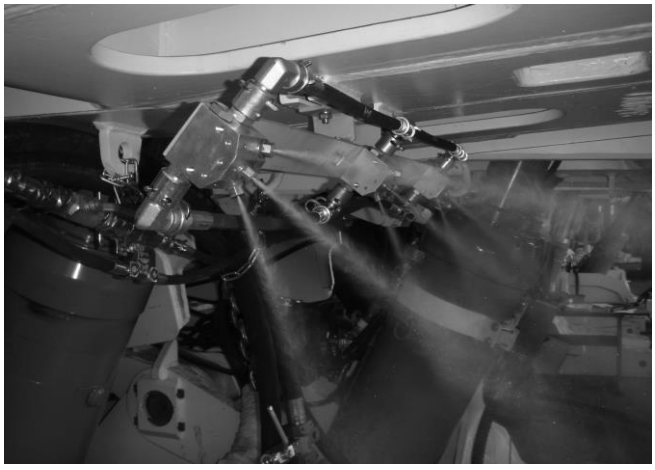
Rys.2. Powietrzno-wodny system zraszania KOMAG dla ściany wydobywczej [6]

Wszystkie baterie zraszające podłączone są do wspólnych magistrali z wodą i sprężonym powietrzem i zasilane są równolegle, każda bateria osobno. Woda podłączona jest do baterii kilka sekcji przed zamocowaną baterią przewodem wyposażonym w zawór odcinający w pobliżu podłączenia do magistrali wodnej. Z drugiego końca przewodu wodnego, przy baterii zraszającej, zamocowany jest regulator przepływu umożliwiający ściśle określone, ustalone, natężenie przepływu wody od 0,5 do 2 dm^3/min przez jedną baterię. Sprężone powietrze doprowadzone jest do baterii zraszającej przewodem, na którym zamontowany jest zawór zwrotny sterowany, umożliwiający przepływ sprężonego powietrza wyłącznie, gdy w przewodzie wodnym jest wytworzone ciśnienie.

5. Zastosowanie

Instalacje zraszające typu KOMAG zyskały zainteresowanie już w fazie opracowywania koncepcji rozwiązania.

Pierwsza aplikacja znalazła zastosowanie w Zakładzie Górniczym Sobieski w kompleksie ścianowym dostarczanym przez grupę FAMUR S.A. (rys. 3). Zastosowano w nim prototypową instalację zraszającą opartą o baterie zraszającą Bryza (FI-W Elektron). Zastosowanie poprzedzono konsultacjami z użytkownikiem oraz dostawcą kompleksu (rys.4). Powietrzno-wodny system KOMAG zraszania ścian zastosowany w podziemiach ZG „Sobieski" nie został poddany badaniom skuteczności redukcji zapylenia, a doświadczenia z zastosowania tego systemu pokazują jego wysoką niezawodność pracy. Utrudnieniem w stosowaniu systemu jest niski poziom świadomości załogi na temat jego skuteczności i znikomego wpływu na obniżenie komfortu pracy załogi. Wizualnie działające strumienie robią wrażenie dużego natężenia przepływu wody, rozpylanego sprężonym powietrzem do kropli o średnicy kilkunastu do kilkudziesięciu mikrometrów. Każdą z dziewięciu baterii zraszających wyposażono w 9 dysz dwuczynnikowych. Natężenie przepływu wody w bateriach zraszających wynosiło 2 dm^3/min, a sprężonego powietrza ok. 250 dm^3/min. Przewidziane ciśnienie zasilania obu mediów wynosiło ok. 0,4 MPa.



Rys.3. Powietrzno-wodna instalacja zraszająca KOMAG na sekcji obudowy FRS-22/45-2x30-55 [6]

Równolegle z wdrożeniem systemu w ZG „Sobieski" przeprowadzono testy dwóch typów rozwiązań systemu zraszania KOMAG, w dwóch ścianach KWK Sośnica-Makoszowy i KWK Budryk. W pierwszym i drugim przypadku, przed badaniami prowadzono intensywne szkolenie dla załogi uświadamiające korzyści i sposób obsługi systemu. Po tych czynnościach i kilkutygodniowym okresie stosowania instalacji przeprowadzono pomiary skuteczności redukcji zapylenia z wykorzystaniem systemu KOMAG.

Rys.4. Bateria zraszająca typu KOMAG podczas testów w ZG Sobieski [6]

W KWK Sośnica-Makoszowy zabudowano jedną baterię zraszającą na 118-tej sekcji, tj. 17-tej sekcji (ok. 25,5 m) od wylotu ściany. Baterię wyposażono w 6 dysz zraszających o sumarycznym natężeniu przepływu wody 0,5 dm^3/min i natężeniu przepływu sprężonego powietrza ok. 50 dm^3/min. Ciśnienie wody przed regulatorem powietrza wynosiło ok. 0,5 MPa, a ciśnienie wody ok. 0,2 MPa. Niskie ciśnienie wody było spowodowane prowadzeniem profilaktyki metanowej w ścianie: nadmuch w ścianie oraz wiercenia otworów odmetanowujących wiertnicami pneumatycznymi. Mimo zaniżonego ciśnienia i wydatku sprężonego powietrza przeprowadzono pomiary skuteczności redukcji zapylenia w ścianie.

W KWK Budryk zabudowano trzy baterie zraszające rozmieszczone na dwudziestej, trzydziestej piątej i pięćdziesiątej sekcji obudowy, licząc od wylotu ściany. Konstrukcja baterii została zaprojektowana dla ścian niskich i wyposażona była w trzy dysze zraszające każda. Jej konstrukcja różniła się zasadniczo od rozwiązania zastosowanego w ZG Sobieski oraz KWK Sośnica-Makoszowy. Każda z trzech dysz dwuczynnikowych zamontowana w baterii była wychylna, co pozwalało na indywidualne skierowanie jej w pożądanym kierunku. Każda z baterii umożliwiała przepływ wody o natężeniu 2 dm^3/min, a sprężonego powietrza ok. 250 dm^3/min. Ciśnienie sprężonego powietrza wynosiło 0,4 MPa, a wody przed regulatorem przepływu ok. 0,6 MPa.

6. Badania

Jak wspomniano powyżej, badania skuteczności redukcji zapylenia w powietrzu kopalnianym przy użyciu powietrzno-wodnej ścianowej instalacji zraszającej KOMAG przeprowadzono w ścianach KWK Sośnica-Makoszowy

i KWK Budryk. W pierwszej z nich była zainstalowana jedna bateria zraszająca zasilana (rys. 5) sprężonym powietrzem o zaniżonym ciśnieniu, a w drugiej zainstalowane były trzy baterie zraszające o prawidłowych parametrach zasilania.

Pomiary zapylenia i ocena skuteczności redukcji zapylenia przy zastosowaniu powietrzno-wodnego systemu zraszania ścian typu KOMAG w KWK Sośnica-Makoszowy wykonano w dniu 11-07-2013. Badania prowadzono w ścianie L101 na poziomie 750 m w pokładzie 408/1. Wybieg ściany wynosił 600 m, długość ściany: 202,5 m (135 sekcji), wysokość ściany 2,1 do 2,2 m. W pokładzie istniała IV kategoria zagrożenia metanowego i klasa B zagrożenia pyłowego. W ścianie zlokalizowano kombajn ścianowy KSW-880EU, 135 sekcji obudowy typu BW-08/22 II oraz przenośnik ścianowy Rybnik. Odstawę realizowano chodnikiem nadścianowym, przez który płynie prąd zużytego powietrza. W ścianie zabudowano jedną baterię zraszającą na 118-tej sekcji.

Pomiary zapylenia prowadzono 6 m od zraszacza (122 sekcja) oraz 12 m od zraszacza (126 sekcja), bez stosowania z działającym systemem zraszania KOMAG.

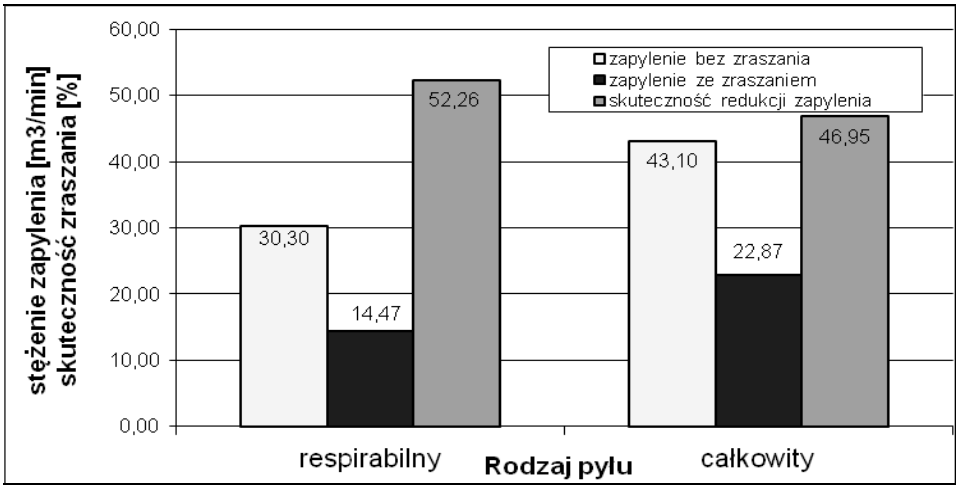
Rys.5. Bateria zraszająca systemu KOMAG podczas prób w KWK Sośnica-Makoszowy [6]

Analizując otrzymane wyniki pomiarów, stwierdzono, że stosowanie zraszania obniżyło znacznie wielkość zapylenia ok. dwukrotnie w odległości 12 m od źródła zraszania (rys. 6), i ok. trzykrotnie w odległości 6 m (rys. 7) od baterii zraszającej (tabela 1). Wyniki sugerują, że wraz ze wzrostem odległości od baterii zraszającej zmniejsza się skuteczność redukcji pyłu zawartego w powietrzu, co było do przewidzenia.

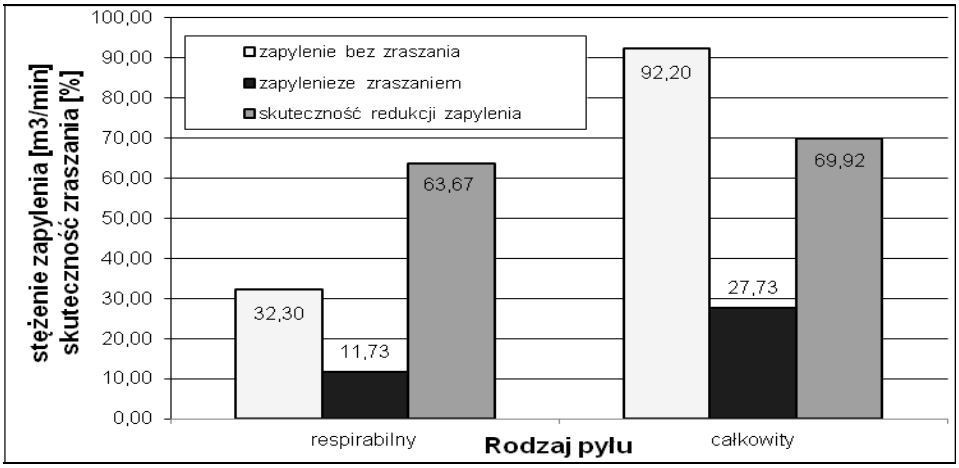
Wyniki pomiarów oraz obliczona skuteczność redukcji zapylenia [6]

Tabela 1

Odległość punku pomiarowego od baterii zraszającej	Rodzaj pyłu	Stężenie pyłu bez zraszania [mg/m^3]	Stężenie pyłu ze zraszaniem [mg/m^3]	Skuteczność [%]
6 m	respirabilny	32,3	11,7	63,7
	całkowity	92,2	27,7	69,9
12 m	respirabilny	30,3	14,5	52,3
	całkowity	43,1	22,9	47,0



Rys.6. Ocena skuteczności redukcji pyłu zawartego w powietrzu w odległości 12 m od baterii zraszającej [6]



Rys.7. Ocena skuteczności redukcji pyłu zawartego w powietrzu w odległości 6 m od baterii zraszającej [6]

Pomiary zapylenia i ocena skuteczności redukcji zapylenia przy zastosowaniu powietrzno-wodnego systemu zraszania ścian tylu KOMAG w KWK Budryk wykonano w terminie 27-09-2013. Badania prowadzono w ścianie B11 na poziomie 900 m w pokładzie 358/1. Wybieg ściany wynosił 800 m, długość ściany: ~241,5 m (161 sekcji), wysokość ściany 2,4 do 2,8 m. W pokładzie obowiązywała IV kategoria zagrożenia metanowego i klasa B zagrożenia pyłowego. W ścianie zlokalizowano kombajn ścianowy KSW-880EU, 241 sekcji obudowy Sato 15/35 POz II oraz przenośnik ścianowy JOY AFC. Prędkość powietrza w ścianie wynosiła 2,7 m/s.

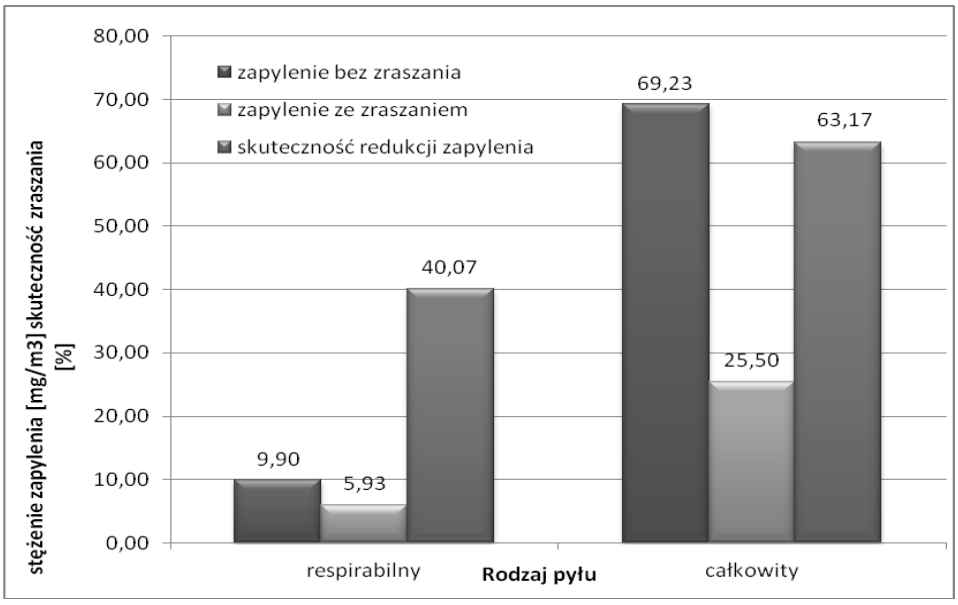
W ścianie zabudowano trzy baterie zraszające, na 20, 35 i 80 sekcji licząc od chodnika nadścianowego (z prądem zużytego powietrza). Jedną z zabudowanych baterii przedstawiano na rysunku 8. Przeprowadzono 3 pomiary stężenia pyłu:

- na wysokości drugiej sekcji w odległości 72 m od baterii zraszającej (dla opcji zraszania jedną baterią),
- na wysokości drugiej sekcji w odległości 27 m od baterii zraszającej (dla opcji zraszania trzema bateriami),
- na wysokości 11 sekcji, w odległości ok. 13,5 m od baterii zraszającej (dla opcji zraszania trzema bateriami).

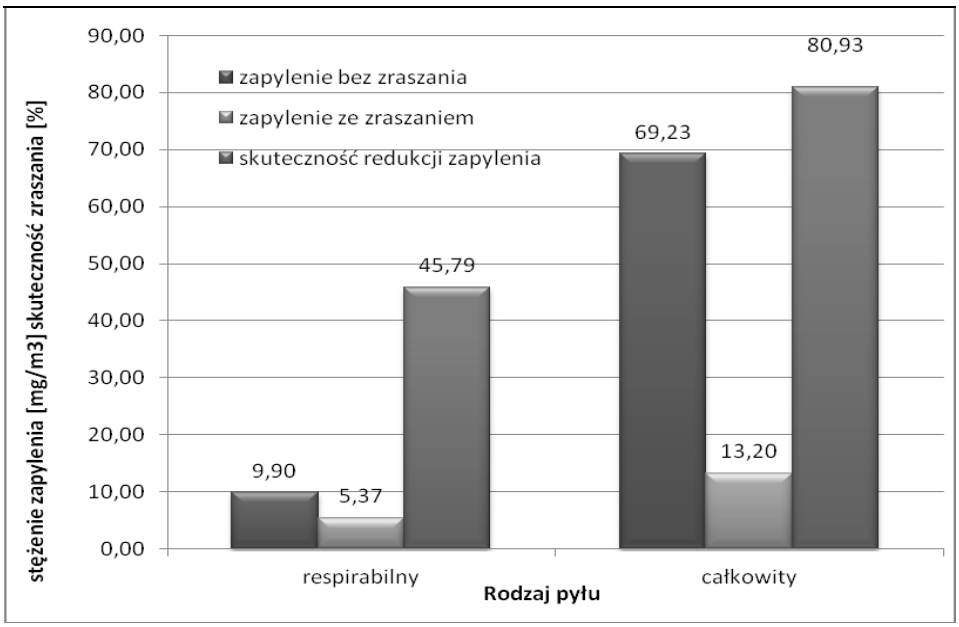
Rys.8. Bateria zraszająca systemu KOMAG podczas prób w KWK Budryk [6]

Analizując otrzymane wyniki pomiarów w KWK Budryk, stwierdzono, że zapylenie nawet w dużej odległości od baterii zraszającej systemu KOMAG spowodowało obniżenie zapylenia całkowitego o skuteczności 63% oraz respirabilnego ze skutecznością ponad 40% (rys. 9.). Wraz ze zbliżaniem się do

źródła zraszania skuteczność redukcji pyłu całkowitego rośnie nawet do 80% (rys. 10.), a respirabilnego przekracza 60% (rys. 11.).



Rys.9. Ocena skuteczności redukcji pyłu zawartego w powietrzu w odległości 72 m od baterii zraszającej [6]

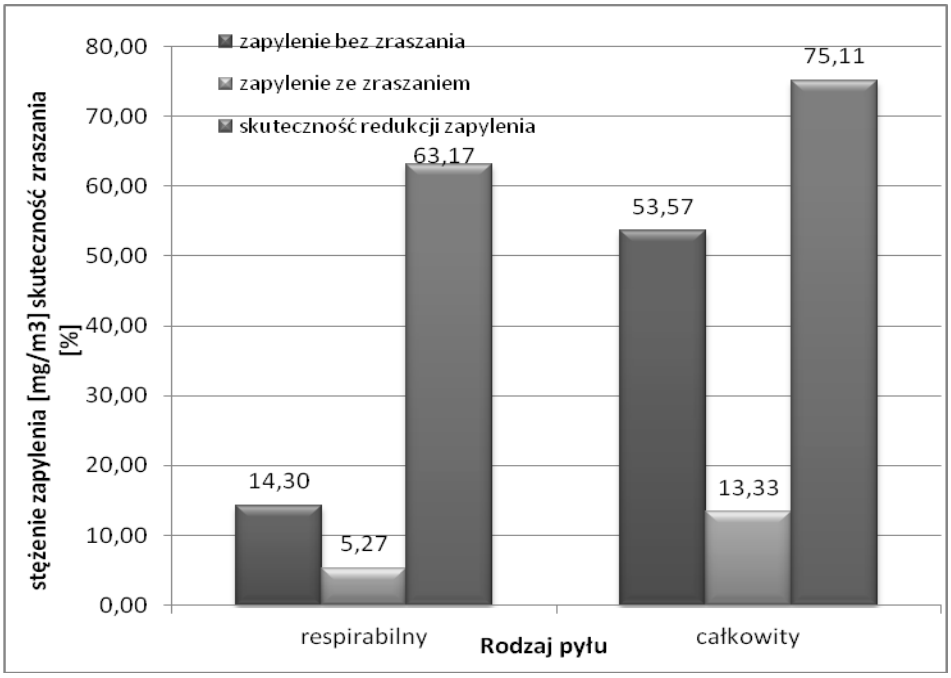


Rys.10. Ocena skuteczności redukcji pyłu zawartego w powietrzu w odległości 27 m od baterii zraszającej [6]

Wyniki pomiarów oraz obliczona skuteczność redukcji zapylenia [6]

Tabela 2

Odległość punku pomiarowego od baterii zraszającej	Rodzaj pyłu	Stężenie pyłu bez zraszania [mg/m^3]	Stężenie pyłu ze zraszaniem [mg/m^3]	Skuteczność [%]
72 m	respirabilny	9,9	5,9	40,1
	całkowity	40,0	25,50	63,2
27 m	respirabilny	9,9	5,4	45,8
	całkowity	40,0	13,2	80,9
13,5 m	respirabilny	14,3	5,3	63,2
	całkowity	53,6	13,3	75,1



Rys.11. Ocena skuteczności redukcji pyłu zawartego w powietrzu w odległości 13,5 m od baterii zraszającej [6]

7. Podsumowanie

Pomiary zapylenia w obu ścianach wykazały jednoznacznie wysoką skuteczność powietrzno-wodnego systemu zraszania KOMAG, nawet w przypadku zaniżonych parametrów zasilania w media. Wzrost odległości między bateriami powoduje mniejszą skuteczność redukcji pyłu unoszącego się w powietrzu, dlatego też proponuje się rozmieszczenie baterii zraszających systemu w odległości 10 do 20 sekcji obudowy.

Przeprowadzone badania wykazały, że system zraszania KOMAG umożliwia osiągnięcie skuteczności redukcji zapylenia całkowitego 80%, a respirabilnego ponad 60%, co skutkuje kilkukrotnie mniejszym stężeniem pyłu.

Literatura

1. Bałaga D., Siegmund M., Urbanek A.: Nowe rozwiązania urządzeń zraszających ograniczające zagrożenia pyłowe w górnictwie. Masz. Gór. 2012 nr 2 s. 50-55.
2. Bałaga D., Siegmund M., Ryszka L.: System powietrzno-wodnego zraszania na drogach odstawy urobku. KOMTECH 2012, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012 s. 443-453.
3. Prostański D.: Ocena skuteczności stosowania powietrzno-wodnych urządzeń zraszających na przesypach przenośników w wyrobiskach korytarzowych. Prz. Gór. 2012 nr 10 s. 71-77.
4. Prostański D.: Wykorzystanie powietrzno-wodnych urządzeń zraszających do redukcji pyłu w powietrzu kopalnianym. TUR 2013, Nowoczesne metody eksploatacji węgla i skał zwięzłych, AGH Kraków 2013 s. 83-96.
5. Konopko Wł. i in., 2010. Raport roczny (2010) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. GIG, Główne Centrum Bezpieczeństwa Górniczego. Katowice.
6. Opracowanie ITG KOMAG.

Czy wiesz, że...

... krążniki wytwarzane metodą walcowania (ang. flow-forming) mają znacznie wyższą trwałość i przyczyniają się do zmniejszenia zużycia energii. Krążnik HM150 firmy Sandvik może pracować w najcięższych warunkach, przy prędkościach transportowania do 11 m/s i wydajności wynoszącej 50000 ton/godz. Proces produkcji krążników typu HM nie wymaga obróbki mechanicznej, ani ich wyważania. Zapewniona jest powtarzalność uzyskiwanych wymiarów, a jakość wykonania jest bardzo wysoka. Wśród zalet nowego typu krążników zwracają uwagę: wydłużona trwałość łożysk, zmniejszenie masy o ok. 30%, polepszona prostoliniowość, wytwarzanie części nośnej krążnika i gniazd łożyskowych w jednym procesie, brak ostrych krawędzi mogących niszczyć taśmę przenośnika, zastosowanie wysoce skutecznego uszczelnienia labiryntowego i zmniejszenie poziomu generowanego hałasu.

World Coal 2013 nr 1 s.35-40

Badania stanowiskowe wpływu parametrów strugi zraszającej oraz warunków przewietrzania na redukcję zapylenia

Dominik Bałaga - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

Badania eksploatacyjne prowadzone przez Instytut Techniki Górniczej KOMAG w kopalniach węgla kamiennego, wykazały, iż w przypadku kombajnów ścianowych wyposażonych w instalacje zraszania powietrzno-wodnego występuje zróżnicowana skuteczność redukcji zapylenia. W jednej z kopalń wyniosła ona ok. 80% w redukcji pyłu całkowitego oraz ok. 30% skutecznością w redukcji pyłu o frakcji respirabilnej [1]. Z kolei badania przeprowadzone w innej kopalni wykazały, że instalacja kombajnu redukowała stężenie zapylenia całkowitego ze skutecznością ok. 40%, a frakcji respirabilnej ze skutecznością ok. 90% [2].

Widoczne różnice w stopniu redukcji zapylenia, pomimo stosowania jednakowego typu zraszania oraz brak wiedzy w zakresie wpływu średnic kropel w strumieniu zraszającym na skuteczność strącania pyłu przez instalacje zraszające, z uwzględnieniem wpływu zjawisk zachodzących w ścianach wydobywczych podczas urabiania kombajnem ścianowym wyposażonym w instalację zraszającą, stał się inspiracją do podjęcia prac w tym zakresie. Efekty pracy badawczej pozwolą poznać wpływ parametrów strugi zraszającej, warunków przewietrzania wyrobiska oraz stopnia zapopielenia węgla na uzyskiwane wyniki skuteczności redukcji zapylenia.

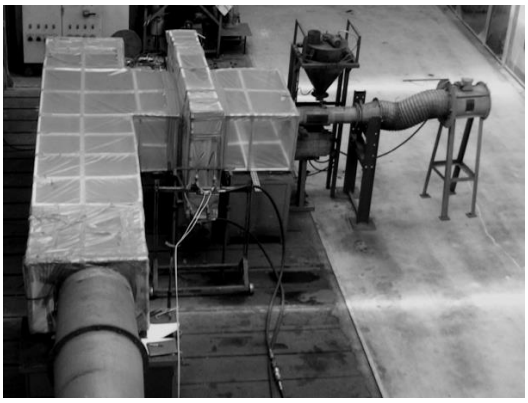
2. Założenia wstępne

W ramach prac przyjęto szereg założeń wstępnych będących efektem szczegółowych analiz oraz badań koniecznych do poznania wpływu parametrów strugi zraszającej oraz warunków występujących w ścianie wydobywczej na skuteczność redukcji zapylenia. Na wstępie analizy rozprzestrzeniania się pyłu w wyrobisku ścianowym wyposażonym w kombajn z instalacją zraszania powietrzno-wodnego zaprojektowano i wykonano stanowisko badawcze [3] (rys. 1).

Istota prowadzenia badań na stanowisku polega na tym, że ściśle określona ilość pyłu podawana jest z zespołu nadawy do komory stanowiska. Wtłaczany w wyniku działania wentylatora pył, przechodzi przez powietrzno-wodny strumień wytworzony przez dyszę, a następnie przechwytywany jest przez prąd świeżego powietrza symulującego przepływ powietrza w ścianie.

W trakcie kolejnych prac wstępnych wykonano badania rozkładu kropel w strumieniu zraszającym, zasilanym wodą i powietrzem. Wyodrębniono trzy

rozkłady kropel, których spektrum kropel różniło się miedzy sobą pod względem udziału procentowego kropel o wymiarach w zakresie 0÷63,1 µm [4]. Wytypowane trzy przypadki strumieni zraszających, posłużyły do badań zmierzających do określenia wpływu średnic kropel na skuteczność redukcji zapylenia.



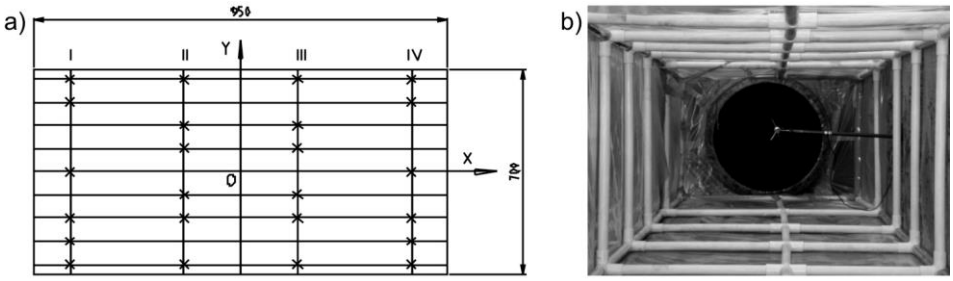
Rys.1. Stanowisko badawcze - główne elementy [6]

W ramach dalszych prac ustalono prędkości przepływu powietrza. Analiza prędkości powietrza w ścianach wydobywczych wykazała, iż zakres prędkości zmienia się 1÷5 m/s. Ostatecznie do badań przyjęto dwie skrajne prędkości: 2,0 m/s oraz 4,0 m/s. Prędkości te uzyskiwano poprzez odpowiednie sterowanie przysłoną w wentylatorze ssawnym. Dokonano pomiaru prędkości powietrza w stanowisku w miejscu usytuowania pyłomierzy. Pomiary prowadzono za pomocą anemometru (rys. 2). Prędkość przepływu powietrza obliczona została jako średnia ważona zmierzonych prędkości lokalnych.

Gdzie:

$$u = \frac{\sum k_i u_i}{\sum k_i} \tag{1}$$

Dla 26 (rys. 2) punktów $\Sigma k_i = 96$

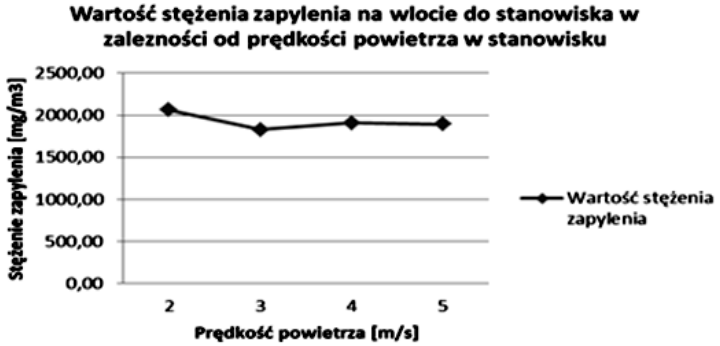


Rys.2. Pomiar prędkości powietrza: *a) rozkład 26 punktów pomiarowych w przekroju poprzecznym komory, b) anemometr użyty do pomiaru* [6]

Prędkości lokalne pozwoliły na wyznaczenie prędkości powietrza występującego w modelu badawczym. Dla przypadku pierwszego prędkość powietrza obliczona według zaproponowanej metodyki wyniosła 2,08 m/s. Dla przypadku drugiego prędkość powietrza na stanowisku badawczym wyniosła 4,33 m/s i była zbliżona do prędkości założonych i uzyskanych podczas symulacji komputerowych, które przeprowadzono przed przystąpieniem do badań stanowiskowych [5].

Kolejną weryfikację prędkości powietrza przeprowadzono w płaszczyźnie przekroju poprzecznego zlokalizowanej przed strumieniem zraszającym, a za wentylatorem nadawy pyłu. Pomiary te pozwoliły potwierdzić uzyskaną prędkość powietrza 1,5 m/s (prędkość nadawy pyłu wynikającą z ruchu obrotowego organu urabiającego) oraz ostatecznie ustalić ilość pyłu potrzebną do uzyskania stężenia zapylenia wynoszącego ok. 2000 mg/m^3, która została określona podczas badań dołowych [1]. Wartość stężenia pyłu całkowitego zmierzona została w rejonie organu podczas urabiania węgla kombajnem ścianowym i została przyjęta jako teoretyczna wartość stężenia zapylenia generowanego przez organ urabiający.

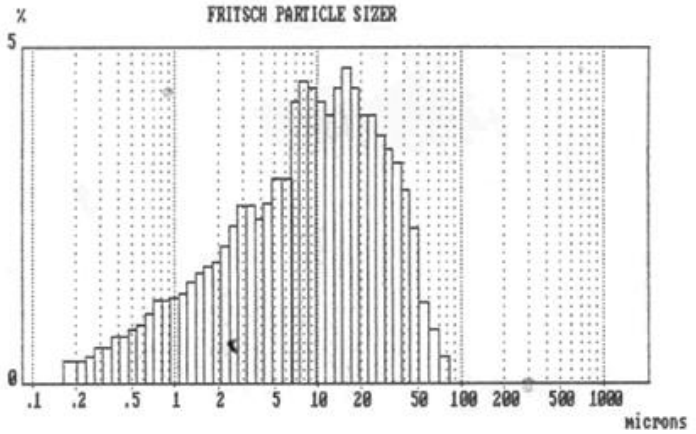
Z przeprowadzonych wyliczeń wynika, iż ilość pyłu potrzebna do uzyskania 2000 mg/m^3 wynosiła 9,83 kg/h. Przed przystąpieniem do badań docelowych przeprowadzono weryfikację stężenia zapylenia występującego przed strumieniem zraszającym w zależności od prędkości powietrza (symulującego przewietrzanie wyrobiska ścianowego) w modelu badawczym. Pomiary wykazały, iż bez względu na wartość prędkości powietrza przechwytującego zapylone powietrze, nie miały one znaczącego wpływu na stężenie pyłu dostarczanego do strumieni zraszających i wyniosły zakładane ok. 2000 mg/m^3 (rys. 3).



Rys.3. Wartości stężenia zapylenia na wlocie do stanowiska w zależności od prędkości powietrza w stanowisku [6]

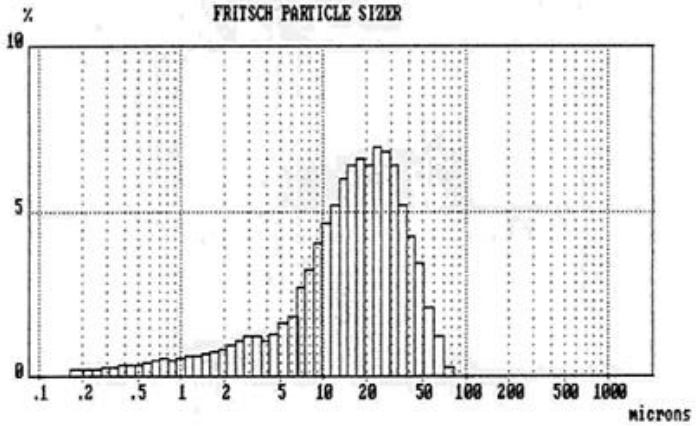
Do badań przygotowano pył o różnej zawartości skały płonnej. Otrzymane z badań dołowych próbki pyłu poddano analizie frakcyjnej, która pozwoliła na przygotowanie pyłu do badań stanowiskowych o zbliżonej charakterystyce

udziału procentowego cząstek. Próbki poddano analizie zapopielenia, która wykazała 10% udział cząstek niepalnych w badanym pyle. Przygotowany pył posłużył do badań stanowiskowych (rys. 4).



Rys.4. Rozkład frakcyjny pyłu z 10% zapopieleniem przygotowany do badań stanowiskowych [6]

W przypadku drugiego typu pyłu, wielkość zapopielenia wyniosła 26,5%. Zastosowanie dwóch typów pyłów pozwoliło określić wpływ zapopielenia na skuteczność redukcji zapylenia, w zależności od zróżnicowania parametrów u strumienia zraszającego (rys. 5).



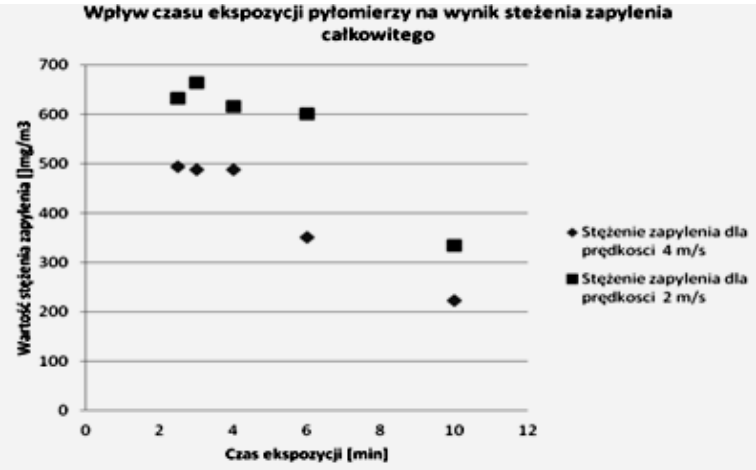
Rys.5. Rozkład frakcyjny pyłu z 26,5% zapopieleniem przygotowany do badań stanowiskowych [6]

Czas pobierania próbek pyłu na stanowisku badawczym został ustalony doświadczalnie, poprzez wykonanie serii pomiarowych zapylenia z różnym czasem ekspozycji pyłomierzy:

– 2,5 min,

– 3,0 min,
– 4,0 min,
– 6,0 min,
– 10,0 min

dla dwóch różnych prędkości przewietrzania komory badawczej 2,0 m/s oraz 4,0 m/s (rys. 6).



Rys.6. Zmiana stężenia zapylenia w zależności od czasu ekspozycji pyłomierza na zwilżony pył [6]

Otrzymane wyniki stężenia zapylenia w zależności od czasu ekspozycji pyłomierzy na zwilżony pył wykazały, iż do wartości 4,0 min, wyniki są na tym samym poziomie. Powyżej czasu ekspozycji pyłomierzy 6,0 min dochodziło do zmian wyników stężenia zapylenia, mogących być wynikiem wpływu wilgotnych cząsteczek pyłu na ścianki pyłomierzy. Stąd do badań docelowych ustalono czas ekspozycji pyłomierzy na pył, wynoszący 3,0 min, który mieści się w zakresie czasu w którym otrzymywano jednakowe stężenie zapylenia. Ustalony czas pozwala na uzyskanie wystarczającej masy pyłu w miseczce pomiarowej, potrzebnego do dalszych analiz frakcyjnych.

3. Procedura badawcza

Badania stanowiskowe wpływu parametrów strugi zraszającej oraz warunków przewietrzania na redukcję zapylenia przeprowadzono zgodnie z opracowaną procedurą badawczą.

Badania skuteczności redukcji zapylenia, na opracowanym stanowisku, z wykorzystaniem powietrzno-wodnych dysz zraszających obejmowało:

– pomiar prędkości powietrza na stanowisku,

- pomiar stężenia zapylenia w komorze badawczej za pomocą pyłomierzy grawimetrycznych,
- kontrolę nadawy pyłu.

Prowadzono rejestrację parametrów przepływowych wody i powietrza dla trzech przypadków strumienia zraszającego wytwarzających:

- 90% udział kropel 0÷63,1 μm,
- 70% udział kropel 0÷63,1 μm,
- 50% udział kropel 0÷63,1 μm.

Do badań wykorzystano dwa typy pyłu: z zapopieleniem 10% oraz 26,5%. Każdy z pyłów został poddany badaniom skuteczności redukcji zapylenia przy prędkości powietrza w komorze: 2,0 m/s oraz 4,0 m/s. Badania prowadzono dla trzech typów ustawień parametrów zraszania (strumienie z 90%, 70% oraz 50% udziałem kropel 0÷63,1 μm). Dodatkowo dla każdego z trzech ustawień parametrów strumienia zraszającego wykonano badania z podwójnym strumieniem zraszającym.

Każdą z prób wykonano trzykrotnie. Liczba przeprowadzonych prób sumarycznie wyniosła 72. Do każdej z próby wykorzystywano cztery pyłomierze do pomiaru pyłu całkowitego oraz jeden pyłomierz do pomiaru pyłu o frakcji respirabilnej, wykorzystując sumarycznie 322 miseczki pomiarowe. Dodatkowo wykonano pomiary zapylenia przy wyłączonej instalacji zraszającej dla dwóch typów pyłów oraz dwóch prędkości powietrza, wykorzystując cztery pyłomierze do pomiaru pyłu całkowitego i jeden pyłomierz do pomiaru pyłu o frakcji respirabilnej. Liczba wykorzystanych miseczek wyniosła 20 sztuk.

Pomiary bez zraszania pozwoliły na wyznaczenie skuteczności redukcji zapylenia, jako iloraz różnicy zmierzonego stężenia pyłu w wyznaczonym punkcie pomiarowym za pomocą pyłomierza osobistego CIP-10, przy włączonych i wyłączonych mediach zasilających dysze zraszające, do zapylenia przy wyłączonym zraszaniu [3]. Pyłomierze osobiste CIP-10 zamocowano w komorze, tak by wloty powietrza do pyłomierzy znajdowały się w osi przekroju tunelu, w strefie nie przysłoniętej (rys. 7).

Rys.7. Sposób i miejsce zamocowania pyłomierzy CIP-10 [6]

Przed każdą wymianą miseczek pomiarowych, oczyszczano separatory pyłomierzy, aby wyeliminować mogący osadzać się w nich pył węglowy.

Procedura pomiaru zapylenia bez zraszania

Na wstępie próby, załączano lutniociąg i ustalano założone prędkości powietrza w stanowisku badawczym. Po uzyskaniu prędkości w komorze, włączano zespół nadawy pyłu, którego celem było dostarczanie zadanej ilości pyłu do stanowiska. Po przeprowadzonej próbie wymieniano miseczki pomiarowe i przygotowywano pyłomierze do kolejnej próby.

Procedura pomiaru zapylenia ze strumieniem zraszającym

W pierwszej kolejności ustalano wartości parametrów mediów zraszających koniecznych do wytworzenia jednego z trzech strumieni zraszających. Po ustabilizowaniu się strumienia zraszającego, załączano prędkości powietrza w stanowisku badawczym zgodnie z ustalonymi wartościami. Następnie włączano zespół nadawy, dostarczając ustaloną ilość pyłu do komory stanowiska. Po przeprowadzonej próbie wymieniano miseczki, a pyłomierze przygotowywano do kolejnych prób. Pomiar zapylenia dla ustalonych warunków przeprowadzano trzykrotnie.

Przykładowe wyniki stężenia zapylenia dla pyłu z 10% zapopieleniem, z pojedynczym strumieniem zraszającym oraz przy prędkości przewietrzania 2,0 m/s

Tabela 1

Nr próby	Typ strumienia	masa pyłu Δm [mg]	Czas [min]	stężenie pyłu [mg/m^3]	Średnie stężenie pyłu [mg/m^3]	Strumień: pojedynczy I, podwójny II	Prędkość powietrza [m/s]	Skuteczność %
1	*90%*	17,79	*3,00*	593,00	**627,15**	**I**	2	**45,935**
1		17,64	*3,00*	588,00				
1		18,53	*3,00*	617,67				
2		18,31	*3,00*	610,33				
2		18,56	*3,00*	618,67				
2		18,80	*3,00*	626,67				
3		19,71	*3,00*	657,00				
3		20,74	*3,00*	673,38				
3		20,45	*3,00*	659,68				
1		5,14	*3,12*	164,74	**164,56**			**21,638**
2		5,01	*3,00*	167,00				

Przykładowy wynik pomiaru dla pyłu z 10% zapopieleniem, przy prędkości 2 m/s i pojedynczym strumieniem, porównany z wynikiem stężenia

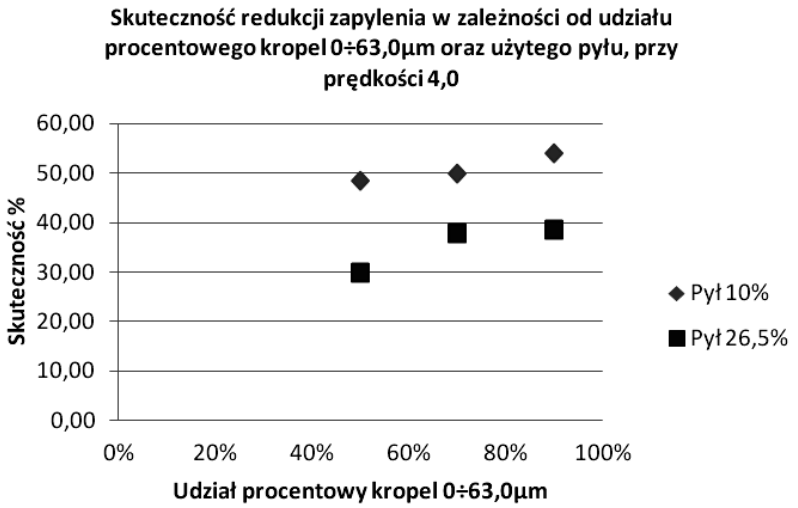
zapylenia uzyskanym bez zraszania przy prędkości 2 m/s, przedstawiono w tabeli 1.

4. Wstępna analiza wyników

Zastosowanie do badań dwóch typów pyłu węglowego z różnym udziałem wagowym części niepalnych: 10% oraz 26,5% pozwoliło ocenić ich wpływ na skuteczność redukcji zapylenia za pomocą strumienia zraszającego z różnym udziałem procentowym kropel. Wytypowane dwie prędkości przewietrzania wynoszące 2,0 m/s oraz 4,0 m/s pozwoliły poznać wpływ prędkości powietrza na zmianę stężenia zapylenia obecnego w wyrobisku ścianowym. Przeprowadzenie badań ze strumieniem pojedynczym oraz podwójnym pozwoliło na określenie stopnia redukcji zapylenia w zależności od intensywności zraszania.

Wykorzystanie trzech różnych strumieni zraszających umożliwiło określić ich wpływ na wyniki skuteczności w redukcji pyłu całkowitego.

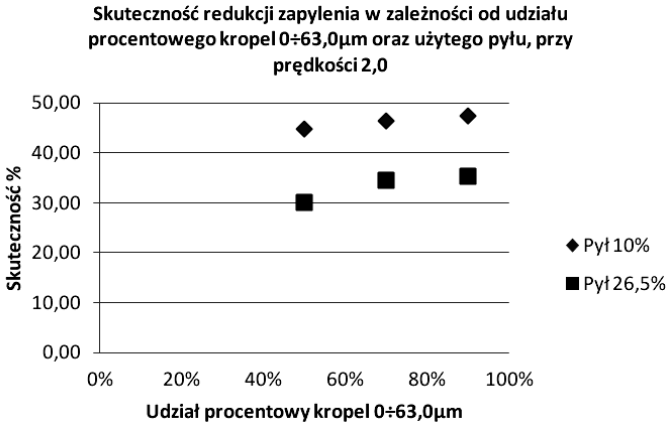
Wstępna analiza wyników badań wykazała, iż wraz ze wzrostem zapopielenia pyłu dochodzi do spadku skuteczności redukcji zapylenia. Wyniki takie osiągnięto zarówno przy prędkości powietrza 2,0 m/s oraz 4,0 m/s (rys. 8 - 9).



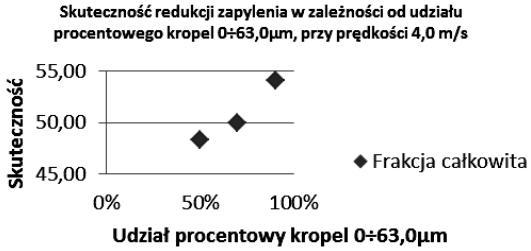
Rys.8. Zmiana skuteczności redukcji zapylenia w zależności od stopnia zapopielenia pyłu, przy prędkości 4,0 m/s przewietrzania komory stanowiska [6]

Uzyskane wyniki stężenia zapylenia oraz wyliczone z nich skuteczności redukcji zapylenia, wykazują, iż najwyższą skuteczność osiagają krople, w których udział z zakresu kropel o średnicach 0÷63,1 µm wynosi 90%. Wraz ze spadkiem udziału procentowego rozpatrywanego zakresu kropel, skuteczność w redukcji zapylenia maleje dla przypadku węgla z 10% oraz

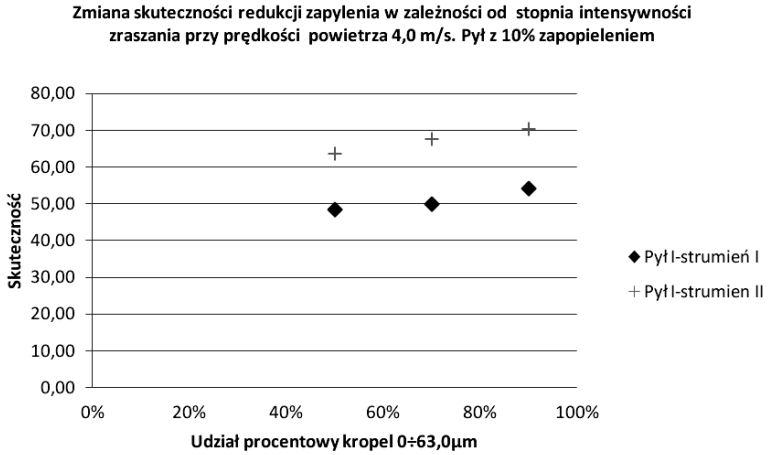
z 26,5% zapopieleniem. Spadek ten widoczny jest jednakowo w przypadku 2,0 m/s, jak i 4,0 m/s prędkości powietrza w komorze stanowiska (rys. 10).



Rys.9. Zmiana skuteczności redukcji zapylenia w zależności od stopnia zapopielenia pyłu, przy prędkości 2,0 m/s przewietrzania komory stanowiska [6]



Rys.10. Wyniki skuteczności redukcji zapylenia z 10% zapopieleniem przy prędkości 2,0 m/s w zależności od udziału procentowego kropel z zakresu średnic 0÷63,1µm [6]



Rys.11. Porównanie skuteczności redukcji zapylenia w zależności od intensywności zraszania dla pyłu z 10% zapopieleniem przy prędkości 4,0 m/s [6]

Porównując wyniki skuteczności redukcji zapylenia dla każdego z badanych pyłów przy pojedynczym strumieniu zraszającym, ze skutecznościami uzyskanymi przy zraszaniu podwójnym, wykazują jednoznacznie zwiększoną skuteczność przy zraszaniu podwójnym, a więc przy zwiększonej intensywności zraszania (rys. 11).

5. Podsumowanie

Zaproponowana metodyka i plan badań umożliwiły przeprowadzenie badań stanowiskowych, które pozwoliły na ocenę wpływu poszczególnych parametrów na skuteczność redukcji zapylenia na stanowisku kombajnisty w ścianie wydobywczej. Dzięki uzyskanym wynikom dalsza dogłębna analiza pozwoli ustalić wpływ badanych parametrów na skuteczność redukcji zapylenia. Zastosowanie różnego typu kropel w strumieniu zraszającym umożliwiło poznanie wytypowanego zakresu kropel pod względem skuteczności redukcji zapylenia. Jednocześnie badania pozwoliły zaobserwować wzrost skuteczności redukcji zapylenia wraz ze zmniejszaniem się stopnia zapopielenia pyłu.

Dalsza analiza obejmie problematykę rozkładu frakcyjnego cząstek pyłu uzyskanych w poszczególnych przypadkach zraszania. Dzięki analizie frakcyjnej cząstek pyłu, możliwa będzie ocena skuteczności poszczególnych parametrów na strącanie i redukcję poszczególnych frakcji uzyskanego pyłu.

Literatura

1. Bałaga D i inni: Badania i wykonanie pomiarów mas pyłomierzy grawimetrycznych CIP-10. Praca nie publikowana, KOMAG, sierpień 2011 r.
2. Bałaga D i inni: Ocena skuteczności zraszania na kombajnach ścianowych wyposażonych w powietrzno-wodne instalacje zraszające. Praca nie publikowana, KOMAG, wrzesień 2011 r.
3. Bałaga D.: Stanowisko do badania skuteczności instalacji wyposażonych w dysze zraszające. TUR 2011, Nowoczesne metody eksploatacji węgla i skał zwięzłych, Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica, Kraków 2011 s. 262-269.
4. Bałaga D i inni: Badania spektrum kropel dyszy powietrzno-wodnej w zależności od parametrów zasilania oraz wykonanie mapy rozkładu kropel strumienia. Praca nie publikowana, KOMAG, Listopad 2010 r.
5. Bałaga D i inni: Modernizacja stanowiska oraz wykonanie badań stanowiskowych przepływu powietrza w modelu wyrobiska ścianowego. Praca nie publikowana, KOMAG, czerwiec 2012 r.
6. Bałaga D.: Budowa stanowiska badawczego oraz przeprowadzenie badań stanowiskowych wpływu parametrów strugi zraszającej na redukcję zapylenia. Praca nie publikowana, KOMAG, wrzesień 2013 r.

Badania cech użytkowych instalacji zraszania powietrzno-wodnego kombajnu KSW-800NE

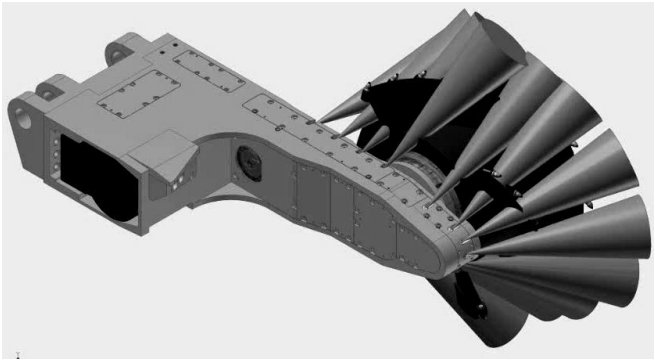
Dariusz Prostański, Dominik Bałaga, Michał Siegmund – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

Zagrożenia wybuchem metanu oraz pyłu węglowego podczas eksploatacji pokładów węgla wymuszają na producentach oferowanie coraz skuteczniejszych instalacji zraszania, zmniejszających ryzyko zagrożeń. Prowadzone od blisko dziesięciu lat prace badawcze, wykazują, iż wykorzystanie wody oraz sprężonego powietrza do gaszenia ognia oraz redukcji zapylenia charakteryzuje się wysoką skutecznością. Prace te stały się podstawą do opracowania zewnętrznego systemu zraszania powietrzno-wodnego instalowanego na ramionach kombajnu ścianowego KSW-800NE. Instalacja powietrzno-wodna oprócz zwiększenia bezpieczeństwa, zmniejsza ilość zużywanej wody (w stosunku do tradycyjnych wodnych instalacji zraszających) oraz eliminuje konieczność stosowania dodatkowych pomp zwiększających wartość ciśnienia zasilania wody. Opracowana, w ramach projektu INERG pt.: „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju", instalacja zraszająca stanowi integralną część układu wodnego, zlokalizowanego w kadłubie oraz w ramionach kombajnu i umożliwia zraszanie:

– niskociśnieniowe zraszanie powietrzno-wodne – wariant I a,
– mieszane zraszanie powietrzno-wodne – wariant I b,
– wysokociśnieniowe zraszanie wodne – wariant II.

Kombajn w każdym z przypadków wyposażony jest w instalację zraszania wewnętrznego w organach urabiających oraz w przypadku użycia sprężonego powietrza, w instalację zraszania zewnętrznego, zabudowaną w ramionach (rys. 1) [1].



Rys.1. Model zewnętrznej instalacji zraszania powietrzno-wodnego kombajnu KSW-800NE [2]

W przypadku wariantu I, w kadłubie oraz w ramionach, zabudowano dodatkowe elementy związane z wykorzystaniem sprężonego powietrza do zasilania dysz powietrzno-wodnych na ramieniu oraz do wytworzenia mieszaniny powietrzno-wodnej doprowadzanej do dysz zabudowanych na organie [2]. Zaprojektowane rozwiązanie instalacji zraszającej poddano badaniom skuteczności gaszenia zapalonego gazu i niedopuszczaniu do jego zapłonu, na stanowisku badawczym w KD „Barbara" [3].

2. Przedmiot i cel badań

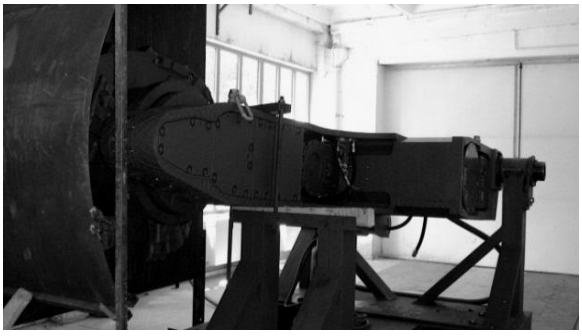
Przedmiotem badań stanowiskowych była opracowana w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG prototypowa instalacja zraszająca, zabudowana na ramieniu oraz osadzonym na nim organie urabiającym, przeznaczona do stosowania w kombajnie ścianowym typu KSW-800NE.

Celem badań prototypowej instalacji zraszającej było:

– określenie skuteczności gaszenia występującego zapłonu metanu w obszarze organu urabiającego kombajnu,
– określenie skuteczności w zapobieganiu powstawania zapłonów metanu, mogących wystąpić w procesie urabiania.

3. Budowa stanowiska

Badania stanowiskowe prowadzono na specjalnie zbudowanym stanowisku zlokalizowanym w KD „Barbara" w Mikołowie [4]. Stanowisko badawcze stanowił: model ociosu wyrobiska ścianowego oraz ramię kombajnowe wraz z organem, zamontowane na specjalnej ruchomej platformie (rys. 2).



Rys.2. Widok platformy z zainstalowanym ramieniem wyposażonym w organ urabiający oraz instalację zraszania powietrzno-wodnego [4]

Zastosowany silnik 3,3 kV w ramieniu kombajnu, wymagał zaprojektowania specjalnego układu zasilającego umożliwiającego jego uruchomienie i prowadzenie badań przy obracającym się organie urabiającym. Istniejąca sieć elektryczna na terenie KD „Barbara", pozwalała jedynie na dostarczenie

napięcia o wartości 500 V, dlatego też układ zasilający wyposażono w transformator elektryczny (rys. 3), który podnosił napięcie do wartości 3,3 kV. Układ wyposażono w wyłącznik kopalniany, który umożliwiał załączanie i wyłączanie napięcia 3,3 kV.

Rys.3. Transformator elektryczny wraz z wyłącznikiem [4]

Zasilanie badanej instalacji w wodę oraz sprężone powietrze zapewniały: sprężarka znajdująca się na terenie kopalni oraz dwie tłokowe pompy wody znajdujące się w hali badawczej (rys. 4).

Rys.4. Pompa tłokowa zapewniająca parametry wody do instalacji zraszających [4]

Zraszanie powietrzno-wodne (wariant I) rozdzielono na zraszanie zewnętrze (w ramieniu) oraz wewnętrzne (w organie urabiającym). Zraszanie zewnętrzne (wariant I a oraz I b) na ramieniu zasilane było wodą i sprężonym powietrzem o ciśnieniu do 0,6 MPa. W skład instalacji zraszania zewnętrznego wchodziło 15 dysz dwuczynnikowych (rys. 5), rozlokowanych na obwodzie ramienia, do których oddzielnie doprowadzono wodę oraz sprężone powietrze (mieszanie się czynników ma miejsce w samej dyszy).

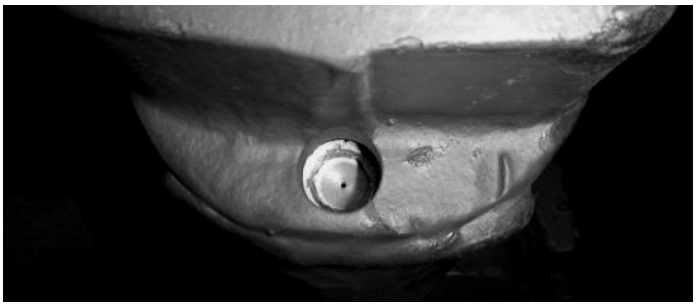
Rys.5. Dysza dwuczynnikowa zlokalizowana na ramieniu kombajnu [4]

Zadaniem dysz, ulokowanych w ramieniu, było wytworzenie strumieni zraszających, za pomocą wody oraz sprężonego powietrza, skierowanych w stronę strefy urabiania.

Instalacja powietrzno-wodnego zraszania wewnętrznego (niskociśnieniowego - wariant I a) składała się z 33 dysz jednoczynnikowych, inżektorowych, o średnicy 2,5 mm otworu wylotowego, rozlokowanych na płatach i tarczy odcinającej organu urabiającego, które zasilane było mieszaniną powietrzno-wodną utworzoną za pomocą mieszalnika powietrzno-wodnego zlokalizowanego w ramieniu. Do zasilenia mieszalnika wykorzystywano jednakowe, niskie wartości ciśnienia wody oraz powietrza (0,5÷0,7 MPa).

Instalacja powietrzno-wodnego zraszania wewnętrznego (wysokociśnieniowego - wariant I b) składała się z 33 dysz jednoczynnikowych, o średnicy 0,9 mm otworu wylotowego, rozlokowanych na płatach i tarczy odcinającej organu urabiającego. Dysze te zasilano mieszaniną wody o wysokim ciśnieniu (2,5÷3,0 MPa) i sprężonego powietrza (0,5÷0,7 MPa) dostarczanego do mieszalnika, w którym dochodziło do mieszania się obu czynników.

Instalacja zraszania wodnego (wysokociśnieniowego- wariant II), składała się jedynie z dysz wodnych jednoczynnikowych o średnicy 0,9 mm otworu wylotowego, rozlokowanych na organie urabiającym. Instalację zasilano wodą o wysokim ciśnieniu 2,5÷3,0 MPa.



Rys.6. Dysza wodna jednoczynnikowa o śr. 0,9 mm,
zabudowana w organie urabiającym [4]

Wykonany z blach model ociosu wyrobiska ścianowego (rys. 7), miał za zadanie możliwie wierne odtworzenie kształtu ociosu, jaki występuje w warunkach eksploatacji górniczej. Na obwodzie łuku odtwarzającego powierzchnię zawrębienia organu urabiającego w caliznę, umieszczono palnik przylegający do powierzchni blachy odtwarzającej powierzchnię zawrębienia. Palnik posiadał 6 otworów wylotowych dla podawanego gazu, co zapewniało płomień na obwodzie zabioru organu. Palnik posiadał możliwość zmiany położenia względem organu urabiającego, dzięki zamocowaniu go przesuwnie w prowadnicach przyspawanych na końcach łukowej powierzchni zawrębienia.

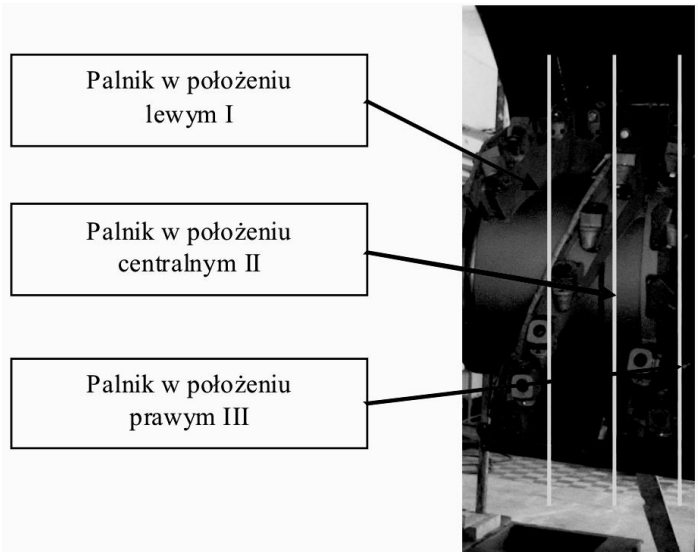
Rys.7. Model zawrębienia się organu w ocios [4]

4. Metodyka badań

Badania skuteczności działania instalacji powietrzno-wodnej oraz mieszanej obejmowały:

– określenie skuteczności gaszenia palącego się gazu,
– określenie skuteczności zapobiegania powstawaniu zapłonów gazu.

Próby przeprowadzone zostały dla trzech różnych położeń palnika względem organu (rys. 8), symulujących różne położenie źródła zapłonu gazu.



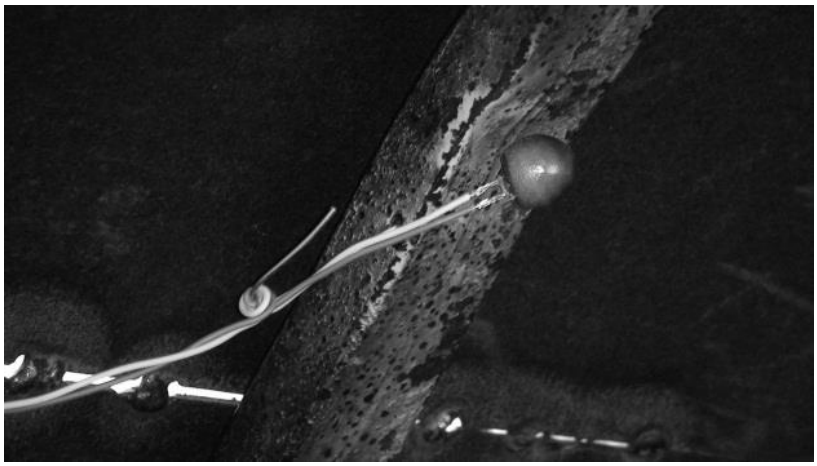
Rys.8. Umiejscowienie palników względem organu urabiającego [4]

Dla uzyskania płomieni zastosowano gaz propan-butan z butli wyposażonych w zawór redukcyjny, zapewniający stały i równomierny wypływ gazu, niezależnie od stopnia napełnienia butli. Gaz z butli do palnika doprowadzany był przewodami elastycznymi, a w obrębie modelu ociosu i palnika, przewodami stalowymi. Po doprowadzeniu gazu do palnika, jego zapłon uzyskiwano przez podanie ognia przy użyciu zapalonej pochodni (rys. 9).

Rys.9. Inicjowanie ręcznego zapłonu gazu na stanowisku [4]

Określenie skuteczności gaszenia polegało na pomiarze stoperem czasu, od uruchomienia instalacji do zgaszenia płomienia. Każdy z pomiarów powtarzano 3-krotnie dla dwóch wariantów zraszania powietrzno-wodnego, w każdym z 3 miejsc usytuowania płomienia. Identyczne pomiary, wykonano dla instalacji wodnej, zachowując wymagane parametry przepływowe.

Testy na skuteczność zapobiegania zapłonom gazu lub mieszanki gazowo-powietrznej przeprowadzano dla trzech położeń palnika względem organu urabiającego. Gaz do palnika dostarczany był w sposób identyczny jak przy próbach skuteczności gaszenia zapalonego gazu. Inicjowanie zapłonów realizowane było za pomocą zapalarki elektrycznej, która inicjowała wybuch zapalników elektrycznych umieszczonych przy otworach palnika. Energia zapłonu każdego z zapalników wynosiła 10 kJ (rys. 10). Inicjowanie zapłonów dokonywane było przez uprawnionego pracownika KD „BARBARA".



Rys.10. Główka zapalcza, wywołująca zapłon gazu [4]

Próby zainicjowania zapłonu gazu lub mieszanki gazowo-powietrznej, były powtarzane trzykrotne dla każdego z trzech typów zraszania oraz każdego z trzech położeń palnika. Próby przeprowadzano przy prawidłowo działającej instalacji zraszającej.

5. Przebieg badań i wyniki badań

Badania skuteczności gaszenia zapalonego gazu

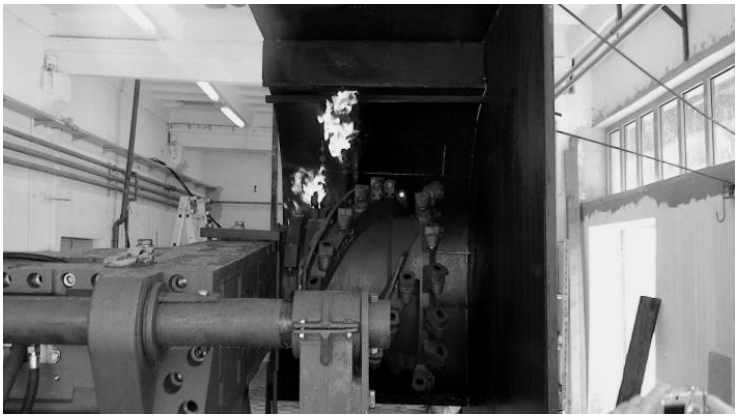
Pierwszy etap badań to próby gaszenia zapalonego gazu, wykonane dla każdego z trzech wariantów zraszania. Pierwszy wariant zraszania, który poddano badaniom to mieszana instalacja powietrzno-wodna (wariant I b). W badanym wariancie zraszania wykorzystano dysze wodne średnicy 0,9 mm w organie urabiającym bez regulatora przepływu, co umożliwiło osiągnięcie pełnej wartości ciśnienia wody dostarczanej do mieszalnika. Wyniki tych prób wykazały, iż instalacja w każdym z badanych przypadków umiejscowienia palnika, natychmiast gasiła zapalony gaz, przy osiągnięciu jej parametrów minimalnych tj. natężeniu przepływu wody wynoszącym 60 dm^3/min wody (wartość ciśnienia wody 1,5 MPa) oraz sprężonym powietrzu wynoszącym 2,0 m^3/min (wartość ciśnienia sprężonego powietrza 0,65 MPa) (tabela 1).

Wyniki pomiarów parametrów mediów zraszających (wariant I b) oraz skuteczności gaszenia palnika umiejscowionego w pozycji I

Tabela 1

Wielkość mierzona	**Numer pomiaru (zraszanie powietrzno-wodne, dysze 0,9 mm)**		
	1	2	3
p_{wc} [MPa]	1,5	1,5	1,5
Q_{wc} [dm^3/min]	60,0	60,0	60,0
p_{pc} [MPa]	0,65	0,65	0,65
Q_{pc} [m^3/min]	2,0	2,0	2,0
czas zgaszenia [s]	Natychmiast	Natychmiast	Natychmiast

Przykład płonącego gazu palnika umiejscowionego w pozycji I, przedstawiono na rysunku 11.



Rys.11. Stanowisko badawcze przed próbą zgaszenia płomienia wydostającego się z palnika w pozycji I [4]

Po przeprowadzonych pierwszych próbach skuteczności gaszenia płomieni, przygotowano układ do gaszenia płomieni w trzech pozycjach palnika dla niskociśnieniowej instalacji zraszania powietrzno-wodnego (wariant I a). W tym celu przebudowano układ, montując dysze o średnicy wynoszącej 2,5 mm z inżekcją powietrza na organie i dołączając sprężone powietrze, które było dostarczane do mieszalnika powietrzno-wodnego oraz do dysz powietrzno-wodnych zlokalizowanych na ramieniu kombajnu. Jednocześnie układ wyposażono w regulator przepływu o wartości 30,0 dm^3/min, którym dostarczano wodę do organu urabiającego. Drugi wariant instalacji powietrzno-wodnej, również wykazał stuprocentową skuteczność w gaszeniu zapalonego gazu, w każdym z badanych położeń palnika, po osiągnięciu parametrów minimalnych tj. natężeniu przepływu wody wynoszącym 30 dm^3/min wody (wartość ciśnienia wody 0,8 MPa) oraz natężeniu sprężonego powietrza wynoszącego 2,2 m^3/min (wartość ciśnienia sprężonego powietrza 0,6 MPa) (tabela 2).

Wyniki pomiarów parametrów mediów zraszających (wariant I a) oraz skuteczności gaszenia palnika umiejscowionego w pozycji I dla wariantu niskociśnieniowego zraszania powietrzno-wodnego

Tabela 2

Wielkość mierzona	Numer pomiaru (zraszanie powietrzno-wodne, dysze 2,5 mm)		
	1	2	3
p_{wc} [MPa]	0,8	0,8	0,8
Q_{wc} [dm^3/min]	30,0	30,0	30,0
p_{pc} [MPa]	0,8	0,8	0,8
Q_{pc} [m^3/min]	2,2	2,2	2,2
czas zgaszenia [s]	Natychmiast	Natychmiast	Natychmiast

Moment gaszenia zapalonego gazu wydostającego się z palnika umiejscowionego w pozycji II, przedstawiono na rysunku 12.

Rys.12. Stanowisko badawcze w trakcie gaszenia płomieni gazu, wydostających się z palnika w pozycji II [4]

Ostatnim z przebadanych typów instalacji zraszającej była instalacja zraszania wodnego (wariant II), której układ zraszający przygotowano odłączając z niego sprężone powietrze pozostawiając jako jedyne medium zraszające wodę. Na organie zamontowano dysze wodne o średnicy wynoszącej 0,9 mm. Tak przygotowana instalacja zraszania poddana została badaniom skuteczności gaszenia płomienia. Instalacja ta, tak jak w poprzednich przypadkach wykazała się stuprocentową skutecznością gaszenia zapalonego gazu, po osiągnięciu minimalnych parametrów instalacji zraszającej. Instalacja zraszania wodnego osiągała tą skuteczność przy natężeniu przepływu wody wynoszącym 60 dm^3/min i wartości ciśnienia wody wynoszącej 1,5 MPa (tabela 3).

Wyniki pomiarów parametrów medium zraszającego (wariant II) oraz skuteczności gaszenia palnika umiejscowionego w pozycji I

Tabela 3

Wielkość mierzona	**Numer pomiaru (zraszanie wodne, dysze 0,9 mm)**		
	1	2	3
p_{wc} [MPa]	1,5	1,5	1,5
Q_{wc} [dm^3/min]	60,0	60,0	60,0
czas zgaszenia [s]	Natychmiast	Natychmiast	Natychmiast

Instalacja zraszająca w wariancie wodnym, podczas próby gaszenia płomienia (rys. 13).

Rys.13. Stanowisko badawcze w trakcie gaszenia płomieni gazu, wydostających się z palnika w pozycji I [5] [KOMAG]

Badania skuteczności niedopuszczania do zapłonu gazu

Po przeprowadzonych testach gaszenia, przygotowano stanowisko badawcze do przeprowadzenia prób skuteczności w niedopuszczaniu do zapłonu gazu. W tym celu przygotowano materiały strzelnicze i wyznaczono bezpieczne miejsce strzałowego. Próby skuteczności zapobiegania zapłonom gazu przeprowadzono według opisanej wcześniej metodyki.

Badania skuteczności w niedopuszczaniu do zapłonu gazu rozpoczęto od mieszanej instalacji powietrzno-wodnej (wariant I b), wyposażonej w mieszalnik powietrzno-wodny oraz dysze wodne o średnicy 0,9 mm na organie urabiającym.

Pierwsze próby skuteczności, wykonane dla wszystkich trzech pozycji palnika, miały na celu zainicjowanie zapłonu gazu za pomocą dwóch główek zapalczych, które mocowane były w pobliżu otworów palnika gazu. Mieszana instalacja zraszania powietrzno-wodnego w żadnym z badanych przypadków nie dopuściła do zapłonu gazu, przy natężeniu przepływu wody wynoszącym

60 dm^3/min i wartości ciśnienia 1,5 MPa oraz natężeniu przepływu sprężonego powietrza wynoszącym 2,0 m^3/min i wartości ciśnienia 0,65 MPa. Wyniki prób zainicjowania zapłonu przedstawiono w tabeli 4.

Wyniki pomiarów parametrów mediów zraszających (wariant I b) oraz skuteczności niedopuszczenia do zapłonu gazu wydostającego się z palnika umiejscowionego w pozycji I

Tabela 4

Wielkość mierzona	**Numer pomiaru (zraszanie pow-wodne, dysze 0,9 mm)**		
	1	2	3
p_{wc} [MPa]	1,5	1,5	1,5
Q_{wc} [dm^3/min]	60,0	60,0	60,0
p_{pc} [MPa]	0,65	0,65	0,65
Q_{pc} [m^3/min]	2,0	2,0	2,0
czas zgaszenia [s]	Brak zapłonu	Brak zapłonu	Brak zapłonu

Rys.14. Stanowisko badawcze w trakcie prób niedopuszczania do zapłonu gazu, z palnikiem usytuowanym w pozycji I [5] [KOMAG]

Kolejnym typem instalacji poddanej badaniom skuteczności niedopuszczania do zapłonu gazu, to niskociśnieniowa instalacja zraszania powietrzno-wodnego (wariant I a). W tym celu zamontowano ponownie dysze o średnicy otworu 2,5 mm na organie urabiającym oraz podłączając sprężone powietrze do organu oraz na ramię kombajnu. Instalacja odznaczała się pełną skutecznością w niedopuszczeniu do zapłonu gazu, w każdym z badanych położeń palnika. Instalacja zapobiegała zapłonom gazu przy minimalnych wartościach parametrów zraszania: o wartości natężenia przepływu wody wynoszącej 30 dm^3/min (wartość ciśnienia wody 0,8 MPa) oraz natężenia sprężonego powietrza wynoszącego 2,2 m^3/min (wartość ciśnienia sprężonego powietrza 0,6 MPa) (tabela 5).

Wyniki pomiarów parametrów mediów zraszających (wariant I a) oraz skuteczności niedopuszczenia do zapłonu gazu wydostającego się z palnika umiejscowionego w pozycji I

Tabela 5

Wielkość mierzona	**Numer pomiaru (zraszanie powietrzno-wodne, dysze 2,5 mm)**		
	1	2	3
p_{wc} [MPa]	0,8	0,8	0,8
Q_{wc} [dm^3/min]	30,0	30,0	30,0
p_{pc} [MPa]	0,6	0,6	0,6
Q_{pc} [m^3/min]	2,2	2,2	2,2
czas zgaszenia [s]	Brak zapłonu	Brak zapłonu	Brak zapłonu

Instalacja niskociśnieniowego zraszania powietrzno-wodnego w trakcie prób niedopuszczania do zapłonu gazu przedstawiona została na rysunku 15.

Rys.15. Stanowisko badawcze w trakcie prób niedopuszczania do zapłonu gazu, z palnikiem usytuowanym w pozycji I [5] [KOMAG]

Ostatnia seria badań wykonana została, dla instalacji wodnej (wariant II), której natężenie przepływu wody wynosiło 60 dm^3/min, przy wartości ciśnienia 1,5 MPa. Również przy stosowaniu tej instalacji w żadnym z badanych przypadków nie doszło do zapłonu gazu przy próbie jego zainicjowania. Przykładowe wyniki z pozycji I palnika przedstawiono w tabeli 6.

Wyniki pomiarów parametrów medium zraszającego (wariant II) oraz skuteczności niedopuszczenia do zapłonu gazu wydostającego się z palnika umiejscowionego w pozycji I

Tabela 6

Wielkość mierzona	**Numer pomiaru (zraszanie wodne, dysze 0,9 mm)**		
	1	2	3
p_{wc} [MPa]	1,5	1,5	1,5
Q_{wc} [dm^3/min]	60,0	60,0	60,0
czas zgaszenia [s]	Brak zapłonu	Brak zapłonu	Brak zapłonu

Instalacja wodna podczas próby zapalenia gazu (rys. 16).

Rys.16. Instalacja zraszania wodnego w trakcie prób niedopuszczania do zapłonu gazu, z palnikiem usytuowanym w pozycji I [5] [KOMAG]

6. Podsumowanie

Opracowany w ramach projektu INERG kombajn wyposażony w powietrzno-wodną instalację zraszania o innowacyjnej budowie zapobiegającej zasypywaniu urobkiem podczas eksploatacji węgla, wykazał się pełną skutecznością w gaszeniu i zapobieganiu zapłonom gazu. Instalacja podczas badań w żadnym z badanych przypadków nie doprowadziła do zapłonu gazu oraz natychmiastowo gasiła palący się płomień. Zastosowane nowatorskie dysze zraszające wytwarzające mgłę wodną oprócz wysokiej skuteczności gaszenia, charakteryzują się wytwarzaniem kropel o średnicach zbliżonych do wielkości ziaren pyłu respirabilnego, co zwiększa skuteczność instalacji zraszającej w strącaniu cząstek pyłu powstającego podczas urabiania.

Możliwość stosowania jednego z trzech wariantów zraszania, po niewielkich modyfikacjach, pozwala wykorzystywać opracowaną instalację w przypadku braku sprężonego powietrza, co znacznie zwiększa zakres jej wykorzystania. Opracowana instalacja nawet przy minimalnych wartościach zasilania w media zraszające może być stosowana w górnictwie, zapewniając ciągłość pracy i bezpieczeństwo załóg górniczych.

Literatura

1. "Górniczy kombajn ścianowy typu KSW-800NE. Układ wodny z instalacją zraszającą", Dokumentacja Techniczno-Ruchowa G-1940.07DTR, ITG KOMAG, kwiecień 2013 r.
2. Rozmus M. i inni: „Wysoka technologia w niskich pokładach. Art. Of Mining". 2013 nr 8-9 s. 10-11.
3. 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 r.
4. Badania stanowiskowe prototypu instalacji zraszającej. Praca nie publikowana, ITG KOMAG, sierpień 2013 r.
5. Dokumentacja fotograficzna KOMAG.

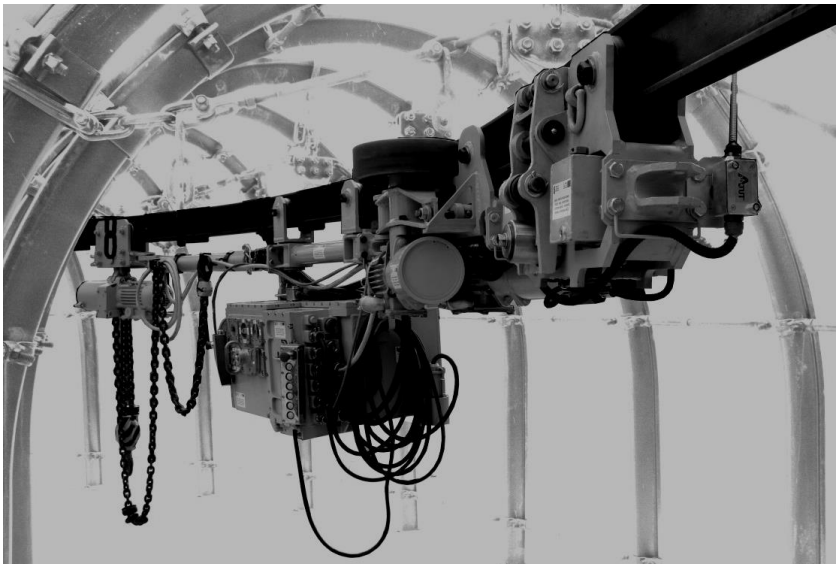
Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu badawczego INERG dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Badania symulacyjne podwieszonego ciągnika PCA-1 z nierównomiernym stopniem zużycia okładzin kół ciernych

Rafał Konsek, Kamil Szewerda, Jarosław Tokarczyk, Krzysztof Kaczmarczyk – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Ciągły rozwój bazy informatycznej w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG oraz inwestycje w najnowsze programy komputerowe umożliwiają przeprowadzanie badań symulacyjnych coraz bardziej złożonych układów mechanicznych oraz elektromechanicznych, łącząc jednocześnie wiedzę i doświadczenie pracowników z różnych dziedzin nauki. Współpraca specjalistów z zakresu projektowania układów mechanicznych i elektrycznych oraz modelowania i obliczeń numerycznych pozwoliła na realizację przeprowadzenia badań symulacyjnych podwieszonego ciągnika akumulatorowego PCA-1 (rys. 1) podczas pracy z nierównomiernym stopniem zużycia okładzin kół ciernych. Ciągnik PCA-1 jest urządzeniem przeznaczonym do transportu ładunków o masie do dwóch ton w warunkach nachyleń do 12° w przodkach chodnikowych. Porusza się on po podwieszonej trasie jednoszynowej o profilu trasy jezdnej I 155 z prędkością do 1 m/s oraz charakteryzuje się siłą pociągową do 3,7 kN.

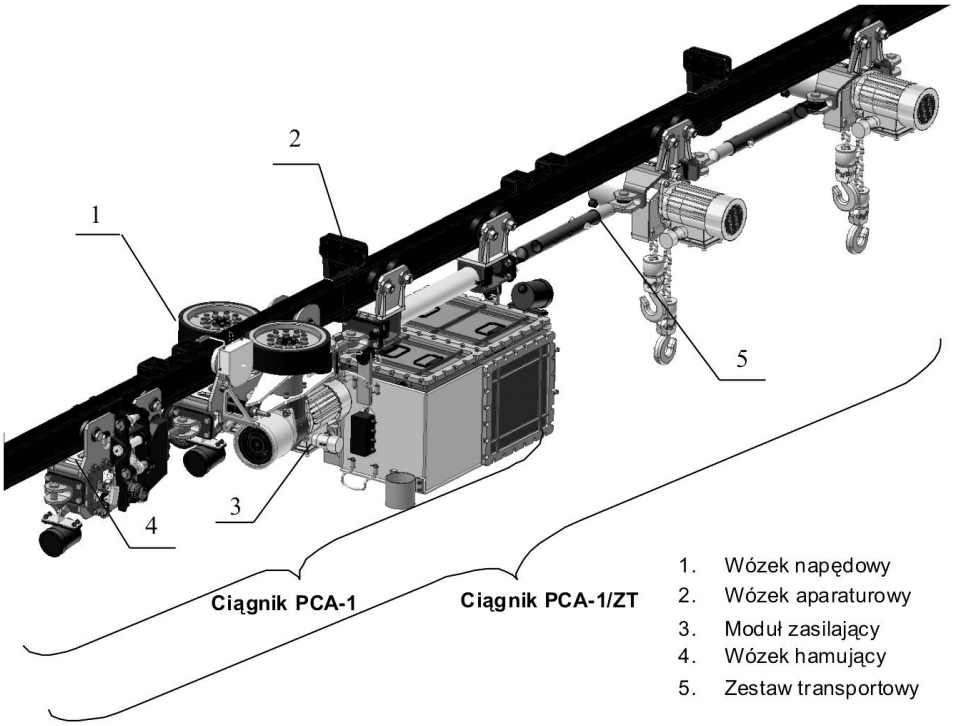


Rys.1. Podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1 [2]

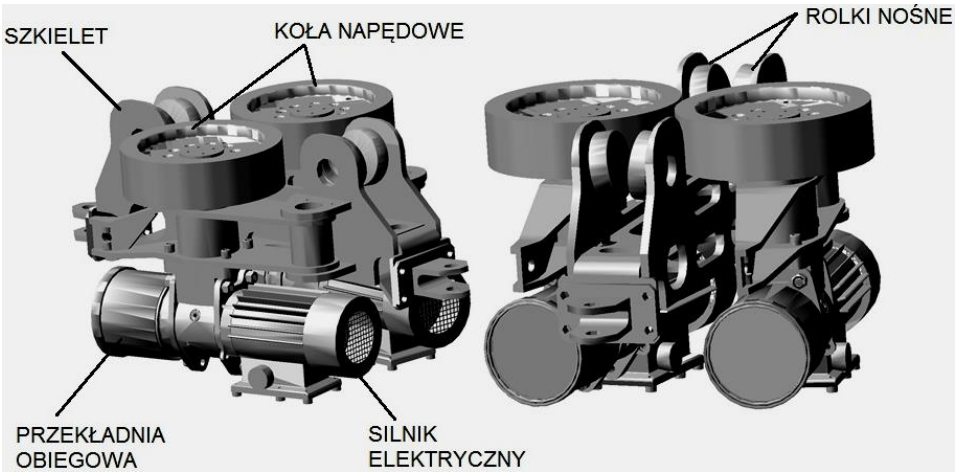
Ciągnik oferowany jest w dwóch podstawowych wersjach (rys.2):

– PCA-1 - ciągnik współpracuje tylko z zestawem transportowym wyposażonym we wciągniki ręczne,

– PCA-1/ZT - ciągnik może współpracować z zestawem transportowym z zabudowanymi wciągnikami elektrycznymi.



Rys.2. Budowa podwieszonego ciągnika akumulatorowego PCA-1 [2]



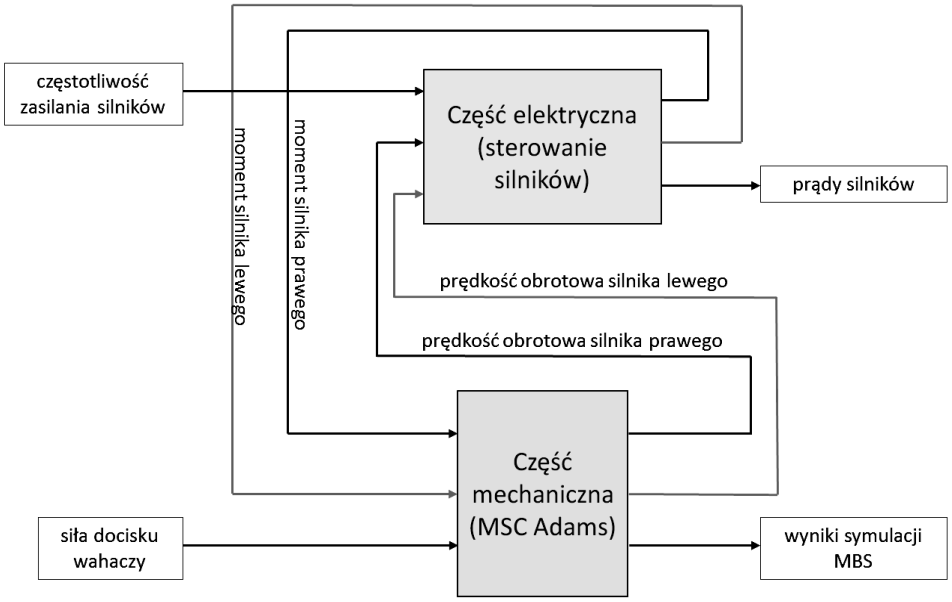
Rys.3. Model geometryczny wózka napędowego ciągnika PCA - 1 w środowisku programu CAD [1]

Układ napędowy podwieszonego ciągnika akumulatorowego PCA-1 składa się m.in. z dwóch silników elektrycznych podłączonych wspólnie do jednego

falownika, oraz z dwóch kół ciernych o średnicy 340 mm, których okładziny zużywają się podczas eksploatacji. Nierównomierny stopień zużycia okładzin oraz sposób podłączenia silników, prowadzi do wystąpienia różnicy momentów napędowych i prędkości obrotowych kół ciernych. Do analiz numerycznych zastosowano model geometryczny wózka napędowego ciągnika PCA-1 opracowany w środowisku programu CAD (rys. 3).

2. Model obliczeniowy podwieszonego ciągnika PCA-1

Model obliczeniowy ciągnika PCA-1 składa się z modelu układu napędowego wraz z układem sterowania, wykonanego w programie Matlab-Simulink. Model geometryczny wykonano w programie klasy CAD (ang. *Computer Aided Design*), zaś model fizyczny ciągnika opracowano w programie klasy MBS (ang. *Multibody System*).



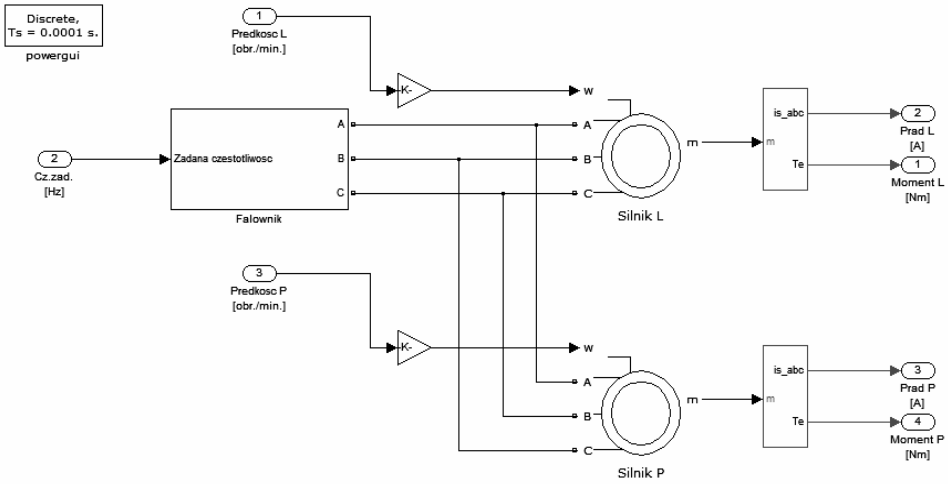
Rys.4. Przepływ sygnałów pomiędzy modelem obliczeniowym (MSC Adams) i układem sterowania (Matlab-Simulink) [1]

Połączenie tych środowisk programowych umożliwiło przeprowadzenie symulacji numerycznej jazdy ciągnika PCA–1, którego moment napędowy jest sterowany za pomocą modelu układu sterowania. Z modelu fizycznego do modelu układu sterowania przekazywana jest aktualna prędkość obrotowa silników napędowych. Na podstawie informacji o prędkości obrotowej silników oraz częstotliwości zasilania w bloku sterowania obliczana jest wartość momentu napędowego, która w postaci sygnału wejściowego jest przesyłana do modelu fizycznego w MSC Adams. Ponadto z poziomu oprogramowania

Matlab-Simulink nastawiana jest wartość parametrycznie zdefiniowanej siły docisku wahaczy. Opisane sygnały przekazywane są podczas prowadzenia obliczeń numerycznych, rysunek 4. Wyniki symulacji zawierają m.in. prędkości obrotowe silników, wartości momentów obrotowych na kołach napędowych oraz prądów pobieranych przez silniki elektryczne.

2.1. Model układu napędowego

Model komputerowy układu napędowego ciągnika PCA-1 został zbudowany w programie Matlab-Simulink. Składa się z dwóch silników elektrycznych oraz falownika. Bloki silników sparametryzowano zgodnie z rzeczywistymi silnikami typu SGKg80-4HP, w które wyposażono ciągnik PCA-1. Model układu napędowego ciągnika PCA-1 przedstawiono na rysunku 5.



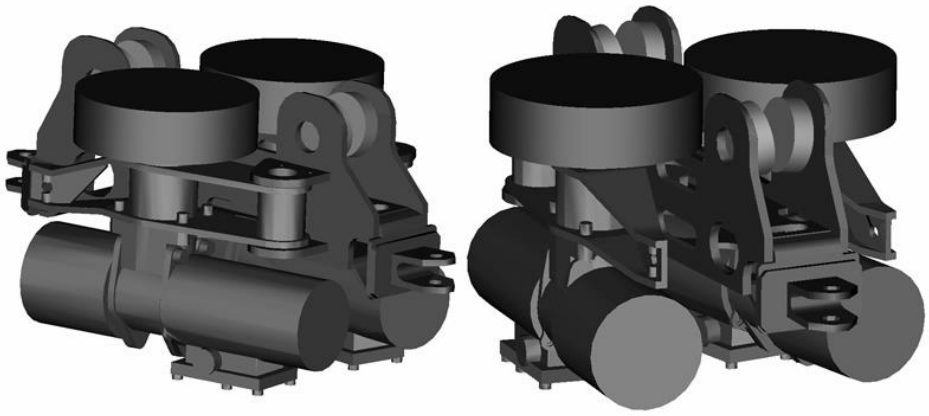
Rys.5. Model układu napędowego ciągnika PCA-1 w programie Matlab-Simulink [1]

2.2. Model fizyczny

Na podstawie modelu geometrycznego opracowano model fizyczny ciągnika PCA-1. Na potrzeby symulacji numerycznej, model geometryczny uproszczono poprzez usunięcie zbędnych podzespołów i elementów nie mających wpływu na wyniki symulacji, a ułatwiających i przyspieszających czas obliczeń. Do głównych uproszczeń należą:

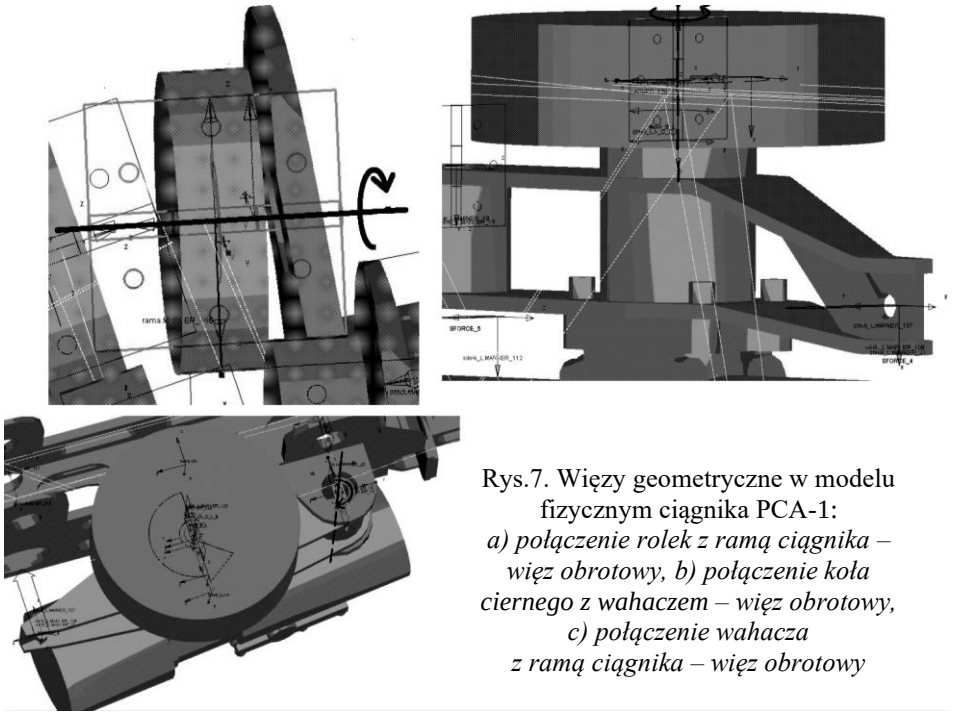
– modyfikacja obudowy silnika,
– scalenie okładzin z kołem ciernym,
– scalenie obudowy silnika z wahaczami,
– usunięcie otworów montażowych kół ciernych.

Widok modelu ciągnika PCA-1, po wprowadzeniu uproszczeń przedstawiono na rysunku 6.



Rys.6. Uproszczony model geometryczny wózka napędowego ciągnika PCA–1 [1]

W modelu fizycznym poszczególne bryły ciągnika połączono ze sobą poprzez nadanie więzów geometrycznych o różnej liczbie stopni swobody.



Rys.7. Więzy geometryczne w modelu fizycznym ciągnika PCA-1:
a) połączenie rolek z ramą ciągnika – więz obrotowy, b) połączenie koła ciernego z wahaczem – więz obrotowy, c) połączenie wahacza z ramą ciągnika – więz obrotowy

Rolki, na których ciągnik przemieszcza się po szynie połączono z ramą ciągnika za pomocą więzów obrotowych, tj. o jednym stopniu swobody, w związku z czym możliwy jest obrót rolek wokół zdefiniowanych osi obrotu, rysunek 7a. Więzy obrotowe zastosowano także do połączenia kół ciernych z wahaczami oraz wahaczów z ciągnikiem, rysunki 7b i 7c. Połączenia te umo-

żliwiają obrót koła ciernego wokół zdefiniowanej osi obrotu, z zapewnieniem stałego kontaktu koła ciernego i szyny podwieszonej, czego efektem jest działanie siły tarcia i przemieszczanie się ciągnika w żądanym kierunku.

Utworzono modele kontaktów pomiędzy szyną trasy podwieszonej a rolkami jezdnymi, kołami ciernymi oraz ramą ciągnika. Modele kontaktów umożliwiają przemieszczanie się ciągnika PCA-1 wzdłuż zdefiniowanej trasy podwieszonej. W modelu kontaktu kół ciernych z szynami wprowadzono stały współczynnik tarcia o wartości 0,4. W pozostałych modelach kontaktu współczynnik tarcia wyniósł 0,5.

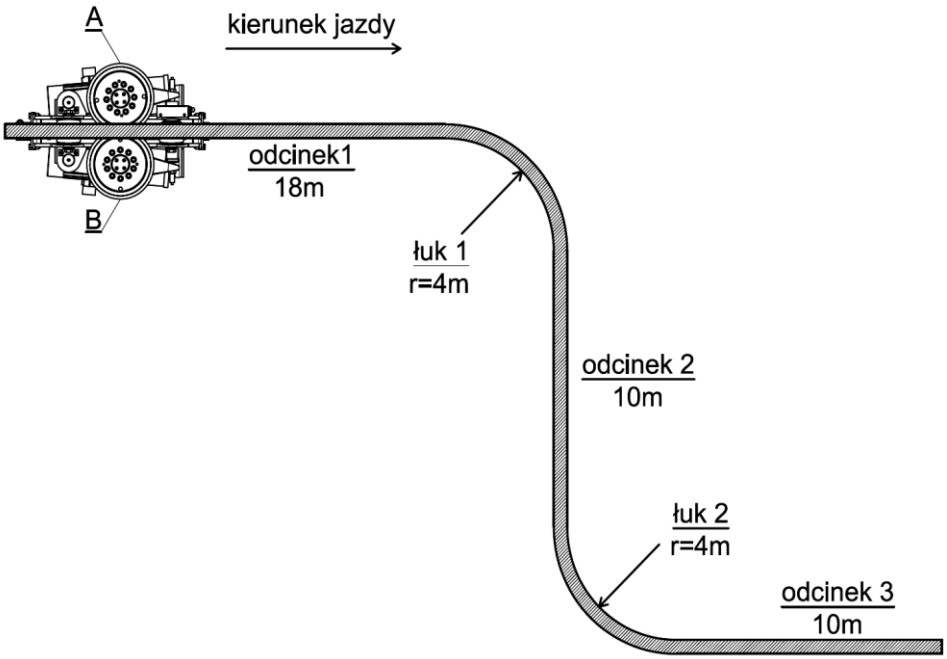
Wahacze, na których zamontowano silnik oraz koła cierne, dociskane są poprzez sprężyny, co pozwala na uzyskanie odpowiedniej siły tarcia pomiędzy kołami ciernymi a szyną. Zakres siły docisku sprężyny zastosowanej w ciągniku waha się w przedziale 3,5 do 5,7 kN. W celu uzyskania możliwości zmiany siły docisku kół ciernych w modelu fizycznym, sprężynę dociskającą zastąpiono parą wektorów o zdefiniowanym kierunku i zwrocie. Wartość siły jest wielkością parametryczną, co pozwala na jej zmianę podczas analiz numerycznych. Ciągnik PCA–1 napędzany jest silnikami elektrycznymi, generującymi moment obrotowy multiplikowany w przekładni i przekazywany jest na koła cierne. Koła cierne wprowadzają ciągnik w ruch wzdłuż szyny. W modelu obliczeniowym zdefiniowano dwa wektory momentu obrotowego przyłożone do kół ciernych. Wartość zadawanego momentu jest wartością parametryczną i wynika bezpośrednio z prędkości obrotowej silnika elektrycznego, obciążenia ciągnika oraz częstotliwości prądu zasilającego.

3. Badania symulacyjne

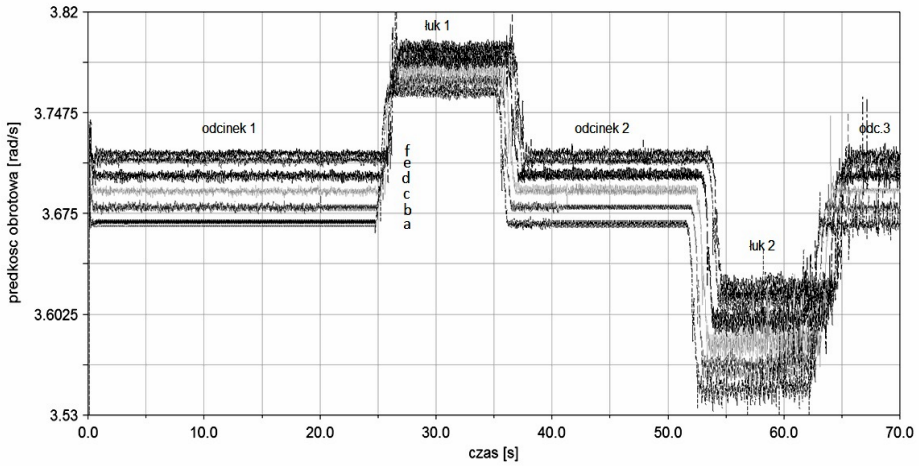
Badania symulacyjne obejmowały przejazd ciągnika PCA-1 obciążonego siłą wynoszącą 2 kN, wzdłuż poziomej trasy przedstawionej na rysunku 8. Pierwsza symulacja przejazdu ciągnika była przeprowadzona dla jednakowych średnic kół ciernych wynoszących 340 mm. Podczas kolejnych przejazdów zmniejszano każdorazowo średnicę koła ciernego *B* o 4 mm. W trakcie symulacji wyznaczono momenty napędowe oraz prędkości obrotowe kół ciernych. Wyniki symulacji przedstawiono na rysunkach 9÷14.

Z zestawionych wykresów wynika, że wraz ze wzrostem różnicy średnic kół ciernych zwiększa się prędkość obrotowa koła ciernego *B,* przy jednoczesnym zmniejszeniu prędkości obrotowej koła *A* (zmiany prędkości są proporcjonalne do wartości różnicy średnic kół ciernych). Wzrost różnicy średnic kół ciernych powoduje wzrost momentu napędowego po stronie koła ciernego *A* oraz spadek momentu po stronie koła ciernego *B*. Podczas jazdy ciągnika na prostym odcinku trasy wielkość różnicy momentów napędzających jest proporcjonalna do wartości różnicy średnic nierównomiernie zużytych kół ciernych. Procentowy przyrost obciążenia silników wraz ze wzrostem różnicy

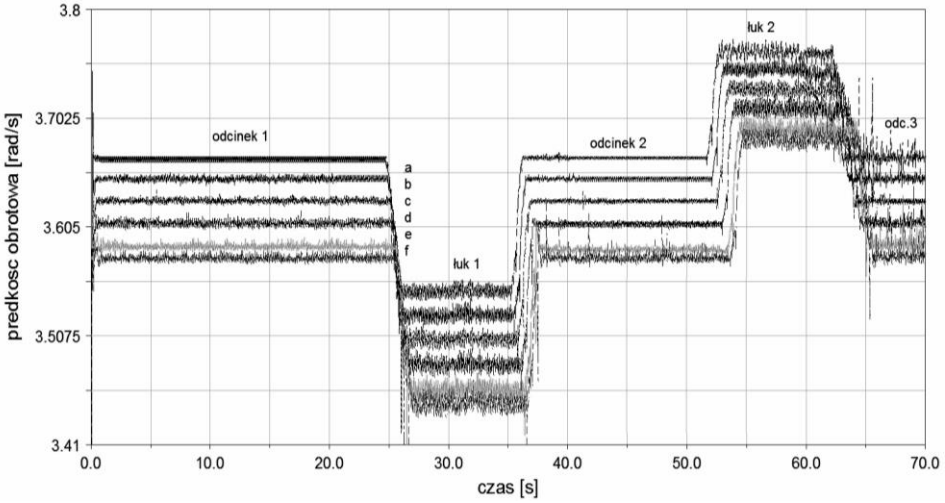
średnic kół ciernych w odniesieniu do nominalnej średnicy kół ciernych przedstawiono na rysunku 15.



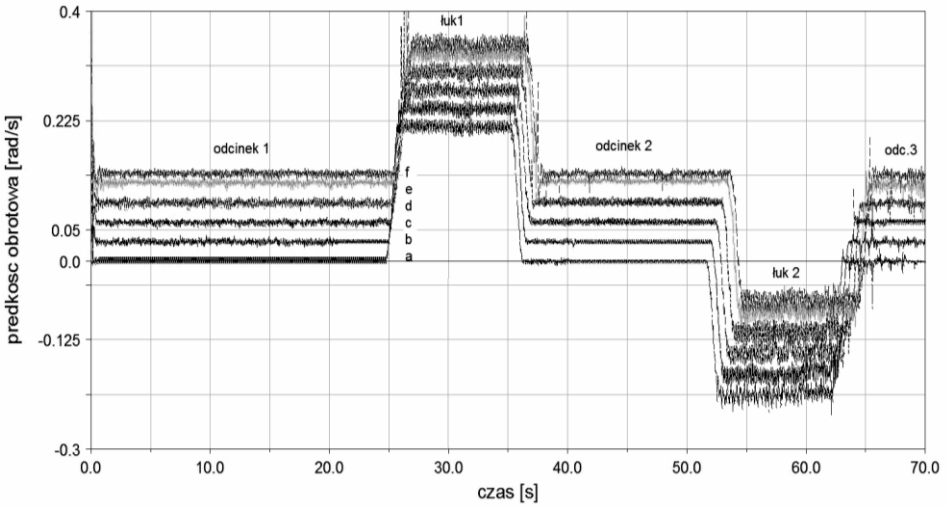
Rys.8. Trasa przejazdu ciągnika PCA-1 podczas badań symulacyjnych [1] (*A* i *B* – koła cierne)



Rys.9. Zestawienie prędkości obrotowej koła ciernego *B* dla średnic*: a – 340 mm, b – 336 mm, c – 332 mm, d – 328 mm, e - 324 mm, f – 322 mm*, przy stałej średnicy koła *A* wynoszącej 340 mm [1]

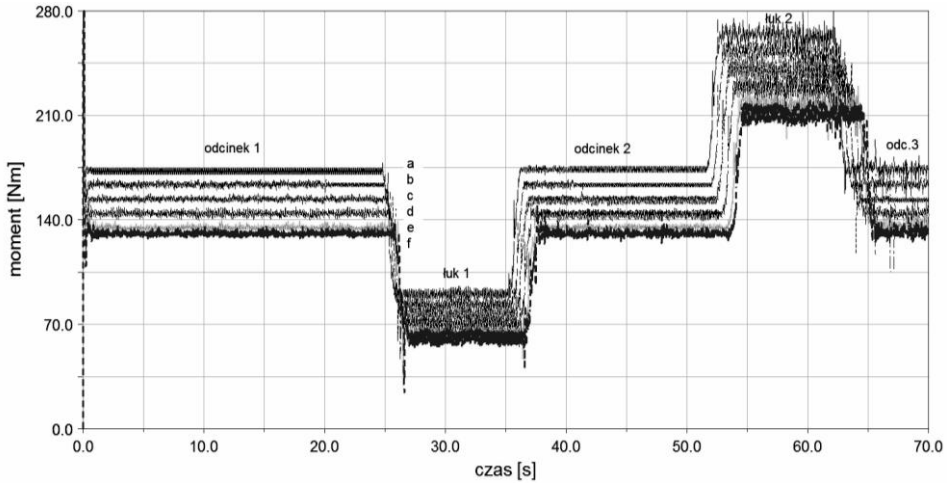


Rys.10. Zestawienie prędkości obrotowej koła ciernego *A* o średnicy 340 mm, przy różnych średnicach koła *B: a – 340 mm, b – 336 mm, c – 332 mm, d – 328 mm, e – 324 mm, f – 322 mm* [1]

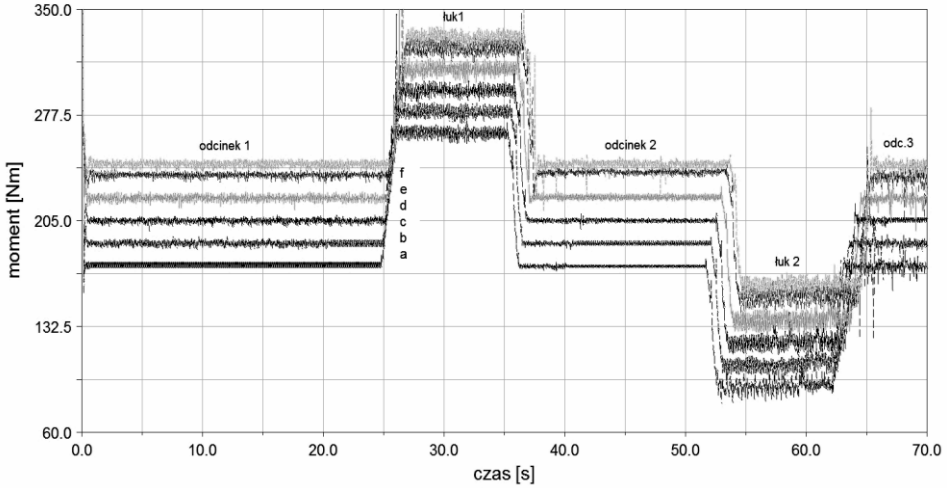


Rys.11. Zestawienie różnicy prędkości obrotowej kół ciernych *A* i *B* przy stałej średnicy koła *A* wynoszącej 340 mm i różnych średnicach koła *B: a – 340 mm, b – 336 mm, c – 332 mm, d – 328 mm, e – 324 mm, f – 322 mm* [1]

Przejazd ciągnika przez pierwszy łuk trasy, gdy koło cierne *A* znajduje się po zewnętrznej stronie trasy, sprawia, że wartość momentu po stronie koła ciernego *B* maleje wraz ze wzrostem różnicy średnic, a po stronie koła ciernego *A* wartość momentu rośnie. Wraz ze wzrostem różnicy średnic kół ciernych maleje różnica ich momentów podczas przejazdu przez ten łuk trasy (rys. 16).

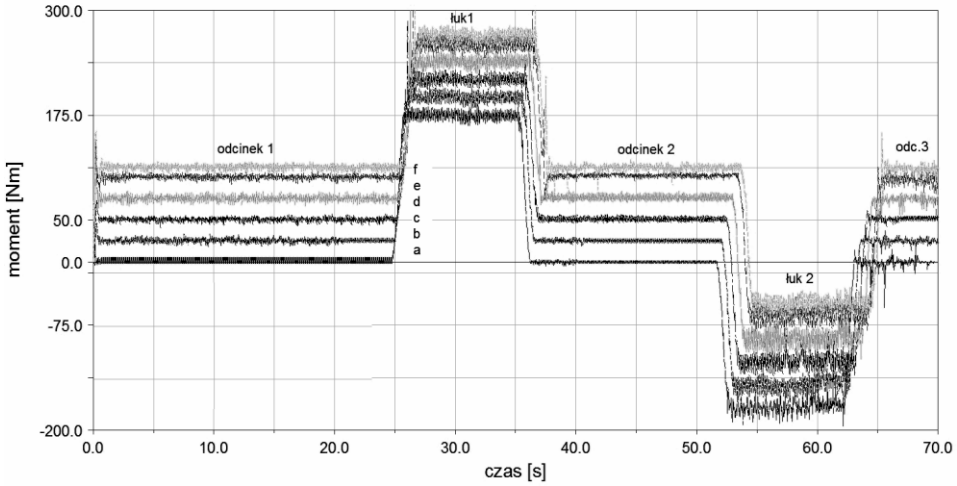


Rys.12. Zestawienie wartości momentu napędzającego na kole ciernym (B) dla średnic: *a – 340 mm, b – 336 mm, c – 332 mm, d – 328 mm, e – 324 mm, f – 322 mm,* przy stałej średnicy koła *A* wynoszącej 340 mm [1]

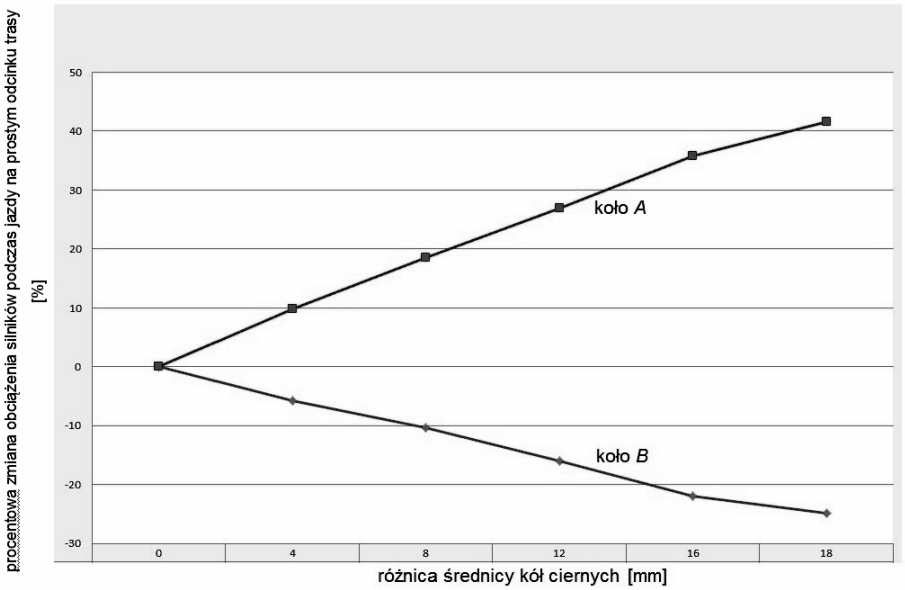


Rys.13. Zestawienie wartości momentów napędowych na kole ciernym *A* o średnicy 340 mm, przy różnych średnicach koła *B a – 340 mm, b – 336 mm, c – 332 mm, d – 328 mm, e – 324 mm, f – 322 mm* [1]

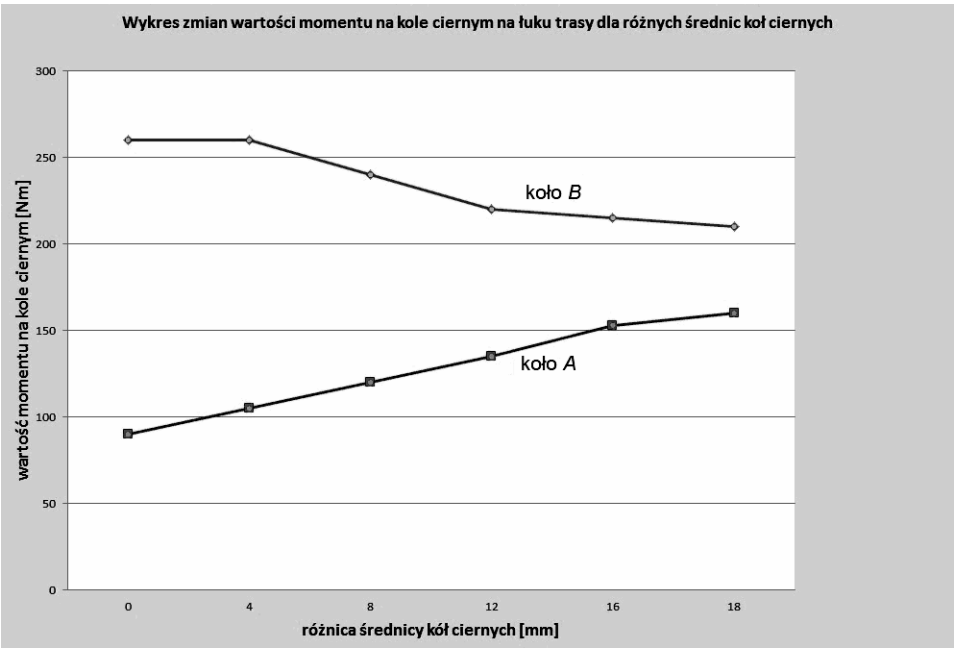
Natomiast podczas jazdy na drugim łuku trasy, gdy koło cierne *B* znajduje się po zewnętrznej stronie trasy, wartość momentu po stronie koła ciernego *B* również maleje wraz ze wzrostem różnicy średnic, a po stronie koła ciernego *A* wartość momentu napędowego wzrasta. Jednak wraz ze wzrostem różnicy średnic kół ciernych rośnie różnica momentów na obu kołach ciernych podczas przejazdu przez ten łuk trasy (rys. 17).



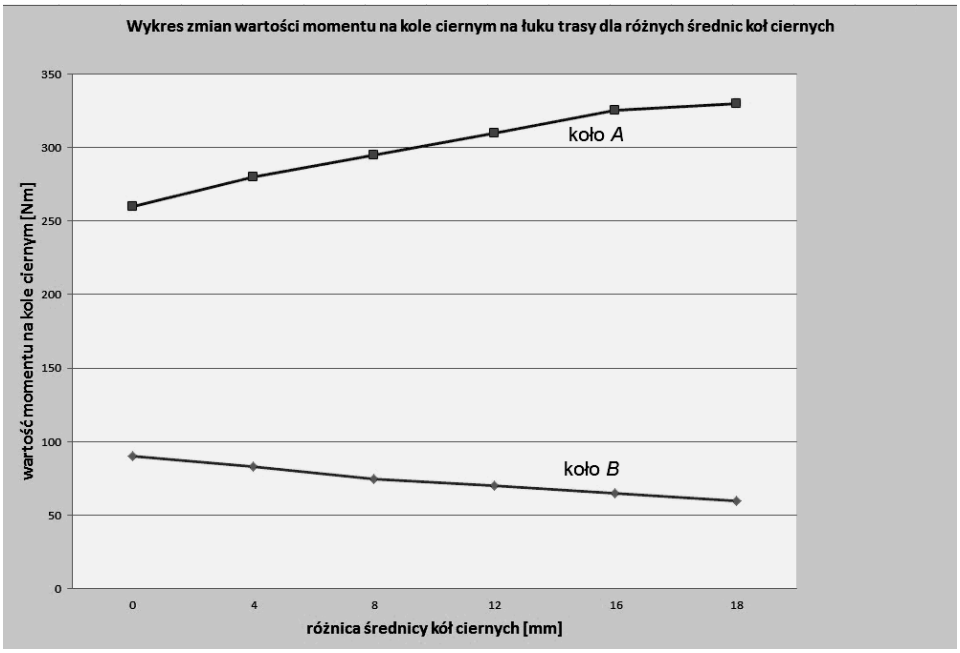
Rys.14. Zestawienie różnicy wartości momentu napędowego kół ciernych *A* i *B* przy stałej średnicy koła *A* wynoszącej 340 mm i różnych średnicach koła *B a – 340 mm, b – 336 mm, c – 332 mm, d – 328 mm, e – 324 mm, f – 322 mm* [1]



Rys.15. Procentowa zmiana obciążenia silników wraz ze wzrostem różnicy średnic kół ciernych w odniesieniu do średnicy 340 mm podczas jazdy na prostym odcinku trasy [1]



Rys.16. Wykres zmian wartości momentu na kole ciernym na łuku trasy dla różnych średnic kół ciernych podczas jazdy na pierwszym łuku trasy [1]



Rys.17. Wykres zmian wartości momentu na kole ciernym na łuku trasy dla różnych średnic kół ciernych podczas jazdy na drugim łuku trasy [1]

4. Podsumowanie

Przy założonej sile pociągowej równej 2 kN, przy równym obciążeniu silników (równe średnice kół napędowych), na każdym kole generowany powinien być moment 170 Nm. Jak widać z wykresów 16 i 17, w trakcie przejazdu przez łuk rozkład momentów na poszczególne koła nie jest równomierny - jest zależny od wielkości różnicy kół oraz kierunku łuku. Przy założeniu dopuszczalnej 2-krotności obciążenia momentem, dopuszczalny moment na kole nie powinien przekroczyć M_{MAX} = 340 Nm. Z wykresu 17 odczytać można, że w takim przypadku różnica w wielkości kół napędowych nie powinna przekroczyć 16 mm. Przeprowadzone badania symulacyjne wykazały, że różne średnice kół ciernych wpływają niekorzystnie na efektywność pracy ciągnika. Taki stan pracy przyczynia się do szybkiego zużycia części mechanicznych napędzających ciągnik, w szczególności zużycia okładzin kół napędowych. Dlatego ważnym jest przeprowadzanie okresowych przeglądów stanu zużycia okładzin kół ciernych, a przy ich wymianie należy pamiętać, aby zawsze wymieniać oba koła.

Prowadzenie badań symulacyjnych podczas projektowania maszyn umożliwia wprowadzanie korekty w dokumentacji i usuwanie ewentualnych błędów, w związku z czym skraca się czas i obniżane są koszty podczas wykonywania prototypów [3]. Badania symulacyjne pozwalają również na przeprowadzenie analizy podczas różnych stanów pracy maszyn, np. przedstawiona w niniejszym rozdziale jazda ciągnika przy różnym stopniu zużycia okładzin kół ciernych. Zastosowanie przedstawionej metody analiz numerycznych pozwala ponadto na przeprowadzenie analiz obciążenia silników elektrycznych w przypadku jazdy ciągnika po łukach trasy. Możliwe są również symulacje w awaryjnych stanach pracy danej maszyny. Dla potwierdzenia poprawności wykonanych badań symulacyjnych, należy je zweryfikować poprzez przeprowadzenie w warunkach rzeczywistych obciążeń dla najniekorzystniejszego wariantu.

Literatura

1. Konsek R., Kaczmarczyk K., Szewerda K.: Manewrowy ciągnik elektryczny do transportu materiałów i ludzi. Praca statutowa nr E/BDC-06379:OR34, OR35, OR36. ITG KOMAG Gliwice 2013 (materiały nie publikowane).
2. Konsek R., Kaczmarczyk K., Budzyński Z., Polnik B.: Podwieszony ciągnik akumulatorowy PCA-1. Napędy i Sterowanie nr 7/8 2013, s.112-115.
3. Winkler T., Tokarczyk J.: Tworzenie wirtualnych prototypów maszyn górniczych. Prace Naukowe - Monografie CMG KOMAG nr 23, Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice 2007.

Zastosowanie ciągnika podwieszonego typu KPCZ – 148 z napędem cierno – zębatym w Kompanii Węglowej S.A. Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice”

Aleksander Wardas, Wojciech Hajduk – KW SA Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice”

1. Wprowadzenie

Historia kopalni „Knurów” rozpoczyna się w 1903 r., kiedy to podjęto decyzję o jej budowie. Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice” powstał 1.02.2010 r. w wyniku połączenia dwóch kopalń, „Knurów” i „Szczygłowice” i stał się zakładem dwu-ruchowym z niezależnymi ciągami produkcyjnymi. Obszar górniczy kopalni wynosi 59,79 km^2, z czego na Ruch Knurów przypada 38,49 km^2, natomiast na Ruch Szczygłowice 21,3 km^2. Średnie zatrudnienie wynosi 6378 pracowników, a wydobycie 16 500 t/d, w tym z Ruchu Knurów 9 000 t/d z 3 ścian. Eksploatowany jest węgiel typu 34.1, 34.2 i 35.1.

Strukturę kamienną wyrobisk udostępniających stanowią trzy poziomy wentylacyjne (450 m, 550 m i 650 m) oraz dwa wydobywcze (650 m i 850 m).

Stosowane są następujące środki transportu:

- kopalniana kolej podziemna,
- kołowroty,
- kolejki linowe,
- kolejki z napędem własnym.

Kopalniana kolej podziemna stosowana jest na poziomie 550 m, 650 m, i 850 m. Długość dróg wynosi 44 km. Na drogach transportu pracują 22 szt. lokomotyw elektrycznych i 8 szt. lokomotyw spalinowych. Transport kołowrotami odbywa się na długości 4,17 km (45 szt. kołowrotów, w tym 31 szt. do prac przyszybowych).

Transport kolejkami linowymi podwieszonymi prowadzony jest na długości 9,3 km. Na drogach transportu stosowane są następujące kolejki:

- KSP - 16 z napędem kołowrotem EKO - D15 lub EKO - D30 z tarczą paraboliczną – 6szt.,
- KSP - 32 z napędem HNK-1 – 2szt.,
- KSP - 63 z napędem HNK - 2 – 4 szt.

Kolejki linowe spągowe nie są stosowane.

Transport z napędem własnym wykonywany jest przez kolejki spągowe i podwieszone.

Kolejka spągowa KSZ- 900 (1 szt.) stosowana jest na długości trasy 0,8 km.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Transport kolejkami podwieszonymi prowadzony jest na długości 22,0 km (19 szt., w tym 3 szt. przeznaczone do likwidacji).

Transport wykonywany jest na długości 79,47 km.

Procentowy udział w długości dróg transportu stanowi:

- kopalniana kolej podziemna – 55,4 %,
- kołowrotami – 5,2 %,
- kolejkami linowymi – 11,7 %,
- kolejkami z napędem własnym - 27,7 %.

KW SA Oddział „Knurów-Szczygłowice" wdraża do stosowania kolejki z napędem własnym od 2003 r.

Obecnie eksploatowane są następujące ciągniki:

- LSP 70 D0 o mocy 68 kW i sile uciągu 80 kN z 4 jednostkami ciernymi,
- DZL 110F o mocy 81 kW i sile uciągu 80 kN z 4 jednostkami ciernymi,
- DLZ 110F II o mocy 81 kW i sile uciągu 80 lub 120 kN z 4 jednostkami ciernymi,
- DLZ 210F o mocy 127 kW i sile uciągu 114 kN z 4 jednostkami ciernymi,
- KPCZ – 148 kW i sile uciągu 120 kN z 4 jednostkami ciernymi i 2 zębatymi.

2. Charakterystyka ciągnika podwieszonego typu KPCZ – 148

Ciągnik podwieszony typu KPCZ-148 jest samobieżną maszyną z napędem spalinowym, stanowiącą napęd zespołów transportowych kolejek podwieszonych do transportu materiałów lub przewozu ludzi. Posiada modułową budowę umożliwiającą dostosowanie konfiguracji ze środkami transportowymi do różnych systemów prowadzenia transportu. Głównymi podzespołami ciągnika są:

- dwie kabiny operatorów,
- przedział silnikowy,
- chłodnica oleju hydraulicznego wraz z wentylatorem,
- wózki napędowo-hamulcowe cierne i zębate.

Podzespoły ciągnika połączone są za pomocą cięgieł poprzez sprzęgi sworzniowe konstrukcji specjalnej.

Do napędu ciągnika zastosowano zespół napędu spalinowego o budowie przeciwwybuchowej. Silnik spalinowy z turbodoładowaniem i bezpośrednim wtryskiem. Rozruch silnika realizowany jest za pomocą hydraulicznego rozrusznika zasilanego z hydroakumulatora. Silnik spalinowy z pompą główną zabudowane są w ramie tworzącej przedział silnikowy. W ramie zabudowane są

także układy sterowania i paliwowy oraz elementy układu gaśniczego. Na obydwu końcach ramy umieszczone są wymienne sprzęgi sworzniowe do połączenia cięgłami z pozostałymi podzespołami ciągnika.

Przedział silnikowy podwieszony jest na torze kolejki za pomocą dwóch wózków nośnych. Przegubowe zawieszenie umożliwia swobodny przejazd maszyny przez krzywizny trasy. Na wózkach umieszczone są dwa elektroniczne czujniki prędkości jazdy. Przekroczenie nominalnej prędkości jazdy o wartości 2,5 – 2,6 m/s powoduje automatycznie zatrzymanie ruchu ciągnika. Ciągnik wyposażony jest w dodatkowy, mechaniczny odśrodkowy, wyzwalacz prędkości działający przy prędkości 2,7 – 2,8 m/s. Oprócz przedziału silnikowego ciągnik posiada podwieszoną do wózków chłodnicę oleju hydraulicznego wraz z napędzanym hydraulicznie wentylatorem. W ciągniku zastosowano instalację gaśniczą mgłową na roztwór wodny. Silnik spalinowy napędza za pośrednictwem sprzęgła hydrauliczną pompę główną zasilającą jednostki napędowe ciągnika.

W ciągniku zastosowano napędy hydrauliczne cierne, w których przeniesienie momentu obrotowego silników hydraulicznych odbywa się dzięki sprzężeniu ciernemu kół napędowych z wykładziną poliuretanową z szynami trasy kolejki.

Przenoszenie momentu obrotowego silników hydraulicznych dla napędu zębatego odbywa się dzięki sprzężeniu kształtowemu koła napędowego z listą zębatą szyn trasy kolejki podwieszonej. Napęd cierny stanowi wózek jezdny, w którym zabudowane są dwa silniki hydrauliczne tłokowe wolnoobrotowe oraz hamulec dźwigniowy. Na wale głównym silników mocowane są koła napędowe z wykładziną poliuretanową. Koła dociskane są parami do szyn toru za pomocą siłownika hydraulicznego. Ciśnienie w układzie zasilania siłowników docisku jest monitorowane za pomocą czujnika. Spadek ciśnienia poniżej bezpiecznej wartości siły docisku powoduje automatyczne zatrzymanie jazdy oraz zamknięcie szczęk hamulcowych napędu. Napęd cierny wyposażono w hamulec dźwigniowy, w którym szczęki dociskane są do środnika szyny za pomocą sprężyny, odhamowanie hamulca realizowane jest za pomocą siłownika hydraulicznego. Napęd zębaty stanowi wózek jezdny, w którym zabudowano zespół napędowy zębaty w korpusie którego zabudowane są dwa silniki hydrauliczne na wspólnym wale z hamulcami ciernymi płytkowymi. Na wale zabudowano koło napędowe zębate, które współpracuje z listwą zębatą toru jezdnego. W wózku jezdnym zabudowano dodatkowo mechanizm podnoszenia i opuszczania zespołu napędowego (układ dźwigni z siłownikiem hydraulicznym), który wraz z układem sprężyn umożliwia zasprzęglenie lub wysprzęglenie koła zębatego napędu z listwą zębatą trasy. Podstawowym układem napędowym ciągnika są jednostki napędowe cierne. Napędy zębate traktowane są jako samodzielne lub wspomagające. Włączane są ręcznie przez operatora

ciągnika na odcinkach trasy o dużym nachyleniu lub warunkach, w których występuje możliwość obniżenia sprzężenia ciernego. Spowodowane może to być warunkami panującymi w wyrobisku (np. wykraplanie się wody ze stropu, zapylenie itp.). Każdy ciągnik wyposażony jest w dwie identyczne kabiny operatora. Kabiny stanowią odrębne moduły, połączone z ciągnikiem za pomocą cięgieł. Kabina składa się z dwóch zasadniczych elementów jakimi są układ nośny (jezdny) i podwieszony do niego, za pośrednictwem tulei metalowo-gumowych korpus. Wszystkie kabiny wyposażone są w fotel operatora, pulpit jazdy służący do sterowania maszyną, wyświetlacz parametrów pracy, reflektor oraz drabinkę i gaśnicę.

Na obydwu końcach ramy układu jezdnego – nośnego zamocowane są wymienne sprzęgi służące do połączenia kabiny z ciągnikiem lub podzespołami zestawu transportowego. Na kabinie zabudowany jest dodatkowo sygnalizator dźwiękowy umożliwiający nadanie sygnału akustycznego przez jadącą załogę.

Sterowanie ciągnika realizowane jest elektrohydraulicznie i odbywa się z uprawnionej kabiny operatora. Nad parametrami pracy ciągnika czuwa mikroprocesorowy układ diagnostyki, który w momencie wystąpienia stanów awaryjnych informuje operatora odpowiednim kodem i sygnałem dźwiękowym.

3. Podstawowe dane techniczne

Silnik spalinowy - wysokoprężny z turbodoładowaniem i bezpośrednim wtryskiem, sześciocylindrowy, rzędowy.

Moc nominalna silnika spalinowego	148 kW
Pojemność skokowa	7146 cm^3
Maksymalna liczba napędów ciernych	6
Maksymalna liczba napędów zębatych	4
Znamionowa siła pociągowa ciągnika:	max. 120 kN
– dla napędu ciernego	każdy napęd cierny max. 20 kN
– dla napędu zębatego	każdy napęd zębaty max. 38 kN
Statyczna siła hamowania	min. 1,5 siły uciągu
Maksymalna prędkość ciągnika	2,5 m/s
Maksymalne nachylenie toru jezdnego	30^0
Profil toru jezdnego dla napędu:	
– ciernego	I 140V95, I 155(140E), I 250
– zębatego wyposażonego w zębatkę o podziałce 60 mm	I 140V95, I 155(140E), I 250
Promień krzywizny szyny w płaszczyźnie poziomej min.	4 m
Promień krzywizny szyny w płaszczyźnie pionowej min.	10 m

4. Zastosowanie ciągnika podwieszonego typu KPCZ – 148 do transportu sekcji do zbrojenia i likwidacji ściany 31 w pokładzie 405/1

Ciągnik podwieszony typu KPCZ 148 służył do transportu wyposażenia ściany nr 31 zlokalizowanej na południe od przekopu B8E w pokładzie 405/1 na poziomie 850 m. Po zakończeniu eksploatacji ścianą 31 całe wyposażenie transportowane było tą samą trasą na przekop B6E.

4.1. Zagrożenia naturalne

W rejonie prowadzonego transportu występowały zagrożenia naturalne, takie jak:

- zagrożenie metanowe - w rejonie ściany 31 II kategoria, natomiast wyrobiska zaliczono do pola III kategorii,
- zagrożenie wybuchem pyłu węglowego - klasa B,
- zagrożenie pożarowe - II grupa skłonności do samozapalenia,
- zagrożenie tąpaniami - nie występuje,
- zagrożenie wodne - I stopień.

4.2. Charakterystyka transportu

Transport do ściany 31 prowadzony był z przekopu B6E następującymi wyrobiskami o długościach i maksymalnym nachyleniu spągu:

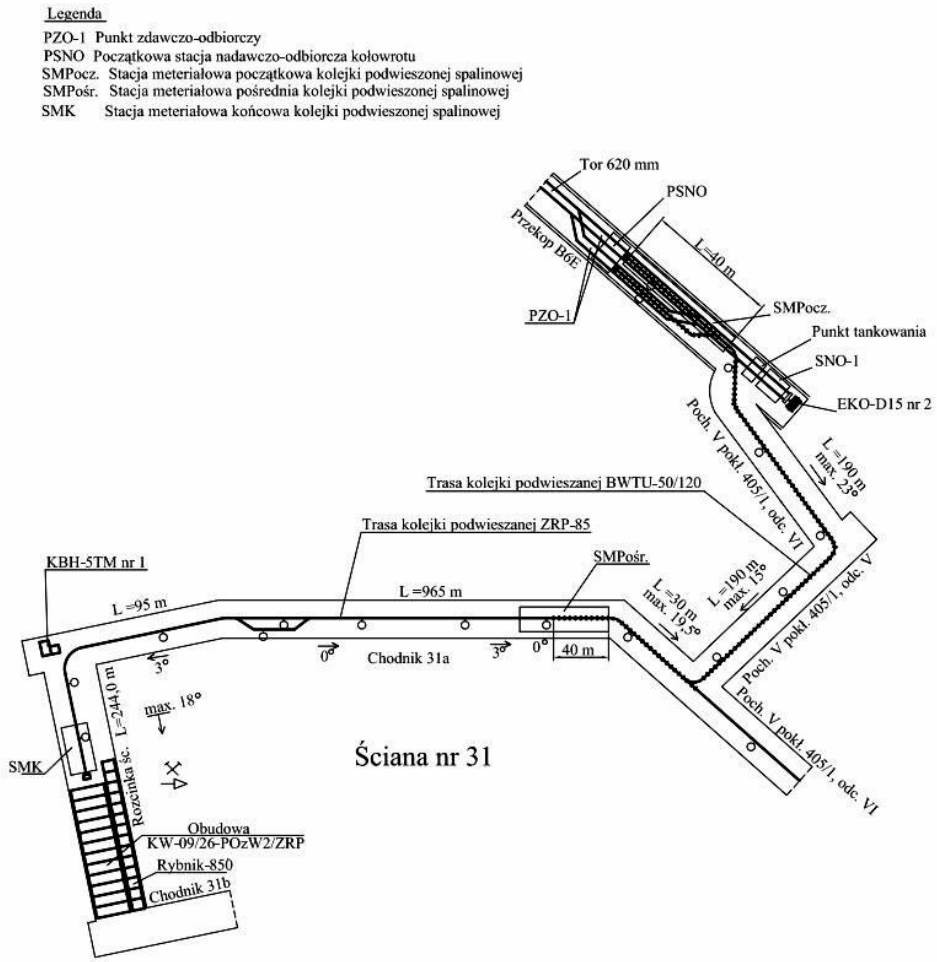
- przekop B6E – długość - 60 m. nachylenie 0^0,
- pochylnia V pokład 405/1 – długość 350 m, w tym:
- odcinek VI o długości 130 m i max. upadzie 23^0,
- odcinek V o długości 190 m i max. upadzie 15^0,
- odcinek IV o długości 30 m i max. wzniosie $19{,}5^0$,
- chodnikiem 31a o długości 1100 m i o nachyleniu od 2 do 10^0,
- rozcinką ściany 31 o długości 244 m i upadzie 19^0,
- łączna długość trasy transportu wynosiła 1750m.

Trasę do transportu stanowiły dwa rodzaje toru:

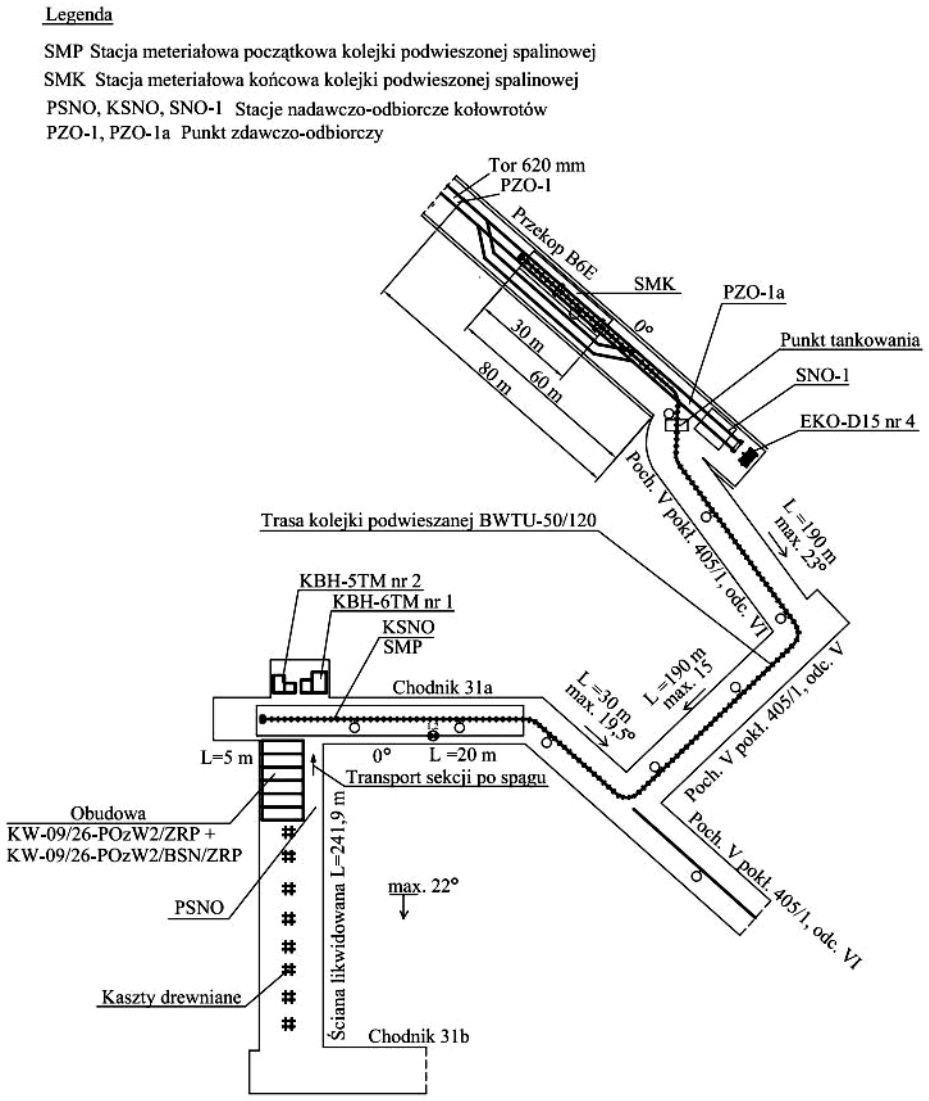
- BWTU – 50/120 produkcji Becker – Warkop o długości 440 m, po której prowadzono transport z zastosowaniem napędu cierno-zębatego,
- ZRP - 85 produkcji ZRP Bieruń o długości 1310 m. z zastosowaniem do napędu ciernego. Newralgicznym miejscem był zakręt z zabudowanym rozjazdem na skrzyżowania pochylni V pokład 405/1 na styku odcinka V z odcinkiem IV. W rejonie skrzyżowania przed zakrętem wyrobisko przechodziło z nachylenia 15^0 po upadzie, bezpośrednio na wznios o nachyleniu $19{,}5^0$ na długości 30 m za zakrętem. Zakręt tworzył kąt rozwarty wynoszący 100^0. Następnie na wlocie chodnika 31a na długości 40 m

usytuowana była stacja materiałowa pośrednia. Trasą między stacją początkową a stacją pośrednią transportowano całość wyposażenia do zbrojenia ściany 31, jak i z likwidacji jej po zakończeniu wydobycia.

Transport z likwidowanej ściany 31 prowadzony był od linii zakończenia ściany usytuowanej w odległości 20 m od wlotu w chodniku 31a. Usytuowanie urządzeń i wyposażenia technicznego do transportu przedstawiono na rysunkach 1 i 2.



Rys.1. Schemat rozmieszczenia urządzeń transportowych w czasie zbrojenia ściany nr 31



Rys.2. Schemat rozmieszczania urządzeń transportowych
w czasie likwidacji ściany nr 31

4.3. Konfiguracje transportowe

W kopalni zastosowano najkorzystniejsze usytuowanie zestawu transportowego. Był on umieszczony pomiędzy napędami ciągnika. Rozmieszczenie jednostek napędowych do transportu stosowano w trzech wariantach:

– wariant I - po torze BWTU - 50/120 stosowano 3 napędy zębate rozmieszczone na początku, w środku i na końcu zestawu. Siła uciągu wynosiła

116 kN. Po torze ZRP-85 stosowano 4 napędy cierne. Wariant ten był stosowany przez tydzień. Na bazie doświadczeń związanych ze zmiennymi nachyleniami i zakrętem zaniechano transportu według wariantu I.

Zastosowano wariant II. Na rysunku 3 przedstawiono ciągnik podwieszony KPCZ – 148 z zestawem transportowym – wariant I.

- wariant II - po torze BWTU – 50/120 stosowano 2 napędy zębate i 3 napędy cierne o sile uciągu 100 kN. Natomiast przy zastosowanie 5 napędów ciernych siła uciągu wynosiła 90 kN. Do transportu po torze ZRP – 85 stosowano 4 napędy cierne o sile uciągu 80 kN. W wariancie tym zlikwidowano 1 napęd zębaty. Na rysunku 4 przedstawiono ciągnik podwieszony KPCZ – 148 z zestawem transportowym – wariant II;
- wariant III - po torze BWTU – 50/120 stosowano 1 napęd zębaty i 4 napędy cierne o sile uciągu 110 kN. Wariant ten był stosowany w dwu wersjach:
- wersja I - do jazdy ludzi podczas prowadzenia eksploatacji ścianą 31;
- wersja II do robót związanych z likwidacją ściany 31. Na rysunku 5 przedstawiono ciągnik podwieszony KPCZ – 148 z zestawem transportowym – wariant III w wersji I. Z ciągnikiem KPCZ – 148 współpracowały belki transportowe. Do zbrojenia służył zespół nośny 6-cio wózkowy produkcji FMG Pioma zabezpieczony wózkami hamulcowymi WHR – 1/N – 4 szt. w układzie Quadro. Do transportu wyposażenia z robót likwidacyjnych ze ściany 31 służył zespół ZNM 4H-2 produkcji FMG Pioma zabezpieczony wózkami hamulcowymi WHR – 1/N – 4 szt. w układzie Quadro.

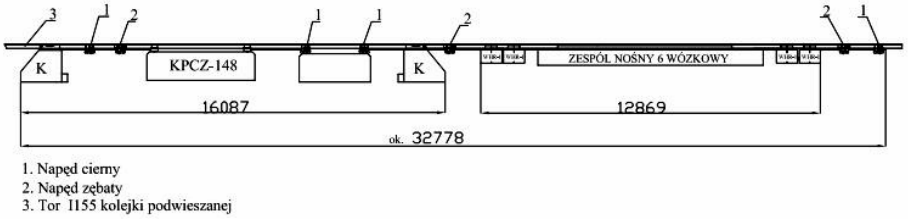
Transport kolejką KPCZ - 148 obejmował:

- zbrojenie ściany 31 w pokładzie 405/1.Transportowano wyposażenie ściany oraz sekcje obudowy zmechanizowanej KW - 09/26 POz W2/ZRP w wersji liniowej i wnękowej o maksymalnej masie 12 325 kg w ilości 160 sztuk. Prace zbrojeniowe prowadzono w układzie czterozmianowym. Maksymalna ilość sekcji rozparta na dobę wynosiła 8 sztuk. Zbrojenie ściany prowadzono przez 32 dni,
- likwidację ściany 31 w pokładzie 405/1.

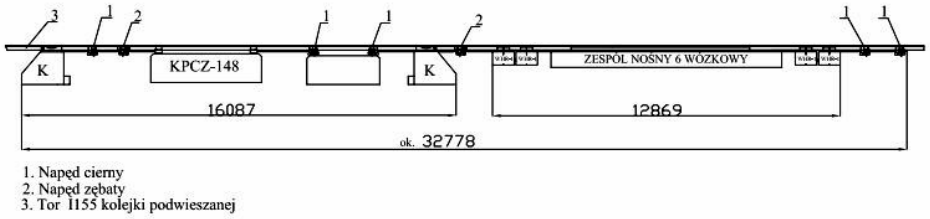
W obcince likwidacyjnej elementy wyposażenia ściany oraz sekcje obudowy zmechanizowanej KW - 09/26 POz W2/ZRP transportowano po spągu za pomocą kołowrotów do skrzyżowania z chodnikiem 31a. Za pomocą wciągników belki transportowej ładowano elementy wyposażenia ściany do transportu kolejką podwieszoną. W transporcie elementów z likwidacji ściany 31 stosowano III wariant w wersji II co do usytuowania napędów w kolejce podwieszonej. Prace likwidacyjne prowadzono w układzie czterozmianowym. Maksymalna ilość sekcji wyrabowanych na dobę wynosiła 8 sztuk. Likwidację ściany prowadzono przez 30 dni,

– transport załogi do i ze ściany 31prowadzono w okresie od kwietna 2012 r. do lutego 2013 r. Transport załogi prowadzony był przy użyciu 3 kabin ośmioosobowych TDS120/KO firmy TDS ZAMPRA. Transport załogi odbywał się w zużytym prądzie powietrza. Zastosowanie napędu cierno – zębatego poprawiło warunki bezpiecznego prowadzenia jazdy ludzi. Czas zbrojenia i likwidacji uzależniony był od czynności technologicznych w ścianie 31i nie miał bezpośredniego wpływu na wydajność transportu. Ciągnik KPCZ – 148 po raz pierwszy był zastosowany z tzw. suchym układem chłodzenia spalin na ruchu Knurów. Układ ten eliminuje uzupełnianie wody na drodze transportu.

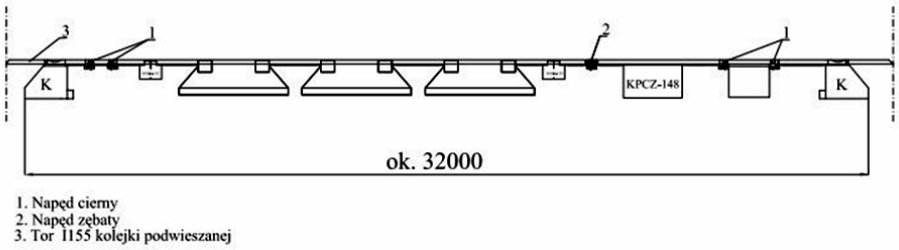
Ciągnik podwieszony KPCZ - 148 potwierdził swą przydatność ruchową w transporcie materiałów i urządzeń oraz załogi na zmiennych nachyleniach. Zastosowanie napędu cierno-zębatego spowodowało, że przenoszenie momentu obrotowego silników hydraulicznych dla napędu zębatego odbywało się dzięki sprzężeniu kształtowemu koła napędowego z listą zębatą szyn trasy kolejki podwieszonej. Cechuje się on pewnością działania i nie zależy od warunków geologiczno-górniczych. W czasie transportu przy stosowaniu wariantu I wymieniono rozjazd oraz szyny łukowe na zakręcie usytuowanym w rejonie skrzyżowania pochylni V pokład 405/1 (na styku odcinka V z IV). Prócz tego wzmocniono konstrukcję rozjazdu, ze względu na działające siły. Dokonano zmiany konfiguracji jednostek napędowych, które przedstawiono w wariancie II i III. Z praktycznego punktu widzenia należy szczególną uwagę zwrócić na jakość zabudowy trasy w punktach newralgicznych. Na podstawie doświadczeń uzyskanych ze stosowania ciągnika podwieszanego KPCZ-148 można stwierdzić, że spełnił oczekiwania użytkownika.



Rys.3. Ciągnik podwieszony KPCZ-148 z zestawem transportowym. Wariant I



Rys.4. Ciągnik podwieszony KPCZ-148 z zestawem transportowym. Wariant II



Rys.5. Ciągnik podwieszony KPCZ-148 z zestawem transportowym. Wariant III, wersja 1

5. Uzyskane efekty z zastosowania ciągnika podwieszonego typu KPCZ – 148

Na podstawie uzyskanych doświadczeń stosowania ciągnika podwieszanego KPCZ – 148 można stwierdzić, że wpłynął na poprawę organizacji transportu i warunków BHP na trasie transportu. Prócz tego uzyskano efekt techniczny związany z postępem w zakresie sposobu prowadzonego transportu, co przekłada się na efekt ekonomiczny wynikający z zastosowanego rozwiązania.

1. Organizacja pracy - zastosowanie ciągnika podwieszonego KPCZ-148 pozwoliło kopalni maksymalnie skrócić czas związany z pracami zbrojeniowymi w ścianie 31 pokład 405/1. Alternatywą dla takiego rozwiązania mogło być zastosowanie kolejki spągowej do transportu z przeładunkiem na trasie. W przypadku braku kolejki transport sekcji odbywałby się z wykorzystaniem transportu kołowrotami po torach.
2. Efekt techniczny – przyjęte rozwiązanie transportu sekcji bez demontażu jest optymalne w nawiązaniu do istniejących warunków geologiczno – górniczych. Zastosowanie ciągnika z suchym chłodzeniem spalin przyczynia się do poprawy jakości atmosfery kopalnianej poprzez zmniejszenie emisji spalin.
3. Efekt ekonomiczny – zastosowanie tylko jednego rodzaju transportu na całej trasie, znaczne uproszczenie systemu transportu i zmniejszenie liczby pracowników.
4. Poprawa warunków BHP przez:

– wyeliminowanie uślizgu kół napędowych w transporcie kolejkami podwieszonymi,
– jeden rodzaj transportu na całej trasie,
– wyeliminowanie transportu linowego,
– bezpieczny transport ciężkich maszyn i urządzeń na nachyleniach do 30^0, nawet na trasie zawilgoconej,

– wyeliminowanie ogniwa pośredniego, jakim jest przeładunek.

Warunki geologiczno-górnicze wymuszają stosowanie ciągników z napędem cierno-zębatym zwłaszcza przy pracach zbrojeniowo-likwidacyjnych.

Kopalnia zamierza nadal rozwijać systemy transportu w oparciu o kolejki podwieszone, zwłaszcza z napędem cierno-zębatym.

6. Podsumowanie i wnioski

Wprowadzenie do stosowania ciągnika podwieszonego o mocy 148 kW z napędem cierno - zębatym w znaczący sposób zmieniło sposób prowadzenia transportu.

Zastosowane rozwiązania zostały zweryfikowane pozytywnie w warunkach kopalni Knurów-Szczygłowice Ruch Knurów i upoważniają do sformułowania wniosków:

1. Wprowadzenie do stosowania ciągnika podwieszonego KPCZ - 148 w KW SA Oddział KWK Knurów – Szczygłowice Ruch Knurów było uzasadnione istniejącymi warunkami.
2. Zastosowanie napędu cierno-zębatego w transporcie kolejkami podwieszonymi wyeliminowało uślizg.
3. Zastosowanie silnika o mocy 148 kW pozwala transportować sekcje obudowy zmechanizowanej w całości bez demontażu.
4. Zastosowany silnik cechuje się niską toksycznością.
5. W zależności od panujących warunków można konfigurować najkorzystniejsze usytuowanie napędów ciernych i zębatych.
6. Ciągnik cechuje się pewnością działania, zwłaszcza przy zmianie charakteru pracy (przejście np. z napędu ciernego na cierno-zębaty).
7. W pogorszonych warunkach prowadzenia transportu zastosowanie jednego lub dwóch napędów zębatych współpracujących z napędami ciernymi pozwoliło bezpiecznie prowadzić transport.
8. Ciągnik KPCZ-148 został zweryfikowany pozytywnie w ekstremalnych warunkach w KW SA Oddział Knurów - Szczygłowice Ruch Knurów.

Literatura

1. Budniok T., Rusinek J.: Optimierung von Transport systemen undertägingen Steinkohlenberbau, 4 Kolloguium Fördertechnik in Bergbau, 27-28 Januar 2010, Clausthal-Zellerfeld s. 29-42.
2. Budniok T., Rusinek J.: Uniwersalność ciągnika typu KPCZ-148 z napędem cierno-zębatym w systemach transportu kolejkami podwieszonymi firmy Becker-Warkop Sp z o.o., II Międzynarodowa Konferencja Problemy

Bezpieczeństwa w Budowie i Eksploatacji Maszyn Urządzeń Górnictwa Podziemnego, Ustroń 16-18.06.2010 r., wersja elektroniczna, s.1-12.

3. Dokumentacja układu transportu obowiązująca w czasie zabudowy kompleksu zmechanizowanego z obudową KW-09/26-POz W2/ZRP do ściany nr 31 w pokładzie 405/1 z B8E-S, Knurów, 2012, praca nie publikowana.
4. Drwięga A., Pieczora E., Suffner H.: Tendencje rozwoju górniczych urządzeń transportowych z napędem spalinowym, XX Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 21 - 25 lutego 2011r., s. 1097-1104.
5. Instrukcja Obsługi – DTR Ciągnik podwieszony typu KPCZ-148 Instrukcja oryginalna Becker – Warkop, Świerklany , praca nie publikowana.
6. Mrowiec H., Raszka W., Współczesne systemy transportu w górnictwie węglowym, 11 Międzynarodowa Konferencja Naukowo-Techniczna KOMTECH 2010, 17-19 listopad 2010, Rytro, s. 85 -93.
7. Perenc B.: Bezpieczeństwo transportu w wyrobiskach kopalń węgla kamiennego, XIV Konferencja, Problemy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia w polskim górnictwie organizowanej przez WUG, SITG, GIG Katowice, Wisła, 17-18 kwietnia 2012 r. wersja elektroniczna nr pliku 2 s. 1-12.
8. Rusinek J., Zasadni W., Żyrek L.: Zintegrowany model podniesienia poziomu bezpieczeństwa w systemach transportu firmy Becker-Warkop Sp. z o.o., XIV Konferencja, Problemy bezpieczeństw i ochrony zdrowia w polskim górnictwie organizowanej przez WUG, SITG, GIG Katowice, Wisła, 17-18 kwietnia 2012 r. wersja elektroniczna nr pliku 14, s. 1-10.
9. Rusinek J., Zasadni W., Frączek J., Zamarlik B.: Mechanizacja prac transportowych kolejkami spągowymi i podwieszonymi firmy Becker – Warkop Sp. z o.o. w kopalniach węgla kamiennego, XXI I Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 18-22 lutego 2013r., wersja elektroniczna, s. 1 – 13.
10. Zasadni W., Żyrek L., Rusinek J.: Innowacyjność rozwiązań w systemach transportu firmy Becker – Warkop Sp. z o.o. XXI Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 20-24 lutego 2012r., wersja elektroniczna, s. 518-530.

Doświadczenia z wdrażania lokomotywy Ld-31EM w KWK Piast

Jacek Kudela, Jan Krela, Bogdan Zamarlik - KWK Piast, **Dariusz Pawlicki** - Energo-Mechanik Sp. z o.o., **Przemysław Deja, Hubert Suffner** - ITG KOMAG

1. Wstęp

Lokomotywy zasilane z trakcji elektrycznej od wielu lat są podstawowym środkiem transportu dołowego w kopalniach węgla kamiennego i rud miedzi. Ich parametry użytkowe tj. siłę pociągową, masę i zainstalowaną moc dostosowywano do rosnącej wydajności urabiania. Rozpoczęcie eksploatacji nowych poziomów wydobywczych i pojawienie się zagrożenia wybuchem metanu lub pyłu palnego wymusiło wprowadzenie lokomotyw zasilanych z akumulatorów, pneumatycznych oraz spalinowych. W wyrobiskach bez wyżej wymienionego zagrożenia lokomotywy tego typu, wyprodukowane w latach 70-tych i 80-tych ubiegłego wieku eksploatowane są do dzisiaj.

Krajowym monopolistą w produkcji tego typu lokomotyw była Chorzowska Wytwórnia Konstrukcji Stalowych KONSTAL. Zmiany związane z restrukturyzacją gospodarki w tym przejęcie KONSTAL-u przez firmę ALSTOM, spowodowało zakończenie produkcji lokomotyw oraz ograniczenie produkcji części zamiennych. Produkcję części oraz remonty przejęli inni wytwórcy, ale żaden z nich nie zdecydował się na uruchomienie produkcji kompletnej lokomotywy trakcyjnej.

2. Lokomotywa Ld-31EM

Jednym z producentów części do lokomotyw trakcyjnych została firma ENERGO-MECHANIK Sp. z o.o. ze Strzelec Opolskich, która prowadzi remonty kapitalne lokomotyw kopalnianych, w tym lokomotyw trakcyjnych. W 2005 roku firma ta rozpoczęła, we współpracy z ITG KOMAG Gliwice, produkcję seryjną lokomotyw dołowych z napędem spalinowym. Zdobyte doświadczenia oraz modernizacja parku maszynowego stanowiły podstawę podjęcia przez kierownictwo firmy decyzji o uruchomieniu, wraz z ITG KOMAG, projektu, którego celem była produkcja i wdrożenie lokomotyw trakcyjnych, będących alternatywą dla lokomotywy Ld-31 produkcji KONSTAL-u.

W roku 2006, rozpoczęto realizację pierwszego etapu przedsięwzięcia pozyskując do współpracy firmy ZUE ELSTA, ENEL Sp. z o.o i Branżowy Ośrodek Badawczo-Rozwojowy Maszyn Elektrycznych KOMEL.

Założono, że całe wyposażenie elektryczne związane z napędem oraz sterowaniem lokomotywy zostanie oparte na nowoczesnych technologiach

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

elektroelektronicznych, a pozostałe zespoły choć wzorowane na rozwiązaniach z Ld-31 zostaną zaprojektowane z wykorzystaniem aktualnie stosowanych i dostępnych komponentów.

Lokomotywa przeznaczona jest do eksploatacji w podziemnych wyrobiskach kopalń węgla, rud i soli nie zagrożonych wybuchem pyłu węglowego oraz w wyrobiskach podziemnych ze stopniem „a" niebezpieczeństwa wybuchu metanu, w których prędkość powietrza jest nie mniejsza niż 1 m/s.

Do napędu zastosowano silniki z magnesami trwałymi zasilany z przemienników częstotliwości, a do konstrukcji lokomotywy wprowadzono hamulec awaryjno-postojowy, luzowany pneumatycznie, współpracujący z układem kontroli „sprawności" maszynisty. Zgodnie z obowiązującymi przepisami wprowadzono sterowanie elektropneumatyczne z mechanicznym podnoszeniem i opuszczaniem pantografu.

Dzięki zastosowaniu wysokoenergetycznych magnesów trwałych silnik lokomotywy cechuje wysoka sprawność (przewyższająca sprawność dotychczas stosowanych silników prądu stałego i indukcyjnych o porównywalnych mocach) oraz duża przeciążalność mechaniczna. Silnik pozbawiony jest komutatora mechanicznego, dzięki czemu uzyskano zwiększenie trwałości i niezawodności, skrócono czasy postojów remontowych, obniżono koszty remontów i przeglądów, a tym samym znaczne obniżono koszty eksploatacyjne.

W lokomotywie zastosowano autorskie rozwiązanie luzowanego pneumatycznie hamulca awaryjno-postojowego, współpracującego z układem kontroli „sprawności" maszynisty.

W dalszych pracach, dzięki zaangażowaniu firmy SOMAR Sp. z o.o., opracowano nowy układ sterowania lokomotywy, z nowoczesnym pulpitem operatorskim, składającym się z wyświetlacza ciekłokrystalicznego, łączników i przycisków sterowniczych oraz sterownika mikroprocesorowego współpracującego ze sterownikami falowników i koncentratorami sygnałów. Wprowadzono także sterowanie wektorowe obrotami silnika.

Lokomotywę typu Ld-31EM pokazano na rysunku 1, a w tabeli 1 zestawiono jej parametry techniczne.

Lokomotywę poddano ocenie zgodności, uzyskując Certyfikat Badania Typu WE nr KOMAG/07/MD/ST/92 [1].

Pierwszy egzemplarz lokomotywy Ld-31EM wdrożono w kopalni rud miedzi, a po uzyskaniu rozszerzenia certyfikatu w KWK Sośnica.

Parametry techniczne pierwszego egzemplarza lokomotywy Ld-31EM [1, 2]

Tabela 1

1.	Nominalna siła uciągu na haku	35 kN
2.	Maksymalna prędkość jazdy	do 6 m/s
3.	Minimalny promień krzywizny łuku	do 19 m
4.	Moc silników	2x60 kW
5.	Napięcie zasilania	250 V DC
6.	Rozstaw torów	750 – 900 mm
7.	Długość między zderzakami	5,8 m
8.	Szerokość szkieletu tor 750 mm	1200 mm
	tor 900 mm	1350 mm
9.	Masa lokomotywy	do 14.000 kg

Rys.1. Lokomotywa dołowa elektryczna typu Ld-31EM produkcji firmy Energo-Mechanik Sp. z o.o. [3]

3. Typoszereg lokomotyw Ld-31EM

Realizując drugi etap przedsięwzięcia, w 2012 roku partnerzy podjęli działania nad opracowaniem lokomotywy trakcyjnej według wymagań KWK Piast. W kopalni tej są eksploatowane lokomotywy Ld-21, które standardowo mogą poruszać się po torze o szerokości 600 mm (lokomotywy Ld-31 przystosowane były do toru o szerokości 750 ÷ 900 mm), przy czym szerokość szkieletu tej lokomotywy wynosiła 1050 mm (w lokomotywach Ld-31 szerokość szkieletu 1200 ÷1350 mm). Specjaliści ITG KOMAG opracowali dokumentację techniczną całkowicie nowej lokomotywy Ld-31EM dostosowanej do szerokości toru 600 mm, przy szerokości szkieletu 1200 mm. W dokumentacji tej uwzględniono również nowe rozwiązanie układu sterowania

i monitorowania parametrów pracy lokomotywy. Jednocześnie ENERGOMECHANIK rozpoczął budowę pierwszego egzemplarza lokomotywy według wymagań KWK Piast. Równolegle prowadzony był proces certyfikacji nowego rozwiązania, zakończony uzyskaniem rozszerzenia Nr 2 do Certyfikatu Badania Typu WE nr KOMAG/07/MD/ST/92 [1].

W tabeli 2 zestawiono parametry techniczne lokomotywy Ld-31EM.

Parametry techniczne typoszeregu lokomotyw Ld-31EM [1, 2]

Tabela 2

1.	Nominalna siła uciągu na haku	do 35 kN
2.	Maksymalna prędkość jazdy	do 6 m/s
3.	Minimalny promień krzywizny łuku	do 19 m
4.	Moc silników	2x60 kW
5.	Napięcie zasilania	250 V DC
6.	Rozstaw torów	600 ÷ 900 mm
7.	Długość między zderzakami	5,8 m
8.	Szerokość szkieletu tor 600÷750 mm	1200 mm
	tor 750 ÷900 mm	1350 mm
9.	Masa lokomotywy	do 14.000 kg

Rys.2. Plansza główna wyświetlacza LCD pulpitu sterowniczego [1, 2]

W nowym rozwiązaniu układu sterowania i monitorowania parametrów pracy lokomotywy zastosowano unowocześniony sterownik oraz zmodernizowane zespoły komunikacji z użytkownikiem, co praktycznie sprowadzało się do zmiany pulpitu sterowniczego, w którym te zespoły zabudowano, oraz zespołów współpracujących w skrzyni zasilającej i skrzyniach sterowniczych.

Podstawowym zadaniem pulpitu sterowniczego jest sterowanie pracą przekształtników energoelektronicznych zasilających silniki elektryczne, koncentracja sygnałów analogowych oraz sygnałów cyfrowych z czujników. Stan pracy całego układu sterowniczego sygnalizowany jest za pomocą wskaźników optycznych oraz plansz wizualizacyjnych na 7" wyświetlaczu LCD (rys. 2). Dodatkowo, parametry pracy zespołów lokomotywy zapisywane są w pamięci (czarna skrzynka). Układ jest przystosowany do transmisji rejestrowanych parametrów do kopalnianej sieci łączności.

Sterowanie pracą lokomotywy odbywa się w trybie lokalnym lub opcjonalnie w trybie zdalnym. W trybie lokalnym kierunkiem i prędkością jazdy steruje maszynista za pomocą manipulatora (rys. 3). W trybie zdalnym maszynista do sterowania kierunkiem i prędkością jazdy lokomotywy wykorzystuje przenośny pilot radiowy, który komunikuje się z pulpitem sterowniczym za pomocą fal radiowych.

Pulpit sterowniczy komunikuje się z modułami wejść/wyjść za pomocą czterech magistral CAN. Umożliwia również odczyt danych zarejestrowanych poprzez podłączenie autoryzowanej pamięci masowej typu PenDrive z wykorzystaniem portu USB.

Ekran wyświetlacza pulpitu sterowniczego umożliwia wyświetlanie najważniejszych informacji dla operatora tj.:

- aktualna data i godzina,
- wykorzystanie przestrzeni dyskowej w urządzeniu rejestrującym parametry pracy (w procentach),
- ikony informujące o stanie zabezpieczeń i stanie komunikacji,
- całkowity oraz dzienny przebieg maszyny wyrażony w kilometrach.

Bezpośrednio pod paskiem górnym znajduje się obszar powiadomień, na którym wyświetlane są informacje i polecenia przeznaczone dla operatora, oraz ostrzeżenia o aktualnych błędach lokomotywy.

Dolny pasek ekranu zawiera następujące informacje:

- temperatura pracy silników,
- temperatura falowników,
- napięcie oraz wartość prądu pobieranego z akumulatora,
- napięcie oraz wartość prądu pobieranego z trakcji,
- jasność podświetlenia ekranu.

Pomiędzy obszarem powiadomień oraz dolnym paskiem ekranu znajduje się plansza główna, która zawiera następujące informacje:

- aktualna prędkość lokomotywy wyrażona w m/s,

- wartości procentowe P1 i P2 stanu ciśnienia w hamulcach postojowych oraz w zbiorniku sprężonego powietrza,
- wartości procentowe I1 i I2 prądu pobieranego przez silniki.

Rys.3. Moduł zasilania i manipulator sterowniczy (Q2-wyłącznik akumulatora; WN1 –wyłącznik główny; ZW – zwierak) [1, 2]

4. Wdrażanie lokomotywy Ld-31EM w KWK Piast

KWK Piast posiada dwa poziomy wydobywcze 500 m i 650 m. Eksploatacja prowadzona jest w 21 partiach eksploatacyjnych. Średnia ilość ścian wydobywczych 5,4 a średnia ilość przodków 10.

Urobek transportowany jest odstawą taśmową do dwóch zbiorników zlokalizowanych przy szybach wydobywczych na każdym z poziomów, o pojemności po 1500 t. Łączna długość wyrobisk dołowych – 275 730 m, w tym czynnych – 164 631 m. Łączna długość tras głównej odstawy taśmowej - 16 200 m, łączna długość wyrobisk z trakcją elektryczną - 18 100 m.

Przewóz szynowy na dwóch poziomach obsługuje łącznie 14 lokomotyw przewodowych typu Ld-21. Ich średni wiek wynosi 35 lat.

Decyzją kierownictwa kopalni, lokomotywę Ld-31EM ulokowano na poziomie 650 m z przeznaczeniem do wykonywania prac transportowych z rejonu szybów do miejsc docelowych i punktów zdawczo-odbiorczych w rejonach. Poziome główne drogi przewozowe wyłożone są warstwami piaskowca grubo i drobno ziarnistego w obudowie ŁP-8÷ ŁP-12/V32. Torowisko i rozjazdy stosowane na drogach pracy lokomotyw wykonane są z szyn S-42 i S-49 i są ułożone na podkładach drewnianych o prześwicie toru 600 mm. Przewód jezdny sieci elektrotrakcyjnej posiada przekrój 100 mm^2. Łączność bezprzewodowa prowadzona jest z wykorzystaniem światłowodu.

Pierwsze próby ruchowe nowej lokomotywy rozpoczęto w marcu 2013 r. Lokomotywa została ulokowana w zajezdni elektrowozów w pobliżu szybu nr I (rys. 4). Zdecydowano, że w pierwszym okresie eksploatacji będzie ona wykorzystana do przemieszczania pociągów towarowych z materiałami pomocniczymi i w chwili obecnej nie służy do przewozu osób i transportu urobku.

Rys.4. Lokomotywa dołowa elektryczna Ld-31EM w zajezdni elektrowozów na poziomie 650 m w KWK „Piast" w Bieruniu [3]

Z uwagi na duże zawilgocenie użytkownicy wnioskowali o zabudowę w lokomotywie piasecznic tak, aby zagwarantować stałe uziemienie szkieletu lokomotywy.

W trakcie przeprowadzonych prób ruchowych stwierdzono częste zadziałanie zabezpieczeń wzrostu napięcia w sieci prostowniczej (kopalnianej). W celu wyeliminowania tej niedogodności w module przekształtnika energoelektronicznego lokomotywy zabudowano dodatkowo rezystory, które umożliwiają wstępne ładowanie kondensatorów przekształtnika. Dodatkowo wprowadzono sekwencyjne załączanie styczników zasilających przekształtniki, co również wpłynęło na ograniczenie stromości narastania prądu podczas uruchomiania lokomotywy.

Podczas prób ruchowych lokomotywy uszkodzeniu uległ moduł hamulca dynamicznego w skrzyni przekształtnika energoelektronicznego. Bezpośrednią przyczyną uszkodzenia modułu hamulca był przejazd lokomotywy przez nadmiernie zawodnione wyrobisko, co spowodowało zwarcie na rezystorze hamującym. W celu uniknięcia podobnych przypadków rezystory hamowania obudowano od dołu dodatkową osłoną zabezpieczającą. Bardzo użyteczną cechą jest możliwość kształtowania charakterystyki pracy napędu elektrycznego. Odpowiednio zaprogramowany przebieg charakterystyki umożliwia

łagodny rozruch (start), a w przypadku wystąpienia zjawiska poślizgu jego likwidację.

Istotną zaletą tego urządzenia jest również możliwość komunikacji lokomotywy z kopalnianą siecią łączności bezprzewodowej, dotyczy to zarówno komunikacji z operatorem (maszynistą), jak również transmisji danych określających aktualne parametry pracy lokomotywy.

5. Podsumowanie

Dotychczasowy okres użytkowania lokomotywy Ld-31EM w KWK Piast wykazał poprawną pracę lokomotywy z zastosowanymi rozwiązaniami. Lokomotywa jest wykorzystywana, między innymi, do przewozu wyposażenia do ścian wydobywczych, w tym sekcji obudowy ścianowej. Zaistniałe niedociągnięcia usuwano na bieżąco. Aktualnie prowadzone są prace nad polepszeniem parametrów sieci kopalnianej oraz wprowadzeniem do konstrukcji lokomotywy modernizacji wynikających z uwag użytkowników. Doświadczenia i wnioski uzyskane podczas wdrażania nowej lokomotywy zostaną uwzględnione przy opracowywaniu nowych rozwiązań lokomotyw dołowych.

Literatura

1. Materiały informacyjne firmy KOMAG Gliwice.
2. Dokumentacja techniczno-ruchowa lokomotywy Ld-31EM (materiały wewnętrzne KOMAG).
3. Sprawozdanie z nadzoru autorskiego (materiały wewnętrzne KOMAG).

Innowacyjne rozwiązania ITG KOMAG w zakresie górniczych urządzeń dźwignicowych

Danuta Cebula, Marek Kalita – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

Wraz ze wzrostem stopnia mechanizacji podstawowych operacji wydobywczych pojawiło się wiele bardzo uciążliwych prac pomocniczych, związanych z montażem i demontażem maszyn i urządzeń w warunkach dołowych. Znaczna część wykonywanych prac montażowych wiąże się z podnoszeniem i przenoszeniem elementów o dużych masach. Ze względu na coraz większe masy oraz gabaryty maszyn i urządzeń dołowych, szczególne zastosowanie w mechanizacji prac montażowych znajdują wciągniki łańcuchowe z napędem mechanicznym. W zespołach napędowych wciągników łańcuchowych stosowane są silniki pneumatyczne, hydrauliczne i elektryczne. Podstawowym kryterium przydatności wciągnika do prac pomocniczych w podziemiach kopalń są jego niewielkie gabaryty, w tym jak najmniejsza wysokość konstrukcyjna (tzw. wysokość martwa) oraz niewielka masa [6]. Wysokość konstrukcyjna jest istotna ze względu na ograniczoną wysokość wyrobiska, natomiast masa własna wciągników łańcuchowych jest szczególnie istotna w związku koniecznością przenoszenia urządzenia. Coraz częściej użytkownicy zwracają również uwagę na uwarunkowania ergonomiczne dotyczące podnoszenia dużych mas. Projektowane i wdrażane wciągniki górnicze powinny charakteryzować się zatem odpowiednim udźwigiem, przy możliwie dużej prędkości podnoszenia oraz jak najmniejszej masie własnej i gabarytach [1, 2].

Uwzględniając oczekiwania użytkowników, Fabryka Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o. na podstawie dokumentacji technicznej opracowanej przez specjalistów ITG KOMAG wdrożyła do produkcji, w ramach projektu celowego nr ROW-III-238/2013 finansowanego przez Naczelną Organizację Techniczną nowe rozwiązania wciągników łańcuchowych z napędem pneumatycznym i hydraulicznym. W trakcie prowadzenia prac badawczo-rozwojowych szczególną uwagę zwrócono na poprawę parametrów technicznych urządzenia, ergonomię oraz bezpieczeństwo pracy. W procesie projektowania wciągników poszukiwano rozwiązań technicznych i materiałów pozwalających na optymalizację konstrukcji, umożliwiającą osiągnięcie założonych parametrów technicznych oraz unifikację podzespołów wciągników.

Przedmiotowe nowe rozwiązania wciągników z napędem pneumatycznym i hydraulicznym przeznaczone są do stosowania w polach metanowych w wyrobiskach zaliczonych do stopnia „a”, „b” lub „c” niebezpieczeństwa

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wybuchu metanu oraz w wyrobiskach zaliczonych do klasy „A" lub „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

2. Charakterystyka techniczna wciągników

Podstawowym parametrem charakteryzującym urządzenia dźwignicowe jest ich udźwig. Zagadnienie udźwigu nabiera szczególnego znaczenia w związku ze stale rosnącymi masami maszyn i urządzeń wchodzących w skład systemów mechanizacyjnych eksploatowanych w podziemnych wyrobiskach górniczych.

Główne parametry techniczne i użytkowe wciągników [źródło: opracowanie własne na podst. 4, 5]

Tabela 1

Parametry	Wciągnik	
	pneumatyczny PWŁ-3/6A	**hydrauliczny HeWŁ-3/6A**
Udźwig [kN]	30/60	30/60
Prędkość podnoszenia [m/min]	6/3	10/5
Ciśnienie zasilania [MPa]	0,4	16÷25
Masa napędu [kg]	~43,5	~40,5
Masa (bez łańcucha) [kg]	60	57
Stosunek udźwigu do ciężaru własnego wciągnika	100	105,3
Wysokość konstrukcyjna [mm]	560/685	560/685
Szerokość konstrukcyjna [mm]	425	400
Moc silnika [kW]	3,8	5,2
Moment obr. silnika [Nm]	18	18
Max. obroty silnika [min^{-1}]	1800	3000
Moment hamowania [Nm]	41	41
Ciśnienie odhamowania [MPa]	0,32	0,27
Współczynnik hamowania	2,2	2,2
Przełożenie przekładni	110,22	110,22
Ciśnienie robocze [MPa]	0,4	18
Medium robocze	sprężone powietrze	oleje mineralne; emulsje oleju w wodzie typu HFA-E
Wielkość łańcucha dxt [mm]	11x31	11x31

Ze względu na sprawne wykonywania prac montażowych w możliwie krótkim czasie, użytkownicy oczekują również dużych prędkości podnoszenia i opuszczania ładunku.

W związku ze zmianą miejsca eksploatacji urządzenia oraz ograniczoną przestrzenią wyrobisk, istotna jest również masa i gabaryty wciągników łańcuchowych. W tabeli 1 zestawiono główne parametry techniczne i użytkowe innowacyjnych rozwiązań wciągników łańcuchowych zaprojektowanych z uwzględnieniem powyższych wymagań.

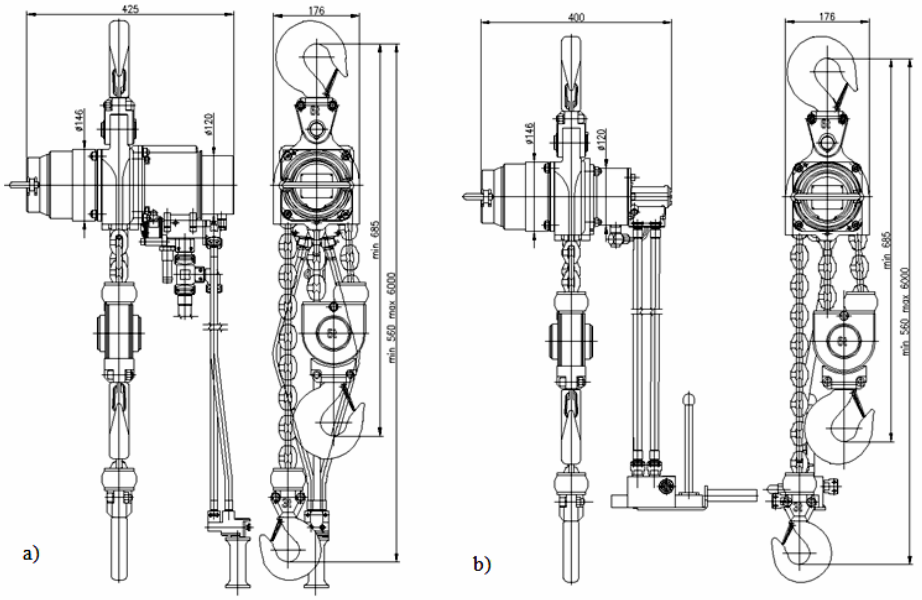
Fabryka Maszyn i Urządzeń OMAG Sp. z o.o. od wielu lat jest czołowym producentem pneumatycznych i hydraulicznych wciągników łańcuchowych przeznaczonych dla przemysłu górniczego. W tabeli 2 przedstawiono porównanie podstawowych parametrów technicznych obecnie produkowanych wciągników w stosunku do innowacyjnych rozwiązań opracowanych we współpracy z ITG KOMAG.

Porównanie parametrów technicznych wciągników [źródło: opracowanie własne na podst. 4, 5, 7]

Tabela 2

Parametry	**Wciągnik**			
	pneumatyczny		**hydrauliczny**	
	dotychczasowa produkcja	nowe rozwiązanie	dotychczasowa produkcja	nowe rozwiązanie
Typ	PWŁ-3/6	PWŁ-3/6A	HeWŁ-3/6	HeWŁ-3/6A
Udźwig [kN]	30/60	30/60	30/60	30/60
Prędkość podnoszenia [m/min]	2/1	6/3	2/1	10/5
Masa (bez łańcucha) [kg]	95	60	117	57
Stosunek udźwigu do ciężaru własnego wciągnika	63,2	100	51,3	105,3
Wysokość konstrukcyjna [mm]	730/880	560/685	730/880	560/685
Szerokość konstrukcyjna [mm]	494	425	660	400
Moc silnika [kW]	1,28	3,8	1,2	5,2

Wymiary gabarytowe nowych rozwiązań górniczych wciągników łańcuchowych pokazano na rysunku 1.



Rys.1. Wymiary gabarytowe wciągników łańcuchowych *a) pneumatycznego - PWŁ-3/6A, b) hydraulicznego - HeWŁ-3/6A* [4, 5]

3. Budowa i zasada działania wciągników łańcuchowych

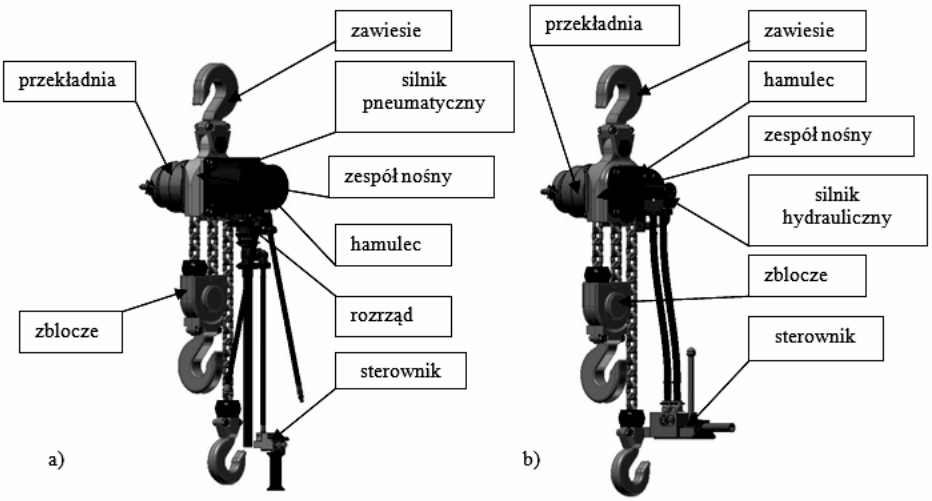
Głównymi zespołami pneumatycznego (rys. 2a) i hydraulicznego (rys. 2b) wciągnika łańcuchowego są:

- przekładnia obiegowa,
- zespół nośny,
- zespół napędowy,
- układ sterowania.

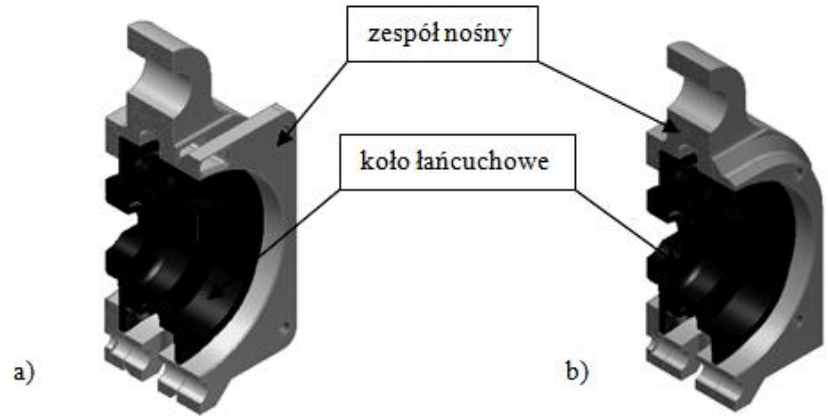
Jednym z podstawowych założeń projektowych była unifikacja podzespołów wciągników. W związku z tym różnice w ich budowie ograniczono do zespołów napędowych, natomiast przekładnia, zblocze, zawiesie, koło łańcuchowe oraz haki są w pełni zamienne. Zespoły nośne obu wciągników różnią się jedynie kołnierzem mocującym napędu.

Głównym zespołem wciągników łańcuchowych jest zespół nośny (rys. 3). Zespoły nośne wciągników zostały tak zaprojektowane, aby umożliwić zabudowę identycznego koła łańcuchowego. Kształt zespołu nośnego został zoptymalizowany pod kątem zmniejszenia masy przy użyciu metody elementów skończonych.

W celu uproszczenia procesu wytwarzania wciągników założono, że prototypowe kadłuby nośne będą konstrukcjami spawanymi, przez co wyeliminowano konieczność wykonywania modeli odlewów.



Rys.2. Model przestrzenny wciągnika łańcuchowego z napędem:
a) pneumatycznym - PWŁ-3/6A, b) hydraulicznym - HeWŁ-3/6A [3]



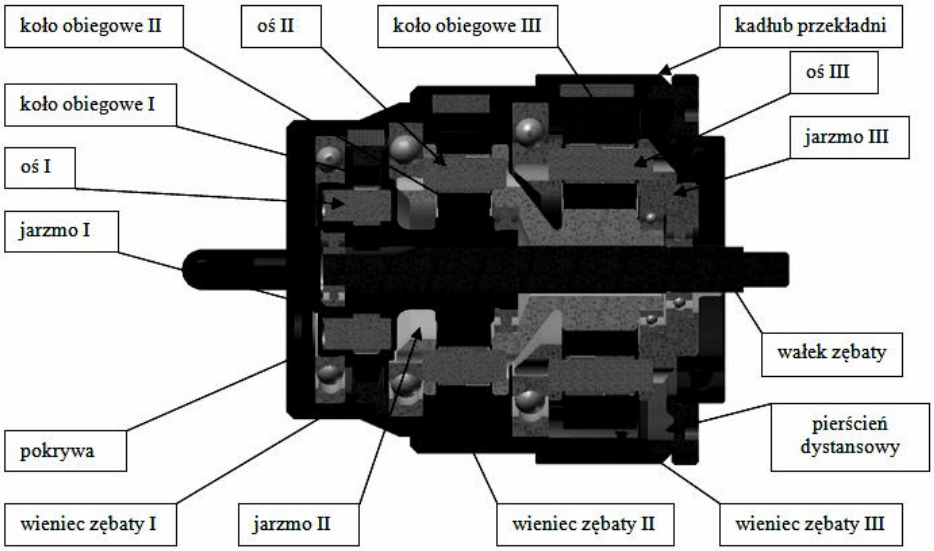
Rys.3. Modele przestrzenne zespołu nośnego wciągnika z napędem:
a) pneumatycznym, b) hydraulicznym [3]

W przypadku przekładni obiegowej (rys. 4) dobór odpowiednich parametrów kinematycznych, wynikających z poszczególnych stopni zębatych, ma bardzo istotny wpływ na ostateczne parametry użytkowe wciągnika. Z uwagi na skomplikowaną budowę oraz pracochłonność wykonania przekładni zdecydowano, że będzie ona podzespołem zamiennym dla obydwu typów rozwiązań wciągników łańcuchowych.

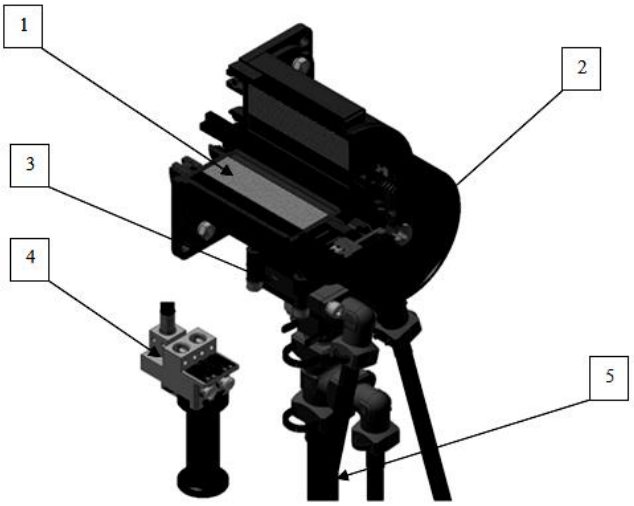
Pneumatyczny wciągnik łańcuchowy wyposażony jest w zespół napędowy (rys. 5), którego głównymi elementami są:

– silnik pneumatyczny (1),
– hamulec (2),

– rozrząd (3),
– sterownik ręczny (4),
– przewody zasilające (5).



Rys.4. Model przestrzenny przekładni obiegowej – główne podzespoły [3]



Rys.5. Pneumatyczny zespół napędowy wciągnika łańcuchowego PWŁ-3/6A [3]

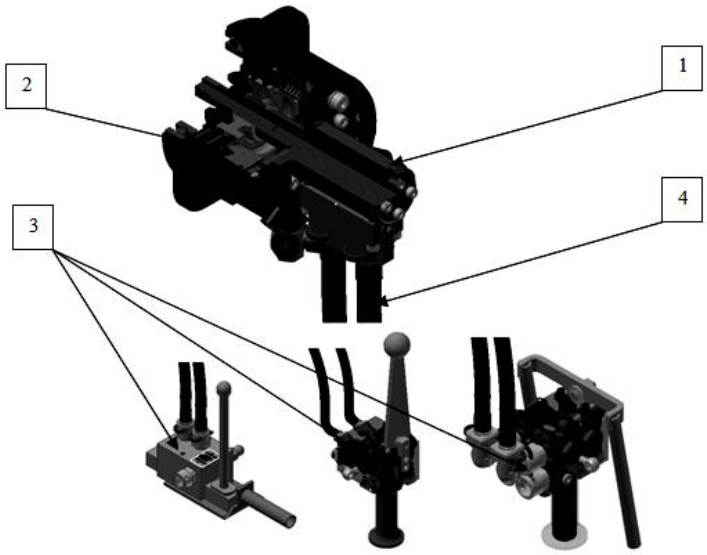
Do napędu pneumatycznego wciągnika łańcuchowego zaprojektowano silnik pneumatyczny o nominalnym momencie obrotowym równym 20,5 Nm.

W celu zmniejszenia masy silnika elementy wewnętrzne silnika (wirnik i łopatki) wykonano z tworzyw sztucznych. Zastosowanie kompozytowego

wirnika pozwoliło na zmniejszenie masy silnika o około 30%, w stosunku do silnika z wirnikiem wykonanym ze stali. Zastosowanie łopatek wykonanych z tworzywa sztucznego podyktowane było przede wszystkim dążeniem do minimalizacji ich masy i zachowaniem niskiego poziomu hałasu. Łopatki podczas pracy silnika w wyniku ruchu obrotowego dociskane są do wewnętrznej powierzchni tulei cylindra. Łopatki te z materiału o niskiej gęstości (mała masa własna łopatek) generują mniejsze opory ruchu, przez co zwiększa się sprawność silnika.

Głównymi elementami zespołu napędowego hydraulicznego wciągnika łańcuchowego są (rys. 6):

- silnik hydrauliczny (1),
- hamulec (2),
- sterownik ręczny (3),
- przewody zasilające (4).

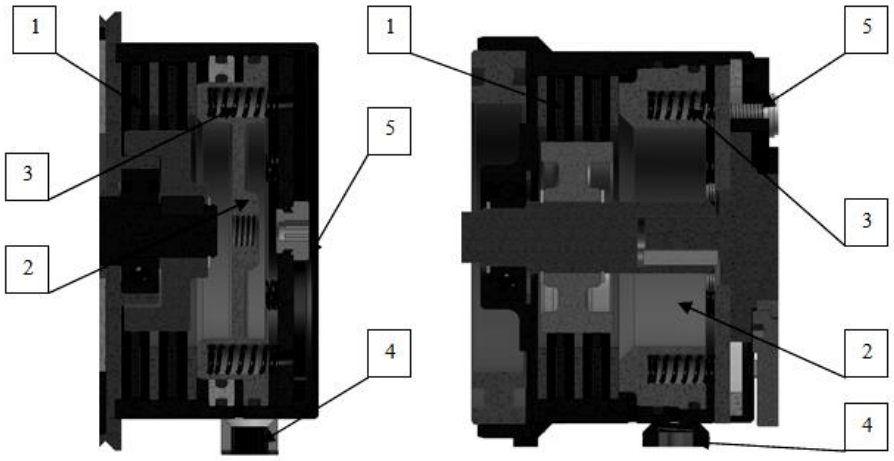


Rys.6. Hydrauliczny zespół napędowy wciągnika łańcuchowego HeWŁ-3/6A [3]

Do napędu hydraulicznego wciągnika łańcuchowego zastosowano silnik zębaty satelitowy o zwartej budowie, małych wymiarach gabarytowych oraz dużym wskaźniku mocy w stosunku do masy. Wspomniany silnik może być zasilany zarówno olejem hydraulicznym, jak również niskoprocentową emulsją wodno-olejową.

W celu dopasowania konstrukcji silnika do zasilania wciągnika, opracowano przyłącze, w którym umieszczono zawór alternatywny i wyjście na odhamowanie hamulca hydraulicznego. Zaprojektowano również trzy warianty sterowników ręcznych.

Niezbędnym elementem napędu pneumatycznego i hydraulicznego wciągników jest hamulec (rys. 7), który zabezpiecza podniesiony ładunek przed opadaniem, w przypadku zaniku zasilania.



Rys.7. Hamulec wciągnika: *a) pneumatycznego, b) hydraulicznego* [3]

Hamulec w czasie postoju wciągnika jest zahamowany. Moment hamowania niezbędny do zahamowania silnika oraz podnoszonego ładunku uzyskiwany jest poprzez ściśnięcie płytek hamulcowych z płytkami ciernymi (1). Docisk ten realizowany jest przez tłok (2) podparty sprężynami (3) zabudowanymi w gniazdach tłoka. Z chwilą podania ciśnienia medium do komory zasilania silnika, ciśnienie podawane jest również poprzez przewód hamulcowy (4) do przestrzeni, w której zabudowany jest tłok hamulca. Poprzez przesunięcie tłoka następuje ściśnięcie sprężyn i zluzowanie nacisku tłoka na płytki hamulcowe.

Hamulec pneumatyczny i hydrauliczny można zwolnić awaryjnie, doprowadzając do króćca hamulca zewnętrzne źródło zasilania lub poprzez użycie zwalniacza ręcznego (5). Ręczne (awaryjne) luzowanie hamulca realizowane jest poprzez mechaniczne odciąganie tłoka.

4. Podsumowanie

W wyniku wzrostu gabarytów i ciężaru maszyn i urządzeń stosowanych w podziemnych zakładach górniczych rośnie uciążliwość i pracochłonność prac pomocniczych w procesie eksploatacji węgla. Ponadto użytkownicy coraz większą uwagę zwracają na ergonomię i bezpieczeństwo pracy w podziemnych zakładach wydobywczych.

Stosowane do wspomagania prac montażowych urządzenia dźwignicowe powinny charakteryzować się dużym udźwigiem i dużą prędkością podnoszenia, ale także małą masą i gabarytami. Mając na uwadze rosnące potrzeby i oczekiwania użytkowników górniczych wciągników łańcuchowych Fabryka Maszyn i Urządzeń OMAG razem z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG w ramach projektu celowego dofinansowanego przez Naczelną Organizację Techniczną opracowały innowacyjne rozwiązania wciągników łańcuchowych z napędem hydraulicznym i pneumatycznym. Cechami charakterystycznymi przedmiotowych wciągników są ich walory użytkowe, takie jak niewielka masa i gabaryty, umożliwiające łatwy transport i zabudowę w ograniczonej przestrzeni wyrobiska, duża prędkość podnoszenia oraz udźwig i nieskomplikowana budowa. Niewielkie gabaryty i masa wciągników w stosunku do udźwigu i prędkości podnoszenia pozwalają zakwalifikować je do najnowocześniejszych urządzeń tego typu stosowanych w przemyśle górniczym. Uzyskanie korzystnych parametrów technicznych i użytkowych było możliwe dzięki zastosowaniu nowoczesnych narzędzi wspomagania projektowania i rozwiązań technicznych. Zmniejszenie masy własnej wciągników uzyskano dzięki zastosowaniu innowacyjnych rozwiązań, między innymi w budowie silnika pneumatycznego, oraz zastosowaniu materiałów kompozytowych na elementy silnika. Optymalizacji konstrukcji wciągników pod kątem uzyskania możliwie małej masy własnej urządzeń dokonano w oparciu o wieloletnie doświadczenia w zakresie projektowania i wdrażania górniczych wciągników łańcuchowych z zastosowaniem metody elementów skończonych.

W trakcie prac projektowych uwzględniono unifikację i uniwersalność podzespołów obydwu wciągników, a także modułową budowę urządzenia. Takie podejście pozwala na łatwy montaż, serwis i obsługę techniczną wciągników.

Przedstawione rozwiązania urządzeń dźwignicowych przeznaczone są do wspomagania prac montażowych w podziemnych wyrobiskach górniczych o stopniu niebezpieczeństwa „a”, „b” i „c” wybuchu metanu oraz klasy „A” i „B” zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Przedmiotowe urządzenia mogą być stosowane w komorach montażowych i innych miejscach, gdzie istnieje możliwość ich stacjonarnego zamocowania, a także mogą być elementami zestawów transportowych ciągników manewrowych oraz kolejek podwieszanych.

Literatura

1. Bałaga D., Budzyński Z., Kalita M., Prostański D., Kulpa M.: Nowe rozwiązania urządzeń do prac montażowo-dźwigowych. Konferencja Inno-

wacyjne i Bezpieczne Maszyny i Urządzenia dla Górnictwa Węgla Kamiennego, Szczyrk, 2007.

2. Bałaga D., Budzyński Z., Kalita M. Prostański D.: Nowe elektryczne wciągniki łańcuchowe konstrukcji CMG KOMAG. Maszyny Górnicze nr 4(112), 2007.
3. Dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG.
4. Dokumentacja techniczna hydraulicznego wciągnika łańcuchowego HeWŁ-3_6A.
5. Dokumentacja techniczna pneumatycznego wciągnika łańcuchowego PWŁ-3_6A.
6. Klich A.: Maszyny i urządzenia dla inżynierii budownictwa podziemnego: wyrobiska korytarzowe i szybowe w górnictwie: praca zbiorowa. Wydaw. Nauk. „Śląsk", Katowice, 1999.
7. www.omag.com.pl

Przekształtnikowy układ napędowy maszyny wyciągowej dwusilnikowej

Tomasz Gąsior, Artur Kozłowski, Jerzy Zdrzałek – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

1. Wprowadzenie

Instytut Technik Innowacyjnych EMAG zajmuje się problematyką regulacji napędów elektrycznych dużej mocy od kilkudziesięciu lat. Pierwsze prace dotyczyły przekształtnikowych napędów prądu przemiennego z silnikami asynchronicznymi pierścieniowymi, na napięcie 6 kV. Były to napędy maszyn przepływowych – w szczególności wentylatorów głównego przewietrzania o mocach do 2500 kW oraz pomocniczych maszyn wyciągowych o mocach do 1000 kW. W późniejszym okresie rozpoczęto prace konstrukcyjne nad przekształtnikiem dla napędów prądu stałego głównych maszyn wyciągowych o mocach 2400 kW, na napięcie 650 V i 800 V. Prace projektowe obejmowały zarówno część silnoprądową napędu przekształtnikowego, jak i układy sterowania. W wyniku prowadzonych prac powstał przekształtnik tyrystorowy TR-4 oraz układ sterowania US/M. W monografii przedstawiono układy sterowania napędów przekształtnikowych prądu stałego dwusilnikowych, zbudowanych w oparciu o powyższe przekształtniki.

2. Układ sterowania US/M

Prezentowany układ sterowania przekształtnikowych napędów maszyn wyciągowych w części sterowania samego napędu, przeznaczony jest w ogólności do napędów przekształtnikowych, niezależnie od napędzanej maszyny, czyli zarówno dla napędów prądu stałego (jedno oraz dwusilnikowych), jak i asynchronicznych napędów maszyn wyciągowych. Układ US/M przeznaczony jest do współpracy z przekształtnikami TR-4 (od jednego do czterech w zależności od konfiguracji obwodu głównego maszyny wyciągowej). Układ sterowania wyposażony w sterowniki mikroprocesorowe, spełniający dyrektywy EMC i LVD, realizuje funkcje sterowania i regulacji całego układu napędowego. Sterowniki generują impulsy fazowego sterowania tyrystorów przekształtnika, realizują funkcje regulatorów prądu i prędkości oraz kontrolują prawidłową pracę przekształtników tyrystorowych.

W napędach prądu stałego silnik zasilany z przekształtnika tworzy obwód główny, przy czym w najprostszym przypadku stanowi go jeden przekształtnik sześciopulsowy sterujący jednym silnikiem. Układ może jednak być bardziej rozbudowany przez zastosowanie dwóch przekształtników połączonych szeregowo, tworzących układ dwunastopulsowy dla jednego silnika i dalej, dwa przekształtniki połączone naprzemiennie szeregowo z dwoma silnikami prądu

stałego, tworząc tzw. układ Punga. Tego typu układy napędowe dedykowane są do maszyn wyciągowych głównych wyciągów szybowych (wydobywczych).

Podstawowe funkcje układu sterowania przekształtników stosowanych w układach napędowych, to generowanie impulsów fazowego sterowania tyrystorów oraz realizacja regulatorów prądu i prędkości. Program sterujący pracą przekształtnika korzysta z programowej realizacji procedur regulatorów, opracowanych wcześniej dla potrzeb sterowania przekształtników prądu stałego. Jednym z podstawowych modułów w programie sterującym pracą przekształtnika jest moduł sterowania tyrystorów. Realizacja tego zadania w sterowniku mikroprocesorowym nie stanowi większej trudności, jednak w jej algorytmie należy uwzględnić pewne wymagania normy PN-EN 61800-3 „Elektryczne układy napędowe mocy o regulowanej prędkości - Część 3: Wymagania dotyczące EMC i specjalne metody badań" w zakresie odporności na zaburzenia niskiej częstotliwości. Jednym z istotnych wymogów tam zawartych jest zapewnienie odporności na wahania częstotliwości w zakresie dopuszczalnym przez normę (±1%), przy uwzględnieniu szybkości tych zmian. Odnośnie odporności na zaburzenia o niskiej częstotliwości, norma wymienia: harmoniczne i załamania komutacyjne (odkształcenia napięcia), odchylenia napięcia (zmiany, zmiany skokowe, wahania) oraz asymetrię napięć i zmiany częstotliwości, podając graniczne wartości poszczególnych zaburzeń.

Zapewnienie odporności układu sterowania na harmoniczne i załamania komutacyjne, wymaga zastosowania filtru o odpowiednio dobranych parametrach na wejściu do sterownika napięć synchronizujących, który zapewniłby prawidłową pracę przekształtnika tyrystorowego.

Odporność na odchylenia napięcia zasilającego (±10%), zapady i krótkotrwałe zaniki napięcia można zapewnić przez odpowiednie zaprojektowanie obwodów zasilania układów sterowania, a w szczególności przez odpowiedni zakres napięć zasilających zasilaczy i zastosowanie UPS.

Zapewnienie odporności na asymetrię napięć i zmiany częstotliwości (brak błędów w działaniu tyrystorów) uzyskuje się na drodze programowej, przez odpowiedni pomiar i uwzględnienie w algorytmie sterownika tyrystorów zmian fazy i czasu trwania okresu napięcia zasilającego, wynikającego ze zmian częstotliwości.

Zasygnalizowane wyżej zabiegi, podjęte dla uzyskania odporności na zaburzenia o niskiej częstotliwości, zostały przebadane w modelowym, przekształtnikowym układzie napędowym oraz we wdrożonych napędach maszyn wyciągowych.

3. Układy maszyn wyciągowych dwusilnikowych

Maszyny wyciągowe największych mocy pracujące w polskim górnictwie, są napędzane dwoma silnikami. Największe silniki, które dotychczas zostały

zastosowane w maszynach wyciągowych produkcji krajowej („Zgoda") to silniki typu PW-106 o mocy 3600 kW i prędkości 70 obr/min. Silniki te znalazły zastosowanie do napędu maszyn wyciągowych o udźwigu masy użytecznej dochodzącym do 30 Mg i maksymalnej prędkości jazdy ustalonej równej 20 m/s. Maszyny takie są napędzane dwoma silnikami usytuowanymi z obu stron koła pędnego. W maszynach wyciągowych dwusilnikowych zasilanych z przekształtników tyrystorowych stosuje się dwie konfiguracje obwodu głównego prądowego: układ z dwoma niezależnymi obwodami głównymi (dla każdego silnika) oraz układ z jednym wspólnym obwodem głównym (układ Punga). Ze względu na duże oddziaływanie maszyn dwusilnikowych na sieć oraz zwiększony pobór mocy biernej, w napędach przekształtnikowych maszyn dwusilnikowych stosuje się wyłącznie układy 12-pulsowe.

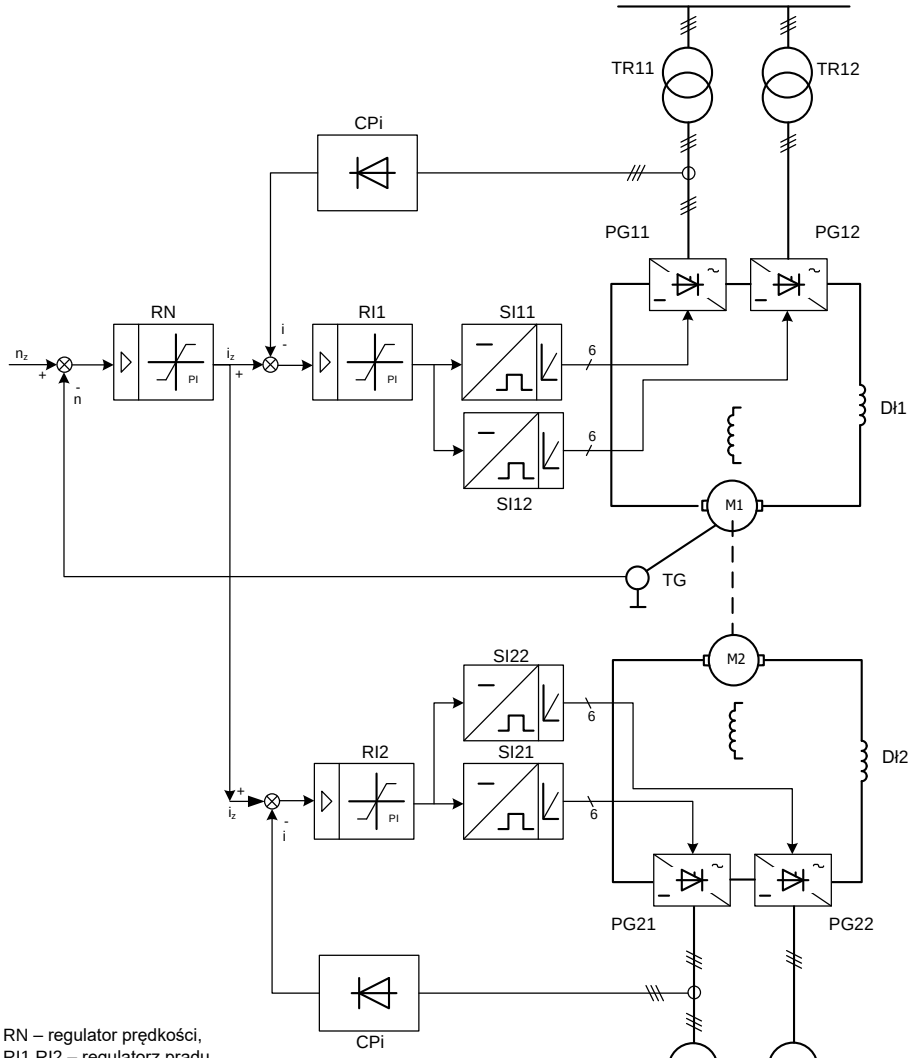
W dalszej części przedstawiono układy sterowania maszyn wyciągowych dwusilnikowych zbudowanych w oparciu o przekształtniki TR-4 oraz układ sterowania i kontroli US/M. Ponieważ maszyny wyciągowe dwusilnikowe są maszynami dużej mocy (najczęściej 2 x 2400 kW), do ich zasilania wykorzystane są cztery szafy przekształtnikowe TR-4 (PG11, PG12, PG21, PG22) połączone szeregowo-równolegle.

3.1. Maszyna dwusilnikowa z dwoma obwodami głównymi

Maszyna dwusilnikowa z dwoma niezależnymi obwodami głównymi prądowymi złożona jest z dwóch układów 12-pulsowych. Każdy z dwóch pracujących na wspólny wał i napędzających koło pędne maszyny silników, ma własny obwód główny, w skład którego wchodzą dwa połączone szeregowo prostowniki, tworząc układ 12-pulsowy. W odróżnieniu od układu z jednym silnikiem, układ sterowania maszyny dwusilnikowej złożony jest z jednego nadrzędnego regulatora prędkości RN i dwóch niezależnych regulatorów prądu RI1 i RI2 oraz czterech niezależnych sterowników impulsów (SI11, SI12, SI21, SI22). Schemat strukturalny napędu prostownikowego maszyny dwusilnikowej z dwoma obwodami głównymi przedstawia rysunek 1.

W układzie tym pętla prędkościowego sprzężenia zwrotnego jest nadrzędna w stosunku do dwóch niezależnych pętli prądowych. Sygnał prędkości rzeczywistej (z tachoprądnicy lub impulsatora), równy prędkości obu silników, jest dołączony poprzez węzeł sumujący do wejścia regulatora prędkości RN (typu PI). Wypracowany sygnał z regulatora prędkości (moment zadany), jest doprowadzony do dwóch niezależnych węzłów sumujących dwóch pętli prądowych, kontrolujących prądy tworników każdego silnika. Wyjście z regulatora prędkości posiada programowalne ograniczenie, pozwalające ograniczyć prąd (moment) zadany silników. Oba regulatory prądu RI1, RI2 mają zadawaną zawsze taką samą wartość prądu. Jest to warunek niezbędny,

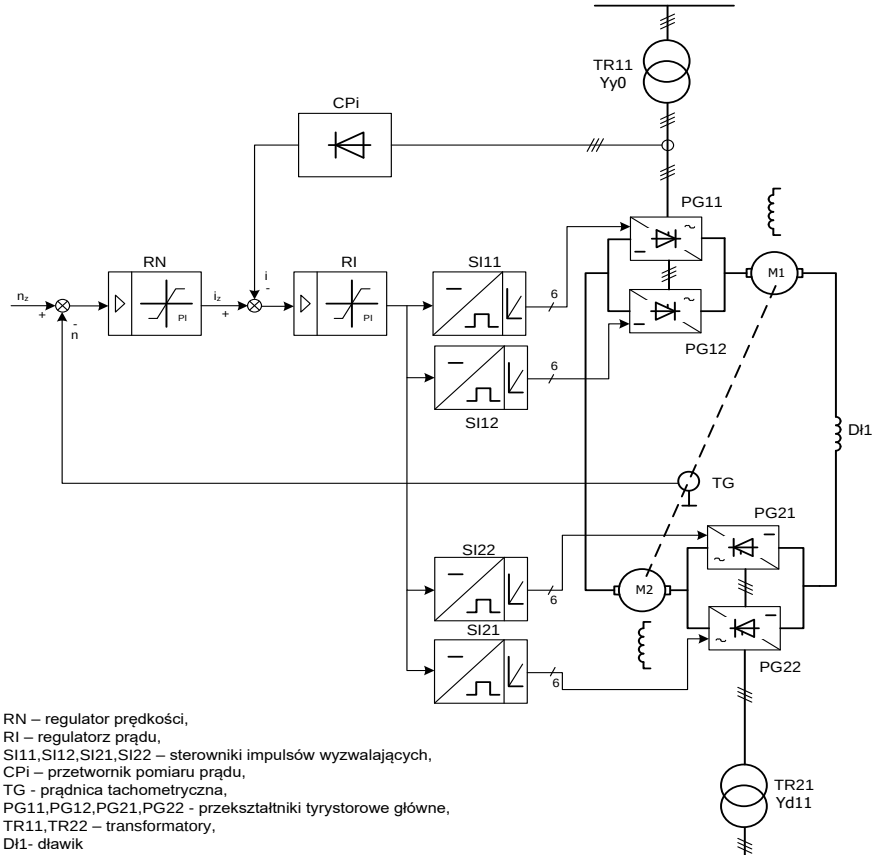
aby silniki rozwijały identyczny moment napędowy, a co za tym idzie równomiernie się obciążały. Wyjścia z regulatorów prądu (kąt wysterowania tyrystorów) są doprowadzone do sterowników impulsów (SI11, SI12 oraz SI21, SI22). Cyfrowa wartość kąta wysterowania jest następnie przetwarzana przez sterownik impulsów, na impulsy wyzwalające poszczególne tyrystory przekształtnika (z odpowiednim kątem opóźnienia).



Rys.1. Schemat strukturalny układu regulacji maszyny dwusilnikowej z dwoma obwodami głównymi

3.2. Maszyna dwusilnikowa z jednym obwodem prądowym (układ Punga)

Układ Punga umożliwia pracę silników wyciągowych na wspólny wał, a jeden obwód główny zapewnia równowagę momentów elektrycznych rozwijanych przez każdy z silników zarówno w stanie ustalonym, jak i w przejściowych stanach dynamicznych (ten sam prąd w obwodach tworników i taki sam prąd w obwodach wzbudzenia). Dodatkowo, w żadnym z punktów obwodu głównego napięcie nie przekracza wartości nominalnej maszyn elektrycznych, skonfigurowanych do wspólnej pracy. Obwód główny jest złożony z naprzemiennie, szeregowo połączonych silników i przekształtników. Przekształtniki są zasilanie z transformatorów dwuuzwojeniowych, posiadających różne grupy połączeń (np. Yy0, Yd11). Zmianę kierunku obrotów uzyskuje się przez zmianę kierunku prądu w obwodach wzbudzenia silników (za pomocą nawrotnych przekształtników wzbudzenia). Układ sterowania maszyny dwusilnikowej z jednym obwodem głównym, złożony jest z jednego nadrzędnego regulatora prędkości RN, jednego regulatora prądu RI1 oraz dwóch niezależnych sterowników impulsów SI1, SI2.



Rys.2. Schemat strukturalny układu regulacji maszyny dwusilnikowej z jednym obwodem głównym (układ Punga)

Schemat strukturalny napędu prostownikowego maszyny dwusilnikowej z jednym obwodem głównym przedstawia rysunek 2. W układzie tym występuje tylko jedna pętla prądowa sprzężenia zwrotnego, która jest podporządkowana pętli prędkościowej Sygnał prędkości rzeczywistej (z tacho-prądnicy lub impulsatora), równy prędkości obu silników, jest dołączony poprzez węzeł sumujący do wejścia regulatora prędkości RN (typu PI). Wyjście regulatora prędkości jest doprowadzone (podobnie jak w układach z jednym silnikiem) do węzła sumującego tylko jednej pętli prądowej, kontrolującej prądy twornikow silników (jest to możliwe dzięki szeregowemu połączeniu silników). Wyjście z regulatora prędkości posiada programowane ograniczenie, pozwalające ograniczyć prąd (moment) zadany silników. Wypracowany sygnał z regulatora prądu RI (kąt wysterowania tyrystorów) jest doprowadzony do sterowników impulsów (SI11, SI12, SI21, SI22). Cyfrowa wartość kąta wysterowania jest następnie przetwarzana przez sterownik impulsów, na impulsy wyzwalające poszczególne tyrystory w mostkach przekształtników.

4. Strategie sterowania

4.1. Sterowanie jednoczesne (wspólne)

Sterowanie jednoczesne, w którym kąty sterowania przekształtników są takie same $\alpha_D = \alpha_Y$ (kąt wysterowania tyrystorów przekształtnika zasilanego z transformatora o przesunięciu yD jest równy kątowi wysterowania tyrystorów przekształtnika zasilanego z transformatora o grupie połączeń yY), a przesunięcie pomiędzy fazami impulsów obydwu prostowników jest stałe i wynosi 30°. Tak sterowany przekształtnik jest przekształtnikiem 12 pulsowym. W napięciu wyjściowym występuje składowa zmienna o częstotliwości 12 razy większej od częstotliwości źródła. Sterowanie takie zmniejsza składową zmienną prądu obciążenia. Zgodnie z [1] skuteczna wartość prądu harmonicznej h źródła ma wartość:

$$I_h = 2\frac{\sqrt{6}I_d}{h\pi}\sqrt{\frac{1+\cos\left((h-1)\frac{\pi}{6}\right)\cos\left(h(\alpha_D-\alpha_Y)\right)}{2}} \tag{1}$$

Dla $\alpha_D = \alpha_Y$ zależność (1) zeruje się dla $n = 2m - 1$ czyli dla nieparzystych wartości n. Oznacza to, że przekształtnik, zasilany z transformatorów o dwu różnych uzwojeniach wtórnych i sterowany tak, aby $\alpha_D = \alpha_Y$, generuje wyższe harmoniczne prądu źródła rzędu:

$$h = 1 \pm 12n$$

Najniższą wyższą harmoniczną prądu źródła takiego przekształtnika jest harmoniczna 11. Z (1) wynika, że skuteczna wartość podstawowej harmonicznej prądu źródła (h = 1) ma wartość :

$$I_1 = 2\frac{\sqrt{6}I_d}{\pi}\sqrt{\frac{1+\cos(\alpha_D-\alpha_Y)}{2}} = 2\frac{\sqrt{6}I_d}{\pi}\cos^2\frac{(\alpha_D-\alpha_Y)}{2} \qquad (2)$$

Prąd źródła zasilającego przekształtnik sterowany wspólnie jest równy podwójnej wartości prądu wywołanego przez pojedynczy przekształtnik wchodzący w jego skład [1]. Podobnie podstawowa harmoniczna prądu biernego (i moc bierna) takiego przekształtnika ma wartość dwukrotnie większą niż prąd bierny pojedynczego przekształtnika.

4.2. Sterowanie kolejnościowe (sekwencyjne)

W sterowaniu kolejnościowym kąt opóźnienia wyzwalania jednego z mostków pozostaje niezmienny, a drugiego zmienia się tak, aby uzyskać żądaną wartość napięcia wyjściowego. W sterowaniu kolejnościowym realizuje się następujące zależności pomiędzy kątami opóźnienia wyzwalania tyrystorów obu mostków:

$$\alpha_Y = \alpha_{min} = const,\ \alpha_D = var$$

$$\alpha_{max} \geq \alpha_D \geq \alpha_{min}$$

lub

$$\alpha_D = \alpha_{min} = const,\ \alpha_Y = var$$

$$\alpha_{max} \geq \alpha_Y \geq \alpha_{min}$$

albo

$$\alpha_Y = \alpha_{max} = \beta_{min} = const,\ \alpha_D = var$$

$$\alpha_{max} \geq \alpha_D \geq \alpha_{min}$$

lub

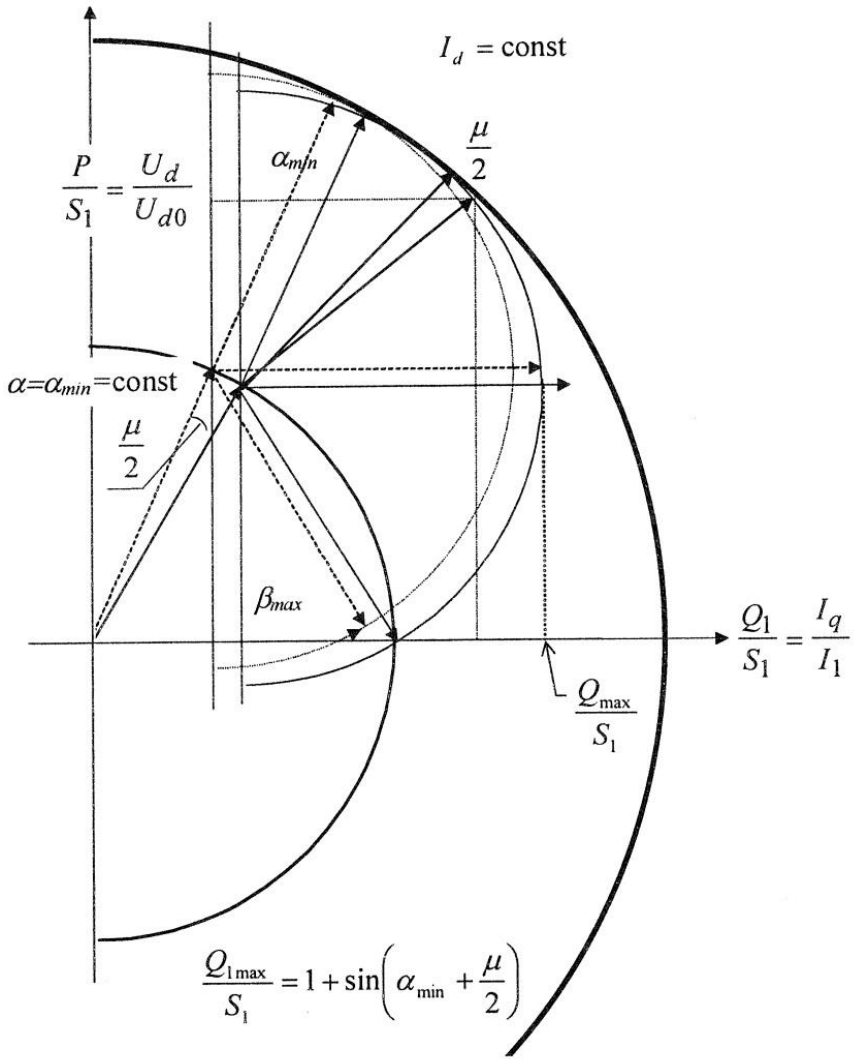
$$\alpha_D = \alpha_{max} = \beta_{min} = const,\ \alpha_Y = var$$

$$\alpha_{max} \geq \alpha_Y \geq \alpha_{min}$$

Na rysunku 3 przedstawiono wykres kołowy ilustrujący obciążenie źródła zasilającego przekształtnik sterowany kolejnościowo.

Maksymalna wartość mocy biernej podstawowej harmonicznej przekształtnika sterowanego kolejnościowo jest mniejsza od podwójnej maksymalnej mocy biernej pojedynczego przekształtnika wchodzącego w jego skład. Maksymalna wartość mocy biernej dwóch przekształtników połączonych szeregowo jest równa:

$$Q_{\max} = S_1\left[1+\sin\left(\alpha_{\min}+\frac{\mu}{2}\right)\right] \tag{3}$$



Rys.3. Wykres kołowy przekształtnika. Zależność mocy biernej od mocy czynnej obciążenia dla stałej wartości prądu obciążenia (I_d = *const*)

Ze względu na dopuszczalną minimalną wartość kąta wyprzedzenia wyzwalania β_{min} minimalny kąt opóźnienia wyzwalania α_{min} przyjmuje się ok. 30°. Dla $\alpha_{min} + \mu/2 = \pi/6$ (30°) otrzymuje się zgodnie z (3) $Q_{max} = 1{,}5\ S_1$. Oznacza to, że maksymalne obciążenie bierne wnoszone przez przekształtnik sterowany kolejnościowo jest mniejsze niż w przypadku sterowania równoczesnego ($2S_1$). Maksymalne obciążenie przekształtnika sterowanego kolejnościowego jest mniejsze o co najmniej 50% od maksymalnego obciążenia przekształtnika sterowanego równocześnie. Przekształtnik sterowany jednocześnie generuje wyższe harmoniczne rzędu 1 ± 12n, czyli oddziałuje na źródło energii jak przekształtnik 12-pulsowy. Bardziej korzystne jest jednak zmniejszenie obciążenia biernego będące skutkiem sterowania kolejnościowego. Sterowanie kolejnościowe powoduje jednocześnie zmniejszenie zawartości poszczególnych wyższych harmonicznych prądu źródła (1). Ze względu na znacznie zmniejszenie obciążenie biernego sterowanie kolejnościowe jest powszechnie stosowane w górniczych maszynach wyciągowych dużej mocy.

5. Podsumowanie

Opisane zasady sterowania zostały zaimplementowane w nowoczesnym układzie sterowania opracowanym przez Instytut EMAG. Wszystkie funkcje układu regulacji zostały zrealizowane w pełni cyfrowo i zostały zawarte w specjalizowanym sterowniku mikroprocesorowym, co znacznie uprościło układ regulacji i podniosło jego niezawodność. Zastosowane rozwiązania pozwalają na integrację cyfrowego układu sterowania silnika maszyny wyciągowej, z nowoczesnymi cyfrowymi regulatorami jazdy. Opisany układ sterowania i kontroli w połączeniu z przekształtnikiem TR-4 umożliwia sterowanie większości krajowych dwusilnikowych maszyn wyciągowych.

Literatura

1. Piróg S.: Negatywne oddziaływania układów energoelektronicznych na źródła energii i wybrane sposoby ich ograniczenia., Uczelniane wydawnictwa naukowo-dydaktyczne Kraków 1998.

2. Szklarski L., Zarudzki J.: Elektryczne maszyny wyciągowe. PWN Warszawa 1998.
3. Kalus M., Skoczkowski T.: Sterowanie napędami asynchronicznymi i prądu stałego. Wydawnictwo Pracowni Komputerowej Jacka Skalmierskiego Gliwice 2003.

System wspomagania projektowania transportu kopalnianego Safe Trans Design

Jarosław Tokarczyk, Marek Dudek, Andrzej Turewicz – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Szereg prac projektowych, których wynikiem jest Dokumentacja Układu Transportu jest prowadzona przez kopalnie, a w szczególności przez Działy Przygotowania Produkcji oraz Działy Górnicze. Udostępnienie nowego wyrobiska, w którym będzie prowadzony transport, zmiana konfiguracji lub zakup nowego środka transportu, wymusza na użytkowniku środka transportu konieczność przeprowadzenia obliczeń trakcyjnych [2]. Obecnie spółki węglowe przeprowadzają restrukturyzację posiadanych struktur informatycznych. Restrukturyzacja ta polega m. in. na integracji rozproszonych systemów i wprowadzaniu jednolitych rozwiązań dla wszystkich kopalń.

W KOMAG-u opracowano program wspomagający prace związane z tworzeniem dokumentacji układu transportowego, a w szczególności prowadzeniem obliczeń trakcyjnych dla kolejek podwieszonych. Zaletą programu jest dostęp poprzez przeglądarkę internetową, co w połączeniu ze strukturą bazodanową daje możliwość integracji z systemami IT stosowanymi w spółkach węglowych.

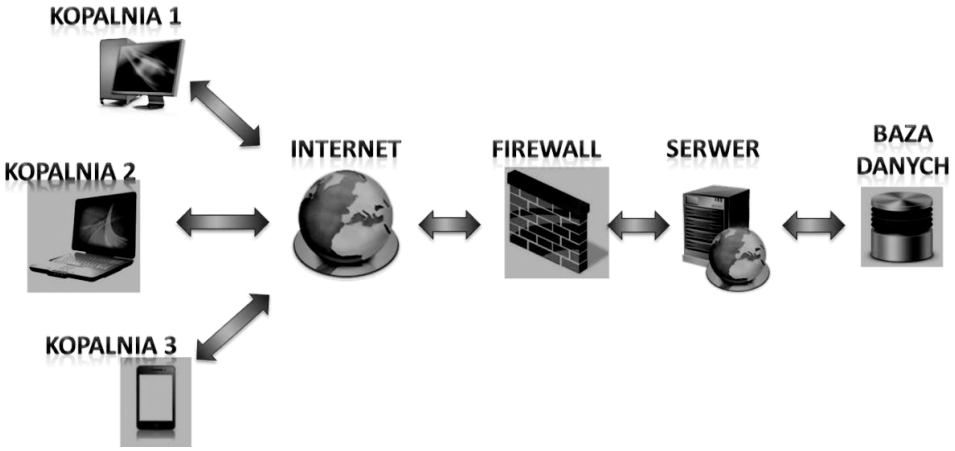
2. Struktura i założenia systemu STD (Safe Trans Design)

System STD jest przeznaczony do konfiguracji i oceny podwieszonych zespołów transportowych, tj. kolejek podwieszonych [3, 4, 5]. Bazodanowa struktura systemu jest wykorzystywana przez poszczególne moduły tematyczne, które mają dostęp do wymaganych danych. Użytkownik systemu dokonuje konfiguracji kolejki podwieszonej poprzez dobór poszczególnych komponentów, tj. ciągnika, zestawów nośnych lub zestawów wciągników, a także układów wózków hamulcowych. Do zalet systemu zalicza się:

- brak konieczności instalacji systemu na komputerach lokalnych,
- minimalizację prawdopodobieństwa popełnienia błędu podczas prowadzenia obliczeń trakcyjnych oraz znaczne przyspieszenie oceny kolejnych wariantów utworzonych konfiguracji kolejek podwieszonych,
- standaryzację raportów z przeprowadzonych obliczeń,
- elektroniczną archiwizację utworzonych projektów zarówno na serwerze, jak i w stacjach roboczych pracowników kopalń,
- możliwość modyfikacji i rozbudowy systemu o kolejne funkcje,
- możliwość pracy nad jednym projektem grupy pracowników należących do jednej grupy (kopalni).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Strukturę dostępu do systemu przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Struktura dostępu do systemu Safe Trans Design [źródło: opracowanie własne]

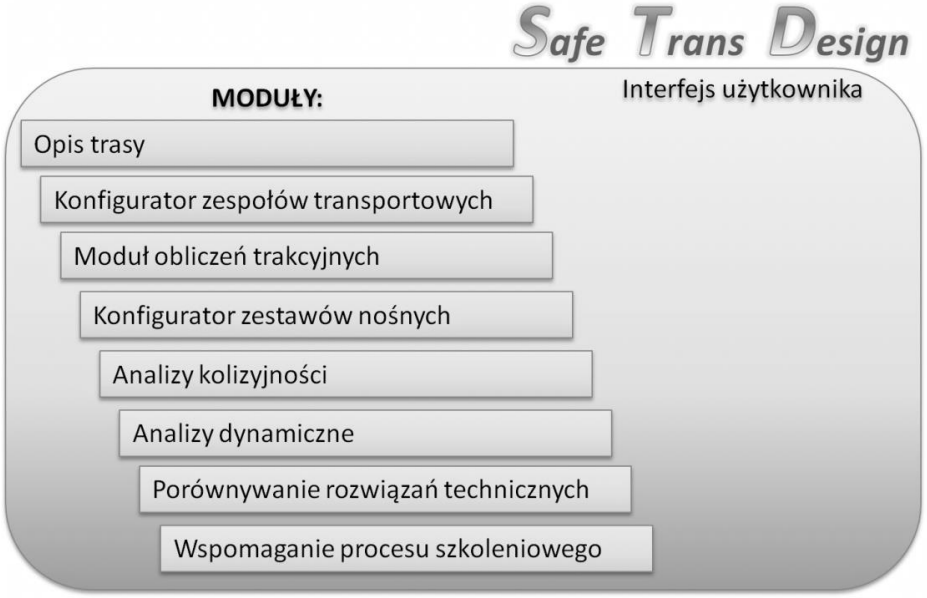
Dostęp do systemu możliwy jest poprzez stację roboczą, komputer przenośny oraz przez inne urządzenia mobilne, takie jak smarfony czy tablety. Do obsługi systemu wystarczy przeglądarka internetowa. W przypadku instalacji systemu poza spółką możliwa jest aktywacja protokołów szyfrowania https podczas komunikacji pomiędzy serwerem a komputerem użytkownika. Zasoby bazy danych mogą być udostępniane selektywnie w zależności od uprawnień danego użytkownika.

3. Moduły tematyczne systemu STD

System STD składa się z modułów tematycznych, przedstawionych na rysunku 2.

Dostęp do modułów tematycznych realizowany jest poprzez interfejs użytkownika systemu. Konfiguracje kolejek podwieszonych zapisywane są w postaci projektów. Te z kolei mogą być poddane edycji lub usunięciu. Projekt zawiera jedną konfigurację zespołu transportowego i trasy. Moduł *opis trasy* obejmuje wprowadzenie następujących danych: maksymalnego nachylenia, typów i długości szyn oraz nośności złącz. Za pomocą *konfiguratora* użytkownik kompletuje zespół transportowy. Następnie jest on przekazywany w postaci danych wejściowych do *modułu wspomagania obliczeń trakcyjnych*, gdzie w sposób automatyczny przeprowadzane są obliczenia trakcyjne w kilku możliwych wariantach. Zakres tych obliczeń opracowano zarówno podczas konsultacji z pracownikami kopalń i przedstawicieli organów nadzoru, jak i w oparciu o wyniki projektu badawczego MINTOS [1]. Zadaniem *modułu konfiguracji zestawu nośnego* jest utworzenie dowolnego modułowego zestawu nośnego, w tym tworzenie dowolnych, złożonych wysokoobciążalnych

zestawów nośnych. Następnie, na podstawie zależności kinematycznych, obliczane są wartości sił w zawiesiach zestawu nośnego oraz wartości sił statycznych na rolkach nośnych. *Moduł analizy kolizyjności* stanowi pomoc dla projektanta systemu transportu pod kątem wystąpienia ewentualnej kolizji na wybranym odcinku trasy kopalnianej kolei podziemnej, kolejki spągowej lub podwieszonej. *Moduł analiz dynamicznych* umożliwia wykonanie analiz dynamicznych zestawu nośnego. Wynikiem tych obliczeń są wartości sił dynamicznych w cięgłach zestawu transportowego oraz wartości opóźnień podczas awaryjnego hamowania kolejki podwieszonej. Zadaniem modułu porównywania rozwiązań technicznych jest zestawianie ze sobą wybranych parametrów technicznych tych samych typów środków transportu.



Rys.2. Wykaz modułów tematycznych systemu kształtowania bezpieczeństwa w transporcie dołowym STD [źródło: opracowanie własne]

4. Konfigurator zespołów transportowych

Konfigurator zespołów transportowych umożliwia zestawienie ze sobą poszczególnych komponentów kolejki podwieszonej, takich jak:

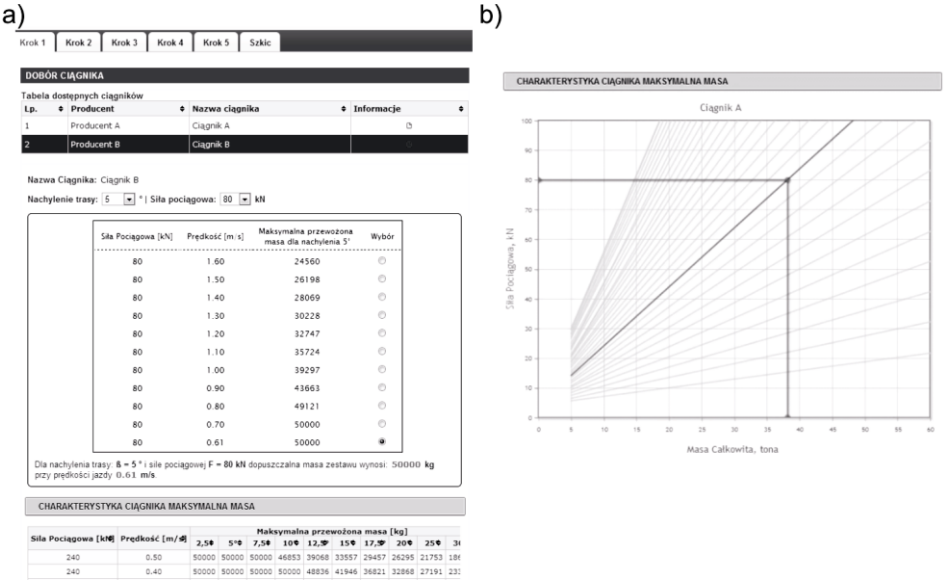
- ciągnik: kabiny operatorów, napędy (cierne, zębate), część maszynowa oraz jednostka pomocnicza,
- wózki hamulcowe,
- zestawy nośne,
- zestawy wciągników,
- cięgła.

Konfiguracja kolejki podwieszonej jest realizowana w sześciu etapach (krokach). W punktach 4.1 – 4.4. przedstawiono poszczególne etapy konfiguracji.

4.1. Konfiguracja ciągnika

Konfiguracja ciągnika rozpoczyna się od jego wyboru z listy dostępnych, tj. użytkowanych w danej kopalni bądź spółce węglowej. W tabeli zawarte są również informacje dotyczące parametrów technicznych ciągnika. Po wprowadzeniu nachylenia i wartości siły pociągowej (z zakresu odpowiedniego dla danego typu ciągnika), użytkownik uzyskuje dostęp do charakterystyki trakcyjnej. Dostępne są dwa typy charakterystyk trakcyjnych: w formie tabeli (rys. 3a) lub w formie interaktywnego wykresu (rys. 3b). Istnieje możliwość dodatkowego wprowadzenia prędkości jazdy kolejki. Po wprowadzeniu wymaganych danych wejściowych, wyświetlany jest komunikat o dopuszczalnej masie całkowitej kolejki ze względu na parametry ciągnika.

a) b)



Rys.3. Charakterystyki trakcyjne ciągnika kolejki podwieszonej: tabelaryczna (a), graficzna (b) [źródło: opracowanie własne]

W obrębie interaktywnego wykresu (rys. 3b), zmiana współrzędnych kursora powoduje zmianę wartości siły pociągowej oraz wartości masy, którą można transportować (dla zadanego wcześniej nachylenia trasy). Dla konfiguracji stałej wartość siły pociągowej jest uzyskiwana przez typ i liczbę napędów, które są predefiniowane przez producenta. W przypadku tzw. konfiguracji zmiennej, w której wartość siły pociągowej jest uzyskiwana za pomocą różnych typów napędów, należy dodatkowo wprowadzić:

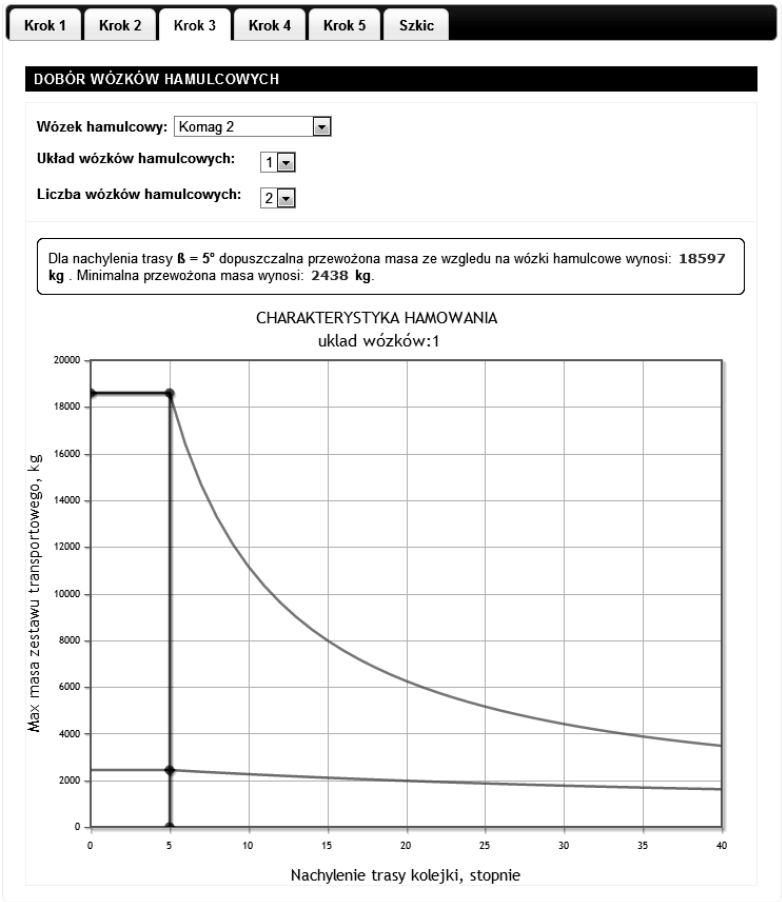
– typ kabiny: z hamulcami, bez hamulców,

– liczbę i rodzaj napędów - liczba napędów ograniczona jest wartością wybranej siły pociągowej,
– typ części maszynowej: z napędami, bez napędów,
– typ jednostki pomocniczej: z napędami, bez napędów (jeśli występuje).

Dane te wprowadzane są w kroku 2.

4.2. Konfiguracja wózków hamulcowych

Kolejnym komponentem zespołu transportowego jest wózek hamulcowy. Wózek może występować pojedynczo lub tworzyć tzw. układy, tzn. wyzwolenie jednego wózka powoduje aktywację hamulców w pozostałych. Po wprowadzeniu układu i ilości wózków, widoczna jest charakterystyka hamowania, w postaci wykresu interaktywnego, rysunek 4. Podsumowaniem kroku trzeciego jest informacja o maksymalnej masie, która może być zabezpieczana przez wózki hamulcowe.

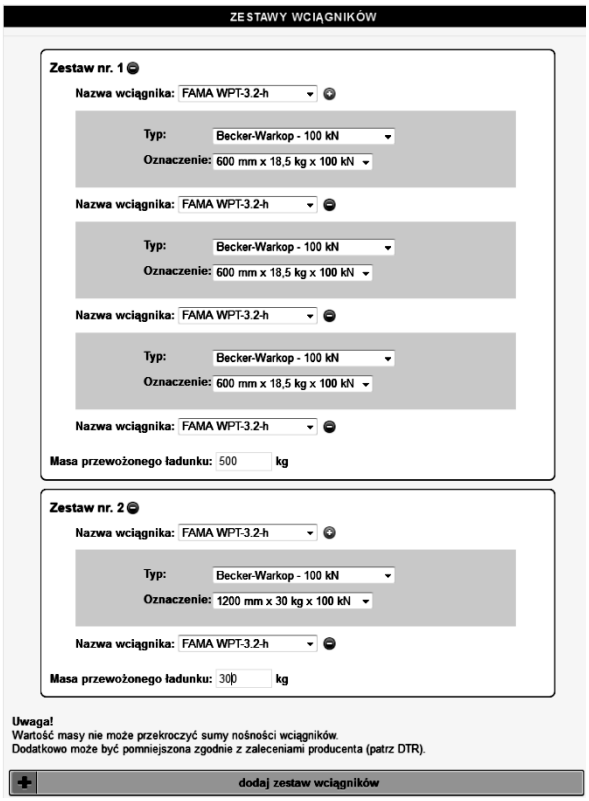


Rys.4. Charakterystyka hamowania wózka hamulcowego [źródło: opracowanie własne]

4.3. Konfiguracja zestawów nośnych i wciągników

Ostatnim komponentem zespołu transportowego są urządzenia umożliwiające podwieszenie transportowanego ładunku. W przypadku materiałów wielkogabarytowych są to modułowe zestawy nośne, wyposażane w trawersy wzdłużne, poprzeczne, ramy. Pozostałe materiały transportowane są za pomocą wciągników połączonych w zestawy. W kroku czwartym wprowadzane są bądź dobierane:

– dane trasy: profil, długości szyn oraz nośności złączy,
– zestawy transportowe,
– zestawy wciągników.



Rys.5. Okno graficzne przedstawiające konfigurację zestawów wciągników [źródło: opracowanie własne]

Przy doborze zestawów transportowych należy dodatkowo:

– określić rodzaj zestawu nośnego,
– określić napęd podnoszenia ładunku,
– wprowadzić odległość między hakami,
– wprowadzić położenie środka ciężkości ładunku,

– wybrać trawersy poprzeczne i wzdłużne,
– określić masę przewożonego ładunku (ograniczenie z charakterystyki nośności danego zestawu).

Kolejka podwieszona może zawierać kilka zestawów transportowych i zestawów wciągników. Konfiguracja zestawów wciągników wymaga wprowadzenia danych o cięgłach, rysunek 5.

Dodatkowo należy wprowadzić masę transportowaną takim zestawem. Możliwe jest utworzenie wielu zestawów wciągników w jednym projekcie.

4.4. Wprowadzanie dodatkowych danych wejściowych

Krok piąty zawiera dodatkowe dane wejściowe do obliczeń. Dane te mogą być modyfikowane przez użytkownika, rysunek 6.

Krok 1 | Krok 2 | Krok 3 | Krok 4 | Krok 5 | Szkic

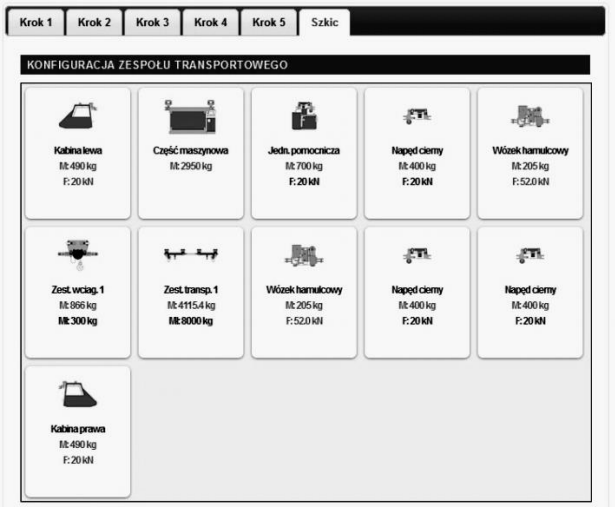
DODATKOWE DANE WEJŚCIOWE

Lp.	Nazwa	Wartość	Jednostka
1	Współczynnik tarcia tocznego	0.05	-
2	Prędkość kolejki przy wyzwoleniu przetwornika prędkości (jeżeli dotyczy) v_{A1}	2.35	m/s
3	Prędkość kolejki przy wyzwoleniu wyzwalacza odśrodkowego v_{A2}	2.55	m/s
4	Czas zamknięcia hamulca przez przetwornik prędkości (jeżeli dotyczy) t_{A1}	0.45	s
5	Czas wyzwalania ograniczników prędkości wyzwalacza odśrodkowego t_{A2}	0.45	s
6	Masa operatora	100	kg

Rys.6. Dodatkowe dane wejściowe przy konfigurowaniu kolejki podwieszonej [źródło: opracowanie własne]

Konfiguracja kolejki jest finalizowana za pomocą graficznej reprezentacji kolejki, czyli interaktywnego szkicu. Możliwe jest dowolne rozmieszczanie komponentów kolejki, jakie wybrano w krokach 1÷4. Jednak prawidłowa alokacja komponentów wymaga doświadczenia i wiedzy użytkownika, rysunek 7.

Ostatnim etapem konfiguracji jest wprowadzenie typów cięgieł, łączących poszczególne komponenty zespołu transportowego. Typy cięgieł są różne ze względu na producenta, wartość siły pociągowej oraz długość. Dane z poszczególnych kroków systemu STD są zapisywane w postaci projektu, który może być dostępny dla innych użytkowników, zgodnie z prowadzoną polityką ochrony danych w danej spółce węglowej. Zapisana konfiguracja jest bazą dla innych modułów systemu STD. Na jej podstawie definiowane są dane wejściowe, takie jak długość kolejki, całkowita masa, wykazy wszystkich komponentów. Te informacje mogą być udostępniane również innym działom kopalni, w tym osobom bezpośrednio zatrudnionym w transporcie.



Rys. 7. Graficzna reprezentacja kolejki podwieszonej [źródło: opracowanie własne]

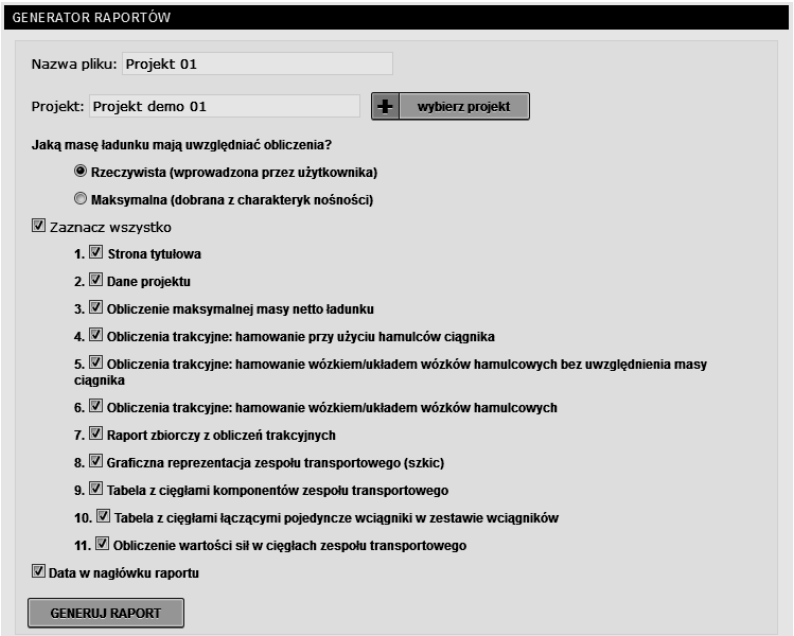
5. Moduł wspomagania obliczeń trakcyjnych

Zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Gospodarki [2] w każdej dokumentacji układu transportu zamieszczane są wyniki obliczeń trakcyjnych, przeprowadzone dla znanych konfiguracji zespołu transportowego. Obliczenia trakcyjne przeprowadza się dla odcinków trasy transportu o największym nachyleniu. Moduł wspomagania obliczeń trakcyjnych pozwala na wygenerowaniu raportu dla uprzednio zapisanego w bazie i skonfigurowanego zespołu transportowego. Użytkownik wybiera zakres obliczeń, które będzie zawierał raport. Można między innymi przeprowadzić obliczenia dla rzeczywistych przewożonych mas, jakie użytkownik wprowadził do systemu lub mas maksymalnych, które określone są w charakterystykach nośności. Dla powyższych danych wejściowych dostępne są różne warianty obliczeń trakcyjnych, rysunek 8.

Następnie system STD automatycznie wykonuje wszystkie obliczenia i formatuje je do pliku raportu. Raport z obliczeń podzielony jest na odpowiednie sekcje:

- strona tytułowa wraz z danymi wejściowymi dotyczącymi opisu trasy oraz wszystkich komponentów kolejki podwieszonej,
- charakterystyka techniczna kolejki podwieszonej – wykaz w postaci tabelarycznej głównych parametrów technicznych dla: kabin, napędów, części maszynowej, jednostki pomocniczej, wózków hamulcowych, zestawów transportowych, zestawów wciągników oraz cięgieł,
- obliczenie maksymalnej masy netto ładunku na podstawie:
  - masy kolejki podwieszonej bez ładunku,

  - maksymalnej masy netto ładunku transportowanej przez ciągnik,
  - maksymalnej masy netto ładunku zabezpieczanej przez wózek hamulcowy/układ wózków hamulcowych,
  - maksymalnej masy netto ładunku transportowanej przez zestawy transportowe i zestawy wciągników,
- weryfikacja minimalnej całkowitej masy kolejki podwieszonej ze względu na wózki hamulcowe,
- przeprowadzenie właściwych obliczeń trakcyjnych (według żądanych wariantów) dla kolejki podwieszonej: prędkość rozpoczęcia hamowania, energia hamowania, efektywna siła hamowania, droga hamowania, opóźnienie hamowania, współczynnik pewności hamowania,
- raport zbiorczy – przedstawia tylko wyniki i wnioski w sposób zwięzły,
- schemat blokowy – graficzna reprezentacja kolejki podwieszonej, przedstawiająca kolejność łączenia poszczególnych komponentów ze sobą wraz z ich wykazem,
- tabelaryczny wykaz cięgieł wraz z informacją o ich masie, długości oraz dopuszczalnej sile wzdłużnej. Wykaz umożliwia lokalizację poszczególnych cięgieł w kolejce podwieszonej, zarówno pomiędzy komponentami głównymi, jak i w zestawach wciągników,
- obliczenie wartości sił wewnętrznych w cięgłach na podstawie metody redukcji prostego układu sił względem kolejnych, utwierdzonych cięgieł (punktów redukcji sił).



Rys.8. Możliwe warianty obliczeń trakcyjnych systemu STD

Raport może zostać pobrany do komputera lokalnego użytkownika. Jest on również dostępny z poziomu tabeli projektów użytkownika na stronie internetowej systemu STD.

6. Podsumowanie

Głównym celem opracowania i stosowania systemu STD jest poprawa bezpieczeństwa, wynikająca ze zmniejszenia prawdopodobieństwa wystąpienia błędów w obliczeniach trakcyjnych. Błędy takie mogą być wynikiem czynnika ludzkiego, ponieważ tworzenie dokumentacji układu transportowego, a w szczególności prowadzenie obliczeń trakcyjnych wiąże się z wielokrotnym przeglądaniem i wprowadzaniem danych wejściowych z Dokumentacji Techniczno-Ruchowych poszczególnych komponentów, z których konfigurowana jest kolejka podwieszona. Charakterystyki trakcyjne, nośności czy hamowania różnią się między sobą, ponieważ brak jest standaryzacji w tej dziedzinie. Są one dostępne w postaci graficznej (wykresy) lub tabelarycznej. W zamieszczanych przez różnych producentów charakterystykach, podawana masa kolejki podwieszonej obejmuje lub nie obejmuje masę ciągnika. Dodatkowo, w starszych dokumentacjach występują różne jednostki kątowe nachyleń trasy. W systemie STD prezentacja danych wejściowych zarówno pod względem jednostek, jak i szaty graficznej jest jednakowa.

Integracja systemu STD z istniejącą strukturą informatyczną spółek węglowych jest możliwa dzięki budowie bazodanowej systemu STD oraz dostępie przez platformę internetową. W ten sposób poszczególne moduły funkcjonalne systemu STD są dostępne dla użytkownika (kopalni). Struktura bazodanowa systemu STD umożliwia ustawiczne zwiększanie jego funkcjonalności, poprzez dołączanie kolejnych podsystemów wspomagających prace inżynierskie, np. pracowników Działów Przygotowania Produkcji oraz Działów Inwestycji, co w konsekwencji przyczynia się do poprawy bezpieczeństwa pracy w kopalniach.

Obecnie system STD jest z powodzeniem wdrażany i udostępniany wszystkim kopalniom Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. Zgodnie z wewnętrznymi procedurami bezpieczeństwa JSW S.A., system zainstalowano na serwerach spółki Advicom S.A. i za pośrednictwem wewnętrznych łączy sieciowych jest on dostępny dla uprawnionych użytkowników poszczególnych kopalń. Logowanie odbywa się w sposób automatyczny, tj. uprawnienia użytkownika są identyfikowane w sposób automatyczny za pomocą usługi LDAP. Nie jest wymagane wprowadzanie nazwy użytkownika i hasła, co znacznie poprawia komfort pracy z systemem, jednocześnie przy zachowaniu pełnej kontroli dostępu i poziomu uprawnień podczas korzystania z systemu STD.

Literatura

1. MINTOS (fundusz RFCS) – Contract no. RFCR-CT-2007-00003 Improving Mining Transport Reliability (podniesienie niezawodności transportu kopalnianego). Okres realizacji: 07.2007-06.2010.
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 oraz z 2006 r. Nr 124, poz. 863).
3. Winkler T., Dudek M., Michalak D., Tokarczyk J., Szewerda K.: Weryfikacja projektów podziemnego transportu górniczego w rozproszonym środowisku projektowym. TUR 2009, Nowoczesne metody eksploatacji węgla i skał zwięzłych. Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica, Kraków 2009, s. 208-214.
4. Winkler T., Tokarczyk J., Michalak D., Rozmus M., Turewicz A., Polak P., Myśliwiec B.: Technologie informatyczne wspomagające bezpieczeństwo pracy w kopalniach JSW S.A. Wiadomości Górnicze 7-8/2012, s. 451-460.
5. Tokarczyk J., Dudek M, Turewicz A.: System wspomagania projektowania transportu kopalnianego Safe Trans Design. KOMTECH 2012, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo – Efektywność – Niezawodność. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012 s. 401-410.

Czy wiesz, że...

…Grupa Powen-Wafapomp SA jest laureatem konkursu „Innowacyjny producent w rynkowej niszy". Przyznanie tytułu umotywowano faktem odnajdywania się firmy w rynkowej niszy, jaką jest produkcja pomp dla przemysłu, z równoczesnym, konsekwentnym realizowaniem strategii inwestowania w innowacje. Powen-Wafapomp SA stale umacnia swoją pozycję kooperanta branży górniczej, choć urządzenia tej firmy pracują w zakładach wielu gałęzi przemysłu. Jest producentem 90% pomp pracujących w polskich kopalniach. Rok 2012 obfitował w kolejne liczne kontrakty dla górnictwa. Firma zwyciężyła między innymi w przetargu na dostarczenie 600 nowych pomp dla wszystkich kopalń należących do Kompanii Węglowej.

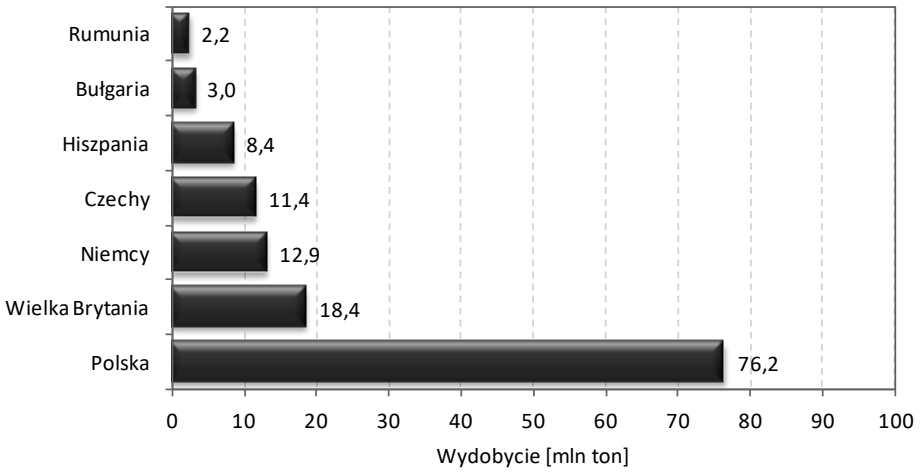
Nowy Przemysł 2013 nr 2 s.34

Komputerowe obliczenia górniczych przenośników zgrzebłowych

Józef Suchoń, Zbigniew Szkudlarek, Joanna Rogala-Rojek – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Węgiel stanowi w skali światowej jedno z najbardziej znaczących źródeł energii elektrycznej i jest głównym surowcem energetycznym Polski. Pochodzi z niego ok. 82% produkowanej w Polsce energii elektrycznej, przy czym ok. 65% energii wytwarzane jest z węgla kamiennego, natomiast pozostała część z węgla brunatnego [3, 9]. Pomimo obserwowanego w ostatnich latach spadku wydobycia Polska jest największym producentem węgla kamiennego w Unii Europejskiej (rys. 1) i liczącym się producentem węgla kamiennego na świecie [3, 4]. Produkowany przez Polskę węgiel kamienny stanowi ok. 58% całości unijnej produkcji [3, 4].

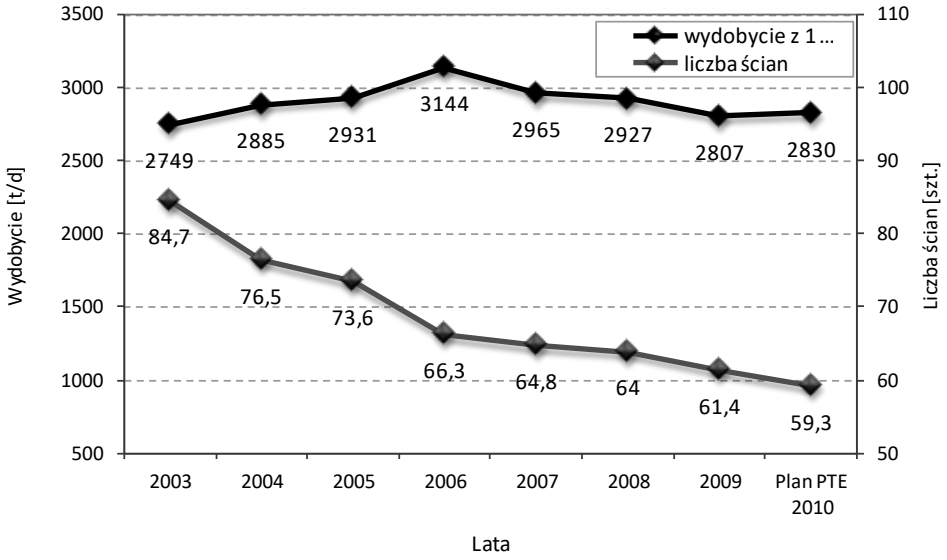


Rys.1. Produkcja węgla kamiennego w państwach Unii Europejskiej w 2010 r. [4]

Podstawowym systemem eksploatacji węgla kamiennego w polskich kopalniach jest system ścianowy. Umożliwia on dużą koncentrację wydobycia oraz uzyskiwanie wysokich wydajności poprzez szybki postęp przodka ściany i jego dużą wydajność. W Polsce prawie 100% wydobycia uzyskuje się systemem ścianowym kombajnowym (rys. 2) [6].

Wyposażenie kompleksu ścianowego stanowi zespół maszyn i urządzeń do mechanicznego urabiania węgla, na który składają się: głównie kombajn ścianowy, przenośnik zgrzebłowy oraz obudowa zmechanizowana.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.2. Liczba ścian czynnych i średnie wydobycie z jednej ściany w latach 2003÷2010 [6]

W kopalniach węgla kamiennego stosowane są różnego rodzaju przenośniki zgrzebłowe. Ze względu na rodzaj wyrobiska, w którym pracują, wyróżnia się trzy podstawowe grupy przenośników:

- zgrzebłowe ścianowe,
- zgrzebłowe podścianowe,
- zgrzebłowe chodnikowe.

Oprócz nich spotyka się też inne specjalne zastosowania przenośników tj.:

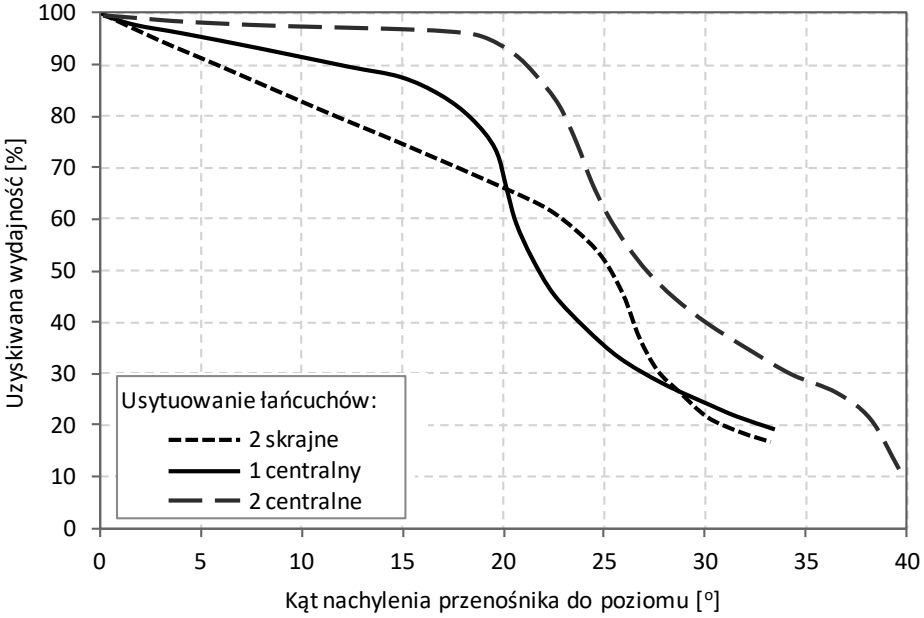
- przenośniki zasobnikowe,
- wygarniające urobek ze zbiorników pionowych,
- krótkie podawarki zgrzebłowe, itp.

Podstawą zwiększenia efektywności pracy kompleksów ścianowych jest odpowiedni doboru parametrów pracy poszczególnych maszyn. Dobór przenośnika zgrzebłowego, w połączeniu z innymi maszynami systemu ścianowego, jest zatem zagadnieniem istotnym z punktu widzenia ich wzajemnej współpracy, w ramach zintegrowanego systemu ścianowego.

Przenośnik ścianowy współpracuje z przenośnikiem podścianowym, który jest drugim środkiem odstawy urobku ze ściany. Ze względu na fakt, że w przenośnikach tych silniki (1 lub 2) znajdują się zawsze w napędzie wysypowym, dobór podstawowych parametrów przenośnika podścianowego jest mniej skomplikowany niż w przenośnikach ścianowych.

2. Zasady doboru ścianowych przenośników zgrzebłowych

Przenośniki zgrzebłowe ścianowe pracują w różnych warunkach, w ścianach o różnych nachyleniach podłużnych i poprzecznych. Ze względu na charakter wykonywanej pracy wyróżniamy przenośniki: przesuwające po upadzie przy kącie nachylenia podłużnego do 30° (wyjątkowo do 35°) i po wzniosie przy kącie nachylenia podłużnego do 20° (wyjątkowo do 25°) oraz hamujące przy kącie nachylenia podłużnego od 35° do 55° (wyjątkowo do 60°) (rys. 3).



Rys.3. Uzyskiwana wydajność przenośników zgrzebłowych w funkcji kąta nachylenia do poziomu podczas transportu po wznosie [1, 6]

Przenośniki hamujące powinny spełniać dodatkowe wymagania, wynikające z aktualnych przepisów bezpieczeństwa pracy [2]. Dotyczą one głównie zabezpieczeń przed skutkami staczania się brył urobku wzdłuż ściany oraz skutecznym hamowaniem przenośnika zgrzebłowego po wyłączeniu silników napędów.

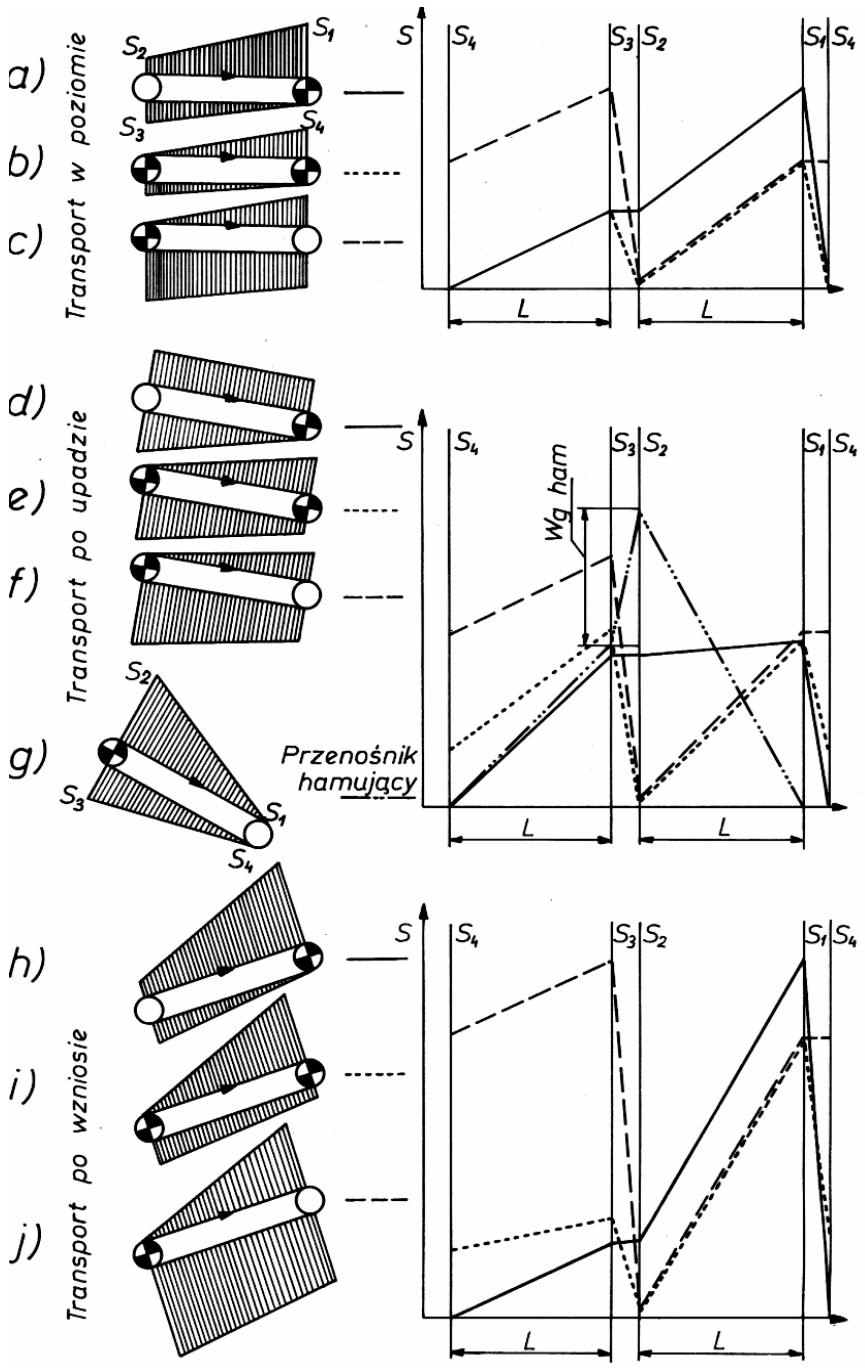
Warunki pracy przenośnika zgrzebłowego ścianowego mają wpływ na opory ruchu gałęzi górnej i dolnej. W zależności od wartości tych oporów dobierane są moce napędów i ich rozdział na napęd wysypowy i zwrotny. Opory ruchu przenośnika zgrzebłowego i wynikające z nich moce oraz rozmieszczenie jednostek napędowych zależą od wielu czynników, do których należy zaliczyć:

– długość przenośnika L, w tym długość załadowania L_z [m],

- współczynnik oporów ruchu gałęzi górnej f_g, zależny nie tylko od rodzaju transportowanego materiału, ale i od jego przekroju poprzecznego,
- współczynnik oporów ruchu gałęzi dolnej f_d, zależny od rodzaju transportowanego materiału i stopnia zanieczyszczenia tej gałęzi,
- współczynnik ψ_g, określający opory ruchu w gałęzi górnej (opory dodatkowe), na zakrzywieniach trasy cięgna łańcuchowego, w kadłubie napędu wysypowego i na trasie przenośnika,
- współczynnik ψ_d, określający opory ruchu gałęzi dolnej (opory dodatkowe), na zakrzywieniach trasy cięgna łańcuchowego, w kadłubie napędu zwrotnego i na trasie przenośnika,
- współczynnik określający wpływ nachylenia poprzecznego φ na opory ruchu gałęzi górnej f_g,
- obciążenie jednostkowe przenośnika urobkiem q_u [kg/m],
- masa jednostkowa cięgna q_c [kg/m],
- sprawność całkowita napędu η_c,
- stosunek oporów ruchu gałęzi górnej W_g do oporów ruchu gałęzi dolnej W_d.

Ostatni z wymienionych czynników ma decydujący wpływ na rozmieszczenie jednostek napędowych przenośnika zgrzebłowego ścianowego, ponieważ jest on wykładnikiem rozkładu naciągu (napięć) w cięgnach łańcuchowych. Na rysunku 4 pokazano przykłady rozkładu napięć w górnej i dolnej gałęzi cięgna łańcuchowego przenośnika zgrzebłowego ścianowego. Są one zgromadzone w trzech grupach, których wyróżnikiem jest kąt nachylenia podłużnego przenośnika α. Pokazane przykłady nie wyczerpują wszystkich możliwych przebiegów napięć w cięgnie, ale dają podgląd o ich skali i potrzebie uwzględniania w algorytmach obliczeniowych [8].

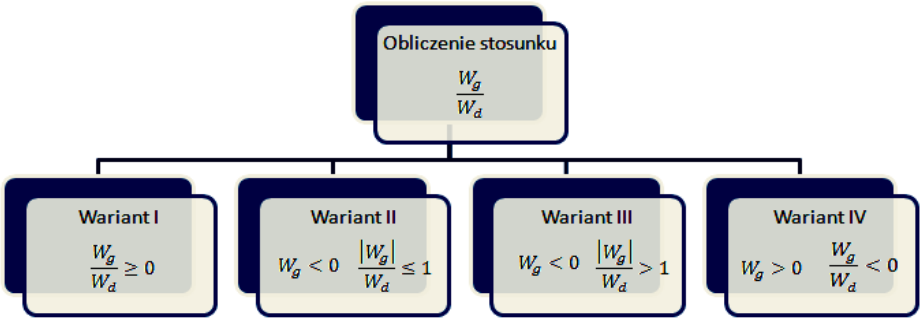
Generalnie, dla przenośników zgrzebłowych ścianowych najlepszy rozkład napięć to taki, w którym nie ma przenoszenia mocy z jednego napędu na drugi. Inaczej mówiąc, opory ruchu gałęzi górnej powinien pokonywać napęd wysypowy, a opory ruchu gałęzi dolnej napęd zwrotny (rys. 4b). Jest to jednak wyidealizowany stan pracy przenośnika, ponieważ nawet przy niezmiennym obciążeniu przenośnika urobkiem, nie ma możliwości dobrania (z istniejących typoszeregów silników) takich mocy, aby precyzyjnie określić zapotrzebowanie mocy obu napędów jakie wynikają z oporów ruchu gałęzi górnej i dolnej cięgna łańcuchowego. Przyjmuje się zasadę, że wszystkie silniki w napędach powinny mieć jednakową moc, gdyż w przeciwnym wypadku mamy do czynienia z różnymi poślizgami nominalnymi silników, co bardzo niekorzystnie wpływa na rozkład mocy napędów przenośnika. Nawet w przypadku stosowania tych samych silników, ich poślizgi nominalne mogą różnić się w granicach ±20%, co prowadzi do zróżnicowania rozkładu mocy napędów przenośnika.



Rys.4. Wykresy zmian naciągu cięgna łańcuchowego dla przenośników zgrzebłowych prostoliniowych przy różnych kątach nachylenia podłużnego i przy różnych układach napędowych [1, 7]

Bardzo ważnym czynnikiem ruchowym jest zmienność obciążenia przenośnika urobkiem w czasie jego pracy. Niezbędne jest zatem uwzględnienie tego faktu w obliczeniach. Jeden napęd może wspomagać pracę drugiego napędu za pośrednictwem dolnej lub górnej gałęzi cięgna. W obliczeniach, prowadzonych przez firmę Westfalia-Lünen, przyjmuje się pojęcie współczynnika przenoszenia mocy z jednego napędu na drugi k_N. Przy jednakowych mocach nominalnych silników zainstalowanych w napędzie wysypowym i zwrotnym, firma ta zaproponowała aby przyjmować wartość współczynnika k_N = 1,5. W przypadku, gdy w jednym napędzie są dwa silniki, a w drugim jeden to współczynnik k_N = 1,25. Nie oznacza to jednak, że w poszczególnych zastosowaniach rzeczywiste wartości nie mogą być inne. Wartości k_N przyjmuje się na podstawie obserwacji, a przede wszystkim badań ruchowych przenośników [6, 7].

W obliczeniach ścianowych przenośników zgrzebłowych przyjęto cztery różne warianty obliczeń, których wybór uzależniony jest od stosunku $\frac{W_g}{W_d}$ (rysunek 5).



Rys.5. Warianty obliczeń dla ścianowych przenośników zgrzebłowych [opracowanie własne]

Wariant I, czyli gdy $W_g \geq 0$ i $W_d > 0$, występuje najczęściej i dotyczy przenośników zwanych przenośnikami przesuwającymi. W wariancie tym, moc potrzebna do pokonania oporów ruchu gałęzi górnej W_g (moc napędu wysypowego) określa się z zależności:

$$N_W = \frac{W_g \cdot v_t}{1000 \cdot \eta_{c\min}} \text{ [kW]} \tag{1}$$

zaś moc do pokonania oporów ruchu gałęzi dolnej W_d (moc napędu zwrotnego):

$$N_Z = \frac{W_d \cdot v_t}{1000 \cdot \eta_{c\min}} \text{ [kW]} \tag{2}$$

Całkowita niezbędna moc przenośnika wynosi:

$$N_C = N_W + N_Z \text{ [kW]} \tag{3}$$

W tym przypadku można zastosować, w zależności od potrzeb użytkownika, 2, 3 lub 4 silniki. W opracowanej metodzie obliczeń nie podano wyników obliczeń dla przypadku $j_N = 4$, ponieważ moc tych silników równa jest połowie mocy jednostek dla $j_N = 2$. Aktualnie bardzo rzadko spotyka się przenośniki z 4 silnikami, ponieważ ich łączny koszt zakupu i eksploatacji jest większy niż w przypadku, gdy ta sama moc zawarta jest tylko w 2 jednostkach. Dodatkowo przy $j_N = 4$ istnieją utrudnienia ruchowe. W przypadku, gdy $j_N = 3$ i $\frac{|W_g|}{W_d} \geq 1$, dwa silniki powinny być w napędzie wysypowym i jeden w napędzie zwrotnym, zaś dla $\frac{|W_g|}{W_d} \leq 1$ odwrotnie.

W wariantach II i III, w których opory ruchu $W_g < 0$ (obciążona urobkiem gałąź górna cięgna jest hamowana) moc silników przenośnika zgrzebłowego jest liczona dwukrotnie, czyli dla obciążonego i nieobciążonego urobkiem.

W wariancie II moc przenośnika załadowanego określa się z zależności:

$$N_{CZ} = \frac{\left(W_d - |W_g|\right) \cdot v_l}{1000 \cdot \eta_{c\min}} \text{ [kW]} \tag{4}$$

natomiast moc przenośnika niezaładowanego wyniesie:

$$N_{cn} = \frac{L \cdot q_c \cdot g \cdot f_l \cdot \cos\alpha \left(\psi_g + \frac{\psi_d}{\eta_{zs}} \right)}{1000 \cdot \eta_{c\min}} \text{ [kW]} \tag{5}$$

W wariancie III moc przenośnika obciążonego urobkiem określa zależność:

$$N_{CZ} = \frac{\left| \left(W_d - |W_g|\right) \right| \cdot v_l \cdot \eta_{\max}}{1000} \text{ [kW]} \tag{6}$$

zaś moc przenośnika niezaładowanego:

$$N_{cn} = \frac{L \cdot q_c \cdot g \cdot f_l \cdot \cos\alpha \left(\psi_g + \frac{\psi_d}{\eta_{zs}} \right) \cdot v_l \cdot \eta_{c\max}}{1000} \text{ [kW]} \tag{7}$$

Następnie oblicza się stosunek tych mocy, czyli $k_W = \frac{N_{cz}}{N_{cn}}$ i do dalszych obliczeń przyjmuje się większą z wartości obliczonej mocy, czyli $N_{cz,}$, gdy $k_w \geq 1$ i N_{cn} gdy $k_w < 1$.W przypadku, gdy $\frac{|W_g|}{W_d} \leq 1$ (wariant II), proponuje się zastosowanie po jednym silniku na obu napędach przenośnika, zaś gdy $\frac{|W_g|}{W_d} > 1$ (wariant III) proponuje się jeden silnik na napędzie zwrotnym lub dwa w tym samym napędzie o mocach dwa razy mniejszych.

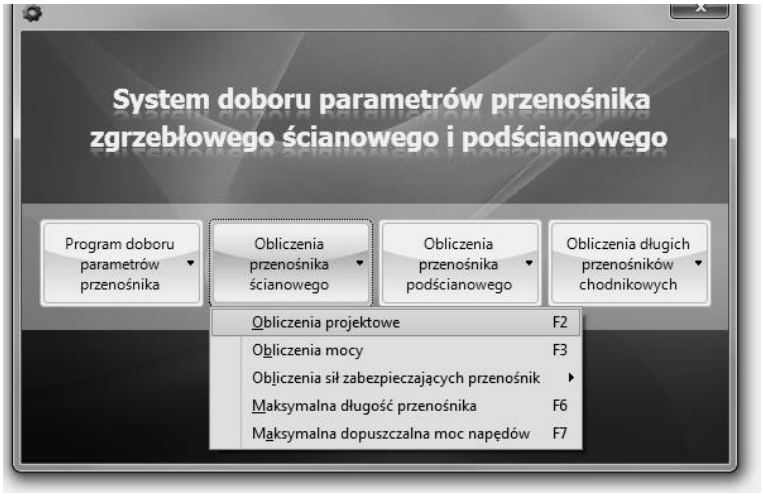
W wariancie IV, w którym $W_g > 0$ i $W_d < 0$, czyli dla $\frac{W_g}{W_d} < 0$, mamy do czynienia z przypadkiem transportu urobku po dużym wzniosie. Taki wariant obliczeniowy może mieć miejsce, gdy kąt nachylenia podłużnego przenośnika $\alpha >$ arctg f_d. Przykładowo dla $f_d = 0{,}3$ $\alpha \approx 16{,}7^o$, zaś dla $f_d = 0{,}6$ $\alpha \approx 31^o$. Są to więc warunki pracy, które nie występują w ścianach węglowych, ale mogą sporadycznie wystąpić w przenośnikach chodnikowych. W tym wariancie pracy przenośnik powinien być wyposażony w jeden napęd usytuowany na wysypie, czyli u góry. Moc tego napędu oblicza się z zależności:

$$N_c = N_w = \frac{\left(W_d - |W_g|\right) \cdot v_t}{1000 \cdot \eta_{c\min}} \text{ [kW]} \tag{8}$$

We wzorach (1) do (8) przyjęto oznaczenia parametrów obliczeniowych zgodne z podanymi na rysunku 5, natomiast we wzorach (4), (6) i (8) poprzez $|W_g|$ oznaczono wartość bezwzględną (moduł).

W wariancie I przyjmuje się, że wartość współczynnika bezpieczeństwa dla łańcucha wynoszącą 2÷3, zaś w wariantach II, III i IV, ze względu na to, że dotyczą one znacznych nachyleń podłużnych przenośnika, wartość 3÷4. Zwiększone wartości współczynnika bezpieczeństwa dla wariantów II, III i IV wynikają z trudności z łączeniem zerwanych cięgien łańcuchowych (oba jego końce oddalają się bardzo od siebie po zerwaniu).

Wykorzystując powyższe zależności oraz w oparciu o narzędzia programistyczne i systemy bazodanowe, opracowano algorytm, a następnie program komputerowy doboru parametrów przenośnika zgrzebłowego. Zgodnie z założeniami przyjętymi przy opracowywaniu algorytmu doboru przenośników zgrzebłowych, możliwie jest wyznaczenie istotnych parametrów zapewniających bezpieczeństwo pracy, w zależności od zadanych danych wejściowych [8].



Rys.6. Główne okno programu

Rys.7. Okno programu - obliczenia projektowe przenośnika zgrzebłowego ścianowego

Rys.8. Okno programu – obliczenia maksymalnej długości przenośnika zgrzebłowego ścianowego

Program obliczeń obejmuje zagadnienia związane z projektowaniem i doborem przenośników zgrzebłowych (rys. 6), czyli:

- obliczenia projektowe ścianowego przenośnika zgrzebłowego (rys. 7),
- obliczenia niezbędnej mocy napędów i wprowadzenie współczynnika bezpieczeństwa cięgna dla określonego przenośnika w danych warunkach pracy,
- obliczenia projektowe podścianowego przenośnika zgrzebłowego,
- obliczenia niezbędnej mocy przenośnika podścianowego i sprawdzenie współczynnika bezpieczeństwa cięgna dla określonego przenośnika w danych warunkach pracy,
- obliczenia maksymalnych długości przenośników ścianowych ze względu na zainstalowaną moc (rys. 8),

- obliczenia maksymalnej dopuszczalnej mocy napędów dla określonego rodzaju i wielkości cięgna,
- obliczenia sił zabezpieczających przenośnik zgrzebłowy ścianowy przed przesunięciem wzdłużnym,
- obliczenia sił zabezpieczających przenośnik zgrzebłowy ścianowy przed poderwaniem napędu zwrotnego przenośnika,
- obliczenia sił zabezpieczających przenośnik zgrzebłowy podścianowy przed przesunięciem wzdłużnym (rys. 9),
- obliczenia sił zabezpieczających przenośnik zgrzebłowy podścianowy przed poderwaniem napędu zwrotnego przenośnika,
- obliczenia mocy dla przenośników zgrzebłowych chodnikowych, zastępujących przenośniki taśmowe (przy nadmiernym nachyleniu podłużnym).

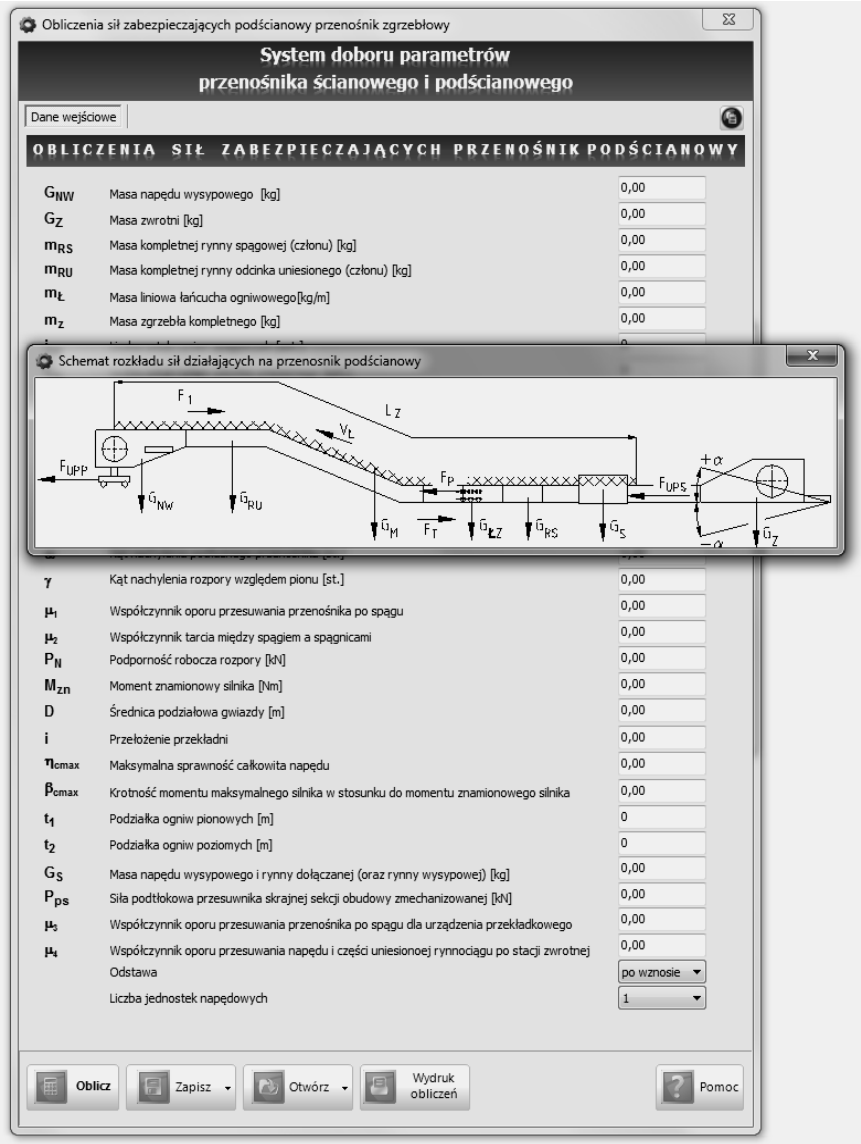
W celu gromadzenia informacji związanych z parametrami technicznymi przenośnika oraz warunkami pracy opracowano model relacyjnej bazy danych. Przyjęto, że wszystkie dane identyfikujące proces doboru parametrów pracy maszyny (dane przenośnika, parametry określające rodzaj i warunki pracy, itp.) są gromadzone w lokalnej bazie danych. Są to:

- charakterystyczne parametry konstrukcyjne,
- dane techniczne,
- dane charakteryzujące warunki górniczo-geologiczne,
- dane charakteryzujące przebieg pracy.

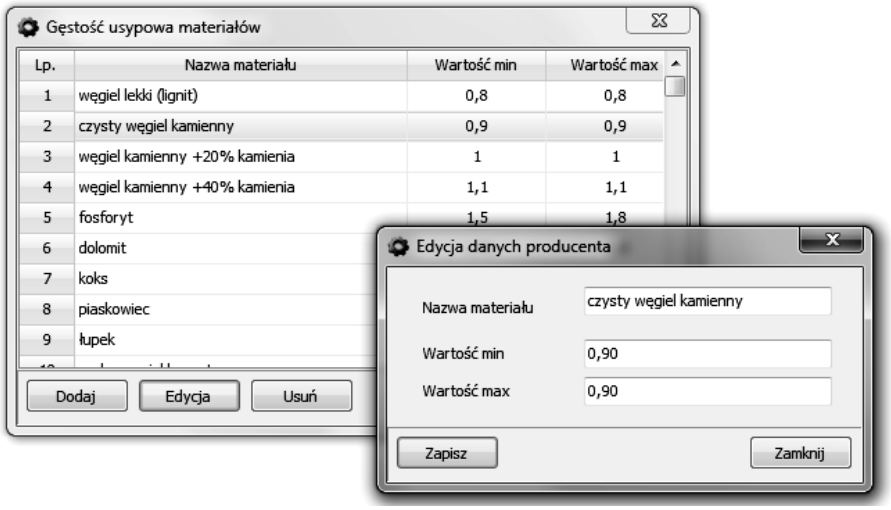
Mając na uwadze wspomaganie użytkownika programu na każdym etapie pracy, w programie umieszczono również tabele, listy wyboru oraz wykresy i nomogramy dotyczące m.in.:

- gęstości usypowych różnych materiałów (rys. 10),
- prędkości łańcucha, w funkcji podziałki łańcucha, liczby zębów gwiazdy, przełożenia przekładni przy połączeniu silnika z przekładnią sprzęgłem elastycznym lub sztywnym (rys. 11),
- szerokości zewnętrznych rynien ścianowych i podścianowych przenośników zgrzebłowych (rys. 12),
- wartości współczynników Ψw i Ψz w funkcji kąta βw i βz, dla fl =0,35,
- tabela wartości współczynnika $\Psi 1d$ dla przegięcia przenośnika bezpośrednio przed napędem zwrotnym,
- nomogram do określenia współczynników $\Psi 2g$ i $\Psi 2d$ dla przenośnika przechodzącego przez uskok o zrzucie t (rys. 13),
- nomogram do określenia współczynników $\Psi 3g$ i $\Psi 3d$ dla przenośnika o zmiennym nachyleniu podłużnym,

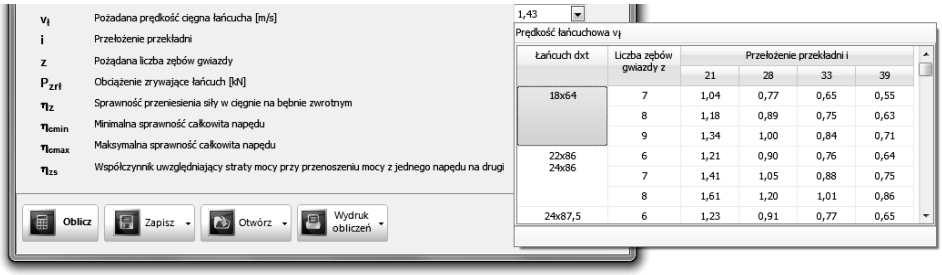
– nomogram do określenia współczynników *Ψ4g* i *Ψ4d* dla przenośnika równomiernie przegiętego w płaszczyźnie poziomej w wyniku wybrzuszenia linii czoła ściany (rys. 14),
– masy i główne wymiary łańcuchów zwykłych i płaskich,
– masy kompletnych zgrzebeł stosowanych w przenośnikach (rys. 15),
– wartości współczynnika *fg* dla węgla niesortowanego, przy różnych szerokościach rynien przenośników, w funkcji powierzchni przekroju *F* strugi.



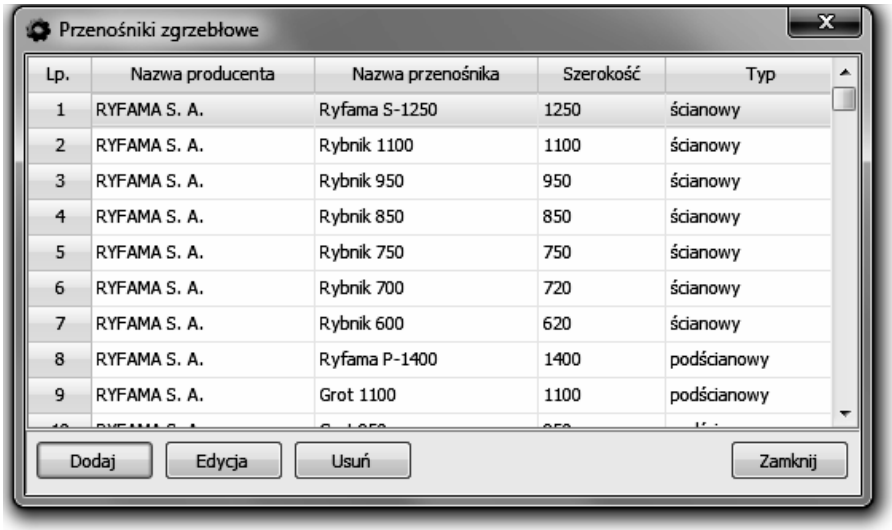
Rys.9. Okno programu – obliczenia sił zabezpieczających przenośnik zgrzebłowy podścianowy



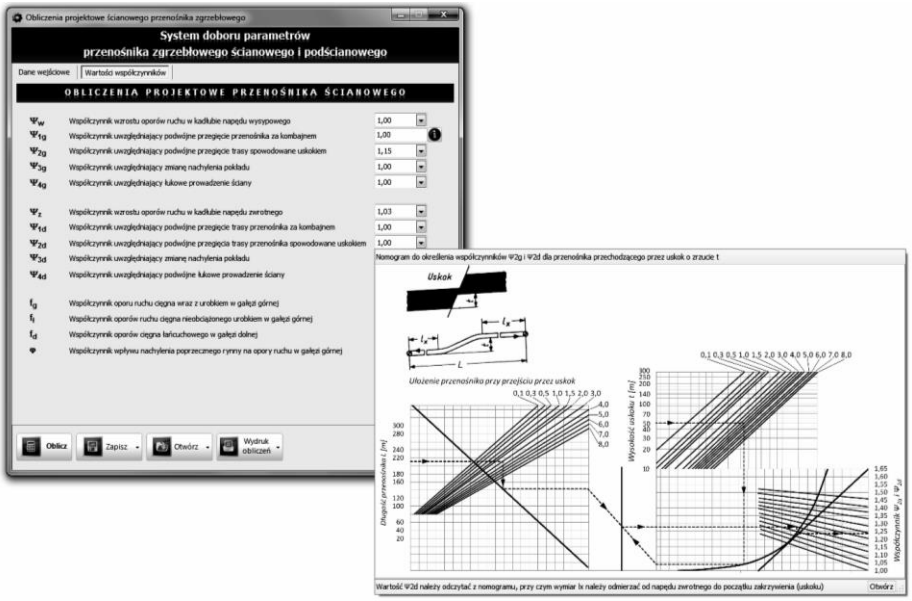
Rys.10. Modyfikacja listy gęstości usypowych materiałów



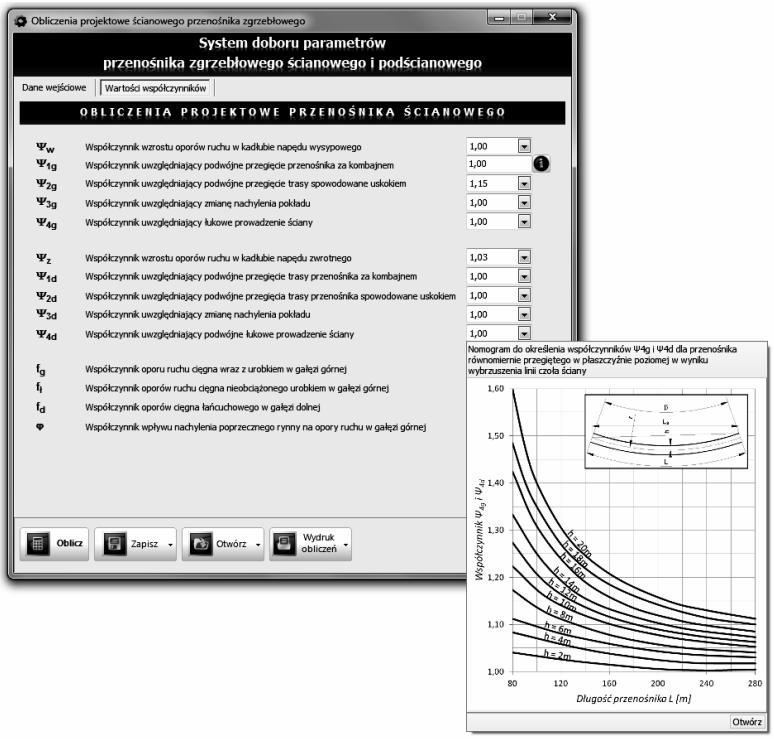
Rys.11. Fragment okna programu – tabela prędkości łańcuchowych



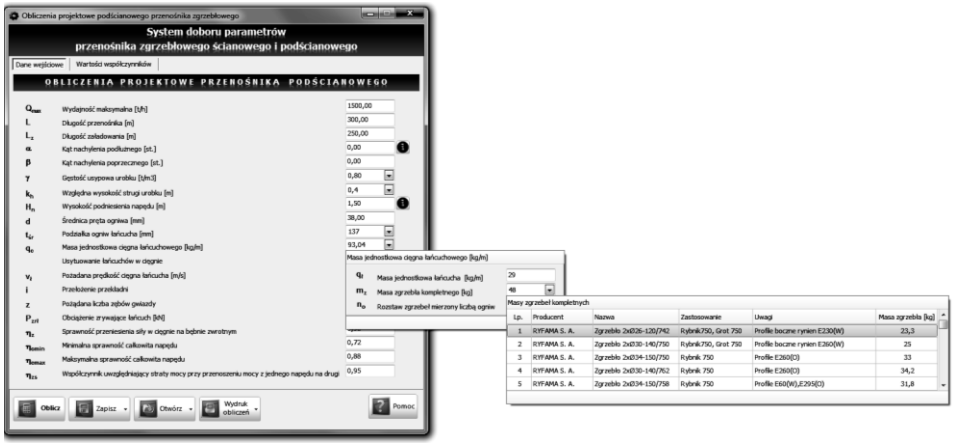
Rys.12. Dane przenośników zgrzebłowych



Rys.13. Okno programu - nomogram do określenia współczynników Ψ_{2g} i Ψ_{2d} [źródło: opracowanie własne]

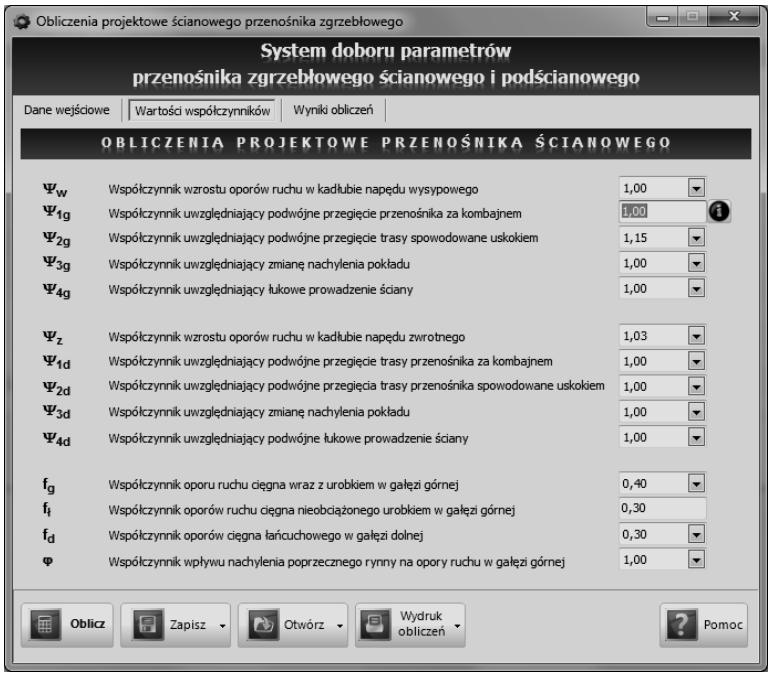


Rys.14. Okno programu – nomogram do określenia współczynników Ψ_{4g} i Ψ_{4d} [źródło: opracowanie własne]

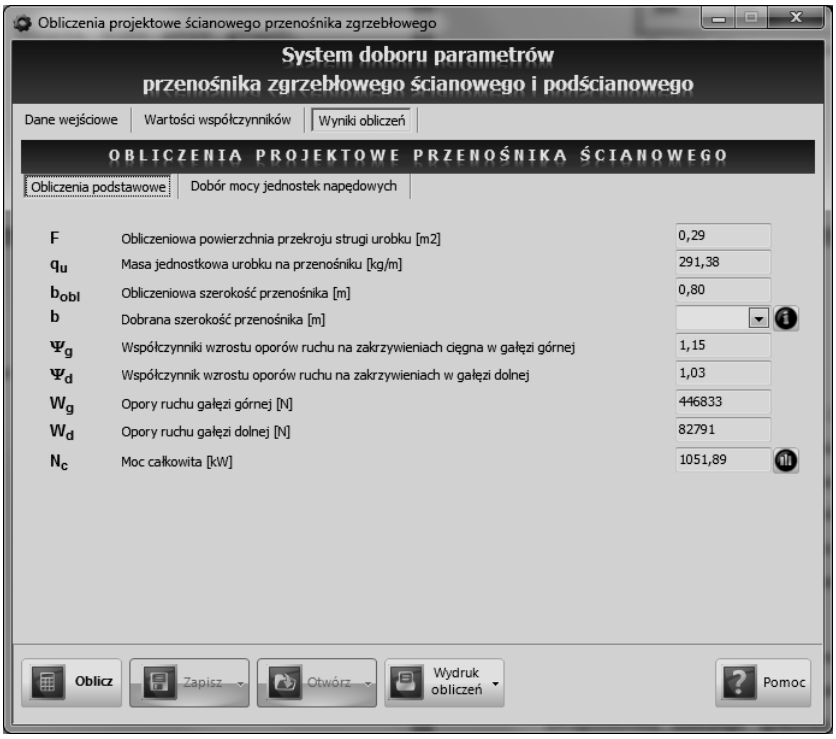


Rys.15. Okno programu – tabela mas wybranych zgrzebeł kompletnych

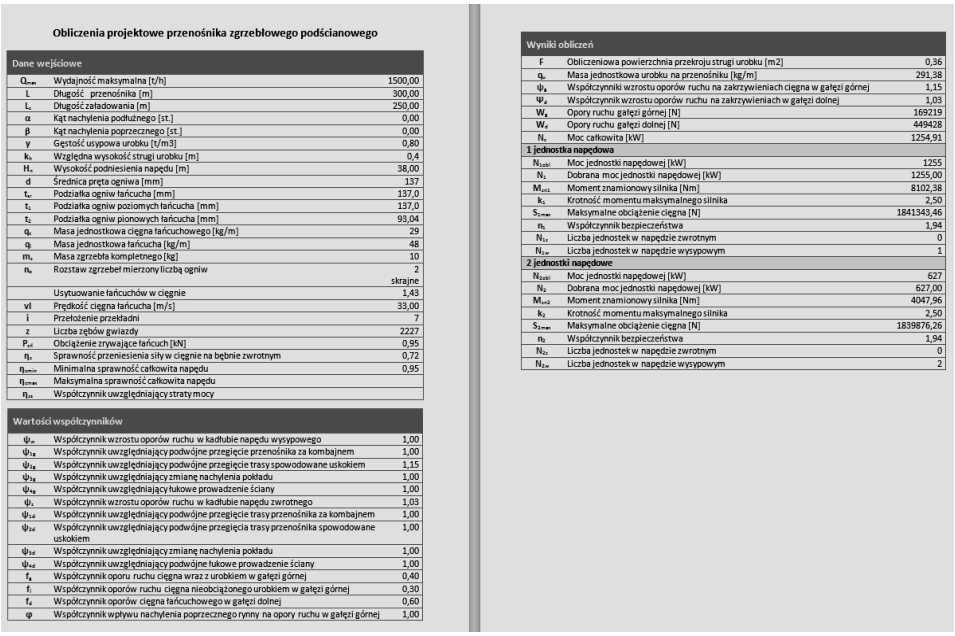
Zadaniem poszczególnych modułów systemu jest dokonanie doboru (określenie) parametrów przenośnika zgrzebłowego ścianowego lub podścianowego przeznaczonego do pracy w określonych warunkach eksploatacyjnych. Dobór przenośnika, w każdym ze wspomnianych modułów, wykonywanych jest w trzech krokach. W pierwszym następuje określenie wartości danych początkowych (rys. 7), w drugim wartości współczynników (rys. 16), a w trzecim prezentacja obliczeń (rys. 17) [5].



Rys.16. Okno programu – wprowadzanie wartości współczynników [źródło: opracowanie własne]



Rys.17. Okno programu – prezentacja wyników obliczeń [źródło: opracowanie własne]



Obliczenia projektowe przenośnika zgrzebłowego podścianowego

Dane wejściowe		
Q_{max}	Wydajność maksymalna [t/h]	1500,00
L	Długość przenośnika [m]	300,00
L_z	Długość załadowania [m]	250,00
α	Kąt nachylenia podłużnego [st.]	0,00
β	Kąt nachylenia poprzecznego [st.]	0,00
γ	Gęstość usypowa urobku [t/m3]	0,80
k_h	Względna wysokość strugi urobku [m]	0,4
H_n	Wysokość podniesienia napędu [m]	38,00
d	Średnica pręta ogniwa [mm]	137
t_w	Podziałka ogniw łańcucha [mm]	137,0
t_1	Podziałka ogniw poziomych łańcucha [mm]	137,0
t_2	Podziałka ogniw pionowych łańcucha [mm]	93,04
q_k	Masa jednostkowa cięgna łańcuchowego [kg/m]	29
q_l	Masa jednostkowa łańcucha [kg/m]	48
m_s	Masa zgrzebła kompletnego [kg]	10
n_s	Rozstaw zgrzebeł mierzony liczbą ogniw	2 skrajne
	Usytuowanie łańcuchów w cięgnie	1,43
vl	Prędkość cięgna łańcucha [m/s]	33,00
i	Przełożenie przekładni	7
z	Liczba zębów gwiazdy	2227
P_{zl}	Obciążenie zrywające łańcuch [kN]	0,95
η_s	Sprawność przeniesienia siły w cięgnie na bębnie zwrotnym	0,72
η_{cmin}	Minimalna sprawność całkowita napędu	0,95
η_{cmax}	Maksymalna sprawność całkowita napędu	
η_{os}	Współczynnik uwzględniający straty mocy	

Wartości współczynników		
ψ_w	Współczynnik wzrostu oporów ruchu w kadłubie napędu wysypowego	1,00
ψ_{1k}	Współczynnik uwzględniający podwójne przegięcie przenośnika za kombajnem	1,00
ψ_{2k}	Współczynnik uwzględniający podwójne przegięcie trasy spowodowane uskokiem	1,15
ψ_{3k}	Współczynnik uwzględniający zmianę nachylenia pokładu	1,00
ψ_{4k}	Współczynnik uwzględniający łukowe prowadzenie ściany	1,00
ψ_r	Współczynnik wzrostu oporów ruchu w kadłubie napędu zwrotnego	1,03
ψ_{1d}	Współczynnik uwzględniający podwójne przegięcie trasy przenośnika za kombajnem	1,00
ψ_{2d}	Współczynnik uwzględniający podwójne przegięcia trasy przenośnika spowodowane uskokiem	1,00
ψ_{3d}	Współczynnik uwzględniający zmianę nachylenia pokładu	1,00
ψ_{4d}	Współczynnik uwzględniający podwójne łukowe prowadzenie ściany	1,00
f_g	Współczynnik oporu ruchu cięgna wraz z urobkiem w gałęzi górnej	0,40
f_r	Współczynnik oporów ruchu cięgna nieobciążonego urobkiem w gałęzi górnej	0,30
f_d	Współczynnik oporów cięgna łańcuchowego w gałęzi dolnej	0,60
φ	Współczynnik wpływu nachylenia poprzecznego rynny na opory ruchu w gałęzi górnej	1,00

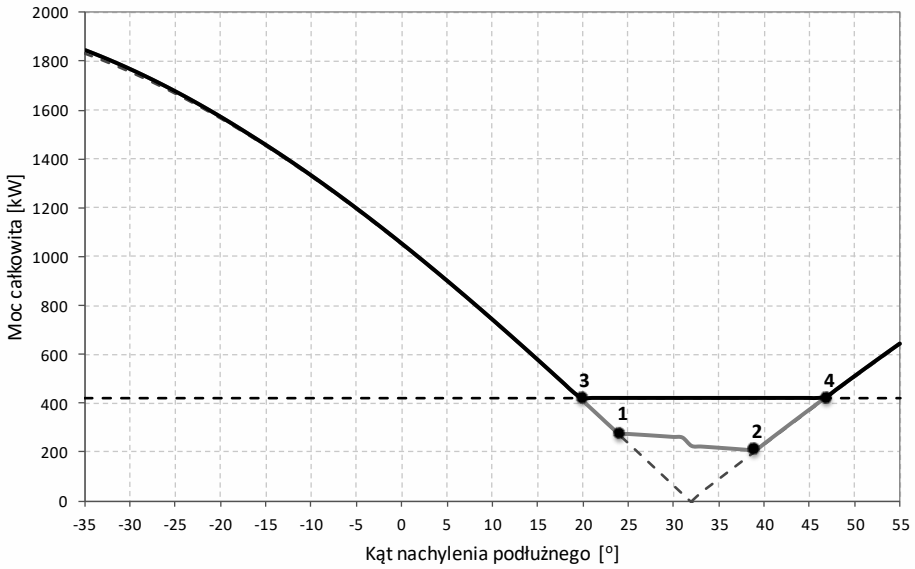
Wyniki obliczeń		
F	Obliczeniowa powierzchnia przekroju strugi urobku [m2]	0,36
q_k	Masa jednostkowa urobku na przenośniku [kg/m]	291,38
ψ_g	Współczynniki wzrostu oporów ruchu na zakrzywieniach cięgna w gałęzi górnej	1,15
Ψ_d	Współczynnik wzrostu oporów ruchu na zakrzywieniach w gałęzi dolnej	1,03
W_g	Opory ruchu gałęzi górnej [N]	169219
W_d	Opory ruchu gałęzi dolnej [N]	449428
N_c	Moc całkowita [kW]	1254,91
1 jednostka napędowa		
N_{1obl}	Moc jednostki napędowej [kW]	1255
N_1	Dobrana moc jednostki napędowej [kW]	1255,00
M_{m1}	Moment znamionowy silnika [Nm]	8102,38
k_1	Krotność momentu maksymalnego silnika	2,50
S_{1max}	Maksymalne obciążenie cięgna [N]	1841343,46
n_1	Współczynnik bezpieczeństwa	1,94
N_{1z}	Liczba jednostek w napędzie zwrotnym	0
N_{1w}	Liczba jednostek w napędzie wysypowym	1
2 jednostki napędowe		
N_{2obl}	Moc jednostki napędowej [kW]	627
N_2	Dobrana moc jednostki napędowej [kW]	627,00
M_{m2}	Moment znamionowy silnika [Nm]	4047,96
k_2	Krotność momentu maksymalnego silnika	2,50
S_{2max}	Maksymalne obciążenie cięgna [N]	1839876,26
n_2	Współczynnik bezpieczeństwa	1,94
N_{2z}	Liczba jednostek w napędzie zwrotnym	0
N_{2w}	Liczba jednostek w napędzie wysypowym	2

Rys.18. Plik raportu sporządzony z wykorzystaniem oprogramowania doboru przenośników

Ze względu na możliwość komercyjnego wykorzystania programu, zawarto w nim funkcje umożliwiające wygenerowanie, w jednym z wybranych formatów, raportu z przeprowadzonych obliczeń (rys. 18).

W celu zilustrowania, jak zmienia się wymagana moc przenośnika w funkcji jego podłużnego nachylenia, dokonano przykładowo obliczeń mocy ścianowego przenośnika zgrzebłowego w zakresie od -35° (transport po wzniosie) do + 55° (transport po upadzie) i przedstawiono je na rysunku 19.

Z rysunku tego widać jak silnie zmienia się wymagana obliczeniowa moc przenośnika w funkcji jego kąta nachylenia α. Obliczenia wykonano dla danych przedstawionych na rysunku 7. Na rysunku 19 zauważa się też, że dla przyjętych wyjściowych danych obliczeniowych (od punktu 1 do 2) o wynikach obliczeń decydują opory ruchu przenośnika niezaładowanego, czyli że $N_{cn} > N_{cz}$. Tak obliczone moce napędów są zadowalające dla pracy ustalonej przenośnika. Nie gwarantują one jednak prawidłowego czasu rozruchu, czyli $t_r < 3$s. Z tego powodu po analizie przyjęto, że minimalna moc napędu przenośnika przy transporcie po upadzie, powinna być przyjmowana na poziomie 40÷50% mocy wymaganej dla tego przenośnika pracującego w poziomie ($\alpha = 0$). Na rysunku 19 moc tą określa linia pozioma pomiędzy punktami 3 i 4. Stanowi ona 40% mocy przenośnika ułożonego w poziomie.



Rys.19. Zależność mocy całkowitej przenośnika ścianowego od jego kąta nachylenia podłużnego [opracowanie własne]

3. Wnioski

Opracowany w ITG KOMAG komputerowy program doboru parametrów przenośnika zgrzebłowego umożliwia określenie wybranych wielkości charakteryzujących parametry przenośników zgrzebłowych ścianowych, podścianowych i chodnikowych.

Potrzeba opracowania wyżej wymienionego oprogramowania bezpośrednio wynikała z zainteresowania oprogramowaniem krajowych producentów oraz użytkowników przenośników zgrzebłowych. W programie do obliczeń przenośników zgrzebłowych wykorzystano takie zależności literaturowe, które umożliwiają wykonywanie obliczeń zarówno konstruktorom, jak i użytkownikom przenośników zgrzebłowych.

Przeprowadzone testy programu potwierdziły poprawność jego działania oraz zgodność z opracowanym algorytmem. Opracowana aplikacja stanowi wersję finalną prac i umożliwia w zdefiniowanym zakresie określenie wybranych wielkości charakteryzujących parametry przenośników ścianowych i podścianowych. Struktura programu umożliwia jednak jego dalszą rozbudowę i zwiększenie funkcjonalności polegające na doborze parametrów kombajnu ścianowego przy uwzględnieniu szerszego spektrum czynników wpływających na dobór urządzenia do danych warunków eksploatacyjnych.

Został on pozytywnie zweryfikowany przez konstruktorów KOPEX MACHINERY S.A. i przyjęty jako obowiązujący przy projektowaniu i doborze przenośników zgrzebłowych do określonych warunków pracy.

Literatura

1. Antoniak J., Suchoń J.: Górnicze przenośniki zgrzebłowe. Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1983.
2. PN-EN 12321:2005 Maszyny dla górnictwa podziemnego - Wymagania bezpieczeństwa dla przenośników zgrzebłowych.
3. Rocznik Statystyczny Przemysłu 2012. Główny Urząd Statystyczny. Warszawa 2012.
4. Rocznik Statystyki Międzynarodowej 2012. Główny Urząd Statystyczny. Warszawa 2012.
5. Rogala-Rojek J. i in.: Aplikacja programowa do doboru parametrów technologicznych przenośnika ścianowego i podścianowego. ITG KOMAG, Gliwice 2011. (materiały nie publikowane).
6. Suchoń J.: Górnicze przenośniki zgrzebłowe. Budowa i zastosowanie. ITG KOMAG, Gliwice 2012.
7. Suchoń J.: Górnicze przenośniki zgrzebłowe. Teoria, badania i eksploatacja. ITG KOMAG, Gliwice 2013.

8. Suchoń J., Szkudlarek Z., Rogala-Rojek J.: Komputerowy dobór górniczych przenośników zgrzebłowych zintegrowanego systemu ścianowego. Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność – Niezawodność. KOMTECH 2011, ITG KOMAG, Gliwice 2011.
9. Witryna internetowa Międzynarodowej Agencji Energetycznej (ang. International Energy Agency - IEA): http://www.iea.org

Czy wiesz, że...

…Jastrzębska Spółka Węglowa SA interesuje się kopalnią Dębieńsko, którą reaktywuje NWR. Na razie jednak nie prowadzi z jej właścicielem rozmów o przejęciu. Nieczynna dotąd kopalnia ma złoża węgla koksowego, a JSW SA jest jego największym producentem w UE. Spółka zapowiedziała na ten rok wzrost produkcji węgla (ponad 13,5 mln ton) i koksu (4,2 mln ton), a także większy reżim kosztowy, m.in. hamowane będą inwestycje w części koksowniczej, ale w części górniczej i energetycznej mają być realizowane zgodnie z planem.

Rzeczpospolita 2013 15 lutego s.B6

System sterowania rozproszonego KOGASTER

Jerzy Jura, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Dariusz Jasiulek, Krzysztof Stankiewicz – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Łukasz Krzak** – P.H.U. Gabrypol Sp. J. Z i R Juszczyk

1. Wstęp

Prowadzone prace w Zakładzie Systemów Mechatronicznych Instytutu Techniki Górniczej KOMAG zmierzają do opracowania nowatorskich rozwiązań w zakresie automatyki przeznaczonych do zastosowania w górniczych wyrobiskach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego. Wykorzystywanie systemów sterowania zabudowanych w skrzyniach ognioszczelnych ma sens jedynie w przypadku, gdy sterowane są elementy dużej mocy. Na przykład falownik sterujący silnikiem musi być zabudowany w skrzyni ognioszczelnej. Natomiast czujniki, przetworniki pomiarowe czy interfejs człowiek – maszyna, takie jak terminale, przyciski lampki czy manipulatory nie muszą być zabudowywane w skrzyniach ognioszczelnych. System sterowania rozproszonego KOGASTER pozwala na budowę takich układów sterowania. Podstawowymi cechami takiego układu sterowania są:

- struktura rozproszona [1],
- iskrobezpieczna magistrala CAN [2],
- obwody iskrobezpieczne wykorzystane w konstrukcji modułów [3].

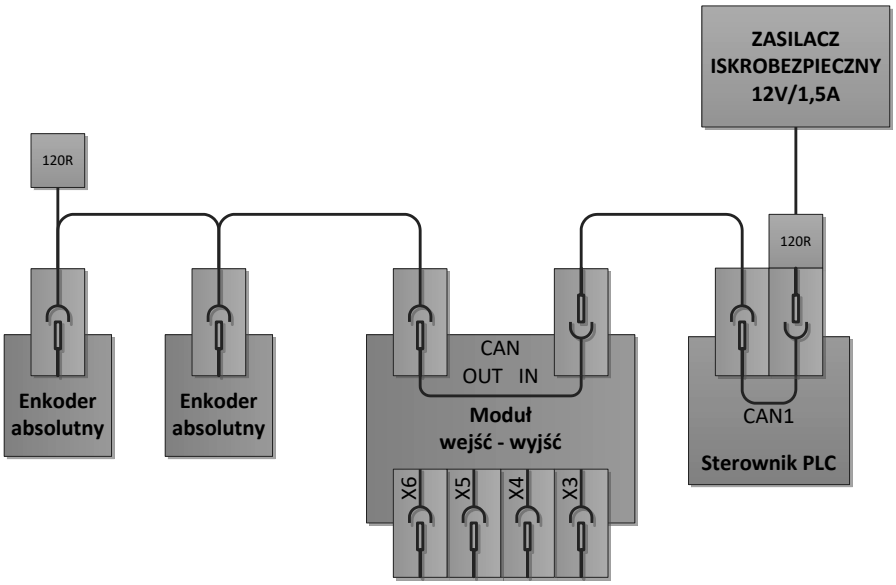
Spełnienie tych wymagań pozwala na stworzenie nowych jakościowo systemów sterowania maszyn górniczych. Specyficzne warunki pracy maszyn górniczych związane szczególnie ze środowiskiem zagrażającym wybuchem metanu i pyłu węglowego wymagają spełnienia szeregu warunków. Zapewnienie bezpiecznej pracy maszyn w wyrobiskach górniczych wymaga od instalacji elektrycznych i układów sterowania stosowania budowy przeciwwybuchowej. Jest to realizowane poprzez umieszczenie układów w obudowach ognioszczelnych i/lub wykonanie ich w technologii iskrobezpiecznej.

Opracowany w ITG KOMAG system sterowania KOGASTER łączy zalety układów z obwodami iskrobezpiecznymi oraz umożliwia połączenie z elementami sterowania energetycznego zabudowanymi w skrzyniach ognioszczelnych.

2. Struktura rozproszonego układu sterowania

Podstawowa konfiguracja rozproszonego układu sterowania składa się z modułów sterownika, wejść-wyjść oraz przetworników pomiarowych i elementów wykonawczych z interfejsem cyfrowym, połączonych cyfrową magistralą danych. W analizowanych przypadkach jest to magistrala CAN.

Dodatkową zaletą takiego połączenia jest możliwość prowadzenia zasilania w jednej wiązce, wraz z przewodami do transmisji danych. Najprostsza konfiguracja obejmuje czujniki i przetworniki, wraz z modułem wejść-wyjść i sterownikiem PLC, oraz zasilanie z jednego zasilacza iskrobezpiecznego. W takiej sytuacji nie są wymagane bufor i separatory sygnałów wejściowych i wyjściowych podłączonych do modułu wejść-wyjść. Przykładowy schemat blokowy przedstawiono na rysunku 1.

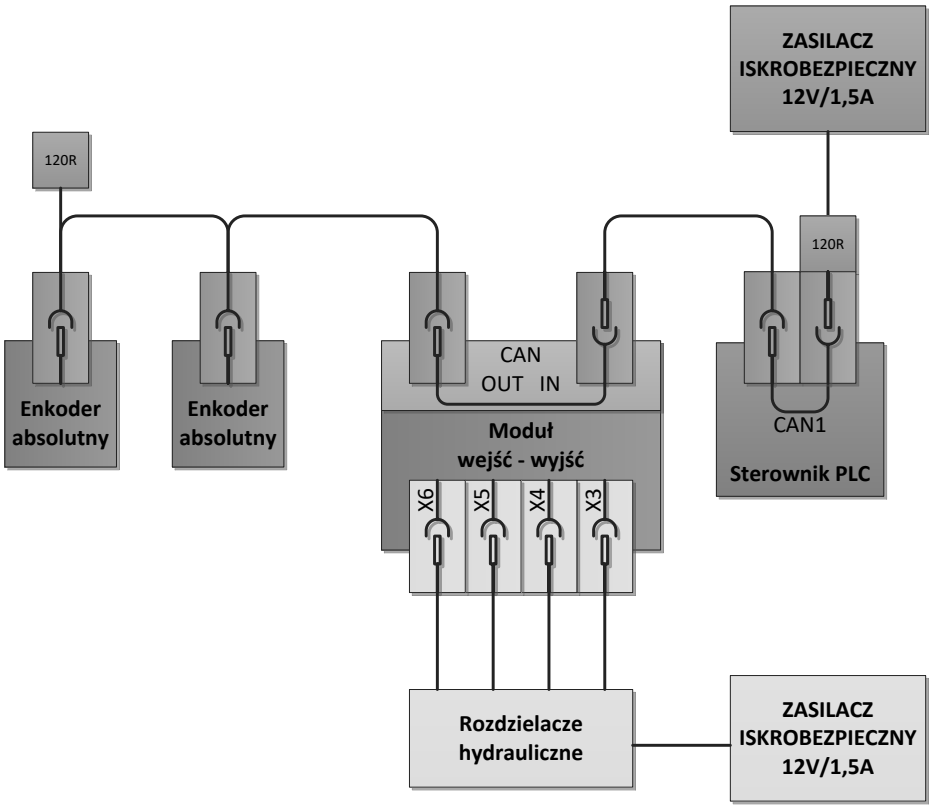


Rys.1. Schemat blokowy sterowania rozproszonego z wykorzystaniem pojedynczej magistrali CAN [6]

Wprowadzenie odrębnego zasilania elementów wykonawczych (np. rozdzielaczy hydraulicznych) podłączonych do obwodów iskrobezpiecznych wymusza zastosowanie w module wejść-wyjść izolacji galwanicznej zapewniającej spełnienie odpowiednich wymagań w odniesieniu do zasilania modułu i magistrali CAN oraz rozdzielaczy (rys. 2). Kolorami żółtym i pomarańczowym oznaczono strefy zasilania odrębnymi obwodami iskrobezpiecznymi. Wydzielono trzy strefy:

- wyjścia w postaci niespolaryzowanych styków przekaźników,
- interfejs cyfrowej magistrali CAN - wprowadzenie separacji galwanicznej pozwala na wykorzystanie sygnałów magistrali w różnych obwodach iskrobezpiecznych oraz pozwala na zmniejszenie zakłóceń indukowanych z innych obwodów,
- zasilanie procesora wraz z przetwornikiem analogowo-cyfrowym oraz wejściami dwustanowymi. Ta strefa połączona jest galwanicznie z zasilaniem modułu.

Jest to rozwiązanie, które wymaga aby przetworniki i czujniki były zasilane z tego samego zasilacza iskrobezpiecznego co moduł wejść-wyjść. Przetworniki i czujniki dostępne na rynku spełniają ten wymóg.

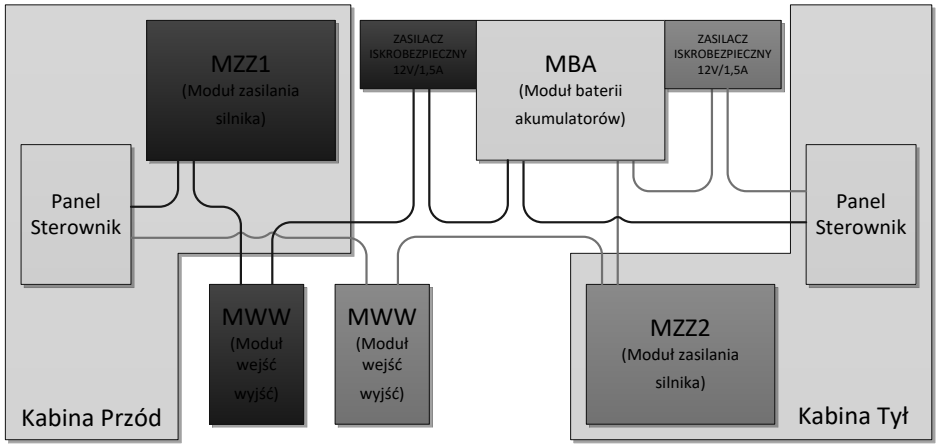


Rys.2. Schemat blokowy sterowania rozproszonego z wykorzystaniem pojedynczej magistrali CAN i dwóch różnych obwodów iskrobezpiecznych [6]

Zwiększenie niezawodności w układach rozproszonych odbywa się poprzez redundancję magistrali CAN oraz dublowanie modułów i przetworników. Stosowanie takich rozwiązań uzasadnione jest w maszynach, od których poprawnego działania zależy bezpieczeństwo i niezależność działania. Redundancja układu sterowania podnosi koszty jednostkowe, ale pozwala na obniżenie kosztów wynikających z przestojów przy ewentualnym usuwaniu awarii. Przykładem takiego rozwiązania jest lokomotywa akumulatorowa wyposażona w dwa niezależne panele-sterowniki oraz dwa niezależne napędy. Schemat blokowy takiej struktury układu sterowania przedstawiono na rysunku 3.

Na rysunku 3 kolorem czerwonym i niebieskim oznaczono redundantne obwody iskrobezpieczne. Kolorem żółtym oznaczono elementy, których konstrukcja musi być wykonana w taki sposób, aby zapewnić redundancję sterowania. Najważniejszym elementem redundantnego układu sterowania jest

Panel-Sterownik PLC, który pełni jednocześnie funkcje panelu i sterownika. Wyposażony jest w dwa interfejsy iskrobezpieczne CAN, zapewniające izolację galwaniczną oraz możliwość zasilania z dwóch niezależnych zasilaczy iskrobezpiecznych.



Rys.3. Schemat blokowy sterowania rozproszonego z redundancją [6]

Porównując przedstawione powyżej konfiguracje rozproszonych układów sterowania należy stwierdzić, że projektując maszynę można wprowadzić sterowanie z redundancją, nie podnosząc znacząco kosztów układu sterowania. Układy sterowania z redundancją pozwalają na zwiększenie liczby stanów, przy których maszyna może bezpiecznie funkcjonować. Daje to możliwość ograniczenia strat wynikających z przestojów spowodowanych awariami. W tym przypadku komplikacja układu sterowania wydłuża czas bezawaryjnej pracy, gdyż w ściśle określonych warunkach, naprawę można przesunąć do bardziej dogodnego momentu.

3. Panel operatorski PO-1 i kaseta sterująca KS-1

ITG Komag opracował oraz wdrożył do produkcji w firmie P.H.U. Gabrypol Sp. J. Z i R Juszczyk panel operatorki PO-1. Opracowany panel przewidziany jest do pełnienia zarówno funkcji interfejsu człowiek – maszyna, jak i sterownika rozproszonego układu sterowania z redundantną magistralą komunikacji CAN.

Panel PO-1 jest urządzeniem automatyki przemysłowej przystosowanym do działania w warunkach zagrożenia wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego. Panel operatorski składa się z kolorowego wyświetlacza LCD o rozdzielczości 800x480, wejść i wyjść dwustanowych, wejść analogowych oraz cyfrowych interfejsów CAN, Ethernet oraz USB. Interfejs Ethernet wykonany może być w dwóch wersjach: przewodowym „LAN” oraz światłowodowym „OPTO”.

Ponadto panel przystosowany jest do tworzenia redundantnych układów sterowania z wykorzystaniem magistrali CAN. Realizowane jest to poprzez dwa niezależne izolowane galwanicznie interfejsy CAN. Redundancja obejmuje również zasilanie. Panel może być zasilany z dwóch niezależnych zasilaczy iskrobezpiecznych.

W typowej konfiguracji, w układzie sterowania maszyny, panel połączony jest z kasetą KS-1, rysunek 4. Kaseta wyposażona jest w przyciski, lampki sygnalizacyjne oraz wyłącznik awaryjny. Takie rozwiązanie zwiększa uniwersalność panelu. W zależności od implementacji można zastosować różną liczbę i różny typy przełączników oraz lampek LED w kasecie sterującej.

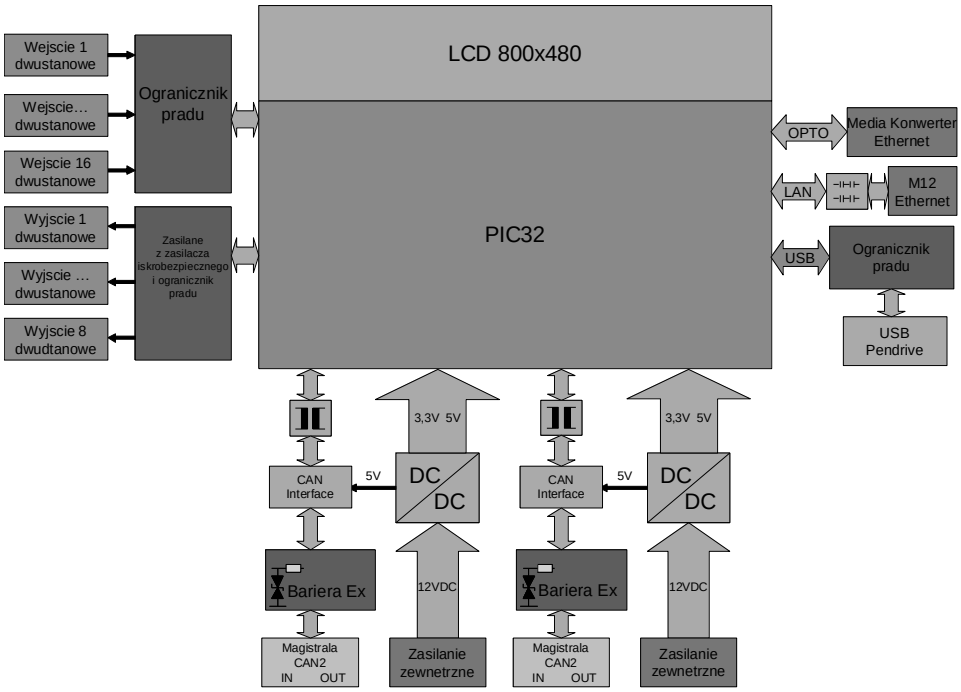
Rys.4. Kaseta sterująca KS-1 [8]

Schemat blokowy panelu PO-1 przedstawiony jest na rysunku 5.

Konstrukcja mechaniczna panelu operatorskiego wykonana została na bazie obudowy ze zbrojonego tworzywa sztucznego o wymiarach 260x160x90 oraz płyty montażowej wykonanej ze stali nierdzewnej. Na rysunku 6 przedstawiono panel PO-1 w widoku izometrycznym.

Panel PO-1 może zostać wykonany w kilku wariantach, zależnych od wymagań zamawiającego. Są możliwe trzy wykonania związane z dostępnością interfejsu Ethernet. Wykonanie podstawowe nie zawiera interfejsu Ethernet. Panel wykonany z interfejsem Ethernet posiada dwa wykonania, które posiadają następujące oznaczenie:

– „LAN” – interfejs przewodowy Ethernet 100 Mb iskrobezpieczny,
– „OPTO” – interfejs światłowodowy 100 Mb (światłowód wielomodowy).



Rys.5. Schemat blokowy panelu PO-1 [7]

Interfejs USB wyprowadzony jest wewnątrz obudowy i jest przeznaczony do podłączania pendrive PO-1/PN. Pendrive służy do zapisu danych przetwarzanych przez układ sterowania. Może również pełnić rolę nośnika danych funkcji „data logger”. Jego wykorzystanie zależy od programu nadrzędnego panelu, który jest opracowywany indywidualnie do każdego rozwiązania.

Rys.6. Panel operatorski PO-1 [7]

Panel programowany jest poprzez złącze JTAG w języku C dedykowanym do procesorów PIC32. Standardowo panel wyposażony jest w program diagnostyczny wraz z bibliotekami opracowanych podprogramów. Docelowy program dedykowany do danej aplikacji jest tworzony indywidualnie

i poddawany badaniu przez jednostkę certyfikującą wraz z całym układem sterowania i maszyną.

Na rysunku 7 pokazane jest miejsce zabudowy pamięci pendrive. Dostęp do pamięci pendrive jest możliwy po odkręceniu tylniej pokrywy panelu. Wymiany może dokonywać wyłącznie serwis producenta lub serwis maszyny na której zabudowano panel. Dane magazynowane w pamięci mogą być odczytane poprzez sieć ethernet z wykorzystaniem złącz LAN lub OPTO. Informacje jakie są zapisywane w pamięci zależą od programu dla konkretnej aplikacji panelu operatorskiego.

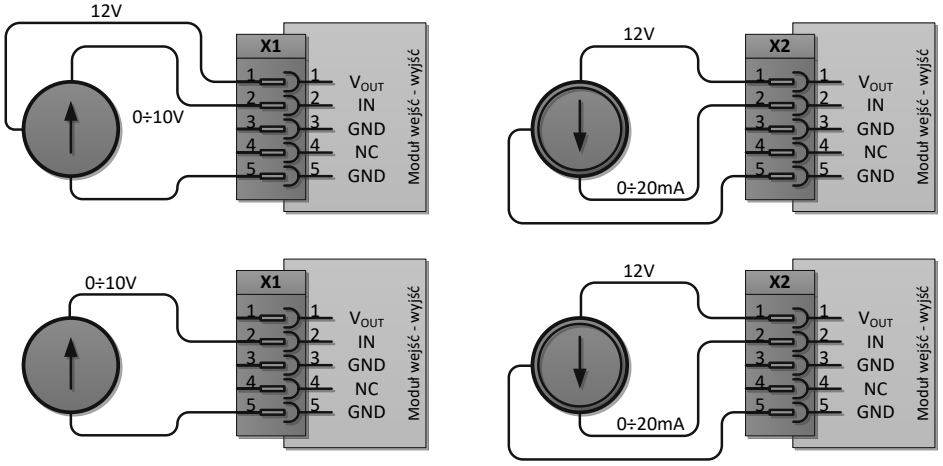
Rys.7. Instalacja pendrive PO-1/PN [7]

4. Moduł wejść wyjść

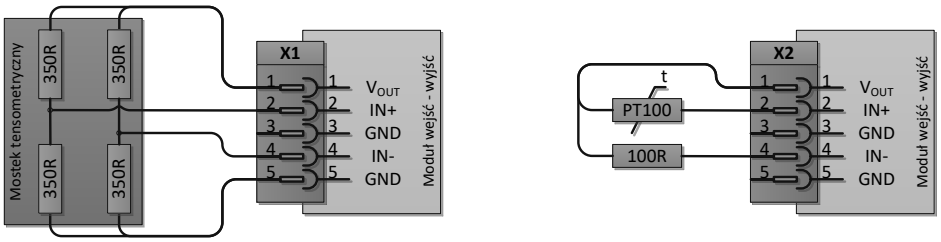
Oprócz panelu operatorskiego PO-1 w ITG KOMAG został opracowany moduł wejść wyjść (rys. 8). Jest on obecnie wdrażany do produkcji. Przeznaczony jest do współpracy z panelem operatorskim i przewidziany jest do zastosowania w przestawionych powyżej strukturach rozproszonych układów sterowania. Przetworniki wielkości nieelektrycznych, takie jak: mostki tensometryczne, rezystory termometryczne, przetworniki wydłużenia siłowników hydraulicznych, wykorzystywane w układach sterowania można podłączyć do wejść modułu. Moduł charakteryzuje się niewielkimi gabarytami oraz indywidualnym dostosowaniem złącz wyjściowych. Zasilanie modułu i podłączonych przetworników musi być włączone do jednego zasilacza iskrobezpiecznego. Zasilanie modułu wykorzystywane jest do zasilania przetworników, które muszą być wykonane w wersji iskrobezpiecznej.

Moduł pozwala na podłączenie przetworników zasilanych napięciem 12 V (rys. 9), posiadających następujące wyjścia analogowe: 0÷10 V, 0÷20 mA lub 4÷20 mA.

Rys.8. Moduł wejść-wyjść analogowych i cyfrowych [9]



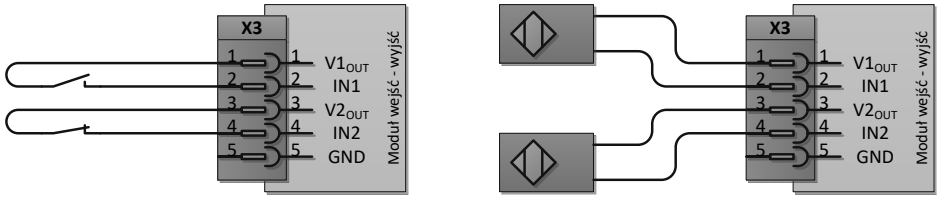
Rys.9. Podłączenie 2 i 3 przewodowe przetworników do modułu wejść wyjść [6]



Rys.10. Podłączenie mostka tensometrycznego i rezystora termometrycznego PT100 [6]

Ponadto moduł pozwala na podłączenie elementów prostych jakimi są tensometry i rezystory termometryczne PTC i NTC. Na rysunku 10 przedstawiono podłączenie mostka tensometrycznego i rezystora PT100. Istnieje również możliwość podłączenia pół-mostka i ćwierć-mostka tensometrycznego.

Moduł pozwala również na podłączenie do 8 wejść dwustanowych. Mogą to być styki niespolaryzowane lub indukcyjne czujniki zbliżeniowe typu NAMUR. Na rysunku 11 przedstawiono możliwości podłączenia czujników.



Rys.11. Podłączenie sygnałów dwustanowych do modułu wejść – wyjść [6]

Moduły charakteryzują się niewielkimi gabarytami. Zaprojektowane obwody drukowane są przystosowane do różnych typów wejść. Przedstawione rozwiązanie pozwala na dostosowanie modułów do konkretnej aplikacji i spełnia oczekiwania producentów maszyn w zakresie preferowanych złącz w wiązkach kablowych.

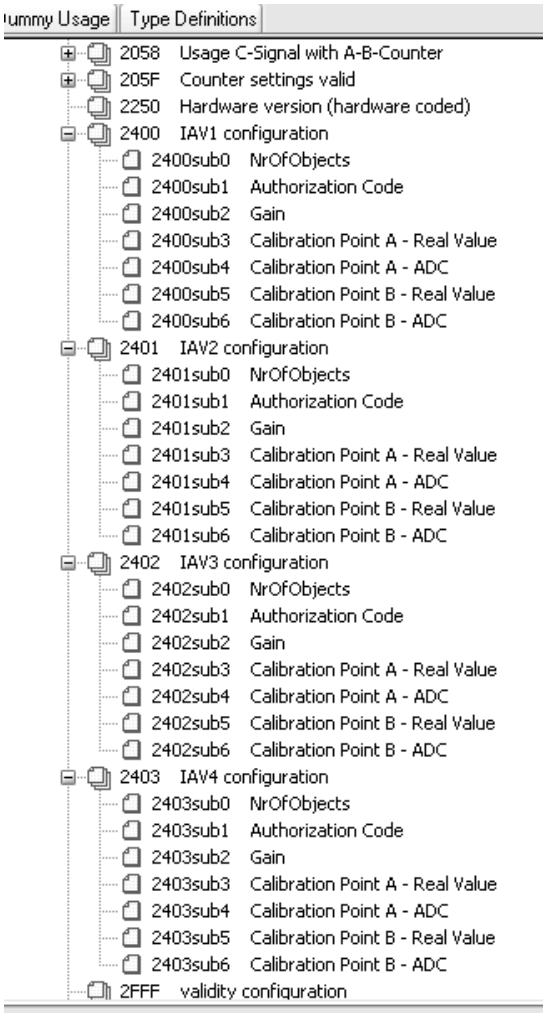
Wejścia analogowe i dwustanowe są zasilane z tego samego źródła iskrobezpiecznego, z którego zasilany jest moduł wejść – wyjść. Nie powinno to utrudniać opracowania konstrukcji układu sterowania, gdyż przetworniki wielkości nieelektrycznych stanowią samodzielne urządzenia, których zasilanie i sygnał wyjściowy są jednym obwodem iskrobezpiecznym. Dotyczy to również indukcyjnych czujników zbliżeniowych oraz wyłączników krańcowych i styków niespolaryzowanych przekaźników.

Moduł posiada również cztery przekaźniki, których styki niespolaryzowane są dostępne jako odizolowane obwody. Styki mogą być wykorzystane do zapalania lampek sygnalizacyjnych i włączania sygnałów dźwiękowych.

Programowanie modułu odbywa się poprzez magistralę CAN. Producent mikrokomputera ATMEL przygotował oprogramowanie ładujące oraz program narzędziowy, co znacznie ułatwia proces projektowania. Wykorzystanie magistrali CAN do programowania pozwala na zmianę oprogramowania, bez konieczności otwierania obudowy. Daje to dużą swobodę i elastyczność przy serwisowaniu modułów.

Drugim ważnym elementem jest kalibracja wejść analogowych. Na rysunku 12 przedstawiono fragment zawartości pliku konfiguracyjnego modułu.

Pozycje 2400, 2401, 2402 i 2403 zawierają rejestry pozwalające na cyfrową kalibrację wejść analogowych. Ważnym elementem jest rejestr „Autorization Code", który chroni kalibrację wejścia przed przypadkową zmianą.



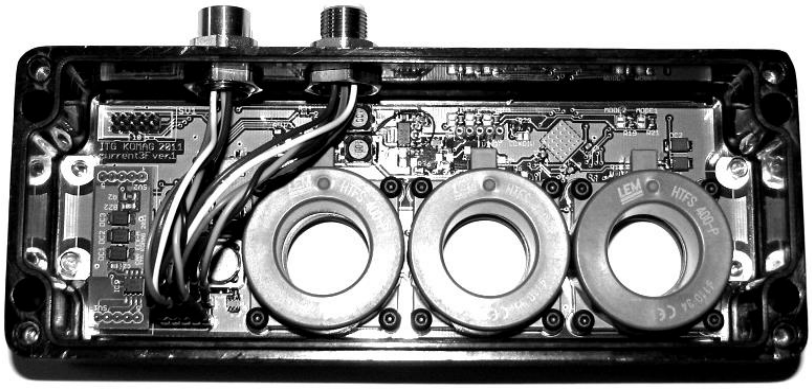
Rys.12. Fragment pliku konfiguracyjnego modułu wejść – wyjść [9]

Wykorzystane w module przetworniki 24 bitowe można kalibrować jedynie metodami cyfrowymi. Stosowanie potencjometrów do kalibracji nie jest możliwe z wielu powodów, dlatego wykorzystano metodę linearyzacji dwu punktową wykonywaną przez mikrokomputer. Kalibracja wymaga podania na wejście modułu dwóch wartości napięć lub prądów (zależy od typu wejścia). Wprowadzenie wartości rzeczywistej dla dwóch punktów powoduje automatyczną korektę wskazań i wówczas moduł wysyła na magistralę CAN wartości rzeczywiste mierzonych parametrów. Cały proces kalibracji wykonywany jest z wykorzystaniem komend wysyłanych na magistralę CAN, przez specjalne oprogramowanie konfiguracyjne, zgodne ze standardem CANopen [4]. Dzięki temu kalibrację można przeprowadzić szybko i bez konieczności otwierania obudowy modułu.

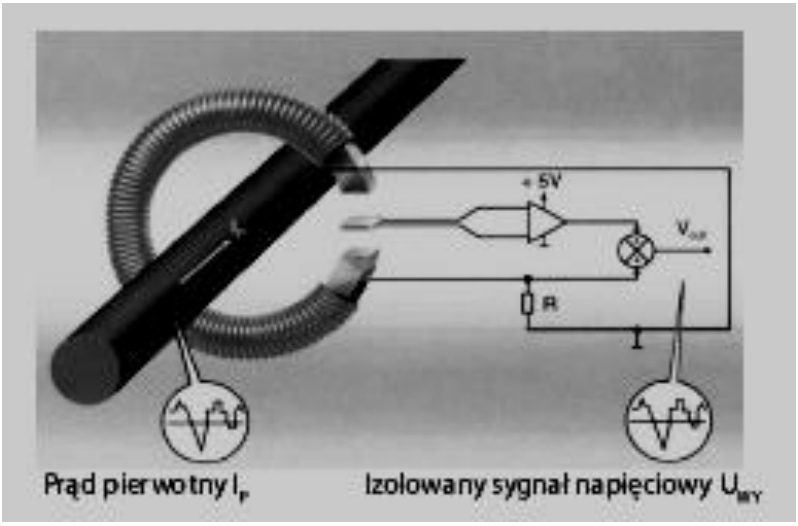
5. Moduł pomiarowy prądów

Kolejnym elementem rozproszonego systemu sterowania KOGASTER będzie projektowany obecnie w ITG KOMAG moduł pomiaru prądów. Przeznaczony jest on do pomiaru prądów pobieranych przez silniki trójfazowe oraz do pomiaru prądów w układach dystrybucji energii pojazdów akumulatorowych. Moduł pozwala na pomiar prądów AC i DC. W zależności od wybranego przetwornika moduł może mierzyć prądy o wartościach: 200 A, 400 A, 600 A lub 800 A.

Do modułu można ponadto podłączyć napięcia z przekładników prądowych. Pozwala to na obliczanie mocy czynnej i biernej w obwodach prądu zmiennego, a w obwodach prądu stałego określenie stopnia naładowania akumulatorów. Na rysunku 13 przedstawiono widok modułu.



Rys.13. Moduł pomiarowy prądów [6]



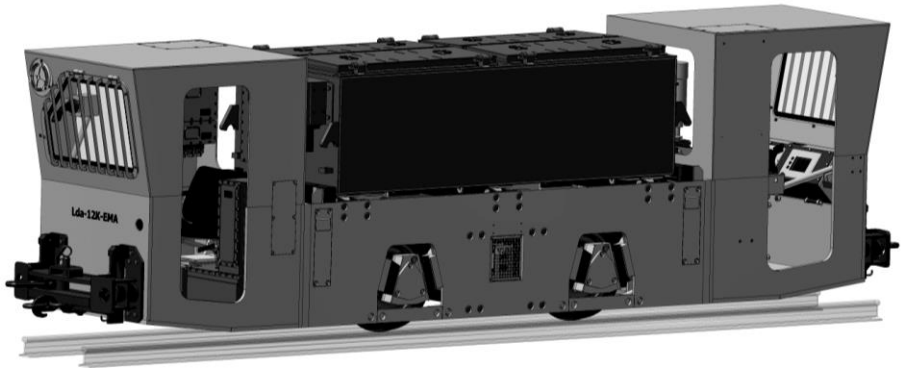
Rys.14. Moduł pomiarowy prądów - zasada działania [5]

Działanie układu opiera się na kompensacji strumienia magnetycznego w obwodzie magnetycznym. Elementem pozwalającym na pomiar kompensacji strumienia magnetycznego jest hallotron. Sygnałem wyjściowym jest napięcie proporcjonalne do prądu przepływającego przez przewód przeprowadzony przez otwór przekładnika. Na rysunku 14 przedstawiono zasadę działania przekładnika.

Programowanie modułu, podobnie jak w poprzednim przypadku odbywa się poprzez magistralę CAN z wykorzystaniem przygotowanego przez producenta mikrokomputera firmę ATMEL oprogramowania ładującego oraz programu narzędziowego. Wykorzystanie magistrali CAN do programowania i kalibracji pozwala na zmianę oprogramowania, bez konieczności otwierania obudowy.

6. Zastosowanie rozproszonego systemu sterowania KOGASTER

System sterowania KOGASTER został zastosowany w układzie sterowania lokomotywy akumulatorowej LDA-12K-EMA, rysunek 15.

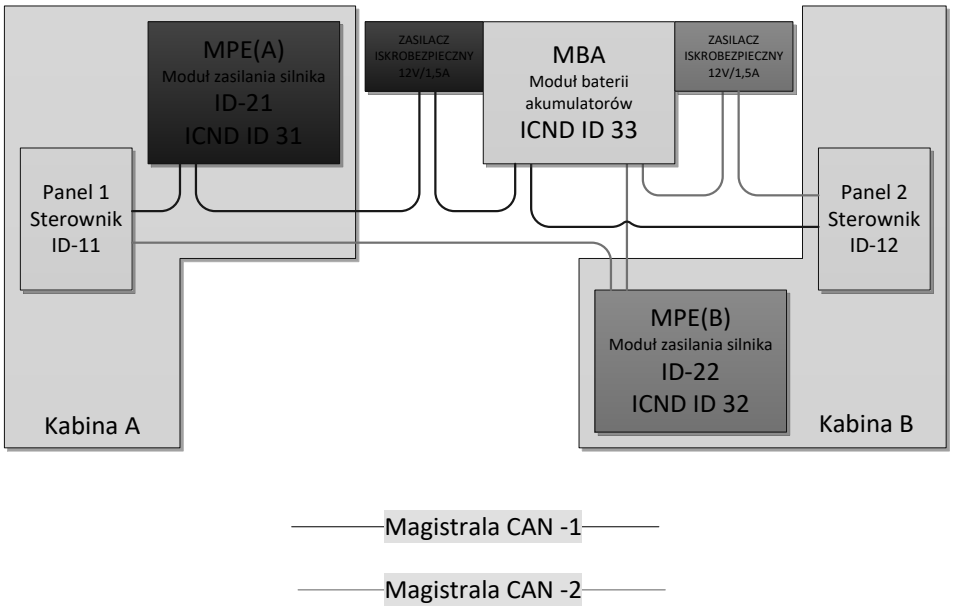


Rys.15. Lokomotywa akumulatorowa LDA-12K-EMA [10]

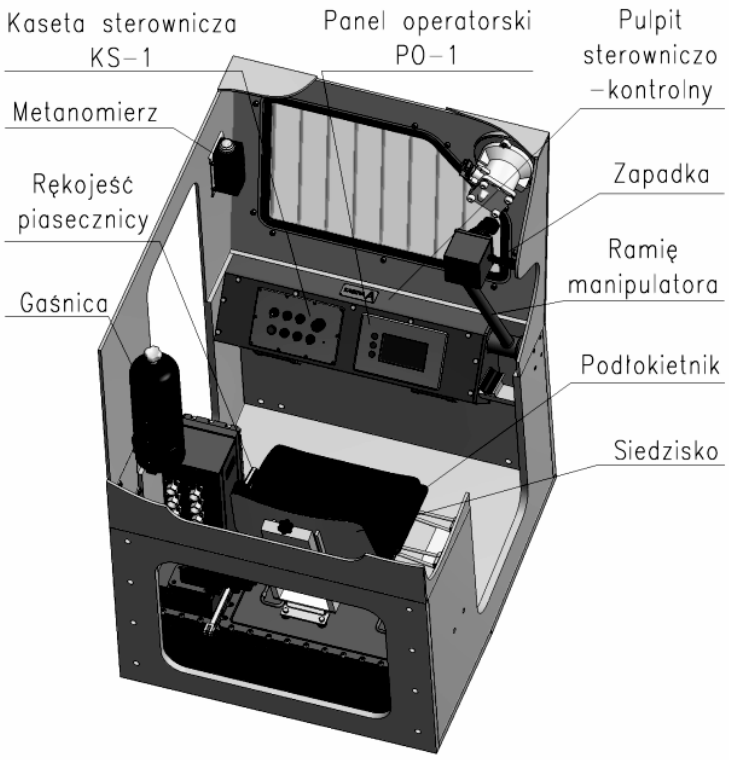
Układ sterowania wykorzystuje dwa panele PO-1. Jeden znajduje się w kabinie A, a drugi w kabinie B. Panele współpracują z dwoma falownikami sterującymi dwoma silnikami napędowymi. Uproszczony schemat blokowy przedstawiony jest na rysunku 16.

Panel PO-1 wraz z kasetą KE-1 zbudowany jest w kabinie, rysunek 17.

Zastosowane rozwiązania łączą układy wykonawcze zabudowane w skrzyniach ognioszczelnych oraz iskrobezpieczne obwody sterowania. Jednocześnie wykorzystanie dwóch silników napędowych z falownikami pozwoliło na pełne wykorzystanie redundancji magistrali CAN oraz dwóch paneli PO-1 z zaimplementowanym programem redundancji sterowania.



Rys.16. Uproszczony schemat blokowy lokomotywy LDA-12K-EMA [7]



Rys.17. Zabudowa panelu PO-1 i kasety KS-1 w kabinie lokomotywy [10]

7. Podsumowanie

Rozwój konstrukcji przetworników, enkoderów, falowników, proporcjonalnych rozdzielaczy hydraulicznych oraz innych elementów automatyki wyposażonych w interfejsy z magistralą CAN, oparty jest na produkowanych seryjnie mikroprocesorach i mikrokomputerach wyposażonych w wewnętrzne kontrolery. Różnorodność produkowanych podzespołów półprzewodnikowych umożliwia projektantom dostosowanie konstrukcji do wymagań klienta. Dalszy rozwój maszyn górniczych będzie w coraz większym stopniu wiązał się z rozwiązaniami wykorzystującymi układy sterowania rozproszonego opartymi na magistralach cyfrowych.

Opracowywane w ITG KOMAG elementy systemów rozproszonych pozwalają na elastyczne projektowanie układów sterowania i charakteryzują się następującymi zaletami:

- mogą być stosowane do różnych maszyn górniczych z obwodami iskrobezpiecznymi i nieiskrobezpiecznymi,
- moduły wejść/wyjść mogą być dostosowane do różnych przetworników wielkości elektrycznych i nieelektrycznych,
- rejestrowane parametry mogą zostać poddane analizie z wykorzystaniem zaawansowanych, zewnętrznych aplikacji komputerowych,
- zbudowany na bazie opracowywanych modułów system sterowania posiada strukturę otwartą i pozwala na znaczną modyfikację liczby i typów podłączanych czujników oraz przetworników,
- rozproszony układ sterowania pozwala użytkownikowi na optymalizowanie kosztów inwestycji, dzięki możliwości konfiguracji ściśle w odniesieniu do własnych potrzeb, przy jednoczesnej łatwej modernizacji sprzętowej i programowej.

Opracowywane moduły posiadają oprogramowanie interfejsów CAN zgodnie z standardem CANopen CiA301 [4]. Wybrany protokół jest protokołem otwartym, dla którego opracowywanych jest wiele standardów w odniesieniu do szczególnych zastosowań. Należy spodziewać się, że w najbliższym czasie powstaną standardy do nowych maszyn, urządzeń i elementów automatyki.

Literatura

1. Tanenbaum A.S., Stehen M.V.: Systemy rozproszone. Zasady i paradygmaty. Klasyka informatyki. WN-T, Warszawa 2006.
2. Karta katalogowa: BOSCH GmbH: CAN Specyfication ver 2.0, 1991.
3. Norma PN-EN 60079-11 Atmosfery wybuchowe: Część 11: „Zabezpieczenie urządzeń za pomocą iskrobezpieczeństwa i”.

4. CAN in Automation (CiA) 301 “CANopen application layer and communication profile”.
5. www.lem.com, Strona internetowa firmy LEM.
6. Jura J. i inni „Iskrobezpieczny system sterowania maszyn górniczych bazujących na magistrali CAN i protokole CANopen.” Praca statutowa E/BM-12398, praca nie publikowana, ITG KOMAG 2010-2013.
7. Jura J. i inni „Koncepcja konstrukcji iskrobezpiecznego panelu graficznego.” Praca statutowa E/BM-12398/OR5, praca nie publikowana, ITG KOMAG listopad 2012.
8. Jura J. i inni „Dokumentacja kasety sterującej. Opracowanie modelu kasety sterującej.” Praca statutowa E/BM-12398/OR6, praca nie publikowana, ITG KOMAG marzec 2012.
9. Jura J. i inni „Opracowanie oprogramowania modułu wejść wyjść zgodnego z CANope n.” Praca statutowa E/BM-12398/OR9, praca nie publikowana, ITG KOMAG, kwiecień 2013.
10. „Lokomotywa z napędem akumulatorowym przeznaczona do eksploatacji w atmosferze potencjalnie wybuchowej.” Projekt celowy ROW-III-235/2012.

Czy wiesz, że...

...firma Sandvik wyprodukowała nowy kombajn chodnikowy MR341. Urządzenie powstało na bazie kombajnu MR340 zaprojektowanego na początku lat 80. ubiegłego wieku, którego kolejne konstrukcje rozwojowe odnosiły duże sukcesy w górnictwie podziemnym przez ostatnich 30 lat. Kombajn MR341 o wadze 80 t, mocy 404 kW i szybkości urabiania 2,34 m/s szczególnie nadaje się do prac w chodnikach wymagających zastosowania zróżnicowanych metod podpierania stropu. W wyposażeniu maszyny znajduje się zgarniak o szerokości 3500 mm i opcjonalnie podest do kotwienia stropu. Proces urabiania realizowany jest za pomocą głowicy ze wspomaganiem hydraulicznym, specjalnie przystosowanej dla potrzeb rynku polskiego. Maszynę zaprezentowano polskim i czeskim inżynierom w lutym 2013 roku. Obecnie kombajn przechodzi serię testów w kopalni CSM w Republice Czeskiej.

Coal International 2013 nr 3 s.44-45

Wymagania dotyczące bezpieczeństwa funkcjonalnego podsystemów transmisji danych stosowanych w systemach sterowania maszyn

Tomasz Strawiński - Centralny Instytut Ochrony Pracy - Państwowy Instytut Badawczy

1. Wprowadzenie

Podsystemy transmisji danych (magistrale miejscowe lub obiektowe) do zastosowań związanych z automatyzacją procesów produkcyjnych zostały opracowane w związku z potrzebą realizacji sterowania zespołów maszyn lub linii produkcyjnych. Wymaganie zapewnienia efektywności realizacji tych systemów sterowania (modułowość, ograniczanie liczby połączeń przewodowych, szybkość wykonania, łatwość testowania, skuteczne monitorowanie itp.) doprowadziły do zaprojektowania systemów o architekturze rozproszonej, w której występują węzły koncentracji i przetwarzania danych (odczytywanie sygnałów wejściowych o stanie czujników, przetwarzanie związane z realizacją funkcji sterowania, generowanie i wysyłanie sygnałów wyjściowych do elementów wykonawczych) oraz połączenia międzywęzłowe będące magistralami transmisji szeregowej o właściwościach odpowiednich do użytkowania w warunkach przemysłowych. Magistrale te wraz z odpowiednimi interfejsami i oprogramowaniem zapewniającym wymianę danych stanowią podsystemy transmisji danych obiektowych.

W systemach sterowania o architekturze rozproszonej występują również potrzeby realizacji funkcji bezpieczeństwa, w których sygnały związane z bezpieczeństwem są przesyłane za pomocą magistrali miejscowej. Wymagania związane z zapewnieniem wysokiego poziomu funkcjonalności (pewności transmisji) były powodem opracowania specjalnych podsystemów transmisji danych. Podsystemy te, określane jako bezpieczne funkcjonalnie, zazwyczaj bazują na łączach transmisyjnych podstawowej magistrali miejscowej i stanowią rodzaj nakładki funkcjonalnej (odpowiednie protokoły transmisji) zapewniającej wymagane, bardzo niskie prawdopodobieństwo wystąpienia uszkodzenia niebezpiecznego związanego z transmisją.

Realizacja funkcji bezpieczeństwa w układzie sterowania maszyny z wykorzystaniem podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinna spełniać odpowiednie wymagania dotyczące zapewnianego poziomu bezpieczeństwa funkcjonalnego. Wymagania te, określane na podstawie oceny ryzyka, powinny zostać zrealizowane w procesie projektowania i wykonania układu sterowania, a następnie utrzymane w całym cyklu życia maszyny z uwzględnieniem ewentualnych modyfikacji. Specyfika realizacji związanych z bezpieczeństwem układów sterowania z zastosowaniem podsystemów

transmisji danych wymaga zwrócenia uwagi na wybrane szczególne aspekty takiego rozwiązania w kontekście wymagań istotnych w poszczególnych fazach cyklu życia.

Wymagania ogólne dotyczące projektowania układu sterowania maszyny, a szczególnie tej jego części, która odpowiada za bezpieczeństwo (środek bezpieczeństwa oparty na sterowaniu) zawarte są w dyrektywie 2006/42/WE tzw. "maszynowej" [1]. Magistrale miejscowe są zwykle projektowane i produkowane zgodnie z wymaganiami normy [2], natomiast opracowania magistral bezpiecznych funkcjonalnie dodatkowo opierają się na wymaganiach normy [3]. W pracy [4] przedstawiono szerzej stan normalizacji dotyczący tej dziedziny. Faza projektowa realizacji funkcji bezpieczeństwa na założonym poziomie bezpieczeństwa funkcjonalnego, którą można wykonać na podstawie wymagań normy [5] nie jest wystarczająca do zapewnienia i utrzymania tego poziomu w całym cyklu życia maszyny. Niezbędne jest również spełnienie określonych wymagań mających zastosowanie w jego dalszych fazach. Istotne wymagania w tym zakresie przedstawiono w przewodniku [6].

Przedstawione w dalszej części pracy wymagania dotyczą funkcji bezpieczeństwa realizowanych z wykorzystaniem podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem (FBTD).

2. Wymagania projektowe dotyczące FBTD

Projektowanie układu sterowania realizującego określoną funkcję bezpieczeństwa wymaga sporządzenia specyfikacji wymagań. FBTD, tak jak wszystkie funkcje bezpieczeństwa realizowane przez system sterowania maszyny należy projektować zgodnie z wymaganiem dyrektywy 2006/42/WE [1] odpowiednio do wyników przeprowadzonej oceny ryzyka. FBTD może być obecnie zrealizowany wyłącznie poprzez wykorzystanie podzespołów elektronicznych i elektronicznych programowalnych. Stąd do ustalenia właściwych wymagań projektowych dotyczących metodyki prowadzenia oceny ryzyka i określania wymagań związanych z bezpieczeństwem funkcjonalnym zasadne jest wykorzystanie normy [5] zharmonizowanej z ww. dyrektywą.

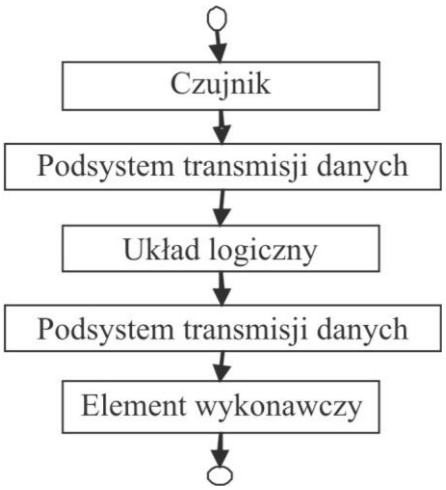
Przy projektowaniu FBTD należy określić:

- specyfikację funkcji bezpieczeństwa z uwzględnieniem zmiennych, których wartości będą przesyłane za pośrednictwem podsystemu transmisji danych, w tym wymagania związane z bezpieczeństwem funkcjonalnym i czasem zadziałania,
- wymagania związane z wyborem podsystemu (architektura i obszary zastosowań, maksymalny czas zadziałania, odległość transmisji, prędkość transmisji i liczba węzłów, wymagania środowiskowe, narzędzia do konfiguracji i nastawiania parametrów),

- wymagania związane z konfiguracją i parametryzacją podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem na potrzeby projektu całego systemu sterowania,
- wymagania związane z monitorowaniem defektów i sygnalizacją sytuacji alarmowych,
- wymagania związane z zapewnieniem bezpieczeństwa funkcjonalnego w przypadku defektu elektrycznego systemu sterowania związanego z bezpieczeństwem,
- wymagania związane z monitorowaniem uszkodzeń (zaleca się centralizację systemu monitorowania i sygnalizacji uszkodzeń, priorytet sygnalizacji uszkodzeń przed innymi komunikatami, sposób komunikacji umożliwiający szybką analizę i lokalizację problemu).

Norma [5] zakłada, że bezpieczeństwo funkcjonalne FBTD zapewniane jest poprzez osiągnięcie określonego poziomu nienaruszalności bezpieczeństwa. Nienaruszalność bezpieczeństwa jest określana poprzez prawdopodobieństwo wystąpienia uszkodzenia niebezpiecznego na godzinę (PFH_D), a poziomy tej nienaruszalności są wyrażane przez SIL (od 1 do 3).

Zgodnie z metodyką zalecaną w normie [5] należy dążyć do układowej dekompozycji na podsystemy, która w przypadku FBTD może być przedstawiona zgodnie z rysunkiem 1.



Rys.1. Podsystemy uczestniczące w realizacji FBTD

Wymagania normy [3] sformułowano przy zaleceniu, że przyrost prawdopodobieństwa wystąpienia uszkodzenia niebezpiecznego (ΔPFH_D) wywołany wprowadzeniem podsystemu transmisji danych na jednym odcinku przesyłania sygnału związanego z bezpieczeństwem nie powinien przekraczać 1% całkowitego PFH_D pozostałych podsystemów uczestniczących w realizacji funkcji bezpieczeństwa. Przy założeniu, że dostępny jest podsystem transmisji danych

związanych z bezpieczeństwem o poziomie SILCL 3 (SILCL – granica SIL możliwa do osiągnięcia dla podsystemu) można wykazać, korzystając z metodyki obliczeń wskazanej w normie [5], że realizacje FBTD na poziomach SIL 1 i SIL 2 są w pełni możliwe bez prowadzenia dodatkowych analiz obliczeniowych. Natomiast w przypadku FBTD z wymaganym SIL 3 prosta realizacja jednokanałowa w obszarze podsystemu transmisji danych nie zapewnia wymaganego poziomu nienaruszalności bezpieczeństwa, co prowadzi do konieczności stosowania bardziej rozbudowanych struktur układowych (redundantnych) i przeprowadzenia dokładnych obliczeń całkowitego PFH_D.

Drugim istotnym elementem specyfikacji wymagań dotyczących FBTD jest określenie jej granicznego czasu zadziałania. Wykorzystanie magistrali miejscowej do przesyłania stanów zmiennych obiektowych w istotny sposób spowalnia działanie układów sterowania, a w przypadku magistral miejscowych bezpieczeństwa, to spowolnienie może być jeszcze większe. Ponadto przy wyznaczaniu czasów poszczególnych cykli transmisji należy uwzględnić:

- wpływ konfiguracji i parametryzacji magistrali miejscowej na jej efektywną przepustowość (jest to również pochodna ogólnej konfiguracji systemu sterowania i stopnia jego rozproszenia mierzonego liczbą węzłów na magistrali miejscowej),
- możliwość wystąpienia opóźnień związanych z realizacją protokołu komunikacyjnego i występowaniem przypadkowych zakłóceń (dodatkowe procesy synchronizacji strumienia danych, obsługa błędów, powtórzenia transmisji),
- wpływ realizacji innych funkcji bezpieczeństwa i funkcji technologicznych na obciążenie magistrali miejscowej transmisją danych i wynikające stąd opóźnienia w propagacji sygnałów.

3. Instalacja FBTD

W procesie instalacji podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem należy uwzględnić następujące etapy działań:

- potwierdzenie odpowiednich właściwości urządzeń,
- wykonanie połączeń kablowych lub równoważnych na potrzeby funkcjonowania podsystemu,
- wykonanie zasilania podsystemu,
- sprawdzenie wymagań środowiskowych.

Przed zainstalowaniem urządzeń wchodzących w skład podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem należy uzyskać potwierdzenie, że są one odpowiednie do stosowania w takich podsystemach. Dodatkowo przed wykonaniem połączeń kablowych przeznaczonych do celów transmisji danych związanych z bezpieczeństwem należy dokonać odpowied-

niego wyboru kabli. Przy wyborze kabli należy brać pod uwagę zalecenia producenta, zakładaną prędkość i odległości transmisji w podsystemie oraz współczynniki występowania błędów transmisji określone w specyfikacjach technicznych poszczególnych rodzajów kabli.

Wykonanie połączeń kablowych (oprzewodowanie) powinno uwzględniać: stosowanie odpowiednich nadmiarów długości kabla przy układaniu ich w maszynie (szczególnie na łukach i w pobliżu zacisków przyłączeniowych), rozdzielenie w kanałach kablowych kabli transmisyjnych i innych z zachowaniem minimalnych zalecanych odległości, prowadzenie kabla po łukach o promieniu nie mniejszym niż zalecany, ograniczenie sił i promieni gięcia kabla podczas układania, zalecenia dotyczące podłączania ekranowania kabla do odpowiednich zacisków, wykonywanie zakończeń zgodnie z instrukcją producenta i przy użyciu odpowiednich narzędzi, zachowanie połączeń przelotowych i terminatorów linii, jeżeli jest to wymagane instrukcją producenta. Wykonanie okablowania podsystemu transmisji danych powinno zapewnić spełnienie wymagań w zakresie dopuszczalnych odległości transmisji tj. długości kabli pomiędzy węzłami i całkowitej długości okablowania wynikających ze specyfikacji podsystemu transmisji danych i specyfikacji dotyczącej technicznych właściwości wykorzystanych kabli.

Dobór urządzeń zasilających podsystem transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinien opierać się na odpowiednich specyfikacjach producenta. Należy przy tym brać pod uwagę możliwy wpływ fluktuacji napięcia na jakość transmisji. W fazie opracowywania specyfikacji zasilania podsystemu należy zdecydować, czy urządzenia zasilające podsystem transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinny być odseparowane od innych urządzeń zasilających np. obwody wejścia/wyjścia. Zalecane jest, aby stosować zasilanie podsystemu spełniające wymagania SELV lub PELV. Zasilanie to powinno być również stosowane do urządzeń diagnostyczno-monitorujących przyłączanych do podsystemu na stałe lub czasowo.

Należy również sprawdzić, czy warunki środowiskowe w miejscu instalacji podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem odpowiadają wymaganiom określonym w odpowiednich specyfikacjach. Należy sprawdzić spełnienie ograniczeń dotyczących: temperatury i wilgotności względnej, poziomu wibracji i udarów, zastosowania obudów o odpowiednim stopniu ochrony (kod IP), poziomu promieniowania elektromagnetycznego w otoczeniu urządzeń podsystemu.

Wyposażenie dodatkowe, zastosowane w celu spełnienia wymagań środowiskowych, a tym samym w celu utrzymania wymaganego poziomu SIL podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem staje się częścią wyposażenia realizującego funkcje bezpieczeństwa. Z tego powodu należy zadbać o odpowiedni poziom nienaruszalności funkcji tego wyposażenia.

4. Konfiguracja i parametryzacja FBTD

Konfiguracja i parametryzacja podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinna obejmować:

- wybór osoby odpowiedzialnej za konfigurację i parametryzację podsystemu,
- przygotowanie systemu do działania,
- nastawianie i modyfikację parametrów i danych konfiguracyjnych.

Konfiguracja i parametryzacja podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem obejmuje wprowadzenie (nastawienie) zmiennych definiujących topologię podsystemu (powiązania węzłów podsystemu łączami transmisyjnymi) i nastawienie parametrów roboczych. Osoba odpowiedzialna za te działania powinna legitymować się odpowiednimi kwalifikacjami i doświadczeniem zawodowym zdobytym przy instalacjach systemów danego producenta oraz posługiwać się udostępnianymi przez producenta podsystemu narzędziami programowymi przeznaczonymi do tego celu. Wszelkie prace związane z konfiguracją i parametryzacją podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem należy zakończyć przed pierwszym uruchomieniem maszyny, a dane konfiguracyjne i parametry powinny zostać zarejestrowane.

5. Walidacja powykonawcza FBTD

Walidacja powykonawcza podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinna obejmować:

- sprawdzenia przed załączeniem zasilania,
- sprawdzenia po załączeniu zasilania,
- próby funkcjonalne,
- zachowanie danych referencyjnych.

Sprawdzenie podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem przed załączeniem zasilania powinno obejmować:

- poprawność wykonania oprzewodowania (np. poprawność polaryzacji, wystąpienie zwarć, usterki uziemienia) – sprawdzenie za pomocą odpowiednich przyrządów,
- upewnienie się, czy zastosowany system uziemienia podsystemu transmisji danych jest bezpieczny ze względu na inne wyposażenie maszyny,
- upewnienie się, czy elementy wykonawcze maszyny są odizolowane od urządzeń zasilających podsystem transmisji danych.

Sprawdzenie podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem po załączeniu zasilania powinno obejmować:

- o ile to możliwe, monitorowanie przebiegów sygnałów transmisji w łączach transmisyjnych pod kątem występującego poziomu zakłóceń i szumów, które powinny być dostatecznie niskie,
- pomiar wszystkich napięć zasilających, zarówno podsystemu transmisji danych, jak i całego systemu sterowania i upewnienie się, że ich wielkość mieści się w wymaganym zakresie,
- upewnienie się, że każdy element wyposażenia włączył się prawidłowo (na podstawie stanu wskaźników i informacji zawartych w instrukcji producenta).

Dalsze sprawdzenia są możliwe, o ile ukończone zostało wprowadzanie kompletu parametrów.

Próby funkcjonalne powinny być prowadzone na etapach uruchamiania wstępnego, podczas odbioru oraz po dokonaniu modyfikacji. Celem prób powinno być potwierdzenie zgodności ze specyfikacją bezpieczeństwa. Próby funkcjonalne należy prowadzić biorąc pod uwagę wystąpienie następujących okoliczności:

- przerwa w zasilaniu i powrót zasilania,
- przerwa w okablowaniu podsystemu,
- uszkodzenie wejścia/wyjścia,
- zmianę położenia (lokalizacji) urządzenia podporządkowanego,
- zmianę czasu zadziałania.

Po przeprowadzeniu walidacji należy zapewnić zachowanie danych referencyjnych tj. danych dotyczących konfiguracji i parametryzacji, dane osób odpowiedzialnych za konfigurację i parametryzację oraz datę przeprowadzenia tych czynności, wyniki sprawdzeń, pomiarów i prób funkcjonalnych, informacje o wersji wykonania podsystemu transmisji danych oraz inne stosowne informacje, w tym np. wersje narzędzi wspomagających wykorzystanych podczas wymienionych powyżej czynności, rodzaje i identyfikatory przyrządów pomiarowych oraz ich świadectwa wzorcowania. Po wykonaniu modyfikacji dane referencyjne powinny być odpowiednio aktualizowane. Poprzednie wersje danych referencyjnych powinny być archiwizowane.

Dokumentacja

Dokumentacja podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinna być:

- precyzyjna i zgodna ze stanem faktycznym,
- łatwa do zrozumienia przez osoby, które będą z niej korzystały,
- użyteczna do celów, do których ją sporządzono,
- dostępna i łatwa do wykorzystania.

Dokumentacja przeznaczona do prowadzenia walidacji podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem stanowiącego część związanego z bezpieczeństwem elektrycznego systemu sterowania powinna składać się z:

- specyfikacji wymagań bezpieczeństwa,
- specyfikacji systemu sterowania (konfiguracja, system automatyki),
- planu zarządzania systemem sterowania,
- specyfikacji oprogramowania,
- schematów połączeń i okablowania,
- planu prób funkcjonalnych i raportu z tych prób,
- instrukcji instalacji i instrukcji użytkowania,
- danych referencyjnych.

Jeżeli dostępne są certyfikaty zgodności z wymaganiami normy [5] dotyczące urządzeń związanych z bezpieczeństwem, bloków funkcjonalnych, oprogramowania lub narzędzi programowych przewidzianych do wykorzystania w podsystemie transmisji danych związanych z bezpieczeństwem, to należy je włączyć do powyższej dokumentacji.

6. Obsługa, konserwacja i naprawy FBTD

Obsługa, konserwacja i naprawy dotyczące podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem wymagają następujących działań:

- wyznaczenie osoby odpowiedzialnej,
- opracowanie planu utrzymania ruchu,
- wdrożenie przeglądów i konserwacji okresowych,
- określenie zakresu prac okresowych,
- rejestracja wykonanych prac.

Należy wyznaczyć osobę odpowiedzialną za prowadzenie wszystkich prac związanych z utrzymaniem ruchu, konserwacją i naprawami podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem. O ile to możliwe, osoba ta powinna uczestniczyć w rozruchu podsystemu, aby posiąść szczegółową wiedzę o jego konfiguracji, właściwościach i parametrach roboczych oraz o technikach testowania i stosowanych w tym celu narzędziach programowych i aparaturze diagnostycznej. Podczas eksploatacji maszyny osoba ta powinna prowadzić lub osobiście nadzorować prace wynikające z planu utrzymania ruchu np. ponowne uruchamianie podsystemu po jego zatrzymaniu, testy funkcjonalne po uruchomieniu i wszelkie prace wykonywane okresowo zgodnie z harmonogramem przeglądów okresowych.

Plan utrzymania ruchu powinien określać wszystkie działania niezbędne do zapewnienia bezpieczeństwa funkcjonalnego (utrzymania wymaganego poziomu SIL) poprzez prawidłową eksploatację podsystemu. Powinien być on sporządzony na podstawie zaleceń producenta określonych w dokumentacji podsystemu oraz wynikających z warunków eksploatacji. Plan ten powinien zawierać wykaz działań (procedur) niezbędnych do zapewnienia prawidłowej eksploatacji podsystemu oraz wykaz wyposażenia (przyrządy, oprogramowanie), które w tych działaniach powinno być stosowane. W szczególności powinny być to procedury uruchamiania, testowania, prowadzenia przeglądów, konserwacji i napraw. Procedury te powinny być udokumentowane, a w przypadku procedur przewidzianych do stosowania okresowego powinien być sporządzony również odpowiedni harmonogram. Niezbędne przyrządy pomiarowe powinny być objęte nadzorem metrologicznym (wzorcowanie), a oprogramowanie diagnostyczne powinno być zweryfikowane pod względem bezpieczeństwa stosowania i poprawności funkcjonowania.

Przeglądy okresowe podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinny być prowadzone podczas całego okresu eksploatacji. Przeglądy okresowe powinny być dokonywane nie rzadziej niż to wynika z okresu wykonywania testów funkcjonalnych przewidzianych w specyfikacji bezpieczeństwa i zapisanych w planie utrzymania ruchu. Przeglądy okresowe powinny obejmować wszystkie testy funkcjonalne wymienione w specyfikacji bezpieczeństwa lub zalecane przez producenta. Przeglądy okresowe powinny być łączone z wymianą tych podzespołów, które ze względu na duże obciążenie robocze powinny być okresowo wymieniane.

Wyniki wszystkich procedur wchodzących w zakres utrzymania ruchu podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinny być rejestrowane i przechowywane. Okres przechowywania powinien być ustalony w planie utrzymania ruchu. Należy również przechowywać wszystkie zmiany wprowadzone w danych referencyjnych.

Kwalifikacje i szkolenie

Ważnym elementem działań związanych z utrzymaniem wymaganego poziomu bezpieczeństwa funkcjonalnego związanego z bezpieczeństwem elektrycznego systemu sterowania wykorzystującego podsystem transmisji danych jest zatrudnienie personelu o odpowiednich kwalifikacjach i zapewnienie specjalistycznych szkoleń.

Wszystkie osoby, związane z funkcjonowaniem podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem, takie jak: operatorzy, technicy działu utrzymania ruchu, osoby odpowiedzialne za instalację oprogramowania, nadzór i administracja, powinny legitymować się odpowiednimi kwalifikacjami uzyskanymi po odbyciu właściwego szkolenia o zakresie tematycznym pokry-

wającym zakres wyznaczonych obowiązków. Osoba odpowiedzialna powinna zaplanować i nadzorować szkolenia w zakresie realizacji procedur zawartych w planie utrzymania ruchu. Personel związany z obsługą podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem powinien uczestniczyć w szkoleniach okresowo oraz w następujących przypadkach:

- w momencie powierzenia zadań związanych z obsługą podsystemu (np. przyjęcie do pracy, zmiana stanowiska pracy, zmiana zakresu obowiązków),
- po dokonaniu modyfikacji funkcjonującego podsystemu,
- przed ponownym uruchomieniem podsystemu po przerwie w działaniu lub zaistnieniu wypadku.

Tematyka szkoleń powinna obejmować, lecz nie ograniczać się do następujących zagadnień:

- przepisy i normy związane z zapewnianiem bezpieczeństwa użytkowania maszyn,
- podstawowe zasady stosowania środków bezpieczeństwa,
- związane z bezpieczeństwem elementy systemów sterowania maszyn,
- procedury obsługi związane z tymi elementami,
- procedury bezpiecznej pracy (w warunkach pracy normalnej),
- procedury postępowania w przypadku wystąpienia sytuacji zagrożenia.

Osoba odpowiedzialna powinna sporządzać plan szkoleń okresowych, określać ich tematykę i wskazywać osoby obowiązane do uczestniczenia w tych szkoleniach oraz nadzorować realizację tego planu. Należy sporządzać dokumentację z przeprowadzonych szkoleń (tematyka, materiały pomocnicze, czas i miejsce, lista obecności) i przechowywać ją przez ustalony okres czasu.

7. Podsumowanie

Osiągnięcie i utrzymanie w całym cyklu życia maszyny niezbędnego poziomu bezpieczeństwa funkcjonalnego układu sterowania, w którym zastosowano FBTD jest zagadnieniem złożonym i dotykającym szereg zagadnień dotychczas nie eksponowanych w związku ze stosowaniem środków bezpieczeństwa opartych na metodach sterowania. W monografii przedstawiono szczególne wymagania dotyczące FBTD i podsystemu transmisji danych związanych z bezpieczeństwem, obejmujące fazy cyklu życia związane z projektowaniem, instalacją, konfiguracją i parametryzacją, walidacją powykonawczą oraz obsługą, konserwacją i naprawami. Zwrócono uwagę na potrzebę zaangażowania kadry pracowniczej o wysokich kwalifikacjach uzupełnionych odpowiednimi szkoleniami oraz starannego dokumentowania prowadzonych prac.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Dyrektywa 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE (przekształcenie) – Dziennik Urzędowy Unii Europejskiej – L. 157 z 9.06.2006, str 24;
2. PN-EN 61784-1:2011 Przemysłowe sieci komunikacyjne – Profile – Część 1: Profile magistrali miejscowej (oryg.).
3. PN-EN 61784-3:2010 Przemysłowe sieci komunikacyjne – Profile – Część 3: Magistrale miejscowe bezpieczne funkcjonalnie – Ogólne zasady i definicje profili (oryg.).
4. Missala T.: Bezpieczeństwo funkcjonalne komunikacji w sieciach przemysłowych – stan normalizacji. Materiały Konferencji Automation' 2007, PAR nr 2/2007 + dyskietka, Warszawa 2007 r.
5. PN-EN 62061:2008+AC:2011 Bezpieczeństwo maszyn – Bezpieczeństwo funkcjonalne elektrycznych, elektronicznych i elektronicznych programowalnych systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem.
6. IEC/TR 62513:2008 Safety of machinery – Guideline for use of communication systems in safety related applications.

Opracowanie wykonane na podstawie wyników zadania realizowanego w ramach II Programu Wieloletniego pn. „Poprawa bezpieczeństwa i warunków pracy".

Czy wiesz, że...

...dotychczasowe badania wykazują, że odpowiednia gęstość mokrej nadawy (ok. 20% cząstek stałych w jednostce objętości) oraz szerokość sita mają decydujące znaczenie dla wydajności przesiewania na mokro drobnych frakcji. Odkrycie to legło u podstaw rozwoju konstrukcji przesiewaczy wielopokładowych z równoczesnym podawaniem nadawy na każdy pokład. Jednym z najnowszych urządzeń tego rodzaju jest opracowany w firmie Derrick Corporation, Separation Technolgy Group (USA), pięciopokładowy przesiewacz z sitami poliuretanowymi, o zdolności przesiewania do 45 µm (325 mesh). Przesiewacz wyposażony w dwa wibratory o mocy 2x1,9 kW, osiąga wydajność dochodzącą do 350 t/godz., co stanowi 3- lub 4-krotny wzrost w porównaniu z urządzeniami starszego typu.

Aufbereitungstechnik 2013 nr 1 s.58-64

Wizualizacja i system sterowania złożonym kompleksem maszynowym

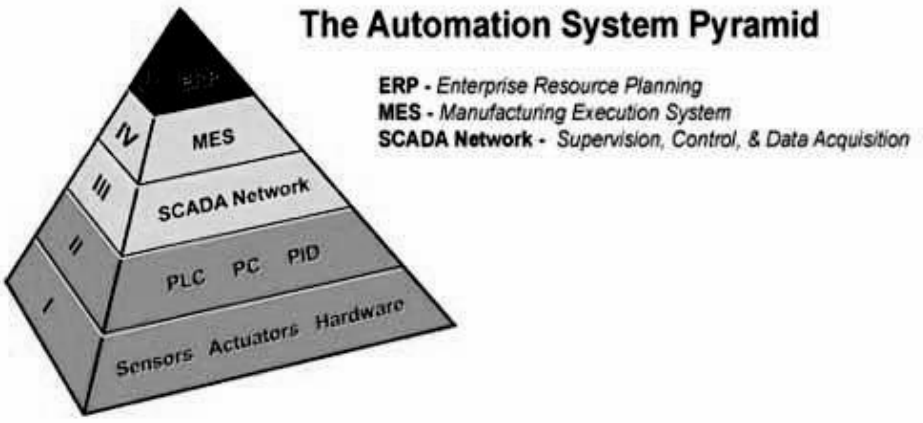
Mateusz Korczyński, Michał Koźmiński, Artur Halko– MineTronics GmbH/ MT-Silesia sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

Zastosowanie automatyki wraz z wizualizacją jest kolejnym, naturalnym krokiem w rozwoju przemysłu górniczego. Pełna i świadoma kontrola nad kopalnią oraz nad parkiem maszynowym pozwala zmaksymalizować wydajność, równocześnie minimalizując ryzyko niebezpiecznych zdarzeń i wypadków.

Naturalną hierarchię systemów automatyki ilustruje poniższa piramida. Operator, kontrolujący pierwotnie pojedynczy sterownik PLC, dzięki sieciom SCADA może z jednego miejsca sterować całym systemem złożonym z dziesiątek takich urządzeń. Stąd już tylko krok do sterowania całymi fabrykami złożonymi z wielu systemów. Na samym szczycie piramidy, operator zamienia się w menadżera posiadającego pełną informację o wszystkich fabrykach, bardzo często, z każdego miejsca na Ziemi.

Elementem przemieszczającym się pomiędzy poszczególnymi poziomami piramidy jest informacja. Jej szybkie przetworzenie i interpretacja pozwala na podejmowanie odpowiednich działań automatycznie lub przez operatora.



Rys.1. Piramida systemów automatyki [www.matec.org]

Niniejszy rozdział przedstawia zarys podstawowych informacji z dziedziny systemów SCADA. Zilustrowano je rozwiązaniami używanymi przez firmę MineTronics, opierając się na doświadczeniach autorów zdobytych podczas projektowania i implementacji systemów sterowania i wizualizacji dla samo-jezdnych kompleksów drążących.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Podstawowe informacje o systemach automatyki i wizualizacji

2.1. SCADA

SCADA (Supervisory Control and Data Acquisition) to termin opisujący systemy komputerowe nadzorującej zbierające dane z przebiegu procesu technologicznego lub produkcyjnego [2]. Używając tego terminu mamy zwykle na myśli centralne stanowisko zarządzania kompleksami przemysłowymi lub maszynowymi.

Początkowo systemy SCADA były systemami monolitycznymi. Wszelkie obliczenia wykonywane były na centralnej jednostce nie posiadającej połączenia z sieciami zewnętrznymi, a każdy z elementów posiadał dedykowaną linię do tegoż serwera. Następny krok stanowiły systemy rozproszone - w sieci występowało kilka jednostek liczących, które odpowiedzialne były jedynie za określone zadania i wymieniały ze sobą dane w czasie rzeczywistym [2]. Obecnie popularne stają się systemy SCADA z możliwością dostępu przez Internet.

2.2. Zadania systemu SCADA

Głównymi zadaniami systemu SCADA są:

- odbieranie informacji z elementów pomiarowych,
- wysyłanie poleceń do urządzeń wykonawczych,
- wizualizacja procesu,
- alarmowanie i raportowanie na podstawie analizy danych,
- archiwizacja danych.

2.3. Podstawowe elementy systemu SCADA

W skład systemu mogą wchodzić następujące elementy sprzętowe [2, 3]:

- komputer/serwer główny zbierający informacje z podsystemów – sprzęt, na którym zainstalowane jest główne oprogramowanie,
- HMI (Human Machine Interface) – urządzenia służące do interakcji z użytkownikiem – umożliwiają prezentację przetworzonych danych oraz wydawanie poleceń. Najczęściej są nimi monitory i manipulatory (myszka, klawiatura, joysticki, panele operatorskie),
- PLC (Programmable Logic Controller),
- DCS (Distributed Control System) – system kontrolujący procesy odbywające się w sposób ciągły,
- PAC (Programmable Automation Controller),
- RTU (Remote Terminal Unit) – urządzenia konwertujące sygnały z sensorów na możliwe do przesłania poprzez sieć,

– moduły komunikacyjne,
– sensory i aktuatory,
– infrastruktura teletechniczna.

Wielu producentów automatyki przemysłowej tworzy własne modyfikacje wymienionych wyżej urządzeń i często używa innego nazewnictwa.

2.4. Budowa programu wizualizacyjnego na podstawie oprogramowania Vispro

Najważniejszą rolę w systemie pełni serwer główny, do którego spływają dane ze wszystkich pozostałych urządzeń. Zainstalowane jest na nim oprogramowanie, które ma za zadanie obsłużyć komunikację, magazynować i przetwarzać dane oraz wyświetlać okna nadzorcze.

Autorzy wykorzystują w swojej pracy program Vispro stworzony przez firmę Visual Systems. Program ten składa się z kilku współpracujących ze sobą serwerów odpowiedzialnych za przechowywanie danych (*Iob*), obsługę środowiska graficznego (*Run*), monitorowanie współpracy pomiędzy serwerami (*Log*), wykonywanie formuł – cyklicznych obliczeń (*For*), generowanie wiadomości z odbieranych danych (*Msg*) czy rysowanie trendów (*Trd*) [4]. Fizycznie, wszystkie serwery działają na jednej jednostce komputerowej.

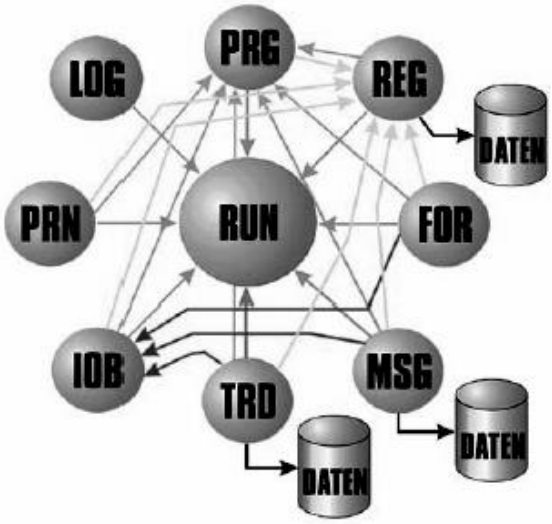
Zadaniem programisty jest stworzenie aplikacji obsługiwanej przez serwer *Run* składającej się z wzajemnie powiązanych okien nadzorczych (*preview window*). Każde okno nadzorcze może posiadać następujące elementy:
– liczbowa/tekstowa prezentacja wartości i informacji,
– graficzna prezentacja wartości i informacji,
– przyciski wyzwalające wykonanie funkcji,
– pola wprowadzania danych lub ustawień.

Rys.2. Liczbowa i graficzna prezentacja wartości [materiały własne]

Porządek okien nadzorczych oraz ich wygląd powinien umożliwiać szybkie dotarcie do niezbędnych operatorowi informacji. Warto zwrócić uwagę,

iż kolory, rozmieszczenie elementów w oknie nadzorczym, a nawet wygląd czcionek muszą być konsekwentnie używane zgodnie z uzgodnioną konwencją.

Dane do serwera *Iob* przekazywane są poprzez tzw. sterowniki (*driver*). Wymieniają one informacje używając standardowych protokołów komunikacyjnych (np. Modbus, Profibus, TCP/IP), bądź też protokołów specyficznych producentów urządzeń.



Rys.3. Powiązania pomiędzy serwerami w programie Vispro [4]

Z punktu widzenia struktury danych, cały system składa się ze zmiennych nazywanych także tagami bądź punktami (tag, datapoint). W literaturze spotkać można ich podział ze względu na źródło:

- zmienne typu „hard” – wartości pochodzące bezpośrednio z pomiarów,
- zmienne typu „soft” – wartości wynikające z obliczeń matematycznych wykonanych na podstawie zmiennych „hard”.

Zmienne typu „hard” można interpretować również jako szczególny przypadek zmiennych typu „soft” (operacja matematyczna polegająca jedynie na przypisaniu wartości).

Za wykonywanie cyklicznych operacji (formuł) tworzących zmienne „soft” odpowiedzialny jest serwer *For*.

3. Nowoczesny system kontroli mobilnego kompleksu drążącego

3.1. Opis mobilnego kompleksu drążącego

System, którym należy sterować składa się z wzajemnie połączonych modułów: drążącego oraz trzech towarzyszących (pomocniczych).

Ponadto na modułach towarzyszących zainstalowane są:

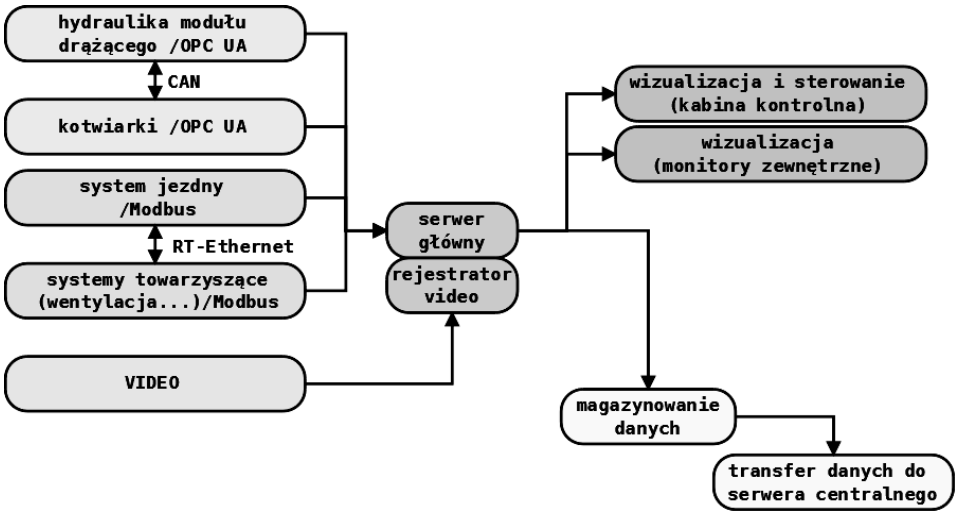
- kotwiarki,
- robot do natrysku betonu,
- zespół taśmociągów odstawiających urobek na tył maszyny,
- urządzenia wentylacyjne, chłodzące, zaopatrujące itp.

Całość stanowić ma kompletną, samobieżną instalację pozwalającą na drążenie i zabezpieczenie tunelu. Cykl pracy maszyny można podzielić na trzy etapy: przemieszczanie, pozycjonowanie względem ściany oraz drążenie. Równolegle do tych procesów odbywa się kotwienie oraz natryskiwanie betonu.

3.2. Struktura systemu

Prace nad integracją tak różnorodnego systemu wymagają przezwyciężenia kilku problemów technicznych wynikających z uwarunkowań ekonomicznych i prawnych. Z racji tego, że każdy podsystem wykonywany jest przez inną firmę, wyzwaniem staje się ich integracja w spójną całość. Na pierwszy plan wysuwa się problem pogodzenia ze sobą protokołów wymiany danych oraz różnych filozofii projektowania systemów.

Poniższy rysunek przedstawia schemat komunikacji pomiędzy głównymi elementami sterowania maszyny.



Rys.4. Schemat komunikacji [materiały własne]

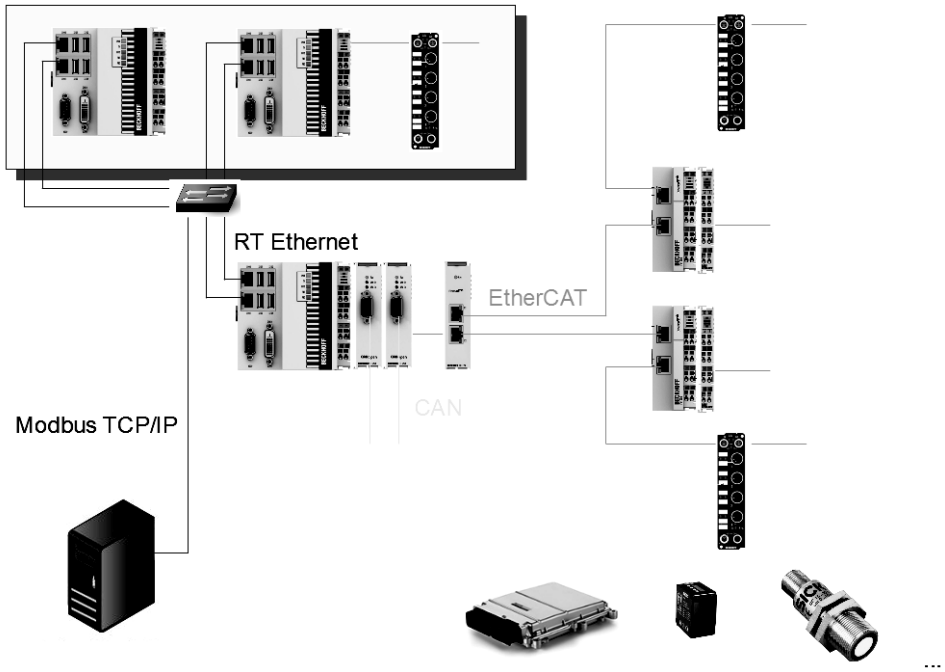
Za kontrolę nad hydrauliką systemu drążącego oraz kotwiarkami odpowiada tzw. zdalny system kontroli. Jest on podrzędny wobec serwera głównego SCADA (wymiana danych poprzez serwer OPC UA), lecz posiada wewnętrzne funkcje, które pozwalają mu reagować na sytuacje niebezpieczne nawet w przypadku braku łączności pomiędzy nimi. Hydraulika jest odpo-

wiedzialna za odpowiednie ustawienie oraz umocowanie modułu drążącego w tunelu. Ponadto umożliwia poruszanie się ramienia z bębnem urabiającym.

Kontrolę nad systemem jezdnym powierzono dwóm sterownikom PLC firmy Beckhoff. Współpracują one z „wyspami" (modułami RTU) odpowiedzialnymi za komunikację z sensorami oraz aktuatorami. Sterują one zestawem składającym się z pary gąsienic i kół na module drążącym oraz z trzech par gąsienic – po jednym na każdym z trzech pozostałych modułów.

W systemie jezdnym zaimplementowano algorytm, który umożliwia automatyczne utrzymywanie maszyny w centrum tunelu oraz podążanie zgodnie z wcześniej określoną ścieżką.

Dane zgromadzone podczas pracy maszyny stanowią źródło informacji nie tylko o stanie technicznym elementów systemu, lecz także o strukturze i budowie drążonej skały. Do ich przechowywania wykorzystano serwer główny, tworząc również możliwość zdalnego dostępu do tych danych z sieci.



Rys.5. Lokalizacja głównego sterownika systemu jezdnego w sieci [materiały własne]

Topologia sieci pozwala na komunikację każdego ze sterowników PLC z serwerem centralnym. Równocześnie prowadzony jest transfer danych w czasie rzeczywistym pomiędzy sterownikami (istotne w odniesieniu do pracy systemu jezdnego).

Niektórzy producenci kotwiarek implementują możliwość kontroli ich pracy z zastosowaniem profilu *Drill Rigs* standardu IREDES. Kopalnie stosu-

jące ten standard posiadają gotowe oprogramowanie interpretujące pliki w tym formacie, dlatego też integracja tego rozwiązania nie generuje niepotrzebnych kosztów. Również system SCADA może zwizualizować dane przesyłane w tym formacie, gdyż do ich interpretacji wystarczy jedynie parser języka XML znający strukturę profilu *Drill Rigs.*

3.3. Założenia systemu

Podczas procesu projektowania przyjęto następujące warunki i założenia:

- użycie standardu Ethernet w możliwie najszerszym zakresie,
- użycie standardu RT-Ethernet na poziomie komunikacji pomiędzy sterownikami PLC,
- architektura sieci umożliwiająca pełną kontrolę zdalną – konfigurację i zarządzanie aż do poziomu wejść/wyjść,
- system SCADA posiadający algorytmy, które na podstawie zgromadzonych danych umożliwia planowanie pracy (przewidywanie czasu potrzebnego do wykonania procesu, szacowanie godzin rozpoczęcia kolejnych procesów itp.).

Ponadto, należało zmierzyć się z problemami typowymi dla maszyn mobilnych:

- integracja magistrali CAN służącej do sterowania hydrauliką,
- zastosowanie sterowania systemem jezdnym za pomocą konrolera radiowego,
- synchronizacja wielu różnych jednostek napędowych (zarówno hydraulicznych, jak i elektrycznych),
- synchronizacja buforów kompensujących nierównomierne prędkości pomiędzy modułami.

3.4. Wizualizacja

Wizualizacja ma do spełnienia następujące zadania:

- kontrolę parametrów procesów, takich jak stan, temperatura, ciśnienie pomp hydraulicznych, położenie kotwiarek itp.,
- wydawanie poleceń sterujących systemem: uruchamianie i zatrzymywanie taśmociągów, wentylacji itp.,
- wydawanie poleceń dla obsługi będącej na zewnątrz maszyny,
- diagnostykę urządzeń wchodzących w skład systemu automatyki.

Sterowanie maszyną odbywa się z kabiny operatorskiej (*control room*) znajdującej się w tylnej części modułu drążącego. Wewnątrz przewidziano miejsce dla dwóch osób.

Wizualizacja jest zbudowana w programie Vispro firmy Visual Systems GmbH pracującym na serwerze z systemem Linux. Z racji na wykonywanie przez maszynę wielu procesów równolegle, sterowanie maszyną wymaga przełączania pomiędzy oknami nadzorczymi. Operator dysponuje więc tak zwanymi „wyspami informacji" na różnych monitorach i oknach nadzorczych.

Nasza koncepcja przewiduje zastosowanie czterech głównych monitorów. Dwa z nich prezentują obraz z kamer, które podłączone są do rejestratora wideo. Pozostałe zaś wizualizują parametry pracy maszyny w czasie rzeczywistym.

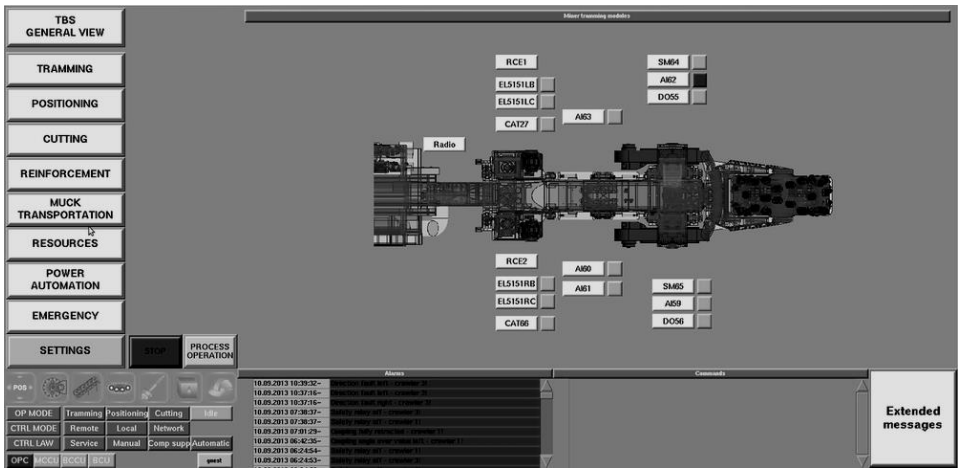
Rys.6. Monitory główne – przykładowa realizacja [materiały własne]

Dwa niezależne serwery SCADA z synchronizacją danych zapewniają działanie maszyny w razie awarii jednego z nich. Podczas normalnej pracy serwer główny wypełnia swoje zadania aktualizując równocześnie bazy danych na serwerze zapasowym. Gdy nastąpi awaria, kontrola nad maszyną zostaje natychmiast przekazana do serwera zapasowego, dzięki czemu można kontynuować pracę.

Monitory główne podłączone są do urządzeń typu Thin Client. Podczas normalnej pracy używane są one do wyświetlania dwóch różnych okien nadzorczych.

Ponadto, na zewnątrz maszyny znajdują się przemysłowe monitory dotykowe z wbudowanymi modułami Thin Client. Służą one jedynie do podglądu procesów – wydawanie poleceń za ich pomocą nie jest możliwe.

Operator wydaje polecenia z kabiny operatorskiej za pomocą myszki i klawiatury. Istnieją jednak operacje, które mogą być sterowane jedynie z zewnątrz. Należą do nich, między innymi, kierowanie maszyną podczas jazdy czy pozycjonowanie modułu drążącego względem ściany. Używany jest wtedy bezprzewodowy kontroler z joystickami.



Rys.7. Przykładowe okno nadzorcze [materiały własne]

4. Podsumowanie

Zbliżony do zaprezentowanego powyżej system zainstalowany jest na podziemnym kompleksie drążącym [1].

Rys.8. Podziemny kompleks drążący [1]

Łączna długość zespołu wynosi około 70 metrów. Bęben urabiający o średnicy 4,5 metra znajduje się na ruchomym ramieniu w pozycji prostopadłej do ściany. Posiada on 56 dysków tnących o średnicy 43 cm każdy. Możliwe jest podniesienie oraz przemieszczenie bębna w płaszczyźnie poziomej. Urabianie następuje poprzez zaklinowanie modułu drążącego w tunelu, a następnie wciskaniu obracającego się bębna w czoło ściany.

Literatura

1. Lovejoy C.: Fast Forward. Mining Magazine nr 6, 2012.
2. SCADA systems, [dostęp: 23 września 2013], Dostępny w internecie http://www.engineersgarage.com/
3. Moura J. A.: Materiały do wykładu „Automacao Industrial".
4. Dokumentacja programu Vispro.

System wibrodiagnostyczny maszyn górniczych

Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Dariusz Jasiulek, Jerzy Jura, Mariusz Latos, Krzysztof Stankiewicz – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Jednym z ważniejszych aspektów, mających wpływ na wydajną eksploatację złóż, jest właściwa i bezawaryjna praca maszyn. Podczas eksploatacji maszyn w trudnych warunkach, z dużym, często zmiennym obciążeniem, obserwuje się niekorzystne zmiany stanu podzespołów, co powoduje zmianę właściwości dynamicznych maszyny i generowanie sygnału drganiowego odzwierciedlającego te zmiany. Monitorowanie i analiza sygnału drgań umożliwia pozyskanie informacji o stanie technicznym urządzenia.

Przedstawiona tematyka jest częścią realizowanego w ramach konsorcjum ITG KOMAG z Kopex Machinery S.A. oraz Kopex Electric Systems S.A. projektu badawczego INERG pt.: „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju" dofinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach przedsięwzięcia IniTech. Celem projektu jest opracowanie i wytworzenie kombajnu ścianowego dedykowanego do pracy w pokładach niskich, współpracującego z innowacyjnym systemem obserwacji warunków pracy, diagnostyki i identyfikacji. Zastosowany system ma poprawić bezpieczeństwo pracowników odpowiedzialnych za obsługę kombajnu ścianowego, zwiększyć funkcjonalność, usprawnić serwis oraz ograniczyć jego koszty. Opracowany przez specjalistów ITG Komag, w ramach projektu, system diagnostyczny kombajnu ścianowego składa się z dwóch niezależnych podsystemów:

- podsystemu wibrodiagnostyki,
- podsystemu diagnostyki kombajnu za pomocą termowizji.

Poniżej opisany został podsystem wibrodiagnostyki, bazujący na analizie sygnałów drganiowych w celu monitorowania i diagnostyki elementów przekładni pracujących maszyn. Cechą charakterystyczną opisywanego systemu wibrodiagnostycznego jest możliwość jego pracy automatycznej przy zmiennych warunkach obciążenia w warunkach dołowych, co odróżnia go od innych systemów diagnostycznych [3].

Potrzeba stosowania systemu diagnostycznego wynika bezpośrednio z wysokich cen maszyn górniczych, wysokich kosztów przestoju przy potencjalnych awariach oraz ze sposobu ich eksploatacji. Ideą systemu jest wczesne wykrywanie uszkodzeń elementów przekładni oraz identyfikacja miejsca uszkodzenia i prognozowanie jego rozwoju, co umożliwi zwiększenie gotowości eksploatacyjnej maszyny. System będzie śledził trendy rozwoju uszkodzeń powstałych w wyniku stopniowego zużycia współpracujących

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

elementów mechanicznych. Stosując proponowany system wibrodiagnostyczny, służby serwisowe będą w stanie zdecydowanie wcześniej zaplanować wymianę potencjalnie uszkodzonych części, zanim dojdzie do ich definitywnego wykluczenia bez niepożądanego zatrzymywania maszyny górniczej. Prowadzi to do uzyskania znacznych korzyści (w tym finansowych), zarówno po stronie producenta, jak i użytkownika maszyny.

Opracowany system składa się z dwóch zasadniczych części:

- modułu sprzętowego, instalowanego na maszynie, który zbiera dane w postaci sygnałów, wstępnie je obrabia i sygnalizuje przekroczenie progów zmiany stanu,
- modułu programowego – systemu analizy i wnioskowania ekspertowego, działającego na komputerze zewnętrznym, gdzie odbywać się będzie szczegółowa diagnostyka pod kątem określenia rodzaju oraz miejsca wystąpienia ewentualnej awarii bądź niesprawności.

2. Moduł sprzętowy

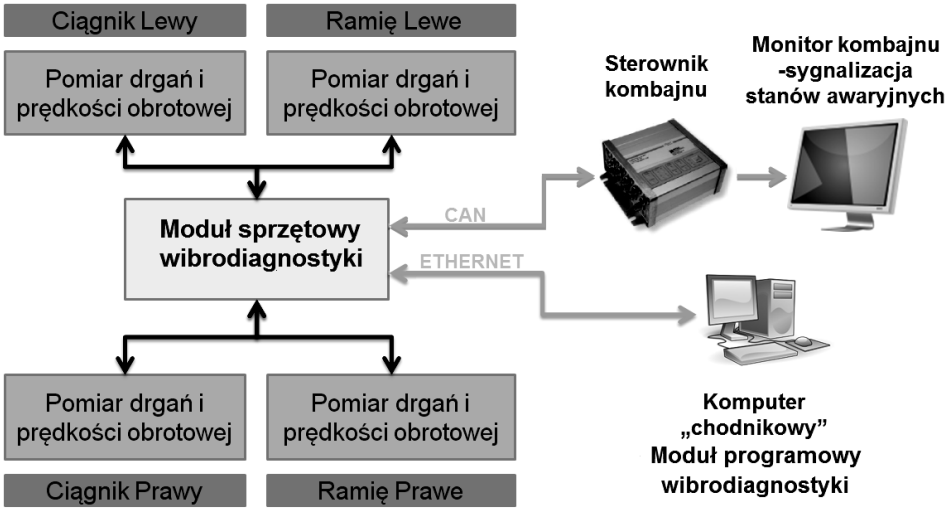
Moduł sprzętowy to część systemu wibrodiagnostyki, który instalowany jest bezpośrednio na diagnozowanej maszynie i do którego podłącza się niezbędne sensory. Moduł może pracować niezależnie, zachowując funkcję podsystemu monitorującego stan techniczny badanego podzespołu maszyny na podstawie sygnału z przetworników drgań. Moduł sprzętowy zbiera i analizuje dane o drganiach oraz inne informacje na temat stanu technicznego maszyny, zapewnia ich wstępną obróbkę i na tej podstawie sygnalizuje lokalnie (na maszynie) przekroczenie progów wartości dopuszczalnych. Dodatkowo transmituje dane do modułu programowego, działającego na komputerze zewnętrznym, gdzie odbywa się analiza diagnostyczna, umożliwiająca identyfikację wadliwych podzespołów przekładni.

Moduł sprzętowy wibrodiagnostyki posiada następujące cechy:

- akwizycja i przetwarzanie danych pomiarowych,
- zgodność z wymaganiami dyrektywy ATEX,
- niezawodność działania i szybkość przetwarzania danych,
- przeprowadzenie za pośrednictwem procesora sygnałowego (DSP), w czasie rzeczywistym, operacji arytmetycznych według zadanych algorytmów celem określenia stanu technicznego badanych podzespołów kombajnu,
- porównanie otrzymanych wyników z wcześniej określonymi wartościami granicznymi celem identyfikacji wystąpienia ewentualnych alarmów,
- komunikacja z głównym sterownikiem maszyny, w momencie wystąpienia stanu alarmowego - przesłanie informacji o jego lokalizacji,
- komunikacja z komputerem, na którym zainstalowano moduł programowy, w przypadku wykrycia stanu alarmowego – przesłanie danych pomiaro-

wych otrzymywanych bezpośrednio z sensorów zainstalowanych na poszczególnych podzespołach maszyny,
– duża przepustowość łącza danych.

Urządzenie zostało dostosowane do pracy w kopalni węgla kamiennego, zapewnia cechę przeciwwybuchowości I M2, posiada budowę iskrobezpieczną (poziom zabezpieczenia „i_b"). Struktura systemu zabudowanego na kombajnie ścianowym KSW-800NE została przedstawiona na rysunku. 1. Moduł zabudowany jest w skrzyni aparaturowej kombajnu, w związku z czym układy elektroniczne zostały umieszczone w specjalnej ekranowanej obudowie, aby zredukować wpływ zewnętrznych zakłóceń powodowanych przez pola elektryczne i magnetyczne.



Rys.1. Struktura połączeń systemu wibrodiagnostyki kombajnu ścianowego [Źródło: opracowanie własne]

Moduł sprzętowy systemu wibrodiagnostyki został wyposażony w następujące interfejsy pomiarowe:
– 12 kanałów pomiarowych typu ICP (IEPE), umożliwiających dołączenie czujników mierzących drgania,
– 6 wejść cyfrowych umożliwiających m.in. dołączenie czujników impulsowych z wyjściem typu NAMUR.

Kanały pomiarowe zostały wyprowadzone za pomocą 4 złącz (rys. 2). Taka konfiguracja została dopasowana do struktury kombajnu ścianowego, każde złącze jest dedykowane do konkretnego zespołu napędowego, gdzie przewidziano instalację trzech czujników drgań i jednego czujnika impulsowego. Urządzenie posiada możliwość zdalnej modyfikacji ilości aktualnie wykorzystywanych kanałów pomiarowych.

Rys.2. Moduł sprzętowy wibrodiagnostyki – złącza interfejsów pomiarowych [Źródło: opracowanie własne]

Informacje o stanie przekładni są uzyskiwane na podstawie analizy parametrów sygnału odbieranego z czujników drgań, w tym głównie amplitudy mierzonego sygnału, jego obwiedni, oraz amplitudy poszczególnych składowych widma częstotliwościowego. Praca w zmiennych warunkach eksploatacyjnych powoduje wzrost lub tłumienie wartości wymienionych parametrów, które będą silnie zależeć od chwilowego obciążenia organów urabiających. Nieuwzględnienie tego faktu w obliczeniach może prowadzić do błędnej interpretacji mierzonych sygnałów diagnostycznych, i co za tym idzie do niepotrzebnego zgłoszenia wystąpienia awarii. Aby wyeliminować ten problem i tym samych uniezależnić układ od warunków eksploatacyjnych, zastosowano czujniki mierzące prędkość obrotową organów urabiających, ponieważ obciążenie organów przekłada się bezpośrednio na prędkość ich obrotu. Pozwoli to również uzyskać sygnał synchronizujący, umożliwiający skuteczne filtrowanie stochastycznego szumu wynikającego z warunków eksploatacyjnych. Czujniki mierzące prędkość obrotową zabudowano również na mechanizmach posuwu kombajnu. Informacja o aktualnej prędkości obrotowej podczas rejestracji sygnałów z czujników drgań, jest niezbędna do prawidłowego określenia częstotliwości charakterystycznych wirujących elementów diagnozowanego podzespołu. Stopień obciążenia przekładni badanych podzespołów maszyny jest również identyfikowany na podstawie prądów na liniach zasilających silniki. Informacje te pobierane są z systemu sterowania maszyny.

Moduł sprzętowy systemu wibrodiagnostyki wyposażony został w następujące interfejsy funkcjonalne:

- złącze zasilania 12 V,
- złącze USB,
- złącze magistrali CAN,
- złącze Ethernet,
- złącze światłowodowe interfejsu Ethernet.

Wymienione interfejsy funkcjonalne zostały wyprowadzone za pomocą złącz typu M12 (poza złączem światłowodowym). W zależności od potrzeb urządzenie może posiadać jedno lub dwa złącza Ethernet, optymalna konfiguracja zakłada jedno złącze przewodowe oraz jedno światłowodowe. Na rysunku 3 przedstawiono prototyp modułu, w którym światłowód przeprowadzono przez dławnicę (w finalnym rozwiązaniu w miejsce dławnicy zamontowane będzie złącze światłowodowe).

Rys.3. Moduł sprzętowy wibrodiagnostyki – złącza funkcjonalne [Źródło: opracowanie własne]

Interfejs Ethernet służy do komunikacji pomiędzy modułem sprzętowym i modułem programowym, zainstalowanym na komputerze chodnikowym. W module sprzętowym zainstalowano serwer udostępniający dane pomiarowe. W tym celu wykorzystano protokół TCP/IP zapewniający odpowiednią szybkość oraz niezawodność przesyłu danych. Zaimplementowano protokół sieciowy w wersjach IPv4 oraz IPv6 oraz niestandardowy protokół organizacji danych. Z komputera chodnikowego (na którym instalowany jest moduł programowy) do modułu sprzętowego wysyłane są dane konfiguracyjne, za pomocą bezpiecznego protokołu SSH. Dane te są zapisywane w nieulotnej pamięci Flash. W pakiecie danych konfiguracyjnych znajdują się m. in.

informacje dotyczące kinematyki badanych podzespołów, ilości używanych kanałów pomiarowych, wartości kalibracyjnych itp.

Interfejs CAN zastosowano głównie ze względu na połączenie z centralnym systemem sterowania maszyny. Za jego pośrednictwem wysyłane zostają m.in. komunikaty informujące o wykryciu stanów alarmowych, takich jak np. przekroczenie dopuszczalnego poziomu drgań danego podzespołu. W urządzeniu zaimplementowany został protokół CANopen. Dane przesyłane magistralą CAN w przypadku urządzenia dedykowanego do kombajnu ścianowego KSW-800NE są następujące:

- wartości prądu obciążenia silników w poszczególnych podzespołach maszyny (dane odbierane),
- stan czujników zainstalowanych na poszczególnych podzespołach maszyny (dane wysyłane),
- poziom drgań poszczególnych podzespołów, ew. zgłoszenie stanu alarmowego (dane wysyłane).

Poza bieżącym wysyłaniem danych pomiarowych do modułu programowego uruchomionego na zewnętrznym komputerze, w module sprzętowym systemu wibrodiagnostyki wybrane serie pomiarowe zostają zapisane w pamięci zewnętrznej dołączonej do interfejsu USB. W tym celu skonstruowano urządzenie typu pendrive o symbolu PN-1 4MB, które wykonane jest w wersji iskrobezpiecznej (rys. 4). Zastosowano pamięć o pojemności 4 GB.

Rys.4. Pamięć USB w wersji iskrobezpiecznej [Źródło: opracowanie własne]

Moduł sprzętowy zawiera również diody sygnalizacyjne (rys. 5), którym kolejno przypisano następujące funkcje:

- stan napięcia zasilania,
- stan pracy urządzenia,

- stan techniczny badanego obiektu,
- awaria elementu pomiarowego (czujnika),
- status interfejsu Ethernet,
- status drugiego interfejsu Ethernet – jeśli w konfiguracji występują dwa złącza np. przewodowe i światłowodowe.

Rys.5. Moduł sprzętowy wibrodiagnostyki – diody sygnalizacyjne [Źródło: opracowanie własne]

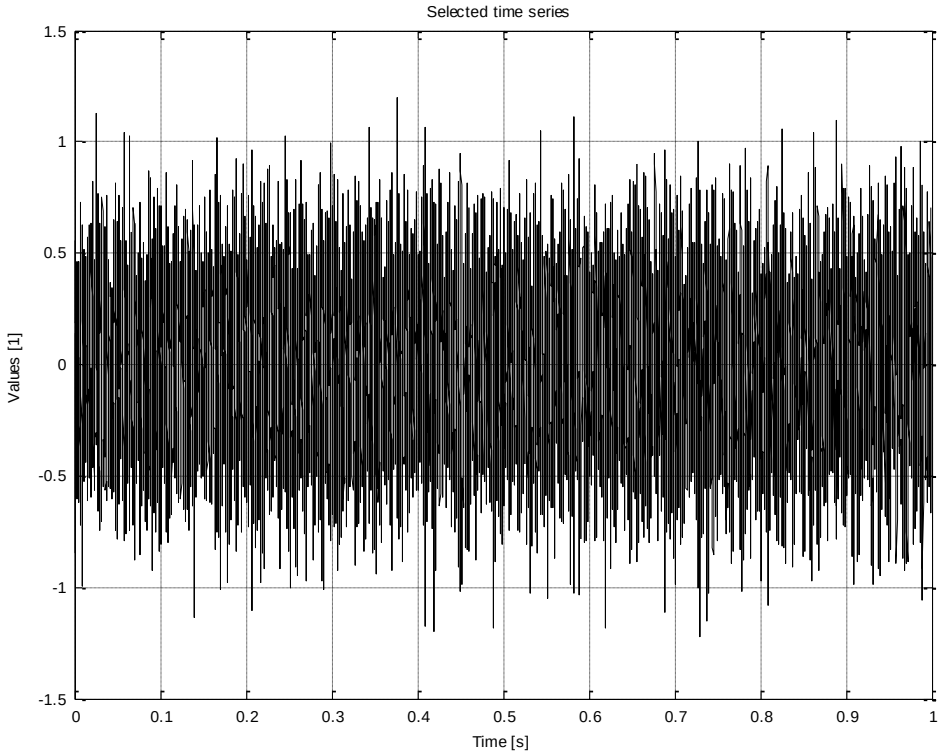
Biorąc pod uwagę liczbę czujników oraz potrzebę przetwarzania dużej ilości pozyskiwanych danych w czasie rzeczywistym, projektanci modułu sprzętowego stanęli przed koniecznością zastosowania bardzo szybkiej i wydajnej jednostki sterującej pracą urządzenia. W tym celu wykorzystano dwurdzeniowy procesor należący do klasy specjalizowanych układów przeznaczonych do cyfrowej obróbki sygnałów. Na jednym rdzeniu funkcjonuje wbudowany system operacyjny, przejmujący zadania związane głównie z komunikacją i konfiguracją systemu. Drugi, obok funkcji związanych z akwizycją danych pomiarowych, wykonuje szereg złożonych obliczeń związanych z ich analizą. Do zalet zastosowania systemu operacyjnego należy nie tylko zwiększenie niezawodności pracy, ale również fakt, że firmware może być konfigurowany, modyfikowany i debugowany w wierszu poleceń poprzez sieć Ethernet (z wykorzystaniem protokołu SSH), bez konieczności demontażu urządzenia z obiektu.

3. Wyniki pomiarów

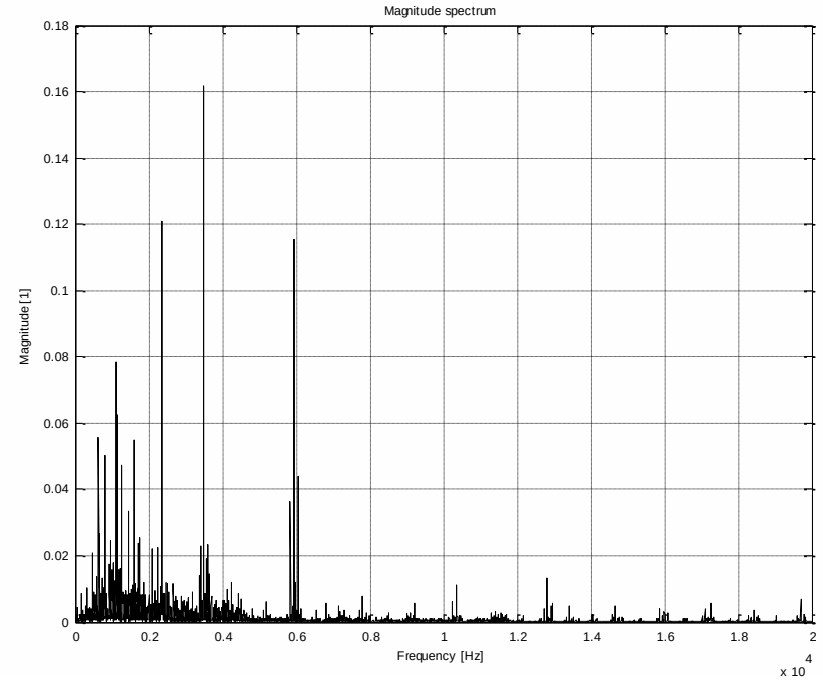
Moduł sprzętowy systemu wibrodiagnostyki został przetestowany podczas prób wybranego typu kombajnu ścianowego w hali montażowej oraz podczas eksploatacji tego samego typu kombajnu w kopalni. Przykładowe przebiegi sygnałów, mierzonych czujnikiem drgań zainstalowanym na ramieniu kombajnu, zarejestrowanych podczas testów oraz ich widma częstotliwościowe zostały przedstawione na poniższych rysunkach. Rysunku 6 i 7 reprezentują drgania

kombajnu poruszającego się po torze testowym w hali montażowej, natomiast rysunku 8 i 9 reprezentują drgania kombajnu w trakcie urabiania pokładu węgla kamiennego.

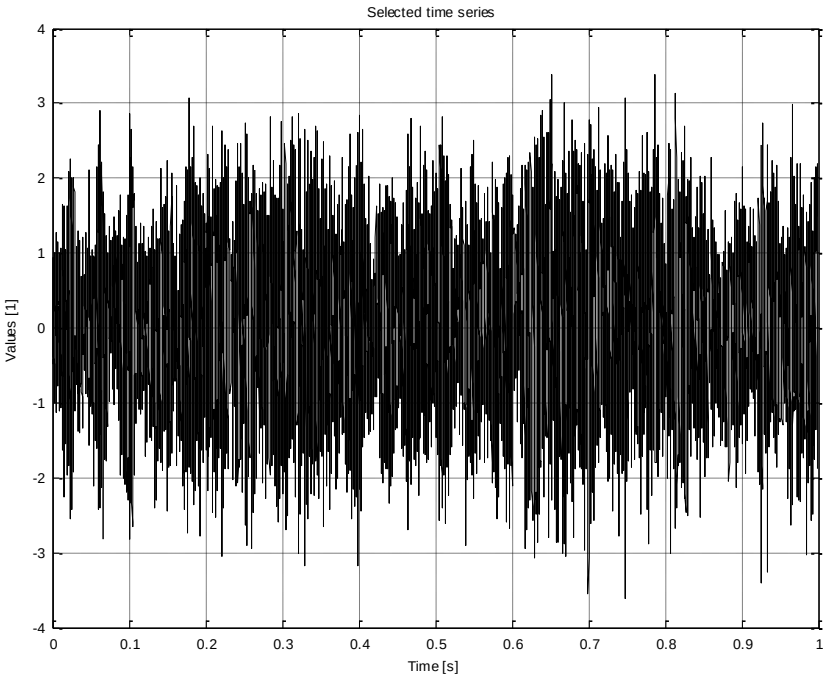
Amplituda drgań rejestrowanych podczas prób w kopalni jest kilkakrotnie wyższa w porównaniu do drgań rejestrowanych bez obciążenia podczas prób w hali montażowej. Głównym czynnikiem mającym wpływ na taki stan rzeczy jest obciążenie, mniejszy wpływ ma zużycie poszczególnych podzespołów. Najbardziej znaczące składowe widma sygnałów zmierzonych w kopalni nie pokrywają się z częstotliwościami charakterystycznymi wynikającymi z analizy kinematyki przekładni badanego kombajnu, ponieważ ich źródłem są czynniki związane z warunkami pracy (np. kontaktem noży urabiających z calizną). Aby wyeliminować wpływ warunków eksploatacyjnych i aby z rejestrowanych sygnałów pozyskiwać tylko informacje użyteczne diagnostycznie, należy zastosować rozbudowane algorytmy filtracji i analizy sygnałów. Do tego celu został utworzony moduł programowy systemu.



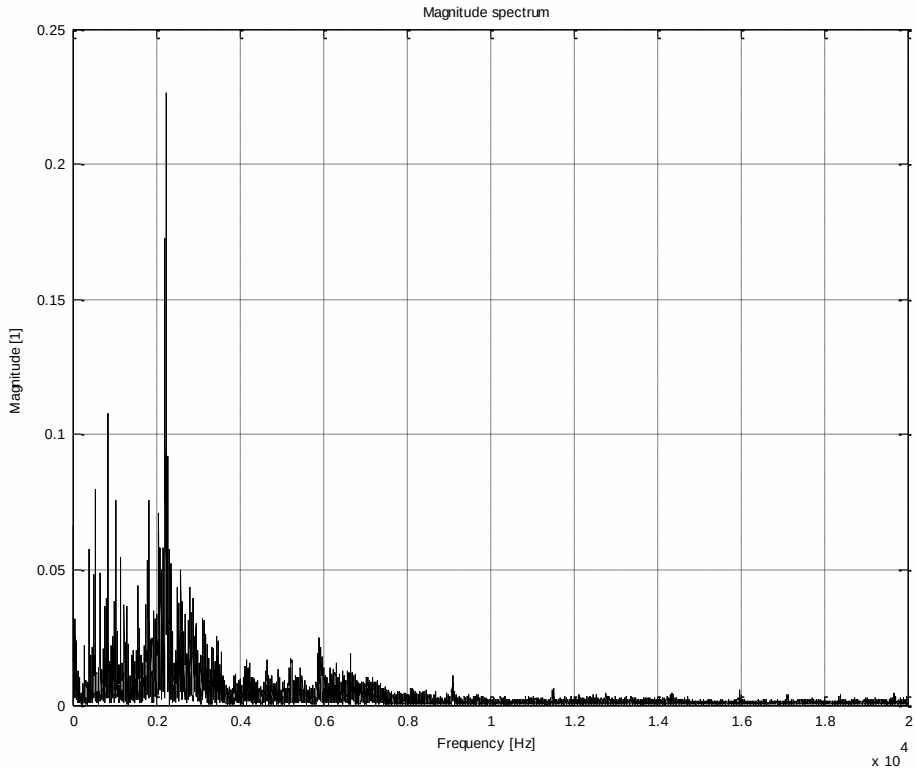
Rys.6. Przykładowy sygnał przyspieszenia drgań ramienia kombajnu podczas testów w hali montażowej [Źródło: opracowanie własne]



Rys.7. Widmo częstotliwościowe sygnału z rys. 4.1 [Źródło: opracowanie własne]



Rys.8. Przykładowy sygnał przyspieszenia drgań ramienia kombajnu podczas pracy w kopalni [Źródło: opracowanie własne]



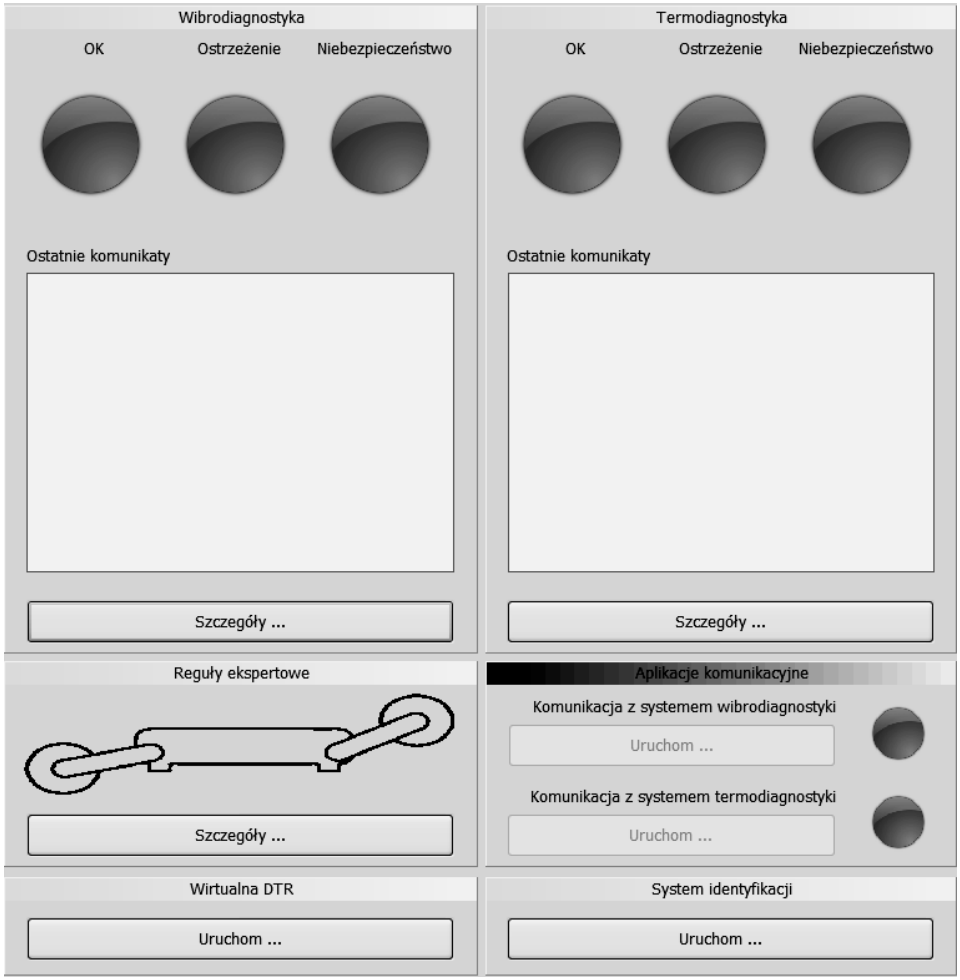
Rys.9. Widmo częstotliwościowe sygnału z rys. 4.3 [Źródło: opracowanie własne]

4. Moduł programowy

Niezbędnym elementem funkcjonowania całego systemu wibrodiagnostyki jest programowa warstwa zarządzająca. Oprogramowanie na komputer klasy PC ma za zadanie:

- parametryzować moduł sprzętowy;
- odbierać dane poprzez moduł sprzętowy, m.in. informacje o drganiach z zainstalowanych czujników przyspieszenia oraz pozostałe informacje charakterystyczne dla danej maszyny,
- dokonywać agregacji i analizy otrzymanych danych,
- predykować uszkodzenia wybranych elementów maszyny górniczej przy współpracy z systemem ekspertowym [6, 7],
- wizualizować stan maszyny górniczej i generować komunikaty o potencjalnych zagrożeniach.

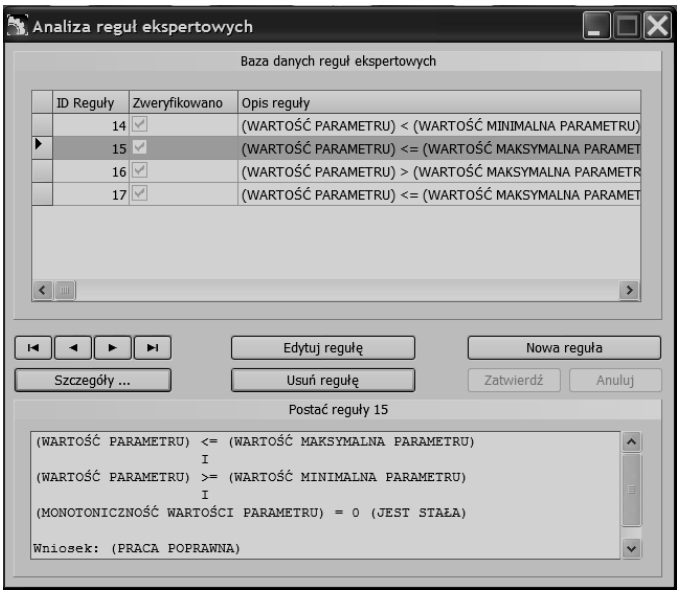
W chwili obecnej oprogramowanie wibrodiagnostyczne jest zaprojektowane jako dedykowane do diagnostyki kombajnu ścianowego KSW-800NE i jest częścią większego oprogramowania, o którym mowa we wstępie (rys. 10).



Rys.10. Okno główne oprogramowania diagnostycznego-identyfikacyjno-dokumentacyjnego [9]

Oprogramowanie wibrodiagnostyczne składa się z 3 części:

- aplikacji głównej, dokonującej analizy danych zgromadzonych w bazie danych, predykcji uszkodzeń i wizualizacji stanu maszyny górniczej i całego systemu diagnostycznego (rys. 10),
- aplikacji komunikacyjnej, bez warstwy wizualnej, komunikującej się bezpośrednio z warstwą sprzętową i zapisującą odebrane dane do bazy danych,
- aplikacji do edycji istniejących oraz kasowania i tworzenia nowych reguł ekspertowych, używanych przez system ekspertowy do predykcji uszkodzeń (rys. 11).



Rys.11. Okno szczegółowej analizy, modyfikacji i propozycji reguł ekspertowych [9]

Aplikacja komunikacyjna

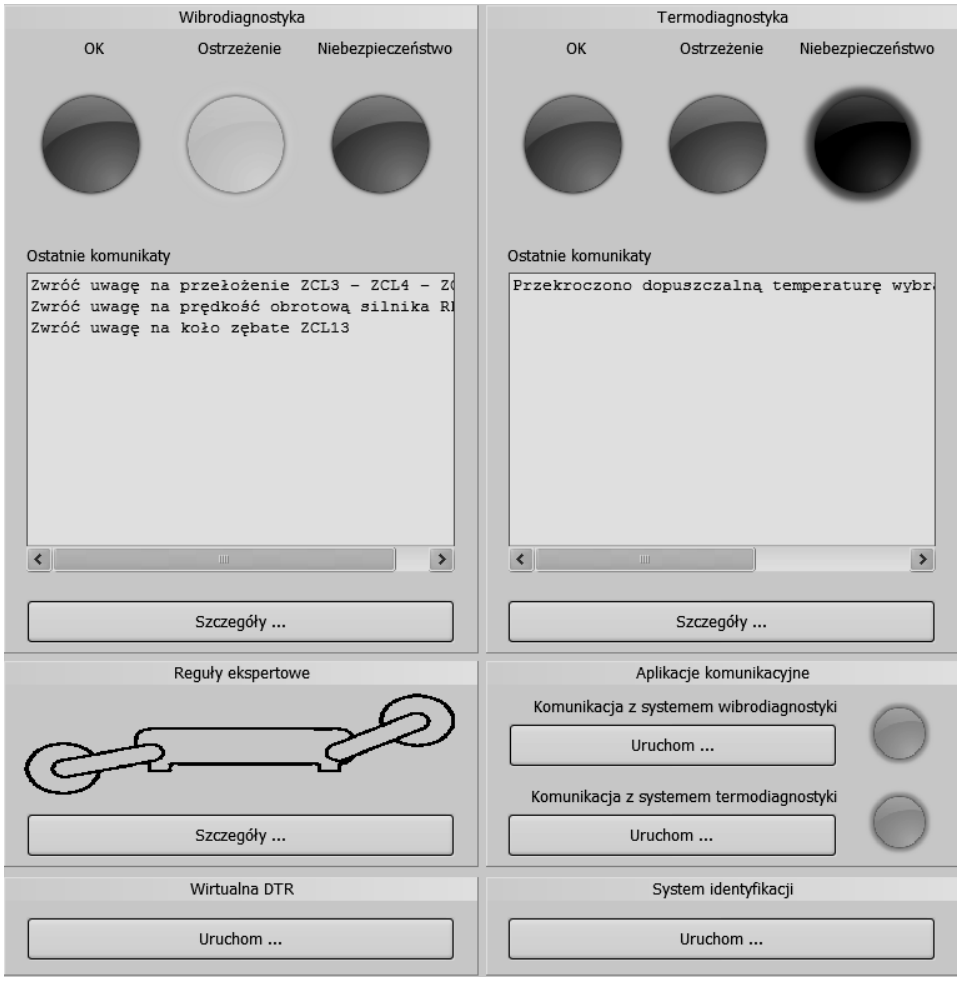
Aplikacja główna musi być uruchomiona na komputerze chodnikowym z aktywną aplikacją komunikacyjną, gdyż tylko komputer chodnikowy będzie połączony z systemami kombajnu i poprawne dane będą zapisywane do bazy danych. Lokalizacja bazy danych może być różna (dane nie muszą być składowane lokalnie). Będzie to miało tę zaletę, że inni użytkownicy, którzy będą chcieli podejrzeć historię działania modułu oraz wnioski, jakie były wysuwane, będą mogli to zrobić uruchamiając aplikację główną w trybie off-line.

Aplikacja główna

Aplikacja główna po otrzymaniu komunikatu systemowego o dostępności nowej sekwencji danych dokonuje ich wczytania. Następnie, znając schematy kinematyczne napędów i ramion kombajnu KSW-800 wraz z aktualnymi wartościami parametrów [9], obliczane są częstotliwości charakterystyczne uszkodzeń wybranych elementów kombajnu, np. częstotliwości uszkodzeń lokalnych lub zazębień, w zależności od aktualnych prędkości obrotowych silników [1, 2, 8]. Wybrane sekwencje czasowe zarejestrowanych sygnałów wibrodiagnostycznych są poddawane transformacie Fouriera i odpowiednio filtrowane, tak aby uzyskać stosunkowo wysoki współczynnik SNR (signal-to-noise ratio) przy interesujących przedziałach częstotliwości [4, 5]. Wartości składowych przy obliczonych wartościach częstotliwości charakterystycznych są zapisywane do bazy danych. Korzystając z wiedzy ekspertów dotyczącej

możliwych przedziałów zmian parametrów oraz stosowaniu adekwatnych reguł ekspertowych generowane są informacje wejściowe dla sytemu ekspertowego. Następnie system ekspertowy dokonuje wnioskowania, co prowadzi do wyświetlenia w oknie głównym tych wniosków, które mogą sugerować potencjalną awarię (rys. 12). Dodatkowo aplikacja wizualizuje stan poprzez zapalenie kolorowych sygnalizatorów (rys. 12):

- zielony – praca poprawna,
- żółty – należy zwrócić uwagę na zmiany wybranych parametrów, bo charakter zmian wygląda niepokojąco,
- czerwony – należy jak najszybciej zareagować, gdyż wartości wybranych parametrów nie mieszczą się w założonym przedziale, odpowiadającemu pracy poprawnej.



Rys.12. Okno aplikacji głównej z przedstawioną reakcją po analizie przykładowych danych [9]

Obliczone teoretycznie częstotliwości charakterystyczne nie pokryją się idealnie z rzeczywistymi. Jest konieczność zbudowania algorytmu kojarzenia uszkodzeń z odpowiednimi elementami kombajnu na zasadzie pomiaru odległości widmowej (czy błędu szacowania) pomiędzy rzeczywistym a teoretycznym położeniem składowych w widmie. Istnieje też bardzo realna możliwość nakładania się składowych częstotliwości pochodzących z różnych elementów kombajnu - dane do systemu ekspertowego nie zawsze będą unikalne. Co więcej szerokopasmowe zakłócenia znacząco utrudniają filtrację w celu podniesienia współczynnika SNR. Wszelkie inne próby pozbycia się szumów z sygnału napotykają na problemy, gdyż oprócz poprawy stosunku sygnału do szumu (SNR) modyfikowane są wartości składowych częstotliwościowych oraz zależności fazowe w sygnale, co może diametralnie zmienić wyniki wnioskowania diagnostycznego. Ponieważ ta wersja oprogramowania zakłada głównie analizę częstotliwościowych składowych charakterystycznych w sygnale, wystarczy stosowanie filtrów wąskopasmowych, o odpowiednio dużej dobroci (co samo w sobie jest wyzwaniem), oraz zastosowanie przekształceń poprawiających stosunek sygnału do szumu (SNR). Ze względu na szybkość obliczeń, szczególnie przy systemie pracującym on-line, sugerowane jest zastosowanie filtracji pasmowej w dziedzinie częstotliwości (zamiast filtracji w dziedzinie czasu), co wymaga pojedynczej transformaty Fouriera i odpowiedniej selekcji próbek.

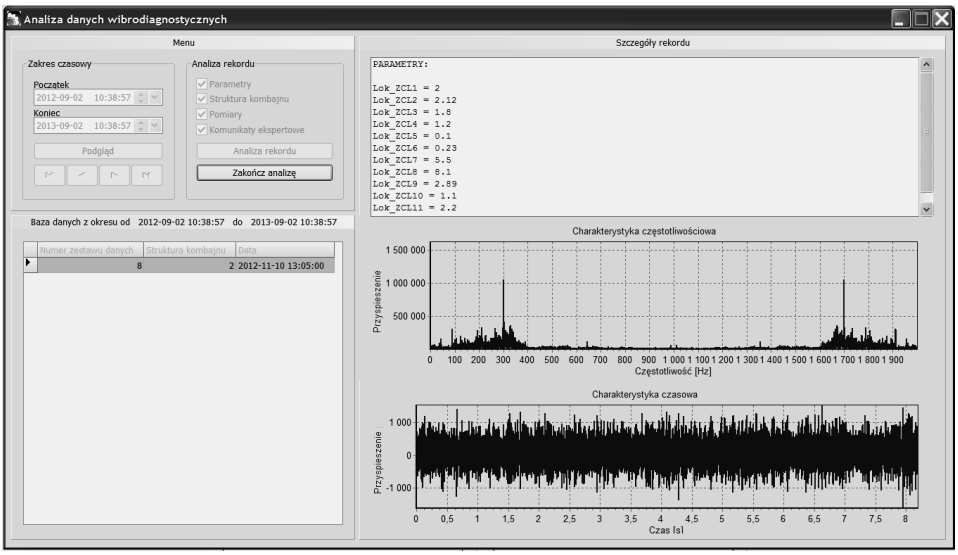
Z pojedynczego sygnału wibrodiagnostycznego należy wydobyć minimum 80 składowych charakterystycznych, które w stanie surowym są silnie zakłócone. Przetwarzanie każdego sygnału osobno jest kłopotliwe z powodu ilości danych do przetworzenia, powoduje to problemy z innymi procesami (czasu pseudo-rzeczywistego) i co najważniejsze, zbyt szybko zwiększałaby się objętość bazy danych. Podjęto decyzję, że składowe charakterystyczne będą liczone z uśrednionych wyników z czujników znajdujących się we wspólnej lokalizacji, np. z czujników znajdujących się w ramieniu lewym, z czujników znajdujących się w ciągniku prawym, itp. Dzięki temu zachowane są dane surowe (można je podczas okresowego serwisu zanalizować), konkretne częstotliwościowe składowe charakterystyczne liczone są tylko raz, a objętość bazy danych zwiększa się w zadowalającym tempie.

Wnioskowanie ekspertowe będzie podzielone na etapy, zależne od trybu wnioskowania (stan kół zębatych, przełożeń, prędkości obrotowe silników, obciążenia) i będzie wywoływane przy każdym parametrze związanym z danym trybem. Parametry to np.:

- amplituda składowej widma charakteryzującej uszkodzenie lokalne koła zębatego ZCL12,
- amplituda składowej widma charakteryzującej uszkodzenie przełożenia ZRP1 – ZRP2 – ZRP3.

Do wdrożenia systemu ekspertowego wykorzystane zostało narzędzie programowe CLIPS. Jest to środowisko zawierające silnik dokonujący wnioskowania w przód na podstawie zbioru reguł i faktów. Po wybraniu opcji informacji szczegółowych w oknie aplikacji głównej ukaże się okno z rysunku 13. Po uszczegółowieniu zakresu czasowego dostępne będą rekordy, przy czym każdy z nich będzie reprezentował zestaw danych z różnych tabeli relacyjnej bazy danych. Po skonkretyzowaniu interesujących operatora szczegółów rekordu odpowiednie informacje zostaną wyświetlone. Informacje te to:

– analizowane parametry,
– struktura kombajnu,
– dane czasowe z czujników drgań i ich widmo (w postaci wykresów),
– komunikaty ekspertowe (wnioski) powstałe po analizie wyżej wymienionych danych.



Rys.13. Okno szczegółowej analizy danych wibrodiagnostycznych [9]

Aplikacja do edycji bazy reguł ekspertowych

W momencie startu systemu baza wiedzy zawiera reguły wnioskowania wprowadzone przez pracowników KOMAG o odpowiedniej strukturze. Niewiadoma jest struktura i postać danych, które będą dodawane przez specjalistów w późniejszym czasie. Przeanalizowano wiele dróg rozwiązań, polegających m.in. na mniej lub bardziej szczegółowym tworzeniu gotowych, funkcjonalnych reguł. Wszystkie rozwiązania wprowadzały też konieczność trudnych do przewidzenia korekt, niemożliwych do zastosowania automatycznie lub ograniczających możliwość sugestii nowych reguł. Aby nie ograniczać osób wprowadzających nowe dane podjęto decyzję o pozostawieniu

dużej swobody operatorom, poprzez umożliwienie wprowadzania reguły w postaci opisowej. Reguła taka nie będzie brana pod uwagę podczas wnioskowania, aż do momentu jej zweryfikowania przez twórców systemu i odpowiedniej korekty pracy systemu ekspertowego.

5. Podsumowanie

W rozdziale przedstawiono system wibrodiagnostyczny, który powstał w ramach projektu INERG związanego z budową kombajnu ścianowego KSW-800NE firmy Kopex Machinery S.A. System składa się z dwóch zasadniczych części:

- modułu sprzętowego, którego celem jest zbieranie danych pomiarowych, ich wstępna analiza oraz identyfikacja stanów nieprawidłowej pracy,
- modułu programowego, działającego na komputerze zewnętrznym, który przeprowadza dokładną analizę danych pomiarowych, umożliwiającą wykrywanie i identyfikację uszkodzeń oraz prognozowanie ich rozwoju.

Innowacyjność zrealizowanego projektu polega w głównej mierze na dostosowaniu do pracy w zmiennych warunkach eksploatacyjnych. Zastosowanie systemu będzie miało pozytywny wpływ na wzrost niezawodności eksploatacyjnej maszyny, obniży również koszty wynikające z przestojów maszyn powodowanych wystąpieniem i usuwaniem awarii. Wczesne wykrywanie usterki i usunięcie uszkodzonych elementów w odpowiednim czasie, wydłuży czas pracy maszyny oraz nie dopuści do takiego rozwoju uszkodzenia, który może mieć wpływ na pracę innych elementów maszyny.

Literatura

1. Bartelmus W.: Diagnostyka Maszyn.Górnictwo Odkrywkowe. Wyd. Śląsk, 1998.
2. Bartelmus W.: Analiza alternatywnych rozwiązań konstrukcyjnych napędu głowicy i posuwu kombajnu w celu wyznaczenia analitycznie charakterystycznych częstotliwości drgań określających stan techniczny napędów. Wyznaczenie metod analizy sygnałów drganiowych dla napędów, współudział w analizie wyników powstałych z analizy sygnałów, określenie stanu badanego układu. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, 2011.
3. Barszcz T.: Systemy monitorowania i diagnostyki maszyn. Wydawnictwo Instytutu Technologii Eksploatacji – PIB, Kraków 2006.
4. Latos M.: Active noise reducing earplug with speech signal processing. Rozprawa doktorska, Politechnika Śląska, Gliwice 2011.
5. Lyons G.L.: Wprowadzenie do cyfrowego przetwarzania sygnałów. WKŁ, Warszawa 2010.
6. Mulawka J.J.: Systemy ekspertowe. WNT, Warszawa 1996.

7. Niedereliński A.: Regułowo-modelowe systemy ekspertowe. Jacek Skalmierski Computer Studio, Gliwice 2006.
8. Zimroz R.: Diagnostyka układu napędowego organu urabiającego kombajnu ścianowego. Etap1: Wykonanie obliczeń częstotliwości, analiza komputerowa sygnałów diagnostycznych w środowisku MATLAB napędu ramienia kombajnu, współudział w analizie wyników. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, 2011.
9. Projekt „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju" – INERG, realizowany w ramach przedsięwzięcia INITECH, dofinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju (ZPB/5/64812/IT2/10). Materiały nie publikowane.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu badawczego INERG dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Czy wiesz, że...

…górnictwo węglowe nadal jest istotną gałęzią gospodarki nie tylko polskiej czy europejskiej, ale światowej. Prognozy Międzynarodowej Agencji Energii wykazują, że globalne zapotrzebowanie na węgiel oraz jego zużycie będą rosnąć. W ciągu ostatnich 20 lat wydobycie węgla kamiennego na wszystkich kontynentach podwoiło się, osiągając poziom prawie 7 mld ton, a węgla brunatnego – blisko 1 mld ton. Światowy rynek węgla rośnie i nie sposób tu przecenić roli Chin. Do końca roku 2017 mogą one przewyższyć resztę państw w zakresie zużycia tego surowca. Popyt na czarne paliwo wzrasta wszędzie poza Stanami Zjednoczonymi – z powodu boomu na gaz łupkowy na tamtejszym rynku.

Nowy Przemysł 2013 nr 5 s.74-78

Innowacyjne rozwiązanie diagnostyki wybranych zespołów kombajnu ścianowego z zastosowaniem termowizji

Bartosz Polnik, Zdzisław Budzyński, Mariusz Latos – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Producenci i użytkownicy maszyn oraz urządzeń górniczych coraz częściej wykorzystują nowoczesne rozwiązania do diagnozowania ich stanu. Głównym celem jest wcześniejsze sygnalizowanie o możliwości wystąpienia awarii, a tym samym odpowiednio wcześniejsze planowanie remontów [6]. Z uwagi na specyfikę warunków w jakich pracują maszyny i urządzenia górnicze (np. atmosfera wybuchowa) koszty maszyn w wykonaniu przeciwwybuchowym są bardzo wysokie. Stąd też wszelkiego rodzaju awarie powodujące zatrzymanie pracy w wyrobisku górniczym niosą za sobą straty związane z zatrzymaniem produkcji. W celu ograniczenia wystąpienia ww. sytuacji, użytkownicy maszyn górniczych mają do dyspozycji szereg wysokiej klasy urządzeń kontrolno-pomiarowych [6]. Przeważnie są to czujniki drgań, ciśnienia czy też temperatury. Są to elementy wymagające ingerencji w konstrukcję maszyn i często z racji warunków eksploatacji ulegają awariom. Stąd do prowadzenia monitoringu maszyn górniczych proponuje się bezstykowe metody pomiaru. Jedną z nich jest metoda termografii [3]. W niniejszej monografii omówiono możliwości zastosowania kamer termowizyjnych do diagnozowania maszyn górniczych na przykładzie kombajnu ścianowego. Zaprezentowano opracowaną aplikację programową do automatycznego monitoringu maszyny górniczej i pokazano wyniki badań stanowiskowych.

2. Termografia a górnictwo

Termowizja [4] (termografia, zobrazowanie termiczne) jest dziedziną techniki zajmującą się detekcją, przetwarzaniem, wizualizacją i rejestracją promieniowania podczerwonego emitowanego przez obiekty. Otrzymany obraz (termogram) jest odwzorowaniem rozkładu temperatury na powierzchni obserwowanego (badanego) obiektu. Podstawowa zależność opisująca promieniowanie (prawo Plancka), przedstawia gęstość widmową egzytancji ciała doskonale czarnego jako funkcję temperatury i długości fali [10]. Jest to moc emitowana z jednostkowej powierzchni ciała doskonale czarnego do półprzestrzeni, dla określonej długości fali promieniowania elektromagnetycznego [10]:

$$M_{e,\lambda,c} = \frac{2\pi hc^2}{\lambda^5\left(e^{\frac{hc}{e\lambda kT}} - 1\right)} \quad \left[\frac{W}{m^3}\right] \tag{1}$$

gdzie:

$h = 6{,}62 \cdot 10^{-34}$ [J · s] – stała Plancka,

c – prędkość światła,

$k = 1{,}38 \cdot 10^{-23}$ [J/K] – stała Boltzmanna,

T [K] – temperatura ciała doskonale czarnego.

Definicję gęstości widmowej egzystancji energetycznej przedstawia się następująco [10]:

$$M_{e,\lambda,c} = \frac{dM_{e,c}(\lambda)}{d\lambda} \tag{2}$$

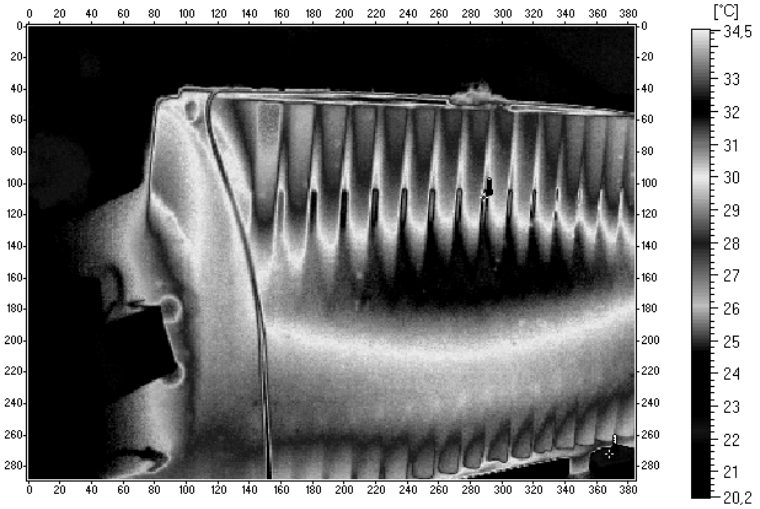
Ze wszystkich możliwych zastosowań termowizji w różnych dziedzinach techniki, najbliższe górnictwu jest jej zastosowanie w energetyce [6], a w szczególności przy kontroli rozdzielnic i transformatorów – rysunek 1. Transformatory podlegają oględzinom zewnętrznym zarówno w czasie ich normalnej eksploatacji, jak i w etapach międzyoperacyjnych w czasie produkcji lub remontu. Na będącym w eksploatacji transformatorze dokonuje się kontroli termowizyjnej zewnętrznych powierzchni kadzi i pokrywy (rys. 1), osprzętu, izolatorów przepustowych oraz zacisków przyłączeniowych. Głównym celem kontroli kadzi i pokrywy transformatora jest wykrycie anomalii temperaturowych w rozkładzie temperatury na ich powierzchni [6].

Poza oględzinami urządzeń elektroenergetycznych, w kopalniach węgla kamiennego termowizję zastosowano do prowadzenia przeglądów krążników (rolek) przenośników taśmowych (rys. 2). Przeglądy te są bardzo ważne z uwagi na bezpieczeństwo pracujących ludzi. Zatarte łożysko krążnika powoduje jego zatrzymanie. Przesuwająca się po powierzchni zatrzymanego krążnika taśma transportująca urobek powoduje jego nagrzanie do bardzo wysokiej temperatury. W momencie zatrzymania przenośnika taśmowego ciepło zgromadzone na powierzchni zatrzymanego krążnika szybko zostaje oddane w punkt przylegania taśmy, co może doprowadzić do jej zapłonu, a w konsekwencji do powstania pożaru.

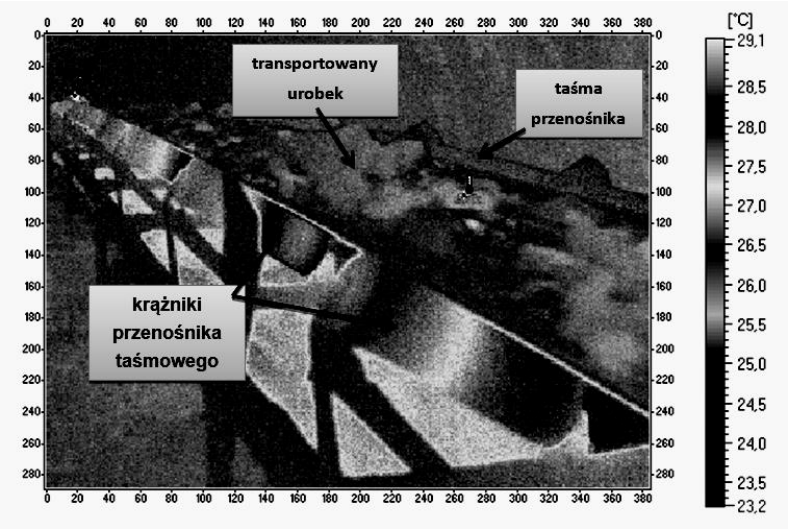
Łożyska krążników przenośnika taśmowego podczas zacierania się emitują znacznie więcej ciepła aniżeli łożyska sprawne. Prowadząc ich monitoring przy zastosowaniu termowizji, stan taki można przewidzieć zanim dojdzie do ich całkowitego zatarcia i zatrzymania. Dwa powyższe zastosowania, to na dzień dzisiejszy główne przykłady wykorzystania termowizji w górnictwie podziemnym.

Kamery termowizyjne są stosowane także do obserwacji zwałowisk powęglowych (tzw. hałd górniczych) mieszczących się na powierzchni zakładu górniczego. Zwałowiska odpadów wydobywczych z górnictwa węgla kamiennego są jednym ze szczególnie uciążliwych pogórniczych elementów przekształceń środowiska. Zawierają często znaczne ilości węgla i z tego powodu są

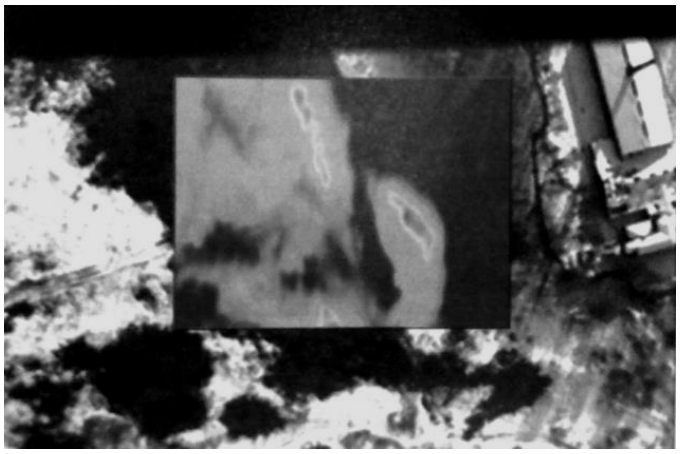
podatne na spontaniczne samozapalenie [3]. Ryzyko samozapalenia węgla jest wysokie, a związane z tym procesem skutki mają niekorzystny wpływ na środowisko oraz przydatność budowlaną terenu. Z tego też powodu dokładne określenie stanu termicznego zwałowiska, jak również precyzyjne odwzorowanie geometrii zapożarowania w układzie przestrzennym jest podstawą każdego projektu, prowadzącego do jego rekultywacji i zagospodarowania. Lotnicze pomiary termowizyjne (rys. 3) badanych obiektów mają na celu wytypowanie wstępne kilku rejonów, w których następnie wykonuje się pomiary wgłębne temperatury wnętrza zwałowisk odpadów powęglowych.



Rys.1. Termogram kopalnianej ognioszczelnej stacji transformatorowej [7]



Rys.2. Termogram przenośnika taśmowego transportującego urobek [7]



Rys.3. Przykład termowizyjnego pomiaru lotniczego [3]

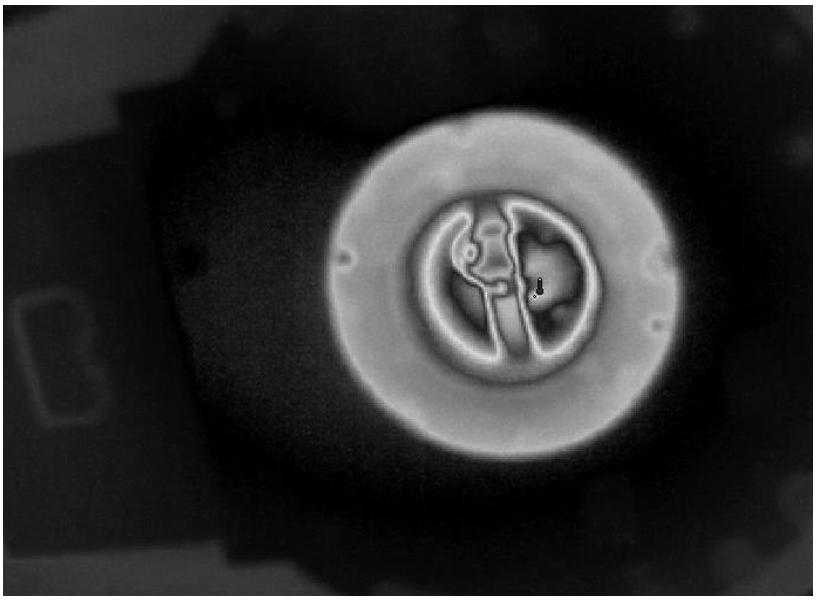
3. Projekt INERG jako przykład adaptacji znanych metod diagnostycznych w warunkach, w których do tej pory niemożliwe było ich zastosowanie

W ramach konsorcjum z Kopex Machinery S.A. oraz Kopex Electric Systems S.A. wspólnie realizowanego projektu badawczego INERG, specjaliści z Instytutu Techniki Górniczej KOMAG, po przeprowadzeniu analiz literaturowych oraz rozmów z pracownikami sekcji utrzymania ruchu w zakładzie górniczym, podjęli próby przeprowadzenia badań termowizyjnych maszyny urabiającej, jaką jest górniczy kombajn ścianowy w czasie jego normalnej pracy. Pierwsze próby jednoznacznie pokazały jak idealnym środowiskiem do przeprowadzania pomiarów termowizyjnych są podziemia kopalń węgla kamiennego. Brak nieboskłonu, promieniowania słonecznego oraz równomierna warstwa zabrudzenia, którą pokryta jest większość maszyn górniczych sprawiły, iż zarejestrowane obrazy termograficzne są bardzo przejrzyste i obarczone wyłącznie niewielkimi błędami pomiarowymi (na poziomie ± 2°C). Ponieważ przodek wydobywczy nie jest salą operacyjną, a kombajn ścianowy nie jest żywą istotą, błędy pomiarowe o których mowa powyżej są do zaakceptowania na potrzeby diagnostyki termowizyjnej maszyny urabiającej. Konsekwentnie prowadzone próby nastawione były na monitoring ramienia kombajnu ścianowego, a zwłaszcza w obszarze silnika napędowego oraz węzłów łożyskowych przekładni mechanicznych (rys. 4. i rys. 5).

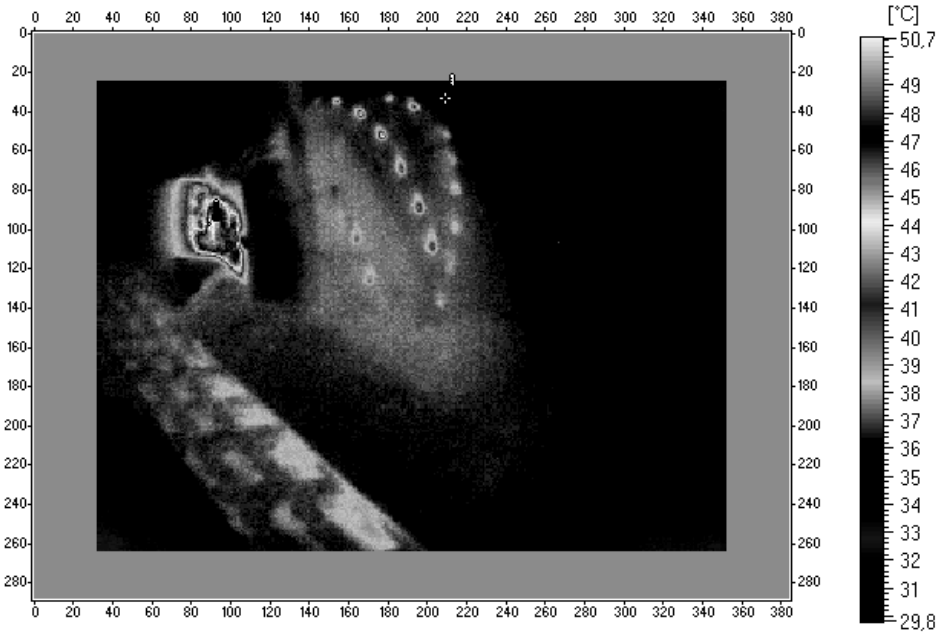
Monitorowane przy zastosowaniu kamery termowizyjnej miejsca, są zwykle zabezpieczone czujnikami temperaturowymi, a co za tym idzie użytkownik na bieżąco zna informacje o stanie termicznym (zużyciu) tych elementów. Z rozmów przeprowadzonych z użytkownikami oraz producentami maszyn górniczych otrzymano informację, iż dużo bardziej przydatna

okazałaby się diagnostyka (detekcja) stopnia zużycia noży tnących organu urabiającego. Są to bardzo istotne elementy organu urabiającego odpowiadające zarówno za bezpieczeństwo, jak i za efektywność pracy maszyny górniczej. Jak szybko się okazało przy okazji przeprowadzonych kolejnych prób (rys. 6), elementy te cechują się wysoką temperaturą, która to znacząco się zmienia podczas urabiania wraz ze wzrostem zużycia ich ostrości.

Rys.4. Termogram ramienia kombajnu ścianowego [3]



Rys.5. Termogram silnika napędowego organu urabiającego [6]

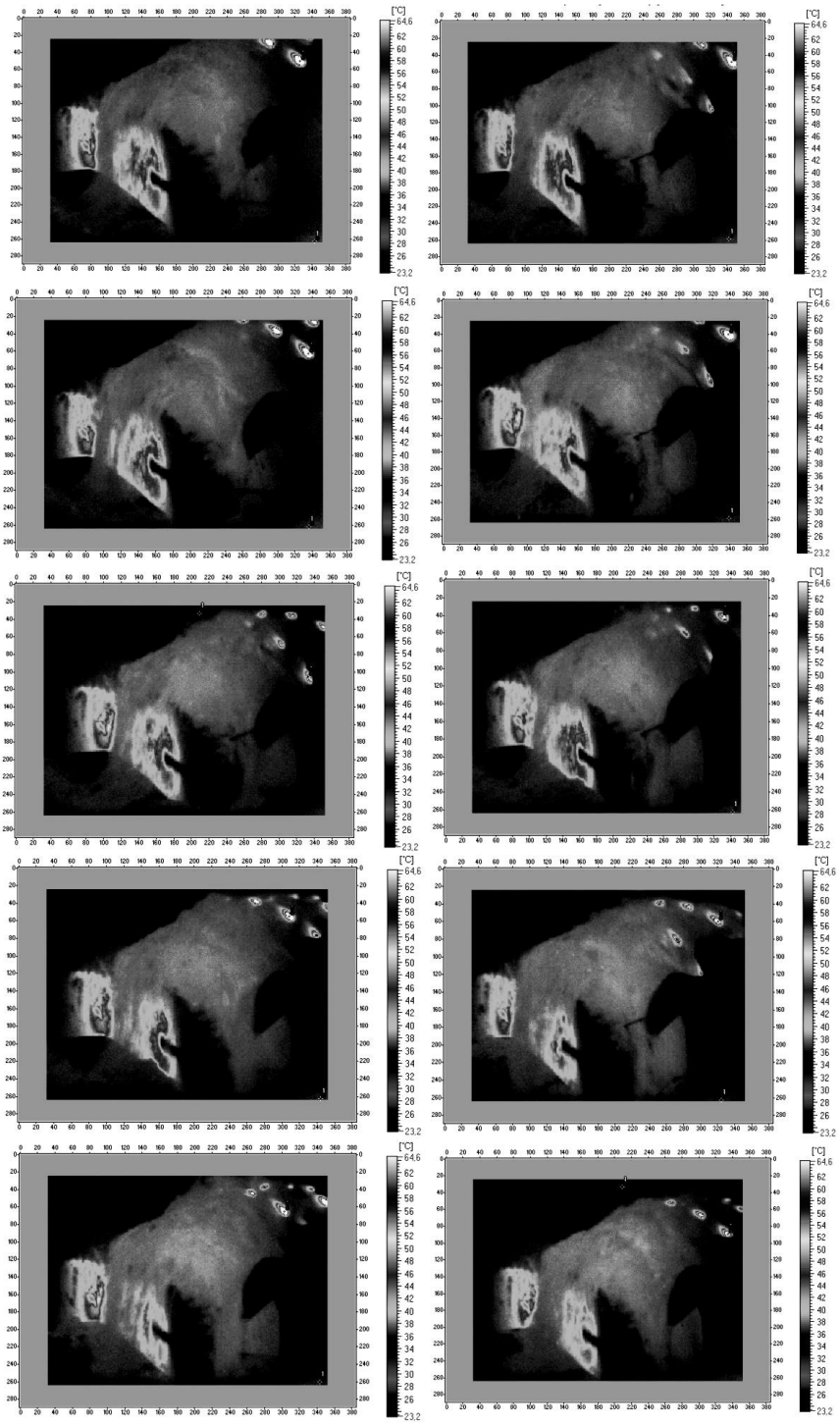


Rys.6. Termogram pracującego kombajnu ścianowego
z widokiem noży tnących organu urabiającego [7]

Nóż, który traci ostrość zaczyna się mocno nagrzewać, a jednocześnie uderza w caliznę zamiast ciąć, co powoduje powstawanie iskier. Sytuacja taka jest bardzo niebezpieczna i może doprowadzić do zapłonu metanu. Podczas kolejnych badań postanowiono skupić się na nożach tnących i zarejestrować sekwencję zdjęć obrazującą jeden obrót organu w czasie urabiania – rysunek 7.

Na zarejestrowanych termogramach widać 51 różnych noży tnących, co wynosi 87% wszystkich noży znajdujących się na organie urabiającym. Dokładnie widać, które imitują większą ilość ciepła a co się z tym wiąże mogą być zużyte bądź uszkodzone. Po każdym przeprowadzonym badaniu zweryfikowano informacje uzyskane za pomocą kamery termowizyjnej. Jak się okazało wszystkie noże tnące o znacznie podwyższonej temperaturze względem pozostałych były w wysokim stopniu zużyte, bądź uszkodzone (np. ułamane).

Przeprowadzona analiza obrazu termograficznego zainicjowała powstanie pomysłu opracowania automatycznego analizatora temperaturowego, będącego częścią całej aplikacji programowej do prowadzenia ciągłego monitoringu stanu technicznego noży tnących organu urabiającego kombajnu ścianowego.



Rys.7. Termogramy przedstawiające jeden obrót organu urabiającego [11]

4. Aplikacja programowa

Oprogramowanie na komputer klasy PC ma za zadanie:

- wysterowywać kamerę termowizyjną w celu wykonywania zrzutów termogramów przy określonej pozycji kombajnu w ścianie,
- odbierać dane z kamery termowizyjnej oraz dokonywać ich segregacji i analizy,
- predykować uszkodzenia noży tnących organu kombajnu ścianowego przy współpracy z systemem ekspertowym [5],
- wizualizować stan pracy systemu i generować komunikaty o potencjalnych zagrożeniach.

W chwili obecnej oprogramowanie termowizyjne jest częścią większego oprogramowania diagnostycznego, zaprojektowanego jako dedykowane do diagnostyki kombajnu ścianowego KSW-800 produkcji KOPEX.

Oprogramowanie termowizyjne składa się z 3 części:

- aplikacji głównej, dokonującej analizy danych zgromadzonych w bazie danych, predykcji uszkodzeń i wizualizacji stanu maszyny górniczej i całego systemu diagnostycznego,
- aplikacji komunikacyjnej, bez warstwy wizualnej, komunikującej się bezpośrednio z warstwą sprzętową i zapisującą odebrane dane do bazy danych,
- aplikacją do edycji istniejących, kasowaniu i tworzeniu nowych reguł ekspertowych, używanych przez system ekspertowy do predykcji uszkodzeń.

Aplikacja komunikacyjna

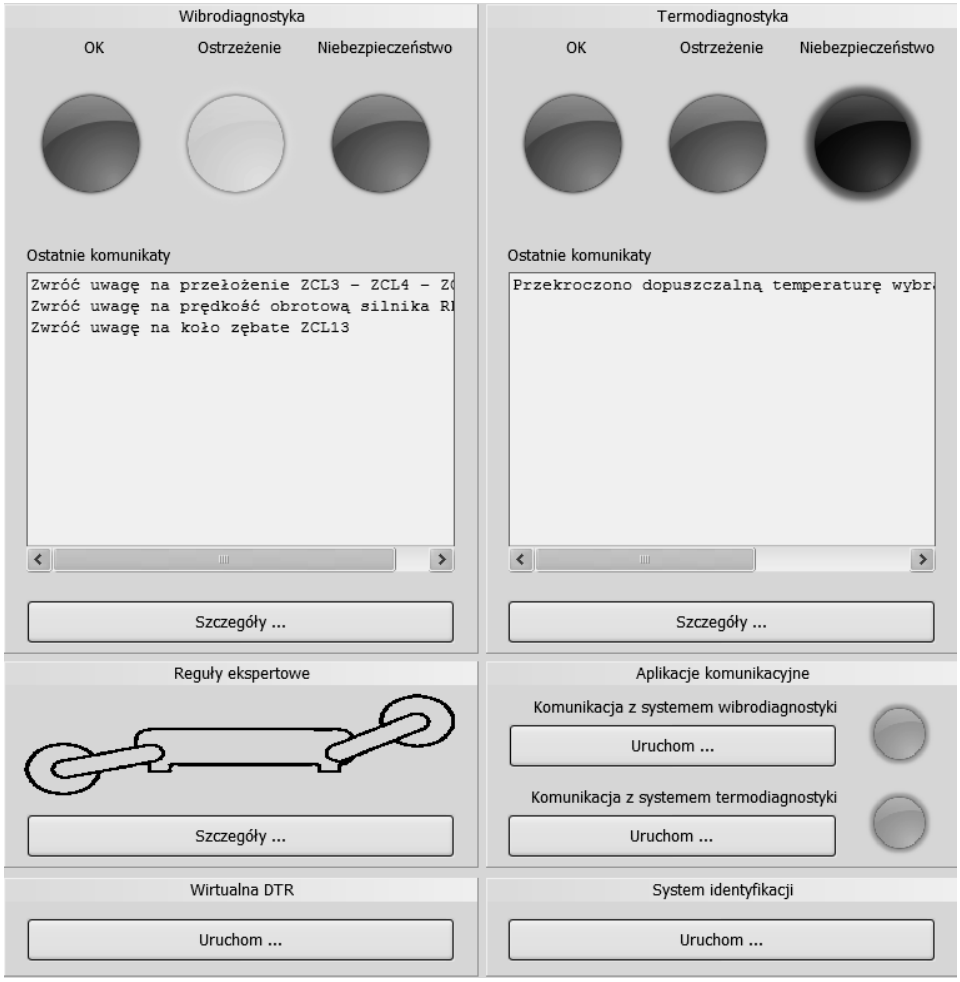
Aplikacja komunikacyjna musi być uruchomiona na komputerze chodnikowym, gdyż tylko on będzie połączony z systemami kombajnu i poprawne dane będą zapisywane do bazy danych. Lokalizacja bazy danych może być różna (dane nie muszą być składowane lokalnie). Aplikacja komunikacyjna będzie odbierać o położeniu kombajnu (pośrednio ze sterownika kombajnu) oraz w odpowiednim momencie wysterowywać kamerę termowizyjną i odczytywać z niej termogramy.

Aplikacja główna

Aplikacja główna po otrzymaniu komunikatu systemowego o dostępności nowej sekwencji danych (z aplikacji komunikacyjnej) dokonuje ich wczytania i analizy. Wymagane jest zastosowanie złożonych operacji morfologicznych, połączonych z wykorzystaniem zawansowanych algorytmów krawędziowania oraz operacji najniższego poziomu, związanych z analizą położenia poszczególnym pikseli obrazu [2, 8, 9]. Korzystając z wiedzy ekspertów dotyczącej

możliwych przedziałów zmian temperatury oraz stosowaniu adekwatnych reguł ekspertowych generowane są informacje wejściowe dla sytemu ekspertowego. Następnie system ekspertowy dokonuje wnioskowania, co prowadzi do wyświetlenia w oknie głównych tych wniosków, które mogą sugerować potencjalne uszkodzenie noży tnących (rys. 8). Dodatkowo aplikacja wizualizuje stan poprzez zapalenie kolorowych sygnalizatorów (rys. 8):

- zielony – wszystko w porządku;
- żółty – należy zwrócić uwagę na zmiany temperatury noży, bo charakter zmian wygląda niepokojąco;
- czerwony – należy jak najszybciej zareagować, gdyż wartości temperatury noży tnących nie mieszczą się w założonym przedziale, odpowiadającemu pracy poprawnej.

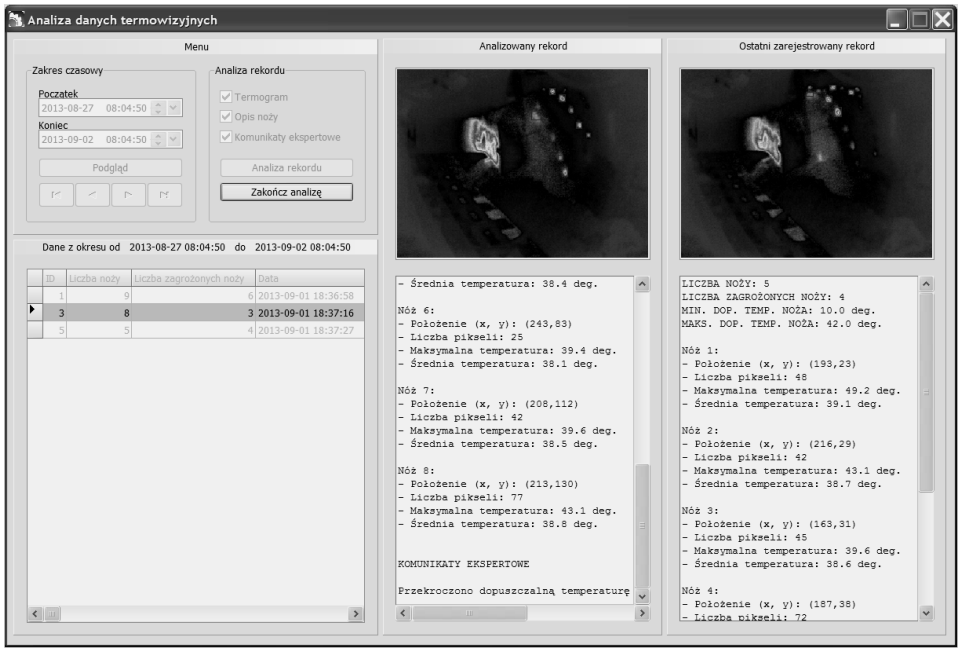


Rys.8. Okno aplikacji głównej z przedstawioną reakcją po analizie przykładowych danych [11]

Do wdrożenia systemu ekspertowego, jako części aplikacji głównej, wykorzystane zostało narzędzie programowe CLIPS. Jest to środowisko zawierające silnik dokonujący wnioskowania w przód na podstawie zbioru reguł i faktów.

Po wybraniu opcji informacji szczegółowych w oknie aplikacji głównej ukaże się okno z rys. 9. Po uszczegółowieniu zakresu czasowego dostępne będą rekordy, przy czym każdy z nich będzie reprezentował zestaw danych z różnych tabeli relacyjnej bazy danych. Po skonkretyzowaniu interesujących operatora szczegółów rekordu odpowiednie informacje zostaną wyświetlone. Informacje te to:

– termogram;
– opis zidentyfikowanych na termogramie noży tnących, tj. położenie na obrazie, liczba pikseli, temperatura średnia i maksymalna;
– komunikaty ekspertowe (wnioski) powstałe po analizie ww. danych.



Rys.9. Okno szczegółowej analizy danych termowizyjnych [11]

Aplikacja do edycji bazy reguł ekspertowych

W momencie startu systemu baza wiedzy zawiera reguły wnioskowania wprowadzone przez pracowników ITG KOMAG o odpowiedniej strukturze. Niewiadoma jest struktura i postać danych, które będą dodawane przez specjalistów w późniejszym czasie. Aby nie ograniczać osób wprowadzających nowe dane podjęto decyzję o pozostawieniu dużej swobody operatorom,

poprzez umożliwienie wprowadzania reguły w postaci opisowej. Reguła taka nie będzie brana pod uwagę podczas wnioskowania, aż do momentu jej zweryfikowania przez twórców systemu i odpowiedniej korekty pracy systemu ekspertowego.

5. Podsumowanie

Zastosowanie kamery termowizyjnej, do bezstykowej detekcji uszkodzeń maszyn górniczych, a w szczególności noży tnących organu urabiającego kombajnu ścianowego, podnosi bezpieczeństwo pracy przez obniżenie ryzyka doprowadzenia do wybuchu metanu lub pyłu węglowego. Zapewniona jest wyższa skuteczność urabiania, gdy operator ma pewność, że zastosowane noże nie utraciły ostrości. Przeprowadzone badania pozwalają na skorelowanie temperatury noży podczas urabiania ze stopniem ich ostrości oraz potwierdzają skuteczność zastosowania proponowanego systemu. Aby przeprowadzana diagnostyka była pomocna operatorom kombajnów ścianowych, powinna być dokonywana regularnie, automatycznie i w stałych odstępach czasu, nie angażując operatora. Niniejsza monografia przedstawia wyniki dotychczasowych osiągnięć w tym zakresie, które prowadzą do zbudowania w pełni samodecyzyjnego systemu diagnostyki termowizyjnej.

Literatura

1. Barszcz T.: Systemy monitorowania i diagnostyki maszyn. Kraków: Wydawnictwo Instytutu Technologii Esploatacji – PIB, 2006.
2. Jähne B.: Digital Image Processing, Springer-Verlag, Berlin-Heidelberg, 2005.
3. Konsek R., Polnik B.: Monitoring stanu pracy maszyny górniczej z wykorzystaniem termografii. Zasilanie, informatyka techniczna i automatyka w przemyśle wydobywczym. Konferencja EMTECH 2013 – materiały pokonferencyjne s.351-358, Wydawnictwo EMAG Katowice 2013 r.
4. Matuszewski K.: Możliwości zastosowania kamer termowizyjnych w kopalniach węgla kamiennego. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, nr 6/2005, s.15-21, Wydawnictwo EMAG Katowice 2005 r.
5. Mulawka J.J.: Systemy ekspertowe. Warszawa: WNT, 1996.
6. Polnik B.: Zastosowanie termografii do diagnozowania maszyn górniczych. Pomiary Automatyka Kontrola, nr 10/2011, s. 1264-1266, Warszawa 2011 r.
7. Polnik B., Latos M.: Detection of worn cutting bits of longwall shearer. Pomiary Automatyka Kontrola (PAK), nr 59, 2013/09, s.909-912.
8. Sankowski D., Mosorov V., Strzecha K.: Przetwarzanie i analiza obrazów w systemach przemysłowych, PWN, Warszawa 2011.

9. Tadeusiewicz R., Korohoda P.: Komputerowa analiza i przetwarzanie obrazów, Wydawnictwo Fundacji Postępu Telekomunikacji, Kraków 1997.
10. Więcek B., De Mey Gilbert.: Termowizja w podczerwieni podstawy i zastosowania. Wydawnictwo Pomiary Automatyka Kontrola, Warszawa 2010 r.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu badawczego INERG dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Development of an integrated, mining approved, fatigue sensor

Franz Domenic Boos, Markus Schütz, Christian Bernet, Marc Hilbert, Ralph Baltes, Martin Hahn, Holger Haut, Karl Nienhaus – RWTH Aachen University

1. Introduction

Information of machines and process conditions in industrial production form a very important contribution to the commercial success of companies in the energy and resource industries. With the usage of expensive sensor measurements (eg., forces, temperatures, flow volumes, etc.) information about the condition of the process or the machine can be recorded and transmitted to control electronics. This information can be evaluated and processed in the sense of an optimal setting of process parameters. The current state of the art in sensor miniaturization is not sufficient for many applications in industrial products and processes. Environmental influences such as extreme temperatures or moisture, as well as operational parameters such as vibrations or high speeds prohibit the use of wired systems. To obtain measurement data of components, wired systems are temporarily used for the calibration of products and processes with significant installation effort and great limitations in the data logging part. One example is the measuring of forces inside the chains of armoured face conveyors (AFC). In order to measure the force different measuring methods have been developed. These methods can be found in research projects of the Institute of Mining and Metallurgical Machinery IMR at the RWTH Aachen. However, these were specific to measuring elements - only for chains with a wire diameter of > 30 mm and only for temporary measurements [PIE2009].

Another example can be found in the heavy machinery industry. Often machines are significantly oversized in this sector due to the lack of investigation results in the form of operating load spectra. An acquisition of real structural stresses during operation can be realized only to a limited extent by conventional and costly measurement with stationary signal amplifiers. Under the harsh operating conditions in the extraction of raw materials, continuous use of wired measurement cannot be guaranteed. To this day, many wireless sensor systems are available on the market. However, these are optimized specifically to one application. Next to that universal wireless measurement systems require a large amount of space and have only a brief battery lifetime of several hours to a few days and do not have sufficient stability against shock, vibration, humidity and dirt. The goal of this research project is to develop a miniaturized wireless sensor and make an online monitoring of highly stressed machine components possible. Four main applications are selected to test the sensor system under real conditions. Two are chosen from the mining industry, shearer loaders and conveyor chains, and two from the renewable energy sector, wind turbine gearbox and hoist chain. The project comprises a complete cycle

including measurements and simulations. Based on the finite element method simulations highly stressed spots at machine components will be identified. Measurements with conventional equipment as well as with the new developed i-MaSS system are conducted for validation and verification. With these results a multi body simulation is fed to get detailed information for a new iteration step for further finite element simulations. The whole cycle is shown in Figure 1.

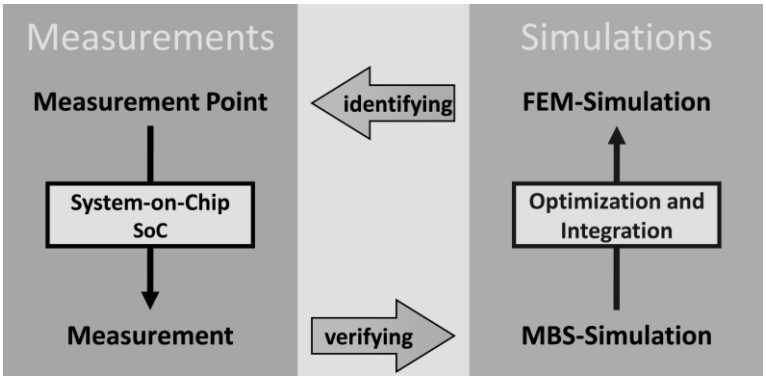


Fig.1. Combining measurement and simulation [IMR12]

2. Applications

In the following chapter the four different applications (conveyor chain, hoist, gearbox and shearer loaders) are described.

2.1. Conveyor Chain

Fig.2. Example of the chain element [THI2013]

For the conveyor chains (c.f. Fig. 2), a measurement system is developed, which enables (based on strain gauge sensors) fatigue analysis (stress collectives, determination of damage sum) in the sense of lifetime calculation. It is considered for both mining and bulk material conveyors. These conveyor types vary in their conveyor speeds, axial distances and therefore in there cycle

times. Using the measurement system, the force of a mining or bulk material chain can be determined. The field of application of the chain is not known in advance. However, the worldwide distribution of the measurement system should be possible. The sensor is placed inside the chain as seen in the figure below (c.f. Figure 3). For underground use the i-MaSS system (battery and sensors) will be designed with respect to the ATEX (athomsphere explosibles) directive.

Fig.3. Example of the chain element

2.2. Hoist Chain

The second application relates to a hoist chain, which is used for example, in wind turbines for maintenance procedures. In case of failure or planned maintenance spare parts or equipment have to be taken to the nacelle simply and quickly. Depending on the type of system, different hub heights are available. This requires hook paths up to 140 m. The mounting of the hoist, fixed on a swivel arm or movable portals, is shown in Figure 4.

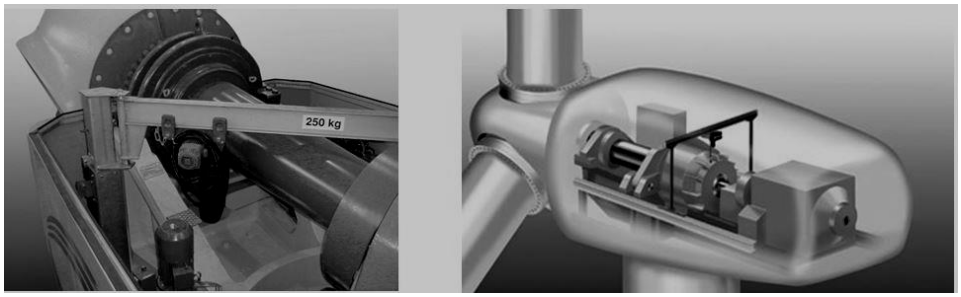


Fig.4. Example of hoists [DEM13]

The focus of this application is the determination of forces occurring in hoist chains. Therefore stresses can be derived that allow a more precise determination of the replacement state of wear. The following features are considered:

- Force measurement in the chain to determine static and transient loads and special dynamic loads such as starting shocks,
- Calculation of load collectives for lifetime assessment (determining the replacement state of wear),
- Cost-effective measuring system for a wide range of hoist chains.

2.3. Gearboxes

The third application relates to gearboxes. In contrast to the previous applications, the application gearbox deals with vibration measurement. It is necessary to provide condition monitoring devices for gearboxes including each single gear component. As an example i-MaSS presents a method for vibration measurements on a rotating planetary gear of an epicycle gear (c.f. Figure 5).

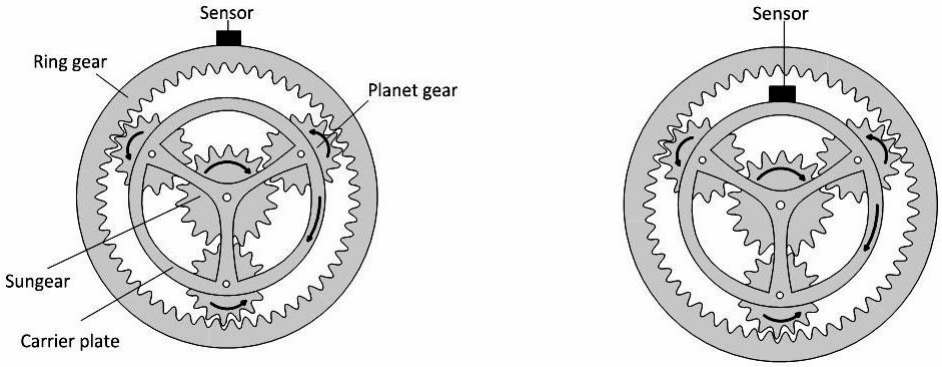


Fig.5. Examples of epicycle gears [NIE2013]

With this method, existing problems of condition monitoring can be overcome. The defect analysis of the planets and the carriers is a very complex measurement task as this system is constantly changing the position of the monitored planets to a stationary sensor (configuration with a fixed ring gear Figure 5 left hand side). This leads to a time-varying transfer function from the source to the accelerometer. State of the art is to detect the vibration on the housing of the gear, but this provides unsatisfactory results. If the accelerometer is mounted on the carrier plate (Figure 5 right hand side) then standard diagnostic algorithms for bearing monitoring can be used. In order to measure vibrations from the rotating planet, the sensor must be placed as close to the source as possible. This guarantees a sufficiently large signal to noise ratio (SNR) between the useful signal (bearing frequencies, gear mesh frequencies, etc.) and the noise level so that a significant measurement signal can be

recorded. Additionally a time-invariant transfer function from the source to sensor is given. The advantage of i-MaSS is that it allows the change of the position of the sensor from the housing to the carrier plate. In addition, temperature changes inside the gearbox are measured. Therefore temperature sensors can be combined with the i-MaSS receiver as well. The different sensor types are described in chapter 3 “Attachable Sensors” [NIE2013], [HIL2013].

2.4. Shearer Loaders

The last application deals with the shearer loaders. Shearer loaders (Fig. 6) are exposed to high loads during the underground mining process. Due to the cutting process and because of the different interactions with the cut material different forces result in numerous load situations that cannot or only insufficiently be estimated in the design process. By recording motor currents and machine speeds a general statement about the cutting energy can be taken, however this cannot be used for any conclusions regarding acting loads.

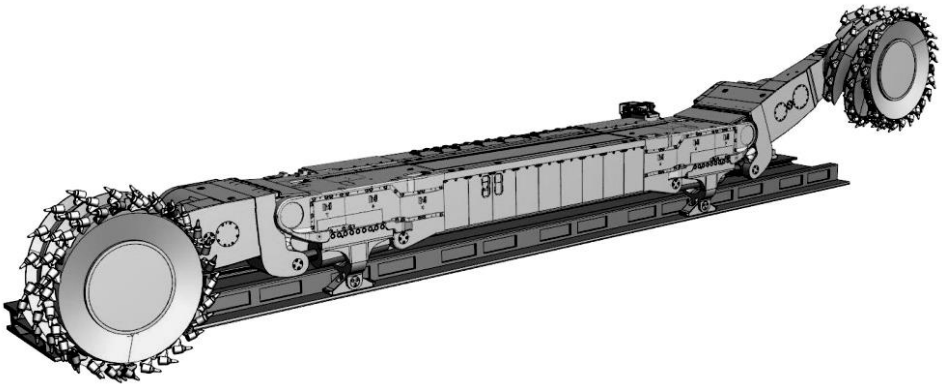


Fig.6. Shearer loader “Eickhoff - SL900”

Therefore, the i-MaSS system will be installed in different positions of a shearer loader in order to measure forces, speeds and torque. These positions include, coupling shafts in the wheel box, bolts in the ranging arms, hydraulic cylinders, support legs and guiding shoes.

3. Mountable Sensors

Sensors are the first link in the measurement chain. They convert the measured physical values to more usable values, usually electrical signals. As shown in the application chapter different sensor types can be connected to the i-MaSS system. The following chapter gives a brief overview of some sensor types, others are conceivable.

3.1. Strain Gauges

The physical value to be determined is the strain on the component surface. The strain can be measured by the change in resistance of a metallic conductor (typically constantan wire Figure 7 left hand side).

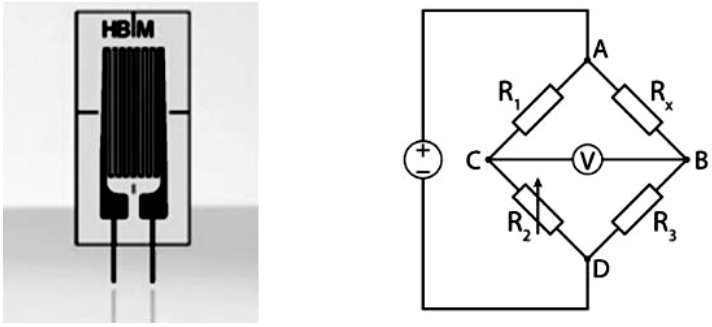


Fig.7. Left: Example of a strain gauge and Right: Wheatstone bridge (Source: HBM)

With the aid of the Wheatstone bridge (Fig. 7 right hand side), this change in resistance can be measured and converted into a voltage change. Strain gauges are passive transducers and require a power supply during operation which is provided by the i-MaSS system.

3.2. Accelerometer

The accelerometers uses the piezoelectric effect to record the measured variable "change of acceleration in one axis" (Fig. 8 left hand side). With a change in acceleration of the transducer, there is a mechanical shear. This leads to a charge separation in the piezoelectric crystal. The charge separation creates a potential difference and a voltage can be measured (Fig. 8 right hand side). It should be noted that piezoelectric acceleration sensors measure only relative changes in acceleration and are not suitable for the absolute acceleration measurements. The typical application is the measurement of structure borne sound of gearboxes or ball bearings.

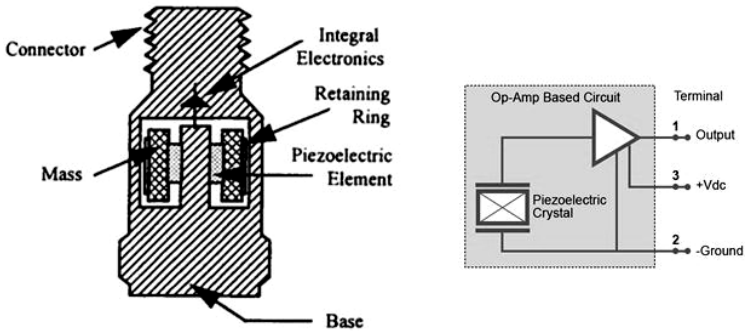


Fig.8. Left: Example of a accelerometer (Source: PCB) Right: electrical feedback signals (Source: IMI Sensors, specification Sheet: Low Cost Embeddable Accelerometers TO-5)

3.3. Temperature Sensor

The physical value to be determined is the temperature on the measuring device by a change in resistance of a metallic conductor (constantan or platinum wire). Like the strain gauges a change of resistance of the metallic conductor causes a change in voltage, which can be measured. The thermometer is a passive sensor and required for the operation of an auxiliary power.

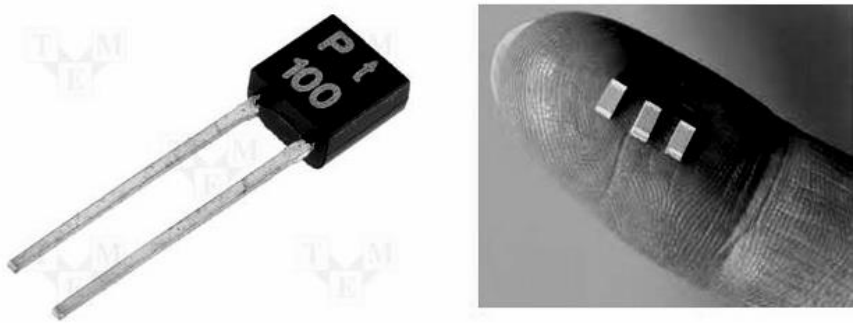


Fig.9. Example of a temperature sensor (Source: TME Electronic Components)

3.4. Inductive rotational speed sensor

The value to be determined is the rotational speed of a rotating shaft. The required measurement system consists of a pulse wheel and an inductive transducer. The former consists of permanent magnet which is wound with a coil. The latter is mounted on the shaft and has therefore the same rotational speed as the shaft. The pulse wheel mounted with an air gap to the permanent magnet (c.f. Fig. 10).

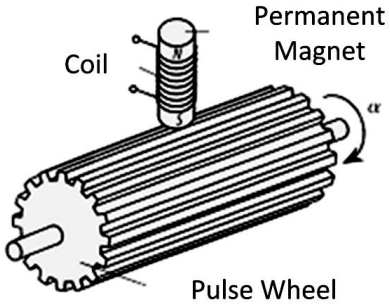


Fig.10. Principle of operation of rotational speed sensor (Source: University of Ilmenau)

During rotation the pulse wheel alternately reaches teethes and gaps in the magnetic field of the transducer. At a minimum distance of the tooth to the sensor, the magnetic resistance reaches its minimum while the magnetic flux reaches its maximum. As a result, a voltage is induced in the coil, which proportional to rotational speed in case of amplitude and frequency.

4. State of Development

In the following chapter the development status of some aspects of the project are given:

1. i-MaSS hardware.
2. Software (algorithms for fatigue calculation).
3. Simulation.

4.1. i-MaSS hardware

The i-MaSS system was designed to be small and energy efficient. In particular, the application inside a chain requires a very compact design. The system contains two circuit boards (c.f. Fig. 11). One is for the storage of measurement data on a micro SD card, while the other contains the hardware for data acquisition, radio communication and power supply.

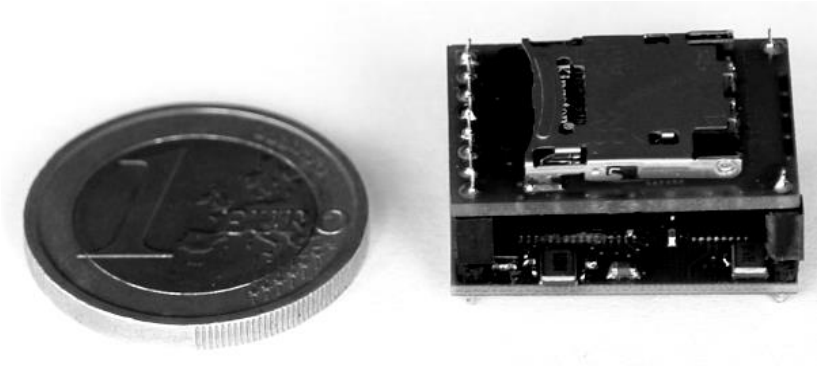


Fig.11. Example of the i-MaSS hardware

Up to four different sensors (Chapter 4) can be connected to the i-MaSS hardware. The system is supplied with 2.7-3.6 V and contains an integrated signal amplifier which varies in its gain between one and 1000. The data can be extracted via cable or radio link; additionally, it is possible to insert the SD card in a normal PC and extract the data there. In order to enable strain gauge and vibration measurement the sampling rate can be set between 5 Hz and 3,6 kHz. Due to this bandwidth a large variety of sensor combinations can be connected. The components were chosen to provide the lowest possible power consumption. Therefore a sleep mode is implemented in order to reduce the power consumption while the system is inactive (e.g. while no measurement takes place). Another major advantage of the i-MaSS system is the integrated data preprocessing. On the microcontroller electrical signals (e.g. strain gauge measurement) can be converted into mechanical stresses. With the help of real-time counting algorithm the mechanical stresses are divided into different classes. The resulting matrix is stored on the memory of the i-MaSS system or the SD card.

4.2. Algorithms for fatigue calculation

In case of a strain gauge measurement and an accumulation of fatigue damage counting methods for analyzing random time events are necessary. During the development process of the system different counting algorithms were discussed. These include both one- and two-dimensional counting methods (in reference to [Lal2012] as shown in Table 1. One-dimensional counting methods are limited to exactly one feature. Two-dimensional counting methods are based on counting two features from the load-time function. In case of residual life time calculation two-dimensional counting methods are preferred.

Counting algorithms

Table 1

One-Dimensional	Two-Dimensional
Peak-Count	Range Mean Counting
Level Crossing Count	Hayes Counting
Range Count	Racetrack Method
Range-Pair Count	Rainflow Method
Time Spend at a given Count Level	Markov Method

In order to enable a real time two-dimensional counting, that is able to run on the microcontroller the Markov method was chosen. The Markov counting searches for local turning points and separates the data into a starting and a target class. These start and end points can be defined as local turning points T_i. For the distinction between maxima and minima it can be stated that:

$$\textit{Local Maximum: } T_{i-1} < T_i > T_{i+1} \tag{1}$$

$$\textit{Local Minimum: } T_{i-1} > T_i < T_{i+1} \tag{2}$$

with T_i as the current turning point in the load time function.

The result of the Markov count can be depicted in a transition matrix. Transitions within a class are excluded, so that the diagonal is filled with zeros by definition. The combination of the load classes as stored in the matrix and a determined SN-Curve (Wöhler-Curve) the reaming lifetime of the chain system can be computed (Fig.13). This last step has to be done on a PC after download the matrix from the i-MaSS system.

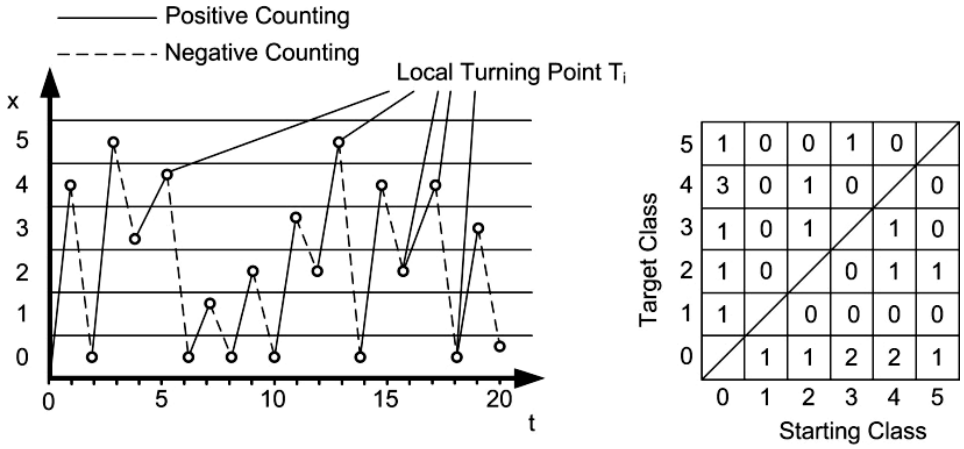


Fig.12. Example of the Markov Counting [NIE2012]

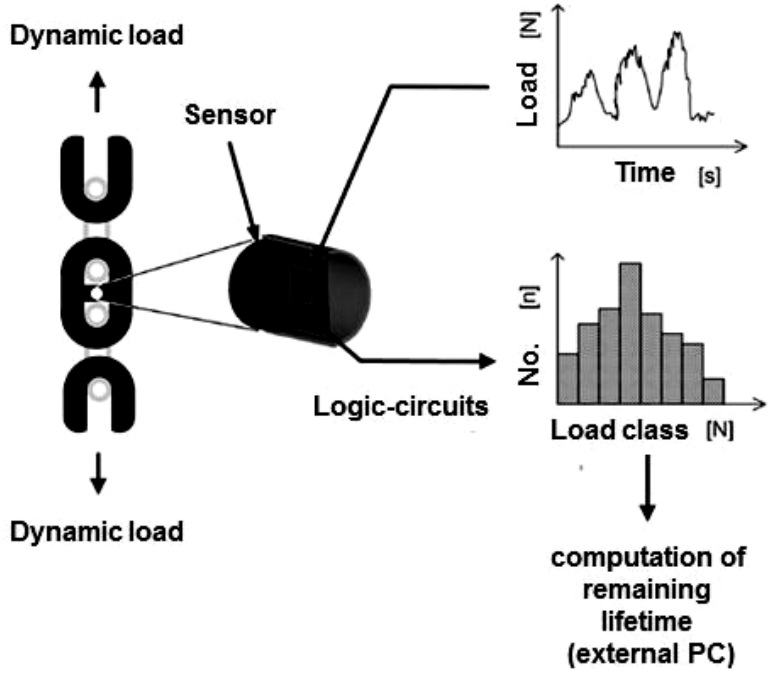


Fig.13. Accumulation of fatigue damage [PIE2009]

4.3. Simulation

The simulation is an integral part of the i-MaSS project. As an example the status of AFC simulation is given. In order to combine measurement and simulation, a test AFC was build up in an experimental hall at the Institute for Mining and Metallurgical Machinery (Figure 14 left hand side). Of this unit, a CAD drawing was made which is the basis for the dynamic simulation (Fig.

14 right hand side). The simulation combines the dynamic features of multi body simulations and numerical features of FE methods. The combination of these two features allows us to monitor the forces/stresses inside a chain element during the rotation of the chain system.

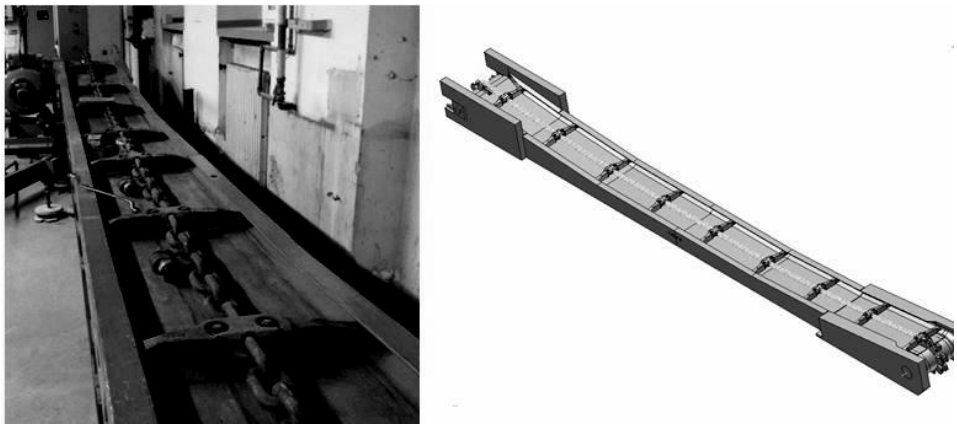


Fig.14. AFC and CAD Drawing

5. Unique Features of the i-MaSS system

By comparing the current development with existing systems on the market following features were identified as outstanding for the i-MaSS system:

- Interim storage of data on the sensor:
  - Comparable systems transmit data to a receiving unit and store the data thereafter.
  - By storing the data on the sensor (or on a removable memory card) it is easy to access the data (radio link, cable).
- Energy Management and Consumption:
  - The software is able to set the i-MaSS system in an energy saving mode. If the system fulfills certain conditions, the sensor wakes up again.
  - The energy consumption of the system is very low.
- Data Pre-processing:
  - Data on the i-MaSS system is characterized on the basis of a suitable counting method (e.g. Markov Counting) in order reduce the amount of data and to prepare the accumulation of fatigue damage.
- Size:
  - The system can be integrated into a chain link of a chain conveyor which is designed for continuous operation in a chain of an AFC.

6. Conclusion

The i-MaSS approach allows the acquisition of strain gauge data as well as temperature, rotational speed and vibration data inside machines (e.g. shearer loaders), chains or gearboxes. The small design and multiple interface options enable a vast amount of applications of which only a few can be shown here. The i-MaSS system is a tool to verify modern machine design and can improve the simulation of structures.

Acknowledgement

The i-MaSS project is funded by the "NRW-EU Ziel 2" program and the "Europäischen Fonds für regionale Entwicklung" (EFRE).

Bibliography

1. [DEM2013] http://www2.demagcranes.com/Products/Demag_Cranes_and_Components_By_product_groups/Hoists/DC_wind_chain_hoist/index.jsp
2. [HIL2013] Dipl.-Ing. M. Hilbert, Dipl.-Ing. M. Schütz, Dipl.-Wirt. Ing. D. Boos, Dipl.-Wirt. Ing. C. Bernet, Dr.-Ing. R. Baltes, Dr.-Ing. T. Bartnitzki, L. Kleine-Rüschkamp, Dipl.-Inform. C. Küch, Dr.-Ing. A. Jacek, Univ.-Prof. Dr.-Ing. K. Nienhaus, i-MaSS: Approach for Vibration Measurements on Rotating Machine Parts in Gearboxes of Wind Turbines, COMADEM2013 Engineering, Helsinki, Finland.
3. [IMR2012] N.N.: Exhibit at Bauma 2012 in Munich. München 2012.
4. [LAL2012] Lalanne Ch.: Mechanical Vibration and Shock Analysis. Fatigue Damage Volume 4, 2009.
5. [NIE2012] Nienhaus K., Boos F.D., van den Heuvel B.: Development of a parameter for the speed control of belt conveyors based on the frequency and nature of varying operational conditions, World of Mining 5/2012.
6. [NIE2013] Nienhaus K., Hilbert M., Schütz M., Boos D., Bernet Ch., Baltes R., Bartnitzki T., Jacek A.: i-MaSS: Ansatz zur Körperschallmessung auf rotierenden Bauteilen in Getrieben von Windenergieanlagen. 4. VDI-

Fachtagung Schwingungen von Windenergieanlagen 2013: 19. bis 20. Februar, 2013. - Düsseldorf : VDI-Verl., 237-243. (2013).

7. [PIE2009] Dr. Ing. L. Pierburg: Entwicklung und Anwendung eines neuartigen Konzepts zur Aufnahme von Bauteilbeanspruchungen für Betriebsfestigkeitsanalysen. Dissertation - Aachen. 2009.
8. [THI2013] http://www.thiele.de/downloads.html?lang=en

Czy wiesz, że...

…w I kwartale 2013 r. Kopex miał 387,6 mln zł przychodów (spadek o 11,4% w porównaniu z analogicznym okresem ubiegłego roku) i 9,7 mln zł zysku netto (spadek o 39,4%). Kierownictwo firmy zapowiedziało wycofanie się od II półrocza z rynku obrotu energią (za mała rentowność). Tegoroczne wyniki mogą być zbliżone do ubiegłorocznych, ale spółka nie podaje prognoz. Za kilka tygodni mają być gotowe dokładniejsze szacunki kosztu budowy przez Kopex kopalni węgla kamiennego pod Oświęcimiem – obecnie mówi się o 1,6 mld zł. Firma zapowiedziała też zmniejszenie zadłużenia netto na koniec bieżącego roku do ok. 0,5 mld zł, z ponad 700 mln zł na koniec 2012 r.

Rzeczpospolita 2013 22 maja s.B5

Lokalizacja uszkodzeń w kablach i przewodach oponowych – propozycja rozwiązania dla stref zagrożonych wybuchem

Artur Kozłowski, Marek Kryca, Tomasz Gąsior, Julian Wosik – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

1. Wprowadzenie

Problematyka lokalizacji uszkodzeń izolacji w sieciach zasilających jest szczególnie istotna ze względów ekonomicznych, bowiem przerwy w zasilaniu i związane z nimi przestoje produkcyjne są kosztowne. Wymiana długich odcinków kabli lub przewodów związana jest również ze znaczącymi wydatkami. Drugą istotną grupą zagadnień związanych z lokalizacją uszkodzeń izolacji jest bezpieczeństwo wykonywania pomiarów. Stosowane powszechnie metody wykorzystują duże energie, co może prowadzić do niebezpiecznych dla życia wypadków. Zastosowanie w podziemiach kopalń metod opracowanych dla potrzeb energetyki klasycznej stwarza dodatkowe ryzyko zainicjowania wybuchu metanu lub pyłu węglowego. Szczególnego znaczenia z punktu widzenia ograniczenia czasu przerwy w zasilaniu, spowodowanej uszkodzeniem kabla lub przewodu oponowego, nabiera szybka i pewna lokalizacja miejsca uszkodzenia – zwarcia doziemnego. Brak dostępnych metod i urządzeń do bezpiecznej, dostosowanej do warunków środowiskowych podziemi kopalń, lokalizacji miejsc uszkodzeń elektroenergetycznych kabli i przewodów oponowych prowadzi do podejmowania działań o dużym stopniu ryzyka. Powyższe okoliczności stanowiły podstawę podjęcia przez grupę polskich firm działań związanych z opracowaniem bezpiecznej metody, mogącej znaleźć zastosowanie w podziemiach kopalń do lokalizacji uszkodzeń izolacji w kablach i przewodach oponowych. W skład konsorcjum weszły placówki naukowe (Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, Instytut Tele- i Radiotechniczny, Główny Instytut Górnictwa GIG-KD Barbara, Politechnika Śląska) oraz prywatna firma Martech-Plus. Prace badawcze uzyskały wsparcie Narodowego Centrum Badań i Rozwoju.

Około 90% uszkodzeń izolacji w kablach zasilających ma charakter wysoko rezystancyjny [1] z małymi wartościami prądu upływu, co czyni tego typu uszkodzenia trudnymi do zlokalizowania. Wymagany przepisami i stosowany obecnie powszechnie system zabezpieczeń nadmiarowo-prądowych oraz ziemnozwarciowych (w sieciach SN) i ziemnozwarciowych-upływowych (w sieciach nn), pozwala wykrywać oraz eliminować stany robocze niewłaściwe i stany zakłóceniowe z odpowiednią szybkością, czułością i niezawodnością. Przepisy bezpieczeństwa obwarowują szczegółowymi i restrykcyjnymi wymaganiami organizację wykonywania prac związanych z lokalizacją miejsc uszkodzenia oraz z wykonywaniem prób i pomiarów. Wskazuje się na konieczność uwzględnienia podczas prac zjawiska wydostającego się na

zewnątrz kabla lub przewodu oponowego potencjału lub/i łuku elektrycznego i w konsekwencji – poważnego zagrożenia pożarowego, wybuchowego i porażeniowego. Przyjęcie takiego założenia prowadzi do zaliczenia prac przy lokalizacji uszkodzeń do grupy prac wykonywanych w warunkach szczególnego zagrożeniu dla zdrowia i życia ludzkiego, które to prace powinny być wykonywane przez co najmniej dwie osoby na polecenie pisemne. Wydający polecenie musi określić warunki bezpieczeństwa pracy z uwagi na zagrożenie rażeniowe, metanowe, pyłowe i pożarowe w miejscu wykonywania pomiarów i wzdłuż trasy zainstalowania badanego kabla lub przewodu oponowego. Należy wyznaczyć osobę dozoru ruchu górniczego odpowiedzialną za skontrolowanie trasy kabla lub przewodu przed i po zakończeniu badań.

2. Rola systemu zabezpieczeń ziemnozwarciowych i upływowych

Systemy zabezpieczeń stosowane w przemyśle wydobywczym krajowym, jak i światowym mają za zadanie wykrywanie m.in. następujących stanów awaryjnych [2]: braku ciągłości uziemienia, uszkodzenia izolacji, przeciążenia, czy zwarcia.

Kable i przewody oponowe są wyjątkowo podatnymi na uszkodzenia elementami instalacji elektrycznej i stanowią główne źródło wypadków związanych z sieciami elektroenergetycznymi, tak niskiego, jak i średniego napięcia. Stosowane zabezpieczenia pozwalają na odizolowanie uszkodzonego odcinka kabla zanim nastąpi poważniejsza awaria, taka jak np. uszkodzenie międzyfazowe lub zwarcia jednofazowe z ziemią. Tym sposobem realizowana jest lokalizacja odcinkowa, która umożliwia wstępne zawężenie obszaru poszukiwań uszkodzenia. Kluczowym parametrem definiowanym dla tego typu zabezpieczeń jest rezystancja zadziałania (prąd graniczny) i czas zadziałania. Urządzenia zabezpieczające często mają możliwość ustawienia czasu zadziałania w zależności od stopnia zagrożenia wybuchowego [3]. Czas zadziałania zabezpieczenia zdefiniowany w polskich normach górniczych jest wyjątkowo krótki (szczególnie dla uszkodzeń o wartościach poniżej 1 kΩ) i jest uzależniony od wartości napięcia znamionowego sieci. Rezystancje nastawcze i rezystancje zadziałania dla typowych napięć stosowanych w górnictwie przedstawia tabela 1 [4, 5]

Z punktu widzenia bezpieczeństwa eksploatacji sieci czas ten powinien być jak najkrótszy celem ograniczenia skutków:

- przepływu prądu w miejscu uszkodzenia doziemnego i wydzielanej w nim energii elektrycznej,
- prawdopodobieństwa wystąpienia podwójnego doziemienia w różnych fazach i różnych punktach sieci,

- utrzymywania się zwiększonych wartości napięć uszkodzenia w sieci przewodów ochronnych,
- międzyfazowych zwarć łukowych powstałych wewnątrz metalowych osłon aparatury elektrycznej, połączonych z dotykiem łuku do uziemionej osłony.

Rezystancje nastawcze i rezystancje zadziałania dla typowych napięć stosowanych w górnictwie

Tabela 1

Napięcie znamionowe sieci (V)	Rezystancja zadziałania (nastawcza)	
	Zabezpieczenie centralne (kΩ)	Lockout blokujące (kΩ)
6000	**180.0** (150)	**432** (360)
3300	**102.0** (85)	**264** (220)
1000	**36.0** (30)	**60** (50)
500	**18.0** (15)	**30** (25)
220	**8.4 (**7)	**18** (15)
127	**4.8 (**4)	**18** (15)

Krótkie czasy zadziałania czynią urządzenie wrażliwym na zakłócenia i powodują tzw. zbędne zadziałania i tym samym wyłączenia napięcia zasilania. Przyjęta w górnictwie zasada ograniczania skutków uszkodzeń izolacji doziemnej jest oparta na przerywaniu przepływu prądu w miejscu uszkodzenia poprzez wyłączanie napięcia sieci, zainicjowane zadziałaniem zabezpieczenia upływowego centralnego.

Z chwilą wyłączenia napięcia zasilania nie następuje jednak definitywne przerwanie przepływu prądu w miejscu uszkodzenia, tym samym całkowite wyeliminowanie zagrożenia. Dalszy przepływ prądu jest związany głównie (pomijając, między innymi, energię zmagazynowaną w pojemności sieci) ze zjawiskiem pracy generatorowej silników indukcyjnych, stanowiących w sieciach kopalnianych główne odbiorniki energii elektrycznej. Energia zmagazynowana w polu magnetycznym silnika i energia układu mechanicznego napędu podtrzymują na jego zaciskach napięcie, tym samym na podłączonym do tych zacisków odcinku sieci. Czas zmniejszenia tego napięcia do wartości bezpiecznej może wynosić od 3 do 4 s i zależy od parametrów elektromechanicznych napędu.

W krajowych rozwiązaniach kabli i przewodów ekranowanych, ekran jest na potencjale żyły ochronnej (ekran uziemiony). W tych warunkach uszkodzenie izolacji żył głównych względem ekranu jest równoznaczne z uszkodzeniem izolacji doziemnej. Wynika stąd, że wszystkie uszkodzenia wewnętrzne izolacji objęte są działaniem systemu ochrony ziemnozwarciowej. Zakres prac związanych z lokalizacją uszkodzeń obejmuje skupione uszkodzenia asymetryczne o maksymalnej wartości wyznaczonej rezystancją zadziałania zabezpieczenia upływowego.

3. Specyfika uszkodzeń kabli w podziemiach kopalń

Charakter warunków pracy dla przewodów oponowych w szczególności zasilających maszyny ruchome oraz narzędzia ręczne, dopuszcza możliwość wystąpienia szeregu uszkodzeń mechanicznych, do których należy zaliczyć:

- przekłucia i przecięcia,
- zerwanie elementów konstrukcyjnych przez nadmierny naciąg osiowy,
- ścieranie opony zewnętrznej,
- zmiażdżenia lub spłaszczenia przez maszyny lub opadającą skałę lub węgiel.

Dodatkowo należy uwzględnić negatywny wpływ, na pogorszenie się właściwości elektrycznych i mechanicznych, warunków środowiskowych i eksploatacyjnych.

Występujące w eksploatacji uszkodzenia kabli i przewodów ekranowanych można podzielić na dwie zasadnicze grupy:

- uszkodzenia wewnętrzne,
- uszkodzenia zewnętrzne.

Cechą charakterystyczną uszkodzenia wewnętrznego jest niemożliwość wzrokowego określenia miejsca uszkodzenia, które występuje pod zewnętrzną powłoką przewodu. Uszkodzenie zewnętrzne pociągające za sobą naruszenie opony zewnętrznej można określić w toku przeprowadzenia oględzin. Według danych statystycznych najczęstsze uszkodzenia w przewodach oponowych występują przy zasilaniu maszyn urabiających kombajnów i wrębiarek. Procentowo liczba uszkodzeń wewnętrznych do uszkodzeń zewnętrznych wynosi około 2:1.

W górniczych sieciach elektroenergetycznych, wykonanych z kabli i przewodów oponowych ekranowanych, uszkodzenia izolacji w zdecydowanej większości zostają sprowadzone do uszkodzeń doziemnych (żyła-ekran). Ekrany wykonane są z siatki metalowej lub gumy przewodzącej, w przewodach oponowych, względnie taśmy metalowej w przypadku kabli. Uszkodzenie doziemne najczęściej ma charakter wysoko rezystancyjnej ścieżki przewodzącej utworzonej w izolacji podstawowej żyły roboczej względnie nisko rezystancyjnego uszkodzenia zwarciowego spowodowanego np. wbitym w oponę kawałkiem metalu. W przewodach oponowych z ekranami wykonanymi z siatki metalowej rezystancja takiego uszkodzenia zwarciowego ma niewielką wartość (do 100 Ω), natomiast w przewodach z ekranami z gumą przewodzącą określona jest przewodnością elektryczną gumy i zawarta jest w granicach do ok. 2 kΩ. Zdecydowana większość uszkodzeń wysoko rezystancyjnych oraz praktycznie wszystkie uszkodzenia w przewodach ekranowanych z gumą przewodzącą mają nieliniową zależność rezystancji od napięcia.

W zakresie prac związanych z lokalizacją uszkodzeń należy uwzględnić zmiany jakościowe i liczbowe parametrów elektrycznych rezystancji uszkodzenia doziemnego zachodzące pod wpływem czynników zewnętrznych. Największą zmienność tej rezystancji wykazują uszkodzenia w przewodach oponowych z ekranami wykonanymi z gumy przewodzącej.

4. Metody lokalizacji uszkodzeń

Metody pomiarowe stosowane w technice lokalizacji uszkodzeń kabli elektroenergetycznych dzielą się na dwie podstawowe grupy:

- wstępnej lokalizacji uszkodzenia (lokalizacja odcinkowa),
- dokładnej lokalizacji uszkodzenia.

Metody lokalizacji wstępnej oparte są na pomiarze jednego z charakterystycznych parametrów kabla: rezystancji żył, indukcyjności żył, pojemności żył, oraz czasu propagacji fali elektromagnetycznej w kablu. Przy założeniu jednorodności linii kablowej istnieje ścisła współzależność pomiędzy powyższymi parametrami, a jej długością. Niejednorodność w konstrukcji kabla decyduje o błędzie pomiaru przy lokalizacji uszkodzenia. Lokalizacja odcinkowa jest realizowana za pośrednictwem układów zabezpieczających.

Stosowane metody lokalizacji można podzielić na dwie grupy [6]:

- klasyczne,
- falowe.

Metody klasyczne obejmujące:

- pomiar rezystancji (mostkowa i techniczna),
- pomiar pojemności (mostkowa, techniczna, i galwanometru balistycznego),
- pomiar indukcyjności (mostkowa),

oraz grupę metod falowych obejmującą:

- metody impulsowe,
- metodę fali wędrownej,
- metodę fali stojącej.

Większość znanych i stosowanych metod nie spełnia jednak wymagań lokalizacji miejsca uszkodzenia izolacji doziemnej kabli i przewodów oponowych w warunkach podziemi kopalń. Szereg metod umożliwia skuteczną lokalizację miejsca uszkodzenia pod warunkiem, że tzw. rezystancja przejścia w miejscu uszkodzenia jest bardzo mała. Zdecydowana większość uszkodzeń izolacji doziemnej w kablach/przewodach górniczych charakteryzuje się dużą rezystancją uszkodzenia, którą zmniejsza się drogą tzw. dopalania. Sposób ten nie powinien być stosowany w podziemiach kopalń. Decyduje o tym nie tylko aspekt bezpieczeństwa pożarowego czy wybuchowego. Należy również

uwzględnić, że urządzenia te posiadają znaczne wymiary skrajne i wymagają zasilania z sieci elektrycznej. Tzw. dopalanie izolacji przy dużych rezystancjach uszkodzenia wymaga w początkowej fazie procesu doprowadzenia do przewodu napięć o dużych wartościach, co stwarza zagrożenia rażeniowe.

Metody bardziej uniwersalne, które cechują: kosztowna i skomplikowana aparatura o dużym ciężarze i wymiarach, złożony proces przeprowadzania pomiarów i interpretacji otrzymanych wyników, konieczność przeprowadzania pomiarów przez pracowników o wysokich kwalifikacjach specjalistycznych, duży koszt aparatury pomiarowej, nie znajdują dla podziemi kopalń swojego uzasadnienia technicznego i ekonomicznego.

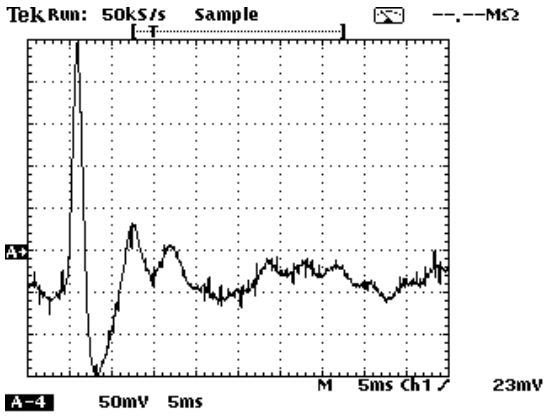
Stosowana najczęściej metoda opiera się na analizie fali odbitej, która jest skuteczna dla wartości rezystancji uszkodzenia poniżej kilkuset Ω. Wartość taką można uzyskać poprzez wytworzenie łuku elektrycznego w miejscu uszkodzenia. Zalecany [7] zestaw przyrządów przeznaczony do lokalizacji uszkodzeń składa się z:

- analizatora falowego dla metody fali odbitej, wyposażonego w pamięć przebiegów referencyjnych,
- generatora udarów elektrycznych,
- układu sprzęgającego,
- detektora akustycznego lub elektromagnetycznego,
- testera izolacji,
- lokalizatora kabla,
- urządzenia do pomiaru długości trasy kablowej.

Przeprowadzane obecnie na świecie badania zmierzają do opracowania nowej metody, nie wymagającej tak dużych energii. Opracowane rozwiązania sprowadzają się do modyfikacji algorytmów analizy fali odbitej [8], ale metoda skuteczna dla uszkodzeń wysoko rezystancyjnych i jednocześnie możliwa do zastosowania w podziemiach kopalń, w strefach zagrożonych wybuchem, nie została opracowana.

5. Opis opracowanej metody

Opracowana metoda bazuje na zjawisku zmiany rezystancji izolacji w miejscu uszkodzenia pod wpływem zewnętrznej siły działającej na miejsce uszkodzenia. Dla zaobserwowania tego zjawiska pomiędzy uszkodzoną żyłę kabla/przewodu oponowego i powłokę przewodzącą/żyłę ochronną włącza się omomierz lub mostek do pomiaru rezystancji. Jeżeli na miejsce uszkodzenia będzie się oddziaływało siłą zewnętrzną np. uderzenie w przewód lub jego przegięcie to przyrząd pomiarowy wskaże chwilową zmianę rezystancji. Przykładowy obraz zmian napięcia wynikający ze zmiany rezystancji uszkodzenia pod wpływem naprężenia mechanicznego przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Zarejestrowany oscyloskopem przebieg zmian napięcia wynikający z uderzenia w miejscu uszkodzenia kabla (źródło: opracowanie własne)

Obserwacja zmian rezystancji podczas zginania kabla lub przewodu w miejscu uszkodzenia jest ogólnie znaną praktyką [9]. Wykorzystanie tej metody do lokalizacji miejsca uszkodzenia wymaga utworzenia obwodu pomiarowego (połączonego w układ omomierza szeregowego lub równoległego) zasilanego ze źródła napięciowego lub prądowego. Działanie tak zrealizowanego układu polegałoby na detekcji małych szybkozmiennych fluktuacji, prądu pomiarowego, wywołanych oddziaływujących na miejsce uszkodzenia sił zewnętrznych. Redukując stopniowo w trakcie pomiarów lokalizacyjnych czułość układu detekcyjnego lub zmniejszając wartość siły oddziaływującej na przewód można znaleźć miejsce /punkt/ uszkodzenia.

Zaletami metody zmiany rezystancji jest możliwość uzyskania dużej dokładności, co predestynuje ją do stosowania w lokalizacji „miejsca uszkodzenia" oraz szeroka jej uniwersalność polegająca na możliwości lokalizacji uszkodzeń nisko rezystancyjnych, jak i uszkodzeń o rezystancji powyżej 1 kΩ. Z obszaru zastosowań ww. metody są wyłączone uszkodzenia o bardzo małej rezystancji mające cechy uszkodzenia „metalicznego". Praktyczne zastosowanie tej metody obwarowane jest jednak pewnymi wymogami techniczno-organizacyjnymi, a mianowicie:

– w pracach lokalizacyjnych powinny wziąć udział co najmniej dwie osoby,
– kabel/przewód musi być dostępny na całej swej długości,
– aparatura lokalizacyjna powinna być wyposażona w system bezprzewodowej łączności pomiędzy urządzeniem z układem pomiarowo-detekcyjnym, a osobą przemieszczającą się wzdłuż trasy kabla /przewodu/.

Metoda zmiany rezystancji będzie przydatna szczególnie do lokalizacji miejsca uszkodzenia w przewodach oponowych ekranowanych gumą przewodzącą. Sprzyjającymi dla tej metody czynnikami jest istnienie zależności/

nieliniowej konduktywności gumy przewodzącej od wewnętrznych naprężeń mechanicznych oraz dostępność, w podziemiach kopalń, przewodu na całej jego długości.

Pewnym rozszerzeniem w stosowaniu wyżej wymienionej metody może być możliwość wykrywania luźnych połączeń lub częściowo przerwanych obwodów żył pomocniczych w górniczych przewodach oponowych.

6. Model lokalizatora

Po przeanalizowaniu wstępnych wyników pomiarowych podjęto decyzję o budowie modelu urządzenia, który działałby w oparciu o metodę wykrywania zmian rezystancji izolacji pod wpływem naprężeń-udarów mechanicznych. Metoda ta daje możliwość wykrywania uszkodzeń wysoko rezystancyjnych, przy wymaganej konieczności mechanicznego oddziaływania wzdłuż trasy kabla. Lokalizacja uszkodzenia wymaga współpracy dwóch osób i odłączenia końców uszkodzonego kabla. Urządzenie składa się z dwóch części: miernika rezystancji RAKn (rys. 2a), który mocowany jest na początku badanego odcinka oraz urządzenia odbiorczo-sygnalizacyjnego RAKo (rys. 2b) niesionego przez osobę szukającą miejsca uszkodzenia.

Rys.2. *a) nadajnik RAKn, b) odbiornik RAKo* (źródło: opracowanie własne)

Obie części posiadają zasilanie akumulatorowe – ładowanie będzie odbywać się w strefie bezpiecznej i umieszczone są w identycznych obudowach wykonanych z poliestru wzmocnionego włóknem szklanym, odpornego na rozpuszczalniki. Iskrobezpieczne źródło zasilania ZZI-12E ma napięcie znamio-

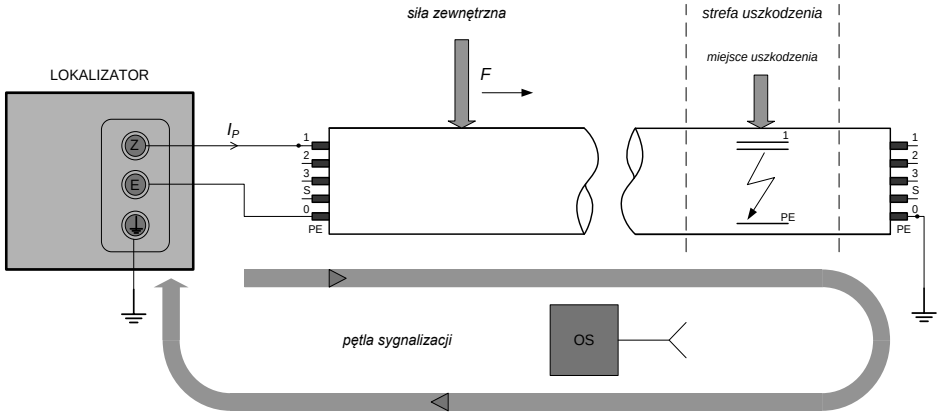
nowe 12 V i pojemność znamionową 0,7 Ah. Może pracować w zakresie temperatur od -20˚C do 60˚C. Parametry elektryczne modelu przedstawiono w tabeli 2.

Parametry elektryczne modelu lokalizatora

Tabela 2

parametr	wartość
Oznakowanie ATEX	
akumulator	I M1 Ex ia I
RAKo, RAKn	I M2 Ex ib I Mb
Warunki eksploatacji	
temperatura otoczenia	0–40 °C
wilgotność względna (bez kondensacji)	< 95 % at 40 °C
stopień ochrony IP	IP54
wymiary	160 × 160 × 90 mm
masa	około 2 kg
zasilanie	12 V (akumulator ZZI-12E)
pobór mocy	< 0,72 W
czas pracy między ładowaniami	około 10 godzin

Rysunek 3 przedstawia sposób podłączenia lokalizatora do badanego kabla z uwzględnieniem obwodu pomiarowego i pętli sygnalizacji.

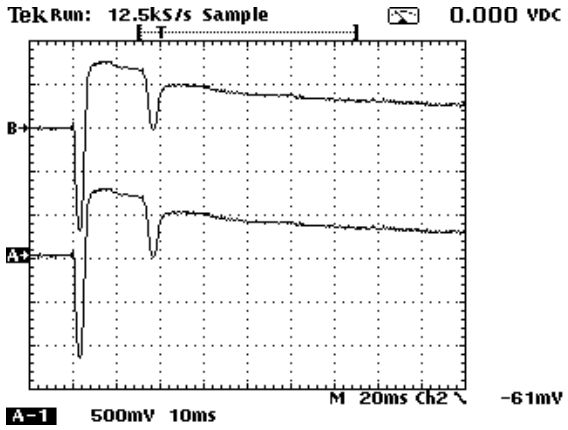


Z – zacisk wyjściowy lokalizatora (obwodu pomiarowego),
E - zacisk wyjściowy lokalizatora (obwodu pomiarowego i sygnalizacji),
⏚ - zacisk uziemiający lokalizatora (obwodu sygnalizacji),
1, 2, 3 - żyły główne kabla,
S - żyły pomocnicze,
O - żyła ochronna,
OS – odbiornik lokalizatora

Rys.3. Schemat podłączenia lokalizatora do badanego kabla
(źródło: opracowanie własne)

7. Badania laboratoryjne

W celu sprawdzenia skuteczności działania urządzenia zbudowano stanowisko pomiarowe składające się z 50 m odcinka przewodu oponowego, do którego przyłączany był 2-metrowy, uszkodzony odcinek testowy. Sygnały pomiarowe obserwowane były za pomocą oscyloskopu i poprzez obserwację wskazań lokalizatora. Pomiary przeprowadzono na kablach o nieznanym charakterze uszkodzenia i na specjalnie przygotowanym odcinku z wbudowanym pomiędzy żyłę roboczą, a ekran elementem z gumy przewodzącej. Dla obu próbek zaobserwowano zmiany rezystancji izolacji pod wpływem udarów mechanicznych. Obserwacje przeprowadzono dla prądu pomiarowego dostarczanego przez nadajnik RAKn w obecności 20 nF pojemności kabla. Pomiary wykonywano w pobliżu nadajnika RAKn i w pobliżu miejsc uszkodzenia, oscyloskopem o izolowanych kanałach pomiarowych. Obserwacja sygnału pomiarowego na początku i na końcu długiego odcinka przewodu miała posłużyć do oceny degradacji sygnału w obecności rozproszonej pojemności. Podczas pomiarów nie stwierdzono jej istotnego wpływu na kształt sygnału, co przedstawiono na rysunku 4.



Rys.4. Zarejestrowane przebiegi zmian napięcia na początku i na końcu przewodu oponowego (źródło: opracowanie własne)

8. Badania prototypu na zgodność z normami

Aby urządzenie mogło zostać przekazane do eksploatacji konieczne jest spełnienie odpowiednich wymagań obowiązujących dyrektyw. Dla opracowanego lokalizatora konieczna była ocena projektu z wymaganiami dyrektyw ATEX oraz EMC. Ocenę bezpieczeństwa przeciwwybuchowego urządzenia przeprowadziła jednostka certyfikowana GIG-KD Barbara. Badania związane z kompatybilnością elektromagnetyczną oraz badania środowiskowe przeprowadzono w laboratoriach Instytutu EMAG. Badania kompatybilności elektromagnetycznej obejmowały:

- badania odporności:
  - na wyładowania elektrostatyczne,
  - na promieniowane pole elektromagnetyczne o częstotliwości radiowej,
  - na serie szybkich elektrycznych stanów przejściowych,
  - na udary (tylko dla RAKn),
  - na zaburzenia przewodzone, indukowane przez pola o częstotliwości radiowej,

oraz badania elektromagnetycznych zaburzeń promieniowanych.

Ze względu na brak połączenia z zewnętrznym zasilaniem nie było konieczności wykonywania następujących badań:

- badanie odporności na zapady napięcia, krótkie przerwy i zmiany napięcia,
- badanie odporności na tłumione przebiegi sinusoidalne,
- badanie odporności na zapady napięcia, krótkie przerwy i zmiany napięcia występujące w przyłączu zasilającym prądu stałego,
- pomiary harmonicznych i interharmonicznych prądu,
- pomiary wahań napięcia i migotania światła.

Ze względu na brak elementów czułych na pole magnetyczne nie sprawdzano odporności na pole magnetyczne o częstotliwości sieci elektroenergetycznej.

9. Podsumowanie

Lokalizacja uszkodzeń wykonywana w podziemiach kopalń, gdzie istnieje zagrożenie wybuchem metanu i pyłu węglowego wymaga zastosowania nietypowej metody pomiarowej – detekcji zmiany rezystancji izolacji pod wpływem udarów mechanicznych. Opracowany model urządzenia przeszedł pomyślnie testy laboratoryjne oraz badania wymagane w procesie certyfikacji, a uzyskane wyniki wskazują na jego możliwość zastosowania do lokalizacji wysoko rezystancyjnych uszkodzeń. Kolejnym etapem projektu będą pomiary wykonywane przez autorów opracowania, przeprowadzane na rzeczywistej sieci zasilającej dotyczące zarówno skuteczności lokalizacji, jak i działania opracowanej metody łączności bezprzewodowej w obecności dużej ilości elementów metalowych, charakterystycznej dla podziemi kopalń. Zweryfikowane zostaną parametry związane z czułością urządzenia i skutecznością transmisji. Rezultaty projektu będą upublicznione na stronach internetowych uczestników i stronie Narodowego Centrum Badań i Rozwoju.

Literatura

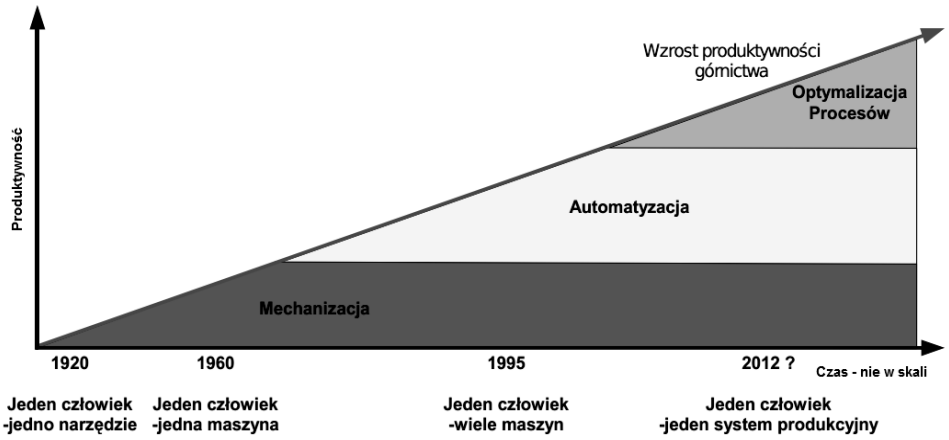
1. Shu, T., Xiaowei, W., Shishen, M., & Juanjuan, W.: Study of Traveling Wave Fault Location in Mine. Power and Energy Engineering Conference (APPEEC), Asia-Pacific: p.1-4, 2010.
2. NSW DPI Technical Reference . Electrical Protection and Earthing. Technical Reference Electrical Engineering Safety EES005,2006. http://www.resources.nsw.gov.au/__data/assets/pdf_file/0016/101743/EES005-Electrical-Protection-and-Earthing-Guideline.pdf (dostęp 12.09.2013).
3. Coal Mining Safety and Health Regulation 2001,2012. http://www.legislation.qld.gov.au/LEGISLTN/CURRENT/C/CoalMinSHR01.pdf (dostęp 12.09.2013).
4. PN-G-42040. Środki ochronne i zabezpieczające w elektroenergetyce kopalnianej – Zabezpieczenia upływowe – Wymagania i badania,1996.
5. PN-G-42070. Elektroenergetyka kopalniana – Sieci elektroenergetyczne o napięciu znamionowym powyżej 1 kV zasilające maszyny przodkowe – Wymagania, 2001.
6. Szczerski R.: Lokalizacja uszkodzeń w sieciach elektroenergetycznych. WNT, Warszawa, 1990.
7. IEEE Std 1234-2007. IEEE Guide for Fault-Locating Techniques on Shielded Power Cable Systems, 2007.
8. Shu, T., & Shishen, M.: Traveling Wave Fault Location in Coal Mine Power Transmission Systems. International Conference on Sustainable Power Generation and Supply, SUPERGEN '09. p. 1–4, 2009.
9. Conroy, J.: Bureau of Mines Research on Trailing-Cable-Fault Locators. Washington D.C. UNT Digital Library, 1978. http://digital.library.unt.edu/ark:/67531/metadc38728/. (dostęp 12.09. 2013).

Metody i techniki śledzenia materiałów oraz kontroli dostępu osób bazujące na infrastrukturze sieci w podziemnym wyrobisku górniczym

Christoph Mueller – MineTronics GmbH, **Szymon Szymczak –** MT-Silesia Sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

Proces poprawiania produktywności górnictwa rozpoczęto poprzez zastąpienie tradycyjnych narzędzi przez maszyny. Kolejnym krokiem była automatyzacja dająca jednemu operatorowi kontrolę nad wieloma maszynami. Każdy z etapów osiąga punkt, po którym dalszy rozwój przynosi efekty niewspółmierne do włożonych nakładów pracy. Dalszą poprawę wydajności można obecnie osiągnąć, między innymi, dzięki optymalizacji procesów.



Rys.1. Wzrost produktywności górnictwa wraz z postępem [3]

Poprzez optymalizację procesów w górnictwie rozumiemy odpowiednią organizację i ograniczenie strat dzięki wydajnej wymianie informacji w takich dziedzinach, jak:

- Logistyka - śledzenie maszyn, materiałów, personelu.
- Planowanie - analiza danych z obszaru eksploatacji.
- Raportowanie - wydajne, dokładne i niezawodne (również w czasie rzeczywistym).
- Serwis - zdalny dostęp do danych operacyjnych maszyn, komunikacja z wyspecjalizowanym personelem.
- Infrastruktura - dane o środowisku, kontrola dostępu do stref.
- Bezpieczeństwo - sprawne akcje ratownicze bazujące na wiedzy o położeniu pracowników dołowych, lokalizacja zagrożeń.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– Finanse - kontrola i optymalizacja kosztów.

Praca w kopalni powiązana jest siecią zależności pomiędzy elementami i mówiąc o optymalizacji, należy mieć na uwadze obraz całego działającego systemu. Niniejszy rozdział prezentuje aplikacje służące optymalizacji oparte na technologii identyfikacyjnej RFID oraz sieciach WLAN.

2. Infrastruktura sieci komputerowej w podziemnym wyrobisku górniczym

Stosowane systemy telekomunikacyjne muszą sprostać wyzwaniom, takim jak:

– praca w środowisku zagrożonym eksplozją,
– niezawodna komunikacja w rozległym obszarze,
– specyfika pracy – zarówno maszyny, jak i pracownicy znajdują się w nieustającym ruchu.

Tradycyjna komunikacja podziemna składa się obecnie z systemów, których zasada działania nie zmieniła się przez ostatnie dekady. Są nimi:

– tradycyjne systemy telefonii kablowej,
– analogowa łączność radiowa w różnym zakresie częstotliwości (VHF, UHF) bazująca na antenach i kablach cieknących,
– ograniczona transmisja danych poprzez sieci telefoniczne.

Tradycyjnie stosowane sieci nie są w stanie pracować niezawodnie i jednocześnie sprostać wyzwaniom stawianym im przez warunki pracy w kopalni; nie zapewniają nadmiarowości połączeń; w razie usterki (np. przerwanie kabla) łączność z serwerami i ludźmi znajdującymi się na powierzchni jest utracona. Ponadto, w zdecydowanej większości z nich nie ma mowy o lokalnej komunikacji i przetwarzaniu danych - w przypadku utraty połączenia z centralnym serwerem system staje się bezużyteczny.

Kolejną poważną wadą dotychczasowych rozwiązań jest ograniczona możliwość integracji tychże systemów ze sobą. W rezultacie każdy z systemów posiada osobne okablowanie, narażając kopalnię na niepotrzebne koszty i utrudniając utrzymanie i ewentualne naprawy.

Naprzeciw tym wymaganiom wychodzi standard Ethernet, od lat z powodzeniem wykorzystywany w profesjonalnych i domowych zastosowaniach.

3. Zastosowanie sieci Ethernet jako wspierającej optymalizację procesów

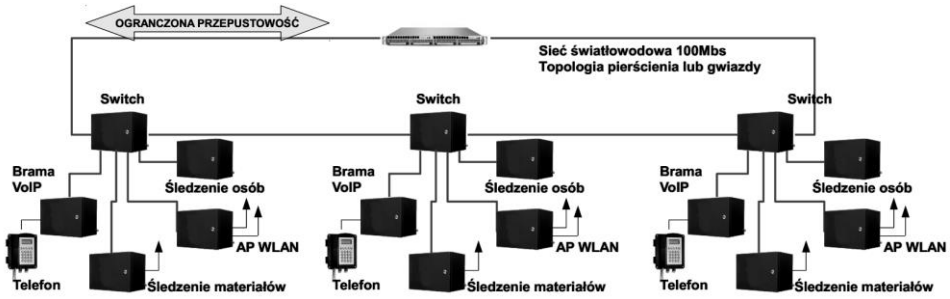
Częstą praktyką jest prowadzenie osobnych połączeń do każdego z działających systemów. Takie podejście znacznie zwiększa koszty utrzymania infrastruktury i od strony finansowej ogranicza możliwość wyposażenia kopalni

w kolejne systemy, gdyż wraz z rozbudową należałoby prowadzić kolejną instalację od nowa.

Zastosowanie sieci Ethernet jako uniwersalnego medium pozwala na znaczące obniżenie kosztów. Wszystkie systemy mogą wówczas współdzielić jedno łącze z powierzchnią. Zastosowanie topologii pierścienia (patrz rys. 2) zapewnia łączność z powierzchnią nawet, gdy jedno z „ogniw" łańcucha zostanie przerwane. Wówczas protokół STP (ang. *Spanning Tree Protocol*) wyznacza w obrębie sieci alternatywną drogę do odpowiednich urządzeń.

Takie podejście ma również swoje wady: systemy współdzielą za sobą medium, lecz nie mogą bezpośrednio wykorzystać informacji zebranych przez inne urządzenia. Wszelka obróbka danych zachodzi centralnie na powierzchni i w razie zupełnej utraty łączności całkowita funkcjonalność staje się niedostępna.

Optymalnym rozwiązaniem staje się stosowanie uniwersalnych urządzeń, łączących wiele funkcjonalności, zdolnych do lokalnego przetwarzania danych w przypadku utraty łączności z serwerem. W takim przypadku użytkownicy informowani są o najbliższych punktach zbiorczych, położeniu apteczek itp. Ponadto, urządzenia krytyczne dla bezpieczeństwa i komunikacji powinny być zasilane dodatkowo przez UPS. Dzięki temu mogą pracować nawet kilkanaście godzin bez zasilania sieciowego.

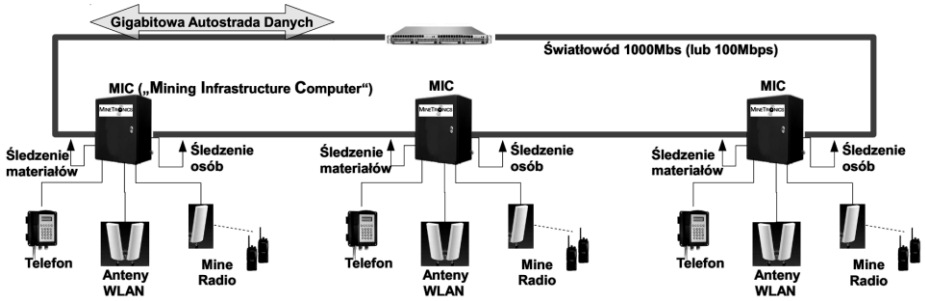


Rys.2. Sieć Ethernet w kopalni

Jako medium transmisyjne, zarówno pomiędzy węzłami sieci, jak i w łączności z powierzchnią, stosuje się światłowody zapewniające dużą przepustowość transmisji danych na dalekie odległości (liczone w dziesiątkach kilometrów), pozostając jednocześnie iskrobezpiecznymi. Zdecydowana większość interfejsów światłowodowych stosowanych w kopalniach posiada przepustowość 100 lub nawet 1000 Megabitów na sekundę, pozwalając na jednoczesną transmisję nie tylko danych, ale także głosu i obrazu z wielu urządzeń.

Kable optyczne są bezużyteczne w łączności z maszynami mobilnymi i pracownikami. Pełna funkcjonalność podziemnego systemu komunikacji jest

możliwa dzięki zastosowaniu bezprzewodowej sieci WLAN. Technologia ta łączy mobilne maszyny i urządzenia z centralnym systemem komputerowym i bezprzewodowymi jednostkami kontrolnymi. Umożliwia to komunikację pomiędzy nimi oraz z wewnętrznymi i zewnętrznymi sieciami komunikacyjnymi.



Rys.3. Optymalna infrastruktura sieci kopalnianej z wykorzystaniem uniwersalnych urządzeń

Wartym wspomnienia jest fakt, że jedynie uniwersalnie dostępna sieć bazująca na ogólnodostępnych standardach pozwala na zastąpienie dotychczas stosowanych systemów komunikacji (bardzo często bazujących na zamkniętych rozwiązaniach). Stosowanie jednego medium dla różnych potrzeb pozwala na znaczące obniżenie kosztów prowadzenia i utrzymania instalacji. Wielką zaletą sieci Ethernet jest łatwa integracja z sieciami bezprzewodowymi WiFi w obrębie jednej instalacji, a nawet w obrębie jednego urządzenia.

4. Śledzenie materiału w kopalniach podziemnych z wykorzystaniem technologii RFID

Logistyka materiałowa w kopalniach stanowi jeden z najważniejszych elementów w optymalizacji procesów zachodzących w kopalni. Obecnie transport w górnictwie boryka się z następującymi problemami:

- transportowany materiał nie trafia we właściwe miejsce o czasie,
- ponieważ personel nie jest osiągalny przez cały czas, niemożliwe jest przeprowadzenie natychmiastowych działań, co prowadzi do przestoju,
- opóźnienia wynikające z poszukiwania materiału, który mógł zostać nieopatrznie przetransportowany w niewłaściwe miejsce,
- konieczność zakupu nowych kontenerów, ponieważ zwrócone puste kontenery nie zawsze trafiają z powrotem do prawidłowego punktu.

By wyjść naprzeciw tym problemom, opracowano system śledzenia materiałów oparty na technologii pasywnych tagów RFID.

4.1. Zasada działania

Kluczowym elementem systemu są standardowe kontenery, które wyposażono w pasywne tagi RFID (patrz rys. 4). Do już wykorzystywanych kontenerów można w prosty sposób wspawać ramkę pozwalającą na instalację taga; zaś każde kolejne zamawiane kontenery dostarczane są już z wbudowanymi tagami. To pozwala na elektroniczną detekcję kontenerów w dowolnej lokalizacji pod i nad ziemią, gdzie zainstalowano czytniki RFID. Stanowi to podstawę do stwierdzenia, gdzie dany kontener znajduje się w danej chwili.

Niemniej jednak, wiedza jedynie o lokalizacji danego kontenera jest niewystarczająca. Ważne jest również to, jaki materiał załadowano do kontenera oraz jakie jest jego przeznaczenie. Takie przypisanie odbywa się poprzez wykorzystanie etykiet z wydrukowanym kodem kreskowym i nazwą transportowanego materiału przyklejanych na kontenery tuż obok taga RFID.

Rys.4. Tag RFID i etykieta na wagonie

Zanim rozpocznie się załadunek, etykiety drukowane są w biurze i przekazywane operatorom. Zaraz po załadowaniu kontenera nakleja się nań etykietę. Kamera na specjalnym stanowisku odczytuje kod kreskowy, równocześnie czytnik RFID pobiera unikalny numer ID kontenera oraz czas przejazdu przez ten punkt. Tak połączone informacje trafiają do bazy danych systemu. Od tego momentu można śledzić materiał na podstawie przypisanego mu ID odpowiedniego wagonu.

Najczęściej kolejnym punktem kontrolnym jest wjazd do klatki szybu, a następnie wyjazd z niej na dowolnym z poziomów. W analogiczny sposób zachodzi zwrot pustych kontenerów na powierzchnię: najpierw odczyt przez wjazdem do klatki na dowolnym poziomie a następnie odczyt przy opuszczaniu klatki już na powierzchni. To stanowi podstawową i minimalną konfigurację systemu, która pozwala na sprawdzenie, na który poziom trafia materiał i w jaki sposób odbywa się obrót kontenerów różnego typu.

Gdy materiał trafia na odpowiedni poziom, kontenery najczęściej łączone są w kolejkę. Wszystkie elementy kolejki identyfikowane są, gdy opuszczają podszybie: najpierw lokomotywa, wagony oraz lokomotywa końcowa - z takich informacji „składana" jest w bazie danych cała kolejka. Służy to korekcji potencjalnych błędów odczytu w trakcie przejazdu. W przeciwieństwie do aktywnych tagów RFID, pasywne tagi zapewniają bardzo wąską i ściśle określoną strefę, gdzie można je wykryć - przypomina to zachowanie bariery świetlnej. Ze względu na jej fizyczną naturę, rozwiązanie to działa niezawodnie również, gdy na równoległym torze porusza się inna kolejka.

Na swojej drodze do miejsca docelowego kolejka jest wykrywana w każdym punkcie kontrolnym wyposażonym w czytnik RFID. Czytniki te są zlokalizowane zawsze blisko aktywnych komponentów infrastruktury sieciowej sieci dołowej. Ponieważ sieć zawsze rozdziela się w miejscu skrzyżowań chodników - dokładnie tak, jak szyny kolejki - można wówczas w wydajny sposób wykorzystać infrastrukturę sieciową.

Czytniki RFID współpracują z komputerami MIC (ang. *Mining Infrastructure Computer*) firmy MineTronics przetwarzającymi sygnały pochodzące z tagów do informacji o śledzeniu bazujących na formacie XML. Dowolne oprogramowanie na serwerze, które obsługuje profil Śledzenia (ang. *Tracking*) zgodny ze standardem IREDES (*International Rock Excavation Data Exchange Standard*) (patrz rozdz. 7) jest w stanie odczytać informacje o bieżącym położeniu kolejki.

Przetwarzanie danych na powierzchni może spełniać indywidualne wymagania poszczególnych kopalni, w szczególności dotyczy to sposobu znakowania materiału, różniącego się pomiędzy zakładami. Na podstawie informacji zbieranych w bazie danych, system pozwala uzyskać odpowiedź na przykładowe pytania:

- Gdzie znajduje się obecnie określona dostawa materiału?
- Gdzie jest kontener numer XYZ?
- Ile kontenerów jest na dole/na poziomie X/w wyrobisku Y?
- Od jak dawna są te kontenery przechowywane w danej lokalizacji?

Taka wiedza - trudno dostępna bez opisanego systemu - pozwala na łatwiejsze podejmowanie decyzji np. o odbiorze pustych kontenerów, co prowadzi do efektywniejszego wykorzystania dostępnych zasobów.

Informacje te mogą być wyświetlane w oprogramowaniu wizualizującym (patrz rozdz. 6) nanoszącym na trójwymiarową mapę kopalni zebrane informacje dot. śledzenia materiałów w czasie rzeczywistym.

4.2. Dodatkowe korzyści

Pasywne tagi RFID, w przeciwieństwie do aktywnych tagów, są zupełnie bezobsługowe; nie wymagają wymiany baterii lub całkowitej wymiany w przypadku rozładowania. Pozwala to na oszczędności w nakładzie pracy poświęconym na utrzymanie systemu, ogranicza również możliwość niewykrycia kontenera na kolejnych punktach kontrolnych wynikającą z rozładowania baterii podczas pracy pod ziemią.

Warto również zwrócić uwagę na ekstremalną wytrzymałość systemu na zabrudzenie pyłem i kurzem. Konkurencyjne systemy, oparte na odczycie kodów kreskowych, wymagają bezustannego czyszczenia obiektywu kamery; również etykiety podlegają zabrudzeniu i uszkodzeniom mechanicznym, co prowadzi do nieprawidłowych odczytów.

Opisany system pracuje od 2008 r. w kopalni Ibbenbüren w Niemczech i obsługuje ponad 2000 kontenerów wyposażonych w pasywne tagi.

5. Śledzenie personelu w wyrobisku podziemnym z wykorzystaniem sieci WLAN

W górnictwie istnieje wysoka potrzeba niezawodnej lokalizacji i komunikacji z personelem w czasie rzeczywistym. Znaczny czas pochłaniają próby zlokalizowania danej osoby wyłącznie za pomocą telefonu, gdyż osoby na górze mogą się jedynie domyślać, w którym rejonie może przebywać pracownik w zależności od tego, jakie zadanie mu przydzielono. Brak jest możliwości bezpośredniej komunikacji z nim w razie potrzeby natychmiastowego działania.

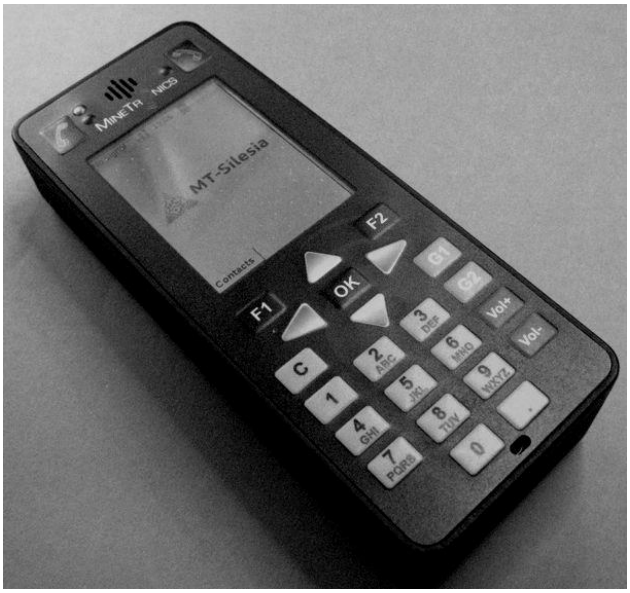
5.1. Urządzenia mobilne do komunikacji i śledzenia personelu

By sprostać potrzebom komunikacyjnym pracowników koordynujących prace pod ziemią, zaprojektowano iskrobezpieczny osobisty telefon bezprzewodowy. Takie urządzenie pozwala na znaczące ułatwienie komunikacji, gdyż:

- wybierając numer telefonu bezprzewodowego, łączymy się nie z jednostką przypisaną na stałe do danej lokalizacji, ale z konkretnym pracownikiem, niezależnie od tego, gdzie się w danym momencie znajduje,
- osoba nosząca telefon - pod warunkiem przebywania w zasięgu sieci WLAN - jest zawsze natychmiastowo osiągalna.

Telefon posiada również możliwość komunikacji tekstowej. Jego funkcjonalność można rozszerzyć np. o aplikacje wspierające prace podziemne bądź o kamerę do skanowania kodów kreskowych z kontenerów.

Uproszczonym urządzeniem komunikacyjnym jest Pager; jest mniejszy i lżejszy od telefonu i można go wygodnie przymocować do paska spodni. Ładowany jest indukcyjnie i nie posiada zewnętrznych kontaktów elektrycznych, które mogłyby łatwo ulec zabrudzeniu lub uszkodzeniu. Uproszczoną wersję Pagera, o ograniczonych możliwościach, można wbudować w lampę górniczą.



Rys.5. Telefon bezprzewodowy do użytku w kopalniach podziemnych

Nie posiada możliwości wykonywania połączeń głosowych, komunikacja oparta jest na wiadomościach tekstowych zgodnych ze standardem IREDES. Wiadomości wysłane od dyspozytora mogą mieć przykładowo następującą treść: „Proszę zadzwonić pod numer 1234” lub „Proszę naprawić aparat telefoniczny numer 4321”. Odbiorca może odpowiedzieć na wiadomość na podstawie jednej z predefiniowanych odpowiedzi, np. „Tak/Nie/Nie mogę w tej chwili, zrobię to później”.

Pager może przechowywać również wiadomości zawierające informacje, które najczęściej są zgłaszane inną drogą, np. raport o wykonaniu zadania, informacje dot. bezpieczeństwa. Wiadomości te podzielone są na trzy kategorie:

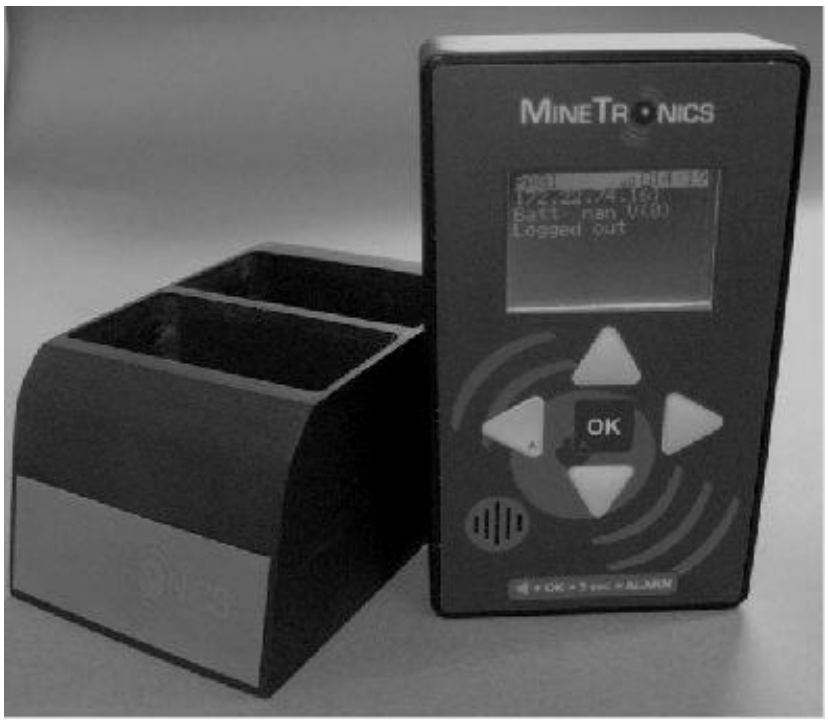
- ogólne - zawierające informacje mogące dotyczyć każdego pracownika kopalni,
- grupowe - typowe dla danej grupy pracowników (np. telefoniści, elektrycy itd.),

– osobiste - dotyczące zadań przydzielonych danemu pracownikowi.

Dodatkowo, dyspozytor może wysłać powiadomienie alarmowe informujące o konieczności ewakuacji i zawierające instrukcje postępowania.

Pagery mogą spełniać swoją funkcjonalność jedynie w zasięgu sieci WLAN. Trudno sobie jednak wyobrazić 100% pokrycie poziomu kopalni siecią bezprzewodową. Gdy urządzenie, do którego wysyłamy wiadomość, pozostaje poza zasięgiem, wysyłane do niego wiadomości zostaną zachowane w pamięci i przekazane, gdy tylko odzyska ono łączność z siecią.

Wspomniane wyżej urządzenia mogą służyć do śledzenia personelu w kopalni.



Rys.6. Pager

5.2. Śledzenie na podstawie przypisania do punktu dostępu sieci bezprzewodowej

Komputery MIC, wyposażone w interfejsy WiFi (IEEE 802.11g), stanowiące węzły sieci dołowej, posiadają funkcje śledzenia bezprzewodowych klientów. Za każdym razem, gdy urządzenie bezprzewodowe nawiąże łączność z komputerem MIC, ten przesyła zakodowane w formacie XML informacje o czasie takiego zdarzenia i identyfikatorze klienta (np. adres MAC) do centralnego serwera TrackCenter.

Następnym krokiem jest wizualizacja takiego zdarzenia. Na trójwymiarową mapę nanosi się etykiety o tym, kto i kiedy znalazł się we wskazanym miejscu.

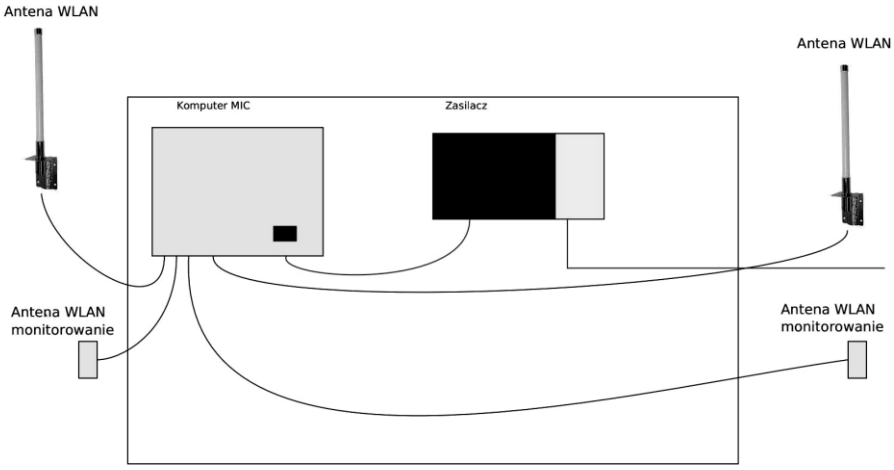
5.3. Bramki dostępu bazujące na sieciach WLAN

Śledzenie jedynie na podstawie powiązania z danym punktem dostępu daje jednak niewystarczającą ilość informacji. Można określić, kiedy dana osoba bądź też maszyna pojawiła się w danej lokalizacji, lecz nie można nic powiedzieć o kierunku przejścia.

Określenie kierunku przejścia pozwala na wydzielenie stref, na których końcach znajduje się bramka oparta o komputer MIC. Jest to rozwiązanie szczególnie przydatne w kopalniach, gdzie wyznaczone są strefy szczególnego zagrożenia tąpaniami. Ilość osób przebywających w takiej strefie jest ściśle ograniczona. Takie czynności zapobiegają niepotrzebnemu narażaniu życia załogi.

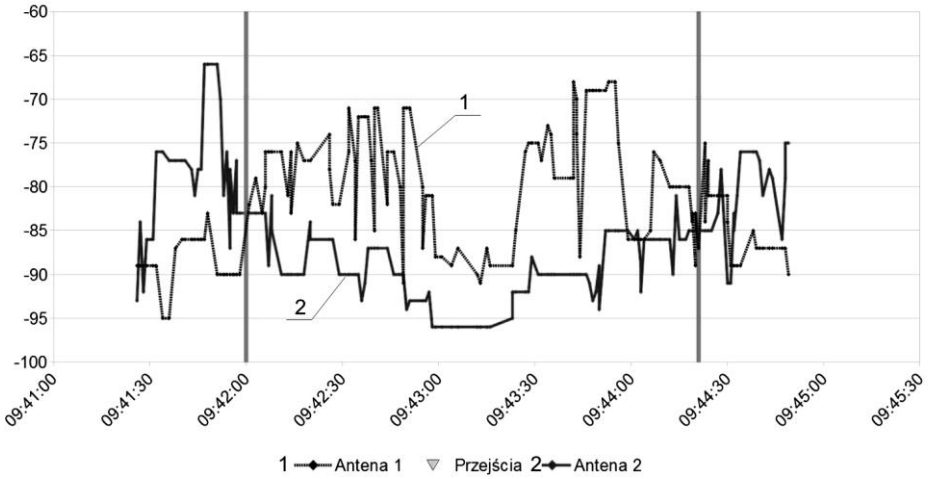
Określenie kierunku przejścia odbywa się poprzez wyposażenie komputera MIC w dodatkowe anteny kierunkowe. Interfejs, do których są podłączone, pozostaje w trybie monitorowania - nie prowadzi aktywnej komunikacji, jedynie przechwytuje sygnały przesyłane przez inne urządzenia. Następnie komputer analizuje je i porównuje ich moc na obu antenach. Na podstawie zmian w czasie stosunku mocy sygnału na obu antenach wykrywa się przejście człowieka w określonym kierunku.

Poniższy wykres ilustruje przykładowe przejście tam i z powrotem przez bramkę użytkownika niosącego Pagera. Pionowe linie oznaczają moment, w którym przeszedł on przez bramkę. Widoczna jest znaczna różnica w poziomie sygnałów odbieranych na obu antenach.

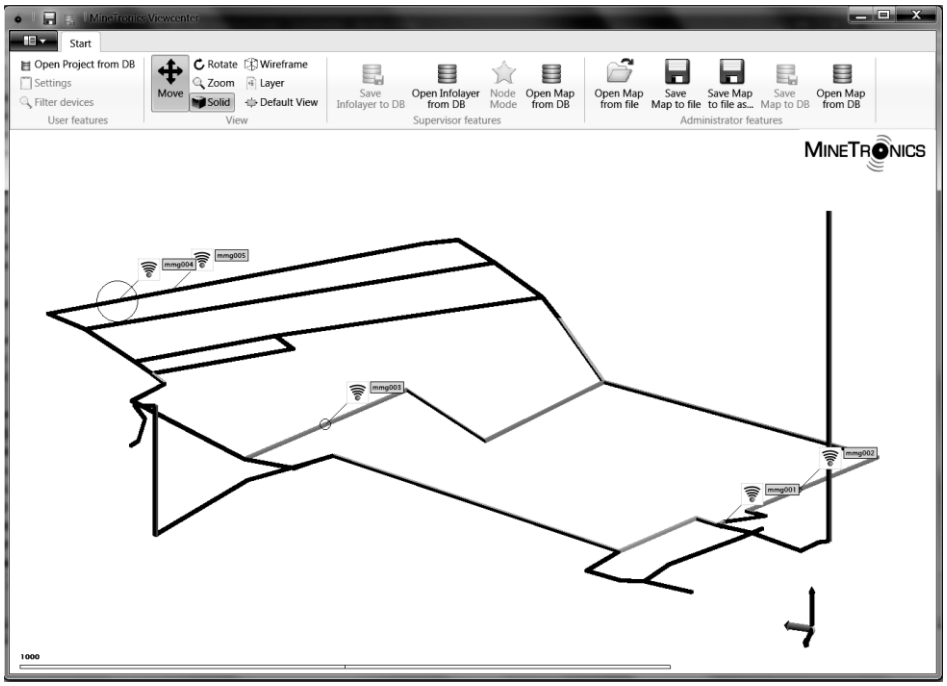


Rys.7. Poglądowy schemat podłączenia komputera MIC wraz z antenami i zasilaniem

6. System wizualizacji



Rys.8. Moc sygnału na monitorujących antenach
w czasie dwukrotnego przejścia przez bramkę

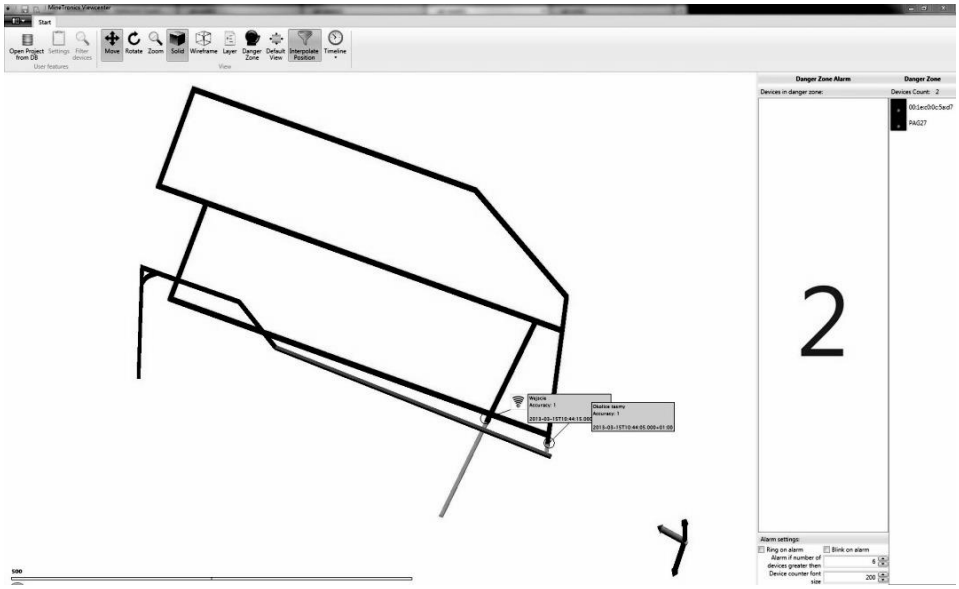


Rys.9. Zrzut ekranu aplikacji ViewCenter, na ekranie widoczne są
etykietki oznaczające lokalizację ludzi lub maszyn

Dane płynące z systemów lokalizacji przedstawione są na trójwymiarowej mapie kopalni. Daje to zespołowi osób koordynujących pracę z powierzchni

bieżące informacje o lokalizacji załogi, materiałów, kontenerów itp. Umożliwia to sprawne podejmowanie trafnych decyzji dotyczących organizacji pracy. Również w razie ewakuacji ważne jest, by mieć poglądowe informacje na temat tego, gdzie znajdują się ludzie.

Kopalnie wyznaczają strefy szczególnego zagrożenia tąpaniami i określają limity osób przebywających w nich jednocześnie. Dyspozytor, mający podgląd na to, ile osób w danym momencie znajduje się w strefie, może wydać zgodę lub zabronić wejścia do niej.



Rys.10. Aplikacja ViewCenter pokazująca ilość osób przebywających w strefie zagrożenia tąpaniami; na przedstawionym zrzucie pokazane są dwie osoby

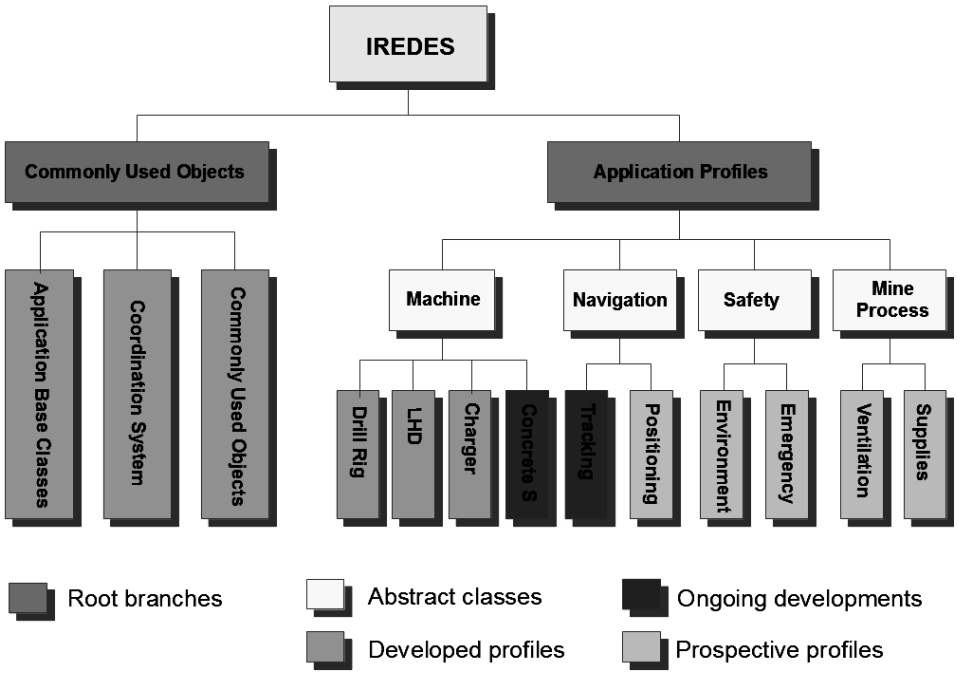
7. IREDES

Warunkiem koniecznym do integracji systemów jest wspólny język wymiany danych. Tak, aby na każdym jej etapie, wszystkie urządzenia i aplikacje uczestniczące w komunikacji były w stanie przetworzyć informacje.

IREDES (ang. *International Rock Excavation Data Exchange Standard*) definiuje struktury wymiany danych używanych przez systemy informatyczne maszyn górniczych. Stworzony został, aby umożliwić łatwą komunikację pomiędzy sprzętem bez względu na to, przez kogo został wyprodukowany. Proces ten istotny jest z punktu widzenia optymalizacji produkcji. Standard powstał w 2000 roku z inicjatywy czołowych producentów w branży górniczej, takich jak Atlas Copco oraz Sandvik.

Standard opiera się na zunifikowanych opisach parametrów górniczych stworzonych w języku XML. Ta powszechnie stosowana technologia pozwala prostą implementację w opracowywanych urządzeniach.

Specyfika każdego procesu górniczego wymusza stosowanie odpowiedniego schematu. Każda z takich struktur nosi nazwę profilu. Ze względu na swoją praktyczną przydatność, największą popularnością cieszy się profil odnoszący się do prac wiertniczych. Bardzo łatwo dzięki niemu wydać polecenia, a następnie skontrolować wykonaną pracę maszyny.



Rys.11. Struktura standardu IREDES

Opisywane w niniejszej monografii systemy używają profilu Śledzenia (ang. Tracking). Określa on format, w jakim przekazywane są informacje o lokalizacji, czasie i identyfikatorze wykrytego urządzenia.

8. Podsumowanie

Aby sprostać trudnym warunkom na rynku, kopalnie muszą dążyć do optymalizacji procesów wydobycia. Z pomocą przychodzą tu nowoczesne systemy komunikacyjne. Śledzenie materiałów usprawnia logistykę, monitorowanie załogi zwiększa bezpieczeństwo pracy i dodatkowo zapewnia możliwość prostej natychmiastowej komunikacji. Te usprawnienia prowadzą do efektywniejszego funkcjonowania kopalni na wszystkich szczeblach jej pracy.

Literatura

1. Furrer F.: Industrieautomation mit Ethernet-TCP/IP und Web Technologie, 2003.
2. Mueller C.: Material Tracking in Underground Mines, 2011.
3. Mueller C.: Network based underground communication: Precondition for highly efficient optimized mining processes, 2011.
4. Mueller C., Hoffmann P., Koźmiński M.: Wykorzystanie rozwiązań telekomunikacyjnych w monitoringu materiałów i personelu oraz w realizacji zadań górniczych. Konferencja Maszyny i pojazdy dla budownictwa skalnego i górnictwa 2012.
5. Materiały informacyjne firmy Minetronics.
6. Materiały informacyjne firmy MT-Silesia.

Dyspozytorski system wspomagający pracę stacji geofizyki górniczej – HESTIA D

Piotr Mazik - Sevitel Sp. z. o.o., **Marek Sikora** - Instytut Informatyki Politechnika Śląska, ITI EMAG

1. System Hestia – stan obecny

Jednym z głównych zadań stacji geofizycznych w kopalniach węgla kamiennego jest ustalanie stopnia zagrożenia tąpaniami w czynnych wyrobiskach górniczych. W celu określenia tego stopnia stosowane są, w zależności od kopalni, różnego rodzaju szczegółowe metody oceny zagrożenia (zazwyczaj są to metody: sejsmoakustyczna, sejsmologii, wierceń małośrednicowych).

Na bazie metod szczegółowych wykonuje się ocenę końcową (kompleksową), która uwzględnia oceny uzyskane przez każdą z poszczególnych metod szczegółowych oraz warunki geologiczne panujące w danym wyrobisku.

Sposób realizacji oceny zagrożenia metodami szczegółowymi oraz metodą kompleksową został zaprezentowany w instrukcji postępowania wydanej przez Główny Instytut Górnictwa [14].

Dokonanie oceny każdą z metod szczegółowych wiąże się z koniecznością wykonania dużej liczby obliczeń związanych m.in. z interpretacją wartości pomiarowych uzyskanych przez urządzenia rejestrujące emisję sejsmiczną.

W celu automatyzacji prac wykonywanych przez pracowników stacji geofizycznych w Instytucie Technik Innowacyjnych EMAG [12] opracowano system Hestia, który obecnie udoskonalany jest we współpracy z firmą SEVITEL Sp. z. o .o.

Hestia do przechowywania gromadzonych i przetworzonych danych pomiarowych wykorzystuje relacyjną bazę danych (w obecnej wersji jest to Microsoft SQL Server 2012)[13]. W bazie tej struktura kopalni odzwierciedlona jest w czterech tablicach: oddział, pokład, rejon, wyrobisko (rozumiane jako ściana lub chodnik). Dla każdego wyrobiska wprowadzane są informacje o: stanie zagrożenia wynikającym z oceny rozeznania górniczego, wysokości wyrobiska, typie wyrobiska, sposobie prowadzenia stropu etc.

Do bazy danych systemu Hestia przekazywane są także informacje pochodzące z programów: analizy zjawisk sejsmoakustycznych ARES_E, oceny zagrożenia tąpaniami metodą sejsmoakustyczną OcenaWin, analizy i lokalizacji zjawisk sejsmicznych ARAMIS ME oraz programu Multilok, którego producentem jest Główny Instytut Górnictwa. Informacjami tymi są m.in.: wartości odchyłek zmianowych energii i aktywności sejsmoakustycznej, ocena zagrożenia wynikająca z metody sejsmoakustycznej (wykonywanej dla każdego wyrobiska po każdej zmianie), współrzędne epicentrum i czas

rejestracji zjawiska sejsmicznego oraz sejsmoakustycznego, energia zjawiska sejsmicznego. W bazie danych systemu przechowywane są również informacje wprowadzane przez użytkownika, są to np. wartości postępu chodników i ścian oraz informacje o wykonanych wierceniach [13].

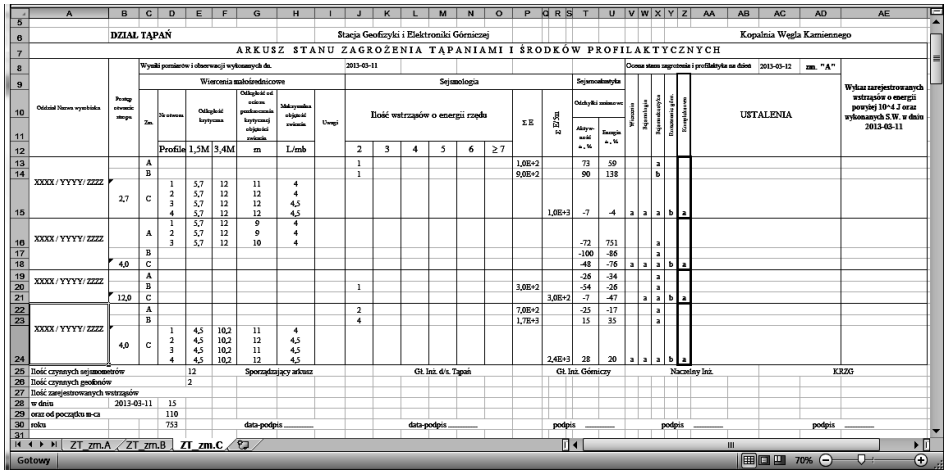
Powyższy zestaw informacji pozwala na wykonywanie ocen metodami szczegółowymi oraz na zadawanie zaawansowanych zapytań do bazy danych celem uzyskania różnego rodzaju zestawień.

System Hestia umożliwia oczywiście edycję wprowadzonych danych. Możliwe jest także wyszukiwanie interesujących użytkownika informacji (np. wstrząsów) oraz eksport i import danych do różnorodnych formatów danych (m.in. xls, txt, dbf). System Hestia umożliwia również import archiwalnych wstrząsów, które archiwizowane były w popularnym przed rokiem 2000 programie Avia.

2. Funkcje oceny i raportowania

Dla każdego wyrobiska możliwe jest wykonanie ocen szczegółowych i złożonych. System umożliwia wykonywanie ocen po każdej zakończonej zmianie. W czasie wykonywania oceny rozpatrywane są informacje (rejestracje, wykonane wiercenia etc.) za okres trzech zmian wstecz w stosunku do zmiany, której ocena dotyczy.

Wyniki oceny prezentowane są na tzw. arkuszu dziennym (lub zmianowym – rys. 1), który każda stacja geofizyczna zobowiązana jest opracowywać, co najmniej raz dziennie.

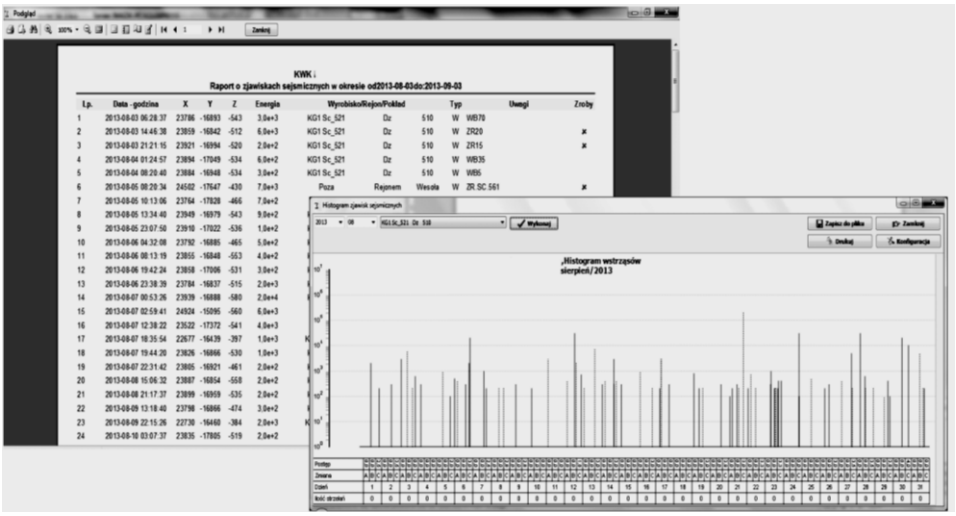


Rys.1. Widok dziennego raportu zbiorczego o stopniu zagrożenia tąpaniami

Każdy raport tworzony jest, jako plik w formacie MS Excel (pakiet MS Office lub Open Office), który składowany jest w katalogu archiwalnym. Takie

rozwiązanie umożliwia w prosty sposób edytowanie raportu i umieszczenie w nim nowych informacji wynikających np. z bieżących potrzeb stacji geofizycznej. Do nowości zaliczyć należy możliwość generowania oceny zagrożenia tąpaniami według instrukcji Głównego Instytutu Górnictwa nr 22 [14]. W stosunku do poprzedniej instrukcji w sejsmologicznej metodzie zagrożenia sejsmicznego wprowadzone zostały nowe kryteria oceny zagrożenia. W nowej instrukcji ocena może być dokonywana również na podstawie: parametrów ogniska sejsmicznego (moment sejsmiczny oraz indeks energii), zmian w oknie czasowym wartości współczynnika *b* relacji Gutenberga – Richtera oraz maksymalnych amplitud prędkości drgań cząstek górotworu (PPV) w otoczeniu wyrobisk, gdzie prowadzone są roboty górnicze. Dodatkowo wprowadzono nową metodę energetycznej prognozy zagrożenia sejsmicznego, która łączy energię zjawisk sejsmicznych z energią sejsmoakustyczną (metoda EPZ) w danym oknie czasowym [14].

Poza wymienionymi powyżej dodatkowymi kryteriami oceny zagrożenia, instrukcja wprowadza modyfikację istniejących metod rozeznania górniczego oraz wierceń małośrednicowych. Zgodnie z instrukcją GIG nr 22 użytkownik ma możliwość dowolnej parametryzacji i konfiguracji metod i ocen zagrożenia. Wszystkie te nowe kryteria zostały uwzględnione w nowej wersji programu Hestia D. Dodatkowo użytkownik sam może analizować wartości współczynnika *b* relacji Gutenberga – Richtera generując wykresy zmian w czasie wyżej wymienionego współczynnika [8].



Rys.2. Wyniki raportu i histogram o zjawiskach sejsmicznych

Poza raportem zbiorczym Hestia D ma duże możliwości generowania raportów, zestawień i wykresów, np.: o zarejestrowanych zjawiskach sejsmicznych, liczbie wstrząsów w zakresach energii (od 10^2 J do 10^7 J) , sumarycznej

energii wstrząsów oraz mapy rozkładu energii sejsmicznej. W najnowszej wersji systemu Hestia D użytkownik posiada możliwość skomponowania raportu według swoich osobistych (lub wynikających z przepisów obowiązujących w danej kopalni) preferencji. W oknach konfiguracyjnych raportów istnieją duże możliwości zdefiniowania ograniczeń na informacje znajdujące się w raporcie.

Wyniki raportu prezentowane są w postaci graficznej na ekranie komputera (rys. 2). Możliwe jest oczywiście wydrukowanie raportu.

3. Wizualizacja

Ważną częścią działalności stacji geofizycznych (w szczególności dla wyrobisk zagrożonych tąpaniami) jest wizualizacja zarejestrowanych zjawisk na mapach pokładowych. Obecny stan nauki i technik informatycznych narzuca coraz wyższe wymagania dotyczące prezentacji danych. Najnowsza wersja oprogramowania Hestia D spełnia te wymagania, gdyż posiada bardzo rozbudowane możliwości wizualizacyjne w postaci dwóch modułów: modułu dwuwymiarowego opartego o technologię GIS oraz modułu wizualizacji trójwymiarowej.

Moduł wizualizacyjny programu Hestia D wyposażony jest w edytor map pokładowych umożliwiający ich rysowanie i edycję, możliwy jest także import uproszczonych map wykonywanych w programie lokalizacji zjawisk ARAMIS WIN oraz importowanie map cyfrowych (np. AutoCad) i map rastrowych (jpg, bmp, png, tiff). Program edycji map zawiera dużą liczbę predefiniowanych obiektów graficznych (uskok, zroby, chodnik, pochylnia, sejsmometr, geofon, budynek, droga itd.), które w znaczący sposób ułatwiają tworzenie mapy. Program w sposób automatyczny (na podstawie wprowadzonego postępu) dokonuje kreskowania zrobów, w ten sposób użytkownik zawsze ogląda aktualną mapę, zarówno w wersji dwu, jak i trzywymiarowej. Na tej podstawie program umożliwia także narysowanie mapy odwzorowującej stan wyrobisk z dowolnego czasu w przeszłości. Moduł wizualizacji GIS spełnia wymagania wizualizacyjne stawiane przez instrukcję GIG tzn. odpowiednie rysowanie zjawisk sejsmicznych w zależności od typu i energii zjawiska [14]. Mapy rysowane i drukowane są w skali definiowanej przez użytkownika. Struktura warstwowa pozwala na dowolne konfigurowanie wyświetlanie struktury kopalni.

Poniżej wymieniono wybrane funkcje modułu wizualizacyjnego programu Hestia D:

– rysowanie i edycja map pokładowych, w szczególności: rysowanie map w skali, rysowanie na poszczególnych warstwach,

- zarządzanie warstwami (wyświetlanie/ukrywanie warstw, dodawanie/usuwanie warstwy, zbliżanie i oddalanie widoku mapy, ustalanie kolejności wyświetlania warstw),
- definiowanie raportów graficznych (mapy dekadowe, miesięczne i kwartalne – zgodne z instrukcją GIG [14]), mapa z naniesionymi zjawiskami o typie, energii i za okres czasu zdefiniowany przez użytkownika; mapa dynamiczna na której użytkownik może obserwować kolejność pojawiania się zjawisk i postęp ściany (modelowanie upływu czasu),
- grupowanie zjawisk sejsmoakustycznych ze względu na podobieństwo ich lokalizacji i czasu wystąpienia; w zależności od zdefiniowanej liczby grup użytkownik może śledzić, gdzie znajdują się największe grupy zjawisk; wizualizacja utworzonych grup ułatwia proces analizy, w jakich rejonach wyrobiska obserwujemy obszary (tworzą je utworzone grupy zjawisk) o podwyższonej aktywności sejsmoakustycznej,
- rysowanie mapy wizualizującej średnią wartość energii sejsmicznej wydzielanej w danym fragmencie wyrobiska; idea tej funkcji jest taka, że obszar wyrobiska podzielony jest na prostokąty o ustalonym wymiarze, w takim obszarze sumuje się energię wstrząsów, których epicentra pokrywają się z tym obszarem i w zależności od wielkości tej energii obszar koloruje się na dany kolor (od niebieskiego – niska energia, do czerwonego – energia wysoka), ostatecznie uzyskujemy mapę natężenia/koncentracji energii w wyrobisku, mapę tę można oglądać również w funkcji modelowania upływu czasu,
- tryb dyspozytorski pozwalający na bieżącą ocenę stanu zagrożenia – polega on na wyświetlaniu w wielu oknach wizualizacyjnych przedstawiających strukturę kopalni, obecnego stanu występowania zjawisk sejsmicznych i sejsmoakustycznych oraz stanu zagrożenia sejsmoakustycznego definiowanego na podstawie rejestracji geofonów (odchyłka energii i aktywności, bieżąca ocena zagrożenia sejsmoakustycznego godzinowa i zmianowa),
- wizualizacja trójwymiarowa, która posiada te same funkcje co wizualizacja GIS z tym, że funkcje te można stosować w przestrzeni trójwymiarowej; wizualizacja 3D pozwala na wyświetlenie przestrzennej struktury kopalni wraz z jej strukturą geologiczną oraz zjawiskami sejmicznymi; w wizualizacji 3d uskoki i szyby mogą mieć różną wysokość oraz pochylenie; istnieje możliwość powiększania oraz obracania całego widoku trójwymiarowego kopalni,
- generowanie przekrojów, które pozwala na wizualizację przekroju struktury geologicznej na płaszczyźnie w dowolnym miejscu w przestrzeni. Na płaszczyznę przekroju można nanieść zjawiska sejsmiczne jako punkty lub jako okręgi których wygląd graficzny zgodny jest z wymaganiami przedstawionymi w instrukcji GIG [14]. Raporty można oczywiście drukować lub zapisać do pliku rastrowego celem dalszego wykorzystania,

– tworzenie map tomograficznych metodą MonteCarlo [2, 3] w module mctom7 opracowanym w Instytucie Geofizyki PAN, które zostało opisane w dalszej części rozdziału.

Moduł wizualizacyjny programu Hestia D jest, zatem w pełni funkcjonalnych systemem typu GIS [10].

Rys.3. Widok trybu dyspozytorskiego z wieloma oknami wizualizacyjnymi opartymi na mapach rastrowych wraz ze stanami geofonów i zjawiskami sejsmicznymi

4. Tomografia pasywna

Coraz częściej do oceny zagrożenia sejsmicznego w kopalniach stosuje się metody tomograficzne [3, 7]. W przypadku tomografii pasywnej wykorzystuje się rejestracje zjawisk sejsmicznych. Podczas rejestracji wstrząsu (i po jego zlokalizowaniu) ogniska wstrząsów stanowią źródło, które inicjuje falę sejsmiczną prześwietlającą górotwór, którą następnie rejestrują sejsmometry rozmieszczone w wyrobiskach. Wykorzystanie map tomograficznych badanego obszaru polega zazwyczaj na porównaniu obrazów pola prędkości w zmieniających się oknach czasowych. Takie rozwiązanie umożliwia śledzenie procesu przemieszczania się obszarów potencjalnie zagrożonych [3].

We współpracy z Instytutem Geofizyki Polskiej Akademii Nauk w Warszawie opracowano moduł do generowania modelu prędkościowej tomografii pasywnej, która jest techniką bezinwazyjnego obrazowania budowy wewnętrznej górotworu. W oprogramowaniu tym zastosowano przestrzenne rozkłady prędkości fali P, a otrzymywane modele tomografii prędkościowej odtwarzają przestrzenny rozkład anomalii prędkości fal sejsmicznych [3]. Do stworzenia obrazu tomograficznego wykorzystywane są czasy wejść fali P, które są ustawiane w oprogramowaniu do lokalizacji zjawisk sejsmicznych Aramis ME, a parametrem badanym jest prędkość fali P. Metodyka tego podejścia polega na związku czasu propagacji fali P z rozkładem prędkości. Na tej podstawie generowane są czasy przejścia fali sejsmicznej ze źródła do odbiornika. Możliwe jest również przygotowanie zewnętrznego pliku z czasami przejścia fal sejsmicznych. Do wyznaczania syntetycznych czasów przejść zaimplementowano w module mctom7 dwa algorytmy [4, 6]:

– Algorytm TRACE-3D – który jest prostym algorytmem do trasowania prostoliniowych promieni w przestrzeni trójwymiarowej,
– Algorytm FSM-2D – jest zaawansowanym algorytmem, który nie analizuje promieni sejsmicznych ani czasu ich przejścia, lecz bada przestrzenne położenie frontu falowego dla zadanego źródła fali. Do rozwiązania powyższego problemu zastosowano technikę Fast Sweeping Method. Podejście to jest w pełni nieliniowe i uwzględnia efekty ugięcia się promieni sejsmicznych.

Moduł mctom7 posiada zaimplementowane wszystkie trzy klasyczne algorytmy inwersyjne [4, 6]:

– Algebraiczny – który jest stosunkowo prosty i szybki ze względu na liniową zależność modelu prędkości od procesu trasowania promieni. Algorytm ten jest bardzo efektywny, ale jednocześnie jest podatny na wszelkie zaburzenia związane z obecnością szumu w danych wejściowych. Jeżeli jakość danych jest niska to technika ta może prowadzić do zaburzonych lub błędnych modeli prędkości.
– Optymalizacyjny – technika ta polega na bezpośrednim szukaniu modelu, dla którego przewidywane czasy fal propagacji będą jak najbardziej zgodne z obserwowanymi. W technice tej przewidziano do wyboru dwa algorytmu optymalizacji globalnej: algorytm genetyczny (GA) oraz algorytm symulowanego wyżarzania (SA). Ze względu na wyższą efektywność w typowych zastosowaniach i prostotę użycia zalecane jest użycie metody symulowanego wyżarzania. Technika ta jest znacznie mniej czuła na zaszumienie danych i pozwala na efektywniejsze wykorzystanie możliwości techniki modelowania FSM-2D. W odróżnieniu od metody algebraicznej, można spodziewać się stabilniejszych wyników, choć obliczenia będą dłuższe. Należy zaznaczyć, że w tej opcji nie ma możliwości oszacowania błędów obrazowania.

- Bayesowski (probabilistyczny) – technika ta jest najbardziej zaawansowaną i pozwala na pełne wykorzystanie informacji płynących z danych pomiarowych. Jest to jednak technika najbardziej złożona obliczeniowo. W odróżnieniu od technik opisanych powyżej nie poszukuje się pojedynczego rozkładu prędkości, a raczej wyznaczane jest prawdopodobieństwo, że dany rozkład jest prawdziwy. Przy tym podejściu możliwe jest pełne wyznaczenie oceny błędów obrazowania. Zbadanie rozkładu prawdopodobieństwa wymaga efektywnej metody próbkowania funkcji wieloparametrowych. W programie mctom7 w tym celu wykorzystano algorytm Metropolisa – Hastinga, który jest z klasy algorytmów Markov Chain Monte Carlo [9, 4].

Moduł mctom7 opracowany w Instytucie Geofizyki PAN [2], jest w pełni zintegrowany z systemem Hestia D. System Hestia D posiada zaimplementowane dwa algorytmy wyznaczania syntetycznych czasów przebiegu fal i trzy podstawowe algorytmy inwersyjne. Udostępnione algorytmy modelowania wykorzystują zarówno proste trasowanie promieni, jak również zaawansowaną technikę opartą o symulacje frontu falowego, która jest w pełni nieliniowa. Hestia D udostępnia wszystkie trzy omówione powyżej algorytmy inwersyjne. Tak więc moduł mctom7 dopuszcza kilka możliwych konfiguracji analizy danych obserwacyjnych począwszy od klasycznego podejścia algebraicznego a zakończywszy na zaawansowanej inwersji Bayesowskiej z pełnym nieliniowym modelowaniem czasów propagacji fal. Użycie modułu mctom7 jest możliwe tylko i wyłącznie z poziomu oprogramowania Hestia D, gdzie użytkownik konfiguruje i parametryzuje procedurę wyznaczania mapy.

Proces generowania tego modelu składa się z trzech faz:

1. tworzenia modelu mapy tomografii pasywnej, jako wartości prędkości w poszczególnych węzłach,
2. wygładzania mapy, czyli generowania pośrednich wartości prędkości pomiędzy węzłami siatki,
3. tworzenia izolinii prędkości na mapie tomografii pasywnej.

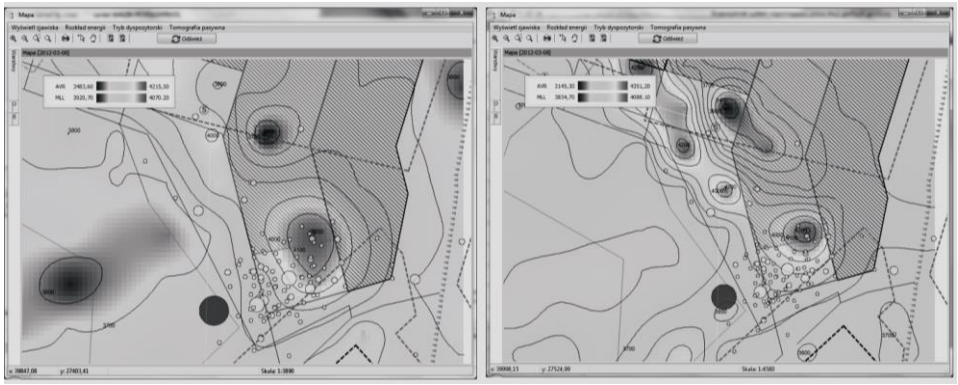
Użytkownik otrzymuje dwa modele tomografii pasywnej: model najbardziej prawdopodobny (MLL) oraz model uśredniony (AVR). Z doświadczeń wynika, że najlepsze odzwierciedlenie posiada model uśredniony. Struktura plików wynikowych jest tekstowa, co umożliwia zastosowanie wygenerowanych modeli w innych programach, np. Surfer.

Utworzoną mapę można oczywiście wizualizować w module wizualizacyjnym systemu Hestia D. Po wczytaniu wykonanej mapy do modułu wizualizacyjnego zostaną dodane następujące warstwy:

- mapa modelu najbardziej prawdopodobnego (MLL),
- mapa modelu uśrednionego (AVR),
- mapa pokrycia promieni (RAY),

- mapa błędu tomografii (ERR),
- izolinie mapy modelu uśrednionego (ISO_AVR),
- izolinie mapy modelu najbardziej prawdopodobnego (ISO_MLL),
- izolinie mapy błędu tomografii (ISO_ERR).

Każda z tych warstw to oddzielny plik tekstowy. Na mapach, kolor czerwony oznacza maksymalną prędkość, natomiast kolor niebieski – minimalną prędkość w górotworze. Dodatkowo, na mapy nanoszone są izolinie z wartościami prędkości. Wszystkie warstwy dotyczące tomografii pasywnej podlegają takim samym regułom jak warstwy mapy (ukrywanie, zmiana kolejności, itd.). System Hestia D zapewnia pełną obsługę modułu tomografii pasywnej mctom7 wraz z zarządzaniem wykonanymi modelami, które można składować w bazie danych.



Rys.4. Porównanie map tomograficznych uzyskanych dwoma technikami: z lewej strony techniką TRACE-3D, a z prawej techniką FSM-2D wraz z naniesionymi zjawiskami sejsmicznymi z następnego miesiąca

Założeniem autorów oprogramowania nie było przeprowadzanie modelowania w sposób automatyczny, lecz udostępnienie większości parametrów dla operatora, aby to on mógł sterować procesem tworzenia mapy tomograficznej. Zastosowane techniki dają różne, aczkolwiek przybliżone rezultaty, więc o stosowanej technice oraz parametrach modelowania na danej kopalni decyduje geofizyk. Po etapie wdrożenia i wykonaniu prób z różnymi modelami i ustawieniami, jest w stanie ocenić jaki sposób postępowania jest dla danej kopalni odpowiedni.

W najbliższej przyszłości planowany jest dalszy postęp prac nad techniką tomografii pasywnej w oprogramowaniu Hestia D. Najlepszym wyjściem byłoby zastosowanie tomografii amplitudowej (tłumieniowej) fali P, w której

obrazowany jest współczynnik tłumienia fal. Ponieważ parametr ten jest wyjątkowo czuły na zmiany górotworu, wydaje się że tomografia amplitudowa jest w stanie najlepiej zobrazować stan górotworu [3]. Jednocześnie technika ta jest najtrudniejsza w realizacji ze względu na wymagania związane z jakością danych obserwacyjnych. W systemie Hestia D planowane jest zastosowanie rozwiązania pośredniego, które łączy prostotę tomografii prędkościowej z czułością tomografii amplitudowej. Wartością, która będzie mierzona jest czas rejestracji pierwszego maksimum amplitudy. Wielkość ta jest sumą czasu wejścia fali P oraz czasu narastania impulsu sygnału wejściowego. Podejście to pozwala na uzyskanie bardziej dokładnych i wiarygodnych rozwiązań obrazowania tomograficznego. Wydaje się również, że parametr obliczany w tej metodzie jest bardziej czuły na zmiany w górotworze niż otrzymywany w podejściu klasycznym opartym na inwersji czasu wejścia fal [3].

5. Podsumowanie

System wspomagania pracy stacji geofizyki górniczej Hestia pracuje od kilku lat w większości stacji geofizycznych polskich kopalń węgla kamiennego oraz w kilkunastu kopalniach zagranicznych (Chiny, Rosja). Dzięki cennym uwagom dotychczasowych użytkowników udało się w znaczącym stopniu zautomatyzować proces oceny stanu zagrożenia, a sam system Hestia wzbogacić o wiele użytecznych opcji. Bogaty zestaw funkcji oraz możliwości konfiguracyjnych, pozwala w łatwy sposób zarządzać danymi gromadzonymi w bazie danych. Poprzez połączenie systemu Hestia i oprogramowania Hestia Mapa udało się uzyskać system (Hestia D), który śmiało może aspirować do tego aby nazywać go Geofizycznym Systemem Dyspozytorskim.

W obecnej chwili prowadzone są prace nad dalszym rozwojem systemu. Prace te dotyczą głównie rozwoju tomografii pasywnej oraz wykorzystania algorytmów uczących się [13] w metodzie prognozowania EPZ. Planowane zwiększenie możliwości programu obejmuje także współpracę z systemem dyspozytorskim THOR (firmy SEVITEL Sp. z o.o.), gdzie planuje się przekazywanie informacji o zjawiskach sejsmicznych.

Literatura

1. Dębski W.: Probabilistic inverse theory. Adv. Geophys. 52, 1–102. 2010.
2. Dębski W.: Seismic tomography software package. Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. B-30(353), 1–105,2002.
3. Dębski W.: Tomografia sejsmiczna w zastosowaniach górniczych. Przegląd Górniczy 68(7), 67–71, 2012.
4. Dębski W.: The probabilistic formulation of the inverse theory with application to the selected seismological problems. Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad.Sc. B19(293), 1–173,1997.
5. Dębski W.: Tomography imaging through the monte carlo sampling. Publs. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. M-29(395), 93–106,2006.
6. Dokumentacja oprogramowania mctom7. IGF PAN, Warszawa, 2013.
7. Dubiński J., Lurka A., Mutke G.: Zastosowanie metody tomografii pasywnej do oceny zagrożenia sejsmicznego w kopalniach. Przegląd Górniczy Nr. 3, 1998.
8. Gołda I., Kornowski J.: Zastosowanie rozkładu Gutenberga-Richtera do prognozy zagrożenia sejsmicznego, wraz z oceną jego niepewności. Górnictwo i Geologia, Tom6, zeszyt 3, 49-62,2011.
9. Hastings, W. K.: Monte carlo sampling methods using markov chains and their applications. Biometrica 57(1), 97–109,1970.
10. Litwin L., Myrda G.: Systemy informacji geograficznej. Zarządzanie danymi przestrzennymi w GIS, SIP, SIT i LIS. Wydawnictwo Helion, Gliwice 2005.
11. Robert, C. P. and G. Casella.: Monte Carlo Statistical Methods. Springer Verlag, 1999.
12. Sikora M.: System wspomagania pracy stacji geofizycznej – Hestia. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, nr 12, 15-19, Katowice 2003.
13. Sikora M., Mazik P.: W kierunku większych możliwości oceny zagrożenia sejsmicznego - systemy Hestia i Hestia Mapa. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, nr 3, 5-12, Katowice 2009.

14. Zasady stosowania metody kompleksowej i metod szczegółowych oceny stanu zagrożenia tąpaniami w kopalniach węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa, Seria Instrukcje Nr 22, Katowice 2012.

Wykorzystanie rozwiązań informatycznych wspomagających procesy zarządzania produkcją w Kompanii Węglowej S.A.

Leszek Doległo, Łucjan Gajda – Kompania Węglowa S.A.

1. Wprowadzenie

Systemy informatyczne są narzędziami wspomagającymi, wykorzystywanymi przy podejmowaniu decyzji związanych z zarządzaniem produkcją. Najważniejszym elementem systemu jest baza danych. Baza danych jest źródłem informacji, głównym motorem przepływu informacji, które są wykorzystywane w projektowaniu, harmonogramowaniu i kontrolowaniu produkcji. Baza danych nie tylko gromadzi materiały informacyjne, ale przy wykorzystaniu narzędzi informatycznych służy porządkowaniu, analizie i przetwarzaniu danych (informacji) na potrzeby zarządzania produkcją. Uporządkowana struktura przepływu informacji eliminuje błędy i opóźnienia w przekazie informacji spowodowane czynnikiem ludzkim. Określone są prawa dostępu do zasobów informacji oraz wyznaczone są osoby odpowiedzialne za terminową aktualizację materiałów. Narzędzia informatyczne charakteryzują się dużą czytelnością informacji, to znaczy podają informacje istotne i wystarczające do oceny sytuacji oraz podjęcia właściwej decyzji.

Proces decyzyjny w zarządzaniu produkcją w dużym przedsiębiorstwie jakim jest Kompania Węglowa S.A. jest wielokryterialny. Dla sprawnego przebiegu zarządzania potrzebna jest duża liczba aktualnych danych, pochodzących z różnych źródeł. Taki zbiór danych mogą dostarczyć tylko systemy informatyczne. Wiadomości i dane są informacją dopiero wtedy, kiedy ułatwiają rozwiązanie określonego problemu. Informacje użyteczne to te, które są aktualne, dokładne i wiarygodne. Powinny więc posiadać pewne źródła pozyskania.

Jakość i rodzaj informacji jest też zależna od tego, gdzie jest ona kierowana, na jaki szczebel zarządzania produkcją.

Informacje mają pomagać w podejmowaniu określonych decyzji, więc nie mogą być ogólnikowe lub zbyt szczegółowe.

Ważną zasadą jest, aby informacja była zrozumiała dla odbiorcy. Taką przejrzystość ułatwiającą zrozumienie informacji dają: raporty, wykresy, grafika, mapy.

2. Podejście procesowe

Podejście procesowe jest obecnie uważane za jedno z ważniejszych kierunków w zakresie organizacji i zarządzania współczesnymi jednostkami organizacyjnymi.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

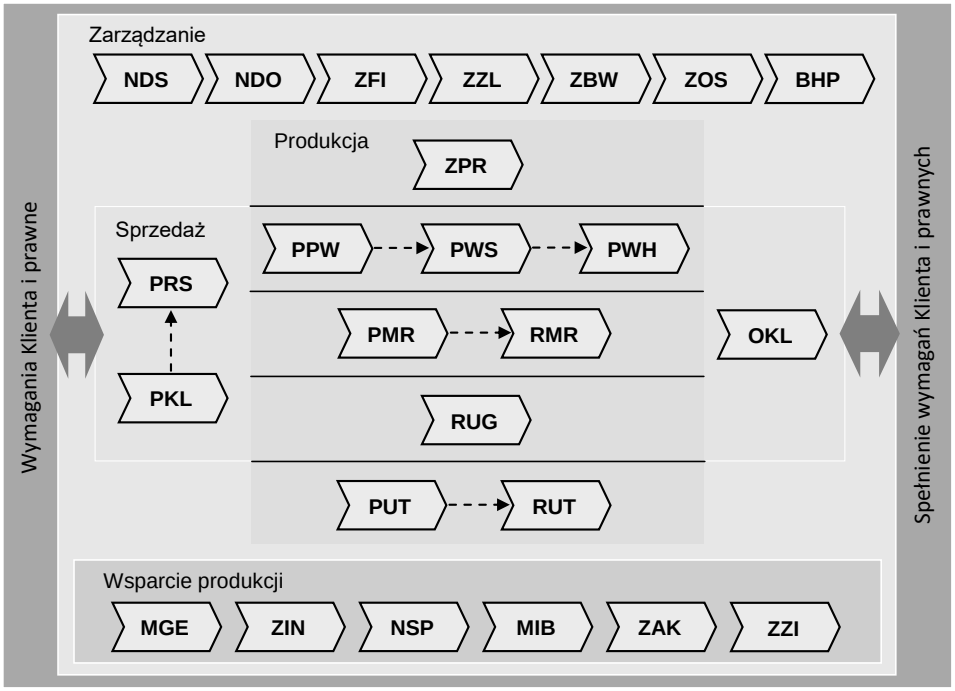
Stawia ono procesy gospodarcze i klienta (zewnętrznego i wewnętrznego) w centrum zainteresowania zarządzających i pracowników, uzupełniając w ten sposób statyczne spojrzenie na organizację spojrzeniem dynamicznym. Sprzyja to wzrostowi elastyczności i podatności na zmiany całej organizacji. Zakładając ciągłe doskonalenie nie tylko pojedynczych procesów, ale ich całej architektury, preferuje myślenie całościowe (systemowe), a nie fragmentaryczne (lokalne). Stwarza również warunki (stymuluje) do angażowania i integrowania różnych koncepcji i metod w zarządzaniu procesami.

W celu spełnienia wymagań podejścia procesowego konieczne jest zaangażowanie narzędzi informatycznych. W Kompanii Węglowej S.A. wdrażając Zintegrowany System Zarządzania (ZSZ) zastosowano podejście procesowe, które podzielono na cztery obszary:

- Produkcja.
- Sprzedaż.
- Wsparcie produkcji.
- Zarządzanie.

W każdym obszarze znajdują się procesy stanowiące ciąg logicznych działań, które przekształcają stan wejściowy na wyjściowy.

Na rysunku nr 1 została przedstawiona mapa procesów, które w różnym stopniu są wspierane przez dziedzinowe systemy informatyczne.



Rys.1. Mapa procesów zastosowana w Kompanii Węglowej S.A. [3]

Zarządzanie:

NDS – nadzorowanie i doskonalenie ZSZ,
NDO – nadzorowanie dokumentacji,
ZFI – zarządzanie finansami,
ZZL – zarządzanie zasobami ludzkimi,
ZBW – zarządzanie bezpieczeństwem wewnętrznym,
ZOS – ochrona środowiska,
BHP – Zarządzanie Bezpieczeństwem i Higieną Pracy.

Produkcja:

ZPR – zarządzanie produkcją,
PPW – planowanie i projektowanie produkcji węgla,
PWS – produkcja węgla surowego,
PWH – produkcja węgla handlowego,
PMR – projektowanie produkcji, modernizacji oraz remontów maszyn i urządzeń,
RMR – realizacja produkcji, modernizacji oraz remontów maszyn i urządzeń,
RUG – realizacja usług górniczych i szybowych,
PUT – planowanie i projektowanie usług informatycznych i telekomunikacyjnych,
RUT – realizacja usług informatycznych i telekomunikacyjnych.

Wsparcie produkcji:

MGE – miernictwo i geologia,
ZIN – zarządzanie infrastrukturą,
NSP – nadzorowanie środowiska pracy,
MIB – monitorowanie i badania,
ZAK – planowanie i realizacja zakupów,
ZZI – zarządzanie zasobami informatycznymi.

Sprzedaż:

PRS – planowanie realizacji sprzedaży,
PKL – pozyskanie klienta,
OKL – obsługa klienta.

3. Zintegrowane systemy informatyczne o strukturze modułowej

Obecne systemy informatyczne dają duże możliwości w organizacji przedsiębiorstwa, a także w relacjach pomiędzy innymi przedsiębiorstwami. W obecnych czasach informacja, oprócz siły roboczej, czasu i kapitału jest

jednym z podstawowych zasobów przedsiębiorstwa. Zadaniem systemów zintegrowanych jest nie tylko automatyzacja rutynowych czynności, usprawnienie pracy na poszczególnych etapach, jak również usprawnienie procesów przebiegających przez wiele działów przedsiębiorstwa [5]. Kluczem do sukcesu jest maksymalne wykorzystanie możliwości jakie dają systemy informatyczne.

Podstawowym źródłem danych w ramach systemu informacji zarządczej są funkcjonujące w Kompanii Węglowej S.A. systemy, kompleksy dziedzinowe, przedstawione na rysunku nr 2.

W skład modelu podejmowania decyzji wchodzą następujące obszary:

SZYK2/KPT – Kompleks Produkcyjno-Techniczny

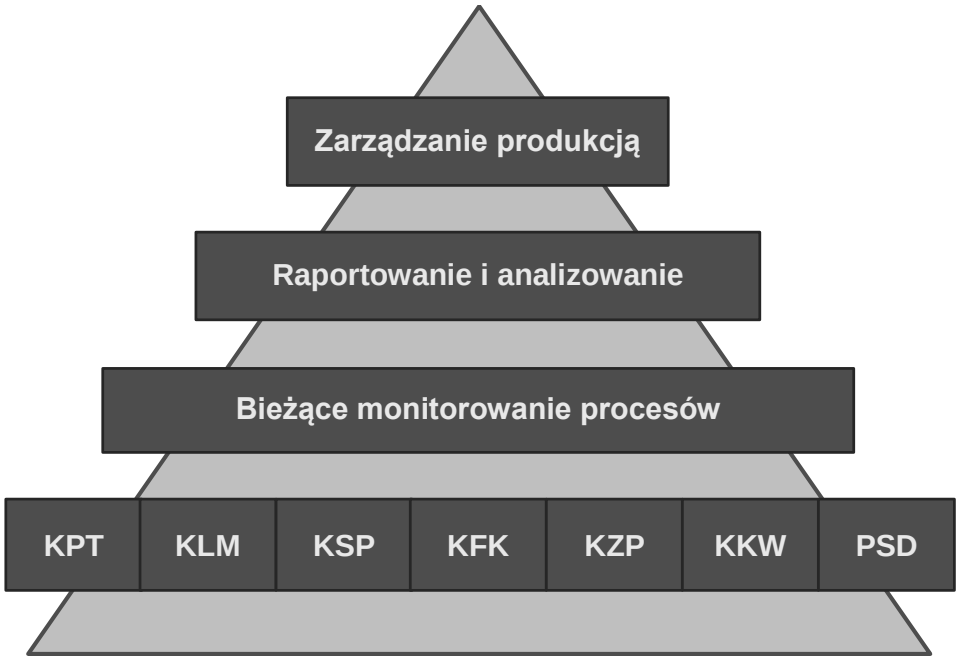
SZYK2/KLM – Kompleks Logistyki Materiałowej

SZYK2/KSP – Kompleks Sprzedaży

SZYK2/KZP – Kompleks Zatrudnieniowo-Płacowy

SZYK2/KKW – Kompleks Kartotek Współdzielonych

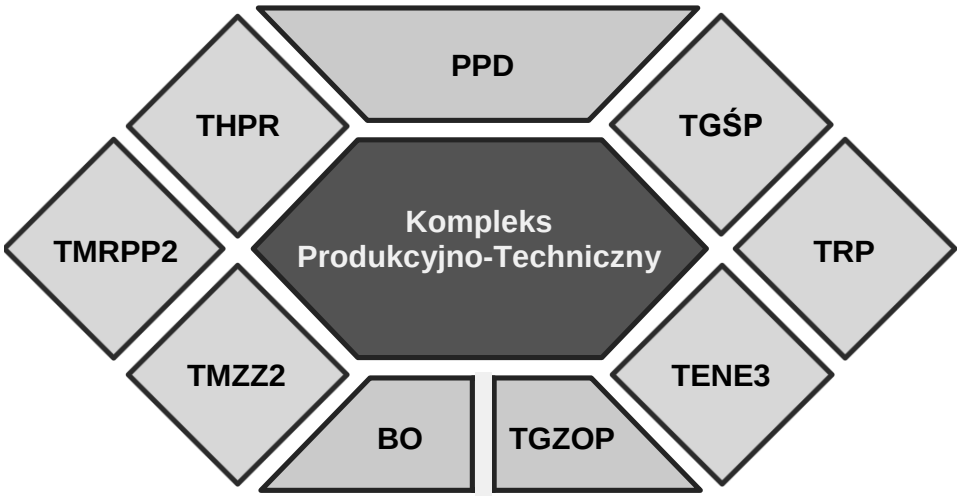
PSD – Pozostałe Systemy Dziedzinowe (nie wchodzące w skład systemu SZYK2)



Rys.2. Struktura podejmowania decyzji w oparciu o systemy informatyczne działające w KW S.A. [źródło: opracowanie własne]

W Kompanii Węglowej S.A. zarządzanie produkcją realizowane jest przy wykorzystaniu Kompleksu Produkcyjno-Technicznego SZYK2/KPT, w skład którego wchodzą poszczególne moduły, które obsługują produkcję, remonty,

inwestycje, serwisy, usługi, likwidacje, itp. oraz programy dziedzinowe dedykowane do konkretnych obszarów produkcji. Ważną rolę w tym procesie odgrywa Business Objects (jako hurtownia danych), ponieważ oprócz podstawowej funkcji przechowywania zbioru informacji uczestniczy w wymianie danych pomiędzy modułami i programami dziedzinowymi.



Rys.3. Otoczenie Kompleksu Produkcyjno-Technicznego (KPT) w procesie zarządzania produkcją [źródło: opracowanie własne]

Moduły wchodzące w skład KPT:

- THPR – Planowanie i Harmonogramowanie Produkcji,
- TMZZ2 – Zarządzanie Zadaniami,
- TMRPP2 – Raportowanie Procesów Produkcji,
- TGŚP – Gospodarka Środkami Produkcji,
- TRP – Rozliczenie Produkcji,
- TENE3 – Ewidencja i Rozliczanie Mediów,
- TGZOP – Ewidencja Zasobów.

Programy poza KPT:

- PPD – Pozostałe Programy Dziedzinowe, tj.: ZEFIR, GATHER/iRIS, ISKIERKA,
- BO – Hurtownia Danych (Business Objects).

Moduły te są w pełni zintegrowane z pozostałymi kompleksami systemu SZYK2 działającymi w Kompanii Węglowej S.A., np. z Kompleksem Logistyki Materiałowej, Kompleksem Finansowo-Księgowym czy Kompleksem Sprzedaży.

KPT/THPR – *Planowanie i Harmonogramowanie Produkcji* - wspomaga procesy planowania i harmonogramowania produkcji w zakresie informacji

związanych z robotami górniczymi: udostępniającymi, przygotowawczymi, wybierkowymi i innymi wraz z ich charakterystykami górniczo-geologicznymi. Znormalizowana struktura danych rejestrowanych w module zapewnia spójność informacji z wielu kopalń i obszarów oraz możliwość przechowywania ich w jednej bazie danych. Wprowadzone dane prezentowane są w formie harmonogramów *Gantt'a* jako warianty planów produkcji z prognozami ilościowymi i jakościowymi.

KPT/TMRPP2 – *Raportowanie Procesów Produkcji* - przeznaczony jest do monitorowania i bieżącej kontroli realizowanych zadań produkcyjnych. Monitoring wspomaga służby dyspozytorskie oraz bieżące raportowanie zdefiniowanych procesów, wspomaga również w zakresie podnoszenia bezpieczeństwa pracy załóg górniczych. Kontrola poprzez monitoring daje podstawę do analizowania postępu robót oraz umożliwia wprowadzanie ewentualnych koniecznych korekt.

KPT/TMZZ2 – *Zarządzanie Zadaniami* - wspomaga procesy planowania niezależnego (limitowanego), zależnego długoterminowego i krótkoterminowego w zakresie obszarów: inwestycyjnych, remontowych, serwisowych i dzierżaw. Moduł ten bazuje na podstawowym obiekcie jakim jest zadanie oraz na obiekcie kosztowym jakim jest zlecenie.

KPT/TRP – *Rozliczenie Produkcji* - zastosowano w nim wcześniejsze rozwiązania systemu „Szyk Produkcja" działające w spółkach węglowych, które zostały zmodyfikowane o nowe zadania oraz zintegrowano z innymi kompleksami KFK czy KLM.

Do głównych zadań modułu TRP należy:

- powiązanie techniki, technologii produkcji z wynikami ekonomicznymi,
- gromadzenie danych produkcyjnych potrzebnych do analiz porównawczych w celu oceny efektywności produkcji w kopalniach.

KPT/TGŚP - Gospodarka Środkami Produkcji głównym zadaniem jest wspomaganie zarządzania środkami produkcji wraz z infrastrukturą techniczną. Zakres zarządzania majątkiem produkcyjnym obejmuje cały cykl życia środków produkcji, od ich przyjęcia na ewidencję poprzez eksploatację, a na likwidacji kończąc. Moduł ten współpracuje z programem GATHER do identyfikacji maszyn i urządzeń dołowych (w tym obudów zmechanizowanych) poza urządzeniami budowy przeciwwybuchowej, autorstwa Instytutu Techniki Górniczej KOMAG.

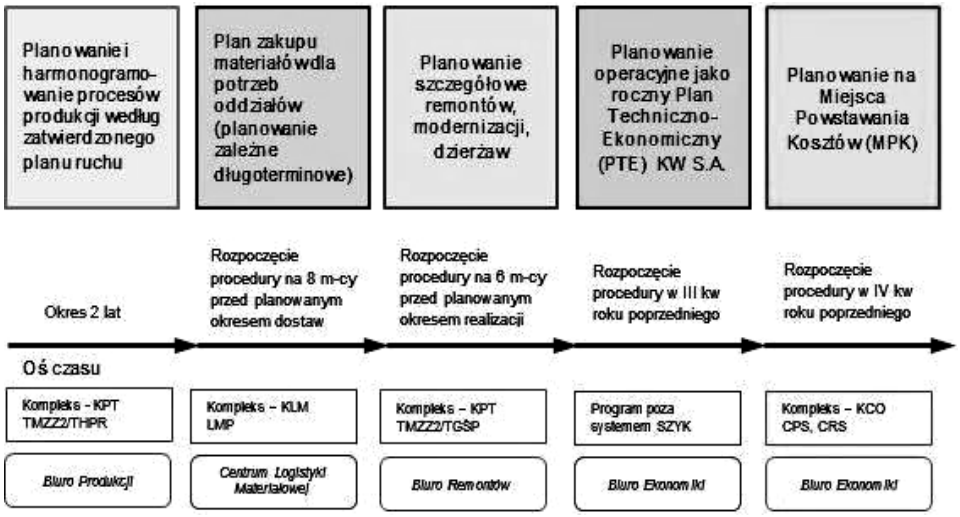
KPT/TENE3 – *Ewidencja i Rozliczanie Mediów* - moduł jest dedykowany do służb energetycznych kopalni, jak również służb finansowo-księgowych w zakresie ewidencji oraz ilościowego rozliczania odbiorców poszczególnych rodzajów mediów: energii elektrycznej, sprężonego powietrza, energii cieplnej.

KPT/TGZP – *Ewidencja Zasobów* - zadaniem modułu jest wspomaganie służb geologicznych i przygotowania produkcji w kopalniach węgla kamiennego w zakresie gospodarki zasobami złóż węgla. Do głównych funkcji modułu zaliczamy: ewidencję stanów zapasów, analizę parcel zasobowych, zestawień do operatu ewidencyjnego, obsługę kartotek i słowników [2].

4. Stan aktualny

Obecnie wsparcie informatyczne zarządzania produkcją w Kompanii Węglowej S.A. opiera się na trzech obszarach wiedzy zapisanej w systemie SZYK2, arkuszach Excela, w innych systemach, kompleksach, programach dedykowanych do specjalistycznych prac. Brak pełnej integracji tych obszarów powoduje duże utrudnienia w porównaniu projektów, zadań, czynności o tym samym zakresie, realizowanych przez jednostki organizacyjne KW S.A. z wykorzystaniem dostawców zewnętrznych, siłami własnymi lub w sposób mieszany. Obecnie trwają prace nad integracją systemów a także programów realizujących procesy kluczowe w zarządzaniu produkcją.

4.1. Proces planowania operacyjnego



Rys.4. Model planowania operacyjnego według stanu obecnego [4]

Zintegrowanie rozproszonych obszarów w jeden ciąg zapewnia:

- standaryzację procesów produkcji w ujęciu ciągu technologicznego,
- objęcie planowania i harmonogramowania mechanizmem informatycznym,
- realizację projektów górniczych systemem zadaniowo-zleceniowym,
- systemową korektę planów z ich realizacją,
- wspomaganie procesów decyzyjnych dotyczących produkcji.

4.2. System kontroli poziomu kosztów

Kluczową korzyścią wynikającą z kompleksowego systemu kontroli poziomu kosztów jest skuteczna identyfikacja obszarów działalności kopalń i zakładów, a w rezultacie racjonalizacja kosztów. Rozbudowany zakres informacji pozwala na identyfikację czynników kosztotwórczych wraz z przypisaniem odpowiedzialności za poziom i strukturę kosztów osobom kierownictwa, odpowiedzialnym za centra kosztów, a także na porównywanie kopalń według ośrodków odpowiedzialności.

System oparty został na ośrodkach odpowiedzialności, czyli komórkach struktury organizacyjnej KW S.A., które sprawują kontrolę nad kosztami działalności operacyjnej oraz inwestycyjnej, obejmujące:

- koszty własne centrum zagregowane w następujące grupy:
  - koszty osobowe (wynagrodzenia, narzuty, świadczenia),
  - koszty zużycia materiałów,
  - energia,
  - amortyzacja,
  - usługi,
  - pozostałe,
- koszty świadczeń międzyzakładowych,
- nakłady inwestycyjne.

Układ ośrodków odpowiedzialności pozwala na przypisanie odpowiedzialności za poszczególne koszty i w ten sposób wspomaga dyscyplinę planowania i realizacji budżetu. Dodatkowo pozwala na identyfikację dobrych praktyk, a w konsekwencji na ich transfer do innych jednostek organizacyjnych.

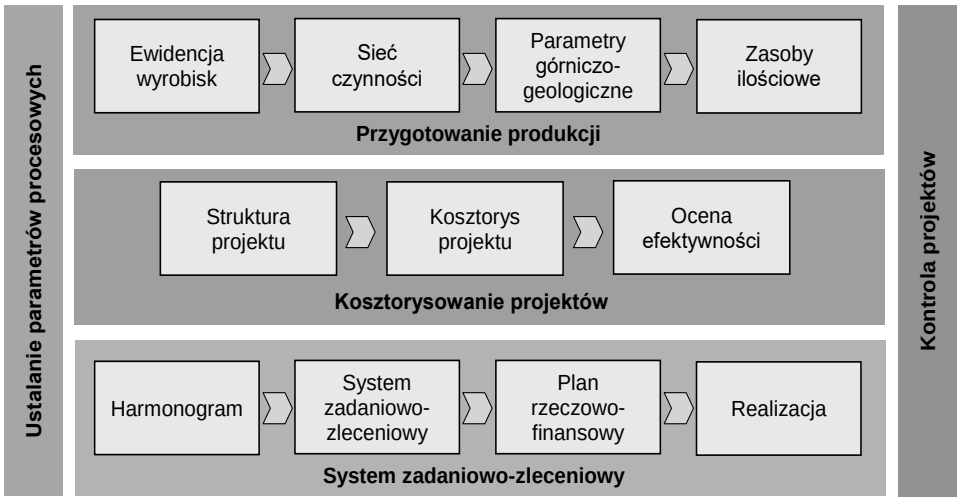
Zarządzanie kosztami w centrach odpowiedzialności odbywa się poprzez realizację funkcji związanych z budżetowaniem, organizowaniem, kontrolowaniem oraz motywowaniem. Odpowiednie powiązanie tych funkcji powinno pozwolić docelowo na uzyskanie efektu w postaci racjonalizacji kosztów.

W ramach systemu analizy prowadzone są w dwóch płaszczyznach, jako:

- Monitoring realizacji budżetu w stosunku do przyjętych planów dla ośrodków odpowiedzialności, pozwalający na szczegółową kontrolę wykonania budżetu oraz ustalenie odchyleń i określenie ich przyczyn.
- Benchmarking wewnętrzny wg kosztów jednostkowych - umożliwiający porównywanie kopalń w układzie ośrodków odpowiedzialności. Pozwala on na identyfikację rozpiętości kosztów jednostkowych oraz na wskazanie obszarów, w których należy wprowadzić działania korygujące, zmierzające do optymalizacji kosztów. Ponadto stwarza on możliwość porównywania efektywności poszczególnych oddziałów i rozpowszechniania najlepszych rozwiązań [1].

5. Stan docelowy

Obecny stopień zaangażowania narzędzi informatycznych w proces zarządzania produkcją umożliwia podjęcie działań w zakresie ukierunkowania na koncepcję zarządzania projektami. W rozumieniu najbardziej uznanych metodyk zarządzania projektami, tj.: PRINCE2 - *„Organizacja powołana na określony czas w celu wytworzenia unikalnych, a wcześniej określonych produktów lub rezultatów w ustalonym czasie, przy wykorzystaniu uprzednio określonych zasobów”* i PMBOK - *„Tymczasowe przedsięwzięcie podejmowane w celu wytworzenia unikalnego wyrobu lub dostarczenia unikalnej usługi”*. Kompania Węglowa S.A. jest wielozakładowym przedsiębiorstwem górniczym, w którym kopalnie różnią się warunkami górniczo-geologicznymi oraz infrastrukturą otaczającą procesy produkcyjne. Ilość czynników wpływających na poszczególne projekty oraz znaczna ilość powiązań między projektami powodują, że sprawne zarządzanie tak złożonym mechanizmem jest niemożliwe bez wsparcia dedykowanych narzędzi informatycznych.



Rys.5. Model podejścia projektowego przy planowaniu produkcji [4]

Przedstawiony na rysunku nr 5 model docelowego rozwiązania informatycznego wspomagający zarządzanie produkcją zakłada ścisłe połączenie obszarów, tj.:

- Ustalenie parametrów procesowych.
- Przygotowania produkcji.
- Kosztorysowania projektów.
- Realizację poprzez system zadaniowo-zleceniowy.
- Kontrola projektów.

6. Podsumowanie i wnioski

Przedstawiony kierunek działań w zakresie wykorzystania narzędzi informatycznych jest przykładem procesowego podejścia do zarządzania w nowoczesnym przedsiębiorstwie. Modułowa struktura zintegrowanych systemów informatycznych pozwala na skuteczne planowanie i monitorowanie procesów produkcyjnych. System pozwala na prowadzenie analizy ekonomicznej procesów produkcyjnych, a także poszczególnych projektów. Ze względu na konieczność śledzenia kosztów dla prawidłowego określenia opłacalności produkcji w dowolnym obszarze, ciągle rozwijane są możliwości poszczególnych modułów systemu. Istnieje oczywiście możliwość rozszerzania systemu o następne moduły wspomagające zarządzanie.

Literatura

1. Informacja o stosowanym systemie kontroli kosztów w Kompanii Węglowej S.A. Katowice, czerwiec 2013.
2. Komputerowe wspomaganie zarządzania w przedsiębiorstwie górniczym - COIG S.A. Wiadomości Górnicze. Katowice - miesięczniki z okresu 2012/2013.
3. Księga Zintegrowanego Systemu Zarządzania Kompanii Węglowej S.A. – Struktura procesów biznesowych. Katowice, 2004.
4. Prezentacja firmy COIG S.A - Zarządzanie projektami górniczymi. Katowice 2013.
5. Weryńska R., Tomaszewski A.: Efektywność informatycznych systemów wspomagających zarządzanie w przedsiębiorstwach produkcyjnych. Konferencja Matematyki i Informatyki Stosowanej, Chełm 2011.

Recent trends and challenges in the field of technical documentation and spare parts management for German mining equipment manufacturers

Dennis Röllinger, Philipp Mehnert, Karl Nienhaus – Institute for Mining and Metallurgical Machinery, RWTH Aachen University

1. Introduction

Technical documentation is a field catching an ever-growing attention. Additional to complying with the requirements of the law, technical documentation can be an added value for internal purposes of the machine manufacturers as well as for external use on the customer side. This work highlights the current situation of German mining equipment manufacturers regarding recent developments in the field of technical documentation. Thereby, a focus is set on electronic spare parts catalogs (ESPC) including mobile applications and on interactive electronic technical documentation (IETD) both playing and important role for machine maintenance operations.

Despite the cutback of coal mining activities within Germany, the German mining industry is currently still a thriving business. According to the VDMA (Verband Deutscher Maschinen- und Anlagenbau – German Engineering Federation) the German mining industry counts 130 companies and employs about 15,000 people. In 2012, their total turnover was 6.2 billion Euros, representing an increase in turnover of about 28% with respect to the previous year [6]. Germany, known as being the third largest export country in 2012 (behind China and the USA) [3], is a real export champion when it comes to mining. The German mining industry relies heavily on their export sales. With an export share of 93% the main export markets in 2012 were Russia, Australia and the USA representing quota of 14, 13 and 10 per cent on the total export [6].

The legal requirements for technical documentation in Germany are the result of several laws and guidelines passed by EU legislation and realized in national regulations accompanied by several norms. The EC machinery directive being the most important document for technical documentation in machine and plant manufacture is realized by the Equipment and Product Safety Act and corresponding provisions such as the 9th provision of the Equipment and production safety law [11].

Norms are specifications of the fundamental requirements resulting from the EC guidelines and hence, are part of these requirements. [11] For the preparation of technical documentation in Germany the norm DIN EN 82079-1 [5] and the guideline VDI 4500 (sheet 1-3) [14, 15, 16] have to be taken into account.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Based on a survey that was carried out by the Institute for Mining and Metallurgical Machinery (IMR), the current situation in the field of technical documentation is discussed in section 2. With emphasis on electronic spare parts catalogues, this discussion is continued in section 3, trying to evaluate the challenges that German mining equipment manufacturers have to face. Section 4 shows an overview of mobile applications and their possible implementation in the field of spare parts management and maintenance. Subsequently, an example of a mobile application for interactive electronic technical documentation (IETD) is presented in section 5. It features the results of a study that the IMR conducted in cooperation with a machine manufacturer, evaluating the use and the preparation of a 3D assembly instruction in practice.

2. Technical Documentation in the German mining industry

In order to monitor the developments in the field of technical documentation and electronic spare parts catalogs and to pick up new trends in mining applications, the IMR carried out a survey in early 2013. This survey was carried out with the members of the mining branch of the VDMA. In terms of turnover, the directory of this survey represents 90% of the German mining machine manufacturers and therefore, the results of the survey are representative for the German market. Altogether, 45 manufacturers participated in the survey. This is equivalent to a participation rate of 42.5%, a rather high participation rate for surveys of this kind.

With a slightly higher participation rate of 44%, the same survey was carried out in 2002 [1]. The current survey was complemented with a number of questions to up-to-date topics. An extract of the results of both surveys is presented comparatively in the following.

In both surveys the majority of companies are small and medium-sized businesses (SMBs) which produce highly customized machines in small quantities. Therefore, SMBs in special engineering such as mining equipment face a relatively high amount of work to prepare all required technical documentation.

Against this background, it is not surprising that the surveys show a trend for developing special departments for technical documentation in the companies. In 2002, only 49% of the participants deployed an own department for technical documentation, while in 2013 it were already 78%. Furthermore, the trend shows an increase in size of technical documentation departments, however most departments are still relatively small with less than 5 technical editors. Departments with more than 10 technical editors are only found in companies with more than 500 employees. Altogether, 62% of the companies with more than 500 employees have more than 10 technical editors.

It is particularly interesting to note that a trend towards delegating work to a service contractor is recognized. In 2002, only 23% of the companies outsourced technical documentation activities, whereas in 2013 already about 45% outsourced at least parts of their technical documentation. The majority of enterprises assign external service contractors for the preparation of technical manuals, just as in 2002.

The amount of companies utilizing Electronic Spare Parts Catalogs (ESPCs), however, has only increased slightly by 3 percentage points to 43%. This rather small increase is very contradictive to other branches in mechanical engineering where electronic spare parts catalogues can be considered as common.

The reasons for the implementation of ESPCs hardly changed in the 11 years between the two surveys. The most-named motives for an introduction of an ESPC solution were, and still are, competitive advantage, customer requests and to keep up with the state of the art.

Only slight changes in regard to the software companies are using can be observed. In the first survey, the software LinkOne® by Ventyx® was by far the most popular software in use with a fraction of 31.3%. In 2013, LinkOne® is still used by 30% of the companies. The software PARTS-PUBLISHER® by Docware® is used by 25% of the companies. Other software, such as CATALOGcreator®, PartsCat®, CatBase®, Assert® and Cortona3D Rapid Catalogs® was mentioned only occasionally. Generally, it can be stated that a greater variety of software is used nowadays. Some manufactures have also developed their own software solutions.

The existing company data is, like in 2002, carried over from existing databases, namely ERP[1]- or PPS[2]-systems. Among those systems, SAP® is one of the most important ones which is now used by 44% of the companies. Other frequently mentioned systems are Infor ERP LN® (formerly Baan®), Infor10 ERP® and Navision®.

Drawings are edited mainly with AutoDesk AutoCAD, IsoDraw and Adobe Photoshop. 3D-graphics are nowadays implemented by about 63% of the users for their electronic spare parts catalogues representing a slight increase compared to 2002.

Only a third of the companies using ESPC software, however, have an automated process to import the already existing data (e.g. in ERP) into the catalog and about 45% of them also still manually import supplier data in their system. Here, there are hardly any differences between 2002 and 2013.

[1] Enterprise resource planing system

[2] Production planning and regulation system

The number of languages provided by the manufacturers has increased significantly. In regard to the fact that the export ratio has increased from 65% in 2002 to a remarkable 93% in 2012 this is an expected number [6]. Besides standard configuration of catalogues in English and German, many manufactures have implemented Russian (70%) and Chinese (50%) as well. The mining industries in both countries have experienced a rapid development in the past decade and are important markets for the German mining industry [6]. The translation of technical documentation is normally done by external service companies.

As expected, the ordering process is now mainly conducted in the digital domain. While only 18% of the companies used email for their ordering process in 2002, a share of 80% could be counted in 2013. The importance of orders submitted by letter, post or fax has decreased significantly. New chains of distribution are online shops for spare parts which are used by 35% of the manufacturers.

A quarter of the manufacturers that have not implemented electronic spare part catalogs, yet, plan to implement a system, soon. The reasons stated for the planned changes are mainly the request of the customer, but also the wish to save time and money. In contrast, many companies mention high initial investments and the time consuming first implementation as the major hurdles for the introduction of an ESPC solution. That corresponds to the reasons mentioned in 2002. In contrast to the first survey, the majority of manufacturers (80%) nowadays realize the need to provide electronic technical documentation and electronic spare parts catalogues.

3. State of the Art of electronic spare parts catalogues and their prevalence in the German mining industry

An electronic spare parts catalogue is an essential part of an operating manual that is handed out to the customer when selling a machine. It allows for the quick identification of spare parts in all service and maintenance operations and beyond that exhibits an important instrument in the communication between customer and manufacturer (see Figure 1) [2].

Electronic spare parts catalogues are considered state of the art. Various software solutions exist and if not implemented already, they are at least in discussion (see previous section). Standard hard- and software is absolutely sufficient for the automated generation of ESPCs.

Back in 1964, there were no ESPCs. But even then, the automated generation of paper parts catalogues was a current field of research as one can see in “A Program for the Automatic Issue of Revision of Illustrated Parts Catalogs.” published by Maurer and Reynolds [8].

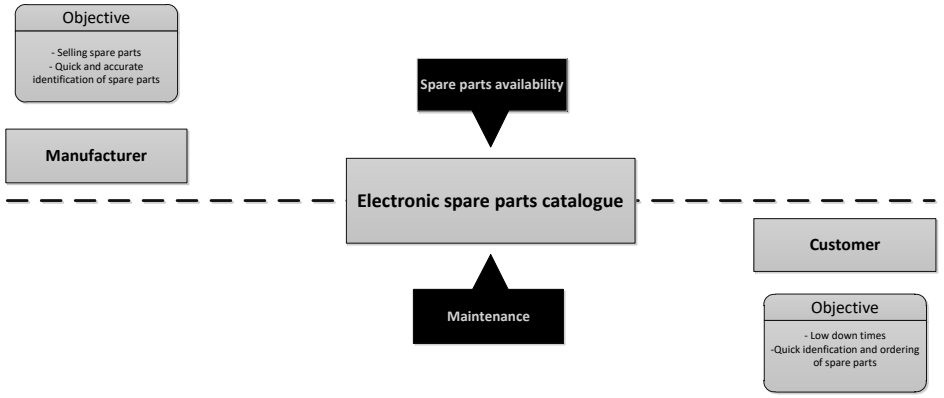


Fig.1. Electronic spare parts catalogue as an instrument for the communication between manufacturer and user [2]

Small and affordable computers for business applications did not exist and only mainframe computers for large scale scientific and technological applications were available, such as the "IBM 7090 Data Processing System". The IBM 7090 was state of the art with a peak performance of about 100 kFLOPS[3] and a price of $2.9 million -equal to $21.5 million in 2013 when inflation is included [4]. Today this IBM 7090 would be outperformed by a factor of 100,000 by a Sony Playstation 4 (peak performance of 1 GFLOPS) with a price tag of about $400 –hence for 1/10000 of the price.

In 1964, the produced catalogs were paper catalogs. But the automated generation and issue of the paper catalogues were pursued for nearly the same reasons as the automated generation of ESPCs at present: Assure quality and find errors automatically, save costs and time and use of existing data [8]. Mainframe computers that were not affordable and non-economic but for science, military and very big companies such as IBM were available. Today, the computer is no longer the bottle-neck and is also used to view the catalogs providing efficient search features and even 3D drawings. The automated generation of ESPCs also can be considered state of the art [16] at present, even if it is still not fully established among German mining equipment manufacturers. Only less than 50% of the interviewed companies have established an ESPC software solution. While the hardware is not very demanding, the startup costs and a high expenditure of time as well as missing know-how indicated by the frequent assignment of external service providers (see previous section) can be obstacles.

Despite the general development and therefore providing faster data connections and a higher availability, the distribution of ESPCs via Internet is

[3]FLoating Point Operations Per Second is a measure of computer performance. kFLOPS hence are, 1,000 floating point operations per second.

still the least used channel of distribution. However, a web based solution represents a good opportunity to organize, update and distribute ESPCs centrally and enables also mobile ESPC applications. Figure 2 illustrates a web based ESPC solution that is integrated into the company's web site.

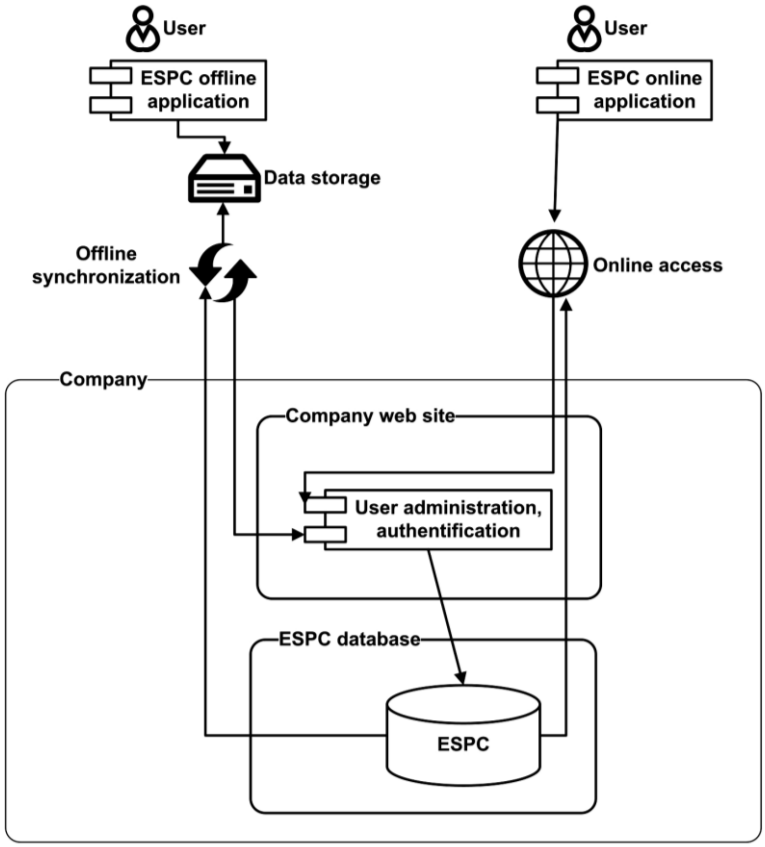


Fig.2. Central web based distribution for online access and offline synchronization of ESPCs with integration in the web site of the company

4. Mobile Applications for spare parts management and maintenance

As a result of increasing ease of use, performance and small size mobile devices have experienced fast-growing popularity. Forecasts for the future promise a further growth with a total of up to 10 billion mobile devices in 2020 [12].

The usage of mobile devices is not limited to the private sector, but is rather gaining in popularity for industrial purposes as well. The number of mobile applications for industrial purpose is relatively low compared to the private sector. This is certainly also attributable to highly specialized tasks in many companies, but also caused due to the lack of conclusive business models [13].

Mobile business applications offer a high potential for process optimization. For instance, these applications have the potential to reorganize different process streams because they allow access to data and software practically at any place. Vercals and Linnhoff-Popien see a performance capability, among others, in the automobile industry, mechanical engineering and in the energy supply sector. In the mining industry mobile devices are not widely distributed and there is an actual need for research [13].

A large variety of possible applications for mining purposes is conceivable. The porting of a regular spare parts catalog application to a mobile system is certainly involved with some developing effort, especially when different mobile platforms need to be handled at the same time. Another challenge consists in the synchronization und update of the data. If no permanent internet access is available, mobile solutions that can be used offline and kept up to date with a corresponding synchronization mechanism need to be utilized. Although network access is common in most places, spare parts management will be highly network-dependent if reliable information is requested.

Fig.3. Object identification with a tablet computer [10]

Nienhaus et al. [10] highlighted the possibilities of automated part identification with mobile devices. There are basically two options for object identification: optical methods or radio-based methods. Due to decreasing costs the RFID-Technology (Radio Frequency Identification) has been gaining importance [7]. Another technology which is of increasing importance in

mobile devices is the NFC-Technology (Near Field Communication). Both technologies require a reader and a transponder. The transponder has to be placed on the spare part which has proved to be extremely difficult on mining machines. The optical methods are recognition of coded data, character recognition and object recognition. Out of the three options, only object recognition offers a good scope of applicability in mining conditions because it functions independently of additional markings, such as matrix codes or barcodes. Figure 3 shows a possible application for the object identification with a tablet computer [10].

5. 3D-assembly instruction for mining equipment

A mobile ESPC application has the potential of enabling a technician to identify parts needed for maintenance and commissioning easily. Therefore, it can be a very important tool in performing maintenance and commissioning measures. Additional information is often needed for the assembly of the correspondent parts which is usually consulted in paper based manuals or in simple electronic but non-interactive text documents (e.g. PDF). By implementing a mobile Interactive electronic technical documentation (IETD), additional multimedia-based content is provided and therefore the assembly work for the technician is enhanced. The use and preparation of 3D assembly instructions in practice was evaluated in a study conducted by the IMR in cooperation with a German mining machine manufacturer [9]. The results of this study are presented hereafter.

The availability of 3D compatible portable terminals offers a new opportunity to present general assembly drawings and manuals of machines and plants. As part of this study the suitability of 3D interactive technical documentation to reduce errors during the assembly of machines was investigated. In the first test application, the assembly of a planetary gear was used exemplarily. For the creation of the 3D documentation the software “Inventor Publisher” was used.

Compared to regular documentation methods, the advantages are the individualization of tempo, views and level of detail. Mobile terminal devices such as tablet computers offer the possibility to watch the procedures and individual work steps right at the machine which could contribute to better understanding. Furthermore, it is possible to provide all necessary detailed information, such as material and lubricant characteristics, information about tool or spare part availability.

The study shows that the usage of 3D assembly documentation can reduce errors during assembly of machines and plants. The available technologies and software are in principle suitable. The initial investment is rather small, but the

publishing process causes high costs, consisting of mainly man hours. Changes provided by customers are mainly the supply of mobile terminal devices [9].

Fig.4. Mobile assembly instruction on a tablet computer [9]

6. Conclusions

Electronic spare parts catalogs and their automated generation are state of the art. However, ESPCs and an automated process for their generation still have not been established among the German mining equipment manufacturers as state of the art. While the majority realizes the need for action in this field - also due to customer requests - there are obstacles like high initial project costs, high expenditure of time and missing know-how that obviate a prompt introduction even if it pays out in the long-term.

While mobile devices in every-day life and in most fields of business have become an essential part, it is not that easy to implement them into the mining business. Reasons are, for instance, the harsh environmental conditions and the demands of explosion-proof devices. Therefore, further research is ongoing and needed.

IETD in the form of 3D assembly instructions can be a suitable way to reduce errors during assembly of machines and plants. Suitable technology and software do exist and the initial costs are rather small. Only the publishing process involves high costs, in particular man hours.

A general challenge, but also an opportunity that covers all the addressed topics is a combination of them. A mobile application that provides 3D assembly instructions as well as linked spare parts information - likewise with 3D drawings - in an explosion-proof and ruggedized body housing, surely would add a great value for internal maintenance operations of the mining companies. Moreover, if that system could be easily integrated in and connected to existing ERP or PLM[4] software systems, it could be even more valuable. Not least it has to be affordable

Bibliography

1. Thomas Bartnitzki. Elektronische Ersatzteilkataloge in der Bergbauzulieferindustrie. PhD thesis, Bibliothek der RWTH Aachen, 2004.
2. Bartnitzki, Thomas and Stoll, Andrea. Elektronischer Ersatzteilkatalog als elementarer Baustein der Ersatzteilversorgung bei der Bucyrus HEX GmbH [Electronic spare parts catalog as fundamental component of the spare parts supply at Bucyrus HEX GmbH]. In Aachener Schriften zur Rohstoff- und Entsorgungstechnik des Instituts für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie, 2010.
3. Bundesministerium für Wirtschaft und Technologie. Fakten zum deutschen Außenhandel 2012 [Facts on the German foreign trade], 2013.
4. Bureau of Labor Statistics (BLS), United States Department of Labor. BLS Inflation Calculator. http://www.bls.gov/cpi/cpicalc.htm, 2013. Retrieved on 16.10.2013.
5. [DIN EN 82079-1]. Preparation of instructions for use - Structuring, content and presentation - Part 1 General principles and detailed requirements, Juli 2012.

[4] Product lifecycle management

6. Fachverband Bergbaumaschinen. Daten und Fakten [Facts and Figures]. Technical report, Verband Deutscher Maschinen und Anlagenbau e.V., 3 2013.

7. Finkenzeller K.: RFID-Handbuch: Grundlagen und praktische Anwendungen von Transpondern, kontaktlosen Chipkarten und NFC [RFID handbook: Basics and practical application of transponders, contactles chip cards and NFC]. Hanser Verlag, 2008.

8. Maurer WH., Reynolds ML.: A program for the automatic issue and revision of illustrated parts catalogs. Applications and Industry, IEEE Transactions on, 83(72):137–142, 1964.

9. Nienhaus K., Bartnitzki T., Ipp B.: Mobile 3D-Zusammenbauanleitungen als probates Mittel gegen Garantieforderungen? [Mobile 3D assembly instructions as suitable instrument towards guarantee claims?]. In tekom-Frühjahrstagung 2013 : Münster, 11.-13.4.2013. - Stuttgart : tcworld GmbH, 2013.

10. Nienhaus K., Bitzen S., Ipp B.: Automatisierte Identifikation von Bauteilen und Anlagen mit mobilen Endgeräten [Automated identification of parts and facilities with mobile end-devices]. In Aachener Schriften zur Rohstoff- und Entsorgungstechnik des Instituts für Maschinentechnik der Rohstoffindustrie, 2012.

11. Schlagowski H. and D.I.N. V.: Technische Dokumentation im Maschinen- und Anlagenbau: Anforderungen [Technical documentation in machine and plant manufacture: requirements. Beuth Praxis. Beuth Verlag GmbH, 2013.

12. Stanley M.: The mobile internet report. Retrieved on July, 9:2011, 2009.

13. Verclas S., Linnhoff-Popien C.: Smart Mobile Apps: Mit Business-Apps ins Zeitalter mobiler Geschäftsprozesse [Smart mobile apps: business apps for the era of mobile business processes]. Springer, 2011.

14. Verein Deutscher Ingenieure. VDI-Richtlinie 4500 Blatt 1, Technische Dokumentation - Begriffsdefinitionen und rechtliche Grundlagen [Technical documentation - Terminology and legal requirements], 2006.

15. Verein Deutscher Ingenieure. VDI-Richtlinie 4500 Blatt 2, Technische Dokumentation - Organisieren und Verwalten[Technical documentation - Organization and administration], 2006.

16. Verein Deutscher Ingenieure. VDI-Richtlinie 4500 Blatt 3, Technische Dokumentation - Erstellen und Verteilen von elektronischen Ersatzteilinformationen [Technical documentation - Creation and distribution of electronic spare parts information], 2006.

INDEKS AUTORÓW

Baltes, R.
Bałaga, D.
Bartoszek, S.
Bernet, Ch.
Boos, F.D.
Budzyński, Z.
Bukowiecki, B.
Cebula, D.
Chlebek, D.
Deja, P.
Doległo, L.
Dudek, M.
Gajda, Ł.
Gąsior, T.
Gerlich, J.
Gondek, H.
Hahn, M.
Hajduk, W.
Halko, A.
Haut, H.
Hilbert, M.
Jagoda, J.
Jasiulek, D.
Jaszczyk, Ł.
Jura, J.
Kaczmarczyk, K.
Kalita, M.
Kalukiewicz, A.
Konsek, R.
Korczyński, M.
Kozłowski, A.
Kozłowski, J.
Koźmiński, M.
Krela, J.
Kryca, M.
Krzak, Ł.
Kudela, J.
Kulawik, L.
Latos, M.
Madejczyk, W.
Mainka, B.
Marcińczyk, M.
Marianowski, J.
Markowicz, J.
Mazik, P.
Mazurek, K.
Mehnert, P.
Michalak, D.
Mueller, Ch.
Neruda, J.
Nienhaus, K.
Nowakowski, H.
Pawlicki, D.
Polnik, B.
Prostański, D.
Rawicki, N.
Rogala-Rojek, J.
Röllinger, D.
Rozmus, M.
Schütz, M.
Siegmund, M.
Sikora, M.
Stankiewicz, K.
Stępor, J.
Strawiński, T.
Suchoń, J.

Suffner, H.
Szewerda, K.
Szkudlarek, Z.
Szweda, S.
Szyguła, M.
Szymczak, S.
Tokarczyk, J.
Trenczek, S.
Turewicz, A.
Wardas, A.
Winkler,T.
Wołczyk, W.
Wosik, J.
Wóltański, A.
Zamarlik, B.
Zdrzałek J.

STRESZCZENIA

Wybrane zagadnienia z wniosków komisji powypadkowych w kontekście szkoleń załóg górniczych

Stanisław Trenczek

Przedstawiono zadania komisji powypadkowych w zakresie formułowania wniosków mających na celu uniknięcie w przyszłości okoliczności sprzyjających danego typu zdarzeniu. Omówiono wnioski dotyczące szkoleń różnych grup zawodowych w zakresie przepisów regulujących zagadnienia towarzyszące zdarzeniom. Podkreślono znaczenie ośrodków szkoleniowych w aspekcie poprawy bezpieczeństwa pracy. Nawiązano do dobrych praktyk w górnictwie propagowanych przez organy nadzoru górniczego.

Oparte na wiedzy metody i narzędzia wspomagające analizy powypadkowe – pozyskiwanie, gromadzenie i przetwarzanie danych

Wojciech Wołczyk, Łukasz Jaszczyk, Dariusz Michalak

Przedstawiono wyniki prac badawczych i wdrożeniowych związanych z opracowaniem systemu wspomagania służb BHP, w tym wymagania wstępne, stan aktualny oraz kierunki dalszych prac badawczych. Omówiono możliwości opracowanego rozwiązania oraz wyniki prowadzonych prac badawczych dotyczących gromadzenia i przetwarzania zawartych w systemie danych opisujących zdarzenia wypadkowe.

Proces i wyniki oceny stanu technicznego sekcji obudowy zmechanizowanej w aspekcie nowelizacji przepisów

Daniel Chlebek, Jacek Gerlich

W rozdziale przedstawiono zasadnicze zmiany w procesie oceny stanu techni-

SUMMARY

Selected problems from conclusions of accident investigation commission as regards future training of mining teams

Stanisław Trenczek

Task of accident investigation commission as regards preparation of conclusions aiming at elimination of the circumstances, which can cause a risk of such accidents,are presented. Conclusions regarding the trainings of groups of different profession in regulations concerning those accidents are discussed. Importance of training centres in improvement of work safety is emphasized. The chapter refers to the best practice in the mining industry promoted by the mining authorities.

Methods and tools aiding the accident analyses, based on knowledge – acquisition, collection and processing of data

Wojciech Wołczyk, Łukasz Jaszczyk, Dariusz Michalak

Results of research and implementation work dealing with development of system aiding health and safety staff are presented in the article. Initial requirements, present state and direction of further work are presented. Possibilities of the system are described as well as results of research work dealing with collecting and processing data describing accidents entered to the system are presented.

Process and results of assessment of technical condition of powered roof supports in the aspect of regulations revision

Daniel Chlebek, Jacek Gerlich

The main changes in the process of assessment of technical condition of

cznego sekcji obudowy zmechanizowanej wynikające z nowelizacji przepisów wprowadzonej w 2010 roku. Na przykładzie 9 wybranych kopalń węgla kamiennego porównano zbiorcze wyniki ocen stanu technicznego elementów sekcji obudowy zmechanizowanej, przeprowadzonych przy współudziale ITG KOMAG w wyodrębnionych okresach przed i po nowelizacji.

powered roof supports resulting from revision of the regulations in 2010 are presented. The results from assessment of technical condition of powered roof supports carried out with co-participation of KOMAG Institute of Mining Industry before and after the revision of regulations were compared on the example of nine selected hard coal mines.

Metodyka opracowania opinii rzeczoznawcy - współpraca różnych typów sekcji obudowy zmechanizowanej w jednej ścianie w aspekcie identyfikacji problemów i ich rozwiązywania

Methodology of preparing the expert opinion – cooperation of different type powered roof supports

Joachim Stępor, Marek Szyguła, Krzysztof Mazurek

Joachim Stępor, Marek Szyguła, Krzysztof Mazurek

Przedstawiono metodykę działań rzeczoznawcy, według której prowadzi się proces opiniowania, omówiono poszczególne punkty metodyki. Przedstawiono sposoby rozwiązywania przez kopalnie problemów zidentyfikowanych w procesie opiniowania. Opisano doświadczenia i wnioski wynikające z wydanych w latach 2003-2013 opinii rzeczoznawcy dotyczących możliwości równoczesnego stosowania w ścianie wydobywczej więcej niż jednego typu sekcji obudowy zmechanizowanej.

The procedure of expert action in preparation of expert's opinion is presented and each item of the methodology is discussed. The methods of solving the problems, specified in the process of expert's opinion, in mines are described. Experience and conclusions from the expert opinions issued within the years 2003 - 2013 regarding the possibility of using powered roof support of more than one type at the same time in the longwall panel are given.

Prace rozwojowe nad kombajnem ścianowym do urabiania pokładów niskich prowadzone w ramach IniTech

Research work on designing the longwall shearer for mining low seams carried out within the IniTech project

Teodor Winkler, Magdalena Rozmus

Teodor Winkler, Magdalena Rozmus

Projektowanie nowych, zaawansowanych technologicznie maszyn wymaga nawiązania współpracy przedstawicieli środowiska naukowego oraz przemysłowego. Przykładem takiej współpracy jest projekt INERG. W artykule przybliżono wybrane zadania zrealizowane w ramach tego projektu oraz jego efekt - kombajn ścianowy KSW-800NE.

Design of new, sophisticated machines requires cooperation between representatives from research and from industrial environment. Project INERG is an example of such cooperation. Some tasks conducted in the project as well as its result – longwall shearer KSW-800NE are presented in the article.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Kombajn ścianowy typu KSW-800NE – maszyna do wybierania pokładów niskich i średnich

Michał Marcińczyk, Jaromir Kozłowski

Przedstawiono opis nowego górniczego kombajnu ścianowego typu KSW-800NE produkcji Kopex Machinery S.A. Opis zawiera podstawowe informacje dotyczące przeznaczenia maszyny, charakterystyki oraz specyfikacji technicznej. Główny nacisk w artykule położono na opis wybranych i najciekawszych rozwiązań zastosowanych w kombajnie. Artykuł wyjaśnia w sposób zrozumiały funkcjonalność i działanie innowacyjnych rozwiązań zastosowanych w maszynie.

KSW-800NE longwall shearer – the machine for mining low and medium seams

Michał Marcińczyk, Jaromir Kozłowski

The chapter presents the new longwall shearer manufactured by Kopex Machinery SA. The study provides basic information about the purpose of the machine, its characteristics and technical specifications. The main emphasis is put on the description of the selected solutions and the most interesting ones used in the longwall shearer. The chapter explains clearly the functionality and operation of innovative solutions used in the machine.

Analiza stateczności kombajnu ścianowego KSW-800NE

Marek Dudek

W rozdziale przedstawiono analizę stateczności kombajnu ścianowego KSW-800NE. Omówiono metodologię zagadnienia, przedstawiono zaproponowany sposób rozwiązania, zaprezentowano prototyp aplikacji do wyznaczania współczynników stateczności kombajnu ścianowego. Przedstawione narzędzia zostały zweryfikowane w ramach projektu badawczego INERG pt.: „Innowacyjne rozwiązania maszyn wydobywczych podnoszące bezpieczeństwo energetyczne kraju", realizowanego w ramach przedsięwzięcia INITECH przez konsorcjum naukowo-przemysłowe, w skład którego wchodzą: Instytut Techniki Górniczej KOMAG, KOPEX Machinery S.A. oraz KOPEX Electric Systems S.A.

Analysis of KSW-800NE shearer stability

Marek Dudek

Analysis of KSW-800NE shearer stability is presented in the chapter. Methodology of the problem is discussed, suggested solution is given and the prototype of application for determination of coefficients of longwall shearer stability is presented. The presented tools were verified within the INERG research project "Innovative solutions of mining machines increasing the national energy security" realized within the INITECH project by scientific-and-industrial consortium including: KOMAG Institute of Mining Technology, KOPEX Machinery S.A. and KOPEX Electric Systems S.A.

Rozwiązania mobilne wspomagające utrzymanie ruchu kombajnów ścianowych

Łukasz Jaszczyk, Dariusz Michalak, Magdalena Rozmus

Przedstawiono możliwości zastosowania interaktywnych instrukcji obsługi w utrzy-

Mobile solutions aiding the maintenance of longwall shearer

Łukasz Jaszczyk, Dariusz Michalak, Magdalena Rozmus

Possibility to aid maintenance of longwall shearers with interactive

maniu ruchu kombajnów ścianowych. Opisywane rozwiązanie umożliwia wykorzystanie, opracowanych w ITG KOMAG, interaktywnych instrukcji na urządzeniach mobilnych, jak również komputerze pokładowym, z platformą systemową Windows oraz Android. Dzięki temu możliwe jest zwiększenie dostępności do informacji na temat bezpiecznego sposobu prowadzenia czynności naprawczych, dla użytkowników wyposażonych w urządzenia mobilne takie, jak tablet, smartfon oraz PDA. Opisano metodę tworzenia interaktywnych instrukcji obsługi na urządzenia przenośne, przy jednoczesnym zapewnieniu aktualizacji zasobów wiedzy, prezentowanych na urządzeniach mobilnych.

Nowe kompleksy wydobywcze zastosowane w OKD w latach 2008-2012 ich rezultaty

Horst Gondek

W rozdziale przedstawiono nowy kompleks wydobywczy POP 2010, który uruchomiono w ciągu dwóch ostatnich lat w kopalniach OKD. Opisano poszczególne urządzenia kompleksu zarówno te do urabiania pokładów niskich jak i te do pokładów wysokich. Przedstawiono także doświadczenia w tej technologii zdobyte przez dwa lata.

Próby ruchowe małogabarytowego wozu wiertniczego MWW-1z

Marek Kalita, Norbert Rawicki, Leszek Kulawik, Bernard Mainka

Przedstawiono wyniki dołowych prób ruchowych wozu wiertniczego MWW-1z. Maszyna była eksploatowana przez Bytomski Zakład Usług Górniczych Sp. z o.o. w przodku kamiennym (przekopie wentylacyjnym) na KWK Bielszowice. Ponadto przedstawiono ogólną budowę,

technical manuals is presented in the article. Interactive technical manual developed in ITG KOMAG can be used on different types of computer, including mobile computers and computers embedded in longwall shearers, with Windows or Android environment. Therefore knowledge about safe and correct performing of maintenance activities is available for users equipped with such mobile devices like tablet, smartphone and PDA. Advantage of presented tool is possibility to update knowledge resources included in the interactive technical manual. A method used for development of the interactive technical manual for different computers and update of its resources is presented in the article.

New mining complexes deployed in OKD, Inc. in the years 2008 to 2012 and their results

Horst Gondek

The chapter deals with new mining complexes POP 2010, which have been put in operation in the course of past two years in OKD, a.s. mines. The paper describes the individual machines of the complexes both for exploiting low-thick seams as well as of complexes for mining thick seams. It also offers experience, which has been gained with the technology during the past two years.

Operational tests of small size MWW-1z drilling jumbo

Marek Kalita, Norbert Rawicki, Leszek Kulawik, Bernard Mainka

Results of underground operational tests of MWW-1z drilling jumbo are presented. The machine was used by Bytomski Zakład Usług Górniczych Ltd in a stony face (ventilation tunnel) in Bielszowice Colliery. Moreover, general structure, principle of operation and basic

zasadę działania oraz podstawowe parametry techniczne wozu. Rozwiązania konstrukcyjne oraz zabudowane na wozie wyposażenie elektro-hydrauliczne pozwalają na eksploatowanie maszyny w wyrobiskach o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu metanu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

technical parameters of the drilling jumbo are given. Design solutions and electro-and-hydraulic equipment installed on the drilling jumbo enable to use the machine in workings of "a", "b" or "c" degree of methane explosion hazard as well as of "A" and "B" class of coal dust explosion hazard.

Parametry techniczne sekcji obudowy zmechanizowanej uwzględniane w wymaganiach specyfikowanych przez użytkowników krajowych i zagranicznych

Technical parameters of powered roof support included in the requirements specified by Polish and foreign users

Bartosz Bukowiecki, Stanisław Szweda

Bartosz Bukowiecki, Stanisław Szweda

Omówiono przykłady wymagań minimalnych oraz kryteriów oceny ofert na wykonanie ścianowej obudowy zmechanizowanej stosowane w przetargach ogłaszanych w kraju i za granicą. Zwracają uwagę różnice odnośnie do roli parametrów technicznych i cech funkcjonalnych w procesie oceny złożonych ofert. Wykorzystując rozpatrywane przykłady wymagań ofertowych przedstawiono propozycję metodyki porównywania ofert z uwzględnieniem, zarówno ceny, jak również parametrów technicznych i cech funkcjonalnych sekcji.

Examples of minimal requirements and criteria for assessment of offers, for manufacture of powered roof supports, submitted in tender bids in Poland and abroad are discussed. Different role of technical parameters and functional features in assessment of presented offers is indicated. Reviewing the examples of requirements presented in offers, the suggestion of the method for comparing the offer, which includes assessment both technical parameters and functional features of the powered roof support, is given.

Doświadczenia w eksploatacji stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej zabezpieczonych powłokami ochronnymi DURACHROM

Experience in operation of legs in powered roof support covered with DURACHROM protective coating

Henryk Nowakowski, Włodzimierz Madejczyk

Henryk Nowakowski, Włodzimierz Madejczyk

Przedstawiono wyniki badań antykorozyjnych powłok ochronnych DURACHROM zmierzających do doskonalenia ich technologii. Wskazano na praktyczne zastosowania powłok, ze szczególnym uwzględnieniem stojaków sekcji obudowy zmechanizowanej. Omówiono doświadczenia Jastrzębskich Zakładów Remontowych Spółka z o.o. wynikające

The results of testing the DURACHROM protective coatings, which helps to improve their technology are presented. Examples of practical use of these coatings with special attention paid to legs of powered roof supports are given. Experience of Jastrzębskie Zakłady Remontowe Ltd resulting from imple-

z wdrażania powłok w kopalniach węgla kamiennego. Powłoki ochronne DURACHROM są obecnie powszechnie stosowane w kraju i za granicą, również w kopalniach JSW S.A.

mentation of the coatings in hard coal mines is discussed. DURACHROM protective coatings are commonly used in Poland and abroad, also in Jastrzębska Coal Company mines.

Optymalizacja numeryczna postaci konstrukcyjnej spągnicy sekcji obudowy zmechanizowanej

Józef Markowicz, Adam Wółtański

Przedstawiono zagadnienia związane z optymalizacją numeryczną postaci konstrukcyjnej elementów maszyn. Wykorzystując procedury optymalizacyjne programu Ansys Workbench opisano poszczególne etapy procesu optymalizacji numerycznej postaci konstrukcyjnej spągnicy dla dwóch wariantów podparcia i obciążenia sekcji obudowy zmechanizowanej.

Numerical optimization of design of powered roof support canopy

Józef Markowicz, Adam Wółtański

The problem of numerical optimization of design of machinery components is presented. Each stage of numerical optimization of canopy design for two variants of supporting and loading the roof support is described using the optimization procedures of Ansys Workbench programme.

Kontrola przestrzeni podtłokowej rdzennika wewnętrznego w stojaku teleskopowym próbą remedium na zjawiska gwałtownych osunięć stropu

Jan Marianowski, Antoni Kalukiewicz

Przedstawiono istotę wykorzystania obszaru pod tłokiem rdzennika II stopnia siłownika teleskopowego do ochrony obudowy zmechanizowanej przed nadmiernymi i gwałtownymi osunięciami stropu. Zaproponowano umieszczenie zaworu upustowego na tłoczysku rdzennika wewnętrznego stojaka. Wykonane prototypowe egzemplarze zaworów poddano weryfikacji doświadczalnej na stacji prób. Rezultaty pomiarów przedstawiono graficznie na wykresach.

A control of sub-piston space of upper prop of an inner telescope prop as a test of remedy for violent roof failure phenomena.

Jan Marianowski, Antoni Kalukiewicz

The chapter presents an idea of utilization of an inner space under an upper prop piston of a second stage of telescopic servo-motor to the shield supports protection against excessive and violent roof failures. One has been suggested the location of release-valve /oversize one/ on upper prop piston rod of inner prop. The prototype specimens of made valves have been taken to the experimental verification on test station. The results of measurements have been shown on graphic way into diagrams.

Powietrzno-wodne urządzenia zraszające zmniejszające zapylenie w ścianach węglowych

Dariusz Prostański

Opisano rozwiązania powietrzno-wodnych urządzeń zraszających przeznaczo-

Air-and-water spraying installation reducing airborne dust concentration in longwall panels

Dariusz Prostański

A solution of air-and-water spraying installations, designed for reducing the

nych do redukcji zapylenia w ścianie, powstającego w skutek urabiania kombajnem ścianowym. Oprócz opisu konstrukcji, w treści zamieszczono również opis sposobu zraszania w odniesieniu do położenia kombajnu ścianowego. Przedstawiono pierwsze wyniki badań skuteczności redukcji zapylenia z wykorzystaniem opisywanej instalacji.

concentration of dust generated during mining with longwall shearer, is described. Apart from description of the design, also the method of spraying referring to the shearer position is given. First test results of effectiveness of dust control when using the discussed installation are shown.

Badania stanowiskowe wpływu parametrów strugi zraszającej oraz warunków przewietrzania na redukcję zapylenia

Stand tests to determine the impact of spraying stream and ventilation parameters on dust control efficiency

Dominik Bałaga

Dominik Bałaga

Zaprezentowano założenia wstępne i procedurę badawczą konieczną do przeprowadzenia badań stanowiskowych. Przedstawiono przebieg badań stanowiskowych dotyczących wpływu parametrów strugi zraszającej na redukcję zapylenia oraz warunki prowadzenia badań. Omówiono wstępne wyniki pomiarów.

Initial assumption and testing procedure for stand tests is presented. The tests on impact of spraying stream parameters on dust control efficiency as well as test conditions are given. Initial measurement results are discussed.

Badania cech użytkowych instalacji zraszania powietrzno-wodnego kombajnu KSW-800NE

Testing the utilitarian features of air-and-water spraying installations on KSW-800NE shearer

Dariusz Prostański, Dominik Bałaga, Michał Siegmund

Dariusz Prostański, Dominik Bałaga, Michał Siegmund

Zaprezentowano innowacyjne rozwiązanie powietrzno-wodnej instalacji zraszającej kombajnu ścianowego KSW-800NE. Opisano stanowisko badawcze, metodykę oraz przebieg badań stanowiskowych prowadzonych w KD „BARBARA", mających na celu określenie skuteczności gaszenia zapalonego gazu i niedopuszczania do zapłonu gazu za pomocą badanej instalacji zraszającej. Omówiono wyniki badań i zaprezentowano dalsze kierunki prac.

Innovative solution of air-and-water spraying installation on KSW-800NE longwall shearer is presented. The testing facility, methodology and the realization of tests in BARBARA Experimental Colliery aiming at determination, using the testing installation, the efficiency of fire extinguishing and prevention against gas ignition.

Badania symulacyjne podwieszonego ciągnika PCA-1 z nierównomiernym stopniem zużycia okładzin kół ciernych

Rafał Konsek, Kamil Szewerda, Jarosław Tokarczyk, Krzysztof Kaczmarczyk

Zaprezentowano wyniki badań symulacyjnych podwieszonego ciągnika akumulatorowego PCA-1 podczas jazdy z nierównomiernym stopniem zużycia okładzin kół ciernych na określonym odcinku trasy. Do badań wykorzystano model obliczeniowy ciągnika PCA-1 składający się z modelu układu napędowego i układu sterowania, wykonanych w środowisku programu Matlab-Simulink oraz modelu fizycznego, opracowanego w narzędziu programowym bazującym na metodzie kinematyki i dynamiki układów wieloczłonowych MBS (Multibody System). Symulacja wymagała jednoczesnego uruchomienia dwóch środowisk programowych, pomiędzy którymi wymieniano dane (sygnały we/wy), tj. programem Matlab-Simulink i MSC Adams.

Simulation tests of PCA-1 suspended monorail with uneven wear of friction linning

Rafał Konsek, Kamil Szewerda, Jarosław Tokarczyk, Krzysztof Kaczmarczyk

Results of simulation tests of PCA-1 suspended battery drivetrain during operation at uneven wear of lining of frictional wheels on a specified section of the rail are presented. Computational model of PCA-1 drivetrain, consisting of the model of drive system and control system made in Matlab-Simulink software programme environment and the physical model developed with use of software tool basing on the method of kinematics and dynamics of Multibody Systems (MBS), was used in the tests. The simulation required simultaneous run of two software environments i.e. Matlab-Simulink and MSC Adams, between which data (input/output signals) were exchanged.

Zastosowanie ciągnika podwieszonego typu KPCZ – 148 z napędem cierno – zębatym w KW SA Oddział KWK „Knurów- Szczygłowice"

Aleksander Wardas, Wojciech Hajduk

Od systemów transportu oczekuje się coraz to doskonalszych rozwiązań. Zastosowanie ciągnika podwieszonego typu KPCZ -148 z napędem cierno - zębatym pozwala na wykorzystanie w transporcie zalet napędu ciernego i zębatego. Modułowa budowa ciągnika pozwala na dostosowanie ilości i typu napędu do warunków panujących na trasie transportu. W rozdziale przedstawiono doświadczenia ze stosowania ciągnika typu KPCZ -148 do transportu

Application of suspended haulage type KPCZ-148 with frictional-toothed drive in Coal Company JSC, division "Knurów -Szczygłowice" Colliery

Aleksander Wardas, Wojciech Hajduk

Transport systems are expected to be more and more modern these days. Application of suspended haulage type KPCZ-148 with frictional-toothed allows to use in transportation all of frictional/toothed drive advantages. Haulage modular construction allows to adjust the number and type of drives according to transport conditions. A tests regarding application of haulage type KPCZ-148 to transport a powered roof supports to/from face no 31 seam 405/1

sekcji do i ze ściany 31 pokład 405/1 w KW SA Oddział KWK „Knurów – Szczygłowice" Ruch Knurów. Na bazie uzyskanych doświadczeń przedstawiono wnioski wynikające ze stosowania ciągnika podwieszonego typu KPCZ-148.

performed in Coal Company JSC, division "Knurów -Szczygłowice" Colliery were presented. Based on gained experience some conclusions regarding application of suspended haulage type KPCZ-148 were also presented.

Doświadczenia z wdrażania lokomotywy Ld-31EM w KWK "Piast"

Jacek Kudela, Jan Krela, Bogdan Zamarlik, Dariusz Pawlicki, Przemysław Deja, Hubert Suffner

Przedstawiono innowacyjne rozwiązanie lokomotywy dołowej zasilanej z trakcji elektrycznej. W lokomotywie zastosowano napędy bazujące na silnikach z magnesami trwałymi oraz przekształtnikach elektroelektronicznych sterowanych wektorowo a także sterowanie mikroprocesorowe. Omówiono pierwsze doświadczenia związane z wdrożeniem lokomotywy w kopalni KWK „Piast".

Experience in implementation of Ld-31EM locomotive in "Piast" Colliery

Jacek Kudela, Jan Krela, Bogdan Zamarlik, Dariusz Pawlicki, Przemysław Deja, Hubert Suffner

Innovative solution of underground locomotive supplied from electric traction is presented. Drive system used in the locomotive bases on motors with permanent magnets and field oriented controlled electro-electronic converters as well as with microprocessor control. Initial experience gained during implementation of the locomotive in "Piast" Colliery is discussed.

Innowacyjne rozwiązania ITG KOMAG w zakresie górniczych urządzeń dźwignicowych

Danuta Cebula, Marek Kalita

Przedstawiono nowe rozwiązania konstrukcyjne ITG KOMAG w zakresie wciągników łańcuchowych zrealizowane w ramach projektu ROW-III-238/2013. Proponowane wciągniki z napędem pneumatycznym i hydraulicznym przeznaczone są do prac pomocniczych w trudnych warunkach podziemnych zakładów górniczych, w których decydującym kryterium przydatności urządzeń dźwignicowych jest ich niewielka masa i małe gabaryty. Omówione innowacyjne rozwiązania konstrukcyjne wciągników łańcuchowych zostały zoptymalizowane pod kątem zmniejszenia ich masy własnej i gabarytów z zachowaniem wymaganego udźwigu i prędkości podnoszenia.

Innovative KOMAG solutions in designing the mining hoisting machines

Danuta Cebula, Marek Kalita

New design solutions as regards chain hoists developed at KOMAG within ROW-III-238/2013 project are presented. Suggested hoists with pneumatic and hydraulic drive are designed for auxiliary operations in difficult conditions of underground mining plants, where small weight and dimensions of hoist equipment are a decisive criterion of usefulness of this equipment. Discussed innovative solutions of chain hoists were optimized as regards decrease of their weight and dimensions, maintaining the required hoisting capacity and lifting speed.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Przekształtnikowy układ napędowy maszyny wyciągowej dwusilnikowej

Tomasz Gąsior, Artur Kozłowski, Jerzy Zdrzałek

Omówiono najczęściej stosowane rozwiązanie układu zasilania maszyny wyciągowej dwusilnikowej, sposoby sterowania oraz ich wady i zalety. Przedstawiono różne struktury układu sterowania wykorzystywane w przekształtnikowych układach napędowych dwusilnikowych maszyn wyciągowych prądu stałego.

Inverter drive system in two-motor hoisting machine

Tomasz Gąsior, Artur Kozłowski, Jerzy Zdrzałek

The chapter presents the most popular solution of the supply system of two DC motor hoisting machine, control methods and their advantages and disadvantages. The various structures of the control system used in the inverter drive system in two-motor hoisting machine are presented.

System wspomagania projektowania transportu kopalnianego Safe Trans Design

Jarosław Tokarczyk, Marek Dudek, Andrzej Turewicz

Omówiono modułowy system wspomagania projektowania transportu kopalnianego, opracowany w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG. System przeznaczony jest dla projektantów systemów transportowych oraz pracowników realizujących prace transportowe. Przedstawiono ogólną charakterystykę systemu, scharakteryzowano jego poszczególne moduły tematyczne. Omówiono moduł konfiguracji zespołu transportowego oraz moduł obliczeń trakcyjnych. Moduły te obecnie są wdrażane w Jastrzębskiej Spółce Węglowej S.A.

Safe Trans Design system for adding the designing of mine transportation

Jarosław Tokarczyk, Marek Dudek, Andrzej Turewicz

Modular STD (Safe Trans Design) system for aiding the designing of transportation systems, developed at KOMAG is presented. The system is intended for designers of transportation systems and for the people which work for transportation. General characteristics of the system is given and each thematic module is characterized. Module of configuring the transportation unit and the module of traction calculations are discussed. At present these modules are implemented in Jastrzębska Coal Company JSC.

Komputerowe obliczenia górniczych przenośników zgrzebłowych

Józef Suchoń, Zbigniew Szkudlarek, Joanna Rogala-Rojek

Podstawowym systemem eksploatacji węgla kamiennego w polskich kopalniach jest system ścianowy. Wydajność eksploatacji węgla kamiennego syste-

Computer calculations of mine flight-bar conveyors

Józef Suchoń, Zbigniew Szkudlarek, Joanna Rogala-Rojek

The longwall mining system is the main system for coal extraction in hard coal mines. Output of mining with longwall system depends among others on proper

mem ścianowym uzależniona jest m.in. od odpowiedniego doboru parametrów pracy poszczególnych maszyn, to jest przenośnika, kombajnu i obudowy zmechanizowanej. Przedstawiono metodę doboru przenośnika ścianowego w zależności od planowanego wydobycia oraz zaprezentowano nową wersję programu do obliczeń parametrów przenośnika zgrzebłowego, bazując na podstawowych zależnościach do jego projektowania.

selection of parameters of each machine of the system, i.e. AFC, shearer and powered roof support. The method for selection of proper AFC adjusted to planned production output as well as new version of the programme for calculation of AFC parameters is described.

System sterowania rozproszonego KOGASTER

Jerzy Jura, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Dariusz Jasiulek, Krzysztof Stankiewicz, Łukasz Krzak

ITG KOMAG prowadzi prace rozwojowe i wdrożeniowe dotyczące układu sterowania rozproszonego przeznaczonego do zabudowy w maszynach górniczych. Projektowane układy bazują na magistrali CAN, wykonanej jako obwód iskrobezpieczny. Zastosowanie struktury rozproszonej oraz iskrobezpiecznej magistrali CAN posiada szereg zalet opisanych w niniejszym rozdziale. Przedstawiono moduły opracowywane w ramach prowadzonych prac oraz przykładowe połączenia z iskrobezpiecznymi czujnikami i przetwornikami. Ponadto omówiono konfiguracje układów sterowania z redundancją magistrali CAN, w odniesieniu do maszyn górniczych o podwyższonej niezawodności.

KOGASTER fuzzy logic control system

Jerzy Jura, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Dariusz Jasiulek, Krzysztof Stankiewicz, Łukasz Krzak

KOMAG realizes the research projects regarding the system for fuzzy logic control to be installed in mining machines. The developed systems are based on Controller Area Network (CAN) as the intrinsically safe circuit. Use of fuzzy logic structure and intrinsically safe CAN gives many advantages described in the chapter. Modules developed within the project as well as samples of connection with intrinsically safe sensors and transducers are presented. Besides, configurations of the control systems with CAN redundancy regarding the mining machines of higher reliability are discussed.

Wymagania dotyczące bezpieczeństwa funkcjonalnego podsystemów transmisji danych stosowanych w systemach sterowania maszyn

Tomasz Strawiński

Możliwość stosowania podsystemów transmisji danych (magistral miejscowych) w systemach sterowania pozwoliła na ich efektywną realizację w dużych

The functional safety requirements in the case of safety busses application for machinery control systems

Tomasz Strawiński

The serial transmission subsystem (fieldbus) application for automation gave the possibility to achieve the effective control system for complex

zespołach maszyn. W systemach tych realizowane są zarówno funkcje technologiczne oraz funkcje związane z bezpieczeństwem. Implementacja funkcji bezpieczeństwa wymaga stosowania magistral miejscowych spełniających odpowiednie wymagania bezpieczeństwa funkcjonalnego. Ponadto zastosowanie tych podsystemów jest związane ze spełnieniem szeregu wymagań w zakresie projektowania, wykonania, instalacji, eksploatacji i ewentualnych modyfikacji prowadzących do osiągnięcia i utrzymania odpowiedniego poziomu bezpieczeństwa funkcjonalnego w całym cyklu życia.

machinery and production lines. The machinery control system performs technological control functions and safety related control functions. The implementation of safety related control functions require the application of safety bus with confirmed functional safety level. Furthermore, the application of safety bus requires some procedures for development, manufacturing, installation, maintenance and potential modification helping to achieve and maintain the required functional safety level during the whole life cycle.

Wizualizacja i system sterowania złożonym kompleksem maszynowym

Mateusz Korczyński, Michał Koźmiński, Artur Halko

Rozdział prezentuje podstawowe informacje niezbędne do zrozumienia zagadnień związanych z budową systemów automatyki kontrolowanych przez nadrzędny system wizualizacji i sterowania. Całość zilustrowano na przykładzie stosowanych przez firmę MineTronics rozwiązań. Przedstawiono główne założenia oraz zarys przebiegu realizacji przykładowego systemu sterowania zaprojektowanego i zaimplementowanego przez autorów w podziemnym kompleksie drążącym.

The visualization and control system of the complex mining system

Mateusz Korczyński, Michał Koźmiński, Artur Halko

The chapter presents the basic information about the development of the automation systems controlled and supervised by the SCADA. The presentation is based on experiences and solutions used by MineTronics. The exemplary project and realization of the complex underground mining system developed by the authors is presented.

System wibrodiagnostyczny maszyn górniczych

Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Dariusz Jasiulek, Jerzy Jura, Mariusz Latos, Krzysztof Stankiewicz

Przedstawiono system wibrodiagnostyczny, składający się z części sprzętowej i oprogramowania zarządzającego, opracowany i wykonany przez specjalistów ITG KOMAG w ramach projektu INERG.

Vibrodiagnostic system for mining machines

Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Dariusz Jasiulek, Jerzy Jura, Mariusz Latos, Krzysztof Stankiewicz

The vibrodiagnostic module, designed by specialists within the INERG project, which consist of the hardware and management software, is presented. A structure of the module, performance

Zaprezentowano strukturę modułu, cechy użytkowe oraz parametry pracy. Zestawiono wyniki pomiarów drgań prowadzonych podczas badań pracujących podzespołów maszyn górniczych, w kontekście ich automatycznej analizy. Opisano możliwości oprogramowania zarządzającego oraz sposób współpracy z częścią sprzętową.

Innowacyjne rozwiązanie diagnostyki wybranych zespołów kombajnu ścianowego z zastosowaniem termowizji

Bartosz Polnik, Zdzisław Budzyński, Mariusz Latos

Innowacyjne rozwiązanie diagnostyki kombajnu ścianowego z zastosowaniem termowizji, umożliwia bezinwazyjne (bezstykowe) monitorowanie stanu pracy maszyny, bez konieczności jej zatrzymywania. Zarejestrowane po każdym skrawie obrazy termograficzne wybranych zespołów maszyny są analizowane przez aplikację programową, zainstalowaną na komputerze w wykonaniu przeciwwybuchowym. Opracowany system ma za zadanie informować użytkownika o aktualnym stanie pracy monitorowanych zespołów maszyny górniczej.

Opracowanie zintegrowanego czujnika zmęczenia z atestem górniczym

Franz Domenic Boos, Markus Schütz, Christian Bernet, Marc Hilbert, Ralph Baltes, Martin Hahn, Holger Haut, Karl Nienhaus

W celu pomiaru naprężenia wewnątrz elementów maszyny opracowano unikalny czujnik. Pracuje on online, magazynuje dane pomiarowe i może pracować w różnych typach maszyn i urządzeń dzięki solidnej wstrząsoodpornej konstrukcji. Celem projektu i-MaSS (zintegrowany System Czujników w Maszynie) jest opracowanie uniwersalnego bezprzewodowego układu czujników pozwala-

and operating parameters are described. Results of the vibration measurements, carried out during work of mining machinery components, in the context of automatic diagnosis, are summarized. Capabilities of the management software and its cooperation with the hardware part are described.

Innovative solution for diagnostics of selected subassemblies of the longwall shearer with use of thermovision

Bartosz Polnik, Zdzisław Budzyński, Mariusz Latos

An innovative, diagnostic solution for the longwall shearer using infrared thermography allows to noninvasively monitoring the state of the machine, without stopping it. Thermal images, recorded after each machine unit cut, are analyzed by the specialistic software, installed on the computer, inserted in an explosion-proof case. The developed system is designed to inform the user about the current state of the monitored mining machine unit.

Development of an integrated, mining approved, fatigue sensor

Franz Domenic Boos, Markus Schütz, Christian Bernet, Marc Hilbert, Ralph Baltes, Martin Hahn, Holger Haut, Karl Nienhaus

In order to measure stresses inside a machine component, a unique full solid state sensor is being developed. It operates online, stores data and can be used for many different machines due to its robust and ruggedized design. The aim of the project i-MaSS (integrated Machine Sensor-System) is the development of a universal wireless sensor system to enable online condition

jących na monitorowanie online stanu różnych maszyn górniczych. Wysoko wykwalifikowany zespół partnerów generujący wartość dodaną pracuje nad zrealizowaniem podstawowych założeń producentów i użytkowników maszyn. Projekt obejmuje całkowity cykl od opracowania systemu wykonania pomiarów do rzeczywistych układów i symulacji. Zidentyfikowano miejsca maszyny o najwyższych naprężeniach. Prowadzone będą pomiary przy użyciu tradycyjnych metod, a także przy użyciu nowoopracowanego systemu i-MaSS. W celu weryfikacji bazując na uzyskanych wynikach pomiarów będą prowadzone równolegle symulacje kinematyki i dynamiki układów wieloczłonowych (MBS). Symulacje MES będą optymalizowane i integrowane w symulacjach układów) wieloczłonowych.

monitoring on a large variety of mining machines. Highly qualified partners along a value-added chain are working together to achieve the general aims of machine manufacturers and operating companies. The project comprises a complete cycle, including development, measurements to real systems and simulations. Through FEM-simulations, highly stressed points at machines are identified. Measurements with conventional methods as well as with the future i-MaSS system will be conducted. With the results of these measurements, the parallel performed dynamic multi-body simulations (MBS) can be verified. FEM-Simulations will be optimized and integrated in the multi-body simulations.

Lokalizacja uszkodzeń w kablach i przewodach oponowych – propozycja rozwiązania dla stref zagrożonych wybuchem

Artur Kozłowski, Marek Kryca, Tomasz Gąsior, Julian Wosik

Przedstawiono wyniki z realizowanego projektu pn.: „Opracowanie rozwiązań wraz z aparaturą pomiarową umożliwiającą przeprowadzenie pomiarów oraz diagnozowania kabli i przewodów elektroenergetycznych w wyrobiskach zagrożonych wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego” realizowanego w ramach strategicznego projektu badawczego pn.: „Poprawa bezpieczeństwa pracy w kopalniach” wspieranego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju. Konsorcjum projektowe złożone jest z Instytutów badawczych i firmy prywatnej. Zaprezentowano strukturę i zakres realizowanego projektu badawczego przez konsorcjum, omówiono cele projektu, a także zrealizowane już zadania. Przedstawiono wyniki zrealizo-

Location of damages in power cables and wires – suggestion of the design for areas threatened by explosion hazard

Artur Kozłowski, Marek Kryca, Tomasz Gąsior, Julian Wosik

The chapter presents the results of the project entitled "Development of solutions together with the measurement apparatus allowing measurements and diagnostics of power cables in mine areas with potential risk of methane and / or coal dust explosion" carried out within the strategic research project "Improving safety in the mines" supported by the National Research and Development Centre. The project consortium consists of research institutes (Institute of Innovative Technologies EMAG, Tele and Radio Research Institute, Central Mining Institute GIG-KD “Barbara”), Silesian University of Technology and a private company MARTECH PLUS. The structure and scope of the project carried out by consortium were presented

wanych etapów, w tym opis metody lokalizacji wysoko rezystancyjnych uszkodzeń izolacji.

as well as the objectives of the project and already completed tasks. Authors discussed the results of the project, including a description of the method of locating high resistive insulation faults.

Metody i techniki śledzenia materiałów oraz kontroli dostępu osób bazujące na infrastrukturze sieci w podziemnym wyrobisku górniczym

Christoph Mueller, Szymon Szymczak

Przedstawiono nowoczesne rozwiązania służące poprawie organizacji procesów wydobywczych, transportu oraz zwiększeniu bezpieczeństwa pracy w warunkach kopalni podziemnej. Opisano możliwości tworzenia sieci podziemnych bazujących na standardzie Ethernet. Podano przykłady zastosowań systemu pasywnego RFID do lokalizacji materiału oraz sieci bezprzewodowych WLAN do kontroli dostępu personelu do stref szczególnego zagrożenia tąpaniami w obrębie wyrobiska. Zaprezentowano również możliwość wizualizacji zdarzeń zachodzących pod ziemią oraz standard IREDES pozwalający na zunifikowaną komunikację pomiędzy różnymi urządzeniami i maszynami pracującymi w obrębie jednego systemu. Posłużono się przykładowymi produktami firmy Minetronics GmbH.

Methods and technologies of monitoring materials and control of persons access basing on the network infrastructure in underground mine working

Christoph Mueller, Szymon Szymczak

The chapter presents the modern solutions aimed to improve the organization of excavation processes and increase the safety of work in underground mines. Possibilities of creating underground networks basing on Ethernet standard are described. Examples of application of RFID-based systems for material tracking and use of WLAN-based access gates to areas exposed to rockburst hazard are presented. The last part presents the possibilities of visualization of events and IREDES standard allowing unified communication between machines and systems within a mine. In the chapter, the Minetronics' GmbH products are used as examples.

Dyspozytorski system wspomagający pracę stacji geofizyki górniczej – HESTIA D

Piotr Mazik, Marek Sikora

Przedstawiono opracowany wspólnie w Instytucie Technik Innowacyjnych EMAG oraz w firmie SEVITEL sp. z o.o. zintegrowany system dyspozytorski przeznaczony do wspomagania pracy stacji geofizyki górniczej. System powstał na bazie znanych i cenionych programów Hestia oraz Hestia Mapa. Dzięki współ-

Dispatcher system supporting the work of mining geophysical station – Hestia D

Piotr Mazik, Marek Sikora

The chapter describes the Hestia D geophysical dispatching system developed by the Institute of Innovative Technologies EMAG and SEVITEL LTD. The system is based on the wellknown and useful programs Hestia and Hestia Map. Thanks to collaboration with the Institute of Geophysics P.A.S.

pracy z Instytutem Geofizyki PAN do systemu włączono funkcję umożliwiającą generowanie map pasywnej tomografii prędkościowej za pomocą metody inwersji probabilistycznej. Dzięki nowym funkcjom analitycznym pracownicy stacji geofizyki górniczej otrzymują nowe narzędzia, które pozwalają im na aktywną ocenę bieżącego zagrożenia tąpaniami.

the Hestia D enables the generation of socalled passive tomography maps reflecting the velocity of seismic wave in the rock mass. With new analytical functions, the workers of mining geophysical stations receive new tool that allows to assess actively the current risk of rock burst.

Wykorzystanie rozwiązań informatycznych wspomagających procesy zarządzania produkcją w Kompanii Węglowej S.A.

Use of informatics solutions aiding the production process management in Coal Company JSC

Leszek Doległo, Łucjan Gajda

Leszek Doległo, Łucjan Gajda

Omówiono najważniejsze aspekty funkcjonowania systemów informatycznych stosowanych w Kompanii Węglowej S.A. jako narzędzi wsparcia, ze szczególnym uwzględnieniem obszaru zarządzania produkcją. Wyróżniono podejście procesowe do zagadnienia, uważane za jedno z ważniejszych kierunków w zakresie organizacji i zarządzania współczesnymi jednostkami organizacyjnymi. Podkreślono modułową budowę systemu omawiając otoczenie Kompleksu Produkcyjno-Technicznego (KPT) w procesie zarządzania produkcją. Ponadto omówiono stan aktualny i docelowy zaangażowania narzędzi informatycznych a także proces planowania operacyjnego i system kontroli poziomu kosztów.

The most important aspects of functioning of the information systems used in Coal Company JSC as the supporting tool, especially for the management of production are discussed. Process approach to the problem is specified, as one of the important directions as regards organization and management of organizational systems. Modular structure of the system is explained by describing the Manufacture and Technical System and its environment. Besides, the present and target degree of information tools involvement as well as the process of operational planning and spending control are described.

Nowe kierunki i wyzwania w dziedzinie dokumentacji technicznej i zarządzania częściami zamiennymi dla niemieckich producentów urządzeń górniczych

Recent trends and challenges in the field of technical documentation and spare parts management for German mining equipment manufacturer

Dennis Röllinger, Philipp Mehnert, Karl Nienhaus

Dennis Röllinger, Philipp Mehnert, Karl Nienhaus

Dokumentacja techniczna jest istotnym elementem nowoczesnych maszyn. Nie jest ona wymagana wyłącznie przez wymagania przepisów, ale także

Technical documentation is an essential part of all modern machines. It is not only requested by law in many countries, but also necessary for operating and

potrzebna do obsługi i serwisowania maszyn. Instytut Maszyn Górniczych i Metalurgicznych wyznaczył sobie zadanie opracowanie systemu zarządzania częściami zamiennymi oraz interaktywnej dokumentacji technicznej. Badania Instytutu oraz jego oprogramowanie koncentrują się na optymalizacji pracy zarówno producentów maszyn i urządzeń jak i operatorów tych maszyn. Aby zrozumieć i poprawić zarządzanie częściami zamiennymi, dokonano przeglądu i przeanalizowano pracę działów dokumentacji producentów maszyn górniczych. Niewiele jest produkowanych i sprzedawanych specjalistycznych urządzeń na zmówienie klienta. Aby utrzymać niskie koszty sporządzania elektronicznych katalogów części zamiennych najlepszym sposobem jest zautomatyzowanie procedury z wykorzystaniem danych projektowych. Dlatego kluczem do sukcesu jest pozyskiwanie danych z CAD i ERP. Efektywne oprogramowanie jest podstawą do automatyzacji przetwarzania danych oraz pozwala wyeliminować problem interfejsu. Szybki postęp w tej dziedzinie stwarza nowe wyzwania dla producentów, ale też daje nowe możliwości, co będzie przedmiotem dalszych badań.

maintaining machines. Modern mining operations rely on various machines. Furthermore, the rough environment requires intensive maintenance. The Institute for Mining and Metallurgical Machinery (IMR) has set a research focus on spare parts management and interactive electronic technical documentation. The institute's research and its software products focus on process optimization in order to help both, mining machine manufacturers and mining machine operators. In order to understand and refine the management of spare parts, a survey was carried out to analyze the internal processes in the documentation divisions of mining equipment manufacturers. In special engineering usually only a small number of highly customized machines is produced and sold. However, to keep costs for generating electronic spare parts catalogues low, it is the best way to automate this procedure based on existing design data. One key to success in this field is data acquisition from CAD and ERP. Effective software engineering provides the foundation for automatic data processing and reduces interface problems. The rapid technological progress in this field creates new challenges for manufacturers, but also creates new opportunities, which will be investigated hereafter.