Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

KOMTECH 2015

INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ

Praca zbiorowa

INNOWACYJNE TECHNIKI I TECHNOLOGIE DLA GÓRNICTWA

BEZPIECZEŃSTWO – EFEKTYWNOŚĆ – NIEZAWODNOŚĆ

Monografia

Redakcja naukowa:

Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Dr inż. Antoni Kozieł

Recenzenci:

Dr inż. Marek Dudek
Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Dr inż. Antoni Kozieł
Dr inż. Edward Pieczora
Dr inż. Jarosław Tokarczyk

Redaktor techniczny:

Mgr Anna Okulińska

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

ISBN 978-83-60708-90-3
Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

MONOGRAFIA 2/333

WPROWADZENIE

Przedstawiamy Państwu monografię poświęconą tematyce bezpieczeństwa, efektywności i niezawodności w górnictwie.

Poprawa bezpieczeństwa pracy w przemyśle węglowym, pomimo jego trudnej sytuacji ekonomiczno-finansowej, jest ciągle wyzwaniem i wymaga konsekwentnego podejmowania działań poprzez tworzenie efektywnych i niezawodnych rozwiązań metodologicznych, organizacyjnych i technicznych.

Szczegółowy zakres rozwiązań przedstawiono w sześciu spójnie połączonych tematycznie, rozdziałach, dotyczących kształtowania bezpiecznych warunków pracy podczas eksploatacji maszyn i urządzeń górniczych, stosowania nowoczesnych metod projektowania, modelowania i oceny pracy maszyn, nowych rozwiązań górniczych systemów mechanizacyjnych stosowanych podczas eksploatacji węgla, zwalczania zagrożenia wybuchu pyłu węglowego, innowacyjnego systemu posuwu kombajnu ścianowego FLEXTRACK oraz monitoringu, diagnostyki i sterowania maszyn i urządzeń ww. systemów.

Szczególną uwagę chcielibyśmy zwrócić na przykłady inteligentnych układów zasilania, sterowania i monitoringu maszyn urządzeń górniczych, dążących do automatyzacji procesów produkcyjnych. Są one wynikiem nowego podejścia do projektowania i wytwarzania maszyn oraz urządzeń górniczych i stwarzają nowe możliwości efektywnej i bezpiecznej eksploatacji węgla. Potwierdzają to przykłady wdrożeń systemów maszynowych polskich producentów, wchodzących w skład Grup: KOPEX, FAMUR i FASING zarówno w kraju, jak i na świecie.

W sytuacji gdy węgiel kamienny i brunatny są w Polsce ciągle podstawowym surowcem energetycznym i będą nim jeszcze przez długie lata, osiągnięcia branży przemysłu maszyn górniczych pozwalają na stwierdzenie, że warto ciągle inwestować w nowoczesne górnictwo.

Autorzy monografii dziękują wszystkim autorom i recenzentom za wkład pracy w jej opracowanie, wyrażając jednocześnie nadzieję na żywe zainteresowanie jej tematyką.

prof. dr hab. inż. Adam Klich
dr inż. Antoni Kozieł
Redaktorzy naukowi monografii

Gliwice, listopad 2015 r.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

SPIS TREŚCI

Rozdział I
BEZPIECZEŃSTWO PRACY

1. STAN BEZPIECZEŃSTWA W ZAKRESIE EKSPLOATACJI MASZYN I URZĄDZEŃ W GÓRNICTWIE 7

2. ROLA PREZESA WYŻSZEGO URZĘDU GÓRNICZEGO W SYSTEMIE NADZORU RYNKU 25

3. DOBRE PRAKTYKI – SPRAWDZONY STANDARD BEZPIECZEŃSTWA.....34

4. METAN CORAZ BARDZIEJ GROŹNY 40

5. QUANTITATIVE RISK ASSESSMENTS IN A REAL WORLD 61

Rozdział II
METODY MODELOWANIA I PROJEKTOWANIA MASZYN I URZĄDZEŃ GÓRNICZYCH

1. MOŻLIWOŚCI WYKORZYSTANIA METODY CFD DO ANALIZY KONSTRUKCJI I DZIAŁANIA ZAWORÓW BEZPIECZEŃSTWA OBUDÓW ZMECHANIZOWANYCH 71

2. WPŁYW DYNAMICZNEGO ODDZIAŁYWANIA GÓROTWORU NA DOBÓR STOJAKA HYDRAULICZNEGO ZMECHANIZOWANEJ OBUDOWY ŚCIANOWEJ 85

Rozdział III
NOWOCZESNE ROZWIĄZANIA MASZYN I URZĄDZEŃ DLA GÓRNICTWA

1. NOWOCZESNE ROZWIĄZANIA PRZENOŚNIKÓW TAŚMOWYCH ZASTOSOWANE W GÓRNICTWIE PODZIEMNYM.....92

2. WSPÓŁCZESNE ZMECHANIZOWANE ŚCIANY PODBIERKOWE W PRAKTYCE ŚWIATOWEJ.....112

3. WĄSKOPRZODKOWE ZMECHANIZOWANE PRZODKI PODBIERKOWE - ANALIZA PROCESOWA 129

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. WYMAGANIA STAWIANE ŁAŃCUCHOM OGNIWOWYM W SYSTEMACH URABIANIA POKŁADÓW O NISKIEJ I ŚREDNIEJ GRUBOŚCI. PORÓWNANIE PRACY STRUGA WĘGLOWEGO Z KOMBAJNEM ŚCIANOWYM 147

5. WYNIKI OCENY ŻYWOTNOŚCI STACJI PRZESYPOWEJ Z PRĘTAMI UDAROWYMI NA WYSIĘGNIKU ZAŁADOWCZYM KOŁOWEJ KOPARKI KUBEŁKOWEJ 153

6. URZĄDZENIE MUC-1 DO CZYSZCZENIA TORU JEZDNEGO KOLEJKI PODWIESZONEJ.....157

Rozdział IV

OGRANICZANIE ZAGROŻEŃ WYBUCHU PYŁU WĘGLOWEGO

1. MOŻLIWOŚCI OGRANICZANIA ZAGROŻENIA WYBUCHEM PYŁU WĘGLOWEGO W STREFACH ZABEZPIECZAJĄCYCH 163

2. ROZKŁADY ZIARNOWE PYŁÓW W POBLIŻU FRONTÓW EKSPLOATACYJNYCH PODZIEMNEJ KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO I WPŁYW ZRASZANIA NA REDUKCJĘ ICH STĘŻEŃ.....177

3. BADANIA WYBUCHOWEGO PYŁU WĘGLOWEGO W STREFACH ZABEZPIECZAJĄCYCH ...190

Rozdział V

INNOWACYJNY SYSTEM POSUWU FLEXTRACK

1. INNOWACYJNY SYSTEM POSUWU FLEXTRACK – KONCEPCJA I WIRTUALNE PROTOTYPOWANIE 212

2. INNOWACYJNY SYSTEM POSUWU FLEXTRACK – DOBÓR MATERIAŁÓW (STOPÓW ODLEWNICZYCH) 225

3. INNOWACYJNY SYSTEM POSUWU FLEXTRACK – OPRACOWANIE TECHNOLOGII WYKONANIA ODLEWANYCH SEGMENTÓW ZĘBATKI I PROWADNIKA 239

4. INNOWACYJNY SYSTEM POSUWU FLEXTRACK – OCENA JAKOŚCI WYKONANYCH ODLEWÓW PROTOTYPOWYCH 252

Rozdział VI

SYSTEMY STEROWANIA, DIAGNOSTYKI I MONITORINGU

1. BEZPRZEWODOWY SYSTEM STEROWANIA MASZYNAMI GÓRNICZYMI BLUESTER 268

2. HOW CAN MODERN CONTROL SYSTEMS HELP TO OVERCOME LIMITATIONS IN MOBILE MACHINES? 280

3. NOWE MODUŁY ISKROBEZPIECZNEGO SYSTEMU STEROWANIA KOGASTER 285

4. URZĄDZENIA DO AUTOMATYZACJI KOPALNIANYCH INSTALACJI WODNYCH KONSTRUKCJI ITG KOMAG 295

5. ELEKTRYCZNY UKŁAD ROZRUCHU SILNIKA SPALINOWEGO MASZYN GÓRNICZYCH 307

DODATEK 318

6. NOWOCZESNY SPOSÓB UDOSTĘPNIENIA KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO W OBSZARZE UDOKUMENTOWANEGO ZŁOŻA OŚWIĘCIM-POLANKA 1 318

STRESZCZENIA - ABSTRACT 321

INDEKS AUTORÓW 334

Stan bezpieczeństwa w zakresie eksploatacji maszyn i urządzeń w górnictwie

Zbigniew Ligęza – Wyższy Urząd Górniczy
Mirosław Krzystolik – Wyższy Urząd Górniczy

1. Wprowadzenie

W dniu 9 czerwca 2011 r. została podpisana przez prezydenta RP ustawa Prawo geologiczne i górnicze. Ustawa ta w zakresie swojej regulacji dokonuje wdrożenia m.in. następujących aktów prawnych:

1. dyrektywy Rady 92/91/EWG z dnia 3 listopada 1992 r. dotyczącej minimalnych wymagań mających na celu poprawę warunków bezpieczeństwa i ochrony zdrowia pracowników w zakładach górniczych wydobywających kopaliny otworami wiertniczymi,

2. dyrektywy Rady 92/104/EWG z dnia 3 grudnia 1992 r. w sprawie minimalnych wymagań w zakresie poprawy bezpieczeństwa i ochrony zdrowia pracowników odkrywkowego i podziemnego przemysłu wydobywczego,

3. dyrektywy Parlamentu Europejskiego i Rady 94/22/WE z dnia 30 maja 1994 r. w sprawie warunków udzielania i korzystania z zezwoleń na poszukiwanie, badanie i produkcję węglowodorów;

4. dyrektywy Rady 1999/31/WE z dnia 26 kwietnia 1999 r. w sprawie składowania odpadów. Z dniem 1 stycznia 2012 r. ww. ustawa weszła w życie. Zgodnie z art. 224 tej ustawy dotychczasowe przepisy rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 roku, wydane na podstawie art. 78 ust. 1 oraz rozporządzenia Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. wydane na podstawie ustawy z dnia 4 lutego 1994 roku – Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. z 2005 r. Nr 228, poz. 1947, z późn. zm.), zachowują moc do czasu wejścia w życie aktów wykonawczych wydanych na podstawie ustawy z dnia z dnia 9 czerwca 2011 r. – Prawo geologiczne i górnicze.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

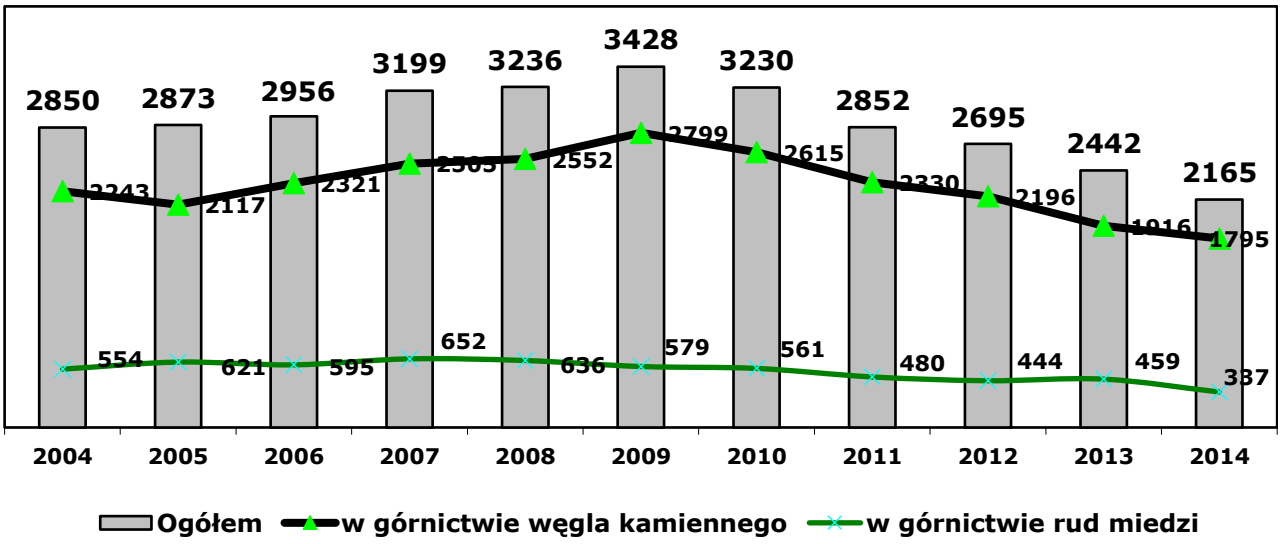
2. Podziemne zakłady górnicze nadzorowane przez organy nadzoru górniczego na koniec 2014 r.

dane z ARP na koniec roku 2014

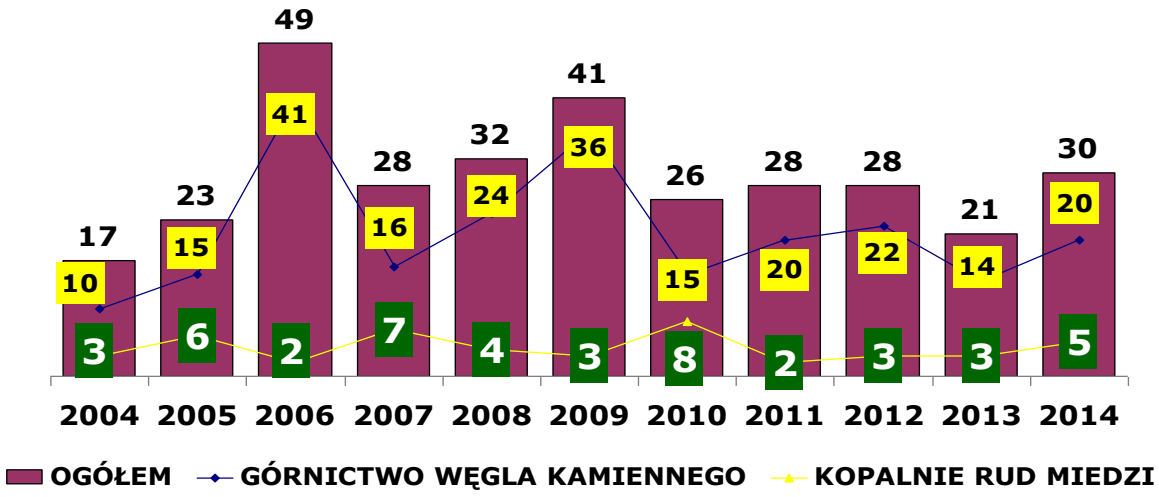
Wydobycie węgla w latach 2004 – 2014 z 95,5 mln ton spadało do 72,5 mln ton. W tym samym okresie stan załogi własnej ze 128 tys. zmalał do 98 tys. Wydobycie rud miedzi tym przedziale czasu utrzymuje się w na poziomie 32 mln ton.

3. Liczba wypadków w zakładach górniczych podziemnych w latach 2014 – 2014

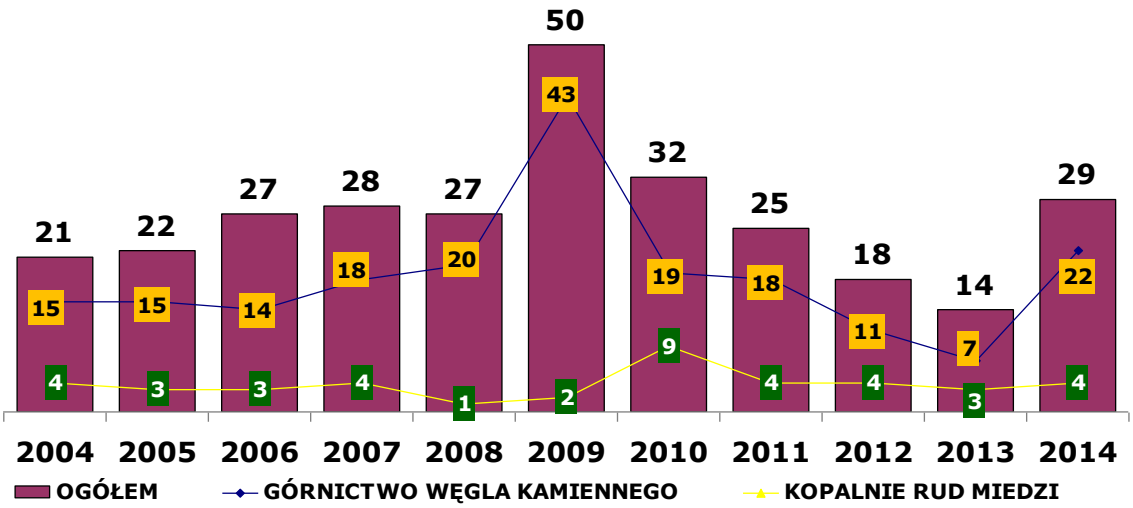
Od roku 2009 w górnictwie podziemnym daje się zaobserwować spadek liczby wszystkich wypadków (śmiertelne, ciężkie i lekkie) w czasie każdego roku.



Wypadki śmiertelne w zakładach górniczych podziemnych w latach 2004 – 2014.



Wypadki ciężkie w zakładach górniczych podziemnych w latach 2004 – 2014.



4. Stan bezpieczeństwa w zakresie eksploatacji urządzeń energomechanicznych

4.1. Stan bezpieczeństwa przy eksploatacji urządzeń transportowych w zakładach górniczych podziemnych

4.1.1. Transport w wyrobiskach poziomych i nachyleniu do 45 ° w zakładach węglowych

Tabela 1

Lata	2012	2013	2014	**UWAGI**
1. Lokomotywy (KKP)				
- ilość lokomotyw	427	842	708	**WZROST**
- dł. trasy transportu materiałów (km)	826,36	941,97	978	**WZROST**
- dł. trasy transportu jady ludzi (km)	134,9	155,8	187,3	**WZROST**
2. Przenośniki taśmowe				
- ilość	1900	1911	1950	BEZ ZMIAN
- długość tras transportu urobku (km)	681,6	685,55	671,38	BEZ ZMIAN
- długość tras jazdy ludzi (km)	12,07	16,6	20,68	**WZROST**
3. Kolejki podwieszone z napędem własnym				
- ilość szt.	470	509	512	**WZROST**
- długość tras transportu materiału (km)	826,3	941,9	978	**WZROST**
- długość tras jazdy ludzi (km)	134,9	155,8	187,3	**WZROST**
Liczba kopalń	33	32	31	**SPADEK**

4.1.1.1. Wypadki przy eksploatacji maszyn i urządzeń transportowych

a) przy eksploatacji przenośników taśmowych, związane z elementami będącymi w ruchu

- w dniu 8 lutego 2013 r. pracownik oddziału przeróbki mechanicznej węgla znajdujący się na górnej taśmie przenośnika został dociśnięty do krawędzi otworu technologicznego w obmurzu budynku płuczki, w wyniku uruchomienia przenośnika taśmowego.

- płuczkarz, obsługujący przesiewacze i współpracujący z nimi układ pięciu przenośników taśmowych oraz podajnik wibracyjny typu Mifama w ZMPW, został wciągniętych pomiędzy dolną taśmę a krążnik, który odciskał taśmę przed bębnem stacji zwrotnej przenośnika typu Gwarek B 1200, doznając zgniecenie lewej ręki i części klatki piersiowej.

- w dniu 7 lipca 2014 r. górnik wykonując czynności związane z regulacją zgarniaka zabudowanego nad dolną taśmą, będącego w ruchu przenośnika taśmowego typu PT-1200 „Nowomag”, przed jego zwrotnią, został pochwycony za prawą rękę, która został wciągnięta pomiędzy dolną taśmę i zabudowaną pod nią rolkę dociskową przenośnika. Będący w ruchu taśmociąg wciągnął górnika pod dolną taśmę.

b) przy eksploatacji przenośników taśmowych, wpadnięcie do zbiornika

- pracownik jadąc na przenośniku taśmowym, nieprzystosowanym do jazdy ludzi, którego prędkość wynosiła 3,83 m/s wpadł do zbiornika retencyjnego pionowego przy szybie I i został zasypany transportowanym do zbiornika węglem. Poszkodowanego odnaleziono w dniu 19.01.2014 r. Poszkodowany był **pod wpływem alkoholu (2,5‰ we krwi).**

- w dniu 11 sierpnia 2012 r. pracownik oddziału przewozu podczas wykonywania montażu napędu przenośnika zgrzebłowego nad trasą będącego w ruchu przenośnika taśmowego PIOMA VT/III-1200 znalazł się na taśmie ww. przenośnika i przemieszczony do zbiornika wyrównawczego węgla, został zasypany węglem. Po 36 godzinach wydobyto go na powierzchnię.

c) przy eksploatacji przenośników taśmowych, jazda przenośnikiem nie przystosowanym do jazdy ludzi

- w dniu 26 marca 2014 r. pracownik firmy usługowej jadąc na przenośniku taśmowym, **nieprzystosowanym do jazdy ludzi**, został wciągnięty pod skrzynię agregatu sprężarkowego, zawieszonego nad tym przenośnikiem w odległości od **0,17 do 0,35 m od górnej taśmy**.

- po zakończeniu pracy w drążonym chodniku W-454, w pokładzie 119/2, na poziomie 350 m, górnik przodowy, jako ostatni z 6-osobowej brygady, udał się w kierunku wyjazdu. Z niewyjaśnionych przyczyn znalazł się na będącym w ruchu przenośniku taśmowym. Był transportowany przez obmurza trzech tam wentylacyjnych. Nieprzytomnego górnika znaleziono na taśmie będącego w ruchu przenośnika.

d) przy eksploatacji kolejek podwieszonych i spągowych

- w dniu 13 listopada 2013 r., w trakcie transportu materiałów kolejką, w rejonie łuku chodnika badawczego (zakręt na trasie kolejki), złamany został jeden zespół krążków prowadzenia liny biernej, co spowodowało wypadnięcie z niego liny i z kolejnych dwóch zespołów krążków. Przemieszczająca się gwałtownie **lina uderzyła i docisnęła do wysięgnika przenośnika taśmowego, przebywającego na trasie transportu ślusarza**.

- w dniu 10 marca 2014 r., w trakcie transportu materiałów kolejką spągową zębatą spalinową w pochylni transportowej, **ładowacz został najechany kolejką** – wozem hamulcowym (z kabiną operatora) znajdującym się na początku zestawu transportowego. Niedozwolona jazda na wozie hamulcowym z zabudowaną kabiną.

e) przy eksploatacji kopalnianej kolei podziemnej

- w dniu 11 lipca 2014 r., w trakcie załadunku sekcji obudowy zmechanizowanej na platformę transportową doszło do jej niekontrolowanego przemieszczenia się, w wyniku czego górnik został nią przygnieciony.

4.1.2. Transport w wyrobiskach pionowych w zakładach górniczych

<table>
<tr><td>Szyby i szybiki</td><td colspan="2">272 + 23</td></tr>
<tr><td>Górnicze wyciągi szybowe
w szybach i szybikach</td><td colspan="2">349

w tym wyciągi przewoźne
32</td></tr>
<tr><td rowspan="2">Górnicze wyciągi szybowe</td><td>Z jazdą ludzi</td><td>Bez jazdy ludzi</td></tr>
<tr><td>205</td><td>144</td></tr>
</table>

4.1.2.1. Wypadki przy eksploatacji górniczych wyciągów szybowych

a) W dniu 31.08.2015 r. podczas prowadzonej jazdy ludzi górniczym wyciągiem szybowym szybu R-VII wypadkowi zbiorowemu uległo czterech pracowników wysiadających z klatki wyciągu na podszybie poziomu 1080,7. Podczas wysiadania ludzi z górnego piętra klatki nastąpiło opadnięcie pomostu wahadłowego. Przyczyna ta była następstwem niewłaściwego ustawienia klatki z ludźmi na poziomie 1080,7 i otwarcia wrót szybowych z pulpitu do jazdy osobistej pomimo braku uprawnienia do ich sterowania przy jeździe ludzi.

b) W trakcie załadunku urobku w głębionym szybie GG-1, podczas wychodzenia pracownika firmy z kabiny operatora górnego ramienia ładowarki szybowej dwuramiennej, doszło do kolizji ramion ładowarki. W wyniku kolizji pracownik został dociśnięty wózkiem jazdy ramienia ładowarki do konstrukcji włazu w podeście pomostu wiszącego i doznał ciężkich obrażeń ciała.

c) W dniu 15.08.2014 r. awaria górniczego wyciągu szybowego.
Na zmianie „D” rozpoczynającej się od godz. 0:30 prowadzona była rewizja tygodniowa górniczych wyciągów szybowych w przedziale południowym i północnym szybu IIz oraz jazda ludzi. Około godz. 5:05, bezpośrednio po przeprowadzonej jeździe ludzi, podczas jazdy pustą klatką do góry, z nieustalonych przyczyn głowica klatki pochwyciła poniżej zrębu jeden z kabli elektroenergetycznych 3x185 mm^2, który został zerwany i wpadł do szybu. Nastąpiło przerwanie obwodu bezpieczeństwa maszyny wyciągowej, ruch wyciągu szybowego został zatrzymany przy położeniu głowicy klatki nr 4 około 11 m powyżej zrębu szybu. Uszkodzeniu uległy m.in.: stacja nawrotu lin wyrównawczych przedziału północnego, daszek bezpieczeństwa pomostu na poziomie 705 m, pomost technologiczny nad poziomem 900 m, drugi kabel z ww. wiązki kablowej oraz kable elektroenergetyczne z rozdzielni na poziomie 900 m zabudowane po stronie południowej i zachodniej szybu.

d) W dniu 11 kwietnia 2013 r. czteroosobowy zespół pracowników firmy „obcej” pod nadzorem osoby niższego dozoru ruchu specjalności górniczej wykonywał prace związane z pogłębianiem szybu. Podczas transportu urządzeń w kuble z poziomu 1050 m na dno szybu, pracownik – osoba dozoru ruchu, przebywający na dnie szybu bezpośrednio pod przelotem kubłowym w pomoście, został uderzony w głowę spadającym przedmiotem/ drabinką. Wypadek śmiertelny.

e) Wypadek zbiorowy zaistniały w dniu 26.08.2013 r.
W trakcie zabudowy kabla energetycznego w szybie, gdy brygada pracowników znajdowała się na głębokości 320 m nastąpiło niekontrolowane uwolnienie się zamocowanego powyżej w uchwytach odcinka kabla. Spadający kabel przygniótł znajdujących się na głowicy klatki pracowników. Trzech pracowników doznało śmiertelnych obrażeń, a czwarty doznał ciężkich obrażeń ciała.

Główne przyczyny wypadków w transporcie.

1. tolerancja i brak reakcji ze strony osób kierownictwa i dozoru ruchu na nieprawidłowe zachowania osób znajdujących się w zakładach górniczych, w tym nieprzestrzegania procedur, instrukcji ustaleń technologii i wymogów przepisów przy wykonywaniu robót.
2. niewłaściwa organizacja pracy.
3. pracy pod wpływem alkoholu.
4. niestosowanie środków ochrony indywidualnej (okularów ochronnych, szelek bezpieczeństwa, hełmów).
5. ryzykowne zachowania pracowników i osób dozoru.

4.2. Stan bezpieczeństwa przy eksploatacji maszyn i urządzeń w przodkach i ścianach

4.2.1. Rozkład wypadków śmiertelnych wg grupy urządzeń w latach 2011-2015

Lp.	Rok Urządzenie/Maszyna	2011	2012	2013	2014	2015	Suma
1.	Kombajny.	-	-	-	-	-	0
2.	Obudowy zmechanizowane	1	2	-	-	-	3
3.	Przenośniki zgrzebłowe	-	-	1	-	-	1
4.	Kombajny chodnikowe	1	1	-	-	-	0
	Suma	2	3	1	0	0	

4.2.2. Rozkład wypadków ciężkich wg grupy urządzeń w latach 2011-2015

Lp.	Rok Urządzenie/Maszyna	2011	2012	2013	2014	2015	Suma
1.	Kombajny.	2	-	-	-	-	2
2.	Obudowy zmechanizowane	-	-	-	-	1	1
3.	Przenośniki zgrzebłowe	-	1	-	-	2	3
4.	Kombajny chodnikowe	-	-	-	-	-	
	Suma	2	1	0	0	3	

4.2.3. Wypadki przy eksploatacji maszyn i urządzeń kompleksów ścianowych i przodkowych, w latach 2011 – 2015

a) związane z eksploatacją obudów zmechanizowanych

- w dniu 6.10.2011 r. w KWK „Borynia - Zofiówka” ruch Borynia, górnik sekcyjny podczas obsługi obudowy zmechanizowanej został uderzony i dociśnięty do zastawki przenośnika ścianowego strugą emulsji, uwolnioną w wyniku uszkodzenia złączki wtykowej DN 12 zabudowanej w trójniku magistrali zasilającej sekcje obudowy zmechanizowanej.

– w dniu 02.08.2012 r. – KWK „Chwałowice”, górnik kombajnista podczas obsługi kombajnu ścianowego został dociśnięty do zastawki ścianowego przenośnika zgrzebłowego osłoną sekcji obudowy zmechanizowanej oddzielającą pole maszynowe od przejścia przeznaczonego dla ludzi, w wyniku jej niezamierzonego zasterowania przez ślusarza wykonującego czynności na układzie hydraulicznym przedmiotowej sekcji (podanie ciśnienia do sekcji przy przesterowanym rozdzielaczu).

Miejsce wypadku

– w dniu 04.08.2012 r. – KWK „Sośnica - Makoszowy” ruch Makoszowi, górnik został uderzony w głowę elementem stojaka hydraulicznego sekcji obudowy zmechanizowanej, w wyniku złamania (pęknięcia) jego przedłużacza mechanicznego.

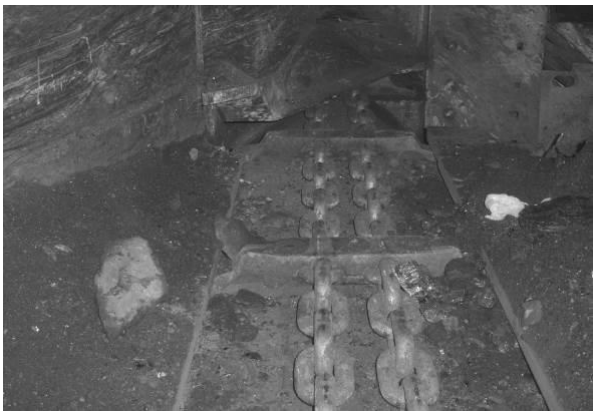
– w dniu 31.07.2015r. – LW „Bogdanka”, w ścianie strugowej, wyposażonej w sterowanie elektrohydrauliczne sekcji obudowy zmechanizowanej, podczas przejazdu struga nastąpiło automatyczne podanie ciśnienia do przewodu zasilającego zabudowany pod stropnicą sekcji blok zaworowy układu zraszania. Po podania ciśnienia nastąpiło złamanie (wcześniej uszkodzonej) końcówki przewodu hydraulicznego, w wyniku którego przebywający w rejonie sekcji obudowy sztygar zmianowy został uderzony strugą emulsji pod wysokim ciśnieniem.

b) związane z eksploatacją przenośników ścianowych

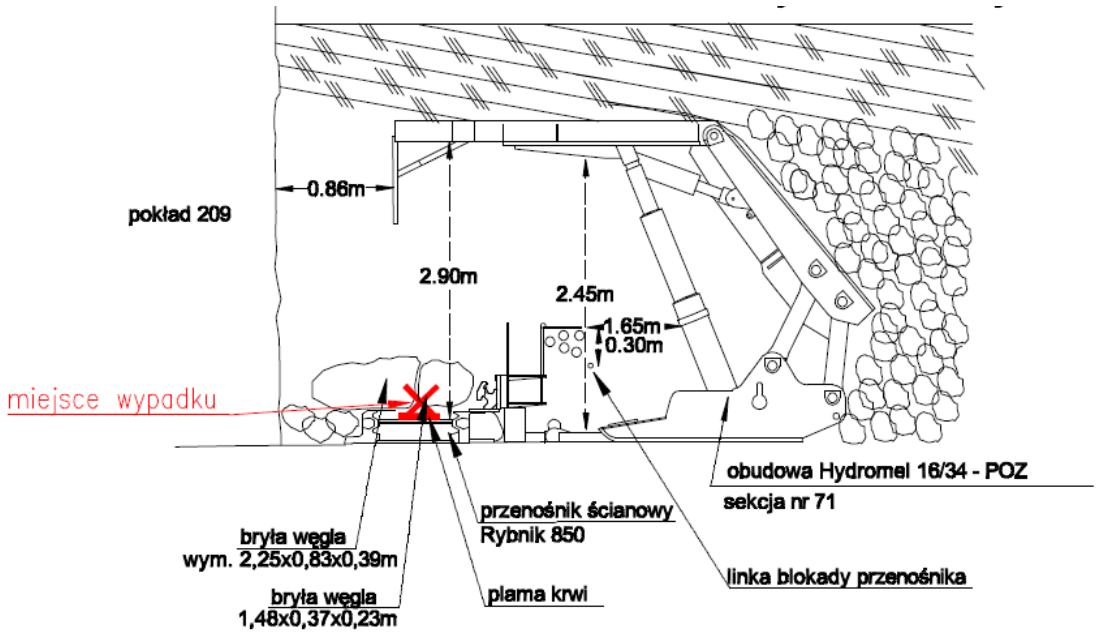
– w dniu 11.04.2013 r. – KWK „Piekary”, górnik został uderzony w głowę transportowaną ścianowym przenośnikiem zgrzebłowym belką układu przesuwnego obudowy zmechanizowanej.

– w dniu 31.03.2012 r. – KWK „Pokój”, przemieszczające się zgrzebło przenośnika podścianowego pochwyciło i wciągnęło pod konstrukcję przenośnika ścianowego, stopę elektromontera.

– w dniu 27.05.2015 r. – KWK „Wujek”, górnik zatrudniony w zespole przy pracach porządkowych na skrzyżowaniu ściany z wyrobiskiem przyścianowym, znalazł się na trasie będącego w ruchu zgrzebłowego przenośnika ścianowego, w następstwie czego noga pracownika została pochwycona przez będący w ruchu łańcuch zgrzebłowy i przemieszczona pod lemiesz odkładni wysypu bocznego.



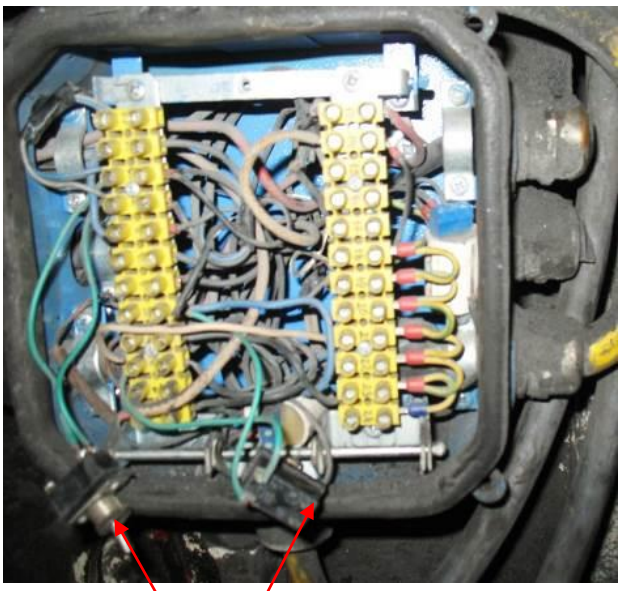
– w dniu 10.10.2015r. – KWK „Piast”, podczas prowadzonej eksploatacji w ścianie, pracownik wyznaczony do kontroli ruchu pętli przewodu zasilającego kombajn, znalazł się na trasie będącego w ruchu przenośnika ścianowego. W wyniku pochwycenia jego prawej nogi przez łańcuch zgrzebłowy przenośnika i jej zaklinowania oraz dociśnięcia do bryły węgla o wymiarach 2,25 x 1,06 x 0,39 m, leżącej na przenośniku i zaklinowanej pomiędzy drabinką systemu posuwu EICOTRACK a ociosem ściany, doznał amputacji urazowej prawego podudzia oraz otwartego złamania i zmiażdżenia mięśni podudzia prawego.



c) związane z eksploatacją kombajnów chodnikowych

– w dniu 24.01.2011 r. KWK „Knurów-Szczygłowice”, sztygar został dociśnięty do spągu wyrobiska organem urabiającym kombajnu chodnikowego.

– w dniu 18.04.2012 r. – KWK „Krupiński”, w czasie przebywania w strefie przyprzodkowej pracownik wykonujący pomocnicze prace górnicze został pochwycony przez organ urabiający kombajnu chodnikowego w wyniku jego niespodziewanego uruchomienia po załączeniu silnika hydrauliki.



Dodatkowe włączniki służące eliminowaniu blokady od aparatu wodnego oraz od instalacji odpylającej

Przyczyny i okoliczności zaistniałych wypadków:

- uderzenie elementem sekcji obudowy zmechanizowanej,
- uderzenie strugą emulsji w wyniku uszkodzenia elementów złącznych układu hydraulicznego sekcji obudowy zmechanizowanej,
- dociśniecie w wyniku pochwycenia przez łańcuch zgrzebłowy przenośnika na wskutek dostanie się na trasę będącego w ruchu przenośnika zgrzebłowego,
- uderzenie elementem transportowanym przenośnikiem zgrzebłowym,
- pochwycenie przez organ urabiający kombajnu chodnikowego w wyniku przebywanie w strefie jego ruchu.

Rola Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego w systemie nadzoru rynku

Witold Osiński – Wyższy Urząd Górniczy

1. Wstęp

Jednym z ważnych elementów bezpieczeństwa w ruchu zakładów górniczych jest prawidłowy dobór maszyn i urządzeń do warunków środowiskowych występujących w danych wyrobiskach oraz zgodność wyrobu z zasadniczymi wymaganiami dyrektyw nowego podejścia. W ciągu ostatnich 25 lat system wprowadzania do obrotu maszyn i urządzeń przeznaczonych dla górnictwa uległ istotnym zmianom.

Artykuł 113 ust. 1 Prawa geologicznego i górniczego wyszczególnia grupy wyrobów stosowane w ruchu zakładu górniczego, które:

1. spełniają wymagania dotyczące oceny zgodności,
2. spełniają wymagania techniczne i zostały dopuszczone do stosowania w zakładach górniczych,
3. zostały określone i spełniają szczegółowe wymagania dotyczące prowadzenia ruchu poszczególnych rodzajów zakładów oraz dotyczące przechowywania i użytkowania środków strzałowych i sprzętu strzałowego w ruchu zakładu górniczego [1].

Przed przystąpieniem Polski do Wspólnoty Europejskiej, wyroby stosowane w zakładach górniczych wymagały wydania decyzji administracyjnej ze względu na potrzebę zapewnienia bezpieczeństwa użytkowania wyrobów w warunkach zagrożeń występujących w zakładach górniczych. Ww. decyzja potocznie nazywana dopuszczeniem Prezes Wyższego Urzędu Górniczego dotyczyła maszyn i urządzeń, jak również materiałów wybuchowych oraz sprzętu strzałowego do stosowania w ruchu zakładów górniczych [2].

W 2004 r. liczba wyrobów dopuszczanych została zredukowana o wyroby, które podlegają ogólnej harmonizacji ustawodawczej Wspólnoty Europejskiej. Aktualny wykaz wyrobów dopuszczanych do stosowania w zakładach górniczych zawarta jest w załączniku nr 1 do rozporządzenia Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych i obejmuje:

- elementy górniczych wyciągów szybowych,
- głowice eksploatacyjne wraz z systemami sterowania stosowane w zakładach górniczych wydobywających kopaliny otworami wiertniczymi,
- wyroby stosowane w wyrobiskach podziemnych zakładów górniczych (tj.: urządzenia transportu linowego, wozy do przewozu osób, wozy specjalne, pojazdy z napędem spalinowym do przewozu osób, maszyny i urządzenia elektryczne na wysokie napięcie, systemy łączności, bezpieczeństwa i alarmowania oraz zintegrowane systemy sterowania kompleksów wydobywczych i przodkowych oraz taśmy przenośnikowe),
- sprzęt strzałowy [3].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. System oceny zgodności dla wyrobów przeznaczonych do stosowania w ruchu zakładów górniczych

Zgodnie z przepisami ustawy z dnia 9 czerwca 2011 r. – Prawo geologiczne i górnicze, Prezes Wyższego Urzędu Górniczego jest wyspecjalizowanym organem kontroli wyrobów wprowadzonych do obrotu w rozumieniu przepisów ustawy z dnia 30 sierpnia 2002 r. o systemie oceny zgodności, w odniesieniu do wyrobów przeznaczonych do stosowania w ruchu zakładów górniczych [1]. Jednym z celów ww. ustawy jest eliminowanie zagrożeń stwarzanych przez wyroby dla życia lub zdrowia użytkowników i konsumentów oraz mienia, a także zagrożeń dla środowiska [4].

Z chwilą przystąpienia naszego kraju do Wspólnoty Europejskiej, wyroby wprowadzane są do obrotu m.in. zgodnie z wymaganiami dyrektyw nowego podejścia transponowanych do polskiego ustawodawstwa poprzez ustawy lub rozporządzenia.

W zakresie kompetencji Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego jako organu wyspecjalizowanego, znajdują się wymagania zasadnicze dyrektyw nowego podejścia, takie jak:

- urządzenia elektryczne niskonapięciowe – 2006/95/WE, 73/23/EWG,
- materiały wybuchowe do użytku cywilnego – 93/15/WE,
- sprzęt i systemy zabezpieczające przeznaczone do użytku w atmosferach potencjalnie wybuchowych – 94/9/WE,
- urządzenia ciśnieniowe – 97/23/WE,
- bezpieczeństwo maszyn – 2006/42/WE, 98/37/WE,
- emisja hałasu do środowiska przez urządzenia używane na zewnątrz pomieszczeń – 2000/14/WE,
- proste zbiorniki ciśnieniowe – 2009/105/WE, 87/404/EWG,
- kompatybilność elektromagnetyczna – 2004/108/WE, 89/336/EWG,
- sprzęt ochrony indywidulanej – 89/686/EWG,
- urządzenia pomiarowe – 2004/22/WE.

Prezes Wyższego Urzędu Górniczego jako jeden z organów wyspecjalizowanych prowadzi kontrole spełniania przez wyroby zasadniczych, szczegółowych lub innych wymagań oraz prowadzi postępowania w sprawie wprowadzonych do obrotu lub oddanych do użytku wyrobów niezgodnych z zasadniczymi, szczegółowymi lub innymi wymaganiami. Organ prowadzący postępowanie może w drodze postanowienia wyznaczyć stronie postępowania termin na usunięcie nieprawidłowości z zasadniczymi, szczegółowymi lub innymi wymaganiami albo wycofanie wyrobu z obrotu lub z użytku oraz powiadomienie użytkowników wyrobu o stwierdzonych niezgodnościach. Jeżeli w wyniku kontroli organ stwierdzi, że wyrób nie spełnia wymagań, a strona postępowania nie podejmie działań, to organ prowadzący postępowanie może w drodze decyzji:

- nakazać wycofanie wyrobu z obrotu lub z użytku,
- zakazać udostępniania wyrobu,
- ograniczyć udostępnianie wyrobu,
- nakazać stronie postępowania powiadomić użytkowników wyrobu o stwierdzonych niezgodnościach.

W przypadku, gdy w wyniku kontroli organ wyspecjalizowany stwierdzi, że wyrób nie spełnia wymagań może w drodze decyzji zakazać udostępniania wyrobu na okres nie dłuższy niż 2 miesiące, jak również w przypadku wszczęcia postępowania przedłużyć zakaz udostępniania wyrobu do czasu zakończenia postępowania [4].

W toku kontroli osoba upoważniona w szczególności może:

- badać akta i dokumenty w zakresie objętym kontrolą,
- dokonywać oględzin terenów, obiektów, pomieszczeń, wyrobów i innych rzeczy w zakresie objętych kontrolą,
- legitymować osoby w celu stwierdzenia ich tożsamości,
- żądać udzielenia wyjaśnień,
- przesłuchiwać osoby w charakterze strony lub świadka,
- zasięgać opinii biegłych,
- zabezpieczać dowody,
- pobierać nieodpłatnie próbki wyrobów do badań,
- zbierać inne niezbędne dowody w zakresie objętym kontrolą.

Pozostałymi organami wyspecjalizowanymi przeprowadzającymi kontrolę są:

- wojewódzcy inspektorzy Inspekcji Handlowej,
- inspektorzy pracy,
- Prezes Urzędu Komunikacji Elektronicznej,
- organy Inspekcji Ochrony Środowiska,
- Prezes Urzędu Transportu Kolejowego,
- organy nadzoru budowlanego,
- dyrektorzy urzędów morskich,
- wojewódzcy inspektorzy transportu drogowego [4].

Organy te prowadzą kontrole zgodnie z zakresem przepisów określających ich kompetencje.

Na podstawie ustawy o systemie oceny zgodności, producenci, importerzy i dystrybutorzy wyrobów podlegających ocenie, a także upoważnieni przedstawiciele, notyfikowane jednostki certyfikujące i kontrolujące, notyfikowane laboratoria, są zobowiązane z należytą starannością współdziałać z organami wyspecjalizowanymi w zakresie niezbędnym do ustalenia, czy wyrób spełnia zasadnicze, szczegółowe lub inne wymagania. Kontrolowany oraz inne podmioty posiadające dowody lub informacje niezbędne do ustalenia, czy wyrób spełnia zasadnicze, szczegółowe i inne wymagania, są obowiązani do przekazania tych dowodów i udzielenia informacji na żądanie organu prowadzącego kontrolę. Przedmiotem kontroli może być wyrób, prawidłowość oznakowania wyrobu oraz dokumentacja techniczna. W przypadku, gdy z przedstawionych dokumentów nie wynika, że wyrób spełnia zasadnicze i szczegółowe wymagania, organ wyspecjalizowany może poddać wyrób badaniom lub zlecić ich przeprowadzenie akredytowanemu laboratorium [4].

Prezes Wyższego Urzędu Górniczego wydaje również opinie w sprawie spełniania przez wyrób zasadniczych, szczegółowych lub innych wymagań na wniosek organów celnych [4].

W ramach powyższych działań Prezes Wyższego Urzędu Górniczego przeprowadza kontrole wyrobów w zakładach górniczych oraz u producentów, upoważnionych przedstawicieli i dystrybutorów. Co roku kontrolowanych jest ok. 130 wyrobów objętych wymaganiami dyrektyw nowego podejścia.

W czasie przeprowadzonych kontroli w wielu przypadkach stwierdzono nieprawidłowości związane z:

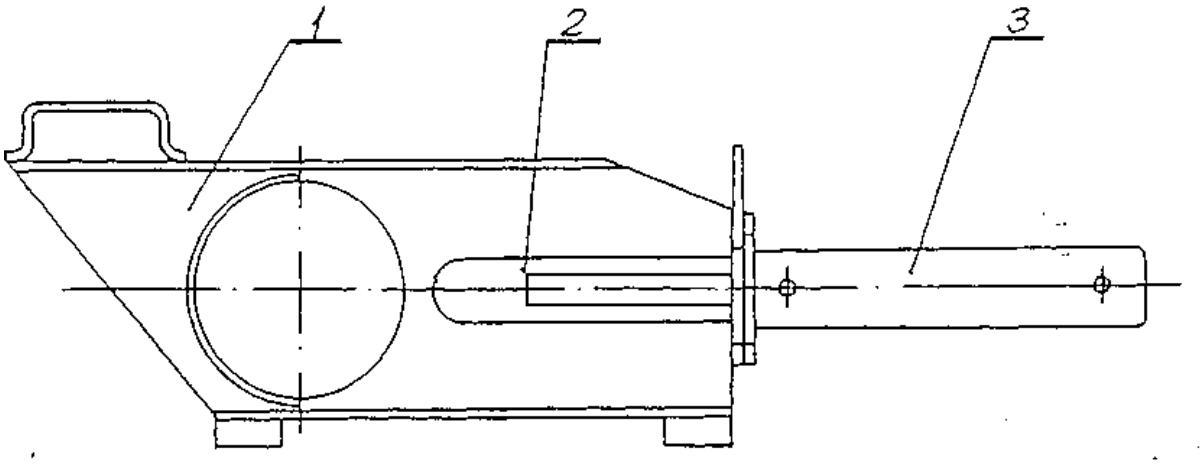
- brakiem lub niewłaściwym oznakowaniem,
- niewłaściwą zawartością instrukcji obsługi,

w mniejszym stopniu z:

- nieprzestrzeganiem procedur oceny zgodności,
- stosowaniem niewłaściwych środków zabezpieczających,
- inne niż deklarowane właściwości wyrobu.

Prezes WUG, w ciągu roku, prowadzi kilka postępowań oraz zleca przeprowadzanie badań wyrobów na zgodność z wymaganiami zasadniczymi dyrektyw nowego podejścia. Przykładami wyrobów, wobec których prowadzono postępowanie w celu usunięcia nieprawidłowości były: kombajny chodnikowe, hydrauliczne przecinarki do drewna, obudowy zmechanizowane, pompy, półmaski filtrujące, opylacze, sprzęgła, przenośniki, tamy wentylacyjne, ładowarki kołowe, górnicze agregaty hydrauliczne, aparaty ucieczkowe, wentylatory lutniowe, sterowniki w wykonaniu przeciwwybuchowym, układaki kablowe, mierniki oraz materiały wybuchowe.

Przykładem wyrobu wycofanego z obrotu jest hydrauliczna ucinarka do drewna.



Rys. 1. Hydrauliczna ucinarka do drewna

Podczas kontroli prowadzonych w zakładach górniczych oraz u producenta wyrobu stwierdzono, że wyrób nie spełnia zasadniczych wymagań określonych w dyrektywie maszynowej 98/37/WE oraz w dyrektywie ATEX 94/9/WE, w szczególności:

- producent nie posiadał dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej niezbędnej do dokonania oceny zgodności z wymaganiami zasadniczymi zawartymi w dyrektywie 98/37/WE,

- ucinarkę dostarczono bez podstawowego wyposażenia specjalnego i osprzętu m.in. zaworu odcinającego dopływ emulsji do siłownika, zaworu sterującego pracą siłownika,
- brak było osłon ruchomych elementów ucinarki,
- w instrukcji dołączonej do hydraulicznej ucinarki do drewna brak było informacji dotyczących bezpiecznego podłączenia, użytkowania i obsługi oraz schematu układu sterowania,
- producent zaliczył ucinarkę do grupy I kategorii M2, a nie przedłożył dokumentacji technicznej umożliwiającej ocenę zgodności w ramach procedury wewnętrznej kontroli produkcji oraz nie przesłał dokumentacji technicznej jednostce notyfikowanej do przechowania.

W ramach działań prowadzonych przez Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego:

- wydano decyzję zakazującą dalszego przekazywania hydraulicznej ucinarki do drewna użytkownikom oraz dalszej sprzedaży wyrobu,
- wszczęto postępowanie w stosunku do producenta ww. ucinarek,
- wydano postanowienie o wycofaniu ww. ucinarek z obrotu i użytku,
- producent wycofał wyrób z obrotu i z użytku.

Kolejnym przykładem jest miernik elektryczny przeznaczony do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem.

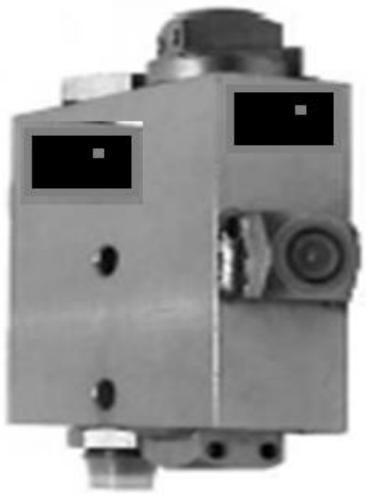
Rys. 2. Przykładowy miernik elektryczny do stosowania w przestrzeniach zagrożonych wybuchem

W czasie kontroli producent nie przedstawił dokumentów potwierdzających pełne wykonanie procedur oceny zgodności (brak drugiego modułu procedury oceny zgodności – zgodność z typem, zapewnienie jakości wyrobu lub weryfikację produkcji jednostkowej) oraz bezpodstawnie umieszczał numer jednostki notyfikowanej za znakiem CE. Deklaracja

zgodności była podpisywana przez osobę nie posiadającą upoważnienia producenta do złożenia podpisu w jego imieniu. Instrukcja obsługi nie zawierała informacji zamieszczonych w oznakowaniu wyrobu oraz wytycznych stosowania wyrobu w przestrzeni zagrożonej wybuchem.

Producent podjął dobrowolne działania w celu usunięcia nieprawidłowości. Wydano decyzję o umorzeniu postępowania administracyjnego.

Innym przykładem wyrobu jest blok zaworowy.



Rys. 3. Przykładowy blok zaworowy

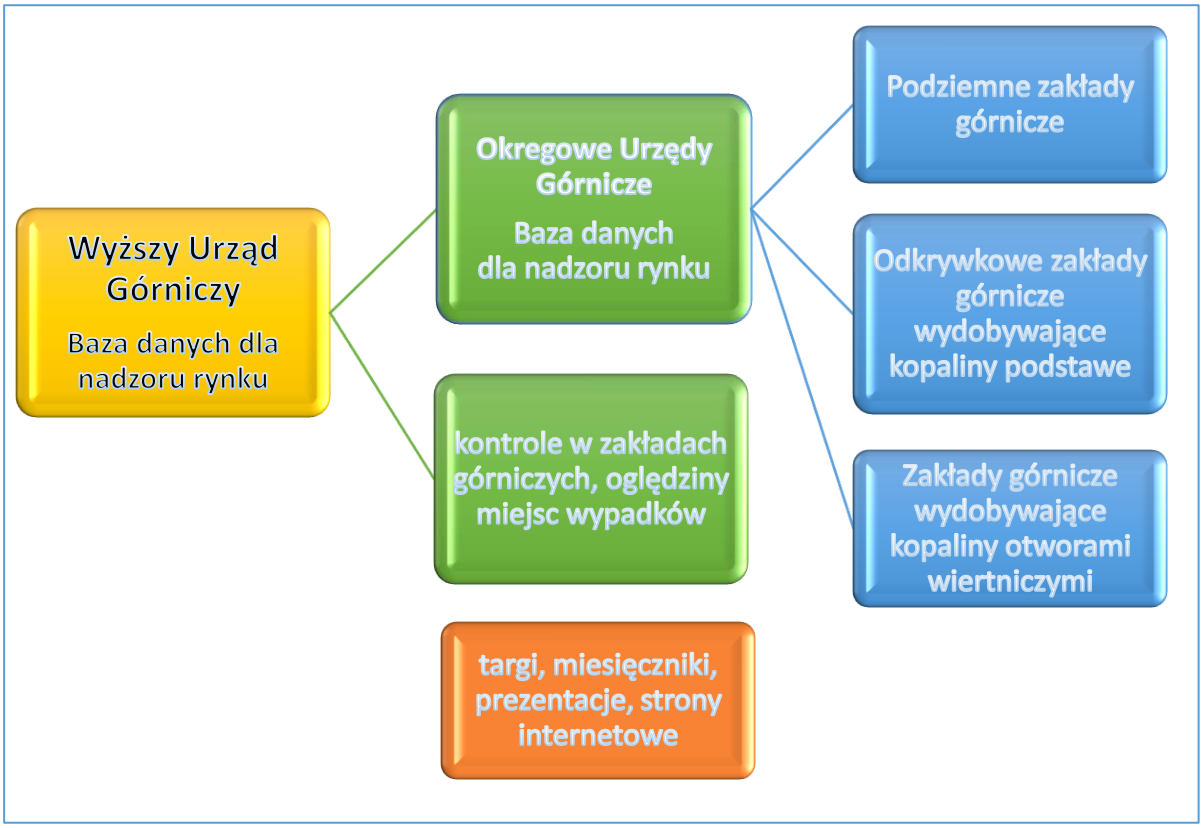
W trakcie kontroli obudowy zmechanizowanej, w której zastosowano do sterowania bloki zaworowe stwierdzono, że zakres stosowania bloków zaworowych ujętych w instrukcji istotnie różni się od zakresu ujętego w dokumentacji techniczno-konstrukcyjnej oraz w certyfikacie zgodności. Klasyfikacja zaworów dokonywana przez producenta była zupełnie różna od klasyfikacji przeprowadzonej przez jednostkę certyfikującą. Producent dobrowolnie podjął działania naprawcze, usunął niezgodności w wyrobach wprowadzonych do obrotu, jak również w nowych układach ciśnieniowych.

Jeszcze innym przykładem wyrobu może być materiał wybuchowy do użytku cywilnego. Producent wprowadził do obrotu materiał wybuchowy o znacznie mniejszej wrażliwości na uderzenia niż przedstawione w danych technicznych wyrobu. Materiał wybuchowy został wycofany z produkcji i z obrotu oraz został wykreślony z rejestru materiałów wybuchowych.

Departament Energomechaniczny jako komórka koordynująca działania kontroli wyrobów w WUG pozyskuje informacje o nowych wyrobach podczas kontroli w zakładach górniczych prowadzonych przez pracowników inspekcyjno-technicznych WUG, poprzez system baz danych o wyrobach w wyniku kontroli pracowników inspekcyjno-technicznych okręgowych urzędów górniczych i Specjalistycznego Urzędu Górniczego oraz na podstawie przesyłanych informacji od przedsiębiorców górniczych. Obowiązek przekazywania informacji przez kierownika ruchu zakładu górniczego o zamiarze stosowania nowych typów maszyn, urządzeń, materiałów oraz wyrobów z tworzyw sztucznych wynika z § 29 ust. 2 rozporządzenia 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, z późn. zm.).

Informacje te są również uzyskiwane podczas posiedzeń grup współpracy administracyjnych pod przewodnictwem Komisji Europejskiej, z miesięczników, stron internetowych, podczas prezentacji wyrobów na targach, jak również z różnego rodzaju baz danych Komisji Europejskiej.



Rys. 4. Schemat pozyskiwania informacji o stosowanych wyrobach

Prezes Wyższego Urzędu Górniczego jako organ wyspecjalizowany, poprzez upoważnionych przedstawicieli, uczestniczy także w pracach grup współpracy administracyjnej ADCO dla dyrektywy maszynowej oraz dla dyrektywy ds. urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem ATEX. Posiedzenia odbywają się pod przewodnictwem jednego z krajów członkowskich oraz przedstawicieli Komisji Europejskiej – Dyrekcji Generalnej ds. Przedsiębiorstw i Przemysłu. W pracach grupy uczestniczą przedstawiciele krajów członkowskich oraz nadzoru rynku. Podstawowymi zadaniami grup współpracy są:

1. egzekwowanie jednakowo wysokiego poziomu wymagań stawianych przez dyrektywy UE,
2. wymiana informacji pomiędzy organami państw członkowskich w zakresie krajowych mechanizmów nadzoru rynku i przyjętych rozwiązań,
3. zapewnienie dobrych praktyk nadzoru rynku w celu wymiany poglądów i rozwiązywania praktycznych problemów pojawiających w trakcie fazy nadzoru [5].

W posiedzenia grup współpracy administracyjnych, poza przedstawicielami państw członkowskich i organów nadzoru runku, uczestniczą przedstawiciele grupy jednostek notyfikowanych, konsultanci CEN i CENELEC oraz przedstawiciele organizacji pozarządowych. W czasie posiedzeń poza aspektami technicznymi omawiane są również:

- wypadki i zdarzenia związane z stosowaniem maszyn i urządzeń,
- decyzje Komisji Europejskiej dotyczące wyrobów niebezpiecznych,
- zmiany w dyrektywach,
- zmiany w przewodnikach do dyrektyw,
- wykazy norm zharmonizowanych z dyrektywami,
- raporty z działalności grupy jednostek notyfikowanych ds. dyrektywy ATEX,
- wykazy wyrobów z pogranicza dyrektywy ATEX, jak również dodawane są wyroby do tej listy.

Pracownicy Departamentu Energomechanicznego WUG uczestniczą w posiedzeniach krajowej grupy wsparcia dla dyrektywy ATEX pod kierownictwem Ministerstwa Gospodarki oraz razem z przedstawicielami Ministerstwa Gospodarki w posiedzeniach komitetu stałego oraz w pracach grupy roboczej ds. dyrektywy ATEX pod przewodnictwem Komisji Europejskiej.

W 2010 r. zostały określone spójne ramy dla wyrobów wprowadzanych do obrotu oraz dla systemu nadzoru rynku poprzez Rozporządzenie Parlamentu Europejskiego i Rady NR 765/2008/WE ustanawiające wymagania w zakresie akredytacji i nadzoru rynku odnoszące się do warunków wprowadzania wyrobów do obrotu oraz poprzez Decyzję Parlamentu Europejskiego i Rady Nr 768/2008/WE w sprawie wspólnych ram dotyczących wprowadzania produktów do obrotu.

Obecnie opublikowany został pakiet 8 nowych dyrektyw dotyczących:

- materiałów wybuchowych do użytku cywilnego – 2014/28/UE,
- prostych zbiorników ciśnieniowych – 2014/29/UE,
- kompatybilności elektromagnetycznej – 2014/30/UE,
- wag nieautomatycznych – 20014/31/UE,
- przyrządów pomiarowych – 2014/32/UE,
- dźwigów – 2014/33/UE,
- urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem – 2014/34/UE,
- niskonapięciowego sprzętu elektrycznego – 2014/35/UE.

Aktualnie trwają prace nad nową ustawą o systemie oceny zgodności oraz transponowaniem nowych dyrektyw. Termin wejścia nowych przepisów to dzień 20 kwietnia 2016 r.

3. Podsumowanie

W ciągu ponad 10 lat działań w ramach systemu nadzoru rynku skontrolowano ponad 2000 wyrobów w przeprowadzonych ok. 1100 kontrolach w zakładach górniczych, siedzibach producentów i dystrybutorów.

Nadzór rynku jest ważnych elementem profilaktyki w zakresie bezpieczeństwa i higieny pracy, zapobiegając wprowadzaniu do użytku niebezpiecznych maszyn i urządzeń w ruchu zakładów górniczych.

Zalety systemu – jednolity nadzór na rynkach UE, swobodny przepływ towarów i likwidacja barier administracyjnych.

Wady systemu – brak obowiązku bezpośredniego państwowego nadzoru nad wprowadzanymi do obrotu maszynami, urządzeniami oraz materiałami wybuchowymi, stwarzającymi szczególne zagrożenie.

Literatura

1. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. – Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. z 2015 r. Nr 196).

2. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych (Dz. U. Nr 99, poz. 1003, z późn. zm).

3. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 2 lipca 2002 r. w sprawie dopuszczania do stosowania w zakładach górniczych maszyn, urządzeń, materiałów oraz środków strzałowych i sprzętu strzałowego (Dz. U. Nr 125, poz. 1064).

4. Ustawa z dnia 30 sierpnia 2002 r. o systemie oceny zgodności (Dz. U. z 2014 r. Nr 1645, z późn. zm.).

5. Strony internetowe Komisji Europejskiej – www.europa.eu

Dobre praktyki – sprawdzony standard bezpieczeństwa

Mirosław Krzystolik - Departament Energomechaniczny WUG

Bogdan Perenc - Departament Energomechaniczny WUG

Adam Kowol - Departament Energomechaniczny WUG

1. Wstęp

W zakładach górniczych na przestrzeni wielu lat zmieniały się technologie, maszyny, urządzenia i instalacje. Zmieniało się również podejście do zagadnień związanych z organizacją pracy, tzw. zarządzaniem bezpieczeństwem pracy oraz sytuacja ekonomiczna i polityczna kształtująca sposób funkcjonowania dużych i małych przedsiębiorców.

Wprowadzane zmiany w technologiach, maszynach i urządzeniach, jak i również w szeroko rozumianych zagadnieniach dot. organizacji pracy bazowały m.in. na „dobrych praktykach" czyli zgromadzonych przez wieloletnią działalność, doświadczeniach w różnych obszarach techniki, organizacji i zarządzania.

Czy dobre praktyki to tylko hasło, czy realna zawartość wielu istniejących elementów mających wpływ zarówno na produkcję, jak i stan bezpieczeństwo pracy i ochronę środowiska naturalnego?

2. Próba definicji dobrej praktyki

Czym jest dobra praktyka? Czy to wyłącznie jest praktyka oparta na długoletniej pracy w zawodzie i wykonywaniu podobnych czynności? Czy dobrą praktyką jest rozpoczynanie i kończenie pracy o określonej godzinie co do jednej sekundy? Czy dobrą praktyką jest oszczędzanie środków ochronnych, takich jak rękawice? Czy też dobrą praktyką jest praca do końca możliwości ponad ludzkie siły i możliwości każdorazowo z udziałem walki z narastającym zmęczeniem?

Na pewno każdy z nas zadaje sobie pytanie czy my w swoim życiu kierujemy się również dobrymi praktykami zarówno w czasie pracy , jak i poza zakładem pracy. Czym są tzw. dobre praktyki?

W wielu miejscach w literaturze fachowej można znaleźć sformułowania „dobra praktyka", „dobra praktyka inżynierska". Zapisy takie pojawiają się również w wielu oficjalnych przewodnikach, które wydawane są w ramach działalności krajowych lub międzynarodowych organizacji z udziałem głosu oficjalnych instytucji państwowych odpowiedzialnych za sferę BHP, ochronę środowiska lub bezpieczeństwa powszechnego. Niejednokrotnie zapisy te mają tak bardzo ogólnikowy charakter i znaczenie, nie odnoszą się do konkretnych rozwiązań i nie wskazują na obszerniejsze publikacje dotyczące rozwiązania problemów danego zagadnienia, powodując tym samym, że przeciętna nawet dobrze obeznana w tematyce osoba

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

nie jest w stanie wyjaśnić, ani sobie , ani tym bardziej innym osobom co oznaczają te zapisy w konkretnych miejscach.

Znaczenie „dobrych praktyk" jest różne w zależności od miejsca przywołania tego sformułowania w danych dokumentach, wytycznych, normach.

Niniejszy rozdział jest próbą odpowiedzi na część zawartych powyżej pytań.

Definicja dobrej praktyki

- ✓ dobra praktyka to przekonanie, że istnieje metoda, technika, proces lub aktywność bardziej efektywna niż opisywana w przepisach lub literaturze, gdy chodzi o osiągnięcie konkretnego rezultatu,
- ✓ to najbardziej efektywna i wydajna droga wykonania zadania, oparta na powtarzalnych procedurach, sprawdzonych w długim odcinku czasu przez wiele osób,
- ✓ dobra praktyka to często proces, łańcuch działań wielu osób, pracowników lub podmiotów uczestniczących w produkcji, montażu, użytkowaniu, naprawie,
- ✓ dobra praktyka to również szereg łączących się w całość czynności podejmowanych przez pracowników w celu osiągnięcia ostatecznego celu związanych z wykorzystaniem wiedzy, umiejętności, zastosowaniu narzędzi, przyrządów lub maszyn.

Przykłady te nie wyczerpują z całą pewnością możliwości podejmowania definiowania pojęcia „dobre praktyki", lecz wykorzystując cztery powyższe podpunkty można założyć, że posiadamy pewną bazę do prowadzenia dalszych rozważań i przełożenia tych nakreślonych wartości na działania wspomagające poprawę bezpieczeństwa i higieny pracowników w zakładach górniczych.

3. Zastosowanie dobrych praktyk w realnej rzeczywistości działalności zakładów górniczych

W ruchu zakładów górniczych występują skomplikowane procesy technologiczne i organizacyjne mające na celu prowadzenie działalności polegającej na wydobyciu określonej kopaliny oraz przygotowaniu jej do sprzedaży. Na procesy te składają się elementy różnych dziedzin i obszarów życia gospodarczego:

- przygotowanie procesu produkcji,
- ocena zagrożeń,
- zapewnienie właściwej obsady kadrowej posiadającej właściwe kwalifikacje i umiejętności na wszystkich szczeblach,
- zapewnienie dostaw materiałów, maszyn, urządzeń, narzędzi, środków ochrony indywidualnej, energii, wody,
- zapewnienie miejsc składowania odpadów powydobywczych, odprowadzania ścieków,
- zarządzanie bezpieczeństwem i higieną pracy,
- zarządzanie ochroną środowiska i gospodarką złożem,
- udział stron trzecich w procesie produkcji, jej przygotowania lub wspomagania (serwisy, firmy obce, rzeczoznawcy, jednostki naukowo – badawcze),
- obsługa finansowa przedsięwzięć, sprawne zarządzanie dostawami.

Wykorzystanie zdefiniowanych dobrych praktyk szczególnie w procesach zarządzania bezpieczeństwem i higieną pracy złoży się na efekt końcowy w postaci poprawy stanu bezpieczeństwa i wtórnego czynnika z tym związanego tzn. poprawy wyników ekonomicznych prowadzonego przedsięwzięcia gospodarczego.

Jak zatem dobre praktyki zastosować w praktyce?

Pierwszym zasadniczym punktem działalności w tym obszarze będzie odnalezienie właściwych przykładów stosowanych w podobnych zakładach przemysłowych. Pracę należy rozpocząć od zidentyfikowania najważniejszych miejsc, elementów, które należy w pierwszej kolejności poprawić lub zmienić w celu poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy. Często dla uniknięcia wzrostu wypadków lekkich, które stanowią największy procentowy udział w statystykach wypadkowych, należy prześledzić proste prace ręczne wykonywane przez pracowników podczas pracy, w których występują skaleczenia, złamania, otarcia, oparzenia. Zdarzenia te jak wskazuje prowadzona przez wiele lat statystyka wypadkowa często w następnym okresie notowane są jako wypadki ciężkie, gdyż brak właściwej reakcji powoduje powszechne stosowanie uproszczonych metod pracy przez większą liczbę pracowników, powodując tym samym eskalację zdarzeń i ich stopień ciężkości.

Obserwacja prac wykonywanych przez doświadczonych pracowników prowadzi do odnalezienia metod do wypracowania wytycznych dla pozostałej części załogi wykonującej podobne czynności.

Drugi punkt tego elementu to odnalezienie, poprzez aktywne poszukiwanie lub modyfikację stosowanych rozwiązań organizacyjno – technicznych w procesach technologicznych i technologiach wykonywania robót w ruchu zakładu górniczego. W tym przypadku duży udział będzie miało zastosowanie nowoczesnych narzędzi, maszyn ręcznych, innych maszyn i urządzeń w usprawnieniu procesu technologicznego powodującego wyeliminowanie bezpośredniego kontaktu pracownika z najbardziej niebezpiecznymi miejscami wykonywania pracy lub umożliwiające znaczne ograniczenie siły fizycznej niezbędnej do wykonania danej czynności, co poprzez poprawę ergonomii pracy ma bezpośredni wpływ na zmęczenie i wypadkowość ogólną. Do grupy tych zagadnień należy również zaliczyć szeroko rozumiany transport i jazdę ludzi do miejsc pracy i drogę powrotną, co w trudnych warunkach środowiskowych ma bezpośredni wpływy nie tylko na wydajność, ale również na poziom bezpieczeństwa. W sferze organizacji pracy należy zadbać o maksymalne właściwe wykorzystanie pracowników do bieżących celów, nie powodując przeciążenia nadmiarem obowiązków pracowników najbardziej obciążonych wykonywaniem zadań tj. tych o najwyższej wiedzy i kwalifikacjach.

Dobre praktyki w tym zakresie to poszukiwanie racjonalizacji wśród pracowników wykonujących czynności i osób dozoru, weryfikacja tych metod i ich rozpowszechnienie.

Punkt trzeci to zastosowanie metod organizacyjno – technicznych z innych dziedzin przemysłu lub przemysłu pokrewnego, wymiana i zdobywanie informacji o nowych maszynach i urządzeniach, współpraca z zapleczem produkującym wyroby dla przemysłu wydobywczego, jak i zapleczem naukowo - badawczym w celu wypracowania lepszych, bezpieczniejszych metod wykonywania czynności lub procesów technologicznych i ich usprawnianie.

Punkt czwarty – istotnym elementem jest uzupełnianie (odświeżanie) wiedzy zdobytej w procesie nauczania, okresowych szkoleń BHP itp. Odizolowanie pracowników od

zewnętrznego świata szeroko rozumianej techniki i skierowanie ich wyłącznie do ściśle określonych skatalogowanych czynności wykonywanych według bieżącego schematu postepowania nie powoduje wzrostu ich aktywności na polu bezpieczeństwa i higieny pracy, poprawy warunków pracy, poprawy wydajności pracy. Pracownicy powinni uczestniczyć w szkoleniach, sympozjach, targach, mieć dostęp do fachowej literatury i bieżących informacji z zakresu ich działalności dla osiągnięcia wspólnego dobra – bytu ekonomicznego i poprawy bezpieczeństwa i higieny pracy. Również udział przedstawicieli świata producentów, dystrybutorów, zakładów wykonujących usługi, świata nauki i techniki w bezpośrednich kontaktach z pracownikami powinien stać się dobrą praktyką prowadzenia działalności górniczej.

A więc podsumowując powyższe rozważania:

- ✓ Dobre praktyki należy zidentyfikować i opisać za pomocą instrukcji, ogólnych wskazówek lub innych środków przekazu (multimedia, animacje itp.).
- ✓ Dobre praktyki należy zweryfikować (zwalidować) w celu potwierdzenia przydatnych cech i eliminacji lub minimalizacji niezidentyfikowanego dotąd ryzyka i niebezpieczeństw.
- ✓ Dobre praktyki należy rozpowszechniać wśród zainteresowanych osób lub podmiotów biorąc pod uwagę jak najszerszy krąg zainteresowania.
- ✓ Dobre praktyki należy wdrażać nie tylko poprzez wpisy w odpowiednie przepisy dot. BHP i nie tylko restrykcyjnymi oddziaływaniami zapisów prawnych ustaw i rozporządzeń (kary i sankcje).
- ✓ Dobre praktyki należy przedstawiać na szkoleniach z zakresu BHP oraz innych szkoleniach specjalistycznych z wybranych zagadnień.

4. Efekty z wprowadzenia dobrych praktyk

4.1. Nowe podejście do zagadnień bezpieczeństwa i higieny pracy oraz tzw. systemów bezpieczeństwa może w istotny sposób wpłynąć na podniesienie bezpieczeństwa i znacząco wpłynąć na właściwe zachowania pracowników w środowisku pracy.

4.2. Podobnie wytworzenie nowych relacji w zagadnieniach bezpieczeństwa i higieny pracy pomiędzy pracownikami, przedsiębiorcami, dostawcami i producentami wyrobów wpłynie dodatnio na ogólny poziom bezpieczeństwa całego łańcucha produkcji kopaliny niezależnie od jej rodzaju.

4.3. Nowe podejście do zagadnień bezpieczeństwa i higieny pracy oraz tzw. systemów bezpieczeństwa może w istotny sposób wpłynąć na podniesienie bezpieczeństwa i znacząco wpłynąć na właściwe zachowania pracowników w środowisku pracy.

4.4. Nowe podejście do zagadnień bezpieczeństwa i higieny pracy oraz tzw. systemów bezpieczeństwa może w istotny sposób wpłynąć na podniesienie bezpieczeństwa i znacząco wpłynąć na właściwe zachowania pracowników w środowisku pracy.

4.5. Nowe podejście do zagadnień bezpieczeństwa i higieny pracy oraz tzw. systemów bezpieczeństwa może w istotny sposób wpłynąć na podniesienie bezpieczeństwa i znacząco wpłynąć na właściwe zachowania pracowników w środowisku pracy.

4.6. Nowe podejście do zagadnień bezpieczeństwa i higieny pracy oraz tzw. systemów bezpieczeństwa może w istotny sposób wpłynąć na podniesienie bezpieczeństwa i znacząco wpłynąć na właściwe zachowania pracowników w środowisku pracy.

4.7. Nowe podejście do zagadnień bezpieczeństwa i higieny pracy oraz tzw. systemów bezpieczeństwa może w istotny sposób wpłynąć na podniesienie bezpieczeństwa i znacząco wpłynąć na właściwe zachowania pracowników w środowisku pracy.

5. Czy dobre praktyki mogą zadziałać w rzeczywistości?

Dobre praktyki mogą zapobiegać niewłaściwym (ale naturalnym) ludzkim zachowaniom. Właściwe przedstawienie dobrych praktyk, ich propagowanie wśród górniczych załóg skutecznie wspomaga przeciwdziałanie popełnianiu prostych ludzkich błędów (tablice i długie instrukcje nie są szybko przyswajalne). Należy założyć, że żaden z pracowników nie jest samobójcą lub mordercą i nie zmierza do unicestwienia siebie i kolegów w pracy. Wypadki z udziałem czynnika ludzkiego (błąd człowieka lub grupy ludzi) m.in. wynikają z niewłaściwej formy dostarczenia informacji i wypracowania właściwych nawyków. Działania w tym obszarze powinny być systematyczne i przemyślane. Same apele i nawoływania do zachowania bezpieczeństwa bez podania sposobów rozwiązania trudnych i typowych sytuacji nie wystarczą. Żaden przedsiębiorca prowadzący działalność górniczą nie zakłada poniesienia strat w ludziach dla dokonania określonej działalności. Żaden przedsiębiorca nie prowadzi wojny z siłami natury i ludzką bezsilnością lub niewiedzą. Dlatego osoby zarządzające przedsiębiorstwami na różnych szczeblach i o różnych specjalnościach także powinny aktywnie uczestniczyć w poszukiwaniu i propagowaniu dobrych praktyk.

To dobre praktyki m.in. tworzą konkurencyjny system wobec zachowań niebezpiecznych i ryzykownych.

Dobre praktyki w dziedzinie stosowania materiałów, maszyn, urządzeń i instalacji należy rozwijać i ciągle zmieniać, ulepszać – nie ma rozwiązań doskonałych, co dotyczy również sposobu wykonywania robót, technologii, systemów eksploatacji.

Nie zawsze od razu należy rezygnować ze starych sprawdzonych rozwiązań na rzecz zupełnie odmiennych. Ten proces wymaga oceny, bieżącego monitorowania i specjalnej troski – troski wszystkich zatrudnionych w ruchu zakładów górniczych bez względu na zajmowane stanowisko, profesję i kwalifikacje.

6. Przykłady formułowania dobrych praktyk

Ze względu na funkcjonujące w różnych krajach ustawodawstwo regulujące zagadnienia dotyczące bezpieczeństwa i higieny pracy w zakładach górniczych określenie „dobrych praktyk" często stanowi zawartość dokumentów zwanych przewodnikami, które opisują konkretne zagadnienia procesów technologicznych lub bezpieczeństwa i higieny pracy. Odpowiednie punkty przewodników dla różnych zagadnień opracowywane są przez zespoły, w których pracach biorą udział przedstawiciele zakładów górniczych, przedsiębiorców, organów nadzoru górniczego, jednostek naukowo – badawczych, rzeczoznawców, strony społecznej, społeczności lokalnej.

Przewodniki te zwane czasami wytycznymi mają charakter miękkiego prawa obowiązującego, podobnie jak normy techniczne i wydawane są oraz publikowane przez właściwe władze na podstawie aktów wykonawczych regulujących zagadnienia bezpieczeństwa i higieny pracy.

Do krajów takich można zaliczyć kraje anglosaskie: Wielka Brytania, Irlandia, USA, Kanada, Australia, RPA i inne, które wdrożyły podobny w tym zakresie system prawny.

Również Unia Europejska w zakresie wprowadzania wyrobów do obrotu i użytkowania oraz określania podstawowych wymagań w zakresie bezpieczeństwa i higieny pracy publikuje tzw. przewodniki nie będące aktami prawnymi tylko wytycznymi w zakresie postępowania w określonych przypadkach. Są one publikowane przez Komisję Europejską i mają charakter wiążący (opinia rzeczoznawcy) dla postępowań prowadzonych przed sądami lub w przypadku notyfikacji decyzji organów nadzoru rynku dla wyrobów objętych wymaganiami zasadniczymi.

Najlepszymi przykładami ściśle powiązanymi z techniką górniczą są przewodniki do dyrektyw 94/9/WE (ATEX) i 2006/42/WE (MD) oraz dyrektywy 99/92/WE dotyczące maszyn i urządzeń stosowanych w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, maszyn w całej rozciągłości tematu oraz pracy w warunkach, w których występuje atmosfera wybuchowa. Przewodniki opracowywane są przez szerokie gremium złożone z przedstawicieli wszystkich państw członkowskich, Komisji Europejskiej i organizacji normalizacyjnych.

7. Podsumowanie i wnioski

Nowoczesna gospodarka wykorzystuje całokształt zdobyczy wiedzy z dziejów działalności człowieka. Dobre praktyki, w tym w szczególności dobre praktyki inżynierskie stanowią w wielu dziedzinach poważny element rozwoju, ustanawiania standardów i metod postępowania, standardów bezpieczeństwa i są źródłem zapisów norm technicznych, przepisów i zasad postepowania.

Szeroka popularyzacja dobrych praktyk stanowi o harmonijnym rozwoju gospodarki, wielu gałęzi nauki i techniki w harmonii z zasadami bezpieczeństwa. Budowany w ten sposób byt gospodarczo społeczny charakteryzuje się stabilnym rozwojem, poczuciem bezpieczeństwa wśród społeczeństwa i pracowników, wzrostem gospodarczym odpornym na działanie wielu zewnętrznych czynników zakłócających.

Dobre praktyki to stabilność i wspólne zadowolenie z osiąganych celów, które niejednokrotnie są sprzeczne z założenia.

Literatura

1. Kodeks praktyk zachowania bezpieczeństwa i zdrowia w podziemnych zakładach górnictwa węglowego. MIĘDZYNARODOWA ORGANIZACJA PRACY 2006 r.
2. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Wydawnictwo WUG (2014 -2015 r.)
3. Amerykańska Agencja Bezpieczeństwa i Zdrowia w Górnictwie (MSHA) Karty Dobrych Praktyk.
4. Przewodnik do Dyrektywy 94/9/WE – Komisja Europejska.
5. Przewodnik do Dyrektywy 2006/42/WE – Komisja Europejska.
6. Wydawnictwo dot. BHP w górnictwie – RAG Mining Solutions.

Metan coraz bardziej groźny

Andrzej Respondek – Wyższy Urząd Górniczy
Dariusz Wójcik – Wyższy Urząd Górniczy

1. Wstęp

Występowanie metanu w kopalniach stanowi jedno z największych zagrożeń naturalnych. Zdobyte doświadczenia często okupione ludzkimi tragediami, w połączeniu z rozwojem techniki i technologii pozwalają na względnie bezpieczną eksploatację węgla w obecności występowania tego zagrożenia. Stało się to możliwe dzięki współpracy naukowców, zaplecza techniczno-konstrukcyjnego i organów nadzoru górniczego oraz stosowaniu na szeroką skale systemów gazometrycznych współpracujących z układami wyłączeń energii elektrycznej w rejonach zagrożonych.

Pierwsze rozwiązania tzw. metanometrii automatycznej pojawiły się w polskich kopalniach w połowie lat sześćdziesiątych XX wieku. Zarządzenie Ministra Górnictwa i Energetyki z 14.03.1967 r. dopuściło wprowadzenie na szeroką skalę do kopalń metanowych urządzeń elektrycznych w wyrobiskach dołowych pod warunkiem stosowania w ww. wyrobiskach przewietrzanych obiegowych prądem powietrza, lokalnych automatycznych zabezpieczeń metanometrycznych opartych na metanomierzach wyłączająco-rejestrujących.

2. Kształtowanie się zagrożenia metanowego w kopalniach węgla kamiennego

W roku 2014 eksploatację pokładów węgla prowadzono w 30 kopalniach, z których 29 znajduje się w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym, a jedna, Lubelski Węgiel „Bogdanka” S.A., w Lubelskim Zagłębiu Węglowym.

W sześciu kopalniach prowadzono eksploatację pokładów niemetanowych, tj. w:

- ZG „Sobieski”,
- ZG „Janina”,
- KWK „Ziemowit”,
- KWK „Piast”,
- KWK „Piekary”, przy czym w kopalni występuje I kategoria zagrożenia metanowego (KZM),
- ZG „Siltech” Sp. z o.o.

W trzech zakładach górniczych, prowadzących roboty w pokładach zaliczonych do I KZM, tj.:

- LW „Bogdanka” S.A.,
- KWK „Kazimierz-Juliusz” Sp. z o.o.,
- ZG „EKO-PLUS” Sp. z o.o.,

nie stwierdzono metanu w wylotowych prądach powietrza.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W 21 kopalniach stwierdzono i rejestrowano wydzielanie metanu do powietrza wentylacyjnego, w tym w 15 z nich w pokładach o najwyższej, IV KZM, tj. w takich, w których stwierdzono występowanie metanu pochodzenia naturalnego w ilości powyżej 8 m^3/Mg_{csw} lub wystąpił nagły wypływ metanu albo wyrzut metanu i skał.

Zestawienie liczby kopalń prowadzących roboty górnicze w pokładach niemetanowych i zaliczonych do poszczególnych kategorii zagrożenia metanowego (najwyższych dla danego zakładu), z podziałem na spółki węglowe, przedstawiono w tabeli 1.

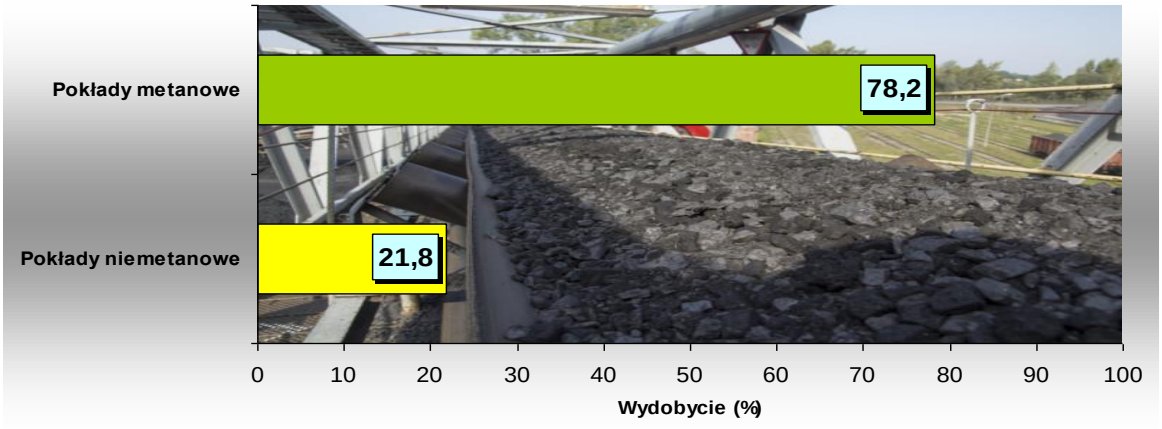
Tabela 1

Lp.	Spółki węglowe	Liczba zakładów górniczych					
		Niemet.	I kat.	II kat.	III kat.	IV kat.	SUMA
1.	KW S.A.	2	2	1	4	5	14
2.	KHW S.A.	0	0	0	0	4	4
3.	JSW S.A.	0	0	0	0	5	5
4.	TAURON Wydobycie S.A.	2	0	0	0	0	2
5.	LW S.A.	0	1	0	0	0	1
6.	KOP. SAMODZ.	1	2	0	0	1	4
SUMA		5	5	1	4	15	30
			25				

Wydobycie węgla kamiennego w roku 2014 wyniosło ok. 72,5 mln ton.

Wydobycie roczne z pokładów metanowych - 56,7 mln ton, co stanowi 78,2% wydobycia;

Wydobycie roczne z pokładów niemetanowych - 15,8 mln ton, co stanowi 21,8% wydobycia.

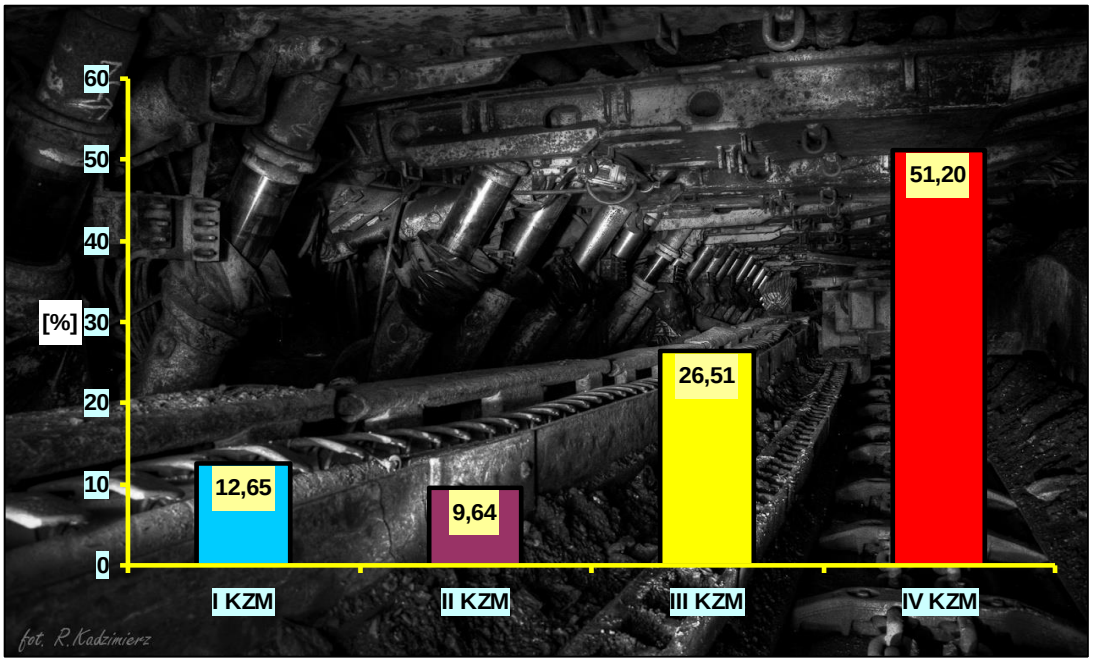


Rys. 1. Procentowy udział wydobycia węgla kamiennego w 2014 r. w pokładach metanowych i niemetanowych

W latach: 2012 i 2013 procentowy udział wydobycia węgla z pokładów metanowych wynosił odpowiednio: 74,9 i 78,5%.

W roku 2014 w kopalniach węgla kamiennego eksploatację prowadzono 200 ścianami, z czego 34 ściany (17,00%) eksploatowano w pokładach niemetanowych, natomiast 166 ścian (83,00%) w pokładach metanowych. Eksploatacja w pokładach metanowych z podziałem na poszczególne kategorie przedstawia się następująco:

- I KZM - 21 ścian, co stanowi 10,50% wszystkich ścian - (12,65% ścian metanowych),
- II KZM - 16 ścian, co stanowi 8,00% wszystkich ścian - (9,64% ścian metanowych),
- III KZM - 44 ściany, co stanowi 22,00% wszystkich ścian - (26,51% ścian metanowych),
- IV KZM- 85 ścian, co stanowi 42,50% wszystkich ścian - (51,20% ścian metanowych).



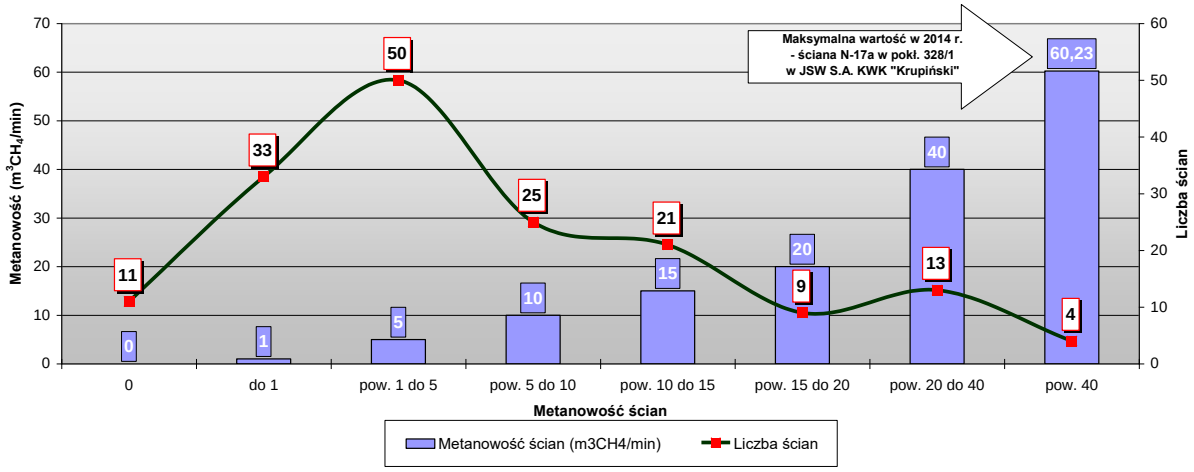
Rys. 2. Liczba ścian prowadzonych w poszczególnych KZM
(udział procentowy w grupie ścian metanowych)

W roku 2014 rzeczywista metanowość bezwzględna ścian kształtowała się następująco:

- w 44 ścianach – od 0 do 1 m^3CH_4/min
  (w tym w 11 ścianach metanowość wynosiła 0 m^3CH_4/min),
- w 50 ścianach – pow. 1 do 5 m^3CH_4/min,
- w 25 ścianach – pow. 5 do 10 m^3CH_4/min,
- w 21 ścianach – pow. 10 do 15 m^3CH_4/min,
- w 9 ścianach – pow. 15 do 20 m^3CH_4/min,
- w 13 ścianach – pow. 20 do 40 m^3CH_4/min,
- w 4 ścianach – pow. 40 m^3CH_4/min.

Ww. dane zobrazowano na rysunku 3.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys. 3. Liczba ścian w określonych przedziałach metanowości

Dominującym systemem przewietrzania ścian w kopalniach węgla kamiennego jest system na „U", z doprowadzeniem i odprowadzeniem powietrza wzdłuż calizny węglowej.

Spośród 166 ścian prowadzących eksploatację w pokładach metanowych, aż w 131 zastosowano system przewietrzania na „U" (78,9%). W 27 ścianach zastosowano system na „Y" (16,3%), a w 8 ścianach wykorzystano inne metody wentylacji, np. „Z", „H" (4,8%).

Najwyższe, średnie wartości rzeczywistej metanowości bezwzględnej, stwierdzono w ścianach:

- N-17aw pokładzie 328/1 w KWK „Krupiński" - 60,23 m^3CH_4/min,
- Cz-1aw pokładzie 364/2 w KWK „Budryk" - 55,80 m^3CH_4/min,
- 7 w pokładzie 409 w KWK „Wujek" Ruch „Śląsk" - 48,08 m^3CH_4/min,
- 2b-S w pokładzie 510/III w KWK „Murcki-Staszic" Ruch „Staszic" - 43,79 m^3CH_4/min.

W 19 ścianach prowadzono eksploatację w warunkach występowania zagrożeń skojarzonych, w pokładach zaliczonych do:

- III stopnia zagrożenia tąpaniami,
- IV kategorii zagrożenia metanowego,
- klasy B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

W 2014 r. z górotworu objętego wpływami eksploatacji wydzieliło się 891,20 mln m^3 metanu. Oznacza to, że średnio w ciągu minuty wydzielało się 1695,59 m^3CH_4. W porównaniu z rokiem 2013 zanotowano wzrost łącznej sumarycznej wartości metanowości bezwzględnej kopalń węgla kamiennego o 43,41 mln m^3CH_4.

Do kopalń o najwyższej metanowości bezwzględnej w roku 2014 należały:

- KWK „Pniówek" - 122,93 mln m^3CH_4,
- KWK „Brzeszcze" - 94,88 mln m^3CH_4,
- KWK „Budryk" - 69,93 mln m^3CH_4.

Największy przyrost metanowości bezwzględnej w stosunku do roku 2013 miał miejsce w kopalniach:

- KWK „Wujek” - o 25,00 mln m^3CH_4,
- KWK „Silesia” - o 14,40 mln m^3CH_4,
- KWK „Mysłowice-Wesoła” - o 13,22 mln m^3CH4.

Największy spadek metanowości bezwzględnej w stosunku do roku 2013 zanotowano w kopalniach:

- KWK „Krupiński” - o 12,26 mln m^3CH_4,
- KWK „Knurów-Szczygłowice” - o 9,84 mln m^3CH_4,
- KWK „Rydułtowy-Anna” - o 5,58 mln m^3CH_4.

W roku 1993 eksploatację prowadzono w 70 kopalniach węgla kamiennego, w roku 2014 r. tylko w 30 zakładach górniczych. Wydobycie węgla kamiennego spadło ze 130,0 mln ton w 1993 r. do poziomu 72,5 mln ton w 2014 r. Od roku 2008 ilość wydzielonego metanu w przeliczeniu na tonę wydobytego węgla (metanowość względna) kształtuje się w granicach od 10,5 do 12,3 m^3CH_4/tonę (tabela 2 i rysunek 4).

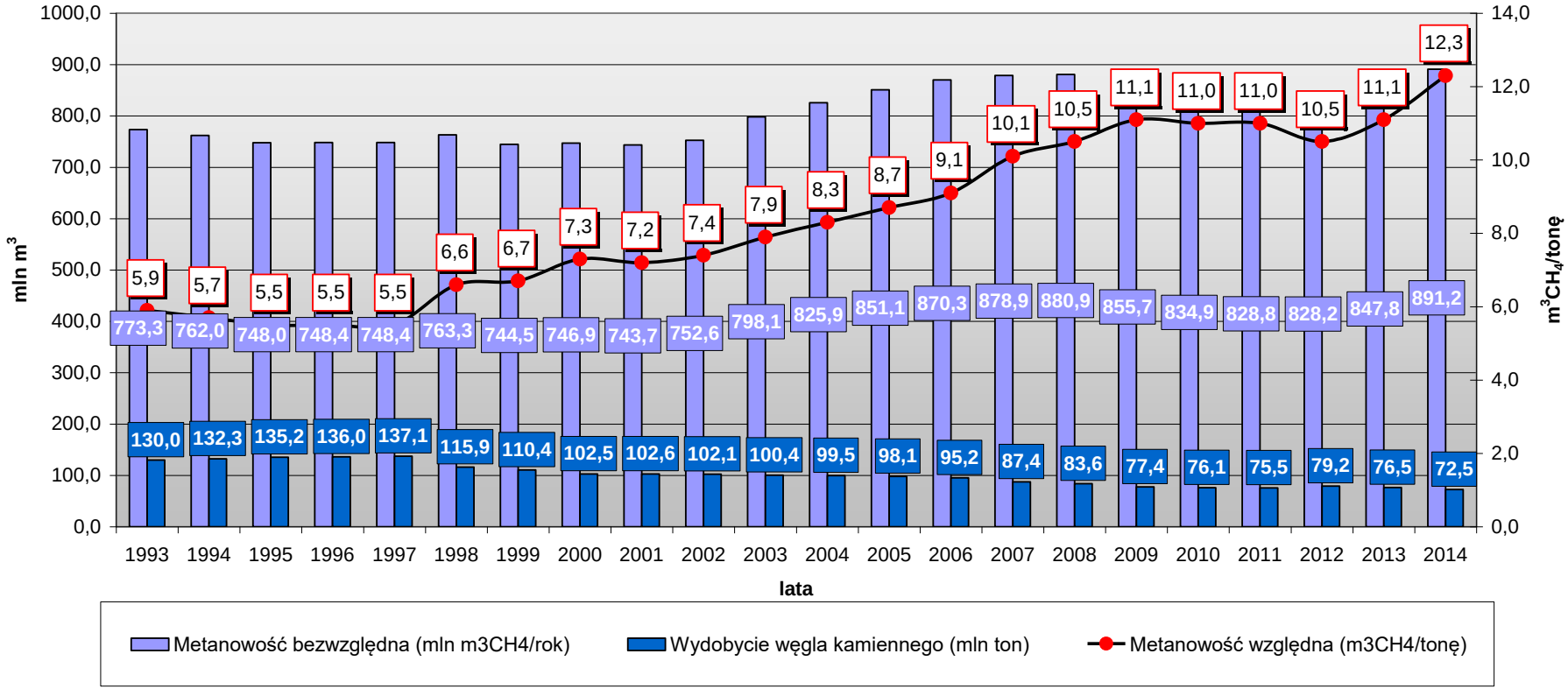
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Tabela 2

Wyszczególnienie	Rok																					
	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014
Metanowość bezwzględna (mln m^3/rok)	773,3	762,0	748,0	748,4	748,4	763,3	744,5	746,9	743,7	752,6	798,1	825,9	851,1	870,3	878,9	880,9	855,7	834,9	828,8	828,2	847,8	891,2
Wydobycie węgla kamiennego (mln ton)	130,0	132,3	135,2	136,0	137,1	115,9	110,4	102,5	102,6	102,1	100,4	99,5	98,1	95,4	87,4	83,6	77,4	76,1	75,5	79,2	76,5	72,5
Liczba kopalń węgla kamiennego	70	68	67	64	61	57	47	42	42	42	41	39	33	33	31	31	31	32	31	31	30	30
Ilość metanu na tonę wydobycia (m^3/tonę)	5,9	5,7	5,5	5,5	5,5	6,6	6,7	7,3	7,2	7,4	7,9	8,3	8,7	9,1	10,1	10,5	11,1	11,0	11,0	10,5	11,1	12,3

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

ISBN 978-83-60708-90-3



Rys. 4. Kształtowanie się metanowości bezwzględnej, względnej oraz wydobycia w latach 1993-2014

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3. Wypadki zaistniałe na skutek zagrożenia metanowego w kopalniach węgla kamiennego

3.1. Wypadkowość

Dla lepszego zobrazowania tendencji, zdarzenia związane z zagrożeniem metanowym i wypadkowość z tego tytułu, przedstawiono w obszarze czasowym obejmującym lata 1990-2014. W tym okresie zaistniało 46 zdarzeń zapalenia i wybuchu metanu, które miały miejsce w:

- ścianie lub chodniku przyścianowym - 26 zdarzeń,
- drążonym wyrobisku korytarzowym - 10 zdarzeń,
- wyrobisku korytarzowym - 6 zdarzeń,
- szybie, szybiku - 2 zdarzenia,
- ścianie w zbrojeniu - 1 zdarzenie,
- ścianie w likwidacji - 1 zdarzenie.

Najczęściej występującymi przyczynami zapłonu metanu były:

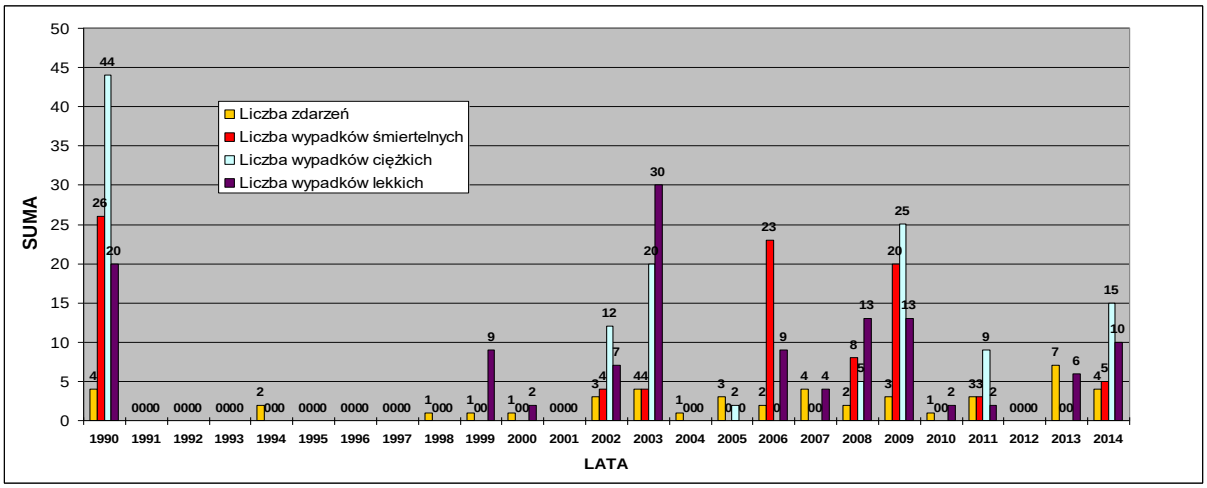
- iskry powstałe w wyniku urabiania kombajnem zwięzłych skał - 18 zdarzeń,
- ogniska pożaru endogenicznego - 6 zdarzeń,
- nieprawidłowo wykonywane roboty strzałowe (używanie niewłaściwego sprzętu strzałowego i materiałów wybuchowych, bądź nieprawidłowe odpalanie ładunków) - 5 zdarzeń.

Pozostałe przyczyny to między innymi: nieprawidłowe wykonywanie prac spawalniczych, iskry wytworzone w czasie uderzenia brył skalnych podczas zawału skał stropowych, używanie niedozwolonych środków zapalczych (palenie tytoniu) oraz iskrzenie trakcji elektrycznej.

Należy zaznaczyć, że w kilku przypadkach Komisje badające przyczyny i okoliczności zdarzeń wskazywały, jako czynniki sprzyjające nagromadzeniom metanu, m.in. niekorzystny układ przewietrzania (na. „U"), zakłócenia przepływu powietrza (krótkie spięcia) lub niedotrzymanie warunków przewietrzania

Zdarzenia i wypadki związane z zagrożeniem metanowym charakteryzują się dużą nieregularnością występowania. Po roku 1990, w którym zaistniały trzy tragiczne w skutkach zapalenia i wybuchy metanu, do roku 2001 nie stwierdzono zdarzeń skutkujących wypadkami śmiertelnymi.

Kształtowanie się wypadkowości związanej z zagrożeniem metanowym w latach 1990-2014 przedstawiono na rysunku 5 i w tabeli 3.

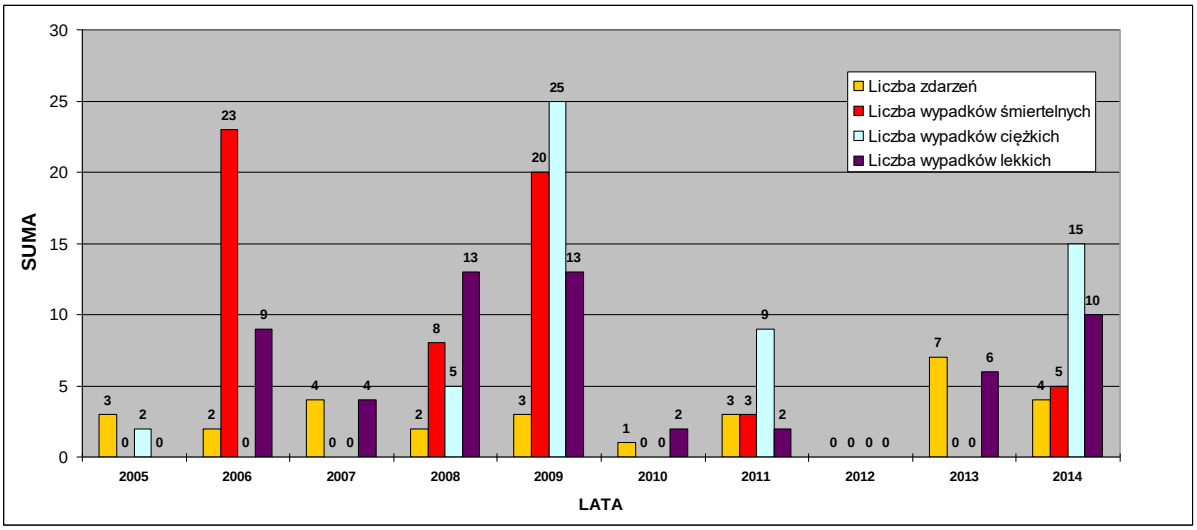


Rys. 5. Kształtowanie się wypadkowości związanej z zagrożeniem metanowym w latach 1990-2014

Tabela 3

Rok	Liczba zdarzeń	Wypadki			
		śmiertelne	**ciężkie**	**lekkie**	**Razem**
1990	**4**	**26**	**44**	**20**	**90**
1991	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**
1992	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**
1993	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**
1994	**2**	**0**	**0**	**0**	**0**
1995	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**
1996	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**
1997	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**
1998	**1**	**0**	**0**	**0**	**0**
1999	**1**	**0**	**0**	**9**	**9**
2000	**1**	**0**	**0**	**2**	**2**
2001	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**
2002	**3**	**4**	**12**	**7**	**23**
2003	**4**	**4**	**20**	**30**	**54**
2004	**1**	**0**	**0**	**0**	**0**
2005	**3**	**0**	**2**	**0**	**2**
2006	**2**	**23**	**0**	**9**	**32**
2007	**4**	**0**	**0**	**4**	**4**
2008	**2**	**8**	**5**	**13**	**26**
2009	**3**	**20**	**25**	**13**	**58**
2010	**1**	**0**	**0**	**2**	**2**
2011	**3**	**3**	**9**	**2**	**14**
2012	**0**	**0**	**0**	**0**	**0**
2013	**7**	**0**	**0**	**6**	**6**
2014	**4**	**5**	**15**	**10**	**30**
Ogółem	**46**	**93**	**132**	**127**	**352**

W ostatnim dziesięcioleciu zaistniało 29 zdarzeń związanych z występowaniem zagrożenia metanowego, w wyniku których 59 górników zginęło, 56 doznało ciężkich, a 59 lekkich obrażeń ciała. Łącznie poszkodowanych w tym okresie było 174 górników (rys. 6 i tab. 4).



Rys. 6. Kształtowanie się wypadkowości związanej z zagrożeniem metanowym w latach 2005-2014

Tabela 4

Rok	Liczba zdarzeń	Wypadki			
		śmiertelne	ciężkie	lekkie	Razem
2005	3	0	2	0	2
2006	2	23	0	9	32
2007	4	0	0	4	4
2008	2	8	5	13	26
2009	3	20	25	13	58
2010	1	0	0	2	2
2011	3	3	9	2	14
2012	0	0	0	0	0
2013	7	0	0	6	6
2014	4	5	15	10	30
Ogółem	**29**	**59**	**56**	**59**	**174**

W 2013 r. w kopalniach węgla kamiennego zaistniało siedem zdarzeń zapalenia metanu w wyrobiskach górniczych, w wyniku których sześciu pracowników doznało różnego stopnia oparzeń ciała. Zdarzenia te miały miejsce w następujących zakładach:

1. KHW S.A. KWK „Murcki-Staszic” Ruch „Staszic” - w dniu 28.01.2013 r. zapalenie metanu w ścianie 2b-S w pokł. 510.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Podczas urabiania kombajnem, w wyniku kontaktu noży z piaskowcem zalegającym w stropie ściany, wystąpiło iskrzenie, które spowodowało zapalenie metanu. Kombajnista ugasił płomień metanu przy użyciu gaśnicy proszkowej.
3. KHW S.A. KWK „Murcki-Staszic" Ruch „Staszic" - w dniu 06.02.2013 r. - wystąpienie otwartego ognia w przestrzeni między kombajnem a górną trasą przenośnika ścianowego w ścianie 2b-S w pokł. 510.
4. Podczas prowadzonego wydobycia doszło do pojawienia się otwartego ognia w przestrzeni między kombajnem a górną trasą przenośnika ścianowego. Przodowy ściany i kombajniści ugasili ogień przy użyciu gaśnic proszkowych. Przyczyną zapalenia metanu desorbującego z urobku na przenośniku ścianowym było działanie wysokiej temperatury, powstałej na powierzchni bryły piaskowca, zaklinowanej pod kombajnem, o którą ocierały będące w ruchu elementy przenośnika ścianowego.
5. KW S.A. Oddział KWK „Rydułtowy-Anna" - w dniu 25.02.2013 r. zapalenie metanu w drążonym chodniku ścianowym E1 w pokł. $713/_{1\text{-}2}$.
6. W trakcie urabiania kombajnem typu AM 50z skał stropowych o dużej skłonności do iskrzenia, doszło do zapalenia metanu w szczelinach pokładu węgla. Kombajnista, przy użyciu gaśnicy proszkowej ugasił palący się metan.
7. KW S.A. Oddział KWK „Knurów-Szczygłowice" Ruch „Szczygłowice" - w dniu 25.03.2013 r. zapalenie metanu w drążonym chodniku drenażowym 12a w pokł. 404/4.
8. Podczas urabiania kombajnem typu R-130 skał stropowych, w tym łupków ilastych zmiennie zapiaszczonych, doszło do zapalenia metanu. Palący się metan został ugaszony przez kombajnistę przy użyciu trzech gaśnic proszkowych.
9. KW S.A. Oddział „Sośnica-Makoszowy" Ruch „Sośnica" - w dniu 19.11.2013 r. zapalenie metanu w rejonie tamy izolacyjnej murowej nr TI-349, w przekopie C-9 D-9 na poziomie 950 m.
10. W czasie prowadzenia prac dwaj pracownicy udali się do chodnika podstawowego w pokładzie 409/1, w którym występowało nagromadzenie metanu wypływającego zza tamy izolacyjnej. Z niewyjaśnionych przyczyn nastąpiło zapalenie metanu, wskutek czego **obydwaj pracownicy doznali poparzeń I i II stopnia**.
11. KW S.A. Oddział „Sośnica-Makoszowy" Ruch „Sośnica" - w dniu 13.12.2013 r. zapalenie metanu w rejonie skrzyżowania ściany i101 z chodnikiem nadścianowym i101 w pokł. 408/1.
12. Podczas rabowania obudowy w chodniku nadścianowym i101, nastąpiło zapalenie się metanu, w wyniku którego trzej górnicy i sztygar zmianowy oddziału górniczego, znajdujący się w rejonie skrzyżowania chodnika nadścianowego i101 ze ścianą i101, doznali poparzeń.
13. JSW S.A. KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie" Ruch „Zofiówka" - w dniu 20.12.2013 r. zapalenie metanu w drążonym chodniku nadścianowym D-4 w pokł. 410. Około godziny 17^{50}, w trakcie urabiania kombajnem typu R-130 skał stropowych, o dużej skłonności do iskrzenia, od strony ociosu wschodniego, doszło do zapalenia metanu w szczelinach pokładu węgla. Sztygar zmianowy wraz z przodowym i górnikiem

kombajnistą w ciągu około 2 minut ugasili płomień palącego się metanu, używając czterech gaśnic proszkowych (dwie 12 kg i dwie 6 kg).

W 2014 r. w kopalniach węgla kamiennego zaistniały cztery zdarzenia zapalenia metanu w wyrobiskach górniczych. Zdarzenia te miały miejsce w następujących zakładach:

1. **KW S.A. Oddział KWK „Bielszowice”** - w dniu 21.01.2014 r. ok. godz. 16^{20} zapalenie metanu w drążonym chodniku badawczym 1z w pokł. 407/3.
   W przodku chodnika badawczego 1z, na poziomie 840 m, w pokładzie 407/3, w trakcie urabiania kombajnem nastąpiło zapalenie metanu wypływającego ze szczeliny pomiędzy warstwą łupka ilastego a warstwą łupka piaszczystego nad pokładem węgla. Płomienie ugaszono gaśnicą proszkową. Z zagrożonego rejonu wycofano 13 pracowników, nikt nie doznał obrażeń.
   Przyczyną zapalenia metanu w przodku było iskrzenie spowodowane urabianiem organem kombajnu chodnikowego łupków piaszczystych o średniej i dużej skłonności do iskrzenia zapalającego metan.
2. **JSW S.A. KWK „Budryk”** - w dniu 31.05.2014 r. ok. godz. 3^{50} zapalenie metanu w drążonym chodniku B-1 w pokł. 401.
   Podczas urabiania kombajnem skał stropowych w chodniku B-1 w pokł. 401 na poz. 900 m, w tym piaskowca średnio i gruboziarnistego o dużej skłonności do iskrzenia, doszło do zapalenia metanu. Palący się metan ugasił kombajnista, przy użyciu jednej gaśnicy proszkowej. W związku z tym zdarzeniem żaden z zatrudnionych w przodku pracowników nie zgłosił wypadku. Prawdopodobną przyczyną zapalenia metanu było iskrzenie spowodowane mechanicznym urabianiem, zalegającego nad pokładem, piaskowca średnio i gruboziarnistego o dużej skłonności do iskrzenia.
3. **KW S.A. Oddział KWK „Chwałowice”** - w dniu 19.07.2014 r. ok. godz. 8^{00} zapalenie metanu w chodniku wentylacyjnym 3/III w rejonie skrzyżowania ze ścianą S/z III-IIIz w pokł. 405/1 część IIIz.
   Prawdopodobną przyczyną pożaru było szczelinowe zapalenie metanu, w czasie wykonywania robót strzałowych.
4. **KHW S.A. KWK „Mysłowice-Wesoła”** - w dniu 06.10.2014 r. ok. godz. 20^{57} zapalenie metanu w ścianie 560 w pokł. 510 III w-wa.
   W dniu 06.10.2014 r. na zmianie popołudniowej w ścianie prowadzono wydobycie. Około godziny 20^{05} zatrzymano kombajn i przystąpiono do prac zabezpieczających. Około godziny 20^{57} nastąpiło zapalenie metanu. Zaobserwowano gwałtowny wzrost stężeń metanu, rejestrowanych przez czujniki metanometrii automatycznej. Rozpoczęto prowadzenie akcji ratowniczej. Z rejonu ściany 560 ewakuowano 37 pracowników. **Łącznie wypadkom uległo 30 pracowników, w tym: 5 wypadkom śmiertelnym, 15 ciężkim i 10 lekkim**. Akcję ratowniczą w związku z zaistniałym pożarem, w następstwie zapalenia metanu, zakończono w dniu 3.11.2014 r. o godz. 20^{47}.
   Prezes Wyższego Urzędu Górniczego powołał Komisję dla zbadania przyczyn i okoliczności tego zdarzenia. Prace Komisji trwają.

Zapalenia metanu zaistniałe w kopalniach węgla kamiennego w minionym okresie, wskazują na potrzebę kontynuowania działań środowisk górniczych w obszarach prognozowania i zwalczania zagrożenia metanowego, w warunkach jego dużej koncentracji podczas prowadzenia robót górniczych. Tym samym kwestia poprawy bezpieczeństwa w tym zakresie jest nadal tematem otwartym, zarówno na płaszczyźnie regulacji prawnych,

w obszarze naukowo-badawczym, jak i w działalności samych przedsiębiorców. Szczególną wagę należy poświęcić zdarzeniom zapalenia metanu w wyniku iskrzenia podczas urabiania kombajnem zwięzłych skał. W latach 1990-2014 zaistniało 18 takich zdarzeń, na ogólną liczbę 46 zapaleń metanu. W minionych dwóch latach miało miejsce 11 zapaleń metanu, w tym 6 spowodowało iskrzenie podczas urabiania kombajnem zwięzłych skał.

W bieżącym roku do końca sierpnia zaistniały dwa zdarzenia zapalenia metanu, obydwa podczas rabowania stropu w ścianie.

4. Profilaktyka zagrożenia metanowego

Występujące w kopalniach zagrożenia górnicze są zjawiskami realnie wpływającymi na bezpieczeństwo pracy i efektywność funkcjonowania zakładów górniczych.

Cechą charakterystyczną zagrożeń jest towarzyszący im czynnik przypadkowości i niepewności. Z drugiej strony obowiązujący system prawa i przepisów niższej rangi, wymaga precyzyjnej oceny, prognozy i zwalczania zagrożeń.

Dominującym i jedynym z najgroźniejszych zjawisk jakie występują w polskich kopalniach jest zagrożenie metanowe. Jego prawidłowe rozpoznanie i zwalczanie ma zasadniczy wpływ na bezpieczeństwo prowadzenia robót górniczych. Mieszanina metanu z powietrzem w stężeniu objętościowym 4,5–15% ma właściwości wybuchowe.

Z pośród wielu działań profilaktycznych zapobiegających wybuchowi mieszaniny metanowo-powietrznej, między innymi, zaliczamy:

- Stosowanie aparatury elektrycznej odpowiedniej dla danego rodzaju urządzenia elektrycznego budowy przeciwwybuchowej.
  Urządzenia elektryczne pracujące w środowisku, w którym występuje zagrożenie wybuchem gazów, par i innych mieszanek powietrza z takimi materiałami jak np. pył węglowy lub drzewny, winne mieć wykonanie przeciwwybuchowe.
  Polska wstępując z dniem 1 maja 2004 r. do Unii Europejskiej zobowiązała się przestrzegać dyrektywę Nr 94/9/WE z dnia 23.03.1994 r. sprawie „Ujednolicenia przepisów prawnych państw członkowskich, dotyczących urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem” uchwaloną przez Parlament Europejski i Radę Europy określaną w skrócie „ATEX”.
  Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 22.12.2005 r. wdrożyło w życie postanowienia ww. dyrektywy. Rozporządzenie to określa zasadnicze wymagania dotyczące projektowania oraz wytwarzania urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, procedury oceny zgodności, sposób oznakowania urządzeń i systemów ochronnych oraz wzór znaku. Przepisy rozporządzenia mają również zastosowanie do urządzeń zabezpieczających, sterujących i regulacyjnych, przeznaczonych do użytku na zewnątrz przestrzeni zagrożonych wybuchem, która jest wymagana lub przyczynia się do bezpiecznego funkcjonowania urządzeń i systemów ochronnych wobec zagrożeń wybuchem,
- Monitorowanie atmosfery kopalnianej przez stosowanie odpowiedniego systemu gazometrycznego (metanometrycznego) i współpracującego z nim systemu ostrzegania, alarmowania oraz wyłączania zasilania energią elektryczną rejonów, w których nastąpiło przekroczenie stężenia metanu dopuszczalnego dla danego wyrobiska.

5. Systemy gazometryczne

Systemy gazometryczne (kontroli parametrów atmosfery kopalnianej) są jednymi z najbardziej rozbudowanych i zróżnicowanych systemów monitorujących podziemne wyrobiska kopalń.

Systemy gazometryczne łączy idea wyrażająca się w sekwencji procesu pozyskania i przetwarzania informacji o parametrach atmosfery kopalnianej, a także innych danych przetwarzanych przez te systemy. W uproszczony sposób ww. sekwencja przedstawia się następująco:

czujnik (przetwornik) → sygnał pomiarowy → tor transmisyjny → centrala (zbieranie, przetwarzanie oraz archiwizacja danych) → wizualizacja danych (aktualne i archiwizowane) → przesłanie z centrali do wyjścia dwustanowego czujnika zwrotnego sygnału wyłączającego (w przypadku przekroczenia progu).

Pierwszymi metanomierzami stacjonarnymi wprowadzonymi do polskiego górnictwa w 1963 r. były metanomierze typu BARBARA-ROW, zasilane z prądnicy napędzanej turbinką zasilanej sprężonym powietrzem, które w tych latach było powszechnie stosowane do napędu różnych maszyn i narzędzi szczególnie w kopalniach metanowych.

Pierwszą centralą gazometryczną wprowadzoną w polskim górnictwie w latach 70-tych XX w. była centrala typu CCT-63/40U francuskiej firmy OLDHAM, a na jej licencji ZEG Tychy rozpoczął ich seryjną pod nazwą CCT-63/40Up produkcję oraz ich odmianę CMM-20. W 1981 r. zastosowano nowy rodzaj centrali metanometrycznej typy CMC-1, której budowę oparto o mikrokomputer przy jednoczesnym zachowaniu funkcjonalności centrali typu CCT-63/40U. Od połowy lat osiemdziesiątych ubiegłego wieku rozpoczęto wprowadzanie systemów „metanometrii szybkiej" dla wyrobisk o dużej dynamice zmian stężenia metanu. Systemy te umożliwiały wyłączanie energii elektrycznej w czasie nie dłuższym niż 60 sekund i oparte były o metanomierze wielofunkcyjne MIS-3 lub MW-1. W 1989 r. Centrum Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa EMAG opracowało centralę CMC-3, która zapoczątkowała rozwój systemów metanowo-pożarowych (CMC-3M, CMC-3MT, CMC-3MS, SMP, SMP-NT). W latach dziewięćdziesiątych do kopalń wkroczyły systemy i urządzenia nowej generacji, umożliwiające tworzenie systemów metanometrii ciągłej, bądź systemów umożliwiających wyłączenie energii elektrycznej w czasie krótszym niż 15 sekund po pojawieniu się niebezpiecznego stężenia metanu w wyrobisku. W kolejnych latach na rynku pojawiły się nowe systemy metanometryczne (VENTURON, MICON-2, KSP-1, KSP-2, KSP-2C, CST-40, CST).

Obecnie eksploatowane w zakładach górniczych systemy gazometryczne, między innymi, umożliwiają:

- automatyczne wyłączanie energii elektrycznej,
- samoczynną rejestrację zawieszenia lub blokowania działania obwodu wyłączającego,
- gromadzenie i przetwarzanie danych pomiarowych z czujników kontrolujących skład atmosfery kopalnianej,
- współpracę z systemami alarmowania i z układami sterowania.

Od stosowanych układów elektronicznych w systemach gazometrycznych poza budową umożliwiającą pracę w wyrobiskach zagrożonych wybuchem, dużą niezawodnością i odpornością na zakłócenia oraz automatycznej sygnalizacji i lokalizacji uszkodzeń wymaga

się niezależności zasilania od dołowej sieci elektroenergetycznej. Urządzenia dołowe wchodzące w skład systemów gazometrycznych zasilane są zdalnie (z obwodów liniowych centrali telemetrycznej) lub lokalnie z zasilaczy buforowanych baterią akumulatorów. W przypadku zasilania zdalnego, urządzenia dołowe systemu wyposaża się w baterie akumulatorów. W przypadku zasilania lokalnego na niezawodną pracę systemu gazometrycznego ma wpływ czas podtrzymania bateryjnego w zastosowanych zasilaczach lokalnych, w przypadku przerw w dołowej sieci elektroenergetycznej. Dla central telemetrycznych zainstalowanych w dyspozytorniach stawia się wymóg zasilania ciągłego.

5.1. System metanometryczny CCT-63/40U

System metanometryczny oparty na centrali CTT-63/40U z lat siedemdziesiątych XX w. działa zgodnie z następującymi założeniami:

- czujniki pomiarowe podłączone są do centrali indywidualnie za pomocą iskrobezpiecznej linii zasilająco-transmisyjnej,
- pomiar nieciągły z repetycją 4 minutową,
- analogowa (częstotliwościowa) transmisja sygnału pomiędzy czujnikiem a centralą,
- wyłączenie urządzeń elektroenergetycznych - przerwanie prądu zasilana czujnika.
- System ten składał się z następujących elementów:
- centrali metanometrycznej,
- barier iskrobezpiecznych (ekretery),
- przetworników sygnałów (kodery),
- czujników: niskiej i wysokiej koncentracji metanu, prędkości powietrza,
- urządzeń wyłączających.

Wyniki pomiarów z poszczególnych czujników przekazywane były cyklicznie poprzez stykowy układ pomiarowo-rejestrującego do rejestratora pisakowego. W przypadku stwierdzenia przekroczenia dopuszczalnego stężenia metanu w miejscu zainstalowania czujnika generowany jest sygnał wyłączający przekazywany na linię, na której znajduje się urządzenie wyłączające realizujące wyłączenie energii elektrycznej.

Centrale typu CTT-63/40U były sukcesywnie modernizowane jednak utrzymały analogowy standard transmisji oraz 4 minutową repetycję pomiaru. Wprowadzane usprawnienia dotyczyły przede wszystkim sposobu przetwarzania i rejestracji podłączonych do układu pomiarowego czujników, a także sposobu przełączania układu pomiarowo-rejestrującego (zastąpienie układu elektromechanicznego elektronicznym). Kolejnymi wersjami CTT-63/40U były: CTT-63/40Up, CMM-20, CTW-20/k i CMC-1.

Konstrukcja central CTT-63/40U z lat sześćdziesiątych XX w. nie przewidywała współpracy z komputerowymi systemami wizualizacji. Do współpracy central z systemami wizualizacji opracowano mikroprocesorowe urządzenie pełniące funkcję koncentratora danych systemu CTT-63/40U.

5.2. System SMP-NT monitorowania parametrów środowiska

System SMP-NT stanowi kompleksowe rozwiązanie w zakresie monitorowania parametrów bezpieczeństwa i produkcji w obiektach, w których występuje zagrożenie wybuchem. System ten umożliwia prowadzenie kontroli parametrów środowiska kopalnianego na podstawie:

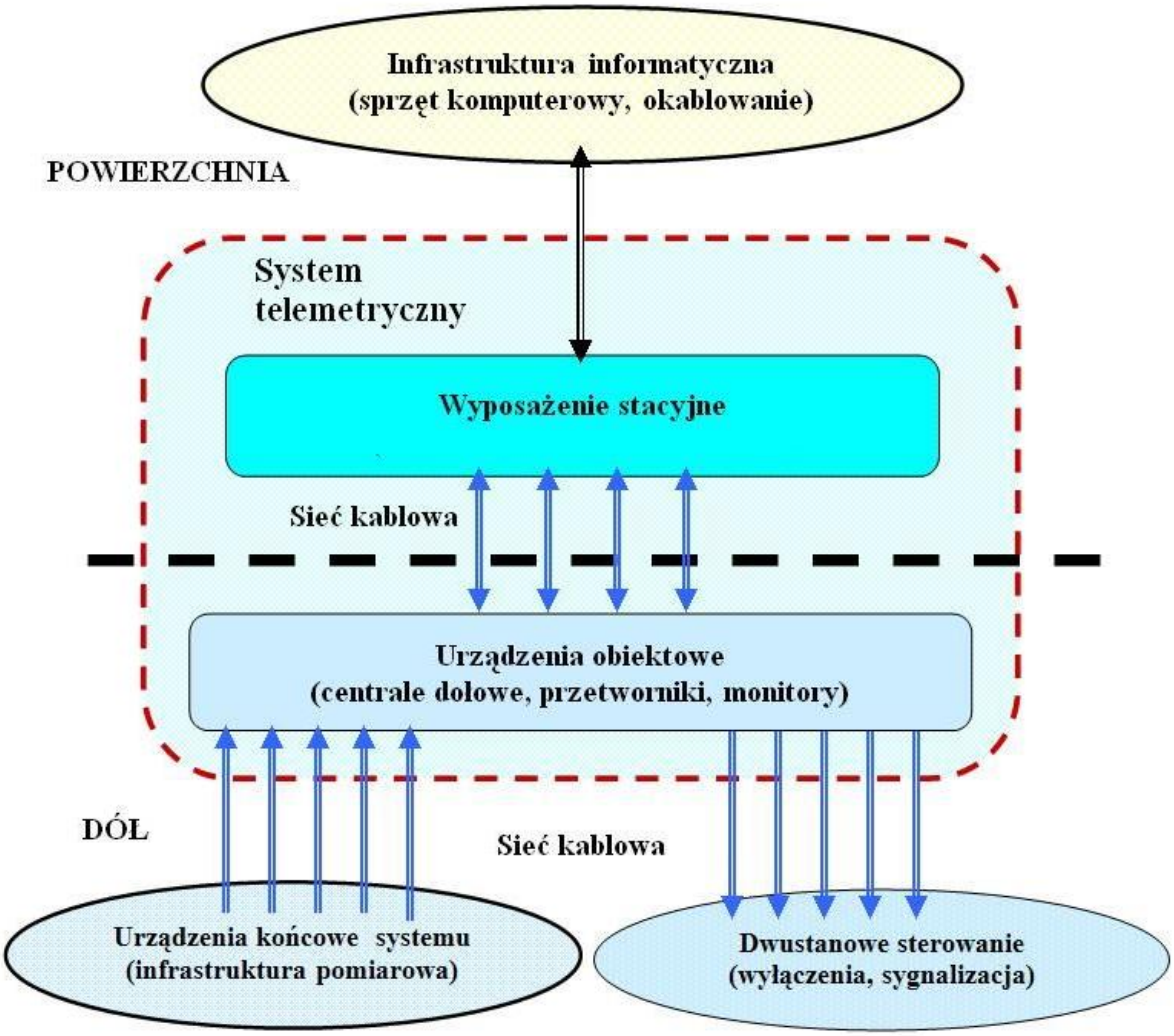
- pomiaru parametrów fizycznych i składu chemicznego powietrza,
- kontroli stanu i parametrów pracy urządzeń wentylacyjnych,
- kontroli stanu i parametrów pracy maszyn i urządzeń ciągów technologicznych,
- realizacji algorytmów dwustanowego sterowania maszyn i urządzeń dołowych, w tym automatycznego wyłączania zasilania w przypadkach zagrożenia wybuchem.

Zakres zastosowań systemu obejmuje między innymi:

- Ciągły pomiar i monitorowanie stężenia metanu w wyrobiskach i rurociągach sieci odmetanowania i realizacja szybkich automatycznych zabezpieczeń metanowych.
- Ciągły pomiar i monitorowanie wybranych parametrów powietrza umożliwiających wczesne wykrywanie pożarów podziemnych.
- Ciągły pomiar i monitorowanie parametrów fizycznych i składu powietrza pod kątem bieżącej analizy stanu wentylacji i prowadzenia działań profilaktycznych.
- Monitorowanie stanu urządzeń wentylacyjnych (tam, wentylatorów głównych i pomocniczych) i technologicznych, których praca ma wpływ na środowisko pracy w kopalni.

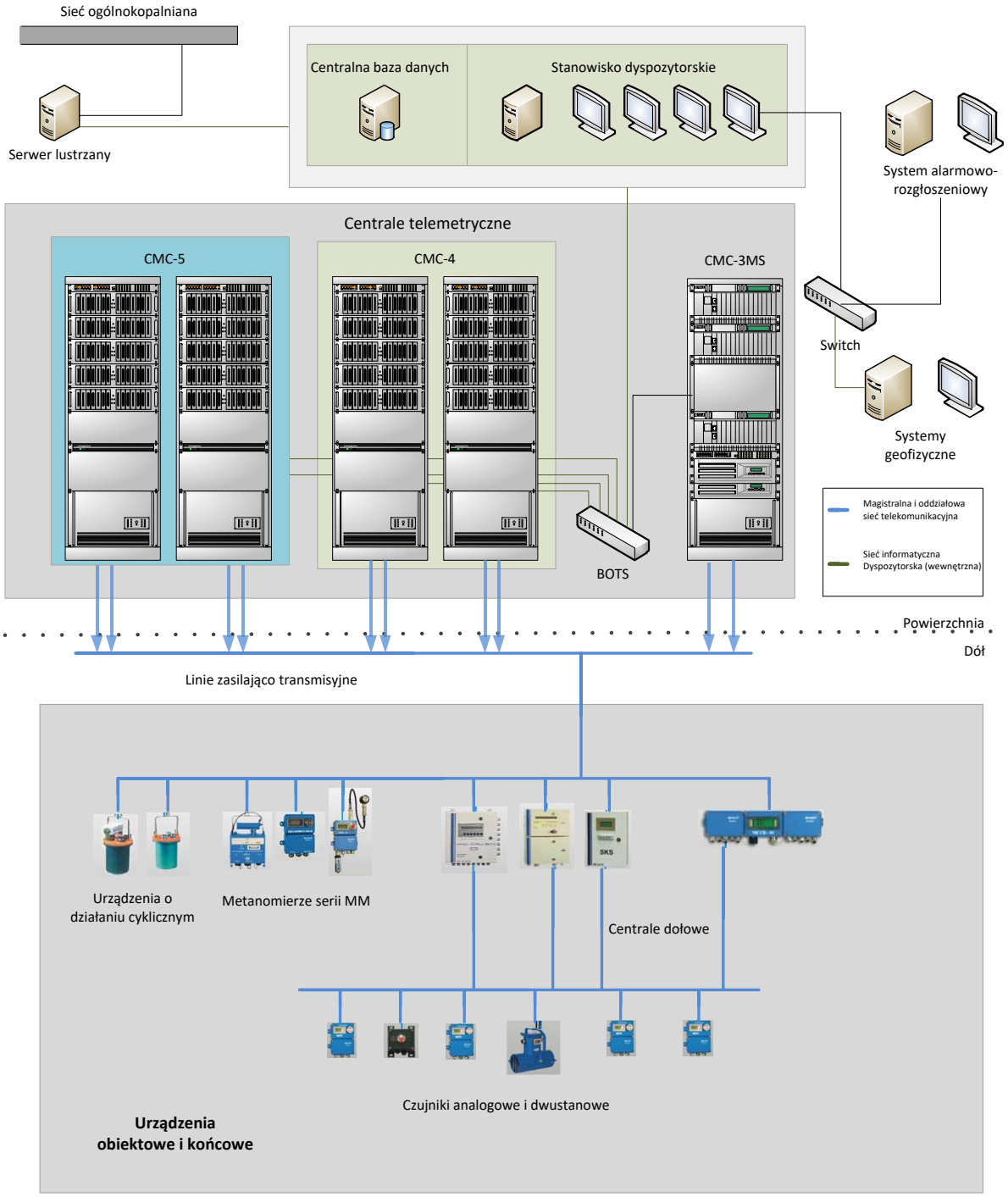
W skład systemu SMP-NT wchodzą urządzenia stacyjne (powierzchniowe), urządzenia obiektowe (dołowe), urządzenia końcowe (czujniki analogowe i dwustanowe) oraz niezbędna do zarządzania bezpieczeństwem i produkcją zakładu górniczego infrastruktura informatyczna. Zarówno część pomiarowo-wykonawcza systemu (powierzchniowe centrale telemetryczne z urządzeniami dołowymi, czujnikami i elementami sterującymi), jak i część dyspozytorska, mają konstrukcję modułową: system może być konfigurowany i rozbudowywany stosownie do wielkości zakładu górniczego i funkcji, jakich użytkownik w danym momencie oczekuje.

Centralną częścią systemu SMP-NT (rys. 7) jest system telemetryczny, w części powierzchniowej zbudowany na centralach telemetrycznych typu CMC-3MS, CMC-4, CMC-5, w części dołowej - na urządzeniach obiektowych połączonych liniami obiektowej sieci kablowej do obwodów liniowych części stacyjnej.



Rys. 7. Struktura urządzeniowa systemu monitorowania

Rysunek 8 przedstawia schemat poglądowy systemu telemetrycznego zbudowanego z central telemetrycznych typu CMC-3MS, CMC-4 i CMC-5, współpracującego z systemami: alarmowo-rozgłoszeniowym i geofizycznymi, a także z serwerem lustrzanym będącym zabezpieczeniem przed ingerencją w dane pomiarowe z zewnętrznej sieci informatycznej.



Rys. 8. Przykład struktury systemu telemetrycznego

Do kontroli nad urządzeniami wchodzącymi w skład systemu monitorowania parametrów środowiska kopalnianego SMP-NT służy program SEMP instalowany w komputerze stanowiska dyspozytora metanometrii. Podstawowym zadaniem aplikacji SEMP jest nadzorowanie pracy central systemu telemetrycznego. Program umożliwia zgodne z obowiązującymi przepisami prowadzenie kompleksowego nadzoru dyspozytorskiego nad pracującymi w systemie urządzeniami dołowymi, polegającego na ciągłym monitorowaniu ich stanu, alarmowaniu stanów niebezpiecznych, archiwizacji danych pomiarowych i tworzeniu pisemnej dokumentacji pracy systemu (raportów).

5.3. System telemetryczny CST

System telemetryczny CST zbudowany jest w oparciu o centrale typu CST-40, CST-40A, CST-40C i podłączonych do nich czujników i urządzeń oraz system nadrzędny SWµP-3. System CST przeznaczony jest do:

- ciągłej kontroli, rejestracji i wizualizacji parametrów związanych z bezpieczeństwem kopalń w zakresie zagrożeń metanowych, pożarowych oraz wentylacyjnych,
- automatycznej sygnalizacji oraz wyłączania napięcia zasilania maszyn i urządzeń elektrycznych w przypadku przekroczenia dopuszczalnych parametrów,
- kontroli i rejestracji pracy wybranych urządzeń mających wpływ na bezpieczeństwo pracy lub proces produkcyjny,
- kontroli pracy podłączonych czujników i urządzeń wyłączających energię,
- przekazywania sygnałów o zaistniałych alarmach i przekroczeniach do systemu alarmowo- rozgłoszeniowego.

System telemetryczny CST składa się z dwóch części: powierzchniowej i dołowej.

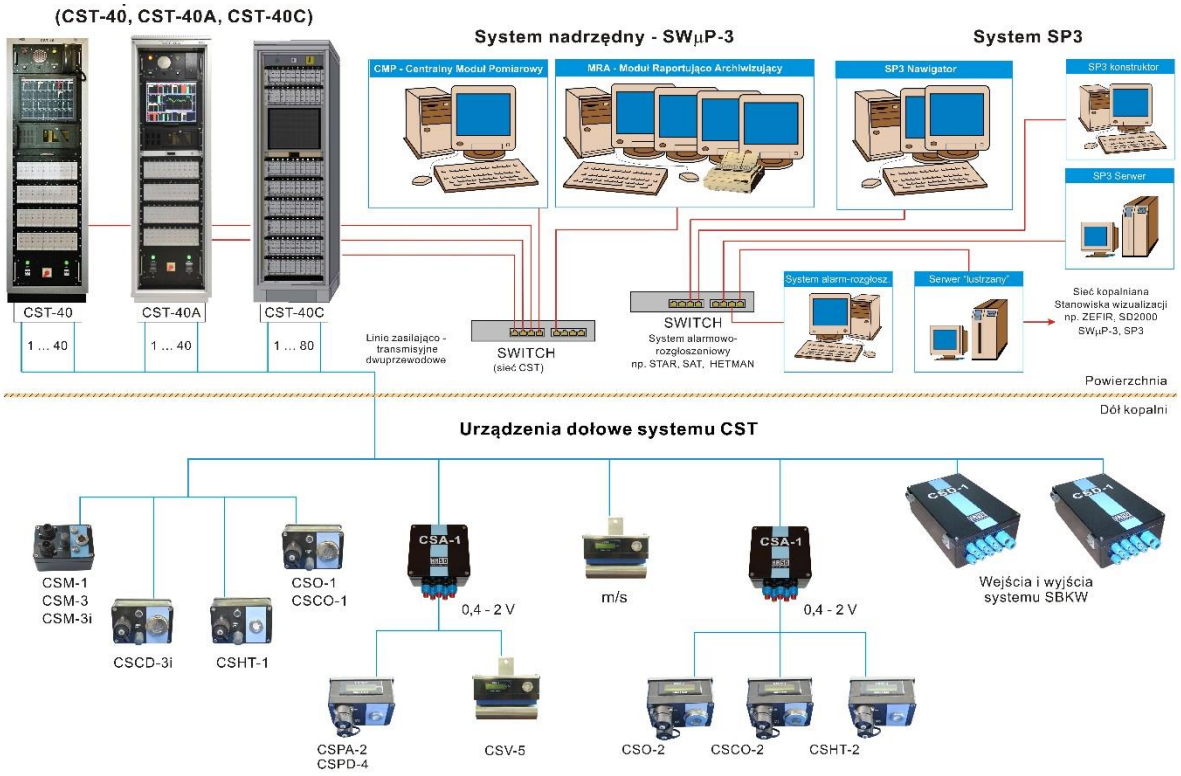
W skład części powierzchniowej wchodzą centrale telemetryczne CST-40, CST-40A i CST-40C oraz system nadrzędny, którym jest System Wspomagania Dyspozytora Metanometrii SWµP-3. System nadrzędny SWµP-3 umożliwia wykonywanie konfiguracji czujników, podglądu, raportowania i dodatkowej archiwizacji z wszystkich podłączonych do systemu central rodziny CST-40. Zapewnia to wygodę obsługi systemu złożonego z wielu central i co jest z tym związane dostęp do danych z jednego miejsca bez potrzeby obsługi każdej centrali z osobna. Stanowisko nadrzędne w zależności od wymagań użytkownika może być wyposażone w jeden lub kilka monitorów. System SWµP-3 umożliwia jednocześnie przekazanie informacji o zaistniałych alarmach i przekroczeniach do systemu alarmowo-rozgłoszeniowego.

Ilość central wchodzących w skład systemu zależy od potrzeb użytkownika i ograniczona jest ilością skonfigurowanych czujników, która obecnie wynosi max. 4000.

W skład części dołowej wchodzą:

- Czujniki do pomiaru parametrów atmosfery kopalnianej, takie jak: czujniki metanu, tlenku węgla, czujniki tlenu, dwutlenku węgla i innych wielkości fizycznych; anemometry;
- Centralki dołowe;
- Przetworniki sygnałów, urządzenia wyłączające i inne urządzenia współpracujące.

Schemat poglądowy konfiguracji systemu CST przedstawia rysunek 9.



Rys. 9. Schemat poglądowy konfiguracji systemu CST

6. Podsumowanie

Stosowane w kopalniach systemy metanometryczne będące częścią systemów gazometrycznych podlegają rozwojowi w zakresie funkcjonalnym, jak i stosowanych technologii. Prowadzenie w kopalniach bezpiecznej eksploatacji wymusza stosowanie nowoczesnych i niezawodnych systemów gazometrycznych, co znalazło odzwierciedlenie w eliminacji eksploatowanych systemów metanometrycznych opartych o pomiary cykliczne i zastąpienie nowoczesnymi systemami o działaniu ciągłym i czasie wyłączeń krótszym niż 15 sekund.

Zmiany te zostały wymuszone w przepisach przez zaistniałe zapalenia i wybuchy metanu w wyrobiskach górniczych i stanowią krok w kierunku poprawy bezpieczeństwa w warunkach występujących zagrożeń gazowych, przy eksploatacji pokładów tąpiących i możliwości występowania wyrzutów metanu.

Obecnie stosowane rozwiązania techniczne w systemach gazometrycznych o działaniu ciągłym umożliwiają skrócenie czasu odczytu i rejestracji do 2 sekund, co oznacza że w najbardziej złożonych układach zabezpieczeń metanometrycznych czas wyłączenia nie będzie przekraczał 4 sekund.

Skuteczność stosowanych obecnie systemów gazometrycznych wymaga od służb kopalnianych wysokiej dyscypliny w zakresie użytkowania i serwisowania urządzeń oraz oprogramowania. Na bezpieczeństwo funkcjonalne systemów gazometrycznych wpływa

okresowa kalibracja czujników i kontrola układów wyłączeń energii elektrycznej w zabezpieczanych rejonach.

Gwałtowny rozwój technologii wskazuje na nowe możliwości i kierunki rozwoju systemów gazometrycznych. Przyszłość systemów gazometrycznych należy upatrywać w zintegrowanych systemach nadzoru dyspozytorskiego z funkcjami wspomagania dyspozytora pozwalających na skuteczną kontrolę stanu bezpieczeństwa kopalni oraz ostrzegania załóg o występujących zagrożeniach.

Systemy i zabezpieczenia gazometryczne są elementami wspomagającymi stosowanymi do zwalczania zagrożeń metanowych i pożarowych w kopalniach oraz mające na celu ograniczenia zagrożenia wybuchem mieszaniny metanowo-powietrznej.

Literatura

1. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. Nr 139, poz. 1169, z późn. zm.).
2. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 22 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem (Dz.U. Nr 263, 2203).
3. Cierpisz S., Miśkiewicz K., Musioł K., Wojaczek A.: Systemy gazometryczne w górnictwie. Monografia. Gliwice 2007.
4. DTR. Dokumentacja Zintegrowanego Systemu Bezpieczeństwa CST. DS 1060D. HASO S.C. Tychy, Kwiecień 2013.
5. DTR Zintegrowany System Bezpieczeństwa SMP-NT/SV. Dokumentacja Techniczno-Ruchowa Nr 02/SMP-NT/SV/2013. SEVITEL Sp. z o.o. Katowice, listopad 2013.
6. DTR. Centrala telemetryczna typu CMC-3MS (CMC-3M, CMC-3MT). Wydanie 2. Centrum EMAG, Katowice 2005.
7. DTR. metanometryczna modułowa CentralaCMM-20mk. Karta katalogowa ZEG Tychy.

Quantitative Risk Assessments in a Real World

Keeethy Mysore – Director, Shakti Corp, NSW, Australia

1. Introduction

The overall safety lifecycle of IEC 61508 [1] is shown in Figure 1.

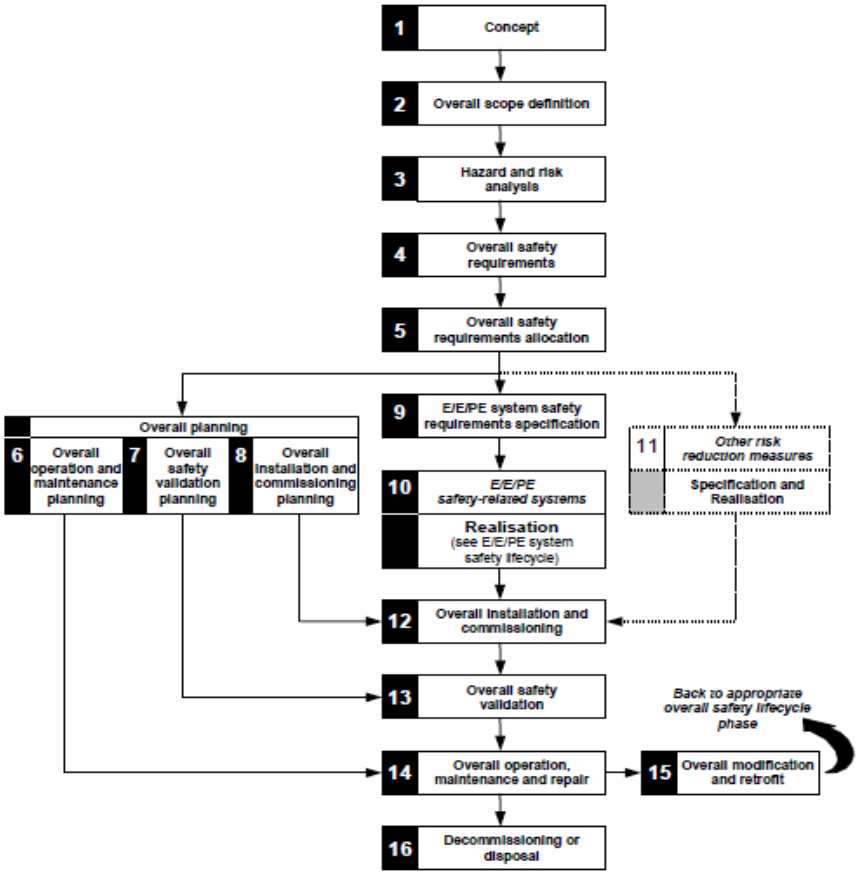


Figure 1. IEC 61508 – Overall safety lifecycle

The outputs of phases 3, 4 and 5 in the overall safety lifecycle in Figure 1 combine to form the risk assessment and determine the safety functions and the integrity required in them. Quarter of a century ago, in the days of the EN954-1, risk assessments were predominantly qualitative. We have come a long way since then with developments in technology and it is universally accepted now that where the foreseeable severity and extent of harm are high, quantitative methods are particularly appropriate. The shortcomings of qualitative risk assessments and the appropriateness of quantitative risk assessments, particularly for high severity / high consequence scenarios are highlighted in the sections below.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Qualitative Risk Assessments

One of the early methods of risk assessment using risk graphs is presented Figure 2.

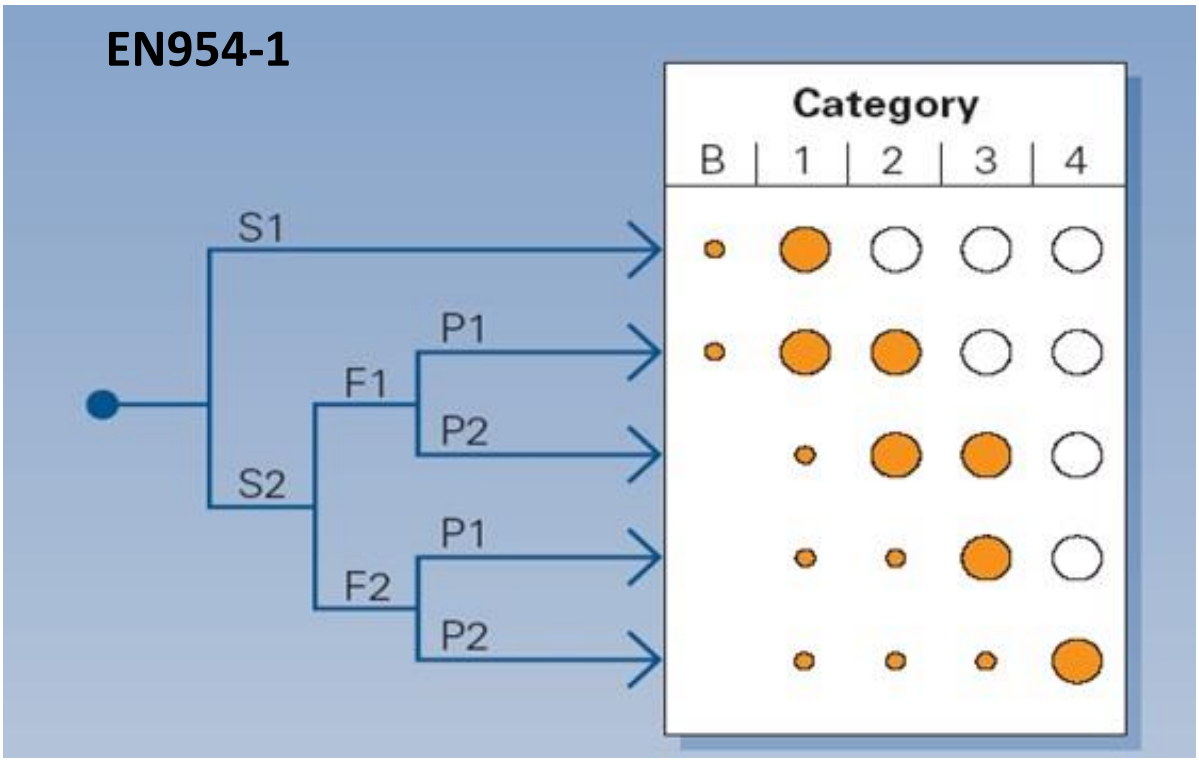


Figure 2. EN954-1 – Selection of Categories for Safety-Related parts of Control Systems

where:

S – Severity – Slight / Severe

F – Frequency of exposure – Seldom / Frequent

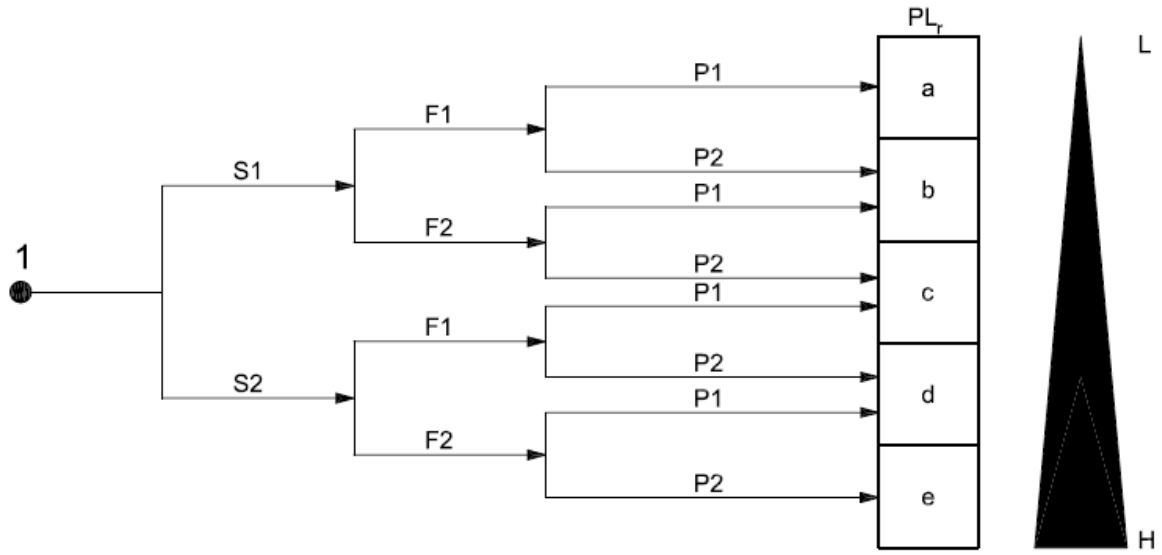
P – Avoidance possibility – Possible / Scarcely

The shortcoming of this approach is clearly the ambiguity in the selection process by way of using terms such as slight, severe, seldom, frequent, etc. which are subject to interpretation. Another major drawback with this approach was its inability to differentiate severe injuries from fatalities.

For many reasons, one of which was its failure to deal with programmable safety systems, EN ISO 13849-1 [2] was published in 2006 to eventually replace EN954-1. Needless to say, the current usage of EN954-1 worldwide is very sparse.

EN ISO 13849-1:2006 presented a risk graph as a guidance in its informative Annexure A which is presented in Figure 3.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Key

1 starting point for evaluation of safety function's contribution to risk reduction
L low contribution to risk reduction
H high contribution to risk reduction
PL_r required performance level

Risk parameters:

S severity of injury
S1 slight (normally reversible injury)
S2 serious (normally irreversible injury or death)
F frequency and/or exposure to hazard
F1 seldom-to-less-often and/or exposure time is short
F2 frequent-to-continuous and/or exposure time is long
P possibility of avoiding hazard or limiting harm
P1 possible under specific conditions
P2 scarcely possible

Figure 3. EN ISO 13849-1:2006 – Risk Graph for determining required PL_r for safety function

It can be seen clearly that the above risk graph is still a qualitative process giving only an estimation of risk.

More examples of such risk graphs can be seen in IEC 61508-5:2010 and an example SIL assignment matrix from IEC 62061:2005 Annexure A [3] is shown in Table 1.

IEC 62061:2005 – SIL assignment matrix

Table 1

Severity (Se)	Class (Cl)				
	3-4	5-7	8-10	11-13	14-15
4	SIL 2	SIL 2	SIL 2	SIL 3	SIL 3
3		(OM)	SIL 1	SIL 2	SIL 3
2			(OM)	SIL 1	SIL 2
1				(OM)	SIL 1

3. Sacrilege

All the aforementioned risk graphs came from informative annexures and were examples to illustrate the qualitative processes giving only an estimation of risk. But, it is not uncommon to see the engineering community worldwide indiscriminately using the above examples without ascertaining their suitability to arrive at safety integrity requirements for safety functions in applications ranging from process industries to machine applications and for consequences from minor injuries to multiple fatalities.

And if that is not bad enough, there is also a prevalent practice to compare the results from different examples and declare the risk graph requiring the lowest safety integrity level as the best fit for their individual applications.

It is clearly a sacrilegious act to use risk graphs without due calibration.

4. Quantitative Risk Assessments

The goal of Quantitative Risk Assessments is to arrive at safety functions with their required safety integrity levels to be able to limit the risk to tolerable levels in a particular application.

Tolerable risk

Typical fatality frequencies are shown in Table 2 [6].

Typical fatality frequencies

Table 2

Cause of Death	Individual risk per year
All causes, entire population	1.0×10^{-2}
All types of accident, entire population	2.5×10^{-4}
All forms of road accident	6.0×10^{-5}
Accidents at work, all manufacturing industry	1.3×10^{-5}
Accidents at work, all employees	8.0×10^{-6}
Rail accident	1.0×10^{-6}
Gas incident (fire, explosion, CO poisoning)	7.0×10^{-7}
Lightning	5.0×10^{-8}

Individual risk* is the frequency by which an individual may be expected to sustain a given level of harm from the realization of specified hazards. This is typically measured as a frequency of fatality per year for the maximally exposed individual.

* This is different to “societal risk” which takes account of multiple fatalities.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Health and Safety Executive (HSE), UK have established guidelines in their R2P2 document [7] (www.hse.gov.uk) on limits of tolerability. The suggested maximum tolerable risk to an employee is 10^{-3} for all risks combined. The Maximum Tolerable Individual Risk per annum for employees generally used for functional safety world-wide for 1 to 2 fatalities is 10^{-4} per annum leaving a margin for other types of risk.

For chances of greater than 1 to 2 fatalities, this figure is modified accordingly.

With the tolerable risk as the starting point, we look at a range of risk modifiers all of which limit propagation to fatality, Figure 4.

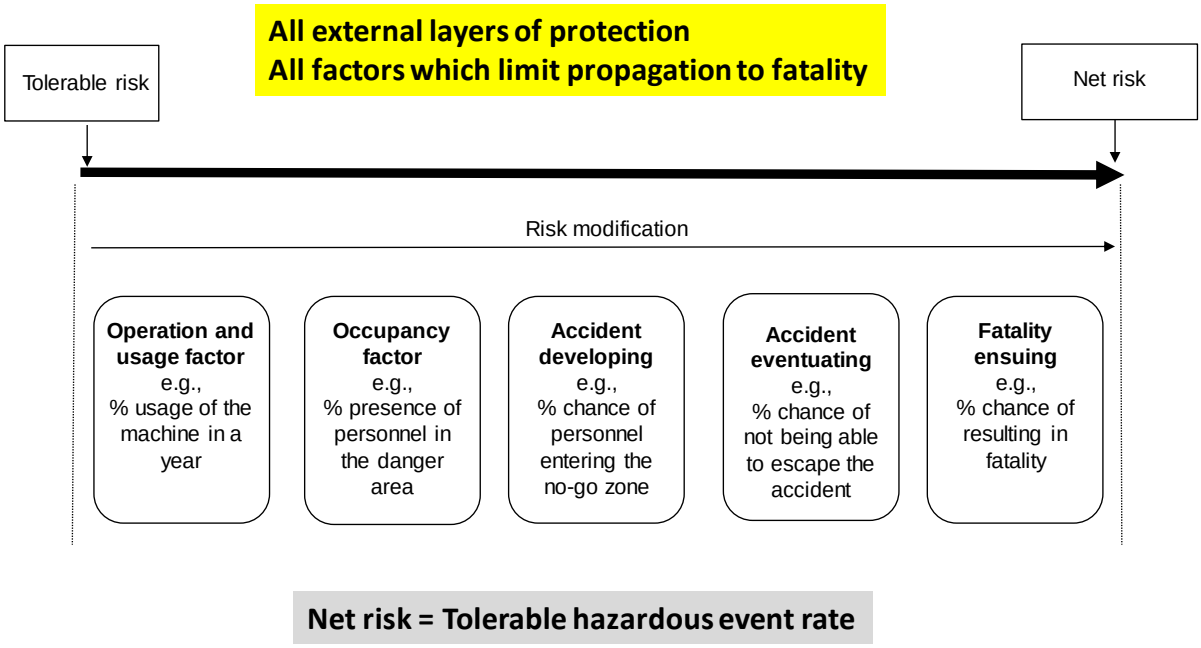


Figure 4. Risk Modification

Descriptions of the five risk modifiers in Figure 4 are given in the following sections:

- Operation and usage factor (% chance)
- Occupancy factor (% chance)
- Accident developing (% chance)
- Accident eventuating (% chance)
- Fatality ensuing (% chance)

Operation and usage factor (EXP)

The EXP factor quantifies the operation and usage factor. This may be < 100% for example, if the machine is operated only during specific periods in a year.

This takes into account:

- Duration of the machine operation per year
- Duration of the machine function during the machine operation period

Occupancy factor (OCC)

The OCC factor quantifies the exposure percentage of personnel exposed to the hazard. For example, the operator may be present in the danger zone for only a fraction of the time.

Accident developing (DEV)

The DEV factor quantifies the probability of the accident developing e.g., the likelihood of mines personnel entering a no-go zone, despite administrative controls in place.

Accident eventuating (EVN)

The EVN factor quantifies the probability of the accident eventuating e.g., the likelihood of a person not being able to escape the hazard.

There is quite often an overlap between the DEV and EVN factors and the distinction is not important, as long as all perceived risk modifying factors are taken into account one way or the other.

Fatality ensuing (FAT)

The FAT factor quantifies the likelihood that the event, having developed, actually leads to a fatality.

The table 3 is used as a guide to estimate the FAT factors.

Guide to FAT risk factors

Table 3

Escalated effect	FAT	Remarks
Fatality	1	or 10 major injuries
Major injury	0.1	or 10 minor injuries
Minor injury	0.01	

The above risk modifying factors are only a guide and are non-exhaustive. Depending on the scenario being assessed, some of these factors may not be applicable or there may be additional factors applicable.

Tolerable Hazardous Event rate

The Tolerable Hazardous Event rate of the combined protection systems is calculated as below:

$$\frac{\boldsymbol{Tolerable\ risk}}{\boldsymbol{EXP \times OCC \times DEV \times EVN \times FAT}} \quad (1)$$

Initiating Event

IEC 61508 Ed 2 – 2010 defines Demand mode & basis as a way in which a safety function operates, which may be either:

- Low Demand mode: where the safety function is only performed on demand, in order to transfer the EUC into a specified safe state, and where the frequency of demands is no greater than one per year; or

- High Demand mode: where the safety function is only performed on demand, in order to transfer the EUC into a specified safe state, and where the frequency of demands is greater than one per year; or

- Continuous mode: where the safety function retains the EUC in a safe state as part of normal operation

The safety integrity level (SIL) of a low demand function is in terms of Probability of failure on demand (PFD) and for a high demand function is in Probability of failure per hour (PFH) or dangerous failures per hour (h^{-1}).

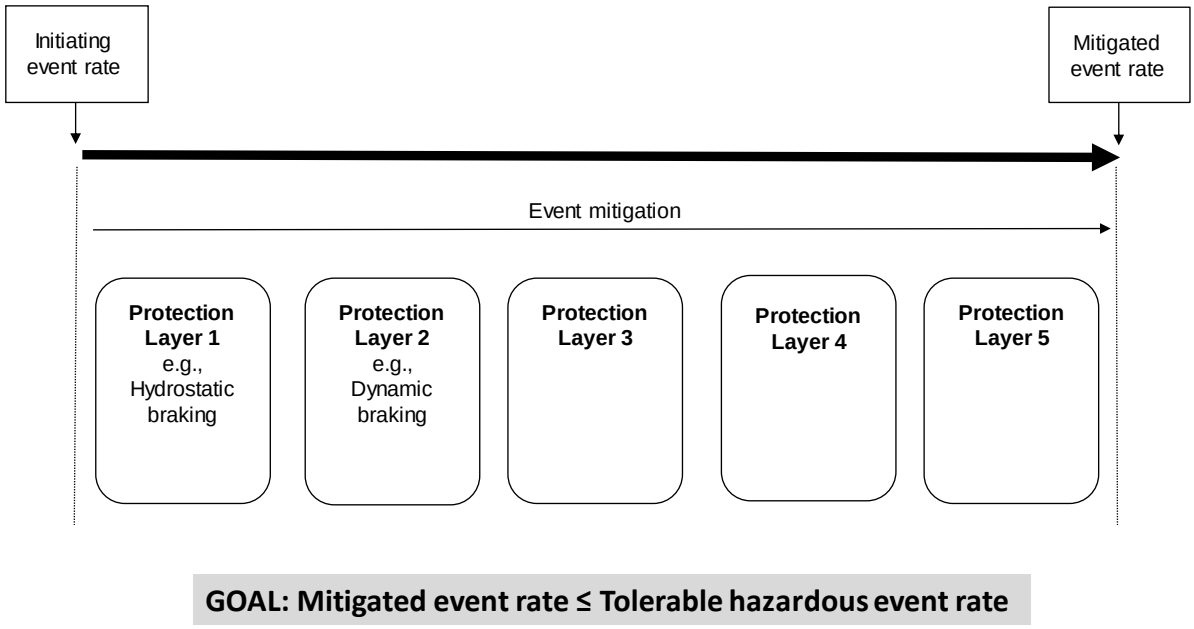


Figure **5.** Protection layers

For a low demand function the mitigated event rate is calculated as follows:

$$\boldsymbol{Mitigated\ Event\ Rate} = \boldsymbol{Initiating\ Event\ Rate} \times \boldsymbol{PFD1} \times \boldsymbol{PFD2} \times \boldsymbol{PFD3} \times \ldots \quad (2)$$

where:

Initiating Event rate is less than once per year e.g., dangerous failure of a control system

PFD1 = PFD (probability of failure on demand) of the first layer of protection

PFD2 = PFD (probability of failure on demand) of the second layer of protection

and so on.

For a high demand function, the mitigated event rate is calculated as follows:

$$\boldsymbol{Mitigated\ Event\ Rate} = \boldsymbol{PFH}\ (\boldsymbol{PL1}) \times \boldsymbol{PFD2} \times \boldsymbol{PFD3} \times \ldots \quad (3)$$

where:

PFH (PL1) = dangerous failure rate of the high demand safety function in the first layer of protection (more than once per year)

PFD2 = PFD (probability of failure on demand) of the second layer of protection

PFD3 = PFD (probability of failure on demand) of the third layer of protection

and so on.

The final goal is to ensure that:

Mitigated Event Rate ≤ Tolerable Hazardous Event Rate

which proves that the tolerable risk target has been met.

ALARP

The ALARP concept (As Low As Reasonably Practicable) was pioneered by the Health and Safety Executive (HSE) of the UK and introduces concepts such as tolerable risk, intolerable and broadly acceptable risk and the tolerability region, Figure 6. Further guidance can be sought in [7].

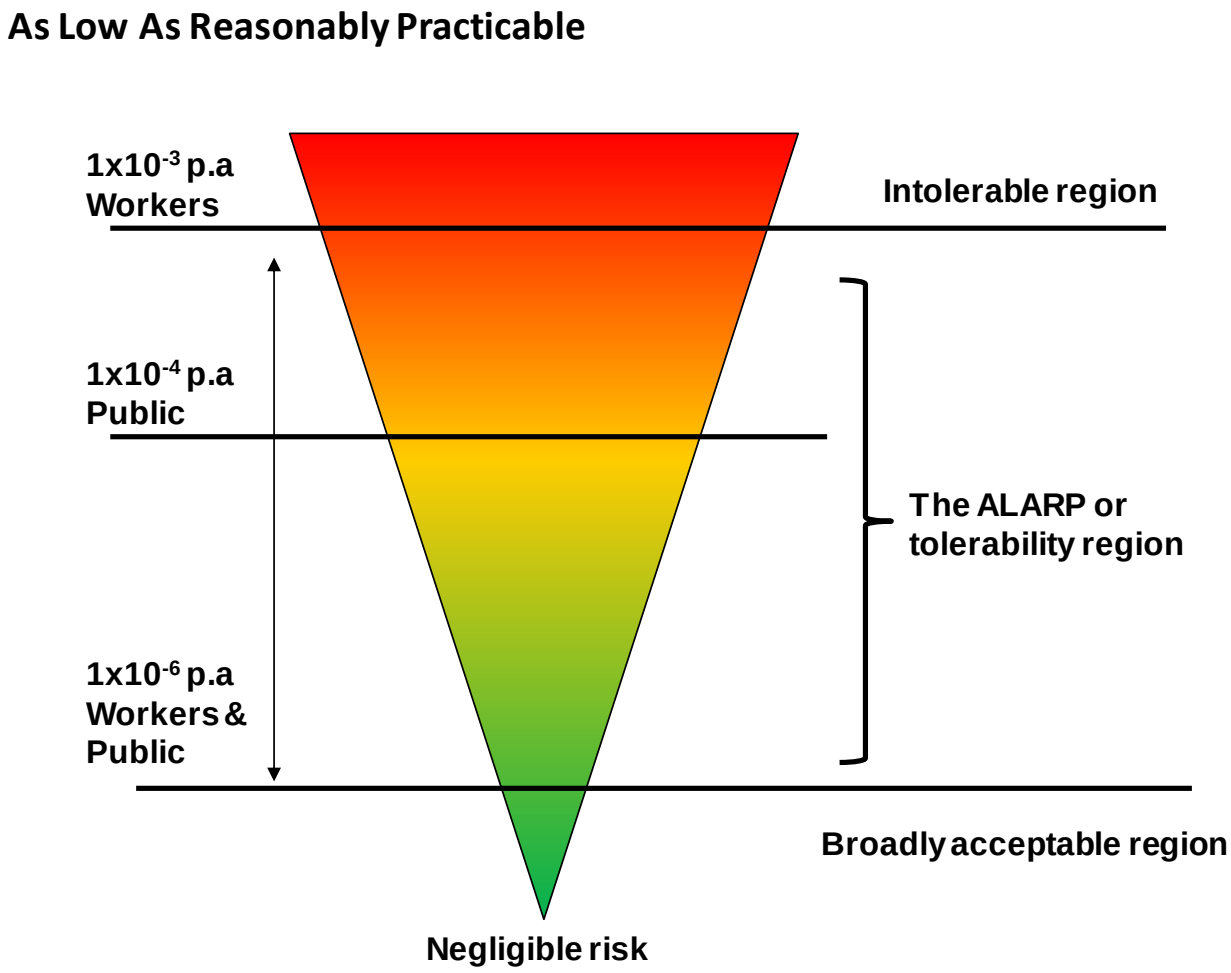


Figure 6. The ALARP concept

The concept involves weighing a risk against the trouble, time and money needed to control it. The concept expects that all reasonable measures will be taken in respect of risks that lie in the “tolerable” zone to reduce them further until the cost of further risk reduction is grossly disproportionate to the benefit. Discussions on “cost per life saved” criterion to be used is beyond the scope of this paper and further material can be found in references [4] and [5].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

5. Conclusions

Quantitative Risk Assessments provide a way to arrive at realistic risk targets. This in turn provides a path to designing safety functions to the appropriate safety integrity levels rather than under or over-designing.

The additional benefit with Quantitative Risk Assessments is that they provide numeric targets for PFD and PFH rather than just orders of magnitude. They are certainly more time consuming than risk graph methods and render themselves impracticable in situations where, for example, tens of safety functions need to be SIL targeted. In such cases, they provide an effective tool to calibrate the risk graph intended to be used to ensure appropriateness and applicability.

Bibliography

1. IEC / AS 61508 (2010 Edition) – Functional safety of electrical / electronic / programmable electronic safety related systems – Parts 1 to 7.

2. ISO 13849-1:2006 – Safety of machinery – Safety-related parts of control systems – Part 1: General principles for design.

3. IEC 62061 – 2005 – Safety of machinery – Functional safety of safety-related electrical, electronic and programmable electronic control systems.

4. Dr. David J. Smith – Reliability, Maintainability and Risk – Practical methods for Engineers, Butterworth-Heinemann, 7th edition, 2005, ISBN 978-0-7506-6694-7.

5. Dr. David J. Smith, Kenneth G.L. Simpson – Safety Critical Systems Handbook – A Straightforward Guide to Functional Safety, IEC 61508 (2010 Edition) and Related Standards, 3rd edition, 2011, ISBN 978-0-08-096781-3.

6. IGEM/SR/15 Edition 5, Communication 1746 – Integrity of safety-related systems in the gas industry.

7. HSE - Reducing Risks, Protecting People – HSE's decision-making process, 2001 – ISBN 0 7176 2151 0.

Możliwości wykorzystania metody CFD do analizy konstrukcji i działania zaworów bezpieczeństwa obudów zmechanizowanych

Antoni Kalukiewicz – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
Krzysztof Władzielczyk – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza
Piotr Kipczak – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wstęp

Nowoczesne elementy hydrauliczne stosowane w układach podpornościowych obudów zmechanizowanych kompleksów ścianowych są w swojej istocie złożonymi konstrukcjami, z jednej strony wymaga się od nich zapewnienia określonej stabilności pracy obudowy z uwagi na wymagania dotyczące przejmowania przez obudowę obciążeń statycznych górotworu, z drugiej zaś strony mają one za zadanie niwelować wpływ obciążeń dynamicznych na pracę obudowy oraz posiadać znaczne możliwości przeciążeniowe o charakterze impulsowym będących efektem wstrząsu górotworu. Uwzględnienie tych wymagań, w połączeniu z coraz trudniejszymi warunkami górniczo-geologicznymi stanowi bardzo złożone zagadnienie już na etapie projektowania konkretnego elementu hydraulicznego [2].

Specyficzne warunki eksploatacyjne kompleksów ścianowych, a co za tym idzie zmienne i złożone oddziaływania dynamiczne na układ hydrauliczny obudów zmechanizowanych powodował konieczność opracowania analitycznych modeli opisujących dynamikę przepływu medium w układzie hydraulicznym obudowy. Zagadnieniem kluczowym w procesie modelowania układu hydraulicznego obudowy jest identyfikacja oddziaływań dynamicznych na układ podpornościowy obudowy zmechanizowanej [3].

Opis zjawisk występujących podczas przepływu medium roboczego przez elementy hydrauliczne posiadające kanały o złożonych kształtach, a w szczególności przez elementy układów podpornościowych zabezpieczające obudowy zmechanizowane w wyrobiskach kopalnianych, jest zagadnieniem złożonym i wymagającym stosowania złożonego aparatu matematycznego [1]. Wymaga on analitycznego rozwiązania szeregu nieliniowych równań z dziedziny mechaniki płynów uwzględniających zmienne warunki przepływu medium i towarzyszące temu zjawiska. Podczas przepływu medium roboczego przez dany zawór bezpieczeństwa mamy bowiem do czynienia z przepływami turbulentnymi, występowaniem tzw. struktur wirowych, oderwaniem się warstw granicznych medium, czy też multiplikacją ciśnień. Zjawiska te powodują powstawanie bardzo złożonych rozkładów ciśnień medium w zaworach bezpieczeństwa, a co za tym idzie również w układach podpornościowych obudów, co w konsekwencji może prowadzić do uszkodzenia sekcji obudów zabezpieczanych przez te zawory.

Znajomość zjawisk zachodzących podczas pracy zaworów bezpieczeństwa w układach podpornościowych sekcji zmechanizowanych obudów ścianowych oraz uwzględnienie ich już na etapie projektowania zaworów ma podstawowe znaczenie przy konstruowaniu samego

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

zaworu, jak i układu podpornościowego dla konkretnego typu obudowy dla konkretnego typu obudowy. Zawory bezpieczeństwa (przelewowe) muszą bowiem spełniać wszystkie rygorystyczne wymagania normy PN-EN 1804-3 +A1:2012 [5]. Ta część normy, dotycząca hydraulicznych systemów sterowania, stosowanych do sterowania pracą obudów zmechanizowanych zawiera szczegółowe wymagania dotyczące parametrów roboczych, szczelności oraz niezawodności działania wszystkich elementów hydraulicznych stosowanych w układach hydraulicznych obudów zmechanizowanych w tym także zaworów bezpieczeństwa.

Jeszcze do niedawna do opisów konstrukcji i analiz działania elementów i układów hydraulicznych stosowane były wyłącznie metody analityczne. W porównaniu z nimi nowa metoda komputerowej symulacji przepływów CFD pozwala nie tylko na uzyskanie znacznie dokładniejszych wyników analizy parametrów pracy elementów i układów hydraulicznych, ale umożliwia także uzyskanie pełnych charakterystyk zjawisk towarzyszących pracy analizowanych elementów hydraulicznych [4].

Ciągły rozwój oprogramowania do badań symulacyjnych przepływu medium oraz numerycznego wyznaczania charakterystyk zjawisk towarzyszących przepływowi medium przez badany element otworzył nowe możliwości w procesie projektowania optymalnych konstrukcji elementów układu hydraulicznych, w tym również zaworów bezpieczeństwa układów podpornościowych obudów zmechanizowanych.

Stosowanie metod wirtualnego projektowania oraz weryfikacja konstrukcji zaprojektowanych zaworów bezpieczeństwa za pomocą oprogramowania wykorzystującego metodę CFD umożliwia już na etapie projektowania uzyskanie optymalnej konstrukcji i parametrów pracy konstruowanego zaworu bezpieczeństwa. Należy jednak pamiętać, że ostateczna weryfikacja działania i parametrów roboczych nowych zaworów bezpieczeństwa powinna być wykonana na odpowiednim stanowisku badawczym zgodnie z metodyką zawartą w normie PN-EN 1804-3 +A1:2012 [5].

2. Wpływ oddziaływania górotworu na pracę zaworów bezpieczeństwa

Oddziaływanie górotworu na sekcję obudów zmechanizowanych, a tym samym na ich układy podpornościowe mogą powodować pulsację ciśnienia i natężenia przepływu o charakterze ciągłym lub przejściowym. Przy założonym ciśnieniu roboczym układu podpornościowego rzędu 40 MPa pulsacje te mogą osiągać wartości rzędu 80 – 120 MPa, z reguły czas trwania pulsacji zawiera się w granicach od 0,1 do 0,5 sekundy.

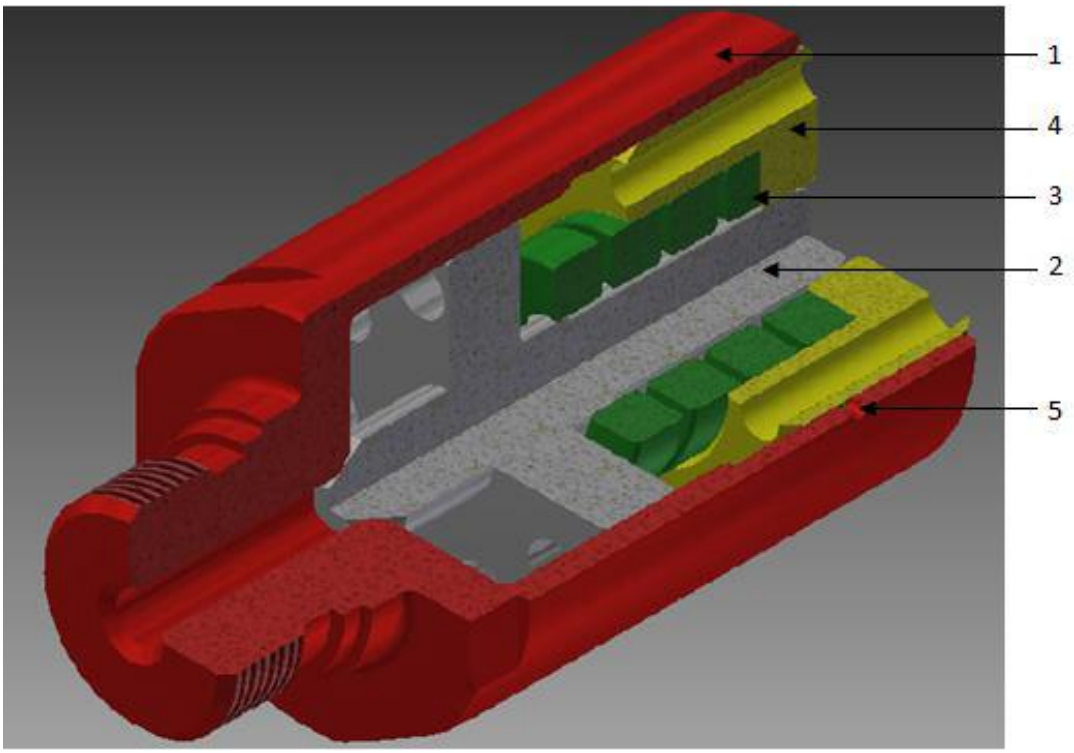
Oddziaływania dynamiczne górotworu są przyczyną niestabilnej pracy zaworów bezpieczeństwa, zmęczenia wytrzymałościowego elementów obudów, szybkiego zużywania się elementów uszczelniających, co w konsekwencji może prowadzić do trwałych uszkodzeń zarówno elementów układów podpornościowych, jak i samych obudów.

Intensywność występowania opisywanych zjawisk zależy w znacznej mierze od sposobu kierowania stropem oraz od charakteru przepływu cieczy roboczej w przewodach hydraulicznych łączących źródła zasilania z mechanizmami wykonawczymi układu (stojakami i siłownikami). Należy również pamiętać, że działanie układów podpornościowych obudów zmechanizowanych związanie jest z prędkością narastania naprężeń w górotworze. Znajomość zjawisk dynamicznych występujących w układach podpornościowych obudów zmechanizowanych jest niezbędna ze względu na konieczność analitycznej oceny

intensywności pulsacji ciśnienia medium, która występuje w układzie hydraulicznym obudowy zmechanizowanej. Szkodliwe zjawiska towarzyszące pracy układów podpornościowych obudów zmechanizowanych będące efektem oddziaływania na obudowę górotworu stanowią niezwykle istotny problem dla konstruktora elementów układów podpornościowych. Konstrukcja nowych zaworów bezpieczeństwa musi bowiem uwzględniać oddziaływanie górotworu zarówno na całą sekcję obudowy, jak i na sam konstruowany element. Coraz częściej powtarzana jest opinia, że układy podpornościowe, a tym samym zawory bezpieczeństwa powinny być konstruowane i dobierane do warunków górniczo-geologicznych występujących na danej ścianie wydobywczej.

3. Budowa i parametry techniczne przykładowego zaworu bezpieczeństwa

Na rysunku 1 przedstawiono przykładowo model nowego zaworu bezpieczeństwa zaliczanego do grupy zaworów szybkoupustowych. Konstrukcja zaworu oparta jest na zastosowaniu sprężyny śrubowej, która powoduje docisk tłoczka do gniazda zaworu. W prezentowanym rozwiązaniu kąt pochylenia ściany bocznej stożka tłoczka wynosi 78º, a kąt pochylenia ściany gniazda zaworu równy jest 100º. Prezentowany zawór jest zaworem bezpośredniego działania (zawór jednostopniowy), którego zadaniem jest ograniczenie wzrostu ciśnienia roboczego w układzie hydraulicznym stojaka obudowy zmechanizowanej, wywołanego przez niekontrolowany wzrost nacisku górotworu na obudowę, poprzez odprowadzenie nadmiaru cieczy roboczej ze stojaka do otoczenia. Prezentowany zawór został skonstruowany przez zespół pracowników KMGPiT AGH oraz Firmy TAGOR S.A. [3].



Rys. 1. Model przestrzenny badanego zaworu szybkoupustowego [źródło: opracowanie własne]

Zawór bezpieczeństwa, (rys. 1) składa się z cylindrycznego korpusu *1*, w którym znajdują się tłoczek *2* oraz sprężyna śrubowa *3*. Sprężyna dociska powierzchnię stożkową tłoczka do gniazda korpusu, zapewniając tym samym szczelność zaworu. Siła z jaką sprężyna dociska tłoczek jest ustawiana przez dokręcanie lub odkręcanie wkręta docisku *4*. Po wykonaniu nastawy zaworu w jego korpusie nawierca się otwór ϕ3 mm na głębokość 7 mm i zaślepia kołkiem rozprężnym.

Podstawowe parametry techniczne zaworu szybkoupustowego DN10

Średnica otworu wlotowego – 10 mm

Rodzaj sprężyny nastawczej – sprężyna śrubowa o przekroju prostokątnym

Wymiary sprężyny (śr. zew. x śr. wew. x gr. x wys.) – 40x20x10x51 mm

Stała sprężyny – 628 N·m

Maksymalna siła ściśnięcia sprężyny – 5377 N

Ciśnienie otwarcia zaworu (zakres) – 65÷80 MPa

Ciśnienie otwarcia zaworu przy nastawie zaworu przelewowego 38 MPa – 68,5 MPa

Ciśnienie otwarcia zaworu przy nastawie zaworu przelewowego 40 MPa – 72,2 MPa

Maksymalny przepływ medium – 880 dm^3/min

4. Podstawowe zasady wykonywania analiz oraz metodyka badań symulacyjnych z wykorzystaniem metody CFD

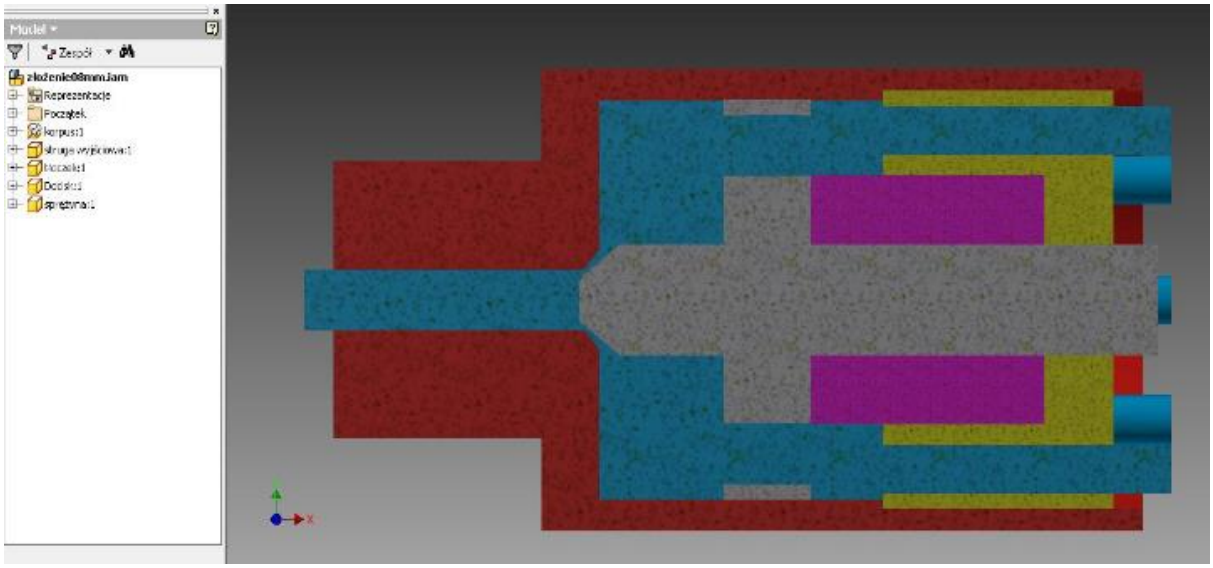
Metoda CFD umożliwia szczegółową analizę zjawisk związanych z przepływem medium w projektowanym elemencie, eliminując konieczność przeprowadzenia bardzo czasochłonnych i kosztownych badań doświadczalnych, skracając tym samym znacząco cykl projektowania elementów oraz obniżając koszty tego procesu. Metoda CFD dostarcza niezbędnych informacji związanych z przepływem medium (rozkład cząstek medium podczas przepływu, rozkład pól prędkości, wartości ciśnienia, turbulencji, kawitacji itp.) oraz zjawiskami cieplnymi, przepływem mas itd.. W metodzie CFD wykorzystane są procesy numerycznego rozwiązywania równań opisujące zmianę pędu, bilansu energii, masy, itd. Dzięki temu metoda CFD znalazła szerokie zastosowanie w procesach projektowania wszystkich maszyn, urządzeń i elementów, w których występują zjawiska przepływu płynów.

Modelowanie przepływu medium roboczego w zaworach bezpieczeństwa układów podporności owych obudów zmechanizowanych jest zagadnieniem złożonym, wymagającym zrozumienia nie tylko analitycznego opisu zjawisk fizycznych towarzyszących przepływowi, ale również schematów obliczeniowych i pewnych uproszczeń, które zastosowano w programach do analizy komputerowej przepływów wykorzystujących metodę CFD. Należy przy tym uwzględniać ograniczenia związane z uproszczeniem modeli badanych elementów – wielu procesów zachodzących w przepływach szybkozmiennych w chwili obecnej nie potrafimy w wiarygodny sposób zamodelować.

Analizę przepływu medium przez badany zawór szybkoupustowy wykonano za pomocą oprogramowania CFD Simulation dla trzech wartości przepływu objętościowego, a mianowicie: 250, 500 i 750 dm^3/min przy ciśnieniu otwarcia zaworu wynoszącym 60 MPa. Dla tych stałych i założonych warunków początkowych badano charakter przepływu cieczy w szczelinie pomiędzy powierzchnią stożkową tłoczka a gniazdem stożka oraz określano wartość natężenia przepływu. Analizę przeprowadzono dla dziesięciu położeń tłoczka, które powodowały wzrost wielkości szczeliny od 0,1 do 1 mm. Odległości pomiędzy gniazdem a tłoczkiem liczono jako normalną do tworzących stożków tłoczka i gniazda w korpusie. Przed przystąpieniem do przeprowadzenia właściwych badań przepływu medium przez analizowany zawór bezpieczeństwa, w modelu zaworu przedstawionego na rys.1 dokonano niezbędnych uproszczeń.

Na rysunku 2 pokazano przekrój badanego zaworu po wprowadzeniu uproszczeń z widocznym zaznaczeniem objętości medium roboczego znajdującego się w zaworze.

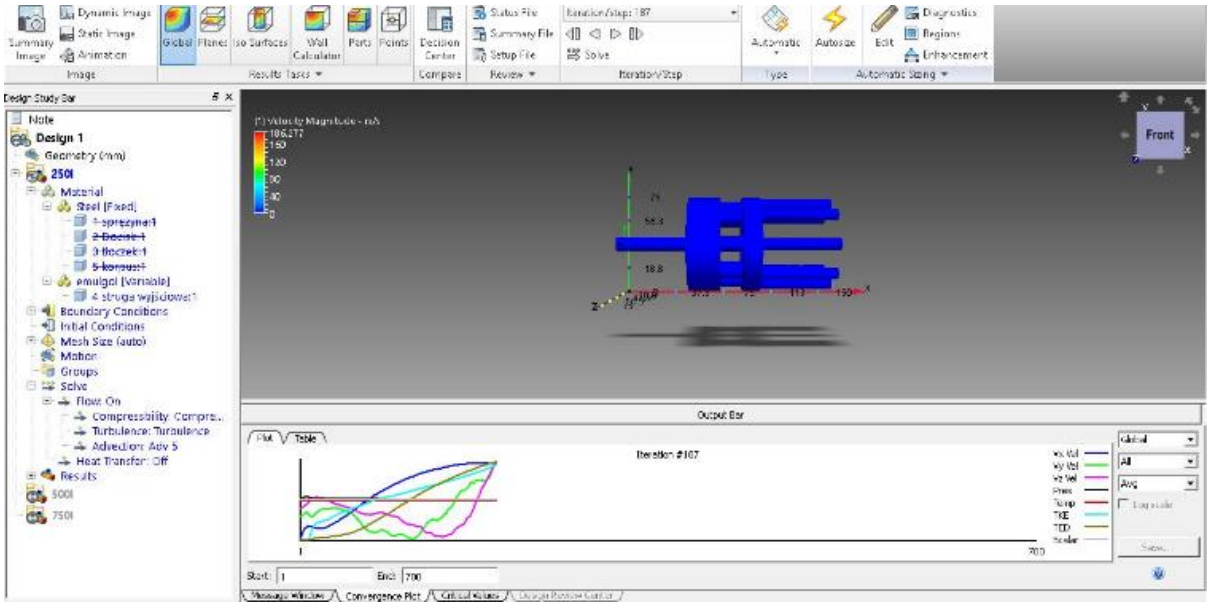
Na prezentowanym przekroju, (rys. 2), widoczny jest korpus zaworu (kolor czerwony), medium robocze (kolor niebieski), tłoczek (kolor szary), sprężyna śrubowa (kolor różowy) oraz wkręt dociskowy (kolor żółty).



Rys. 2. Model zaworu po wprowadzeniu uproszczeń [źródło: opracowanie własne]

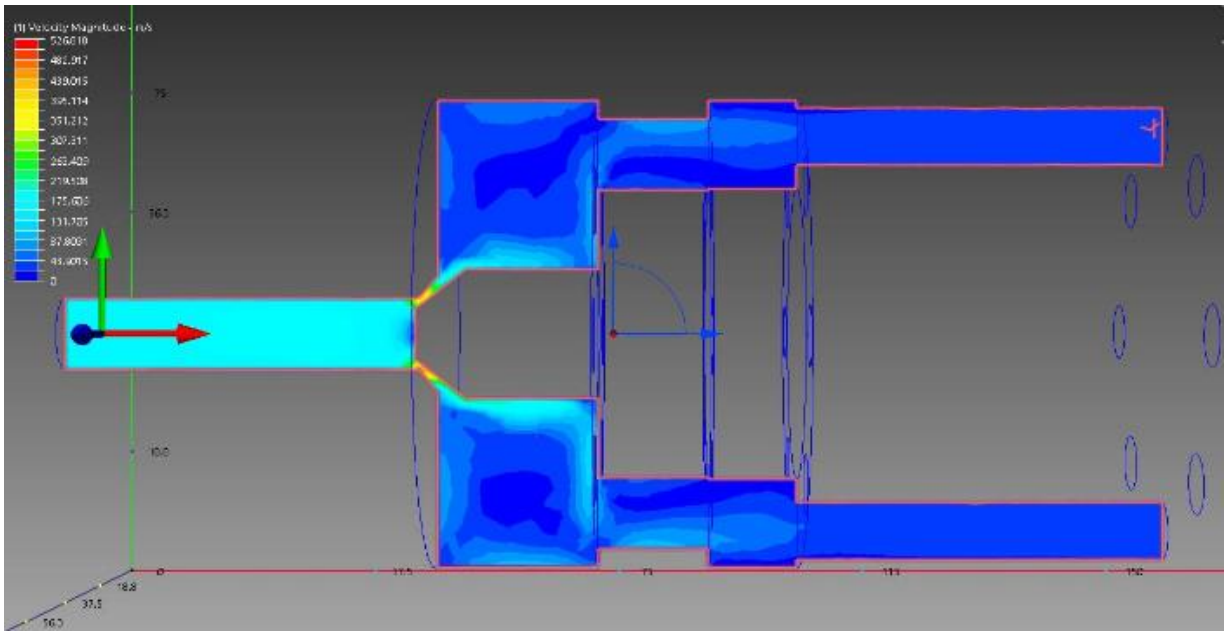
Łącznie wykonano kilkadziesiąt symulacji przepływu medium przez szczelinę zaworu, a ich wyniki pozwoliły na określenie charakteru tych przepływów, wartości prędkości przepływów medium oraz spadków ciśnień.

Na rysunku 3 przedstawiono widok okna dialogowego programu CFD Simulation podczas obliczeń numerycznych dla założonych warunków, materiałowych, brzegowych i przyjętych parametrów symulacji.

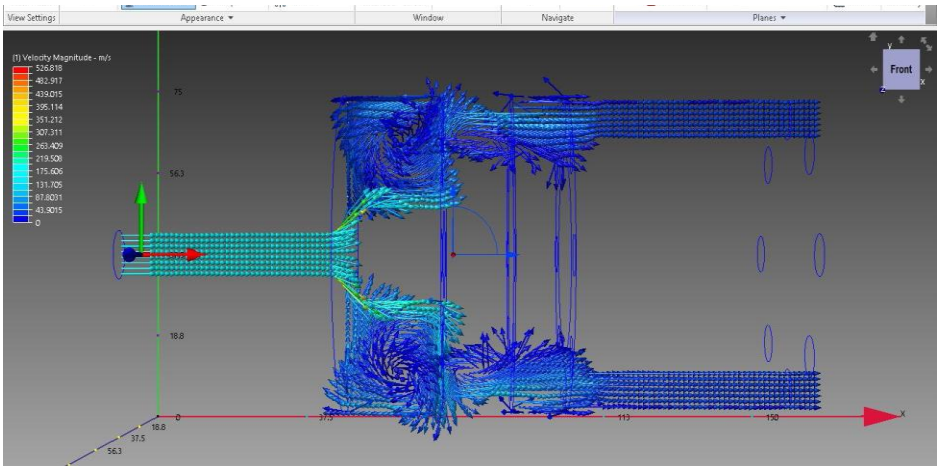


Rys. 3. Okno dialogowe programu CFD Simulation z widocznymi wykresami konwergencji [źródło: opracowanie własne]

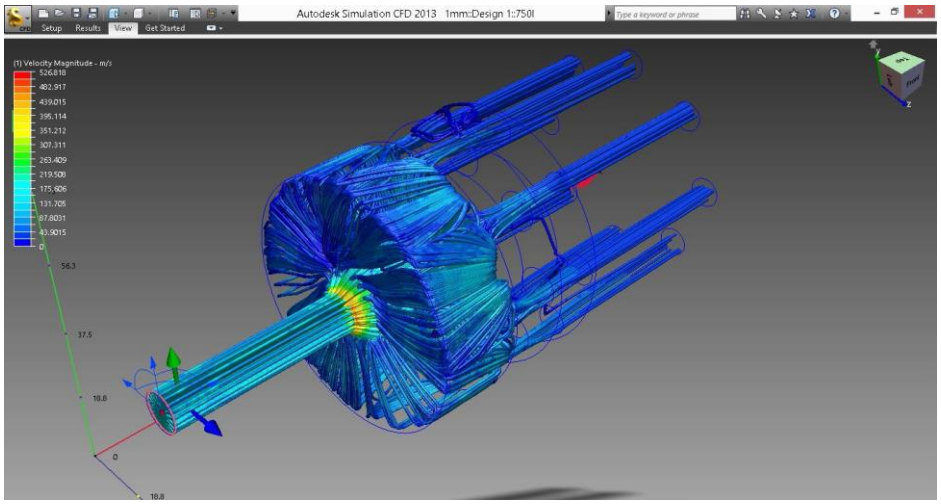
Na rysunkach 4, 5, 6, zaprezentowano przykładowe wyniki wykonanych symulacji przepływu medium przez badany zawór. Wyniki te dotyczą prędkości przepływu medium przez zawór przy natężeniu przepływu wynoszącym 500 dm^3/min (szczelina 0,4 mm). Na rysunku 7 zaprezentowano rozkład wartości ciśnienia medium dla takich samych parametrów przepływu.



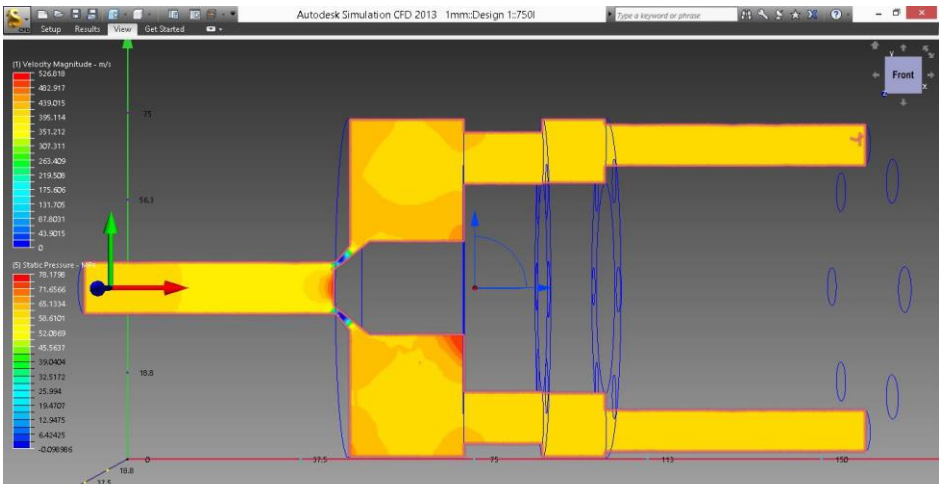
Rys. 4. Płaszczyzna zmian prędkości medium w zaworze przy v = 500 dm³/min i s = 0,4 mm w płaszczyźnie xy [źródło: opracowanie własne]



Rys. 5. Rozkład prędkości medium w zaworze przy v = 500 dm³/min i s = 0,4 mm w płaszczyźnie xy [źródło: opracowanie własne]



Rys. 6. Przestrzenny rozkład prędkości przepływu medium w zaworze przy v = 500 dm³/min i s = 0,4 mm [źródło: opracowanie własne]



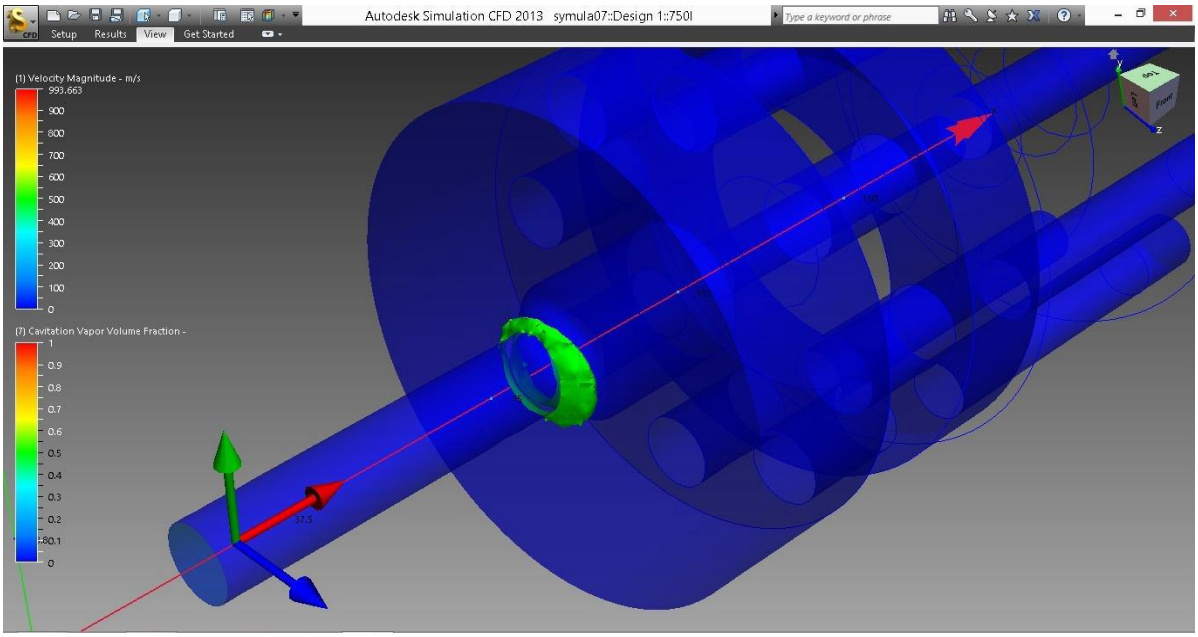
Rys. 7. Rozkład wartości ciśnienia medium w zaworze przy v = 500 dm³/min i s = 0,4 mm [źródło: opracowanie własne]

Na rysunku 8 zaprezentowano uzyskane wyniki symulacji obrazujące zjawisko kawitacji, które może wystąpić przy przepływie medium roboczego przez badany zawór. Intensywność występowania tego zjawiska zależy od bardzo wielu czynników, przede wszystkim od prędkości medium, kształtu kanałów przepływowych, temperatury medium i wartości ciśnienia panującego w przestrzeni gniazdo – tłoczek.

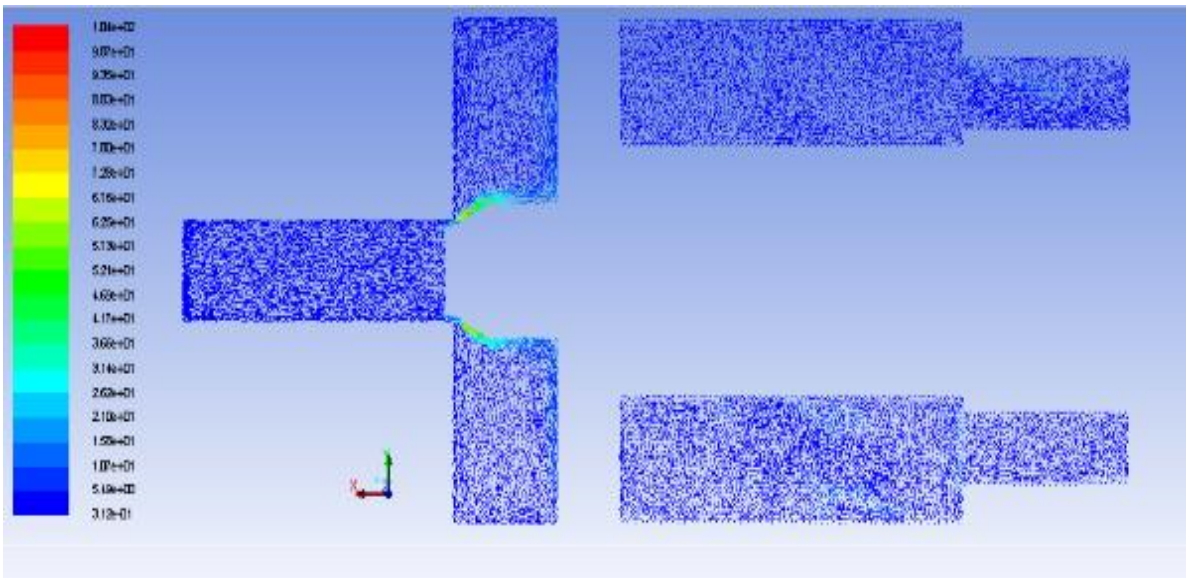
Prawdopodobieństwo wystąpienia kawitacji w zaworze można zmniejszyć przez zastosowanie odpowiednich zmian konstrukcji elementów analizowanego zaworu bezpieczeństwa. Jedną z podstawowych zmian konstrukcyjnych, która może doprowadzić do całkowitej eliminacji zjawiska kawitacji lub jego zmniejszenia jest zastosowanie w konstrukcji zaworu tłoczka wielostopniowego, który pozwala na uzyskanie na poszczególnych stopniach spadków ciśnienia poniżej wartości krytycznej.

Na rysunku 9 przedstawiono zaburzenia przepływu występujące podczas przepływu przez zawór. Najczęściej powstają one w strefie gniazdo-tłoczek i są one skutkiem odparowywania cząsteczek medium w wyniku spadku ciśnienia przepływu poniżej ciśnienia parowania. W dalszej fazie przepływu medium tuż za szczeliną, następuje implozja utworzonych pęcherzyków. Opisane zjawisko, oprócz generowania hałasu, charakteryzuje się nagłymi przyspieszeniami cząsteczek mieszaniny, co powoduje ich uderzenia o powierzchnie zaworu i doprowadza do trwałego uszkodzenia tych powierzchni zaworu.

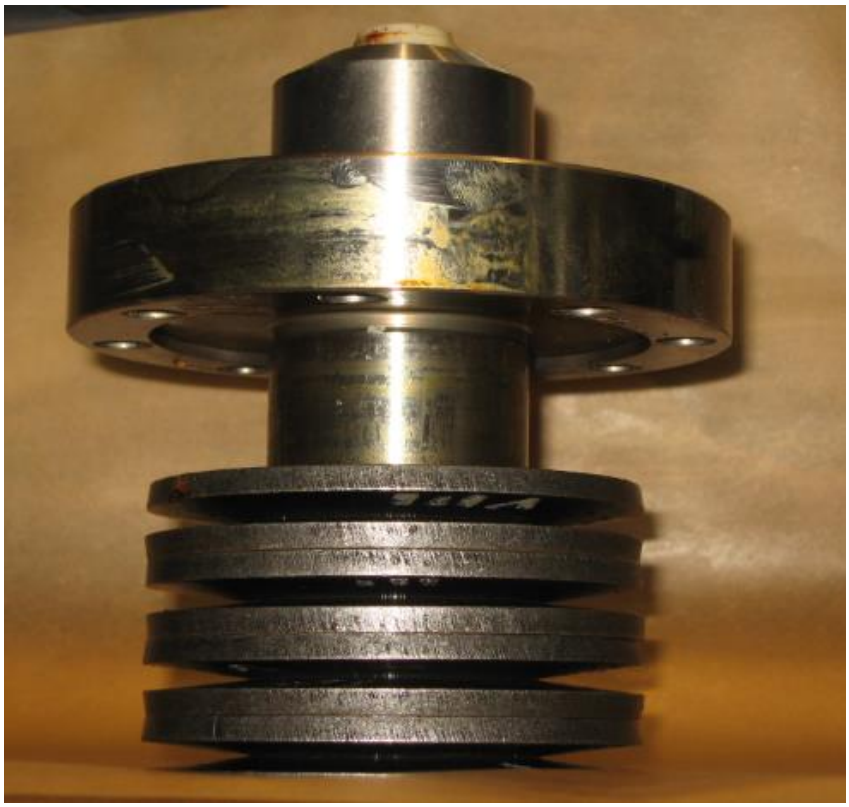
Na rysunku 10 przedstawiono wpływ zjawiska kawitacji na powierzchnię tłoczka zaworu, który stwierdzono po przeprowadzeniu badań zaworu na stanowisku laboratoryjnym.



Rys. 8. Obszar występowania kawitacji w badanym zaworze [źródło: opracowanie własne]



Rys. 9. Zaburzenia przepływu medium w strefie gniazdo-tłoczek (szczelina 0,5 mm)
[źródło: opracowanie własne]



Rys. 10. Uszkodzenia powierzchni tłoczka na skutek wystąpienia zjawiska kawitacji
[źródło: opracowanie własne]

5. Wyniki badań symulacyjnych przepływu medium przez badany zawór

Badania symulacyjne przepływu medium zostały przeprowadzone dla przestrzeni zaworu, która na rysunku 2 została oznaczona kolorem niebieskim. Podstawowe symulacje prowadzone były dla ustalonej wartości ciśnienia otwarcia zaworu równej 60 MPa oraz zakresów wielkości szczeliny od 0,1 mm do 1 mm (z podziałką co 0,1 mm). Uzyskane wyniki badań symulacyjnych przepływu medium przez zawór zostały przedstawione w postaci tabel i wykresów.

W tabeli 1 zestawiono wartości prędkości przepływu medium uzyskane w wyniku przeprowadzonych symulacji przepływu. Wartości prędkości są zależne od założonego natężenia przepływu medium i wielkości szczeliny.

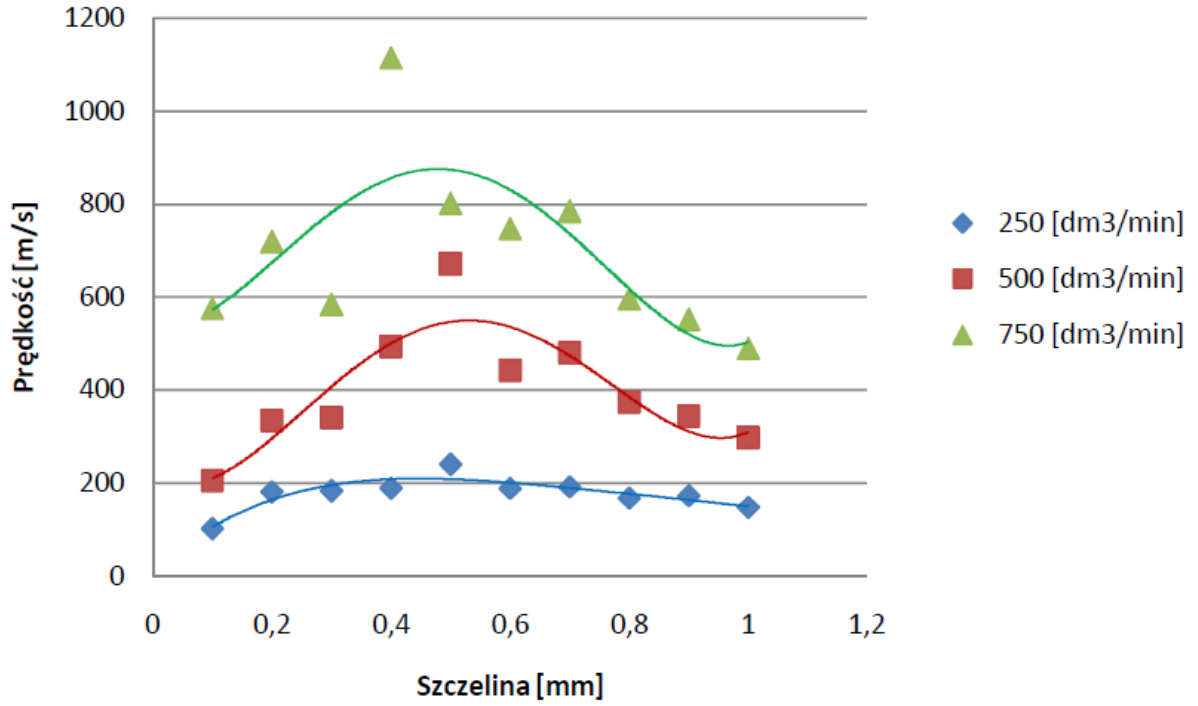
Prędkość przepływu medium przez szczelinę w zależności od natężenia przepływu medium [źródło: opracowanie własne]

Tabela 1

Szczelina mm	Natężenie przepływu, dm^3/min		
	250	500	750
	Prędkość przepływu medium, m/s		
0,1	101,6	205,8	576
0,2	180,7	334,5	719,6
0,3	182,8	340,4	584,3
0,4	188,6	493,2	1115
0,5	240,1	670,4	801,9
0,6	187,8	442,5	747,8
0,7	191,1	480,5	785
0,8	167,3	374,3	586,2
0,9	172,1	342,8	552,4
1	147,5	298,2	589,9

Na rysunku 11 zaprezentowano w formie wykresów zmiany prędkości medium podczas przepływu przez szczelinę gniazdo-tłoczek zaworu dla przyjętych wartości natężenia przepływu i wielkości szczeliny.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys. 11. Zmiany prędkości medium podczas przepływu przez szczelinę w zależności od jej wielkości [źródło: opracowanie własne]

Z uzyskanych wykresów na rysunku 11 wyraźnie wynika, że prędkość przepływu medium rośnie wraz ze wzrostem wielkości szczeliny (do wielkości szczeliny 0,5 mm), a następnie zaczyna spadać. O ile dla natężeń przepływu 250 dm^3/min i 500 dm^3/min wzrost prędkości jest znaczący, o tyle dla wartości natężenia przepływu 750 dm^3/min jest on stosunkowo niewielki. Fakt ten oznacza, że przy wyższych natężeniach przepływu występuje zjawisko dławienia i stosowanie zaworu dla tych wartości natężenia przepływu jest nieuzasadniona technicznie.

W tabeli 2 przedstawiono zestawienie uzyskanych wartości ciśnień medium w zależności od jego natężenia przepływu w szczelinie oraz wielkości szczeliny.

Wartości ciśnienia medium podczas przepływu przez szczelinę [źródło: opracowanie własne]

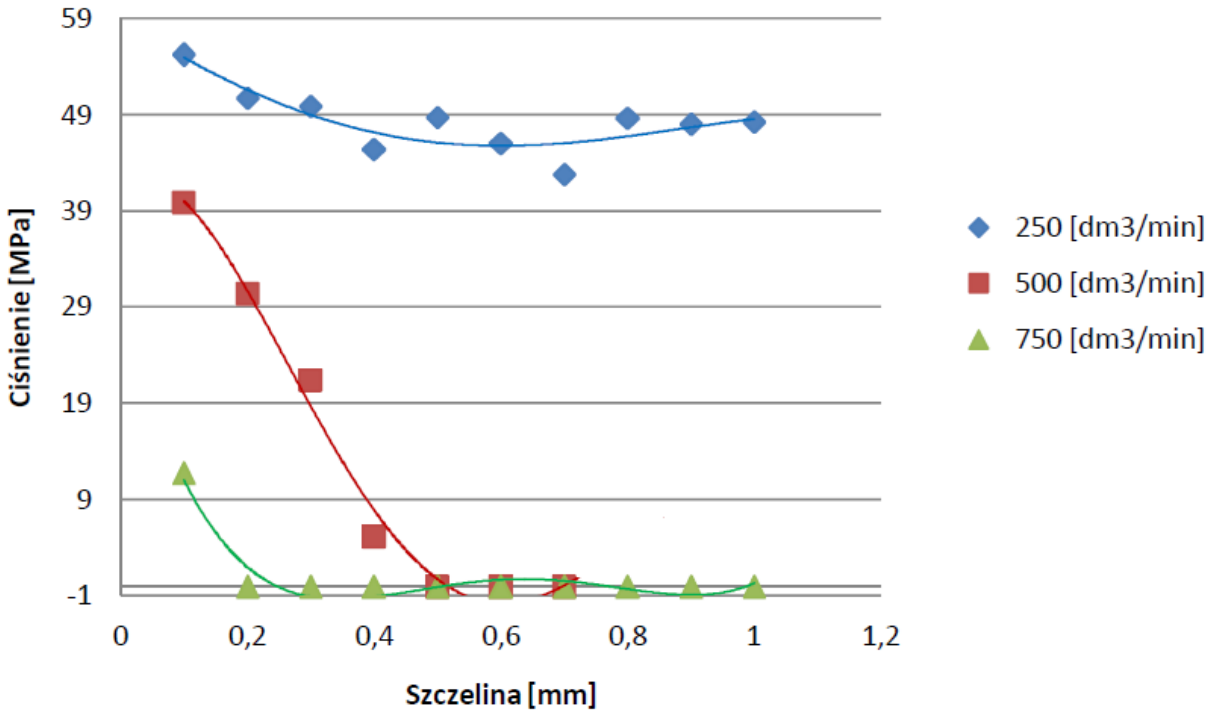
Tabela 2

Szczelina mm	Natężenie przepływu, dm^3/min		
	250	500	750
	ciśnienie, MPa		
0,1	55,18	39,8	11,73
0,2	50,7	30,35	-0,098
0,3	49,83	21,32	-0,098

0,4	45,37	5,097	-0,098
0,5	48,67	-0,098	-0,098
0,6	45,96	-0,098	-0,098
0,7	42,72	-0,098	-0,098
0,8	48,57	-0,098	-0,098
0,9	47,98	-0,098	-0,098
1	48,19	-0,098	-0,098

Na rysunku 12 zamieszczono wykresy zmian wartości ciśnienia medium dla poszczególnych natężeń przepływu w zależności od wielkości szczeliny gniazdo-tłoczek zaworu. Przebiegi spadków wartości ciśnienia medium dotyczą tylko bezpośredniej strefy szczeliny.

Uzyskane wykresy pozwalają na bezpośrednią ocenę funkcjonowania pierwotnej wersji projektowanego zaworu bezpieczeństwa. Analizując wykresy zamieszczone na rys.11 i rys.12 można łatwo zauważyć, że projektowany zawór pracuje prawidłowo tylko w zakresie natężeń przepływu 250 dm^3/min.



Rys. 12. Zmiany wartości ciśnienia medium w zależności od wielkości szczeliny
[źródło: opracowanie własne]

W przypadku wyższych natężeń przepływu występuje zjawisko dławienia przepływu, zwłaszcza kiedy szczelina gniazdo-tłoczek zaworu ma wartość powyżej 0,5 mm. Fakt ten oznacza, że konstrukcja toczka zaworu oraz średnice otworów wylotowych uniemożliwiają przepływ medium w założonych zakresach natężeń przepływu. Zjawisko to może spowodować generowanie drgań w układzie hydraulicznym sekcji obudowy prowadzących do przyspieszonego zużycia elementów układu lub ich trwałego uszkodzenia.

Mając na uwadze uzyskane wyniki badań symulacyjnych, konstruktorzy zaworu zmodyfikowali konstrukcję tłoczka zaworu oraz wprowadzili dodatkowe otwory wylotowe na bocznych powierzchniach korpusu, co zapewniło uzyskanie założonego natężenia przepływu medium przez zawór (880 dm^3/min) i zapewniło prawidłowe funkcjonowanie zaworu.

6. Podsumowanie

Możliwości zastosowania metody CFD do analizy przepływu medium roboczego przez projektowany element hydrauliczny pozwalają na szybką weryfikację konstrukcji i parametrów roboczych projektowanego zaworu. Wyniki badań symulacyjnych uzyskane dzięki metodzie CFD w postaci rozkładu prędkości medium, jego natężenia przepływu przez badany element czy też spadków wartości ciśnienia w poszczególnych węzłach konstrukcyjnych zaworu są niezwykle pomocne zarówno w ocenie prawidłowości funkcjonowania projektowanego zaworu, jak również w ocenie wartości jego parametrów roboczych.

Zastosowanie metody CFD pozwala uniknąć wykonywania prototypów oraz przeprowadzania kosztownych i czasochłonnych badań laboratoryjnych nowo konstruowanych elementów hydraulicznych dzięki możliwości precyzyjnej symulacji rzeczywistych warunków pracy badanego elementu.

Uzyskane wyniki symulacji przykładowego zaworu bezpieczeństwa zaprezentowane w rozdziale pozwalają stwierdzić, że program Autodesk Simulation CFD jest bardzo przydatnym i przyjaznym dla użytkownika narzędziem do analizy parametrów roboczych, poprawności konstrukcji i funkcjonowania elementów hydraulicznych. Program pozwala już na etapie projektowania elementu hydraulicznego sprawdzić poprawność jego działania oraz np. określić wpływ zmian wartości założonych wielkości szczelin na parametry określające przepływ medium przez zawór oraz wskazać węzły konstrukcyjne elementu narażone na zniszczenie np. na skutek kawitacji.

Dla konstruktora elementów hydraulicznych niezwykle ważna jest ocena wartości natężenia przepływu przez wybrane węzły konstrukcyjne typu gniazdo-tłoczek, powierzchnia czołowa tłoczka-otwory wylotowe itp. Metoda CFD umożliwia szczegółową ocenę parametrów przepływu medium w wybranych węzłach w pełnym zakresie wartości np. szczeliny gniazdo-tłoczek, przy czym konstruktor sam ustala dokładność wykonywanych badań symulacyjnych. Dzięki temu możliwe jest stwierdzenie niekorzystnych zjawisk towarzyszących przepływowi medium przez badany element, takich jak nieciągłość przepływu, zawirowania strumienia medium czy też kawitacji.

Stosując oprogramowania oparte na metodzie CFD należy jednak pamiętać, że uzyskanie prawidłowych wyników symulacji komputerowych przepływu medium uzależnione jest od poprawnego stworzenia modelu badanego elementu oraz właściwego ustalenia warunków i parametrów określających przepływ medium. Z tego powodu przed zastosowaniem

oprogramowania konieczna jest wnikliwa analiza konstrukcji i działania badanego elementu oraz precyzyjne określenie parametrów jego pracy.

Literatura

1. Irresberger H., Gräwe F., Migenda P.: Zmechanizowane obudowy ścianowe. Podręcznik dla praktyków. Tiefenbach Polska Sp. z o.o., Katowice 2003.
2. Korecki Z.: Napędy i sterowanie hydrauliczne maszyn górniczych. Śląskie Wydaw. Techniczne, Katowice 1993.
3. Kalukiewicz A., Marianowski J., Kipczak P.: Opracowanie, wykonanie i badania modułu upustowego zabezpieczającego stojaki hydrauliczne obudowy zmechanizowanej przed tąpaniami. (praca nie publikowana). Raport Umowa nr 5.5.130.566 (TK/239/12). AGH Kraków 2014.
4. Władzielczyk K., Cymerys A.: Analiza pracy roboczego zaworu przelewowego metodą CFD, w układzie hydraulicznym sekcji zmechanizowanej obudowy ścianowej. Przegląd Górniczy nr 11/2011.
5. Norma PN-EN 1804-3+A1:2012 – Maszyny dla górnictwa podziemnego – Wymagania bezpieczeństwa dla obudów zmechanizowanych, Część 3: Hydrauliczne systemy sterowania.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wpływ dynamicznego oddziaływania górotworu na dobór stojaka hydraulicznego zmechanizowanej obudowy ścianowej

Dawid Szurgacz – Katowicki Holding Węglowy KWK ”WUJEK”

1. Wprowadzenie

Występujące zjawiska geodynamiczne podczas eksploatacji węgla kamiennego możemy podzielić na trzy rodzaje: wstrząs, tąpnięcie, odprężenie. Skutki występowania zjawisk dynamicznych w górotworze różnią się między sobą wielkością wyzwolonej energii oraz skutkami obserwowanymi w wyrobisku. Intensywność tych zjawisk dynamicznych zwiększa się wraz ze wzrostem głębokości eksploatowanych złóż [1, 2].

Podstawowym elementem podpornościowym zmechanizowanej obudowy ścianowej jest stojak hydrauliczny. W systemie ścianowym decyduje o jej bezpieczeństwie i odpowiednich walorach eksploatacyjnych. Stojak hydrauliczny jest siłownikiem dwustronnego działania, jego podstawowy zakres pracy to podporność. Obecnie w zmechanizowanej obudowie ścianowej stosuje się stojaki o długości od 0,6 do 5,6 m i podporności nominalnych od 0,6 do 5,6 MN.

Dobór parametrów technicznych dla stojaka obudowy ścianowej eksploatowanego w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu jest niezwykle istotny z uwagi na przejmowane obciążenia dynamiczne oraz przejmowanie znacznych przeciążeń [8]. Obciążenie dynamiczne, jako pochodne wstrząsu górotworu, stanowi problem techniczny w trakcie eksploatacji. Rozporządzenie Ministra Gospodarki w sprawie BHP [4] określa w § 440 ust. 2 wymaganie dla sekcji obudowy jakie musi być spełnione i zdefiniowano je jako: „*Obudowa zmechanizowana przeznaczona do pracy w ścianach prowadzonych w rejonach występowania wstrząsów górotworu jest przystosowana, poprzez upodatnienie, do przejmowania obciążeń dynamicznych”*. Sposobu tej oceny ustawodawca już nie określił. Główny Instytut Górnictwa dla potrzeb przemysłu górniczego opracował metodę własną oceny „upodatnienia”, która z powodzeniem jest wykorzystywana od ponad 20 lat [7].

Od układu hydraulicznego stojaka zmechanizowanej obudowy ścianowej wymaga się również spełnienia wymagań zawartych w Dyrektywie Maszynowej i zharmonizowanych z nią normami z serii PN-EN 1804 [3].

W prezentowanym rozdziale opisano dobór stojaka hydraulicznego zmechanizowanej obudowy ścianowej przeznaczonego dla warunków zagrożenia wstrząsami górotworu w oparciu o dostępne metody. Na podstawie przeprowadzonej analizy określono wymagany przepływ w układzie zabezpieczającym stojak zmechanizowanej obudowy ścianowej Hydromel-15/31-POz/BSN. Omawiana problematyka jest istotna pod względem bezpieczeństwa eksploatacji, w których występuje dynamiczne oddziaływanie górotworu.

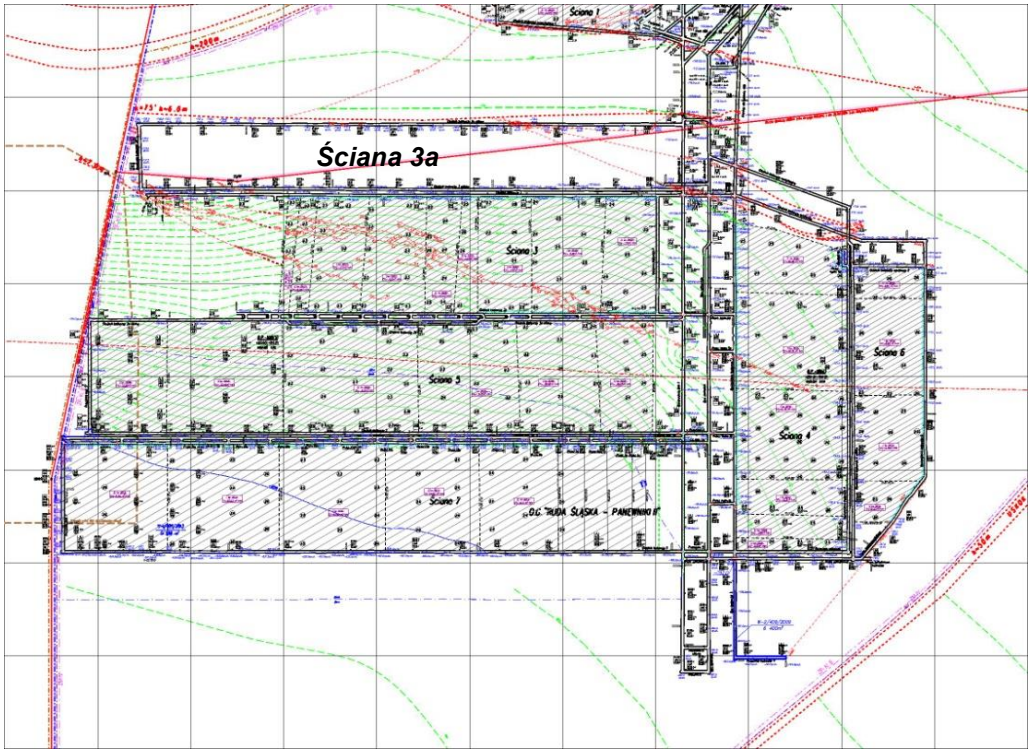
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Zasady doboru stojaka hydraulicznego dla określonych warunków górniczych

Warunki górniczo – geologiczne dla ściany 3a w pokładzie 409 w KWK WUJEK na Ruchu Śląsk określono w oparciu o model górotworu naruszonego według prof. A. Bilińskiego, w którym przyjęto, że oddziaływanie dynamiczne na zmechanizowaną obudowę ścianową zagrażające bezpieczeństwu jest pochodną łamania się warstw tąpiących leżących ponad eksploatowanym wyrobiskiem. Są to zwykłe grube warstwy piaskowca. Oddziaływanie to jest przenoszone przez poszczególne warstwy skał, generując dodatkowe dynamiczne obciążenie zmechanizowanej obudowy ścianowej [1]. Na rysunku 1 przedstawiono szkic warunków górniczo – geologicznych dla eksploatowanej ściany 3a w pokładzie 409.

Na podstawie analizy warunków górniczo – geologicznych i eksploatacyjnych w oparciu o mapy pokładu, przekrój geologiczny i dane techniczne obudowy ustalono:

- miąższość pokładu – 2,1 ÷ 2,7 m,
- wymagania wysokości roboczej obudowy – 1,9 ÷ 3,0 m,
- podporność wstępną/roboczą stojaka – 0,785/1,319 MN,
- wartość wskaźnika utrzymania stropu ”g” ≥ 0,8 – dobre warunki,
- ciśnienie wstępne/robocze – 25/42 MPa,
- współczynnik dociążenia – n_{tz} = 1,16,
- minimalna wydajność układu hydraulicznego PT stojaka Q ≥ 400 $lmin^{-1}$. Przyjęto zawór w klasie III.

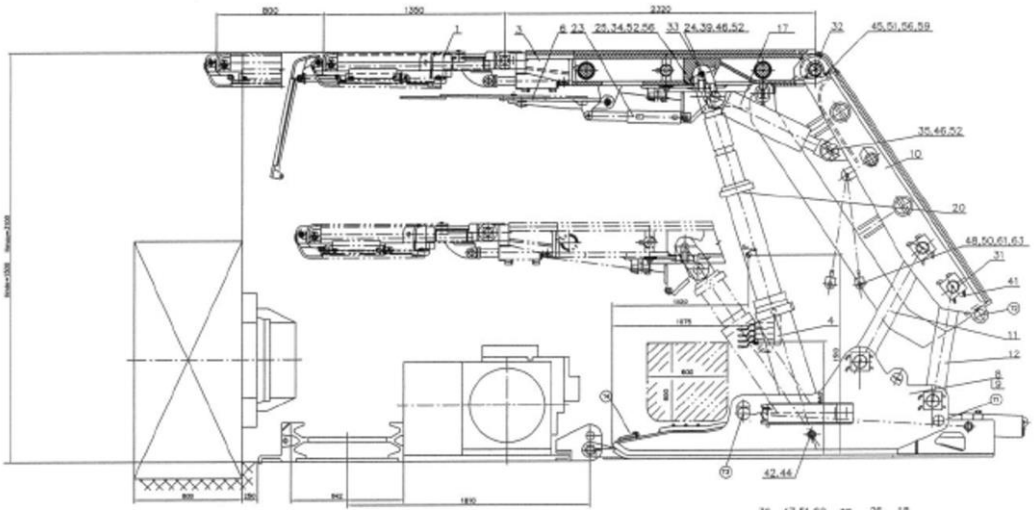


Rys. 1. Szkic warunków górniczo-geologicznych w rejonie ściany 3a w pokładzie 409 [źródło: opracowanie KWK WUJEK]

3. Ocena upodatnienia dla zmechanizowanej obudowy ścianowej

Ocenę upodatnienia sekcji obudowy zmechanizowanej typu HYDROMEL-15/31-POz/BSN przedstawionej na rysunku 2 przeprowadził Główny Instytut Górnictwa dla pola ściany 3a w pokładzie 409 przy uwzględnieniu zwiększonego dynamicznego obciążenia górotworu określonego współczynnikiem dociążenia n_{tz} [5]. Podstawowe parametry dla warunków górniczo – geologicznych opisano w rozdziale 2 prezentowanej pracy, natomiast podstawowe parametry zastosowanego w nich stojaka hydraulicznego przedstawiają się następująco:

- budowa: stojak jednoteleskopowy z przedłużaczem mechanicznym,
- podporność wstępna/robocza: 0,785/1,319 MN,
- ciśnienie zasilania: 25 ÷ 30 MPa,
- średnica cylindra: 0,20 m.



Rys.2. Zmechanizowana obudowa ścianowa typu HYDROMEL-15/31-POz/BSN
[źródło: DTR obudowy Hydromel-15/31-POz/BSN]

Wyniki obliczeń dla różnych wysokości pracy obudów zebrano w tabeli 1 oraz przedstawiono graficznie na rysunku 2.

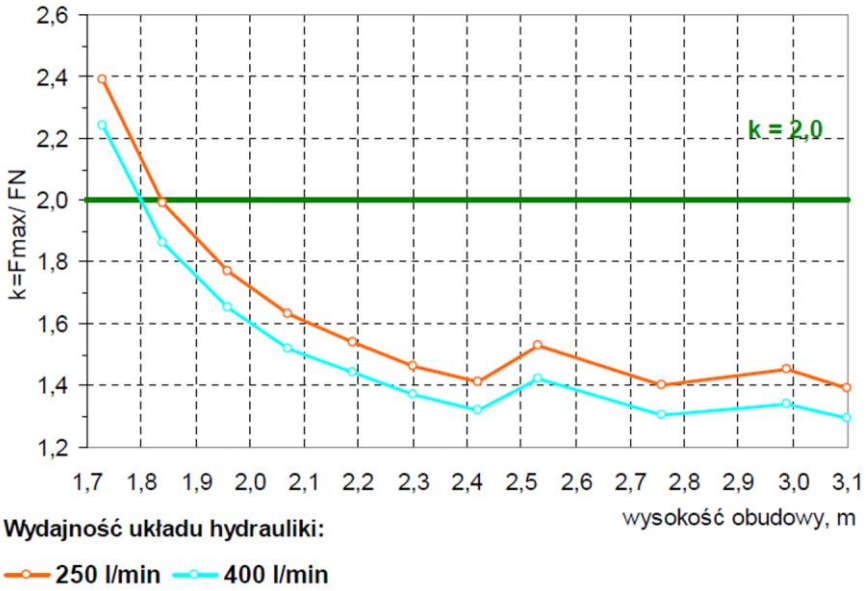
Przewidywane przeciążenia stojaka hydraulicznego obudowy zmechanizowanej HYDROMEL-15/31-POz/BSN w warunkach ściany 3a pokład 409 [5]

Tabela 1

Współczynnik przeciążenia stojaka	Wysokość obudowy, m											wydajność
	1,73	1,84	1,96	2,07	2,19	2,30	2,42	2,53	2,76	2,99	3,10	
F_{max}, MN	3,61	3,01	2,67	2,46	2,32	2,21	2,13	2,30	2,11	2,19	2,10	Q=250
k	2,39	1,99	1,77	1,63	1,54	1,46	1,14	1,53	1,4	1,45	1,39	l/min
F_{max}, MN	3,39	2,81	2,49	2,30	2,17	2,06	1,99	2,14	1,97	2,03	1,95	Q=400
k	2,24	1,86	1,65	1,52	1,44	1,37	1,32	1,42	1,30	1,34	1,29	l/min

Powyższa tabela i przeprowadzona ocena pozwala wskazać oraz obliczyć bezpieczny zakres pracy sekcji obudowy zmechanizowanej HYDROMEL-15/31-POz/BSN wyposażonej

w stojak hydrauliczny o średnicy Ø0,20 m oraz przyłącze DN19/ZRP wyprowadzające ciecz z przestrzeni podtłokowej stojaka do zaworu ograniczającego ciśnienie, pracującej w warunkach ściany 3a w pokładzie 409, przy maksymalnym współczynniku dociążenia n_{tz}=1,16 oraz prognozowanej energii wstrząsu 4x10^{7}J. Zgodnie z metodyką GIG, sekcje skrajne obudowy, po uwzględnieniu powyższych warunków, należy uznać za upodatnione [4].



Rys. 3. Przewidywane przeciążenie stojaków hydraulicznych obudowy HYDROMEL-15/31-POz/BSN dla ściany 3a w pokładzie 409, KWK „WUJEK" Ruch „Śląsk"; gdzie: k = Fmax / Fr – współczynnik przeciążenia stojaka, Fmax – maksymalna wartość obliczeniowa obciążenia stojaka, [MN], Fr – podporność robocza, [MN] [5]

4. Ocena układu sterowania stojakiem

Przyjmuje się, że stojak musi spełnić wymagania zawarte w normach zharmonizowanych z serii PN-EN 1804 [3], a ponadto musi spełnić wymogi §440 ust.2 Rozporządzenia Ministra Gospodarki w sprawie BHP [4] oraz dodatkowo wymaga się w procedurze projektowania obudowy potwierdzenia badaniami prototypu.

Badania dodatkowe stojaka obejmują:

- współpracę zaworów hydraulicznych ze stojakiem dla różnych prędkości zaciskania,
- badanie dynamiczne udarem masy,
- badanie przepływów z zaworem przewidzianym dla danych warunków górniczo – geologicznych.

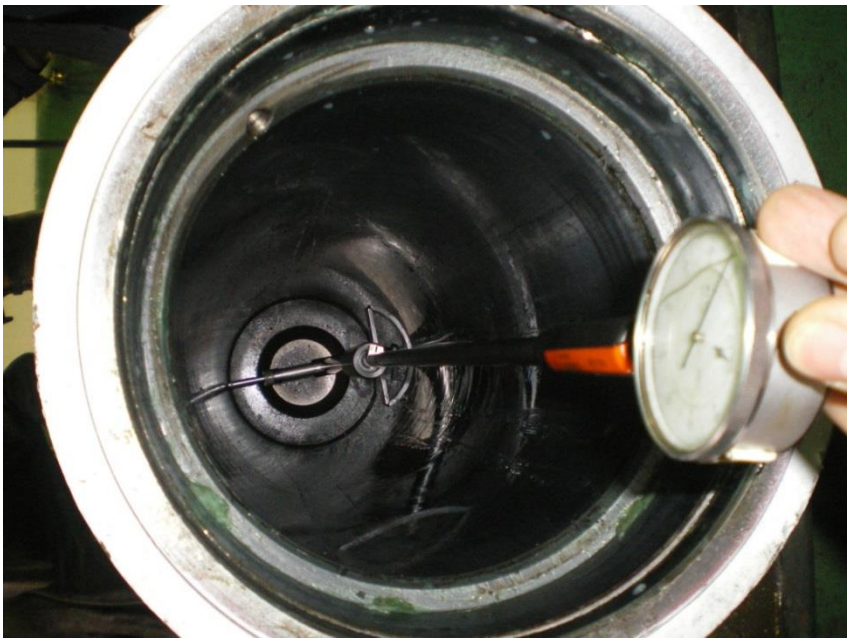
Dodatkowo w obudowie sprawdzany jest:

- minimalny słup cieczy PT dla minimalnego zakresu roboczego obudowy,
- wzbudzanie się układów hydraulicznych współpracujących ze stojakiem podczas rabowania obudowy.

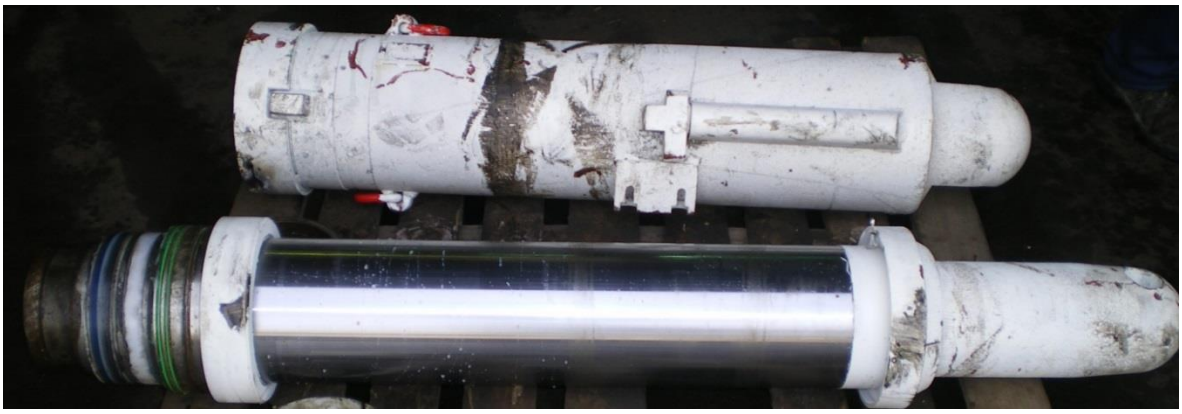
Na podstawie wyników oceny upodatnienia układu sterowania stojaka obudowy zmechanizowanej Hydromel-15/31-POz/BSN z zastosowanym przyłączem DN19/ZRP na zwiększone obciążenia dynamiczne stojak został poddany badaniom stanowiskowym [6]. Rysunek 4 prezentuje stojak Ø0,20 m wraz z przyłączem.

Rys.4. Stojak wraz z przyłączem typu DN19/ZRP
[źródło: opracowanie własne]

Przeprowadzona ocena stanu cylindra stojaka po badaniach nie wykazała zmian na ściankach. Obciążenie, któremu został poddany stojak nie spowodowało odkształceń w części, w której cylinder pokrywa się z tłoczyskiem.



Rys. 5. Ocena stanu stojaka obudowy Hydromel-15/31-POz/BSN po badaniach stanowiskowych
[źródło: opracowanie własne]



Rys. 6. Rozebrany stojak hydrauliczny po badaniach stanowiskowych
[źródło: opracowanie własne]

5. Podsumowanie

Bezpieczeństwo pracy zmechanizowanej obudowy ścianowej w trudnych warunkach górniczo – geologicznych dla całego kompleksu wydobywczego jest szczególnie istotne. Wymaga się, aby układ podpornościowy obudowy utrzymał podporność roboczą dla zmieniających się obciążeń w czasie oraz dla różnych wysokości rozparcia obudowy.

W rozdziale przedstawiono ocenę upodatnienia układu sterowania stojaka Ø0,21 m z przyłączem DN19/ZRP dla sekcji skrajnej obudowy zmechanizowanej typu Hydromel-15/31-POz/BSN dla ściany 3a w pokładzie 409 prowadzonej w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu, zasilanego ciśnieniem 30 MPa, przy maksymalnym rzeczywistym współczynniku dociążenia n_{tz}=1,16.

Na podstawie przeprowadzonych obliczeń można stwierdzić, że bezpieczny zakres pracy przy wysokości 1,9 ÷ 2,5 m przedmiotowej sekcji obudowy zmechanizowanej, ze względu na jej upodatnienie w warunkach ściany 3a, dla układu hydrauliki sterującej o wydajności odpowiadającej zaworowi w kategorii III, przy minimalnej wysokości słupa cieczy w przestrzeni podtłokowej powyżej 0,25 m oraz zgodnie z PN EN 1804-3+A1:2012 wynosi Q=400 l/min.

Zgodnie z metodą Głównego Instytutu Górnictwa, sekcje obudowy zmechanizowanej spełniają warunek upodatnienia zawarty w punkcie 8, §440 Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 9 czerwca 2006 r. Dz. U. Nr 124 poz. 863.

Przedstawione rozwiązanie układu sterowania stojakiem z zastosowaniem przyłącza DN19/ZRP potwierdzone badaniami stanowiskowymi, zabezpieczą obudowę przed uszkodzeniami do strony dynamicznego oddziaływania górotworu.

Literatura

1. Biliński A., Kostyk T., Prusek S. (1997): Zasady doboru obudowy zmechanizowanej dla wyrobisk ścianowych. Bezpieczeństwo pracy i ochrona środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG. Katowice nr 3(31).
2. Bukowska M. i inni.: Kompleksowa metoda oceny skłonności do tąpań górotworu w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym. GIG Katowice 2009.

3. Norma PN-EN 1804-1+A1:2012 – Maszyny dla górnictwa podziemnego.

- Wymagania bezpieczeństwa dla obudów zmechanizowanych, Część 1: Zestawy obudów i wymagania ogólne.

- Norma PN-EN 1804-2+A1:2012 – Maszyny dla górnictwa podziemnego

- Wymagania bezpieczeństwa dla obudów zmechanizowanych, Część 2: Stojaki, podpory i siłowniki pomocnicze.

- Norma PN-EN 1804-3+A1:2012 – Maszyny dla górnictwa podziemnego

- Wymagania bezpieczeństwa dla obudów zmechanizowanych, Część 3: Hydrauliczne systemy sterowania.

4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych § 440 ust. 2 (Dz.U.124, poz. 863, 2006), w brzmieniu: „Obudowa zmechanizowana przeznaczona do pracy w ścianach prowadzonych w rejonach występowania wstrząsów górotworu jest przystosowana poprzez upodatnienie do przejmowania obciążeń dynamicznych".

5. Sprawozdanie GIG nr 581 04495 - 152, 2015: Określenie możliwości stosowania, warunków współpracy różnych typów obudowy zmechanizowanej z uwzględnieniem upodatnienia sekcji dla prognozowanej energii wstrząsów w ścianach przewidzianych do eksploatacji w roku 2015 w KWK ,,Wujek". Dotyczy: ściany 3a w pokładzie 409 (nie publikowana).

6. Stoiński K., Gil J.: Układ sterowania hydraulicznego stojakiem sekcji obudowy zmechanizowanej. Trwałość elementów i węzłów konstrukcyjnych maszyn górniczych, XXII Międzynarodowa Konferencja Naukowo – Techniczna TEMAG 2014, s. 249 – 255. Gliwice – Ustroń 22 – 24 X 2011.

7. Stoiński K.: Praktyczne aspekty upodatnienia obudowy zmechanizowanej. Napęd i Sterowanie nr 7/6 2006.

Szurgacz D.: Zjawiska dynamiczne w obudowie zmechanizowanej spowodowane wstrząsami górotworu. Wiadomości Górnicze nr 10/2011. ISDN 0043-5120 Katowice 2011.

Nowoczesne rozwiązania przenośników taśmowych zastosowane w górnictwie podziemnym

Leszek Bydłoń – KOPEX Machinery S.A.
Przemysław Wilusz – KOPEX Machinery S.A.

1. Wprowadzenie

Ze względu na obecnie występujące problemy w górnictwie podziemnym wydobywającym węgiel kamienny, związane ze spadkami cen wydobywanego surowca, jak i koniecznością sięgania po odległe pokłady, powstaje konieczność wprowadzania innowacyjnych rozwiązań dla odstawy taśmowej urobku. Celem tych rozwiązań jest poprawienie niezawodności pracy urządzeń, dla uzyskania w dłuższym czasie eksploatacji znacznych oszczędności. Usprawniając również transport załogi, poprzez wykorzystanie do tego celu przenośników taśmowych, do odległych przodków chodnikowych i ścianowych skraca się czas dojścia, poprawia komfort pracy, przy jednoczesnym wydłużeniu czasu efektywnej pracy na dole kopalni.

W wyniku prowadzonego postępowania przetargowego – przetarg publiczny, w dniu 3.02.2015 r. została podpisana umowa pomiędzy Kompanią Węglową S.A z siedzibą w Katowicach, a firmą KOPEX Machinery S.A z siedzibą w Zabrzu na „Leasing finansowy wraz z dostawą dla Kompanii Węglowej S.A Oddział KWK Marcel" 3 sztuki nowych przenośników taśmowych o szerokości taśmy 1400 mm wraz z wyposażeniem elektrycznym i związanymi z nimi urządzeniami do pracy w warunkach zagrożenia wybuchem pyłu węglowego oraz metanu. Zamówione urządzenia odstawy taśmowej posiadają nowoczesne rozwiązania konstrukcyjne. Powyższe dotyczy zarówno podzespołów napędowych, jak i elementów trasy przenośników. Natomiast nowatorskimi rozwiązaniami są zamknięty system chłodzenia jednostek napędowych przenośnika WAMAG PTD 1400/PT-2, system zasilania jednostek napędowych poprzez olejowe sprzęgła hydrokinetyczne o zmiennym napełnieniu oraz system diagnostyki i monitoringu. Dla uproszczenia na schematach przenośniki taśmowe będące przedmiotem dostawy są oznaczone jako PT-1, PT-2, PT-3.

Warunki środowiskowe pracy zabudowanych urządzeń na dole są następujące:

- zagrożenie metanowe: – III kategoria, wyrobiska ze stopniem „c" niebezpieczeństwa wybuchu
- zagrożenie wodne: – I i II stopień
- zagrożenie wybuchem pyłu węglowego: – klasa B
- zagrożenie tąpaniami: – I stopień

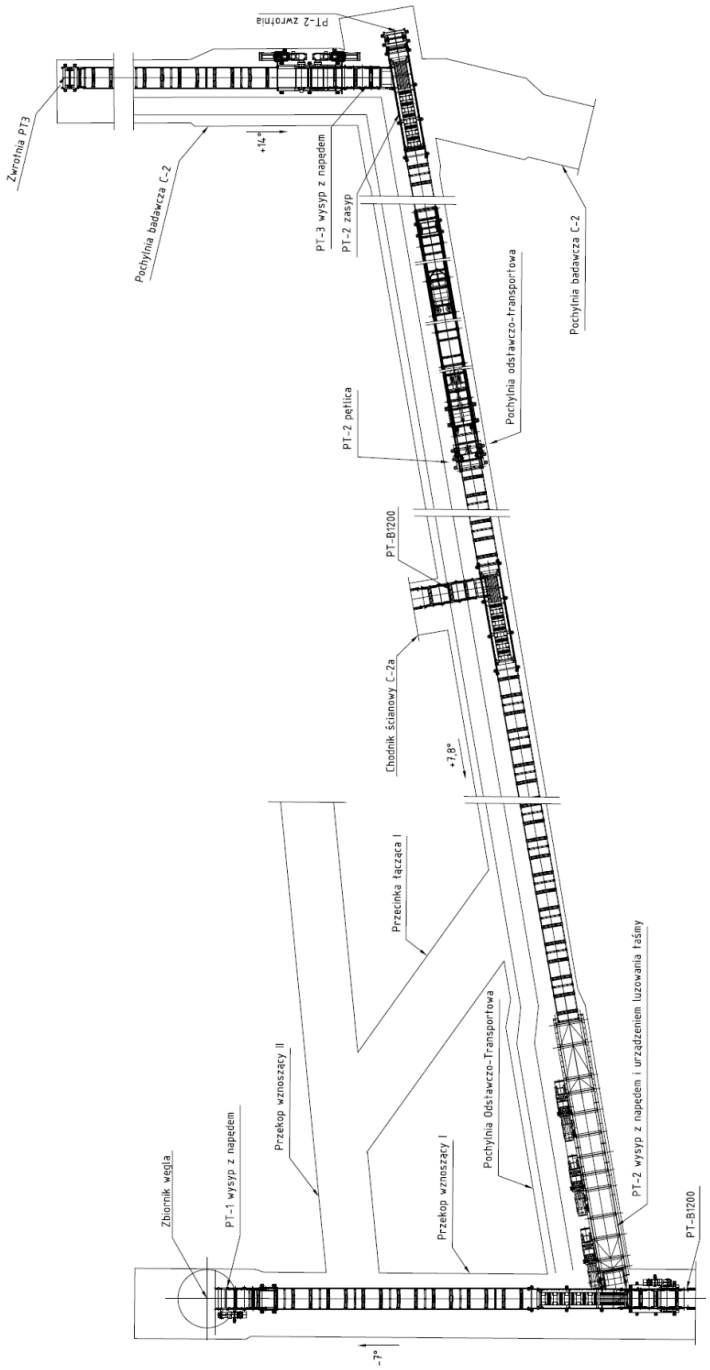
Ponadto dostarczone taśmociągi pracują w jednym ciągu odstawczym (rys. 1):

- przenośnik PT-1 odbiera urobek z przenośnika PT-2 i innego nie będącego przedmiotem dostawy przenośnika o szerokości taśmy 1200 mm, a następnie zrzuca go do zbiornika węgla,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– przenośnik PT-2 odbiera urobek z przenośnika PT-3 i innego nie będącego przedmiotem dostawy przenośnika o szerokości taśmy 1200 mm, a następnie zrzuca go na przenośnik PT-1,

– przenośnik PT-3 ma możliwość odbierania urobku z maksymalnie 3 szt. przenośników odstawy głównej, o szerokości taśmy 1200 mm, a następnie zrzuca go na przenośnik PT-2.



Rys. 1. Schemat ciągu odstawczego zabudowanych urządzeń [źródło: opracowanie własne]

Zainstalowane urządzenia charakteryzują się następującymi parametrami technicznymi.

2. Parametry techniczne przenośników taśmowych

Przenośnik taśmowy WAMAG PTD 1400/PT-1

- Szerokość taśmy: 1400 mm
- Prędkość maksymalna taśmy: 3,15 m/s
- Wydajność nominalna: 2200 t/h
- Moc jednostek napędowych: 2x55 kW
- Napięcie zasilania: 500 V
- Ilość bębnów napędowych: 2
- Rodzaj napędu: Stacja napędowo-zrzutowa oraz stacja zwrotno-napędowo-zdawcza
- Długość całkowita: 35 m
- Średni kąt nachylenia trasy przenośnika: -7°
- Kąt niecki trasy: 30°
- Pojemność zespołu napinającego: 2 m
- Średnica bębnów napędowych: 630 mm (okładzina ceramiczna)
- Rodzaj taśmy: tkaninowo – gumowa 3 przekładkowa 1400 GTP EP 1250/3 4+3LC2
- Wytrzymałość taśmy na rozciąganie: 1250 kN/m

Przenośnik taśmowy WAMAG PTD 1400/PT-2

- Szerokość taśmy: 1400 mm
- Prędkość maksymalna taśmy: 3,15 m/s
- Wydajność nominalna: 2200 t/h
- Moc i ilość jednostek napędowych: 3x500 kW
- Napięcie zasilania: 6 kV
- Ilość bębnów napędowych: 3
- Rodzaj napędu: stacja napędowo-zrzutowa
- Długość całkowita: 1200 m
- Średni kąt nachylenia trasy przenośnika: 7,8°
- Maksymalne nachylenie trasy przenośnika: 16°
- Kąt niecki trasy: 30°
- Pojemność zasobnika pętlicowego: 36 m

- Średnica bębnów napędowych: 1030 mm (okładzina ceramiczna)
- Średnica bębnów zwrotnych: 1030 mm (okładzina gumowa)
- Rodzaj taśmy: taśma z rdzeniem z linek stalowych 1400 ST 2500 8+6 1W/O TG(V)+L50
- Wytrzymałość taśmy na rozciąganie: 2500 kN/m

Przenośnik taśmowy WAMAG PTD 1400/PT-3

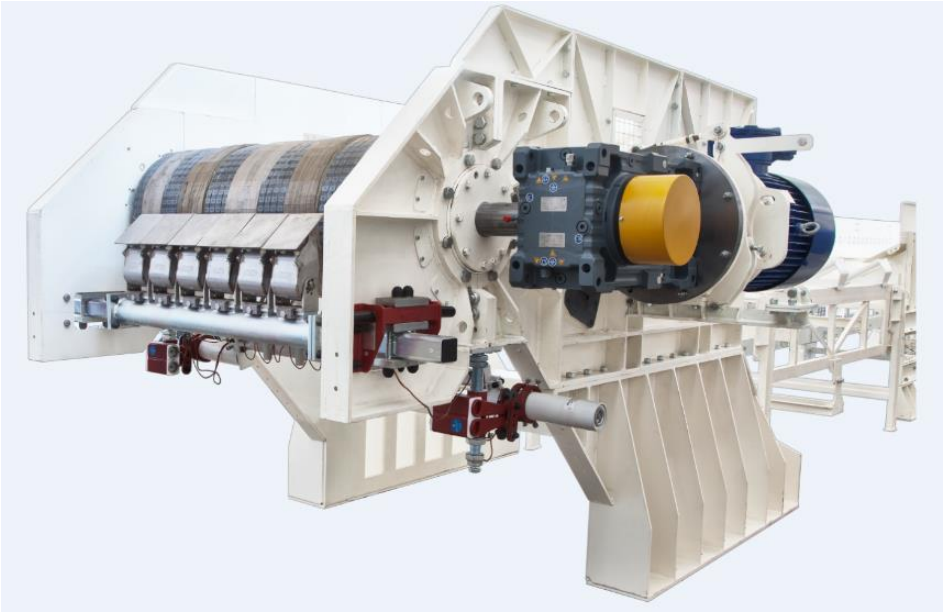
- Szerokość taśmy: 1400 mm
- Prędkość maksymalna taśmy: 3,15 m/s
- Wydajność nominalna: 2200 t/h
- Moc i ilość jednostek napędowych: 2x315 kW (z możliwością 3x315 kW)
- Napięcie zasilania: 1000 V
- Ilość bębnów napędowych: 2
- Rodzaj napędu: stacja napędowo-zrzutowa
- Długość całkowita: 280 m
- Średni kąt nachylenia trasy przenośnika: 14°
- Maksymalne nachylenie trasy przenośnika: 14°
- Kąt niecki trasy: 30°
- Pojemność zasobnika pętlicowego: 36 m
- Średnica bębnów napędowych: 1030 mm (okładzina ceramiczna)
- Średnica bębnów zwrotnych: 830 mm (okładzina gumowa)
- Rodzaj taśmy: tkaninowo – gumowa 4 przekładkowa 1400 GTP EP 1600/4 4+3 LC2
- Wytrzymałość taśmy na rozciąganie: 1600 kN/m

3. Innowacyjne rozwiązania konstrukcyjne i systemowe przenośników WAMAG PTD

W celu poprawienia niezawodności pracy urządzeń oraz przewidywania z odpowiednim wyprzedzeniem konieczności przeprowadzania prac serwisowych, dostarczone przenośniki **WAMAG PTD**, zostały wyposażone w szereg niżej opisanych, innowacyjnych rozwiązań konstrukcyjnych i systemowych.

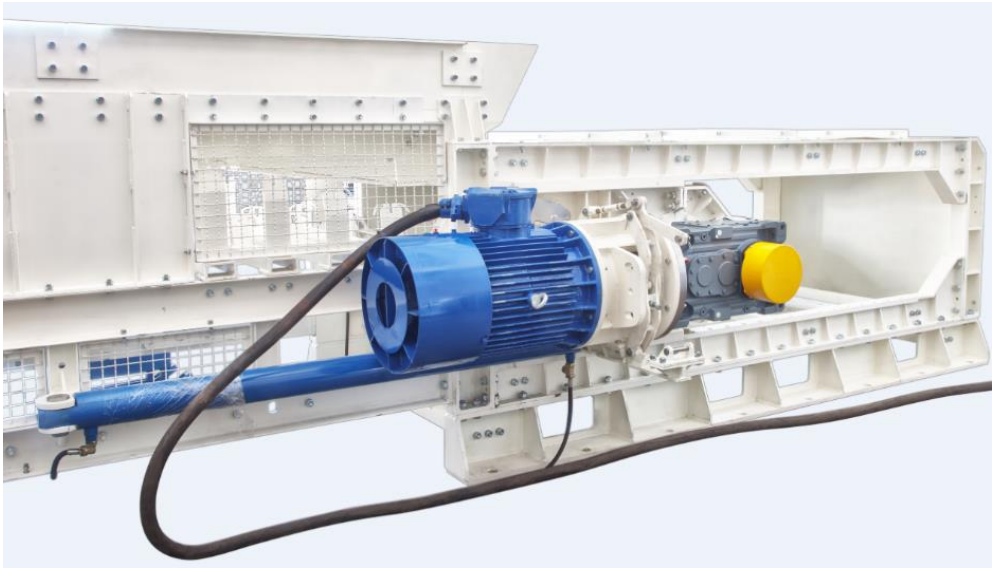
Konstrukcja przenośnika **WAMAG PTD 1400/PT-1** ze względu na miejsce jego zabudowy, zlokalizowane w chodniku o upadzie -7°, jak i wymóg odpowiedniej lokalizacji bębna zdawczo-napędowego, musiała zostać zaprojektowana w sposób indywidualny. W wyniku tego dostarczono nowatorskie rozwiązania jego podzespołów, pozwalające na prawidłową pracę stosunkowo bardzo krótkiego przenośnika taśmowego długości 35 m, który musiał spełniać wszystkie wymogi techniczne odpowiadające dłuższym przenośnikom. Do najistotniejszych innowacyjnych rozwiązań, zastosowanych w przenośniku PT-1 należą:

- Indywidualnie zaprojektowana konstrukcja stacji napędowo-zdawczej przenośnika PT-1, dostosowana do miejsca zabudowy w chodniku o upadzie -7˚(rys. 2).



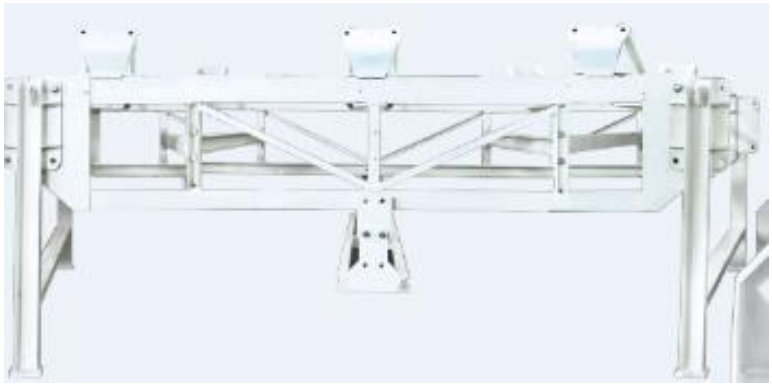
Rys. 2. Indywidualnie zaprojektowana konstrukcja stacji napędowo-zdawczej przenośnika PT-1 [źródło: opracowanie własne]

- Nietypowe wykonanie stacji zwrotnej, wyposażonej w napęd przenośnika PT-1 oraz aktywny hydrauliczny system napinania i luzowania taśmy, pozwalający na 2-metrowy skok bębna zwrotnego, w celu umożliwienia wykonania poprawnego łączenia taśmy (rys. 3).



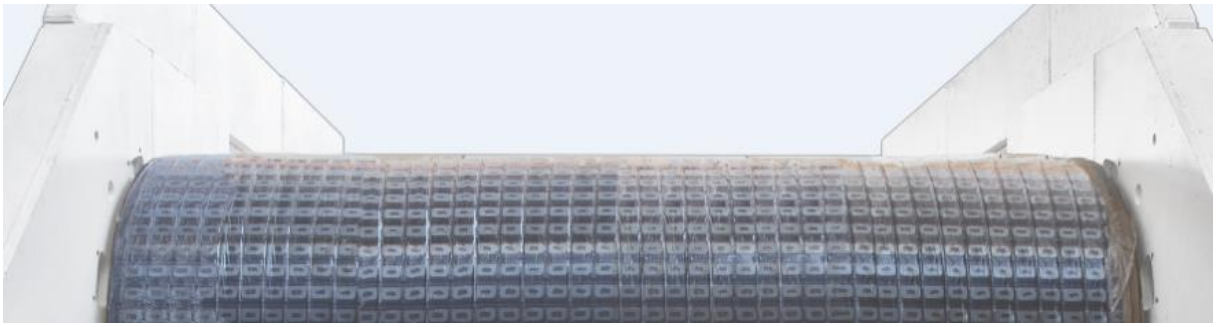
Rys. 3. Indywidualnie zaprojektowana stacja zwrotno-napędowa przenośnika PT1 [źródło: opracowanie własne]

- Wzmocniona, w postaci segmentów konstrukcja trasy przenośnika pozwalająca na zabudowę w przekopie wznoszącym I - o nachyleniu średnim trasy przenośnika -7˚(rys. 4).



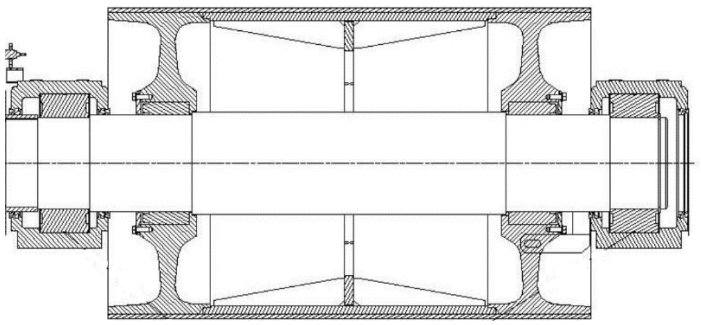
Rys. 4. Wzmocniona, przestrzenna konstrukcja segmentu trasy, przystosowanej do pracy na upadzie [źródło: opracowanie własne]

- Ceramiczne okładziny bębnów napędowych (we wszystkich dostarczonych przenośnikach), zapewniające zwiększony współczynnik tarcia z taśmą, nawet w najtrudniejszych warunkach, dopuszczone do pracy w strefie IM2 (rys. 5).



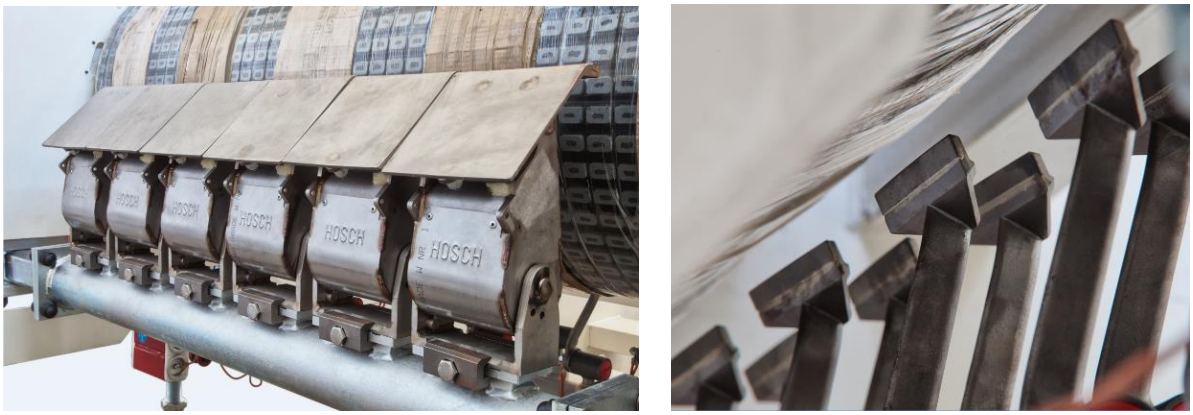
Rys. 5. Okładzina ceramiczna bębna [źródło: opracowanie własne]

- Wzmocnione piasty bębnów (we wszystkich dostarczonych przenośnikach), wykonane w formie jednolitych odlewów, połączone z płaszczem bębna poprzez spawanie. Dodatkowo węzły łożyskowe bębnów zaprojektowane i wykonane na żywotność min. 80 tys. godzin pracy (rys. 6).



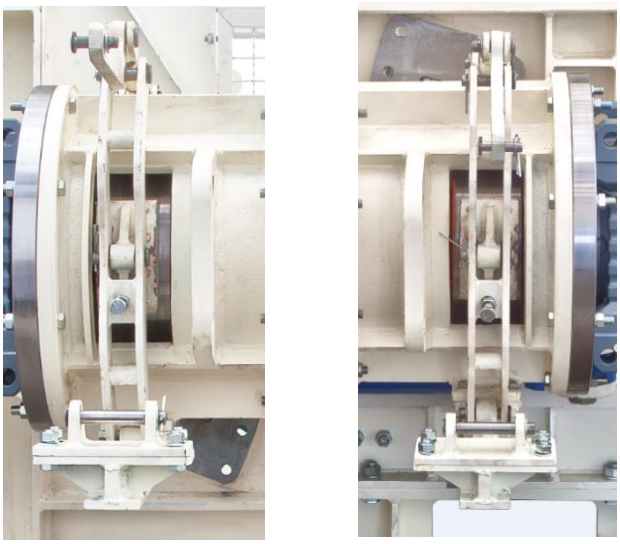
Rys. 6. Przekrój poprzeczny bębna [źródło: opracowanie własne]

- Modułowe zgarniacze produkcji firmy HOSCH (we wszystkich dostarczonych przenośnikach), z nalutowaną płytką węglikową, z funkcją uchylania modułów w przypadku uszkodzenia powierzchni taśmy (rys. 7).



Rys. 7. Skrobacze HOSCH – czołowy i podtaśmowy [źródło: opracowanie własne]

- Bębnowe hamulce elektrohydrauliczne pozwalające na zatrzymanie przenośnika w ciągu 3 s. (rys. 8).



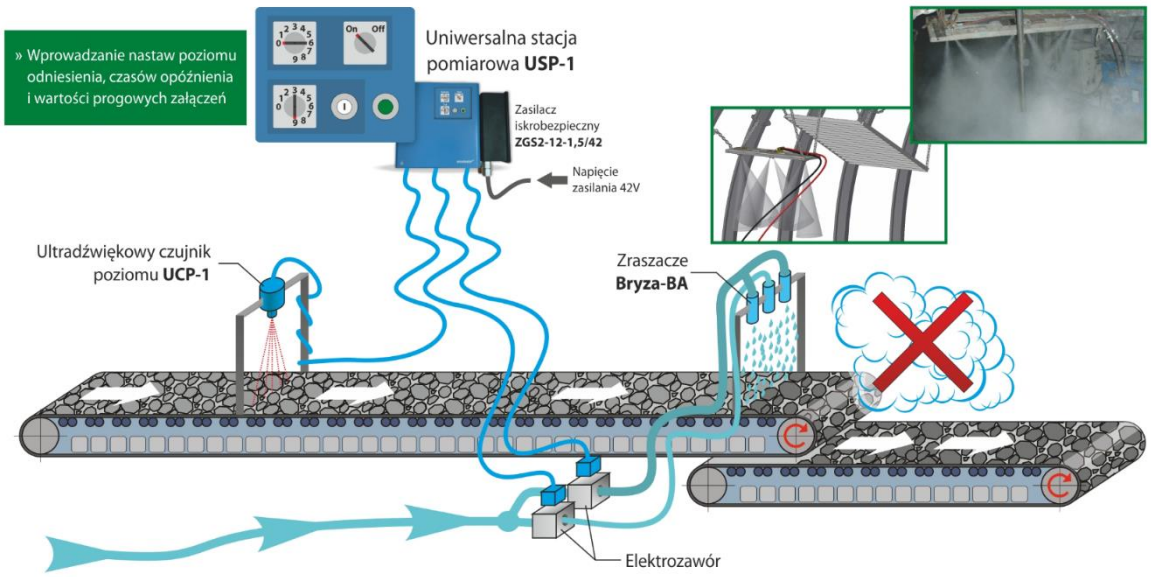
Rys. 8. Bębnowe hamulce elektrohydrauliczne w przenośniku PT1 [źródło: opracowanie własne]

- Automatyczny system zraszania wodno-powietrzny (kurtyna wodno-powietrzna), uruchamiający się w zależności od występowania i wielkości nadawy, z dostosowaniem ilości zużytej wody (rys. 9). System ten został zabudowany na wszystkich przesypach dostarczonych taśmociągów. Kurtyna wodno-powietrzna pozwala zredukować najbardziej niebezpieczny dla zdrowia człowieka pył respirabilny i całkowity na poziomie 70%.
  Zraszacz wykorzystuje do wytworzenia strumieni zraszających sprężone powietrze, które powoduje rozpylenie strugi wodnej. Sprężone powietrze dostarczane do zraszacza ogranicza dodatkowo zużycie wody, potrzebnej do redukcji powstającego zapylenia. Układ ten pracuje na niskich wartościach ciśnienia, co pozwala na jego użytkowanie tam gdzie

jest dostęp do rurociągów sprężonego powietrza oraz rurociągów p.poż., bez konieczności stosowania dodatkowych pomp i sprężarek.
Włączanie i wyłączanie zraszacza przesypu odbywa się na drodze elektrycznej i uzależnione jest od sygnału przekazywanego z ultradźwiękowego czujnika nadawy, zlokalizowanego nad taśmą przenośnika zsypującego. Ultradźwiękowy czujnik UCP-1 współpracuje dodatkowo z czujnikiem prędkości taśmy, co pozwala na wykonanie objętościowego pomiaru strumienia nadawy i dostosowanie do niego ilości zraszającej wody. Urządzenie wykonane jako iskrobezpieczne.

Zastosowany system charakteryzuje się następującymi danymi technicznymi:

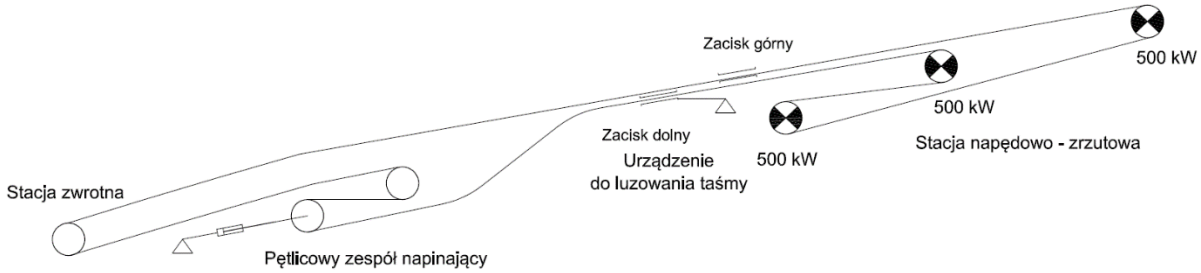
- Nominalne zużycie wody ~ 30 dm^3/h.
- Minimalne ciśnienie zasilania wody 0,3 MPa.
- Wymagana filtracja wody 200 µm.
- Nominalne zużycie powietrza ~ 17,5m^3/h.
- Minimalne ciśnienie zasilania powietrza 0,3 MPa.
- Wymagana filtracja powietrza 200 µm.



Rys. 9. Kurtyna powietrzno-wodna ograniczająca zużycie wody z uniwersalną stacją pomiarową USP-1 i systemem sterowania zraszaniem [źródło: opracowanie firmy SOMAR]

Ze względu na miejsce zabudowy przenośnika PT-1 (zsyp do zbiornika bębna), czujnik ultradźwiękowy systemu zainstalowanego na tym przenośniku, posiada możliwość wykrywania obiektu odpowiadającego konturom człowieka. Ponadto na przenośniku PT-1 zabudowano czujnik WAJL wykrywający czujnik GLON. Zastosowanie tych rozwiązań wpływa na zwiększenie bezpieczeństwa, poprzez zapobieganie możliwości zrzucenia człowieka do zbiornika węgla, w przypadku gdyby znalazł się w sposób niezamierzony na taśmie przenośnika PT-1.

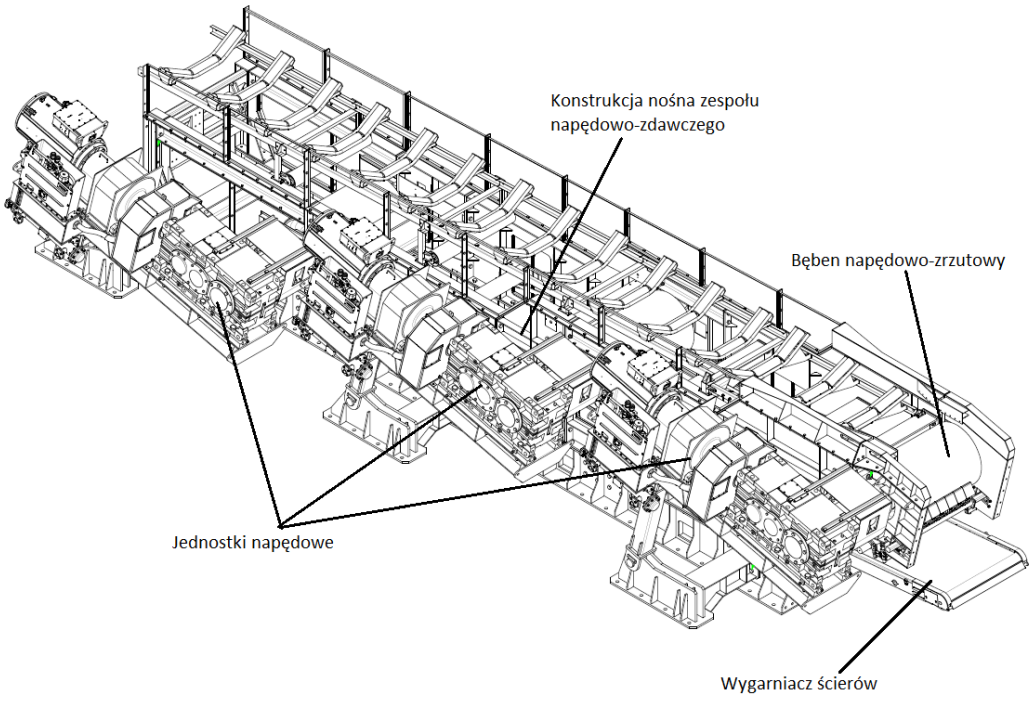
Z całego zakresu zamówienia, szczególną uwagę należy zwrócić na dostawę i zabudowę przenośnika WAMAG PTD 1400/PT-2, który był najdłuższym i zarazem najmocniejszym z dostarczanych urządzeń, dodatkowo charakteryzującym się niżej opisanymi rozwiązaniami, niezastosowanymi w przenośniku PT1. Rozmieszczenie bębnów na przenośniku zostało dobrane tak, aby była możliwość zoptymalizowania konstrukcji pod kątem projektu, jak i późniejszej eksploatacji (rys. 10).



Rys. 10. Schemat obiegu taśmy przenośnika PT-2 [źródło: opracowanie własne]

Do najistotniejszych rozwiązań, zastosowanych w przenośniku PT-2 należą:

- Innowacyjna konstrukcja zespołu napędowo zdawczego przenośnika WAMAG PTD 1400/PT-2, pozwalająca na zabudowę wszystkich trzech jednostek napędowych w jednakowym wykonaniu. Dodatkowo geometria konstrukcji posiada korzystne rozłożenie bębnów, zapewniające dłuższą żywotność taśmy. Powyższe wynika ze zmniejszenia kąta opasania bębnów oraz korzystne rozłożenie osiowe sił pochodzących od taśmy na bębny napędowe przenośnika (rys. 11).

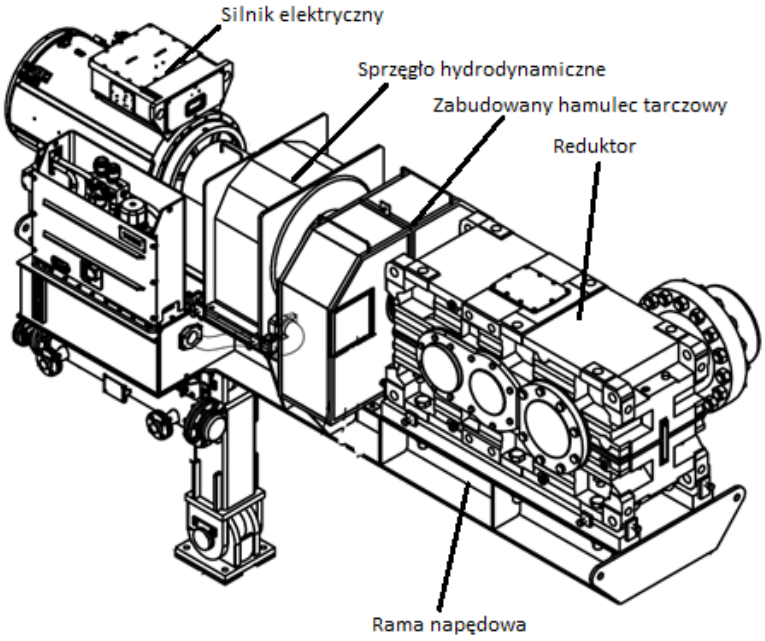


Rys. 11. Zespół napędowo zdawczy przenośnika WAMAG PTD 1400/PT-2
[źródło: opracowanie własne]

- Silniki elektryczne zastosowane w napędach przenośnika PT-2 zasilane są napięciem 6 kV (rys. 12). Do zasilania niniejszych jednostek napędowych zastosowano stację kompaktową typu KE6002, która charakteryzuje się małymi wymiarami, dużą ilością łączeń, budową modułową, możliwością zdalnego sterowania z systemu nadrzędnego, zdalnej rewersji odpływów i wizualizacją parametrów pracy w systemach nadzoru.

Rys. 12. Stacja kompaktowa na napięcie 6 kV typu KE6002
[źródło: opracowanie firmy Becker-Warkop]

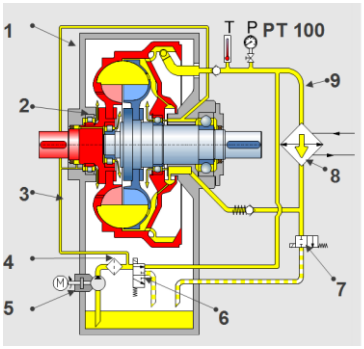
- Jednostki napędowe przenośnika PT-2 wyposażone zostały w sprzęgła hydrodynamiczne olejowe, produkcji firmy Voith, o zmiennym stopniu napełnienia, zapewniające płynny rozruch taśmy przenośnika PT-2 (rys. 13). Wszystkie elementy jednostki napędowej zostały osadzone na wspólnej ramie, która posiada w sobie zintegrowany zbiornik oleju niezbędnego do zasilania sprzęgła hydrodynamicznego.



Rys. 13. Jednostka napędowa przenośnika WAMAG PTD 1400/PT-2 [źródło: opracowanie własne]

Jest to pierwsze zastosowanie tego typu sprzęgieł w polskim podziemnym górnictwie węglowym.

W sprzęgle o regulowanym stopniu napełnienia TPKL (rys. 14) ciecz robocza chłodzona jest zewnętrznie. Dzięki temu możliwe jest osiągnięcie dłuższego czasu rozruchu oraz przeniesienie większego obciążenia. Dodatkową zaletą jest osiągnięcie prędkości rewizyjnej poprzez utrzymanie częściowego napełnienia sprzęgła.



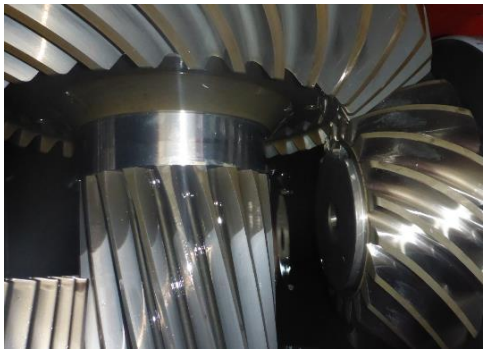
1 Obudowa
2 Łożyska
3 Przewody olejowe
4 Filtr oleju
5 Pompa napełniająca
6 Zawór napełniający
7 Zawór spustowy
8 Wymiennik ciepła
9 Zamknięty układ chłodzenia

Rys. 14. Budowa sprzęgła o regulowanym stopniu napełnienia typu TPKL
[źródło: opracowanie firmy VOITH]

Do podstawowych zalet sprzęgieł o regulowanym stopniu napełnienia należą:

– Bezobciążeniowe uruchomienie silników.
– Powolny przyrost momentu przenoszonego.
– Sekwencyjny rozruch silników – ochrona sieci.
– Aktywne wyrównanie obciążeń.
– Ograniczenie momentu rozruchowego.
– Kompaktowa budowa – łatwość zabudowy.
– Możliwa bardzo duża częstotliwość rozruchów niepowodujących zaburzeń pracy układu napędowego.
– Dopasowanie momentu rozruchowego do aktualnego obciążenia.
– Indywidualny dobór układu chłodzenia.

- Koła zębate w reduktorach napędów wszystkich przenośników, wykonane zostały z wysokim stopniem dokładności (w 5 klasie), potwierdzonym przez pomiary kontrolne w niezależnym Centrum Pomiarów Współrzędnościowych w Mikołowie.



Rys. 15. Reduktor produkcji firmy SEW z parą stożkową zastosowany w przenośniku PT-2
[źródło: opracowanie własne]

- Reduktory napędów przenośnika PT-2 i PT-3 wyposażone zostały w urządzenia przeciwpowrotne, z możliwością odblokowania bez demontażu, z regulowanym momentem (tylko PT-2), pozwalające na jazdę do tyłu przenośnikami, z maksymalną prędkością do 0,9 m/s (rys. 16 i 17).

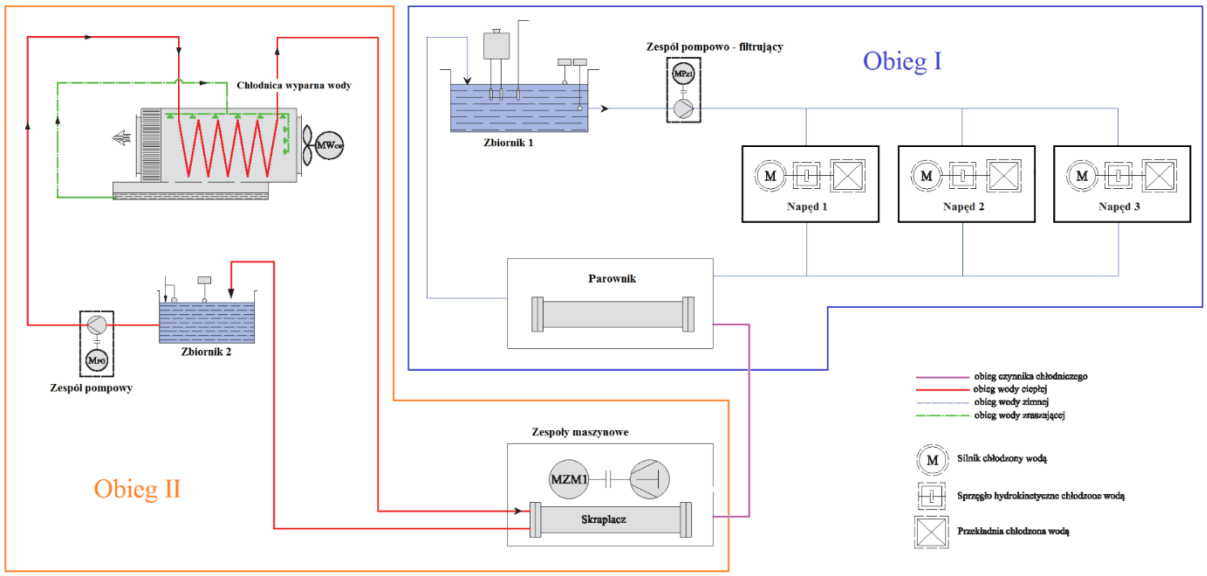
Rys. 16. Sprzęgło przeciwpowrotne z regulowanym momentem zastosowane w napędzie przenośnika PT-2 [źródło: opracowanie firmy STIEBER]

Rys. 17. Sprzęgło przeciwpowrotne zastosowane w napędzie przenośnika PT-3 [źródło: opracowanie firmy RINGSPANN]

Sprzęgła jednokierunkowe są stosowane w napędach przenośników pracujących w wyrobiskach nachylonych powyżej +5˚, w celu zabezpieczenia załadowanej taśmy przenośnika, przed niekontrolowanym ruchem w dół przeciwnie do kierunku normalnej jej pracy.

- Jednostki napędowe przenośnika PT-2 wyposażone zostały w czujniki kontrolujące poziom drgań przekładni oraz silników, pozwalające na ciągłą diagnostykę ww. podzespołów, jak i planowanie ich remontów ze znacznym wyprzedzeniem. Do monitorowania drgań elementów jednego napędu użyto 7 czujników (2 w silniku, 2 w sprzęgle, 3 w przekładni).
- W ramach dostawy przenośnika PT-2 komora zabudowy stacji napędowo-zdawczej przenośnika, została wyposażona w 4 dźwigary dwuteownikowe IPE 330 do podwieszenia 6-ciu hydraulicznych urządzeń dźwignicowych, o udźwigu 8 t każdy. Zabieg ten miał na celu ułatwienie prac związanych z montażem i późniejszą obsługą serwisową zespołu napędowo-zdawczego.

- Do chłodzenia jednostek napędowych przenośnika PT-2 zastosowano zamknięty, dwuobiegowy układ chłodzenia, zapewniający optymalne odbieranie ciepła z silników, sprzęgieł i reduktorów. Dodatkowo kluczowe podzespoły układu chłodzenia występują, jako zdublowane na wypadek powstania ich awarii (rys. 18).



Rys. 18. Ideowy schemat blokowy zamkniętego układu chłodzenia zastosowanego w przenośniku PT-2 [źródło: opracowanie własne]

Działanie przedstawionego dwuobiegowego zamkniętego układu chłodzenia polega na stałym chłodzeniu pracujących jednostek napędowych. Gdy temperatura wody w obiegu I przekroczy 30˚C, automatycznie załącza się obieg II celem schłodzenia wody w całym układzie do temperatury 15˚C.

Po uzyskaniu właściwej temperatury wody w obiegu I, obieg II samoczynnie wyłącza się.

Obieg I nazywany obiegiem wody zimnej składa się z parownika pośredniego działania, w którym następuje schładzanie wody, zbiornika wody zimnej, układu pompowo-filtrującego oraz rurociągów i armatury łączącej.

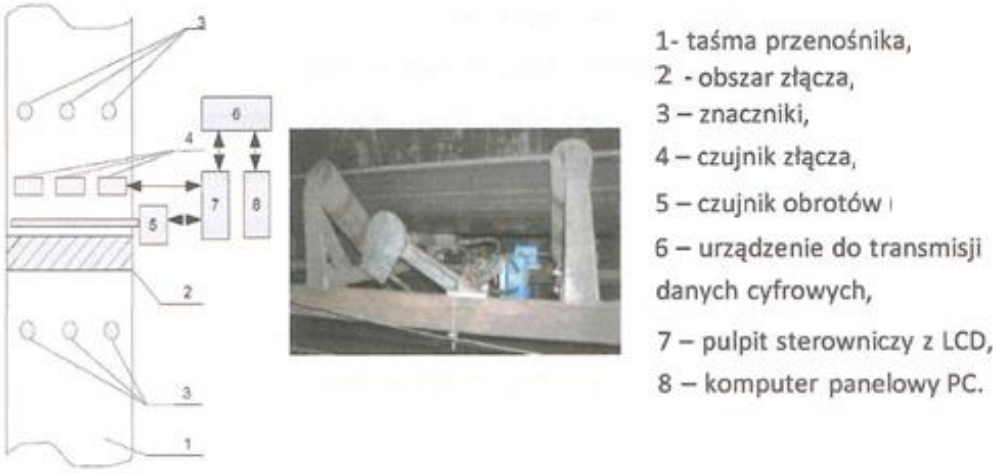
Obieg II nazywany obiegiem wody ciepłej składa się z zespołu maszynowego, zbiornika wody ciepłej, układu pompowo-filtrującego, chłodnicy wyparnej zespolonej z obiegiem wody zraszającej.

- System sterowania pracą przenośnika taśmowego został zbudowany w oparciu o iskrobezpieczny sterownik mikroprocesorowy typu Mining Master. W sterowniku tym zapisany jest algorytm sterowania przenośnikiem taśmowym. Sterownik ten odpowiedzialny jest za zbieranie danych z wszystkich czujników zabudowanych na obiekcie, ich analizę, przetworzenie na funkcje logiczne i uruchomienie jednostek napędowych w zależności od nadanych wartości startowych. Sterownik ma budowę modułową i może być wyposażony w określoną ilość kart I/O zarówno dla sygnałów analogowych, jak i cyfrowych, posiada również złącze światłowodowe do transmisji danych do nadrzędnego systemu wizualizacji i nadzoru nad pracą przenośnika. Przenośnik może

pracować w różnych trybach pracy (normalna, remontowa, rewizyjna) z różną prędkością w zależności od zadanej wartości (3 m/s, 2 m/s, 1 m/s, 0,3 m/s). Wybór danego trybu pracy wymaga zastosowania innego algorytmu sterowania sprzęgłami Voith.

Rys. 19. Sterownik IPC typu Mining Master [źródło: opracowanie firmy Becker-Warkop]

- System monitorowania długości połączeń taśmy przenośnika PT-2 (rys. 20), wykonano metodą wulkanizacji. Działanie tego systemu, polega na odczycie położenia zawulkanizowanych w każdym wykonanym połączeniu taśmy magnesów. Położenie magnesów w zwulkanizowanym połączeniu, jest odczytywane przez czujnik złącza, a następnie przesyłane do komputera wyposażonego w specjalistyczny program akwizycji danych, ich analizy oraz wizualizacji wyników. Zastosowany układ pomiarowy ma możliwość zasygnalizowania z wyprzedzeniem warunków towarzyszących zbliżającemu się zerwaniu połączenia taśmy.



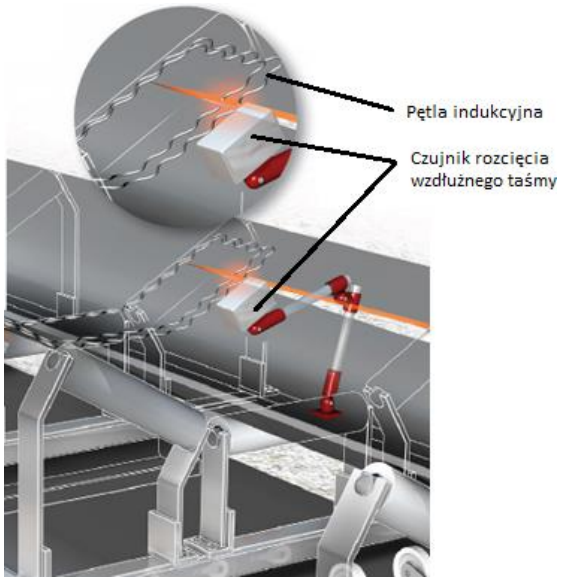
Rys. 20. Schemat ideowy konstrukcji układu monitorującego zmiany długości złącz taśm przenośnikowych [źródło: opracowanie firmy RPJ-COAL]

Odpowiednia konstrukcja oraz sposób analizy danych pozwala również na uzyskanie dodatkowych korzyści wynikających z zastosowania tego systemu, do których zaliczyć można między innymi:

– Stały pomiar zmiany długości wszystkich złączy oraz odcinków taśmy pomiędzy nimi, z dokładnością do 1mm.
– Możliwość do uzyskania 1500 pomiarów na dobę.
– Wizualizację zmiany długości złącz w czasie rzeczywistym.
– Identyfikację złączy.
– Analizę danych historycznych – możliwość gromadzenia informacji na temat każdego złącza i odcinka taśmy (czas i miejsce wykonania, dane osób wykonujących połączenie, czas pracy, wielkość obciążenia, miejsce pracy itp.)
– Możliwość modułowego włączenia systemu do innych układów diagnostyczno - wizualizacyjnych.
– Możliwość dokładnej informacji na temat czasu pracy przenośnika, chwilowych wartości jego prędkości, czasu przestoju, ilość zatrzymań, czasu ponownego uruchomienia oraz dokładnej jego długości w każdej chwili pracy.
– Obróbkę danych umożliwiająca sterowanie predykcyjne pracą przenośnika taśmowego.

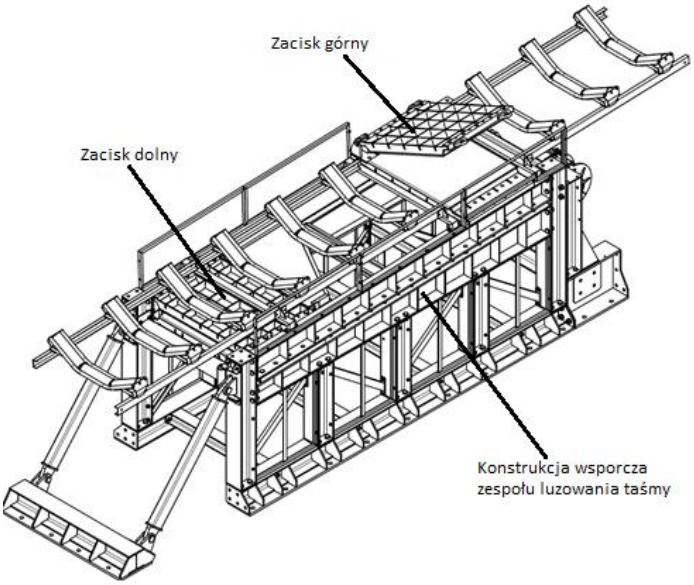
Uzyskiwane w ten sposób dane pozwalają na ciągłe monitorowanie stanu wszystkich złączy oraz odcinków taśmy pomiędzy nimi, umożliwiają sygnalizowanie przekroczenia stanów alarmowych, ocenę warunków pracy przenośnika, identyfikację pojedynczego złącza w każdej chwili pracy taśmociągu oraz ocenę efektywności wykonanych prac serwisowych.

- System wykrywania uszkodzeń wzdłużnych taśmy z linkami stalowymi, zabudowany w przenośniku PT2, z zastosowaniem zwulkanizowanych w taśmie pętli indukcyjnych, w podziałce wynoszącej 50 m. W przypadku wystąpienia rozcięcia wzdłużnego taśmy pętle indukcyjne ulegają również rozcięciu, przez co informują zabudowane nad taśmą czujniki, o wystąpieniu tego typu uszkodzenia, jednocześnie uruchamiając procedurę zatrzymania urządzenia (rys. 21).



Rys. 21. System wykrywania uszkodzeń wzdłużnych taśmy z linkami stalowymi [źródło: opracowanie firmy Becker-Warkop]

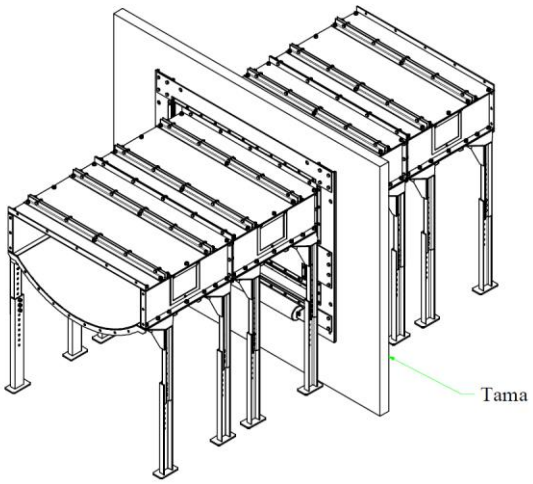
- W celu ułatwienia przeprowadzania czynności serwisowych, związanych z wymianą bębnów napędowych przenośnika PT-2 za napędem przenośnika została zabudowana stacja luzowania taśmy. Stacja ta poprzez zastosowanie dwóch zacisków i wciągarki linowej, ma możliwość przeciągania taśmy dolnej, celem wytworzenia odpowiedniego jej luzu, pozwalającego na wyciągnięcie bębnów napędowych bez konieczności rozłączania taśmy (rys. 22).



Rys. 22. Stacja luzowania taśmy, zabudowana na przenośniku PT-2 [źródło: opracowanie własne]

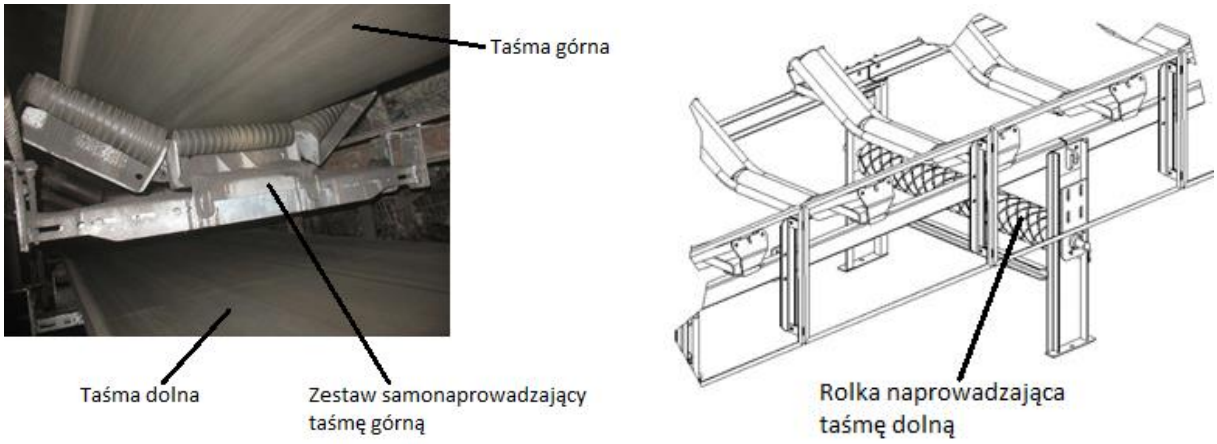
Wymóg postawiony konstruktorom określał konieczność zluzowania 4 m bieżących taśmy w ciągu 3 godzin. Próby ruchowe zastosowanego układu potwierdziły możliwość przeprowadzenia operacji luzowania taśmy z narzuconymi warunkami.

- Na trasie przenośnika PT-2 zabudowano dwie śluzy z tamowym przepustem taśmowym (rys. 23), przystosowane do przejazdu kolejki spągowej - szynowej, z samoczynnym ich otwieraniem przez przejeżdżający środek transportu.



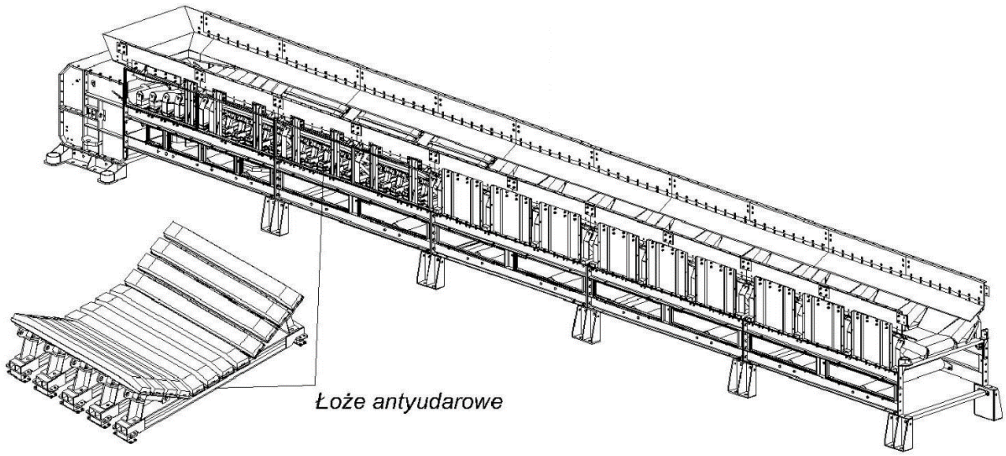
Rys. 23. Tamowy przepust taśmowy [źródło: opracowanie własne]

- Do zminimalizowania konieczności obsługi poprawnej pracy wszystkich przenośników, zabudowano na trasie samoczynne systemy naprowadzania taśmy dolnej i górnej. Systemy te polegają na samoczynnym obrocie elementów prowadzących taśmę w przypadku wystąpienia jej zbiegania, celem wywołania siły tarcia w przeciwnym kierunku do schodzenia taśmy (rys. 24).



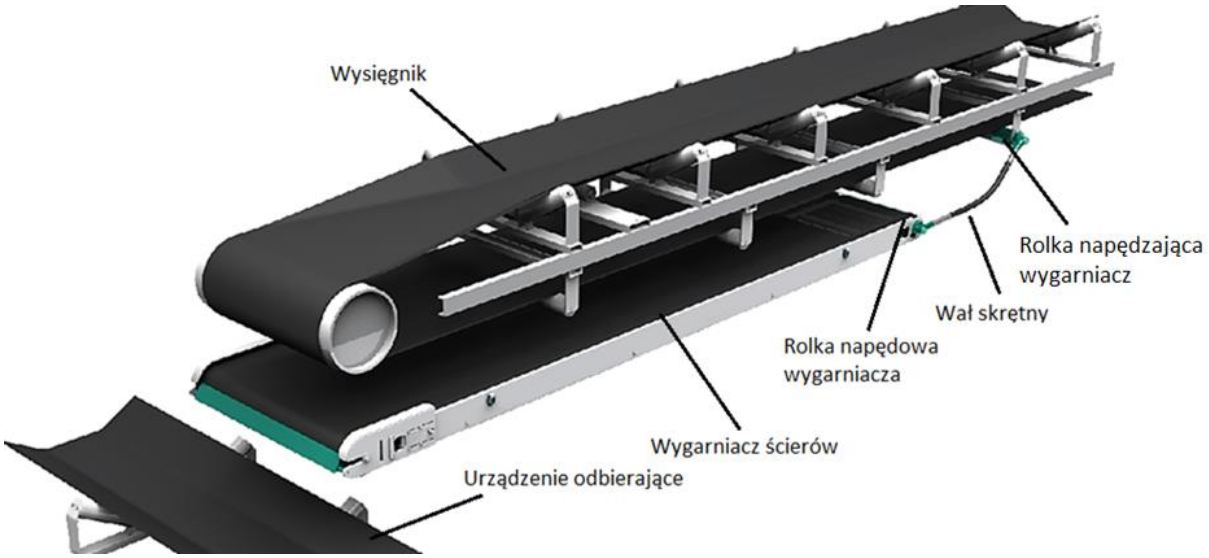
Rys. 24. Systemy automatycznego naprowadzania taśmy [źródło: opracowanie własne]

- Dla zmniejszenia degradacji przerzucanego między przenośnikami urobku oraz właściwego nadania kierunku przesypywanego materiału zaprojektowano indywidualnie konstrukcje zsuwni i zasypów. Aby zminimalizować efekt zbiegania taśmy przy przesypach kątowych, prawidłowy kierunek i zwrot wektora prędkości spadającego na taśmę materiału, powinien być zgodny z kierunkiem i zwrotem biegu taśmy odbierającego urządzenia. Taki efekt uzyskano poprzez indywidualne ukształtowanie zsuwni na przesypach dostarczonych urządzeń. Dodatkowo zasypy przesypów zostały wyposażone w specjalnej budowy łoża antyudarowe, które zapewniają ograniczenie rozdrobnienia przesypywanego urobku. Ponadto wkłady elastyczne zasypów, po których ślizga się taśma, wykonane są ze specjalnego tworzywa sztucznego, które zapewnia optymalny współczynnik ich tarcia z taśmą, nie skracając jej żywotności (rys. 25).



Rys. 25. Zabudowa węzła przesypowego z zastosowaniem zsuwni regulowanych oraz łoży antyudarowych [źródło: opracowanie własne]

- W celu wyeliminowania konieczności obsługi przesypów, pod kątem gromadzenia się ścierów spadających na skutek działania skrobaczy, czyszczących taśmy przenośników PT-2 i PT-3, zastosowano specjalne wygarniacze taśmowe, zainstalowane w rejonach stacji zdawczych ww. przenośników. Wygarniacze te zainstalowane są pod skrobaczami w stacjach zdawczych, mając za zadanie odprowadzanie spadającego ze skrobaczy ścieru na kolejny, odbierający ciąg taśmowy. Napęd wygarniaczy nie wymaga prowadzenia dodatkowego zasilania, ponieważ napędzanie go odbywa się z wykorzystaniem taśmy przenośnika, pod którym zainstalowany jest zgarniacz, oraz dwóch rolek połączonych wałem skrętnym (rys. 26).

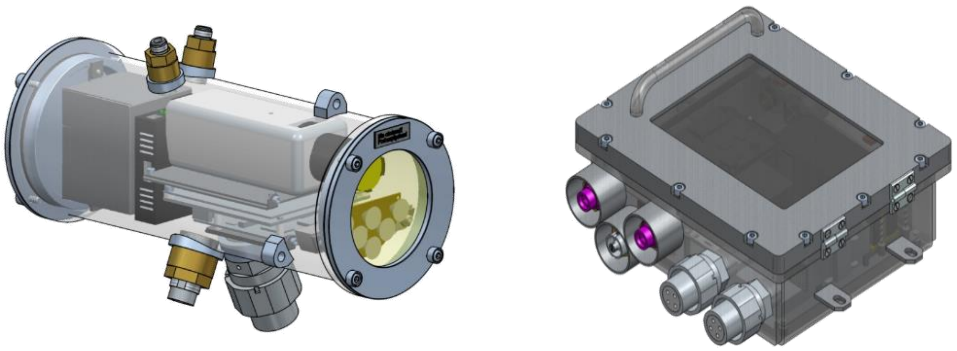


Rys. 26. Wygarniacz ścierów spod skrobaczy [źródło: opracowanie firmy EMSYS]

Jeśli chodzi o innowacyjne rozwiązania zastosowane w ostatnim z dostarczonych przenośników WAMAG PTD 1400/PT-3, to zostały one wymienione i opisane powyżej.

- Innym bardzo istotnym wymogiem, narzuconym przez Inwestora były własności połączeń taśmy, które miały być wykonywane metodą wulkanizacji na gorąco. Postawiony przez Inwestora wymóg określał, że połączenia taśm tkaninowych i z linkami stalowymi muszą posiadać odpowiednio 70% i 80% wytrzymałość taśmy na zrywanie, co miało zostać potwierdzone, poprzez wykonanie badań połączeń wzorcowych, w Akredytowanym Laboratorium Transportu Taśmowego Politechniki Wrocławskiej. Powyższe wymogi, technologia wulkanizacji oraz czas potrzebny na wykonywanie tego typu połączeń w warunkach dołowych, wymagały zastosowania specjalistycznego sprzętu (prasa wulkanizacyjna WAGENER) oraz wysokich kwalifikacji i doświadczenia osób wykonujących wyżej opisane czynności serwisowe. Jak pokazały wyniki z przeprowadzonych w Politechnice Wrocławskiej badań, narzucony reżim odnośnie właściwości wykonanych połączeń został dotrzymany, a wykonane wulkanizowane połączenia taśm zapewnią im trwałą i bezpieczną pracę.

- Zabudowane przenośniki taśmowe wyposażono w systemy monitoringu i wizualizacji ich pracy. Dane te transmitowane są siecią światłowodową do dyspozytora, zajmującego się nadzorem nad ruchem odstaw taśmowych. Osoba ta ma możliwość bieżącej kontroli parametrów pracy poszczególnych taśmociągów i ich napędów. Uzyskiwane informacje pozwalają na analizę sytuacji ruchowej, pod kątem przewidywania ewentualnych sytuacji awaryjnych. Do realizacji tego celu wykorzystano ognioszczelne kamery światłowodowe typu BWKO o rozdzielczości HD i ognioszczelne stacje medialne typu BWSM, które pełnią jednocześnie rolę dotykowych monitorów do podglądu parametrów pracy przenośnika i switch'y światłowodowych o przepustowości do 1GB.



Rys. 27. Kamera światłowodowa typu BWKO i stacja medialna typu BWSM
[źródło: opracowanie firmy Becker-Warkop]

4. Podsumowanie

Wprowadzone innowacje techniczne i przeprowadzone testy na zabudowanych w Kopalni Marcel przenośnikach taśmowych, potwierdziły prawidłowość wykonanych przez Inwestora założeń technicznych i wykonawstwa urządzeń oraz ich walory użytkowe.

Podczas realizacji przedmiotowej inwestycji Wykonawca kontraktu firma KOPEX Machinery S.A. szczególną uwagę skupił na następujących zadaniach:

1. Opracowaniu w porozumieniu z Inwestorem szczegółowego harmonogramu realizacji kontraktu, począwszy od wykonania dokumentacji konstrukcyjnej przenośników, poprzez ich wyprodukowanie, dostawę, montaż, uruchomienie, odbiory i przeprowadzenie testów na dole kopalni. Przestrzeganie terminów zawartych w ww. harmonogramie było jedną z kluczowych spraw, istotnych dla prawidłowego i terminowego wykonania przedmiotowego kontraktu.
2. Ścisłej współpracy projektantów przenośników z poddostawcami specjalistycznych podzespołów (około 20 poddostawców), w celu uniknięcia błędów projektowych. Bardzo ważnym aspektem było dokładne rozpoznanie warunków pracy i miejsca zabudowy projektowanych urządzeń oraz dokonanie szczegółowych uzgodnień w tym zakresie z kierownictwem kopalni.
3. Nadzorowaniu i koordynowaniu całej logistyki związanej z:
   a. Wyselekcjonowaniem specjalistycznych podzespołów do produkowanych przenośników wraz z podpisaniem z nimi stosownych umów i złożeniem zamówień.
   b. Zsynchronizowaniem terminowych dostaw zakupowych podzespołów dla produkcji oraz przekazywanie cząstkowych dostaw urządzeń do kopalni wraz z ich odbiorami.

c. Transportem urządzeń na dół kopalni uwzględniającym przepustowość dróg transportowych i kolejność montażu.
d. Montażem, uruchomieniem, odbiorami i testami wydajnościowymi zabudowanych urządzeń na dole kopalni.

Dla zobrazowania problematyki logistycznej przedsięwzięcia można przytoczyć dane, że podczas realizacji tego kontraktu, dostarczono do kopalni 390 ton samej konstrukcji stalowej z jednostkami napędowymi, nie licząc ciężaru konstrukcji trasy przenośników, ponad 6 tysięcy sztuk różnego rodzaju krążników, ponad 3 tysiące metrów taśmy przenośnikowej itp.

4. Zorganizowaniu wulkanizacji taśmy w warunkach dołowych, która wymagała zastosowania specjalistycznego, dopuszczonego do pracy na dole sprzętu, odpowiednio dobranych komponentów oraz wysoko wykwalifikowanych brygad, wykonujących te połączenia. Przykładowo czas technologiczny potrzebny na wykonanie połączenia wulkanizowanego dla taśmy z linkami stalowymi wynosi około 24 godziny, a dla dostarczonego przenośnika WAMAG PTD 1400/PT-2 tych połączeń należało wykonać 13. Zważywszy, że masa jednego bala zastosowanej taśmy z linkami stalowymi, w odcinku 200 m zwiniętym w formie „okularu" wynosi ~11 ton to obrazuje, z jakimi problemami również należało się zmierzyć podczas transportu taśmy i łączenia jej odcinków.

Reasumując powyższe, realizacja dostaw urządzeń w ramach zawartego kontraktu, ich montaż i uruchomienie zostały wykonane terminowo.

Należy podkreślić, że zastosowanie nowoczesnych rozwiązań technicznych w przedmiotowych przenośnikach taśmowych w istotny sposób poprawi bezpieczeństwo i komfort pracy załogi przy ich obsłudze na dole kopalni.

Mając na uwadze złożoność tego typu inwestycji oraz bardzo krótki 6 miesięczny czas jej realizacji można z pełną satysfakcją stwierdzić, że przedsięwzięcie zostało zakończone obopólnym sukcesem, zarówno dla Inwestora, jak i Wykonawcy, którym była firma KOPEX Machinery S.A.

Literatura

1. Antoniak J.: Przenośniki taśmowe w górnictwie podziemnym i odkrywkowym
2. Żur T.: Urządzenia Transportowe w Górnictwie - Część II - Transport Taśmowy
3. Goździecki M., Świątkiewicz H.: Przenośniki

Współczesne zmechanizowane ściany podbierkowe w praktyce światowej

Jacek Korski – FAMUR S.A.

1. Wprowadzenie

Wybieranie bardzo grubych pokładów węgla długofrontowymi (ścianowymi ubierkowymi) systemami eksploatacji realizowane jest w kilku układach technologicznych:

- eksploatacja grubego pokładu jedną warstwą (nie więcej niż, obecnie, 9 m),
- eksploatacja grubego pokładu na warstwy (równoległe do uławicenia lub poprzecznie do uławicenia w tym poziomo),
- eksploatacja podbierkowa – LTCC.

Każde z tych rozwiązań ma określone zalety, wady i ograniczenia pokazane w tabeli 1.

Wady i zalety długofrontowych systemów eksploatacji pokładów węgla o dużej miąższości

Tabela 1

System	Zalety	Wady
Eksploatacja grubego pokładu na jedną warstwę	Możliwość uzyskania bardzo wysokiego wydobycia dobowego z jednego przodka	– Maksymalna wysokość pracy do 9 m (przeważnie do 7m); – Możliwość stosowania tylko do eksploatacji niemal poziomych pokładów; – Wymagane bardzo dobre warunki górniczo-geologiczne (co ozn. „mocny węgiel”, dobry strop i nośny spąg pokładu), – Duża wrażliwość na postoje ściany (w konsekwencji opady ociosu i stropu).
Eksploatacja grubego pokładu warstwami (płytami)	Możliwość uzyskania wysokiego stopnia wykorzystania złoża	– Duży zakres robót przygotowawczych (chodnikowych). – Wymagana ścisła koordynacja eksploatacji. w poszczególnych warstwach (współcześnie coraz częściej stosuje się wybieranie jednej warstwy na dużej powierzchni – jak jednego pokładu). – Duże ryzyko stosowania w warunkach dużej skłonności węgla do samozapalenia Wymagane bardzo dobre warunki górniczo-geologiczne (w tym mocny węgiel, dobry strop i nośny spąg pokładu).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Eksploatacja grubego pokładu ścianami podbierko-wymi	– Możliwość wybrania „nieskończenie" grubego pokładu węgla. – Możliwość uzyskania bardzo wysokiego wydobycia dobowego z jednego przodka. – Niewielka ilość robót przygotowawczych i stosunkowo mniejsze niż w systemach eksploatacji na jedną warstwę wymagania w stosunku do gabarytów chodników. – Mniejsze gabaryty elementów wyposażenia ściany w stosunku do ścian na jedną grubą warstwę – ściana w dolnej, urabianej kombajnem warstwie ma wysokość ok. 3 m.	– Zagrożenie metanowe; – Wysoka skłonność pokładu do samozapalenia; – Mocne, trudno rabujące się stropy pokładu; – Słabe spągi pokładu (lub spodki węglowe przy eksploatacji na kilka warstw podbierkowych). – Nachylenie ściany nie powinno przekraczać podłużnie i poprzecznie 10^{O} (dla zwiększenia stopnia uzysku węgla z warstwy podbieranej pożądane jest prowadzenie ściany nawet na niewielkim nachyleniu).

Systemy ścianowe do eksploatacji grubego pokładu wymagają ciężkiego i kosztownego i bardzo niezawodnego wyposażenia (dlatego w świecie pracuje niewiele takich kompleksów).

Eksploatacja grubego pokładu na warstwy wymaga bardzo dobrej koordynacji, wysokich kwalifikacji załogi a poza tym niesie wysokie ryzyko strat węgla. Taka eksploatacja wymaga także najwyższego natężenia robót przygotowawczych. Dlatego nadal spotyka się w świecie eksploatację grubego pokładu na warstwy, ale z dużym rozsunięciem w czasie eksploatacji poszczególnych warstw (warstwy traktuje się jako „niezależne" pokłady).

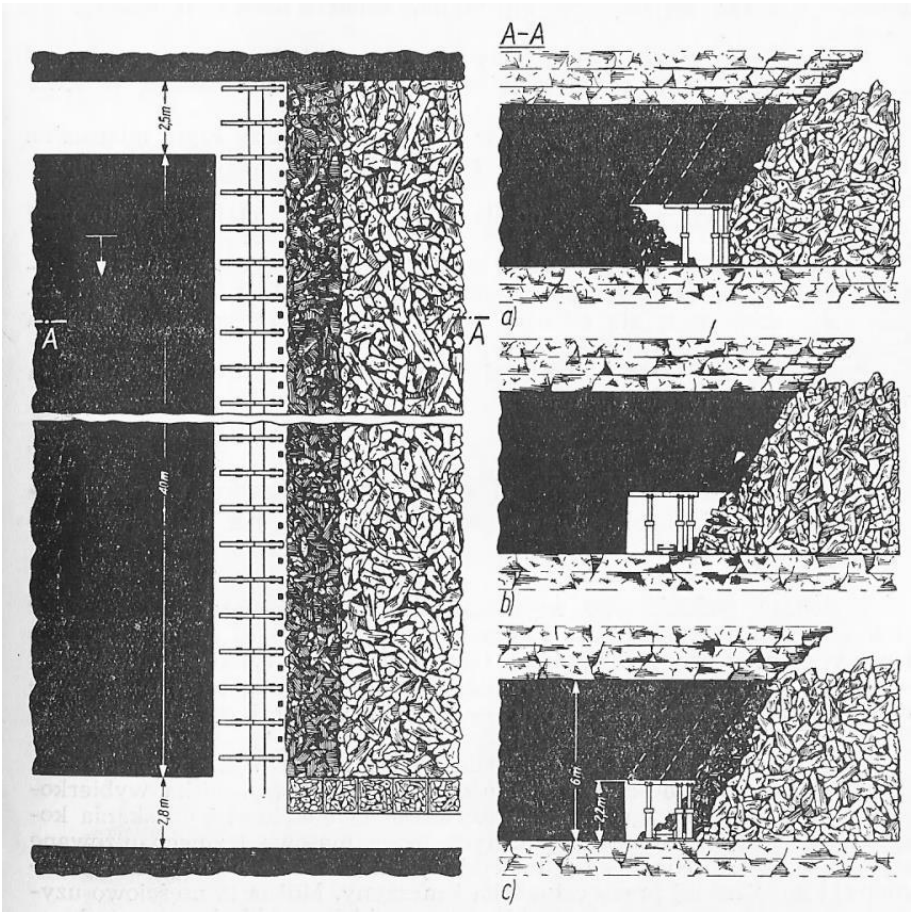
Podbierkowe systemy ścianowe do eksploatacji grubego pokładu stawiają wysokie wymagania kwalifikacyjne załodze ściany. Problemem jest także rozluzowanie węgla w warstwie wypuszczanej przed rozpoczęciem wypuszczania.

Wybieranie bardzo grubych pokładów węgla długofrontowymi systemami podbierkowymi ma kilkudziesięcioletnią tradycję w światowym górnictwie węglowym. Tak jak początek wąsko-przodkowych podbierkowych systemów wybierania węgla związany jest z Górnośląskim Zagłębiem Węglowym to ścianowe systemy podbierkowe powstały we Francji (choć źródła słoweńskie wskazują na co najmniej równoczesne zastosowanie takiego rozwiązania w słoweńskiej kopalni Velenje). Pierwszy szczegółowo opisany podbierkowy system ścianowy związany jest z kopalnią Ricard w 1954 roku. System ten zastosowano do eksploatacji grubego pokładu węgla zagrożonego wyrzutami [7,17]. Urabianie calizny węglowej

przyspągowej warstwy pokładu realizowano za pomocą robót strzałowych, urobek w ścianie transportowano przenośnikiem zgrzebłowym. Obudowę ściany stanowiły cierne stojaki stalowe i stropnice członowe. Obudowę prowadzono poprzecznie w układzie „w trójkąt". Na początku cyklu przekładano przenośnik ścianowy do tzw. I pola, czyli pomiędzy ocios węglowy i pierwszą linię stojaków ścianowych. Podbudowywano stojakiem stalowym wysięgnikową stropnicę (w polu gdzie poprzednio znajdował się przenośnik ścianowy). Końce stropnic przedostatniej linii obudowy podpierano dodatkowymi stojakami stalowymi tzw. łamaczami. Jedyną formą mechanizacji był zgrzebłowy przenośnik ścianowy.

Wybieranie węgla ścianami podbierkowymi miało i nadal ma, oprócz zalet związanych np. z ograniczeniem ilości niezbędnych robót przygotowawczych w stosunku do wybierania na warstwy, także szereg ograniczeń i wad, których eliminowanie trwa praktycznie do chwili obecnej. Największe wyzwanie stanowi pozostawiany w zrobach węgiel, intensywne wydzielanie się metanu w rozluzowywanym węglu górnej – podbieranej warstwy. Problemem jest także odpowiednia organizacja pracy w ścianie.

Należy zauważyć, że podobne ubierkowe (lub nawet ścianowe) systemy wybierania podbierkowego grubych pokładów węgla brunatnego (zarówno lignitu, jak i „twardego" węgla brunatnego) są nadal stosowane w kopalniach niektórych krajów bałkańskich (Serbia, Bośnia, Turcja). Podjęto tam także działania związane ze zwiększeniem stopnia mechanizacji przez zastosowanie zmechanizowanej obudowy ścianowej.



Rys.1. Pierwsza konwencjonalna ściana podbierkowa [17]

Mimo wielu problemów związanych z utrzymaniem rytmu cyklu w opisanych systemach wybierania także we Francji podjęto zwiększenie stopnia mechanizacji pracy ścian podbierkowych, w tym także stopnia mechanizacji urabiania i skrócenia czasu trwania cyklu pracy ściany.

Okres początkowego rozwoju ścianowych systemów podbierkowych to także okres dynamicznego postępu w mechanizacji czynności i operacji w ścianach zawałowych. Podjęto więc próby rozszerzenia zastosowania tych nowych rozwiązań w ścianach podbierkowych.

W kopalniach zagłębia Masywu Centralnego zastosowano do urabiania warstwy przyspągowej pokładu kombajny ścianowe oraz strugi węglowe. Dla poprawy bezpieczeństwa i zwiększenia wydajności pracy ściany zastosowano zmechanizowane obudowy ścianowe. Zastosowanie maszyn urabiających współpracujących z przenośnikiem ścianowym spowodowało, że musiał się on znajdować możliwie blisko ociosu węglowego ściany – utrudniało to i komplikowało czynność ładowania węgla z tylnej odzawałowej części ściany, czyli urobku z podbieranej, górnej warstwy pokładu. Zastosowano więc dodatkowy pancerny przenośnik ścianowy prowadzony możliwie blisko linii zawału.

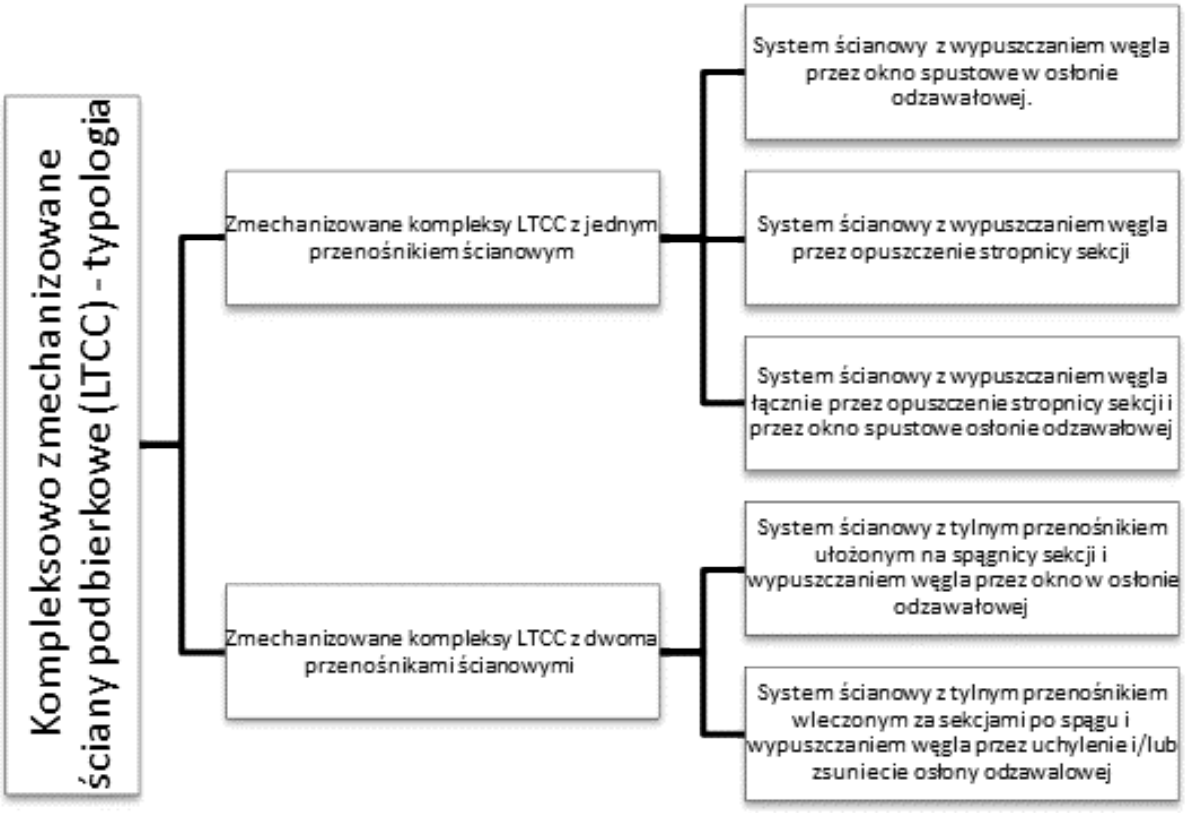
Pierwsze doświadczenia w zastosowaniu ścianowych systemów podbierkowych wskazały na istotne ograniczenia tych systemów eksploatacji. Jednocześnie rozwój systemów podbierkowych we francuskim górnictwie węglowym wyznaczył kilka obowiązujących do dnia dzisiejszego trendów w rozwoju zmechanizowanych, ścianowych systemów podbierkowych:

- zastosowanie dwóch przenośników ścianowych,
- zastosowanie zmechanizowanej obudowy osłonowo - podporowej z oknem spustowym.

Rozwój zmechanizowanych systemów podbierkowych zgodnych z tymi trendami kontynuowano w Europie m.in. w Niemczech i ówczesnej Czechosłowacji, a obecnie w Chinach. Bardzo oryginalną drogą poszły poszukiwania systemów ścianowych do eksploatacji grubych pokładów lub warstw węgla opracowywano w byłym ZSRR [15,16] Problemy ze stosowaniem kompleksowo zmechanizowanych ścian podbierkowych doprowadziły do opracowania nowego, oryginalnego rozwiązania zastosowanego w słoweńskiej kopalni lignitu Velenje [14]. Współcześnie podbierkowe długo-frontowe systemy eksploatacji stosowane są w Chinach (ok.90 mln ton węgla rocznie), Australii, Rosji, Turcji, Wietnamie, Rumunii i krajach byłej Jugosławii (Słowenia, Bośnia, Serbia).

2. Typologia długofrontowych systemów podbierkowej eksploatacji węgli

Stosowane współcześnie długo-frontowe systemy podbierkowe (ubierkowe, ścianowe) cechuje się różnym stopniem mechanizacji (częściowa, kompleksowa), ilością przenośników zgrzebłowych w ścianie oraz rozwiązaniem sposobu wypuszczania węgla na przenośnik ścianowy. Na rysunku 2 pokazano podstawową typologię kompleksowo zmechanizowanych ścian (ubierek) podbierkowych.



Rys. 2. Typologia kompleksowo zmechanizowanych ścian podbierkowych (LTCC – Longwall Top Coal Caving).

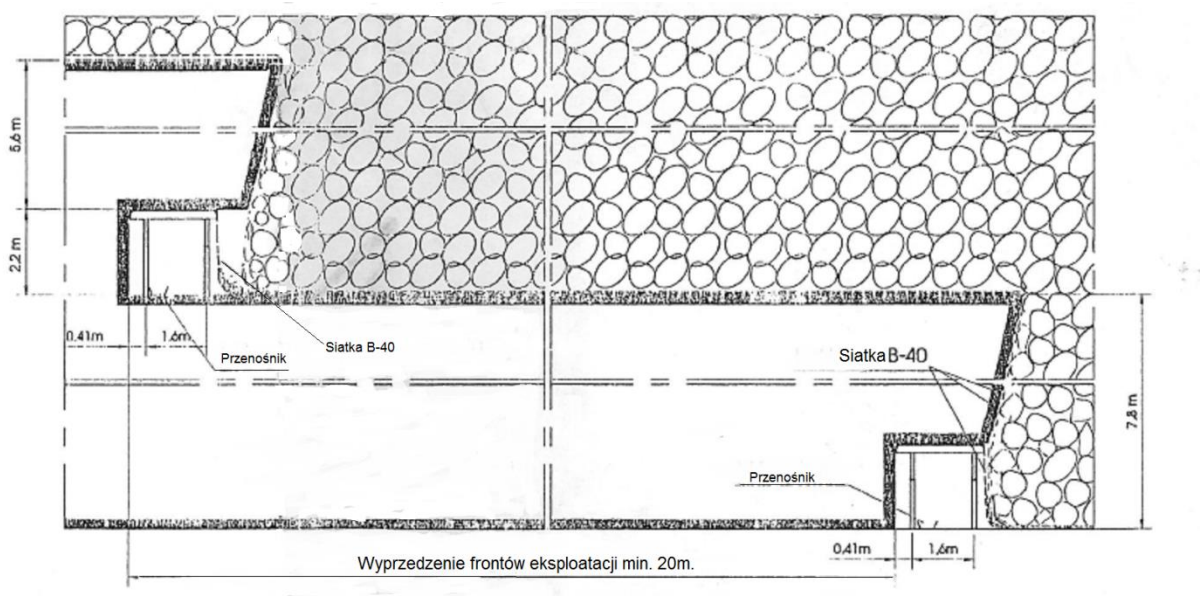
Stosowane nadal częściowo zmechanizowane systemy podbierkowe w kopalniach Turcji, Bośni, Rumunii i Wietnamu wykorzystują głównie układy z jednym przenośnikiem zgrzebłowym.

Do eksploatacji bardzo grubych pokładów węgla stosuje się także wielowarstwową eksploatację podbierkową o rożnej konfiguracji.

1.
2.

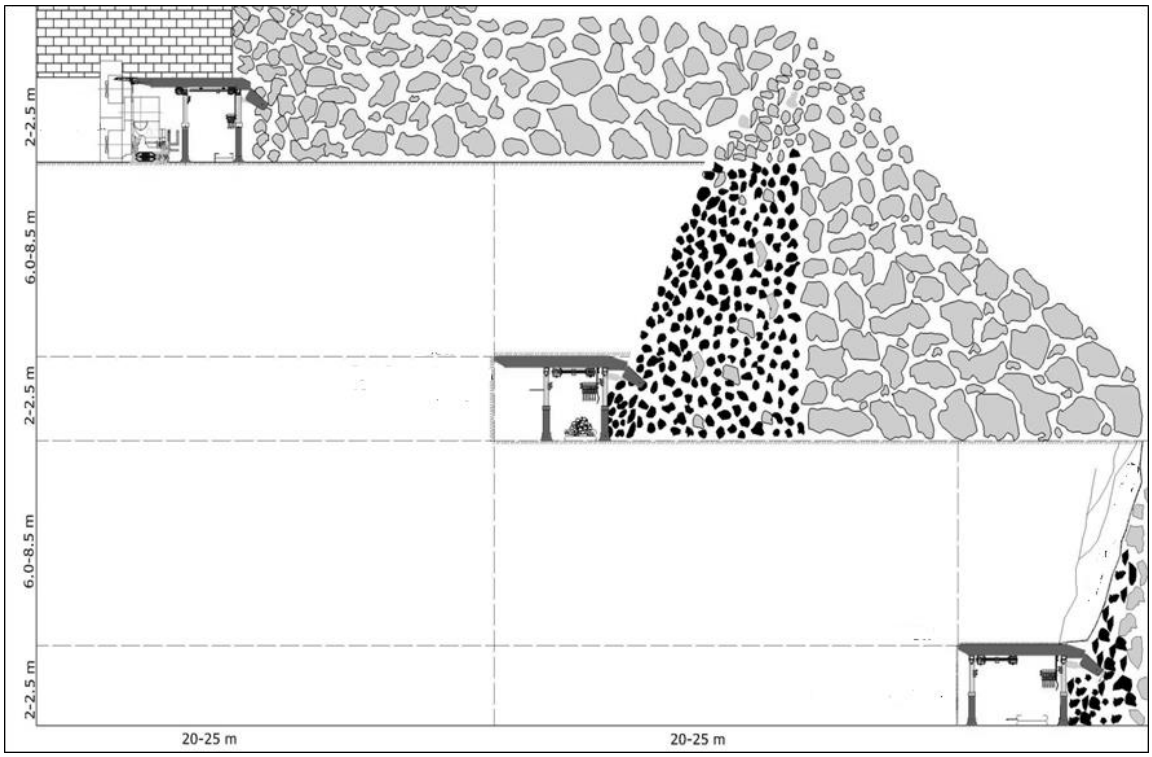
3. Zmechanizowane kompleksy LTCC z jednym przenośnikiem zgrzebłowym

Wśród zmechanizowanych ścian podbierkowych z jednym przenośnikiem zgrzebłowym występują nadal systemy z częściową mechanizacją w postaci przenośnika zgrzebłowego i indywidualnych stojaków hydraulicznych, jak zastosowany w wietnamskiej kopalni Mao Khe. Podobne rozwiązania zastosowano także w rumuńskiej kopalni Lonea.



Rys. 3. Podbierkowe zabierki w wietnamskiej kopalni Mao Khe eksploatacji wielowarstwowej

W Chinach oraz tureckiej kopalni Imbat są stosowane krótkie ściany (ubierki) podbierkowe ze zmechanizowaną obudową hydrauliczną z górnym układem kroczenia i przenośnikiem zgrzebłowym.



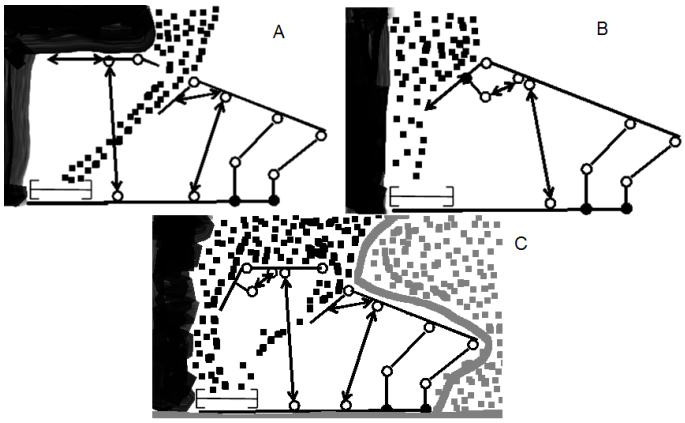
Rys. 4. Wielowarstwowa eksploatacja podbierkowa częściowo zmechanizowanymi ubierkami podbierkowymi w tureckiej kopalni Imbat

Zastosowana obudowa zmechanizowana z górnym układem kroczenia jest produkcji chińskiej.

Rys. 5. Częściowo zmechanizowana ściana podbierkowa w tureckiej kopalni Imbat

W kopalni Imbat stosuje się urabianie materiałem wybuchowym i ręczne ładowanie urobku. Współcześnie stosuje się także trzy rozwiązania kompleksowo zmechanizowanych ścian podbierkowych z jednym przenośnikiem, które schematycznie pokazano na rysunku 6. Historyczny rozwój tej grupy kompleksów, zapoczątkowany we Francji, znalazł swój wyraz w licznych rozwiązaniach producentów maszyn górniczych w Niemczech. Współcześnie jest kontynuowany w Chinach i na Słowacji. Wskutek niepowodzeń w stosowaniu (lata 80-te XX w.) dwuprzenośnikowych kompleksów podbierkowych (LTCC) w kopalniach byłej Jugosławii w Słowenii (Velenje) i następnie w Serbii (Soko) pojawiła się odrębna linia rozwojowa obudów zmechanizowanych do jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys. 6. Podstawowe układy technologiczne wypuszczania węgla w jednoprzenośnikowych, kompleksowo zmechanizowanych ścianach podbierkowych:

A - wypuszczanie węgla przez okno spustowe w stropnicy lub osłonie odzawałowej.
B - wypuszczanie węgla przez uchylenie stropnicy sekcji (Velenje).
C - wypuszczanie węgla przez okno spustowe w osłonie zawałowej i przez uchylenie stropnicy.

Jednoprzenośnikowe kompleksowo zmechanizowane ściany podbierkowe stosowano w ostatnich latach lub nadal stosuje się w kopalniach Wietnamu (A), Turcji (A,B), Bośni (A), Serbii (C) oraz Słowenii (B) i Słowacji (A). Oferowane przez chińskie fabryki maszyn górniczych rozwiązania tego typu nie są już oferowane. Z jednym wyjątkiem (Velenje) jednoprzenośnikowe ściany podbierkowe uzyskują wydobycie dobowe na poziomie ok. 500 Mg/d

Zalety i wady kompleksowo zmechanizowanych jednoprzenośnikowych ścian podbierkowych z wypuszczaniem węgla przez okno spustowe

Tabela 2

System	Zalety	Wady
System ścianowy z wypuszczaniem węgla przez okno spustowe w osłonie odzawałowej	– Możliwość bezpiecznej eksploatacji podbierkowej za pomocą kompleksu bardzo zbliżonego do klasycznej ściany zmechanizowanej (zawałowej). – Możliwość uzyskania dużej powierzchni spągownicy umożliwiającej pracę na słabych spągach.	– Zatykanie się okna spustowego urobkiem (wskutek naturalnego zsypu lub występowania dużych brył węgla (np. ksylitów). – Mniejsza niż w innych systemach podbierkowych efektywność odzysku węgla z górnej podbieranej warstwy. – Ograniczone względami konstrukcyjnymi wymiary okna spustowego w osłonie odzawałowej. – Praktycznie niemożliwe jednoczesne urabianie ściany kombajnem i wypuszczanie węgla.

Zalety i wady jednoprzenośnikowych kompleksów ścianowych z wypuszczaniem węgla przez uchylenie stropnicy

Tabela 3

System ścianowy z wypuszczaniem węgla przez opuszczenie stropnicy sekcji (Velenje -VMM)	Zalety	Wady
	– Możliwość bezpiecznej eksploatacji podbierkowej za pomocą kompleksu bardzo zbliżonego do klasycznej ściany zmechanizowanej (zawałowej). – Możliwość uzyskania bardzo wysokiego wydobycia dobowego z jednego przodka (rekord 17 000 Mg/d). – Możliwość uzyskania wyższej relacji pomiędzy grubością warstwy wypuszczanej a urabianej kombajnem. – Wyeliminowanie kleszczenia się wypuszczanego węgla w czasie wypuszczania. – Istnieje możliwość zmniejszenia nacisku jednostkowego obudowy na spąg.	– Wymaga dużej dyscypliny technologicznej i dobrej organizacji pracy. – Bardzo ograniczona możliwość wypuszczania z jednoczesnym urabianiem kombajnem.

System Velenje (VMM) opracowany został jako reakcja na niepowodzenie rozwiązania, które zdominowało systemy podbierkowe w górnictwie Chin, Australii Rosji i, ostatnio Turcji czyli dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej z przenośnikiem tylnym ułożonym na spągu. Zastosowano wtedy obudowę Klockner-Becorit 1,6/3,4, która nie sprawdziła się w warunkach spągu o małej nośności – lignitu.

Najrzadziej stosowanym systemem jest system z wypuszczaniem węgla przez okno spustowe w osłonie odzawałowej oraz przez uchylenie stropnicy. Takie rozwiązanie znane jest z serbskiej kopalni Soko.

Zalety i wady kompleksowo zmechanizowanego systemu podbierkowego z jednym przenośnikiem ścianowym i z wypuszczaniem węgla przez okno spustowe w osłonie odzawałowej oraz przez uchylenie stropnicy

Tabela 4

System ścianowy z wypuszczaniem węgla łącznie przez opuszczenie stropnicy sekcji i przez okno spustowe osłonie odzawałowej	Zalety	Wady
	– Możliwość uzyskania bardzo wysokiego wydobycia dobowego z jednego przodka. – Możliwość uzyskania wyższej relacji pomiędzy grubością warstwy wypuszczanej a urabianej kombajnem. – Możliwość podejmowania wypuszczania węgla nawet po 4-5 cyklach urabiania	– Wymaga dużej dyscypliny technologicznej i dobrej organizacji pracy. – Bardzo ograniczona możliwość wypuszczania z jednoczesnym urabianiem kombajnem. – Zatykanie się okna spustowego urobkiem

	kombajnem - osłabia to skutek rozdzielania w czasie urabiania i wypuszczania. – Istnieje możliwość zmniejszenia nacisku jednostkowego obudowy.	(wskutek naturalnego zsypu lub występowania dużych brył węgla (np. ksylitów).

4. Zmechanizowane kompleksy LTCC z dwoma przenośnikami zgrzebłowymi

Dwuprzenośnikowe kompleksowo zmechanizowane kompleksy ścianowe biorą swój początek w górnictwie francuskim. Dodatkowy, drugi przenośnik zgrzebłowy służył do transportu węgla wypuszczonego z górnej, podbieranej warstwy pokładu.

Ze względu na warunki górniczo-geologiczne i konieczność utrzymania kontroli nad przebiegiem procesu podbierania-wypuszczania węgla z górnej warstwy czy ławy ściany zastosowano także ręczne wprowadzanie na obudowę ściany siatki z drutu stalowego wyłożonej płótnem.

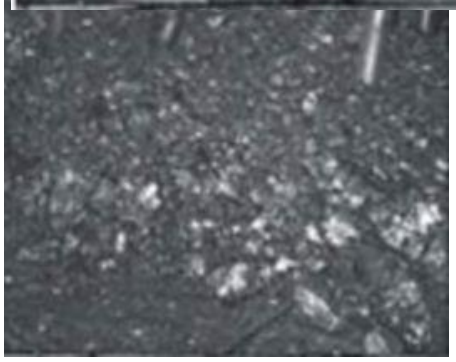
Rys. 7. Pierwszą dwuprzenośnikowa ściana podbierkowa jednej z kopalń francuskich

Podstawowym celem zastosowania drugiego przenośnika było dążenie do umożliwienia równoległego (równoczesnego) prowadzenia urabiania węgla z przyspągowej warstwy pokładu wypuszczania węgla z warstwy stropowej.

Ze względu na to, że na dwa (lub czasami trzy) skrawy – kroki w przyspągowej warstwie pokładu przypadał jeden krok wypuszczania węgla od strony zawału, a cykl wypuszczania trwał stosunkowo długo to tą samą siatką stalową zabezpieczano także ocios węglowy i strop przed obudową. Stosowano także tymczasowe zabezpieczanie (rozpieranie) stropu stropnicami drewnianymi i stojakami stalowymi oraz ociosu węglowego.

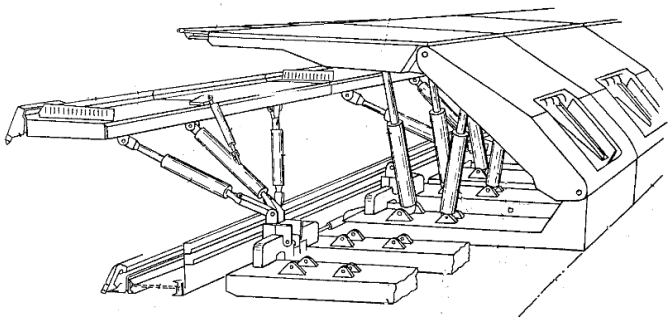
Wypuszczanie oberwanego węgla od strony zawału realizowano przez rozcięcie lub rozerwanie odcinkami warstwy siatki i płótna.

Rys. 9. Wypuszczanie węgla w jednej z pierwszych zmechanizowanych ścian podbierkowych we Francji – widoczna siatka, płótno i drewniana stropnica [źródło: internet]



Rys. 8. Wykładanie siatki stalowej z płótnem w ścianie podbierkowej [źródło: internet]

Mimo, że prace nad dwuprzenośnikowymi kompleksowo zmechanizowanymi kompleksami ścianowymi prowadzono początkowo w wielu krajach to najwięcej rozwiązań technicznych powstało w Niemczech [18].



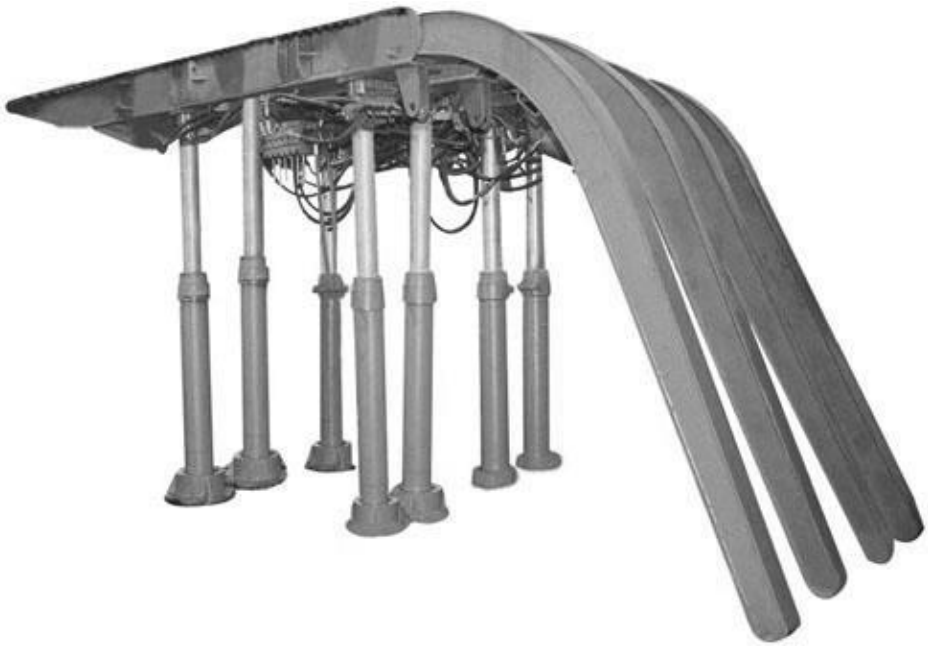
Rys. 10. Schemat ideowy ściany podbierkowej ze strugami, oknem spustowym w osłonie odzawałowej i tylnym przenośnikiem zgrzebłowym ułożonym na spągnicy osłonowej obudowy zmechanizowanej [źródło: internet].

Pierwsza kompleksowo zmechanizowana ściana podbierkowa z dwoma przenośnikami ścianowymi (tym tylny zlokalizowany na podstawach-spągnicach sekcji) i wypuszczaniem węgla przez okno spustowe wdrożona została we francuskiej kopalni Darcy, gdzie do urabiania dolnej czyli przyspągowej warstwy ściany podbierkowej zastosowano dwa strugi: jeden prowadzony na przenośniku ścianowym, drugi na regulowanej siłownikami hydraulicznymi trasie umożliwiającej urabianie górnej części ławy dolnej (rys.10).

Później podobne rozwiązania opracowano w Wielkiej Brytanii (np. Dowty 4000-4L z przenośnikiem ułożonym na spągnicy sekcji pomiędzy łącznikami lemniskatowymi) i w Niemczech.

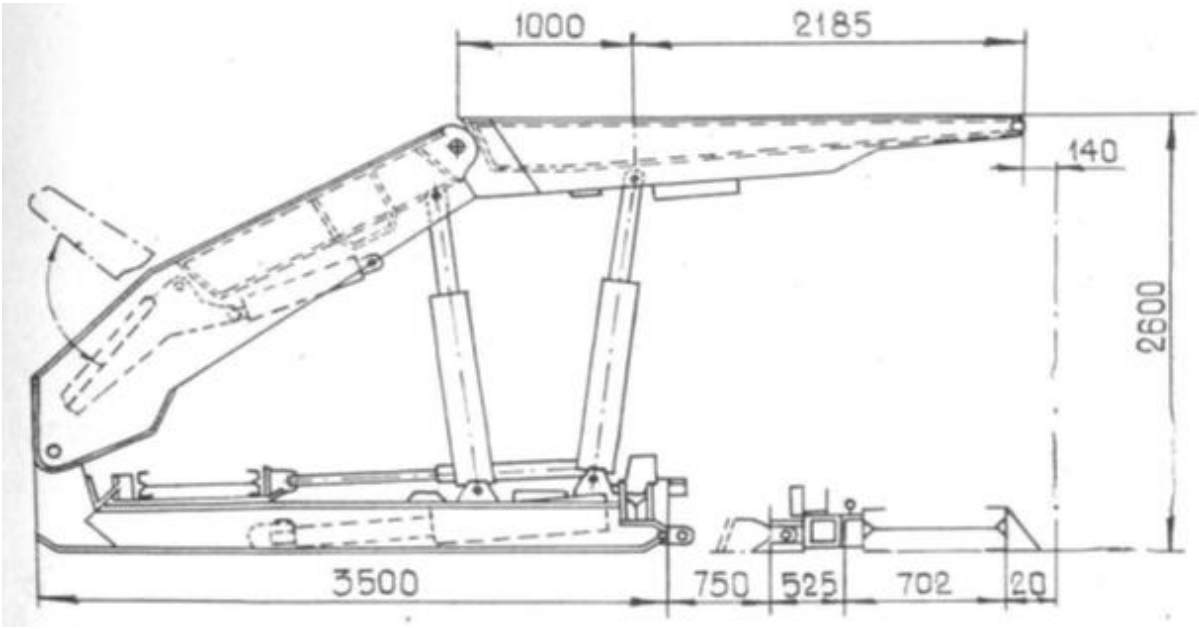
Kolejno pojawiły się rozwiązania, w których tylny przenośnik zgrzebłowy w ścianie ułożony był na spągu za spągnicami sekcji. Jednym z pierwszych takich rozwiązań była obudowa zmechanizowana typu Klockner-Becorit 1,6/3,4. Wypuszczanie węgla na tylny przenośnik odbywało się przez zsunięcie i odchylenie osłony odzawałowej. Wymienione rozwiązania dały początek długiemu rozwojowi obu koncepcji, który od lat 90-tych XX wieku kontynuowany jest przede wszystkim w Chinach.

Nadal jednak w górnictwie chińskim spotyka się częściowo zmechanizowane ściany podbierkowe z obudową podporową z górnym układem kroczenia i dwoma przenośnikami, ale z urabianiem węgla materiałem wybuchowym i ręcznym ładowaniem urobku (z urabiania i wypuszczania węgla). Kontrole procesu wypuszczania realizuje się przez wykładanie stropnic od przodu siatką metalową i jej stopniowe rozcinanie (jak w pierwotnym rozwiązaniu francuskim).



Rys. 11. Obudowa kroczącą do częściowo zmechanizowanej, dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej produkcji chińskiej

W przedstawionym na rysunku 11 rozwiązaniu przesuwanie przenośników zgrzebłowych odbywa się przez ich mocowanie do stojaków sekcji obudowy.



Rys. 12. System ścianowy z tylnym przenośnikiem ułożonym na spągnicy sekcji i wypuszczaniem węgla przez okno w osłonie odzawałowej z obudową Marrel Idro FB-21-30S

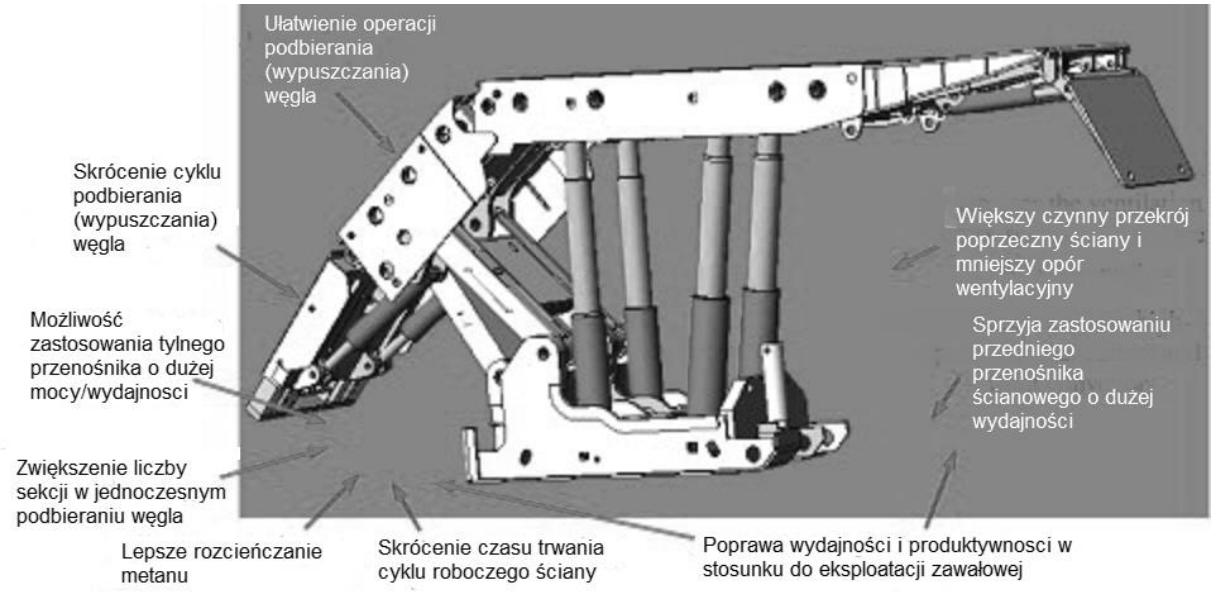
Ze względu na liczne wady rozwiązania podbierkowe systemy ścianowe z tylnym przenośnikiem zgrzebłowym ułożonym na spągnicy sekcji najprawdopodobniej nie są już nigdzie stosowane.

Zalety i wady kompleksowo zmechanizowanych ścian podbierkowych z tylnym przenośnikiem ułożonym na spągnicach sekcji i wypuszczaniem węgla przez okno spustowe w osłonie odzawałowej

Tabela 5

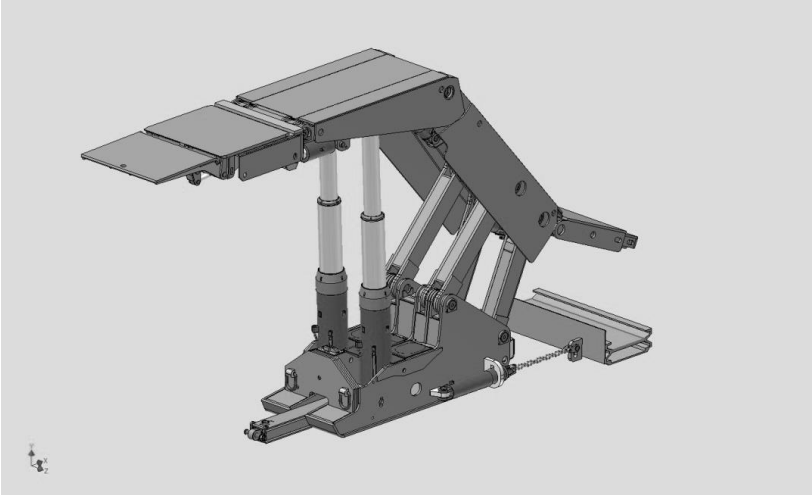
System ścianowy	Zalety	Wady
z tylnym przenośnikiem ułożonym na spągnicy sekcji i wypuszczaniem węgla przez okno w osłonie odzawałowej	– Możliwość podbierkowej eksploatacji grubego pokładu lub warstwy węgla. – Możliwość uzyskania niskiego nacisku jednostkowego na spąg.	– Bardzo ograniczona przestrzeń dla obsługi i konserwacji tylnego podbierkowego przenośnika zgrzebłowego. – Utrudniony dostęp do usuwania ewentualnych zatorów w oknie spustowym. – Relatywnie duże gabaryty transportowe obudowy zmechanizowanej i masa. – Skomplikowany wysyp urobku ze ściany i obudowa skrzyżowania z chodnikiem. – Konieczność prowadzenia zwrotni i napędu wysypowego przenośnika tylnego podbierkowego w chodnikach przyścianowych.

Najlepsze wyniki uzyskują ściany podbierkowe w układzie dwuprzenośnikowym z obudową podporową czterostojakową lub dwustojakową obudową lemniskatową. Rozwijane intensywnie w Chinach w oparciu o rozwiązania niemieckie technologie podbierkowe wraz z doskonaleniem organizacji tego, bardzo różnego od zmechanizowanych ścian zawałowych, procesu pozwoliły na uzyskiwanie dobowego wydobycia nawet do ok.30000 Mg/d.



Rys. 13. Dostrzegane zalety czterostojakowej obudowy podporowej w zmechanizowanej dwuprzenośnikowej ścianie podbierkowej z tylnym przenośnikiem ścianowym prowadzonym po spągu

Jako podstawową wadę tego rozwiązania wskazuje się, bardzo utrudnione prowadzenie wydobycia w układzie 1 cykl urabiania kombajnem-1 cykl wypuszczania węgla (zaleca się układ 3-1 lub 2-1). Z tego powodu wdrożono rozwiązanie ściany dwuprzenośnikowej z obudową lemniskatową. W oparciu o rozwiązania chińskie ściany tego typu zastosowano w Chinach, od 2007 w Australii (Austar, North Gonyella) [1,12].



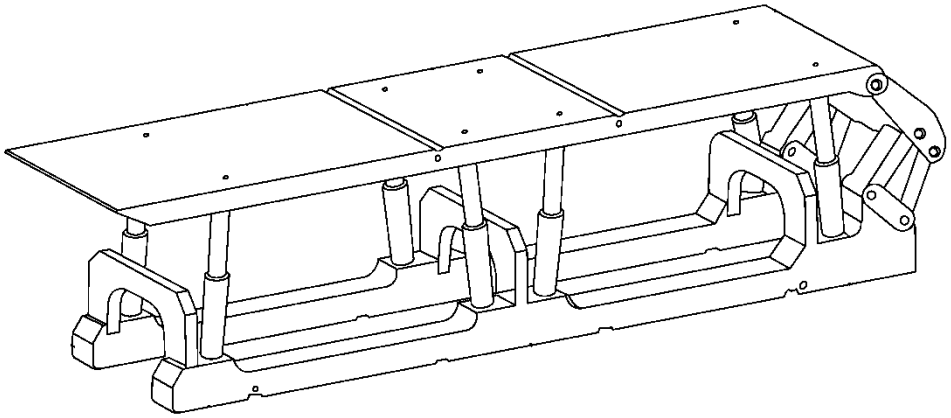
Rys. 14. Opracowana w grupie FAMUR S.A. dwustojakowa obudowa lemniskatowa do dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej FAZOS 37/46 POz-P

Ostatnio także w Turcji (kopalnia Eynez East) zastosowano kompleks podbierkowy tego typu, ale chwilowo jako kompleks zawałowy bez tylnego przenośnika zgrzebłowego (do eksploatacji pierwszej, podstropowej warstwy grubego pokładu z wymuszaniem zawału stropu).

Dwuprzenośnikowe ścianowe kompleksy podbierkowe z obudową lemniskatową mają jednak szereg wad:

- duża złożoność systemu (między innymi 3 lub 4 typy obudów w ścianie i dwa przenośniki zgrzebłowe) wpływające na wysoką cenę,
- występowanie w rejonie wysypu obu ścianowych przenośników zgrzebłowych skrzyżowania o bardzo dużej powierzchni otwarcia i wymagające bardzo skomplikowanej obudowy skrzyżowania (np. w kopalni Eynez East obudowa skrzyżowania ma masę 92 Mg),

– wymagają bardzo wysokich kwalifikacji obsługi i bardzo dobrej koordynacji prac w ścianie.



Rys. 15. Przykład obudowy skrzyżowania dla dwuprzenośnikowej ściany podbierkowej

5. Podsumowanie

Ścianowe kompleksy podbierkowe (LTCC) w wersji jednoprzenośnikowej stosowane są współcześnie w Wietnamie, Turcji, Bośni, Serbii, Słowenii i Słowacji przede wszystkim do eksploatacji węgli brunatnych (lignitów i twardych węgli typu *subbituminous).*

Nie są znane współczesne zastosowania tych systemów do eksploatacji węgla kamiennego.

Dwuprzenośnikowe systemy LTCC (zwłaszcza z przenośnikiem tylnym wleczonym po spągu) są stosowane dość powszechnie w chińskim górnictwie węgla kamiennego (w 2009 ok. 90 mln Mg) i w Australii (Austar, North Goonyella).

Wprowadzone do eksploatacji dwuprzenośnikowe kompleksy ścianowe kompleksy podbierkowe (LTCC) w kopalniach tureckiego zagłębia węgla brunatnego Soma nie dały jeszcze wystarczających doświadczeń i odpowiedzi na pytanie o zasadność stosowania takiego rozwiązania. W jednym przypadku (kompleks ZMJ w kop. Tuncbelek) po odejściu chińskiej załogi kompleks przestał uzyskiwać dobre wyniki (uzyskuje średnio ok.500 Mg/d). Należy podkreślić, że poprzednio kopalnia stosowała 2 kompleksy podbierkowe jedno-przenośnikowe z wypuszczaniem węgla przez okno spustowe w obudowie uzyskując przy równoczesnej pracy obu kompleksów dobowe wydobycie ok. 800 Mg/d. Trwają prace wyposażeniowe ściany z kolejnym kompleksem dwuprzenośnikowym ZMJ z udziałem załogi chińskiej.

Kopalnia Eynez East (zagłębie Soma, firma Demir Export) zamówiła w 2012 r. dwuprzenośnikowy kompleks podbierkowy w CAT, który w marcu 2015 r. rozpoczął pracę jako klasyczny kompleks zawałowy przy eksploatacji pierwszej, podstropowej warstwy grubego pokładu lignitu. Takie rozwiązanie wynika z konieczności wymuszenia zawału bardzo zwięzłych skał stropowych przed rozpoczęciem podbierkowej eksploatacji kolejnych warstw lignitu. Ściana kończy obecnie pracę w pierwszej warstwie pokładu, ale już w trakcie jej eksploatacji okazało się, że występują duże problemy z jej prowadzeniem przez turecką załogę.

Kopalnia Imbat (Zagłębie Soma) zamówiła dwuprzenośnikowy kompleks podbierkowy (Obudowa podporowa czterostojakowa produkcji chińskiej Dempo, przedni przenośnik ścianowy PSZ-750 i kombajn ścianowy KGS-245 z Famuru i tylny przenośnik ścianowy, kątowy z firmy Halbach-Braun). Pierwsze doświadczenia będą dopiero po uruchomieniu kompleksu. Pierwotny projekt przewidywał, że ściana prowadzona będzie w pierwszej, podstropowej warstwie pokładu z niewielkim nachyleniem podłużnym (3-6^o). Koncepcję wielokrotnie zmieniano i ostatnia realizowana koncepcja zakłada prowadzenie ściany z podłużnym nachyleniem do 15^o i kierunkiem pracy obu przenośników ścianowych po wzniosie! Rozwiązanie można ocenić jako ryzykowny technicznie.

Jednocześnie w kopalni Park Termika stosowany jest podbierkowy, jednoprzenośnikowy kompleks ścianowy spełniający oczekiwania użytkownika.

Literatura:

1. Duncan G., Sobey G., Clarke T.: *Top coal caving longwall maximizes thick seam recovery.* Coal Age, Vol. 112, No. 11, November 2013.
2. Hadzic E., Faslic F.: *Ugalj i kompleksna mehanizacija*. Rudnici „Kreka" –Tuzla, Rudarski Institut D.D. Tuzla, Tuzla 2009.
3. Jaszczuk M.: *Wariant optymistyczny scenariusza rozwoju ścianowych systemów mechanizacyjnych w polskim górnictwie węgla kamiennego*. Gospodarka Surowcami Mineralnymi Zeszyt 1/2, Tom 24 2008r.
4. Korski J.: *Ewolucja technologii podbierkowej wybierania bardzo grubych pokładów węgla w górnictwie chińskim*. Wiadomości Górnicze nr 3/2003 R. 54.
5. Korski J.: O podbierkowych metodach wybierania węgli. Przegląd Górniczy t. 62 nr 7-8/2006.
6. Korski J.*: Technologie podbierkowe w górnictwie węglowym. Wprowadzenie do podbierkowych technologii wybierania węgla.* Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2006. Szczyrk 20-24 lutego 2006. (sympozja i konferencje nr 166). Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków 2006.
7. Mitręga J.: *Koncentracja wydobycia podstawą intensywnego rozwoju górnictwa węglowego*. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice 1970.
8. Ostrihansky R.: *Eksploatacja podziemna złóż węgla kamiennego*. „Śląsk" Spółka z. o.o., Katowice 1996.
9. Özfirat M. K., Şimşir F., Gönen A.*: A brief comparison of longwall method used at mining of thick coal seams.* The 19th International Mining Congress and Fair of Turkey. Izmir, Turkey, June 09-12. 2005.
10. Piechota S., Korzeniowski W., Skrzypkowski K.: *Systemy eksploatacji z wypuszczaniem urobku stosowane w kopalniach węgla kamiennego*. Prz. Gór.2008, T. 64, nr 6, s. 1÷8, 16 rys., bibliogr. 12 poz.
11. Piechota St., Stopyra P., Poborska-Młynarska K.: *Systemy podziemnej eksploatacji złóż węgla kamiennego, rud i soli.* Wydawnictwa AGH, Kraków 2009.

12. Rutherford A.: *Australia's first LTCC face operation.* Coal International, Vol. 255, No. 5, September/October 2007.
13. Rymarski W.: *Eksploatacja grubych pokładów węgla skłonnych do samozapalenia.* Wydawnictwo „Śląsk", Katowice 1969.
14. Zerdin F., Dervaric E.: *The "Velenje Mining Method" – System of Longwall Sub-level Caving Extraction*. Gluckauf nr 7-8/1998.
15. Сагинов А.С., Жетесов С.С.: *Двухзабойная выёмка угля на мощных пологих пластах*. Издательство „Наука" - Казахской ССР, Алма-Ата 1982.
16. Саламатин, А. Г. *Подземная разработка мощных угольных пластов.* Недра, Moskwa 1997.
17. Zarański J.: *Podziemna eksploatacja złóż*. Seria: Górnictwo Tom 4. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice 1964.
18. Irresberger H., Grawe F., Migenda.: Zmechanizowane obudowy ścianowe. Tiefenbach, Katowice 2003.

Wąskoprzodkowe zmechanizowane przodki podbierkowe - analiza procesowa

Jacek Korski – FAMUR S.A.

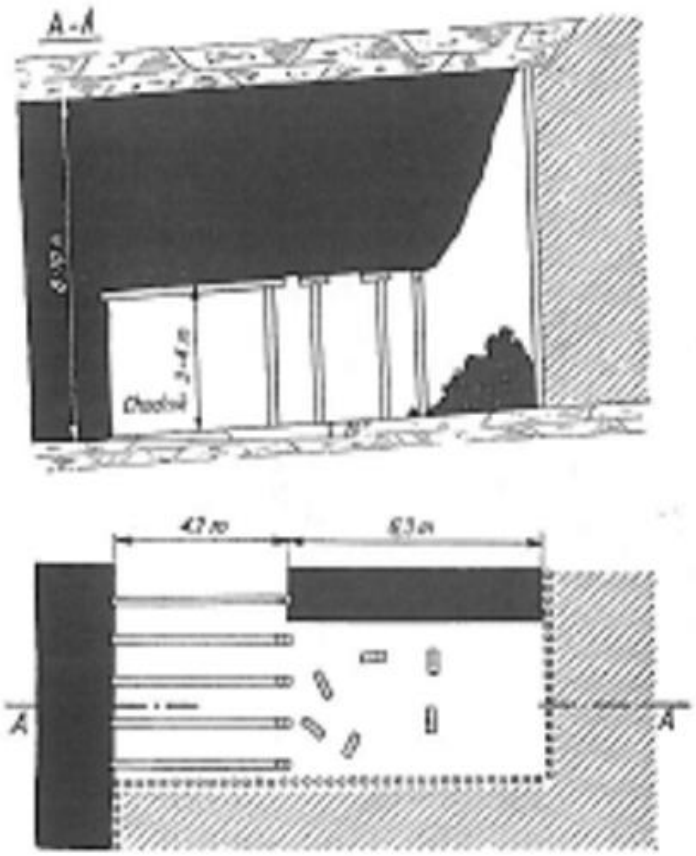
1. Wprowadzenie

Wybieranie grubych oraz silnie nachylonych czy stromych pokładów węgla stanowi od zawsze poważne wyzwanie, zwłaszcza w aspekcie bezpieczeństwa i możliwości mechanizacji wybierania. Dlatego, oprócz dążenia do zwiększenia technicznej możliwości wybierania grubego pokładu na jedną warstwę lub podziału grubego i/lub silnie nachylonego pokładu węgla na warstwy (płyty, pietra eksploatacyjne), od wielu już lat stosuje się podbierkowe systemy wybierania węgla.

Podstawowa idea podbierkowego wybierania węgla kamiennego i brunatnego w kopalniach podziemnych polega na wykonaniu wyrobiska eksploatacyjnego w dolnej warstwie (piętra, ławy) grubego pokładu węgla. Wysokość wyrobiska jest mniejsza niż pionowa wysokość przewidzianej do eksploatacji warstwy, ławy czy piętra (także na całą miąższość pokładu). Po wykonaniu wyrobiska eksploatacyjnego powoduje się obruszenie (rozluzowanie, defragmentację) węgla powyżej wyrobiska i jego grawitacyjne przemieszczenie do wyrobiska eksploatacyjnego, gdzie jest on ładowany na środki transportu (pojazdy lub przenośniki).

Niektórzy autorzy wskazują na pochodzenie podbierkowych systemów wybierania węgla od rozwiązań i metod stosowanych przy eksploatacji rozbudowanych w pionie złóż rud i kruszców. Wskazują jednocześnie, że metody takie zastosowano w latach 30-tych XX wieku[6]. Tymczasem pierwsze opisy eksploatacji pokładów węgla z wykonaniem wyrobiska eksploatacyjnego na spągu pokładu (lub spodku warstwy lub piętra) i następnie pozyskiwanie węgla znad tego wyrobiska zastosowano do eksploatacji grubego pokładu węgla kamiennego na Górnym Śląsku już w połowie XIX wieku. Po raz pierwszy opisano podbierkowy system eksploatacji węgla zastosowany w jednej z kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW) w 1850 [5].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys. 1. Konwencjonalny przodek podbierkowy z górnośląskiej kopalni lata 50-te XIX wieku

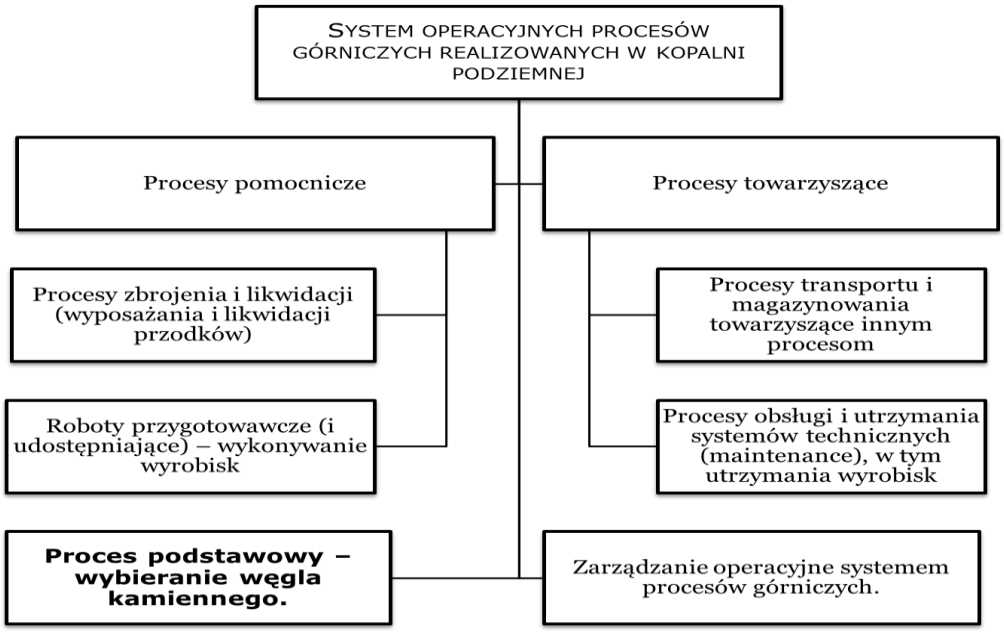
Ze względu na niewielką głębokość eksploatacji szybko ujawniły się liczne problemy w stosowaniu tego systemu eksploatacji czyli niekontrolowane zawały i nieciągłe deformacje powierzchni.

To właśnie w Zagłębiu Górnosląskim po raz pierwszy napotkano bardzo grube pokłady węgla i podjęto próby ich wybierania. Był to okres, kiedy w kontynentalnym, europejskim górnictwie węgla kamiennego nie stosowano już długo-frontowych systemów wybierania – stosowano tylko systemy zabierkowe (filarowe). Choć zaniechano stosunkowo szybko stosowania tej zabierki podbierkowej ze względu zwłaszcza na głębokość eksploatacji i wystąpienie deformacji nieciągłych na powierzchni nie oznaczało to jednak całkowitego zaniechania podbierkowej eksploatacji w górnośląskich kopalniach. Według relacji Ireneusza Burzyńskiego tuż po II Wojnie Światowej stosowano w nieistniejącej już kopalni Eminencja (później Gottwald, następnie Kleofas) w Katowicach tak zwane „złodziejskie filary" – w sytuacji, gdy miąższość eksploatowanego pokładu przekraczała możliwą do utrzymania wysokość filara. Wykonywano wtedy zabierkę po spągu pokładu, wybierano filar a następnie przy likwidacji filara wygarniano z zawału wysypujący się węgiel czyli tak jak opisano to w połowie XIX wieku. Wąskoprzodkowe – komorowe lub zabierkowe podbierkowe metody wybierania węgla (kamiennego lub brunatnego) opisywane są od połowy XIX wieku i w ogólnej zasadzie stosowane do dnia dzisiejszego. Przedstawione rozwiązania nie były zmechanizowane.

Współcześnie nadal w krajach bałkańskich wydobywa się węgiel (twardy brunatny – sub-bitumiczny i lignit) wąsko-przodkowymi systemami podbierkowymi o częściowej mechanizacji robót [1,2]. Do niedawna w polskiej kopalni Kazimierz-Juliusz stosowano do wydobycia węgla kamiennego wąsko-przodkowy system podbierkowy o wysokim stopniu mechanizacji. W górnictwie węglowym Indii stosuje się oryginalny wąsko-przodkowy system komorowo-filarowy FBG (french blasting galery) o częściowej mechanizacji.

2. Procesy kopalni podziemnej

Pojęcie procesu postrzeganego jako pewien ciąg następujących po sobie zdarzeń znane jest od starożytności. Bardziej współcześnie pojawiło się wiele szczegółowych definicji i struktur pojęciowych tego słowa. Działalność wydobywcza mieści się w ogólnej definicji procesu, ale konieczne jest umiejscowienie tej formy działalności ludzkiej w strukturze pojęć stosowanych współcześnie.



Rys. 2. System procesów operacyjnych w kopalni [opracowane własne [1]

Od lat 90-tych XX wieku podejście procesowe do zarządzania i usprawniania przedsiębiorstw produkcyjnych stało się powszechne. Konsekwencją podejścia procesowego do zarządzania przedsiębiorstwami stało się opracowanie nowych narzędzi zarządzania produkcją i przedsiębiorstwem. Podejmowano także próby zastosowania tych rozwiązań do doskonalenia realizowanych w kopalniach (także podziemnych) procesów wydobywczych, ale nie odnotowano sukcesów. Podstawową przyczyną jest zasadnicza różnica pomiędzy procesem wydobywczym a procesami produkcyjnymi. Pomimo, że w wielu publikacjach traktuje się procesy wydobywcze jako podzbiór procesów produkcyjnych, to w istocie jest to odrębna grupa procesów przemysłowych czyli powtarzalnych procesów technicznych o dużej skali. W swojej istocie procesy wydobywcze są bliższe procesowi logistycznemu związanemu z opróżnianiem naturalnego, stworzonego siłami przyrody magazynu – złoża kopaliny

użytecznej. Jak wynika z analiz [1] realizowany w kopalni proces wydobywczy jest w istocie zespołem – systemem procesów (rys.2).

W większości kopalń węgla kamiennego dąży się od efektywnego ekonomicznie wydobycia tego surowca, ale jest to realizowane w praktyce w konkretnych uwarunkowania (np. warunki górniczo-geologiczne) i przy występujących ograniczeniach (dostępne zasoby, prawo itp.). Poszukuje się więc rozwiązań, które pozwolą na uzyskanie założonego efektu przy możliwie najniższych kosztach

Rys. 3. Proces a koszty jego realizacji [opracowanie własne wg [1]

Każde z działań realizowanych w ramach systemu procesów związanego z przemysłowym wydobyciem węgla (ale także każde inne działanie) wiąże się ze zużyciem zasobów (praca ludzka, energia, materiały i zasoby informacyjne). Wyrażone w jednostkach pieniężnych zużycie wymienionych zasobów to koszty (rys. 3).

Poszukując źródeł poprawy efektywności procesu wydobywczego należy dążyć do wyeliminowania na etapie projektowania i realizacji działań, które nie służą realizacji celu – efektywnego wydobycia kopaliny lub zaprojektowania systemu procesów w kopalni na nowo. Dowodem na poprawność takiego podejścia jest opłacalność wydobycia w kopalniach podziemnych nie stosujących wysoko wydajnych zmechanizowanych kompleksów ścianowych.

3. Mechanizacja w kopalni

W wielu krajach poziom mechanizacji kopalni postrzega się przez pryzmat mechanizacji podstawowego procesu górniczego – procesu wybierania węgla rozumianego jako: urabianie, ładowanie i transport węgla.

Jest to jednak tylko jeden ze złożonego systemu procesów realizowanych w podziemnej kopalni węgla kamiennego.

Mechanizacja metod wybierania węgla kamiennego przebiegała historycznie przez kilka typowych etapów rozwoju:

- Mała mechanizacja – mechaniczne narzędzia ręczne jak młoty udarowe czy wiertarki dla zwiększenia siły i/lub szybkości pojedynczego górnika,
- Częściowa mechanizacja – mechanizacja jednej lub kilku spośród większej liczby operacji wykonywanych w procesie wybierania węgla, jak: transport urobku, mechaniczne wykonywanie wrębu wrębiarką itp. Mechanizowane wrębienie czy urabianie było jedną z pierwszych zmechanizowanych operacji w górnictwie podziemnym węgla.
- Kompleksowa mechanizacja – mechanizacja wszystkich operacji i działań w procesie wybierania węgla.

Kompleksowa mechanizacja robót górniczych jest warunkiem koniecznym do wprowadzenia jego kompleksowej mechanizacji.

4. Współczesne zmechanizowane podbierkowe systemy wybierania węgla wąskim przodkiem

We współczesnym górnictwie węglowym nadal stosowane są wąskoprzodkowe systemy podbierkowe o różnym stopniu mechanizacji.

Wąskoprzodkowe (komorowe,zabierkowe) podbierkowe systemy wybierania węgla kamiennego (Gallery/Chamber Top Coal Caving) są z natury systemami co najmniej dwufazowymi:

- **I faza** – wykonanie chodnika/ wybieranie węgla z przyspągowej partii pokładu węgla,
- **II faza** – wypuszczanie węgla z górnej warstwy (ponad chodnikiem wybierkowym) wraz z ciągłą likwidacją chodnika.

Tego typu przodki podbierkowe stosowane są i opisywane współcześnie w górnictwie węglowym Indii oraz kilku krajów bałkańskich. Zakończone zostało wydobycie w polskiej kopalni Kazimierz-Juliusz, w której stosowano zaawansowany system mechanizacji procesu podstawowego – wybierania węgla. Niezależnie od rozwiązań stosowanych praktycznie nadal prowadzone są prace związane z nowymi rozwiązaniami eksploatacji podbierkowej wąskimi przodkami. Efektem tych działań są nowe propozycje rozwiązań technicznych, technologicznych i organizacyjnych.

Poniżej przedstawiono przegląd stosowanych lub opracowanych współcześnie rozwiązań zmechanizowanych częściowo lub całkowicie przodków podbierkowych.

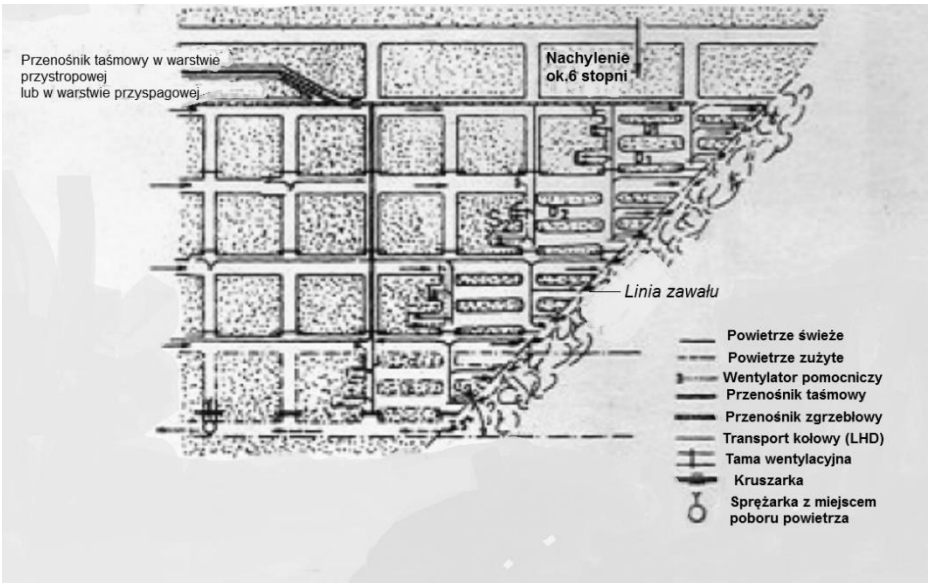
1.
2.
3.
4.

4.1. French Blasting Gallery Method

Opracowany na indyjskie zamówienie na przełomie lat 80 i 90-tych XX wieku we Francji podbierkowy komorowo-filarowy system wybierania grubych pokładów węgla jest rozwiązaniem oryginalnym wynikającym ze specyficznych wymagań lokalnych [8].

Jego idea miała odpowiedzieć na pytanie: jak zmaksymalizować stopień wykorzystania zasobów węgla w grubym pokładzie węgla przy zastosowaniu dotychczasowego wyposażenia technicznego i dostępnych lokalnie zasobach ludzkich (współcześnie 90-95% indyjskich górników to analfabeci!). Kolejnym istotnym ograniczeniem była dostępność energii elektrycznej.

W swojej istocie FBGM jest to częściowo zmechanizowany system wybierania węgla o zmiennym kierunku postępu przodków, co kwalifikuje go do grupy systemów komorowo-filarowych.



Rys. 4. Ogólna idea wybierania podbierkowym systemem French Blasting Gallery Method (FBGM)

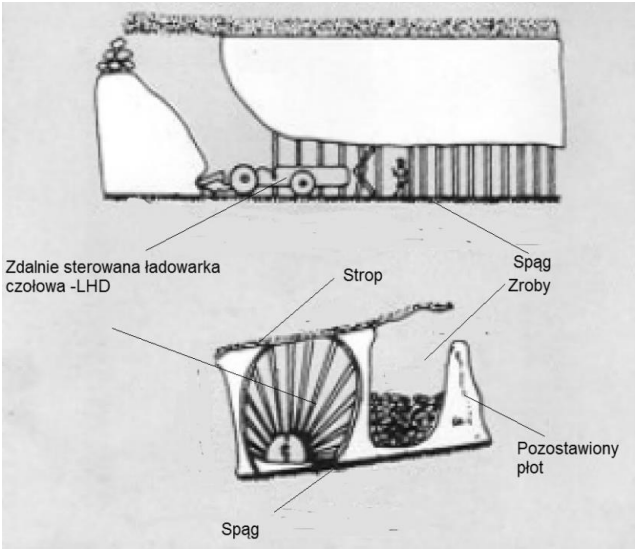
Wybieranie węgla w tym systemie odbywa się w trzech fazach:

I. Wykonanie robót przygotowawczych czyli podział pola wybierkowego na filary.

II. Częściowe wybieranie prostymi przodkami w warstwie przyspągowej pozostawionych wcześniej filarów (w istocie roboty przygotowawcze II-go rzędu.

III. Wybieranie węgla w stropie i ociosach chodnika wybierkowego sposobem podbierkowym.

W I i II fazie stosowane jest do utrzymania wyrobisk kotwienie stropu długimi kotwiami. Kotwienie wykonuje się za pomocą kotwiarek ręcznych. Dzięki zastosowaniu długich kotwi istnieje możliwość selektywnego urabiania węgla w stropie przez kolejne zestrzeliwanie warstw.

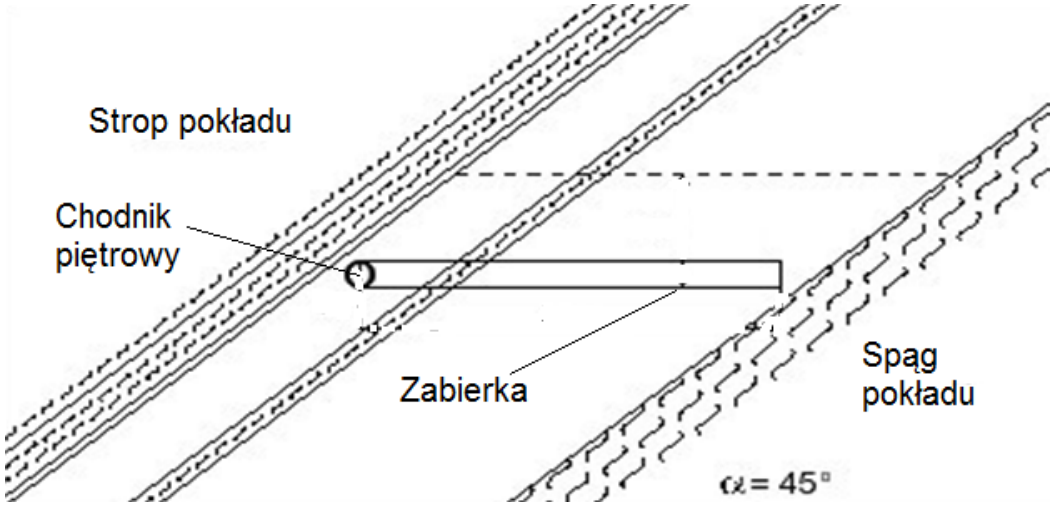


Rys. 5. III faza wybierania w metodzie FBG

Metoda FBGM jest nadal stosowana w indyjskim górnictwie węglowym do wybierania grubych i bardzo grubych pokładów węgla. Ze względu na stosowany sposób ładowania urobku nie zachodzi potrzeba kruszenia węgla w przodku.

4.2. Częściowo zmechanizowane, systemy podbierkowe z kopalń byłej Jugosławii

W wielu kopalniach krajów byłej Jugosławii stosuje się częściowo zmechanizowane podbierkowe systemy eksploatacji, których I faza – wybierania będąca jednocześnie robotami przygotowawczymi II kategorii prowadzona jest po spągu pokładu po rozciągłości [7]. Można tu przedstawić przykład wąsko-przodkowej eksploatacji podbierkowej z serbskiej kopalni Soko. Serbska kopalnia eksploatuje gruby pokład węgla brunatnego, którego miąższość sięga 20 metrów. Podziemna eksploatacja w tej kopalni jest kontynuacją prowadzonej wcześniej eksploatacji odkrywkowej. Pokład węgla ma na obszarze kopalni zmienne nachylenie, na większości obszaru górniczego jest to 35-45^{o}. Stosowany jest (rozpowszechniony nie tylko na

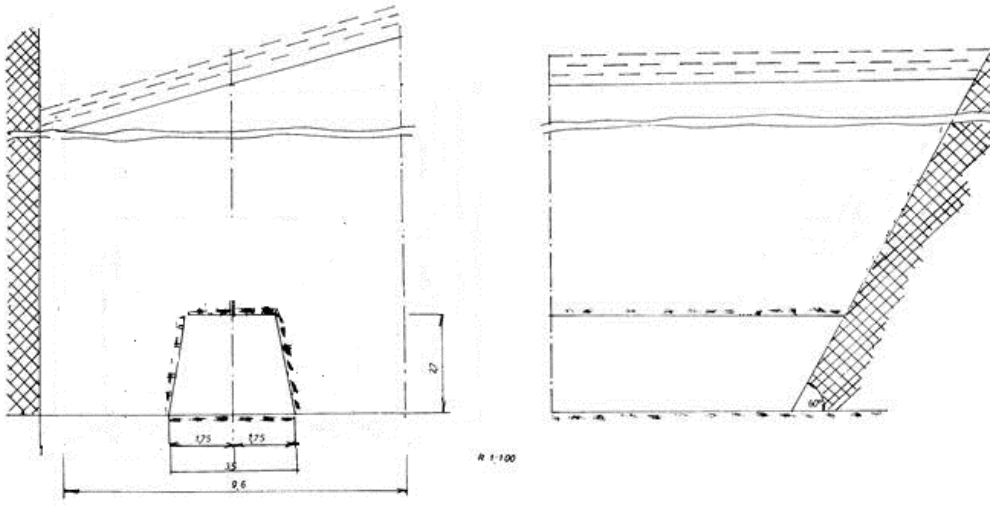


Bałkanach) zabierkowy system podbierkowy, systemem poziomych zabierek poprzecznych prowadzonych z prowadzonych po rozciągłości chodników piętrowych. Chodniki piętrowe z wentylacją opływową prowadzone są wzdłuż stropu pokładu dla ograniczenia strat eksploatacyjnych. Pomiędzy piętrami eksploatacyjnymi odległość wynosi ok. 9 m (spodek – spodek). Pomiędzy zabierkami pozostawia się filar o szerokości 8-10 m. Długość zabierki wynika z poziomej odległości miedzy stropem i spągiem nachylonego pokładu i wynosi ok. 35 m.

Rys. 6. Schematyczny układ wyrobisk z zabierkowym-podbierkowym systemie wybierania nachylonego, grubego pokładu węgla brunatnego w kopalni Soko (Serbia) – [opracowanie własne]

Zastosowany system zabierek podbierkowych składa się z trzech podstawowych faz.

Faza I – z chodnika piętrowego wykonuje się wcinkę (zabierkę) poziomą o przekroju trapezowym o szerokości 3,5 m i wysokości 2,7 m. Urabianie wykonuje się za pomocą materiału wybuchowego, ładowanie urobku ręczne na lekki przenośnik zgrzebłowy położony na spągu. Obudowę wyrobiska stanowią profilowe odrzwia stalowe z okładzinami drewnianymi. Wyrobisko przewietrzane jest odrębną wentylacją lutniową.



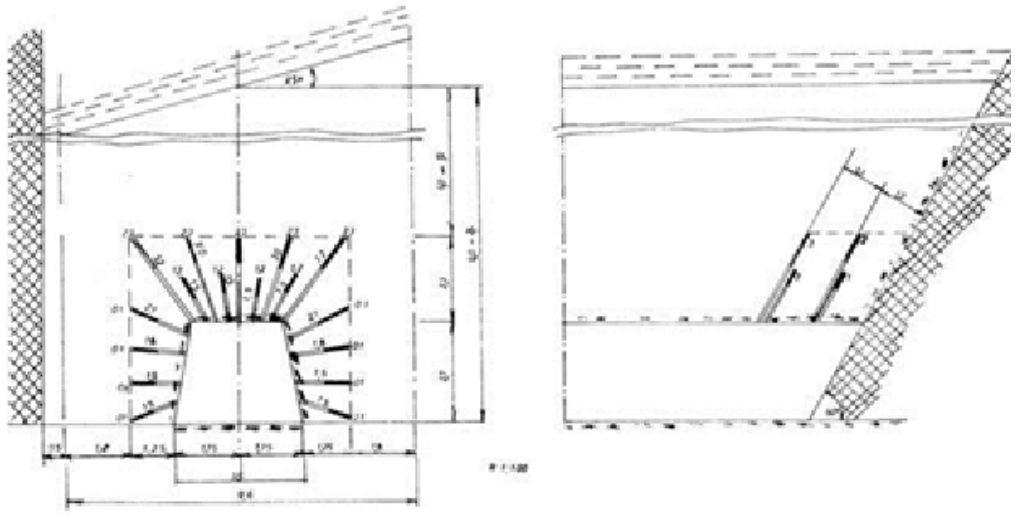
Rys. 7. I faza eksploatacji zabierkami podbierkowymi w kopalni Soko – wykonanie wcinki [opracowanie własne]

W fazie tej węgiel pozyskiwany jest z przodka drążonego wyrobiska (korytarzowego – wcinki). Po zakończeniu drążenia następuje skrócenie przenośnika zgrzebłowego o 4 m.

II faza – jest to pierwszy etap wypuszczania węgla składający się z następujących operacji:

- demontażu (rabowanie) 3-4 odrzwi obudowy wyrobiska,
- wiercenia otworów strzałowych w stropie i ociosach wyrobiska,
- roboty strzałowe rozluzowujące węgiel w bliższej strefie wokół wyrobiska,
- wietrzenie powstałej pustki celem rozcieńczenia metanu.

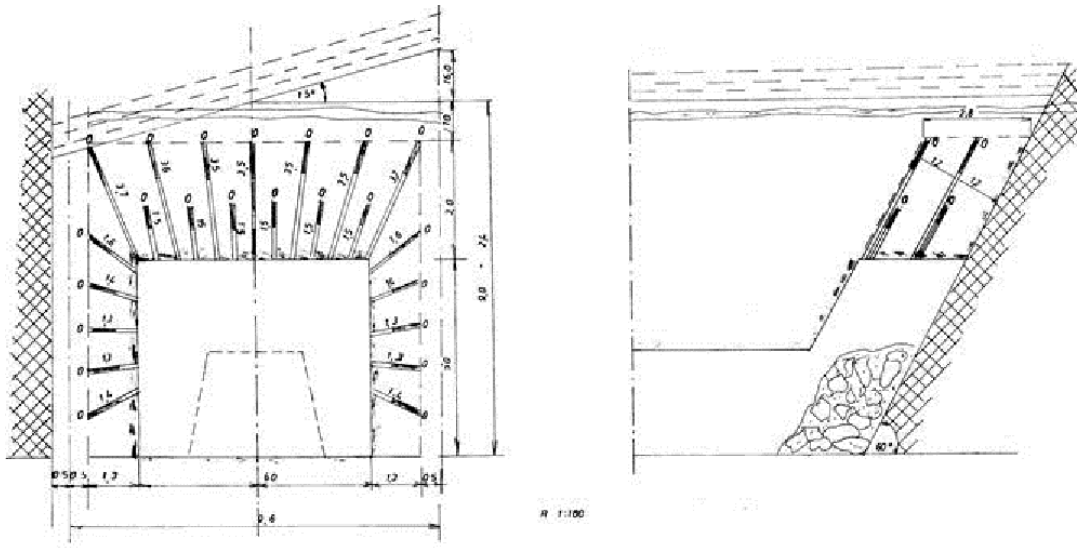
Schemat technologiczny II fazy pokazano na rys. 8.



Rys. 8. II faza eksploatacji zabierkami podbierkowymi w kopalni Soko – pierwszy etap urabiania i wypuszczania węgla z otoczenia wyrobiska [opracowanie własne]

Urabianie węgla wokół wyrobiska następuje na głębokość 1,5 (ociosy) -2,7m (strop).

III faza – obejmuje kolejne urabianie (rozluzowanie) węgla wokół wyrobiska za pomocą robót strzałowych, a po ich zakończeniu i przewietrzeniu przodka następuje ładowanie wypuszczonego węgla na skrócony wcześniej przenośnik zgrzebłowy.



Rys. 9. III faza eksploatacji zabierkami podbierkowymi w kopalni Soko – drugi etap urabiania i wypuszczania węgla z otoczenia wyrobiska oraz ładowanie urobku [opracowanie własne]

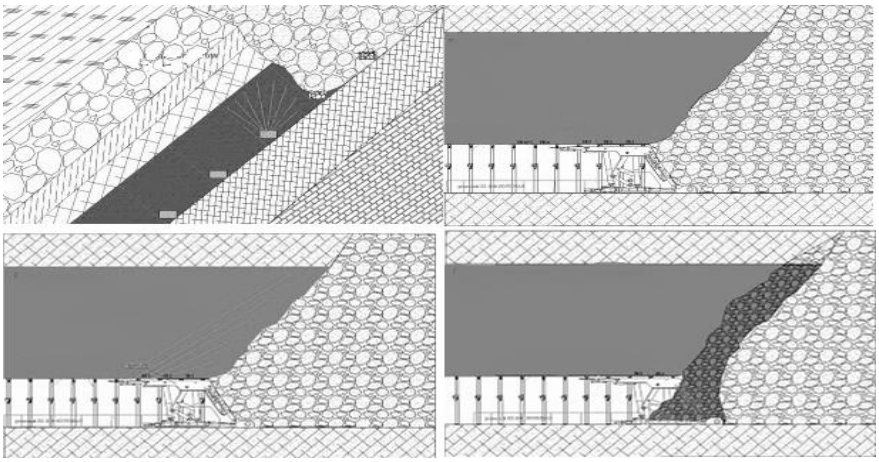
Po zakończeniu wybierania węgla następuje przejście do fazy II i kolejne powtórzenie czynności wykonywanych w fazie II i III.

Łączna powierzchnia przekroju poprzecznego wyrobiska wybierkowego to ok. 90 m^2 (szer. 9,6 i wysokość ok. 9,0 m) co oznacza uzysk węgla z jednego mb. zabierki do ok. 105 Mg. Skok cykli podbierkowych wyznaczono doświadczalne na 4 m (tj. co 4 metry długości zabierki następuje powtórzenie cyklu).

Niewątpliwą wadą tego systemu jest niski stopień mechanizacji prac, wysoki poziom ryzyka dla pracujących w przodku górników (zwłaszcza przy demontażu – rabowaniu obudowy i ładowaniu urobku). Mimo stosunkowo gęstej siatki otworów strzałowych problemem są także duże bryły węgla, które trzeba kruszyć ręcznie przed załadowaniem na przenośnik zgrzebłowy – czynność tę wykonuje się w bezpośredniej bliskości czoła zabierki z narażeniem na uderzenie staczającymi się bryłami urobku.

4.3. System podbierkowy z kopalni Kazimierz-Juliusz

Wąsko-przodkowy podbierkowy system wybierania grubego, silnie nachylonego pokładu węgla w polskiej kopalni Kazimierz-Julisz był systemem w którym pomiędzy I i II fazą eksploatacji konieczna jest wymiana wyposażenia przodka z typowego dla drążenia chodnika na zmechanizowany kompleks z dwoma sekcjami obudowy zmechanizowanej i przenośnikiem zgrzebłowym pomiędzy nimi [4].



Rys. 10. Wąsko-przodkowy system podbierkowy z obudową zmechanizowaną stosowany w kopalni Kazimierz-Juliusz [4]

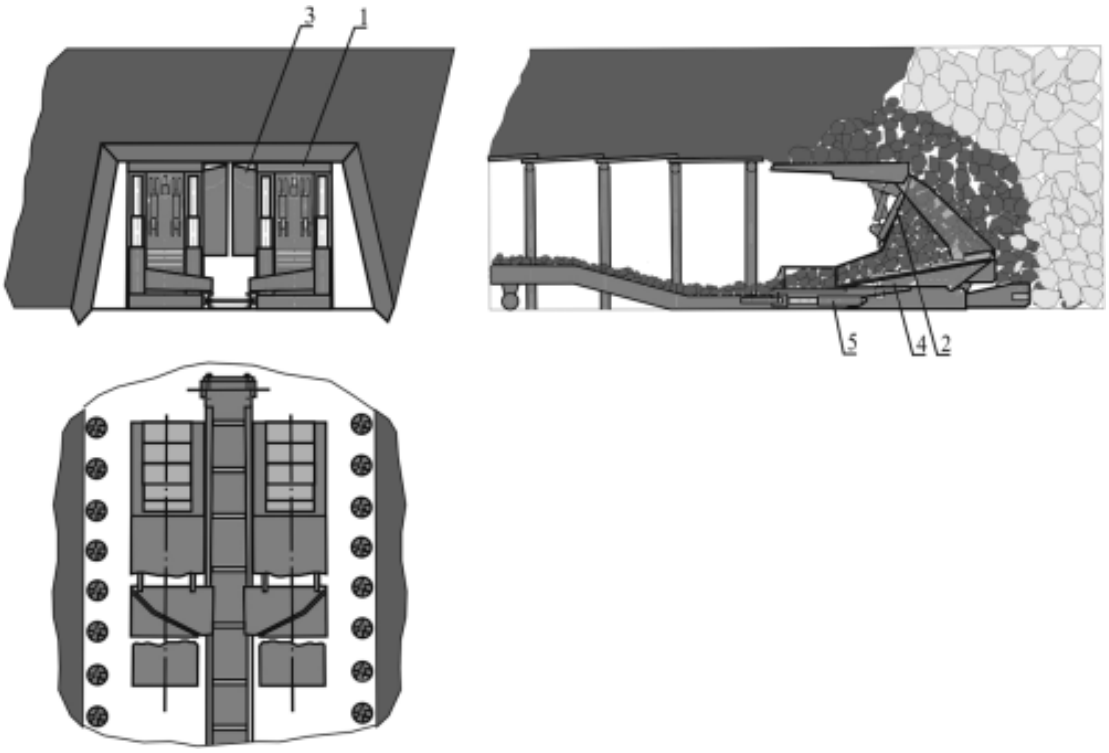
Poważnym utrudnieniem w procesie wypuszczania węgla jest blokowanie się okna spustowego dużymi bryłami węgla, co wymagało ręcznego i bardzo niebezpiecznego ich rozluzowywania.

Rys. 11. Ręczne kruszenie urobku w przodku podbierkowym systemu Kazimierz – Juliusz

4.4. Rosyjskie propozycje wąsko-przodkowych systemów podbierkowych

System Kazimierz-Juliusz opracowany został do warunków konkretnej kopalni i po zastosowaniu był przedmiotem analiz pod kątem eliminacji wad i rozszerzenia zastosowań. Idea rozwiązania znanego z kopalni Kazimierz-Juliusz została rozwinięta w Rosji już w XXI (choć brak znanych zastosowań) jako systemy **KPW1** and **KPW2**.

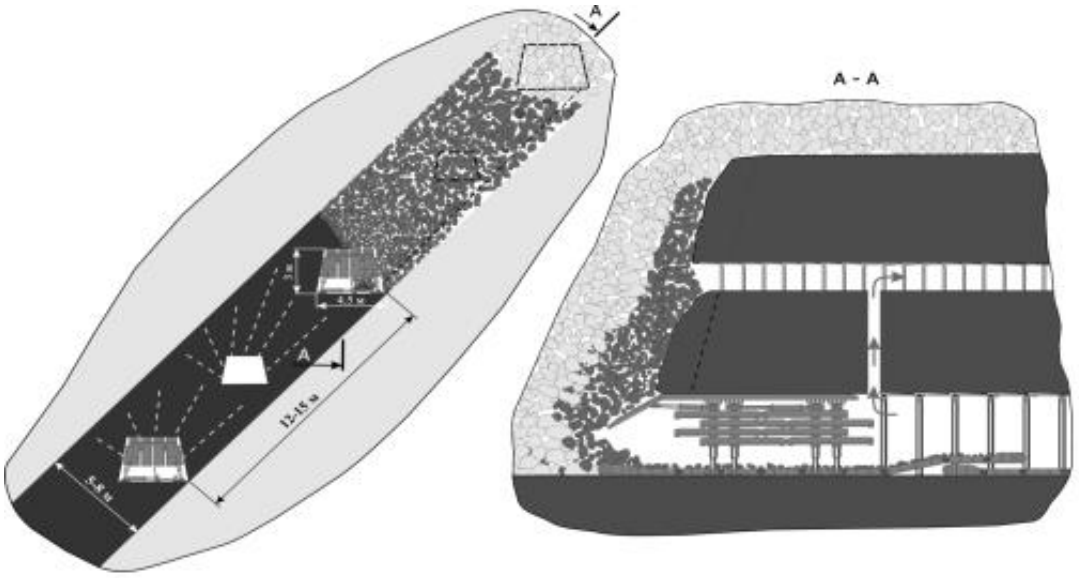
W jednym z rosyjskich instytutów naukowych opracowano dwie propozycje mechanizacji II fazy eksploatacji w wąsko-przodkowych systemów podbierkowych [9, 10]. System KPW-1 jest bardzo podobny do systemu stosowanego w kopalni Kazimierz-Juliusz (Polska).



Rys. 12. Wąsko-przodkowy system podbierkowy KPW-1[9]

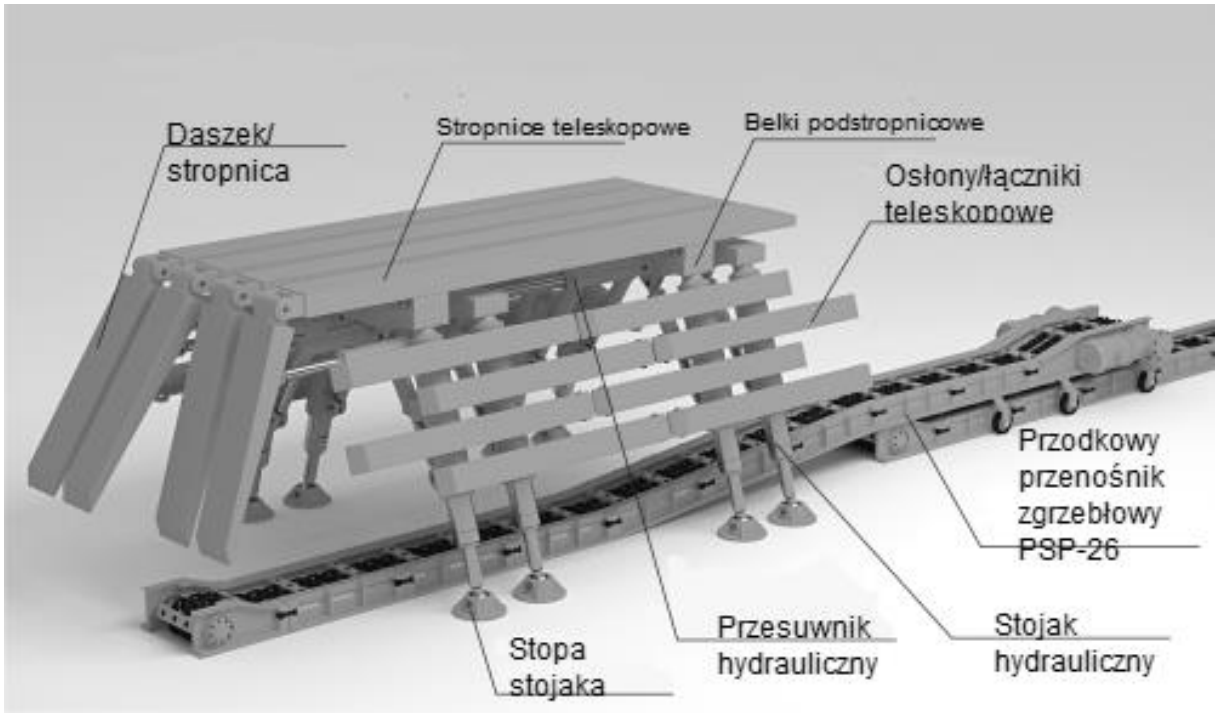
Istotną różnicą jest wykorzystanie do rozluźniania węgla hydroszczelinowania lub metod wibro-sejsmicznych (podobnie jak w systemie KPW-2) .

System KPW-2 obejmował nowe oryginalne rozwiązanie obudowy zmechanizowanej przodka chodnika, która umożliwiała wypuszczanie węgla znad wyrobiska.



Rys. 13. System KPW-2 – idea [10]

W systemie KPW-2 stosowany jest powyżej przodka wybierkowego drugi pomocniczy chodnik, w którym instaluje urządzenie wibracyjne do fragmentacji węgla (alternatywnie z hydroszczelinowaniem.



Rys. 14. Podstawowe elementy wąsko-przodkowego systemu podbierkowego KPW-2

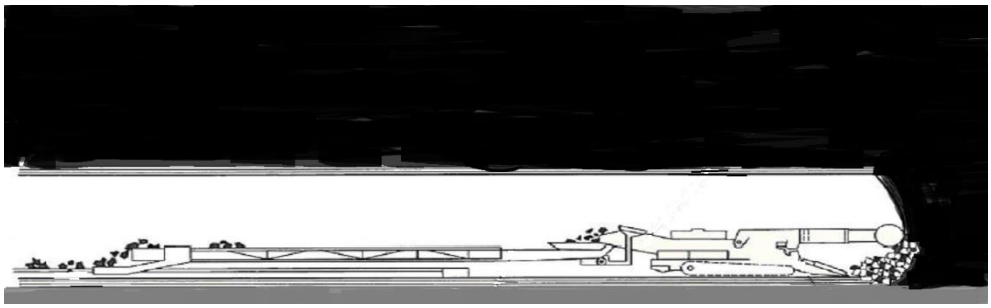
Zaletą systemu KPW-2 jest możliwość zastosowania kroczącej obudowy zmechanizowanej już w trakcie drążenia wyrobiska. Nadal problemem pozostanie kruszenie dużych brył kamienia.

4.5. FRTCC – wąsko-przodkowy system podbierkowy z kombajnem chodnikowym

Jednym z podstawowych problemów związanych z eksploatacją podbierkową wąskimi przodkami jest występowanie dużych, nadwymiarowych brył węgla, które wymagają kruszenia, często ręcznego, celem umożliwienia wypuszczania węgla przez relatywnie niewielki otwór spustowy oraz przygotowania go do transportu przenośnikami taśmowymi.

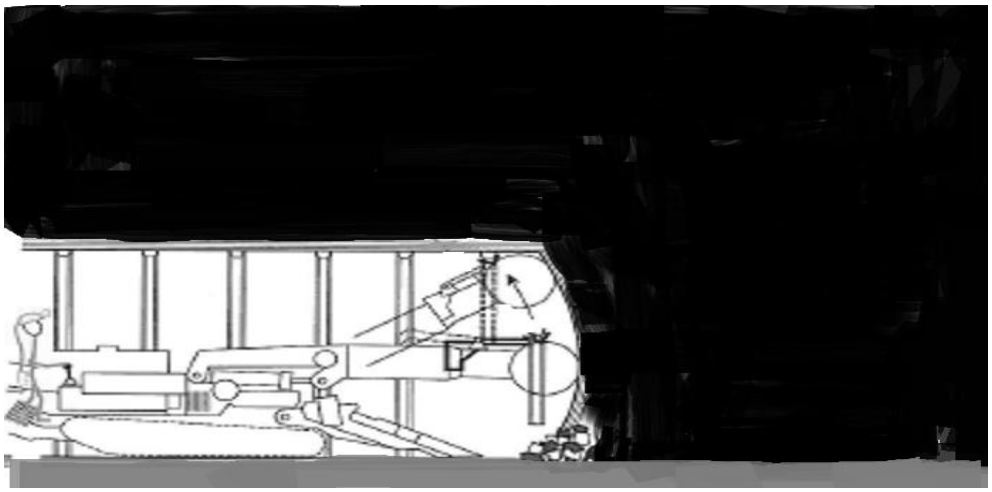
Jako rezultat dialogu technicznego z inżynierami z kopalni Djurdjevik (Bośnia) FAMUR S.A. proponuje zastosowanie do realizacji obu faz zabierkowej eksploatacji podbierkowej (wykonania zabierki oraz wypuszczania węgla) kombajnu chodnikowego AM-50Z. Podstawowym założeniem było uzyskanie jak najwyższego stopnia mechanizacji robót wraz z wyeliminowaniem wad poprzednich rozwiązań (kopalnia planowała wcześniej wymianę urządzeń odstawczych i instalację kruszarki na przodkowym przenośniku zgrzebłowym). Kierownictwu kopalni zależało na przyśpieszeniu wykonywania obu faz wybierania (drążenie + wypuszczanie).

Ogólna idea wykorzystania kombajnu chodnikowego AM-50Z do wykonania obu faz zabierkowej eksploatacji podbierkowej jest pokazana na kolejnych rysunkach.



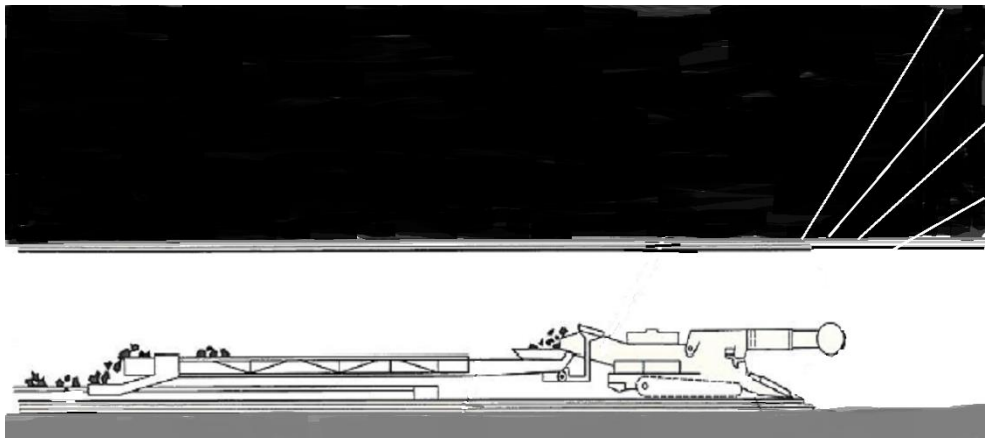
Rys. 15. FRTCC I faza - Drążenie chodnika – zabierki w przyspągowej warstwie pokładu (jednocześnie wybieranie przyspągowej partii pokładu)

Po wykonaniu chodnika przystępuje się do fazy II – wypuszczania węgla. Wykorzystując manipulator do montażu obudowy demontuje się odrzwia obudowy łukowej.



Rys. 16. FRTCC - Faza II –demontaż obudowy chodnikowej

Po usunięciu kilku odrzwi wykonuje się wiercenie i strzelanie rozluźniające węgiel w stropie i ociosach wyrobiska (z wykorzystaniem zasilania wiertnic z kombajnu lub za pomocą wiertnicy zainstalowanej na kombajnie).

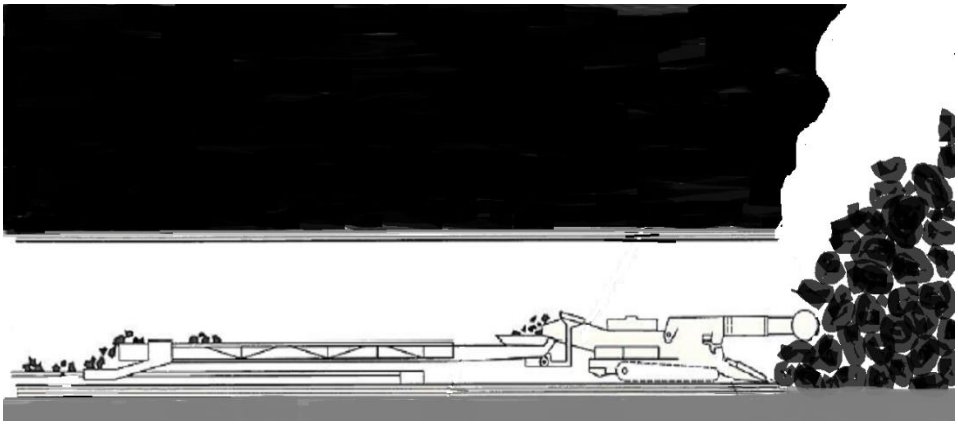


Rys. 17. FRTCC –II faza Wiercenie i strzelanie w stropie

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wypuszczony węgiel jest ładowany przez kombajn AM-50Z (wraz z kruszeniem nadwymiarowych brył węgla głowicą urabiającą). W tym rozwiązaniu ręczne ładowanie węgla oraz ręczne kruszenie zbyt dużych brył węgla w bardzo niebezpiecznej przestrzeni przodka zastąpione zostało zmechanizowaną operacją realizowaną przez operatora kombajnu z jego bezpiecznego miejsca pracy.

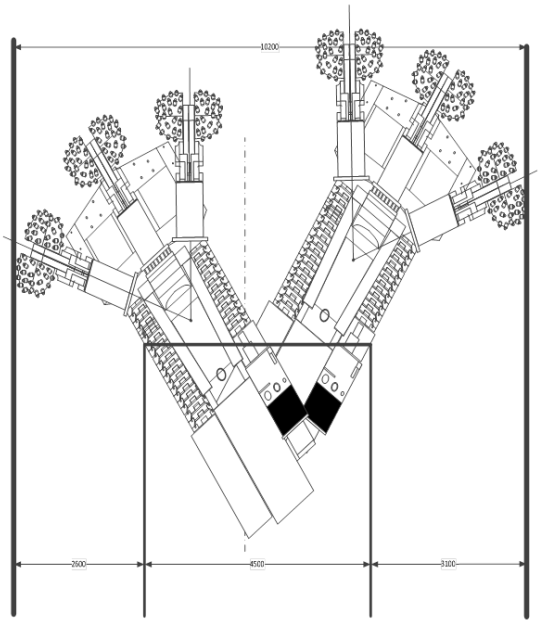
W proponowanym rozwiązaniu organ urabiający kombajnu chodnikowego pełnił będzie dodatkowo funkcję kruszarki (resizera) przygotowując urobek do transportu podawarką kombajnu i następnie przenośnikami odstawy.



Rys. 18. FRTCC – Faza II – ładowanie urobku z kruszeniem organem nad-wymiarowych brył węgla

Kolejno następuje cofnięcie kombajnu i początek kolejnego cyklu II fazy – demontaż kolejnych kilku odrzwi obudowy.

W trakcie analiz rozważano także możliwość zastosowania kombajnu chodnikowego AM-50Z do komorowej eksploatacji podbierkowej – szerokość komory po spągu 10 m. Przyjęto założenie, że stanowisko operatora kombajnu chodnikowego (nawet bez zdalnego sterowania kombajnu) stale znajduje się w strefie zabezpieczonej obudową.



Rys. 19. Kombajn AM-50Z przy komorowej eksploatacji podbierkowej grubego pokładu węgla

Przeprowadzone analizy wykazały, że stanowisko kombajnisty będzie zawsze w przestrzeni zabudowanej.

Wady i zalety FRTCC wobec innych wąsko-przodkowych systemów podbierkowej eksploatacji węgla

Tabela 1

Zabierkowo-podbierkowy system eksploatacji węgla z kombajnem chodnikowym	
Zalety:	Wady:
• To samo wyposażenie w obu fazach eksploatacji (urabianie i wypuszczanie węgla). • Zbędna kruszarka. • Nie występuje ryzyku zatykania otworu do wypuszczania węgla dużymi bryłami węgla.	• Podobnie, jak w innych systemach podbierkowych wysokie ryzyko z tytułu zagrożenia metanowego.

5. Podsumowanie i wnioski końcowe

Rozważania nad rozwiązaniami technicznymi sposobu eksploatacji niewielkich parcel grubego pokładu węgla lub generalnie pokładu o dużej wysokości pionowej (niezależnie od kąta nachylenia) doprowadziły do ogólnych wniosków:

1. Dążenie do spełniającego warunki bezpieczeństwa, efektywnego wydobywania węgla powoduje, że należy dążyć do możliwie najpełniejszego wykorzystania dostępnego wyposażenia technicznego systemów wydobywczych – nie tylko w ciągu doby, ale także w ciągu miesiąca czy roku.
2. Należy więc dążyć do wyeliminowania czasu, w którym sprzęt do wydobycia nie pracuje. Jednym z przykładów jest czas tracony na przemieszczanie wyposażenia do wybierania węgla do nowego przodka, czyli czas w którym urządzenia nie pracują.
3. Istotne są także koszty wydobywania węgla, które są konsekwencją przyjętych rozwiązań technicznych, nie tylko w samym procesie podstawowym wybierania węgla, ale wszystkich niezbędnych operacji i procesów zgodnie z podstawowym założeniem Activity Based Costs Management czyli Zarządzaniem Kosztami Działań. Wyeliminowanie zbędnych operacji i czynności może przyczynić się, obok racjonalizacji sposobu realizacji pozostałych czynności do poprawy efektywności ekonomicznej procesu wydobywania węgla.

W wielu krajach istnieją trudne złoża węgla kamiennego, w których zastosowanie zaawansowanych kompleksów ścianowych nie znajdzie ekonomicznego uzasadnienia lub jest technicznie niewykonalne. Należy poszukiwać rozwiązań technicznych umożliwiających efektywne wybieranie takich złóż.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Korski J., Korski W.: *Underground mine as a system of processes*. „Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering" 02/2015 (electronic edition).

2. Korski J.: *O podbierkowych metodach wybierania węgli.* Przegląd Górniczy t. 62 nr 7-8/2006.

3. Korski J.: *Technologie podbierkowe w górnictwie węglowym. Wprowadzenie do podbierkowych technologii wybierania węgla.* Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej 2006. Szczyrk 20-24 lutego 2006. (sympozja i konferencje nr 166). Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków 2006.

4. KWK KAZIMIERZ-JULIUSZ: *Jakość na wagę stabilności*. Strona internetowa: www.teberia.pl. (aktualizacja 4.01.2014).

5. Piechota St.: *Podstawowe zasady i technologie wybierania kopalni stałych*. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2003.

6. Praca zbiorowa (Borecki M. – red.): *Systemy eksploatacji węgla kamiennego*. Wydawnictwo „Śląsk", Katowice 1968.

7. Sarajlic S., Korski J., Music O., Gutic K.: *Pregled i analiza uskocelnih metoda otkopavania za uslove nove jame „Visca" RMU „Durdevik".* Materiały konferencji RUDARSTVO 2015/MINING 2015. Bor (Serbia), 26-28 maja 2015.

8. Singh R. D.: *Principles and practices of modern coal mining*. New Age International Publishers, New Delhi 1997.

9. Strona internetowa: www.uk42.ru.

10. Strona internetowa: www.ukbel.ru.

Wymagania stawiane łańcuchom ogniwowym w systemach urabiania pokładów o niskiej i średniej grubości. Porównanie pracy struga węglowego z kombajnem ścianowym

Damian Bąk – Fabryki Sprzętu i Narzędzi Górniczych
Grupa Kapitałowa FASING S.A
Kazimierz Hanuszkiewicz – Fabryki Sprzętu i Narzędzi Górniczych
Grupa Kapitałowa FASING S.A
Aleksandra Januszek – Fabryki Sprzętu i Narzędzi Górniczych
Grupa Kapitałowa FASING S.A.

1. Wstęp

Duża część światowych rezerw węgla kamiennego zalega w pokładach o małej i średniej miąższości. Kurczące się zapasy węgla w wysokich pokładach wymusiły na kopalniach konieczność instalacji kompleksów urabiających zarówno dostosowanych do ciężkich warunków eksploatacyjnych, jak i pozwalających na maksymalne wykorzystanie niskich pokładów. W niemieckim Zagłębiu Ruhry około 80% zasobów węglowych pochodzi z pokładów o miąższości nieprzekraczającej 1,5 m. W Chinach pokłady węgla kamiennego ulokowane w pokładach niższych niż 1,3 m stanowią ok. 25% ogólnych rezerw. W Polsce około 1 mld ton węgla zalega w pokładach niskich. Ogólnoświatowa tendencja zmniejszania wysokości pokładów w kopalniach zwiększa konieczność wykorzystywania wysoko wydajnej technologii urabiania średnich i niskich pokładów. Rozwój elektrotechniki i postęp w dziedzinie techniczno-konstrukcyjnej otwiera ścieżkę kompleksom strugowym, a producenci kombajnów wprowadzają coraz to nowe rozwiązania, które mają stanowić opłacalne sposoby na eksploatację niskich pokładów.

2. Kompleksy strugowe kontra kombajny ścianowe

Strugi mogą pracować w pokładach o grubości od 0,6 m do 2,3 m. W pokładach charakteryzujących się wysokością poniżej 1 m wykorzystywane są strugi z płytą denną (tak zwane strugi mieczowe), w przypadku pokładów grubszych niż 1 m strugi ślizgowe. Kombajny natomiast z łatwością radzą sobie ze ścianami zawierającymi się w przedziale wysokości od 1,5 do 6 metrów. Producenci kombajnów ścianowych od lat wprowadzają nowe rozwiązania konstrukcyjne i technologiczne, w wyniku których otrzymywane systemy ścianowe mogą pracować w coraz to niższych ścianach i trudniejszych warunkach geologiczno-górniczych. Pomimo tego, wielokrotnie wysokość urabiania kombajnu przekraczała grubość samego pokładu. Tym samym kombajn urabiał spąg lub strop zwiększając zawartość kopaliny towarzyszącej w urabianym węglu.

Niewielka wysokość kompleksów strugowych daje im możliwość pracy w pokładzie, dzięki czemu węgiel urabiany jest bez jednoczesnej eksploatacji skały. Pracująca z mniejszą głębokością zabioru (ok. 35 mm podczas, gdy kombajn potrafi do 1 m) głowica struga ale

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

z dużą prędkością przesuwu (> 3,5 m/s, kombajn max ~0,5m/s) sprawia, że strumień urabianego węgla jest większy i skupiony w jednym miejscu. Kombajny ścianowe mają znacznie większą zdolność do kruszenia i mielenia węgla, przez co wyzwalają większą ilość metanu na jednostkę wydobywanego węgla. Powodują powstawanie znacznie większej ilości pyłu węglowego, skupiając go jednocześnie na niewielkim obszarze. Systemy strugowe urabiają znacznie większe bryły węgla przez co zmniejsza się ilość produkowanego pyłu. Jego ilość maleje także wraz ze zwiększającym się zagłębieniem noży struga.

Wdrażane przed laty strugi miały na celu urabianie jedynie miękkich pokładów. Wynikało to przede wszystkim z zainstalowanej w kompleksie niewielkiej mocy. Nowoczesne rozwiązania i technologie wprowadzone do systemu strugowego znacznie poprawiły efektywność jego pracy. Instalacja mocy wynoszącej nawet 1,6 MW pozwoliła na urabianie coraz to twardszych pokładów węglowych i pokonywanie uskoków równie skutecznie, jak kombajny węglowe. Zastosowanie w sterownikach obudów zmechanizowanych mikroprocesorów umożliwiło ustawienie głębokością urabiania węgla z dużą dokładnością.

Zainstalowana moc urabiająca jest kluczowym elementem w konstruowaniu wysoko wydajnego sprzętu górniczego. W systemach urabiających niskie, jak i średnie pokłady, czynnik ten jest coraz istotniejszy, jako że fizyczna wielkość silników urabiających może limitować zdolność skrawania węgla. W nisko osadzonych pokładach konstrukcja organu urabiającego i umiejętność efektywnego ładowania węgla wymaga ogromnej koncentracji sprzętu. W tym przypadku strug może zaoferować duże korzyści. Korpus struga nie podróżuje po przenośniku ścianowym, ale po torze struga i nie przeszkadza w usuwaniu węgla.

Zdecydowanie największą widoczną różnicą pomiędzy dwoma systemami urabiającymi jest ich automatyzacja. Trudne warunki eksploatacyjne, ograniczona powierzchnia urabiania czy sam gabaryt kompleksu są niezwykle problematyczne kilkaset metrów pod ziemią. W górnictwie ukraińskim bardzo niskie ściany osiągają wysokość nawet 70-90 centymetrów. W tak niskiej ścianie konieczne jest znalezienie odpowiedniej ilości miejsca dla systemu urabiającego. Bezpieczeństwo w takich warunkach jest priorytetem stąd konieczne jest stosowanie rozwiązań, które minimalizują występowanie zagrożeń.

W kombajnach coraz częściej stosowana jest technika, która pozwala na zapamiętanie geometrii ściany, by w konsekwencji dostosować położenie ramion urabiających organów. W dotychczas stosowanych urządzeniach nie można było mówić o pełnej automatyzacji urządzenia. Operatorzy są potrzebni w ścianach w celu odpowiedniej kontroli kombajnu, co umieszcza ich w potencjalnie niebezpiecznych warunkach w obecności pyłu i innych zagrożeń. Jest też nieuniknione, że operatorzy mają tendencje do urabiania bardziej wygodnych dla nich wysokości pokładu w celu usprawnienia pracy, przez to mieszają węgiel z kamieniem ze stropu czy spągu. Dopiero od niedawna wprowadzane są rozwiązania pozwalające przesunąć operatora do chodnika podścianowego, np.: system Mikrus firmy Kopex lub kombajny pracujące w cyklu automatycznym i wykonane w standardzie e-kopalnia grupy FAMUR.

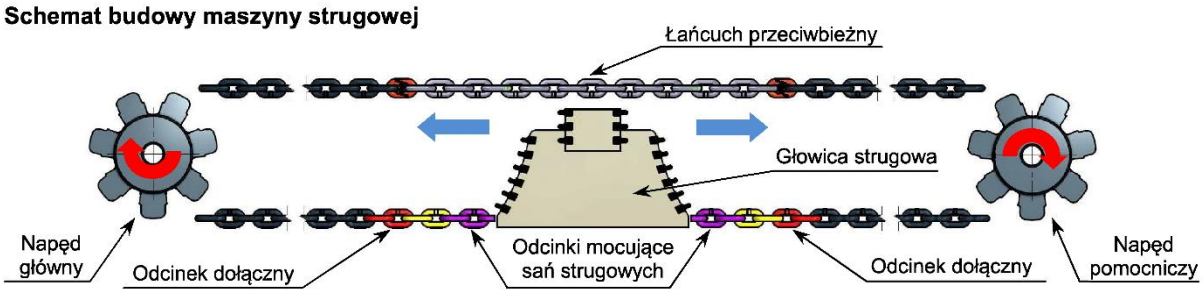
Zautomatyzowany system strugowy jest operowany z dużą szybkością urabiania z centralnego komputera i nie wymaga operatora, który podróżuje za strugiem wzdłuż ściany. Potrzeba „dopasowanej” wysokości chodnika zostaje niejako wyeliminowana, a wielkość korpusu struga może zostać automatycznie dopasowana do wysokości pokładu nie urabiając przy tym skały ze spągu czy stropu. Wysokość korpusu struga, może zostać ustawiona do wysokości mniejszej niż wysokość pokładu. Daje to możliwość bardziej efektywnego urabiania.

Obecnie pracą strugów można zarządzać w trybie automatycznym lub manualnym. W przypadku trybu automatycznego po wprowadzeniu wszystkich parametrów pracy urządzenia, jest ona sterowana z centralnego komputera. Tryb manualny to przede wszystkim praca operatora – on zarządza pracą przenośników i urządzenia strugowego z punktu znajdującego się w chodniku podścianowym. Poza tym możliwa jest kontrola i monitorowanie pracy obudowy zmechanizowanej. W tym przypadku, zdecydowaną przewagą odznaczają się kompleksy strugowe. Możliwości wydobywcze maszyn ścianowych w urabianym pokładzie są bazowo określane przez prędkość urabiania i głębokość sieci połączonych z wydajnością całej infrastruktury wydobycia. Zarówno dla kombajnu jak i struga zdolność wydobycia jest zależna od zainstalowanej mocy urabiania i transportu.

3. Łańcuchy górnicze – wysokie wymagania dla efektywnego urabiania węgla w niskich pokładach

Najwyższa jakość zainstalowanego kompleksu wydobywczego jest gwarancją niezawodności pod ziemią. Każda awaria sprzętu czy wymiana jednej z części powoduje przestoje, które nie tylko pod kątem ekonomicznym mogą pogrążyć kopalnie. Konieczne jest więc wdrożenie do pracy sprzętu niezawodnego ze zdolnością pracy w najbardziej niekorzystnych warunkach i dostosowywanego do niewielkiej przestrzeni przy zachowaniu wysokiej wytrzymałości. Jednym z głównych elementów takich kompleksów są łańcuchy górnicze strugowe i ścianowe.

W systemie strugowym ruch roboczy głowicy struga dokonywany jest za pomocą łańcucha strugowego (najczęściej wielkości 42 x 137) dlatego jego wytrzymałość i jakość decyduje o wydajności kompleksu strugowego.

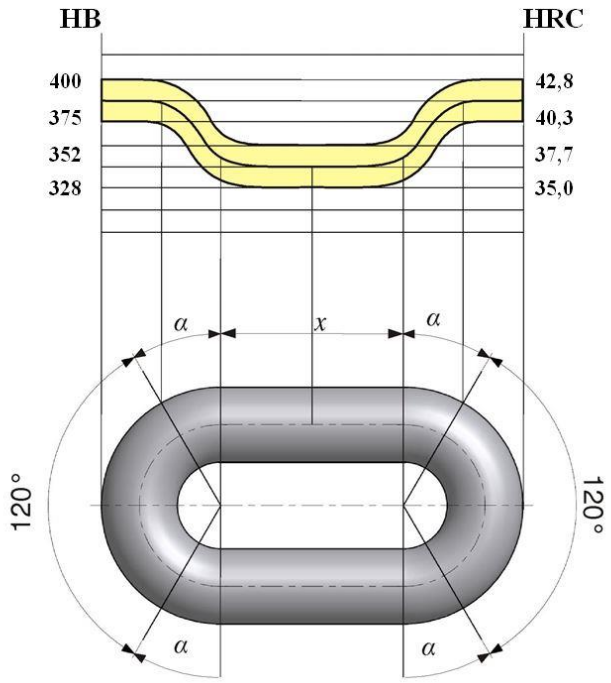


Rys. 1. Schemat budowy maszyny strugowej

Łańcuch strugowy (napędowy głowicy strugowej) pracuje w ekstremalnych, niekorzystnych warunkach, porusza się z dużą prędkością (~3,5 m/s) w kanałach prowadnicy struga, przez co w wyniku tarcia na powierzchni ogniw łańcucha wytwarza się wysoka temperatura przekraczająca temperaturę austenizacji (>850 ˚C). W wyniku szybkiego odprowadzania ciepła przez obszary poddane tarciu na powierzchni ogniw powstaje bardzo cienka, krucha warstewka tzw. martenzytu tarcia (rys. 2), w której na skutek działania zmienności obciążeń, tworzą się liczne karby poprzeczne, które są zalążkiem mikropęknięć pęknięć, co prowadzi do osłabienia łańcucha, a w konsekwencji do jego zerwania.

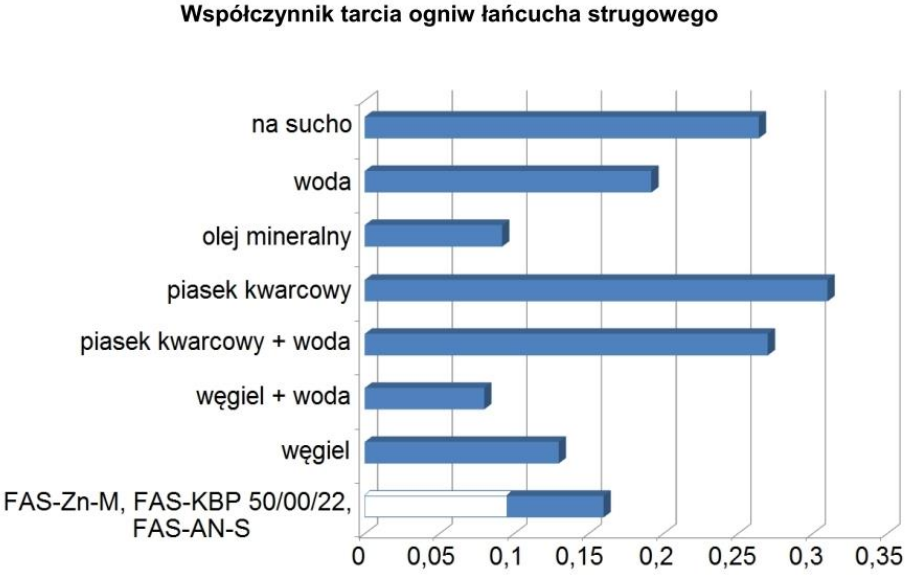
Rys. 2. Widoczne mikropęknięcia poprzeczne na powierzchni ogniwa łańcucha – odcinek prosty

FASING S.A. opracował specjalną technologię produkcji łańcuchów strugowych, wprowadzając wysoko optymalny gatunek stali manganowo-niklowo-molibdenowo-chromowej z mikrododatkami stopowymi oraz wielokrotną strefową indukcyjną obróbkę cieplną, która pozwala uzyskać zmienną twardość w pojedynczym ogniwie (rys. 3) (twarde łuki i miękkie odcinki proste), przez co łańcuch ma wytrzymałość wyższą od wymaganej – naprężenia rozrywające wynoszą minimium 860 MPa (N/mm^2), gdy norma DIN 22252 określa wytrzymałość na poziomie 800 MPa. Jest to niezbędne, by chronić łańcuch przed zerwaniem, np. w sytuacji gwałtownej blokady głowicy struga, przy większej głębokości zabioru niż ta określona szerokością noża przyspągowego.



Rys. 3. Wykres przedstawiający zmienną twardość w pojedynczym ogniwie łańcucha

Blokady głowicy struga powodują zatrzymanie ruchu łańcucha, jak w przypadku uderzenia, a występujące przy tym maksymalne siły, zwłaszcza w pobliżu napędu, występują szybciej niż reakcja urządzenia zapobiegającego nadmiernym obciążeniom. W takiej sytuacji tylko uplastycznione, miękkie odcinki proste w ogniwach są w stanie przejąć pojawiającą się wówczas energię kinetyczną bez zerwania łańcucha. Z kolei utwardzone łuki zabezpieczają przed nadmiernym starciem w obszarze styku ogniwa poziomego z pionowym (łuki wewnętrzne) oraz ogniwa poziomego z kołem napędowym (łuki zewnętrzne), które występuje podczas eksploatacji łańcucha. Zalecane dodatkowo natryskiwanie łańcucha wodą, która wspomaga naturalne smarowanie węglem (tab. 1), pomaga osiągnąć w odpowiednio dobranym do warunków eksploatacyjnych i wykonanym łańcuchu strugowym wydobycie rzędu 0,5 mln ton.

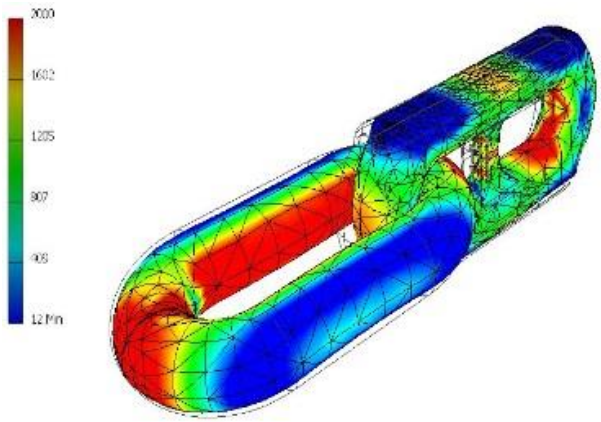


Tab.1. Współczynnik tarcia ogniw łańcucha strugowego

W dużo bardziej korzystnych warunkach, aniżeli w strugu, przebiega praca łańcucha w kompleksie Mikrus firmy KOPEX dla pokładów 1,2-1,6 m. Zastosowany tutaj łańcuch 42x137 porusza głowicą urabiająco-ładującą a napędy umieszczono tak jak w strugu, w chodnikach podścianowych. I choć łańcuch również porusza się w prowadnicach łańcuchowych to jego prędkość posuwu wynosi max 0,45 m/s (27m/min), co minimalizuje ryzyko powstawania martenzytu tarcia. Sama głowica urabiająca gwarantuje również płynniejszą pracę bez charakterystycznych dla strugów szarpnięć i gwałtownych blokad. W kompleksie Mikrus problemem staje się miniaturyzacja każdego elementu, w tym rynny i łańcucha przenośnika ścianowego. Prześwit w obudowie głowicy o rozmiarze 385 mm i 0,225 m^2 przekroju, wymusił dla efektywnego ładowania urobku na przenośnik ścianowy zastosowania profilu o wysokości 220 mm (E220). Odejmując od tego grubość blachy ślizgowej i zamykającej przyspągowej – pozostaje już niewielka przestrzeń dla trasy

Rys. 4. Zdjęcie łańcucha 34x126-84

łańcuchowej. Analiza wykazała, że optymalne będzie zastosowanie łańcucha o wysokości 84 mm, co gwarantuje jeszcze rozsądną odległość ogniw pionowych od blachy ślizgowej i prowadzenie łańcucha w rynnie przez wyższe od niego zgrzebła. FASING S.A. opracował więc łańcuch 34x126-84 o wysokości standardowego łańcucha okrągłego 26x92 według DIN 22252, z parametrami wytrzymałościowymi przewyższającymi wymagania normowe łańcucha okrągłego 34x126 o wysokości ogniw 110 mm. Sama konstrukcja ogniwa pionowego została opracowana za pomocą oprogramowania komputerowego i zoptymalizowana poprzez analizę metodą elementów skończonych MES.



Rys. 5. Obliczenia MES ogniwa 34x126-84

Efektem tego jest nowa konstrukcja ogniwa o znacznie zwiększonej powierzchni płaskiej współpracującej (trącej) z blachą ślizgową i korzystniejszym mniejszym obciążeniem jednostkowym na tę powierzchnię w porównaniu ze standardowymi łańcuchami okrągłymi i płaskimi (DIN 22255).

4. Podsumowanie

Uwzględniając czynniki dotyczące wyboru odpowiedniej maszyny wydobywczej dla danego zastosowania w ścianie, wysuwa się wniosek, iż strug może dać znacznie większe korzyści niż kombajn. Rozwój w ostatnich latach systemów strugowych z dużymi poziomami mocy pozwala tym systemom pracować w pokładach twardych czy zawierających skałę płonną. Automatyzacja strugów daje możliwość zwiększenia ich wydajności w niskich pokładach, usunięcia operatorów od bliskiego kontaktu z maszyną i potencjalnie ciężkich warunków panujących w ścianie. W systemach kombajnowych natomiast rozwiązania, które pozwolą zautomatyzować ich obsługę i zapewnić wyższe bezpieczeństwo dla pracowników poprzez ich przeniesienie z obszaru pracy kombajnu do chodników przyścianowych są dopiero na etapie wdrażania.

Bez względu na wybór systemu urabiającego należy pamiętać o tym, jak ważnym podzespołem całego urządzenia jest łańcuch górniczy: zarówno strugowy o specjalnych właściwościach, jak i ścianowy o specjalnej konstrukcji. Dla wydobycia duże znaczenie ma zastosowanie odpowiednio dobranego łańcucha, którego parametry i wysoka jakość wykonania zagwarantują efektywne urabianie węgla.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wyniki oceny żywotności stacji przesypowej z prętami udarowymi na wysięgniku załadowczym kołowej koparki kubełkowej

Horst Gondek – Wyższa Szkoła Górnicza, Uniwersytet Techniczny
Jiří Neruda – Kopalnie Północnoczeskie S.A.

1. Ogólny opis urządzenia maszynowego

Łoże przesypowe z prętami udarowymi służy do przenoszenia uderzeń materiału podczas przejścia z jednego przenośnika na drugi. Konstrukcja musi zapewnić wystarczającą sztywność, sprężystość, zdolność do naprowadzenia pokrycia taśmowego w kierunku transportu, wytłumić energię kinetyczną transportowanego materiału, zapewnić w miejscu upadku płaski kontakt z taśmą przenośnikową przy obniżeniu oporów tarcia i możliwość łatwiejszego uszczelnienia miejsca spadania względem okolicy.

Łoże przesypowe zbudowane jest z prętów udarowych typu DvB.

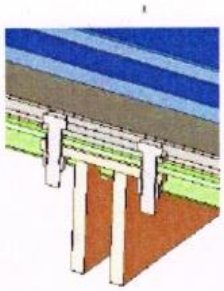
Pręt udarowy DvB jest monolitycznym wyrobem o stałych właściwościach i danym wymiarze. Składa się ze stalowych profili nośnych, które opakowane są w gumie na zasadzie wulkanizacji. Powierzchnia ślizgowa opakowanego gumą pręta udarowego typu DvB mająca kontakt z taśmą przenośnika wyprodukowana jest z wielkocząsteczkowego polietylenu o właściwościach antyabrazyjnych (UHMW) i na swoich końcówkach posiada kształt zapewniający gładkie najechanie zastosowanej taśmy przenośnikowej.

Konstrukcja prętów udarowych zapewnia łatwy i bezpieczny montaż i demontaż, który realizowany jest za pomocą połączenia śrubowego (rys. 1), po umieszczeniu na ich konstrukcji nośnej (rys. 2).

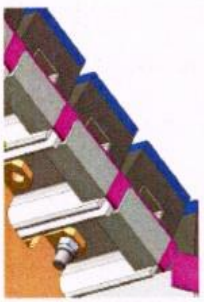
Konstrukcja ta z należycie dociągniętymi połączeniami śrubowymi prętów udarowych typu DvB montowana jest w miejscu górnej nitki trasy przenośnika taśmowego, w przestrzeni pomiędzy dwoma górnymi kozłami z rolkami (rys. 3), a to w szczególności w miejscu spadania materiału na taśmę przenośnika, ewentualnie innych urządzeń technicznych, które w podobny sposób tłumią upadek materiału i obniżają energię upadku i odbicia materiału w miejscu jego spadania.

Konstrukcja prętów udarowych typu DvB umożliwia nie tylko wydłużanie stawiając je jeden za drugim do wymaganej długości powierzchni prowadnika nitki przenośnika taśmowego (rys. 4), ale również ich ułożenie w zależności od kształtu konstrukcji do wymaganego profilu, danego przez rozwiązanie konstrukcyjne łoża przesypowego, w miejscu spadania materiału (rys. 6).

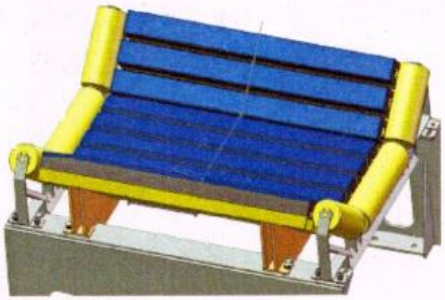
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



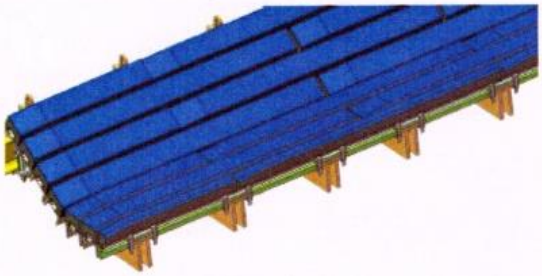
Rys. 1



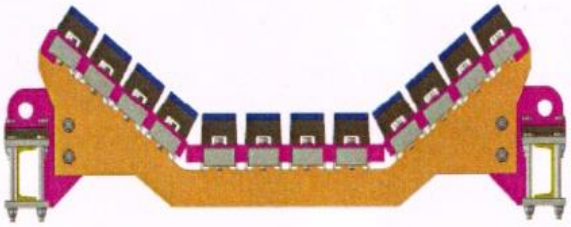
Rys. 2



Rys. 3



Rys. 4



Rys. 5

Rys. 6. Łoże przesypowe z prętami udarowymi przed uruchomieniem

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Wyniki kontroli łoża przesypowego z prętami udarowymi po jednym roku eksploatacji

Po jednym roku eksploatacji w kopalni Bilina, Severoćeske doły, a.s.,Chomutov przeprowadzono kontrolę prętów udarowych łoża przesypowego wraz z całą konstrukcją oraz stopniem uszkodzeń taśmy przenośnikowej na załadunku przenośnika rozładowczego koparki KU 300/30, gdzie łoże przesypowe zostało zainstalowane. Po rozłączeniu taśmy przenośnikowej, która miała długość 50 metrów, jej prędkość wynosiła 4 m/s , a szerokość taśmy 1 400 mm. Typ pasma transportowego P 1 000/4+2, 5+2 kategoria AA, a teoretyczna wydajność koparki wielonaczyniowej 1 500-3 600 m^3/h. Podczas kontroli taśmy przenośnikowej nie znaleziono na jej powierzchni żadnych miejsc, gdzie taśma byłaby uszkodzona w wyniku przebicia.

Co do uszkodzeń prętów udarowych, to do uszkodzenia niektórych z nich doszło, jednak rozmiar uszkodzeń w odniesieniu do ilości przetransportowanego materiału był niewielki. Na rysunkach 7 i 8 pokazano miejsca uszkodzeń. Jak widać na rysunku, w wyniku siły upadku doszło do uszkodzenia powierzchni prętów i do przesunięcia niektórych prętów, co spowodowało ich naruszenie. Pomimo tego faktu uszkodzenie to było przez użytkownika z uwagi na ilość przetransportowanego materiału ocenione jako nieduże.

Rys. 7. Uszkodzenie łoża przesypowego w wyniku upadania materiału

Rys. 8. Uszkodzenie łoża przesypowego w wyniku przesunięcia prętów udarowych

3. Podsumowanie

Na podstawie inspekcji uszkodzeń prętów udarowych łoża przesypowego z prętami udarowymi można skonstatować, że rozwiązanie łoża przesypowego w taki sposób jest bardzo odpowiednie i po modyfikacji rozwiązania samego mocowania poszczególnych prętów okres pomiędzy wymianami poszczególnych prętów będzie wyraźnie dłuższy. Mierząc oscylacje łoża przesypowego a załadunku przenośnika rozładowczego stwierdzono, że oscylacje całego zestawu są istotnie mniejsze.

Literatura

1. Boháč L.: Impaktni presypová stolice. Konferencja krajowa „Nové poznatky pro dobyvání hnédého uhli "Sloup 2009.
2. Boháč L.: Instrukcja obsługi 16022010 „ Presypová stolice B 1200 mm „0968-000-000" DvB-AF s.r.o., Opava 2010, str.18.
3. Gondek H., Neruda J., Plchová A., i kol.: „Nové reśeni pfesypovych stanic pásovych dopravníkú v hlubinnych dolech". Konferencja międzynarodowa KOMAG 2012, 19-21. listopada 2012, Rytro, Komag Gliwice.
4. Gondek, H.; Neruda J.; Pokorny, J.: The Dynamics of Impacts Tools the Loading Boom Bucket Wheel Excavators. Technická univerzita Košice, Fakulta BERG, Ústav logistiky a priemyslu a dopravy. Applied Mechanics and Materials Vol. 683 (2014) pp 213-218 Submitted: 27.06.2014© (2014) Trans Tech Publications, Switzerland.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Urządzenie MUC-1 do czyszczenia toru jezdnego kolejki podwieszonej

Waldemar Korolew – BTH Biuro Techniczno-Handlowe
Dariusz Czerniak – ITG KOMAG
Andrzej Drwięga – ITG KOMAG
Zbigniew Szkudlarek – ITG KOMAG

1. Wstęp

Sprawność i pewność ruchowa rozwiązań technicznych w podwieszonych kolejkach szynowych z napędem ciernym decyduje o bezpiecznym i wydajnym prowadzeniu transportu materiałów i urządzeń oraz przewozu ludzi, w warunkach panujących w zakładach górniczych. Wydłużenie dróg transportu, zmienne nachylenia w wyrobiskach, zapylenie i wilgotność powodują wydłużanie czasu dojścia załogom oraz trudności w dostawie materiałów do przodków eksploatacyjnych.

Transport na dużych nachyleniach, na „śliskiej" trasie wymaga zwiększenia siły docisku kół ciernych kolejek podwieszonych lub stosowania kolejek z napędem zębatkowym. Pierwsze rozwiązanie prowadzi do szybkiego zużycia kół ciernych, co jest związane ze wzrostem siły docisku kół ciernych nie proporcjonalnym do wzrostu siły uciągu (współczynnik tarcia maleje wraz ze wzrostem siły docisku – rys. 1). Powyżej granicznej wartości siły docisku, siła uciągu już nie wzrasta, a współczynnik tarcia maleje szybciej.

Z kolei zastosowanie ciągnika i trasy z napędem zębatkowym jest rozwiązaniem droższym, lecz charakteryzuje się pewnością transportu na odcinkach nachylonych.

Rozwiązaniem problemu zużycia kół ciernych kolejek podwieszonych jest czyszczenie zabrudzonej trasy, co ogranicza zwiększenie siły docisku.

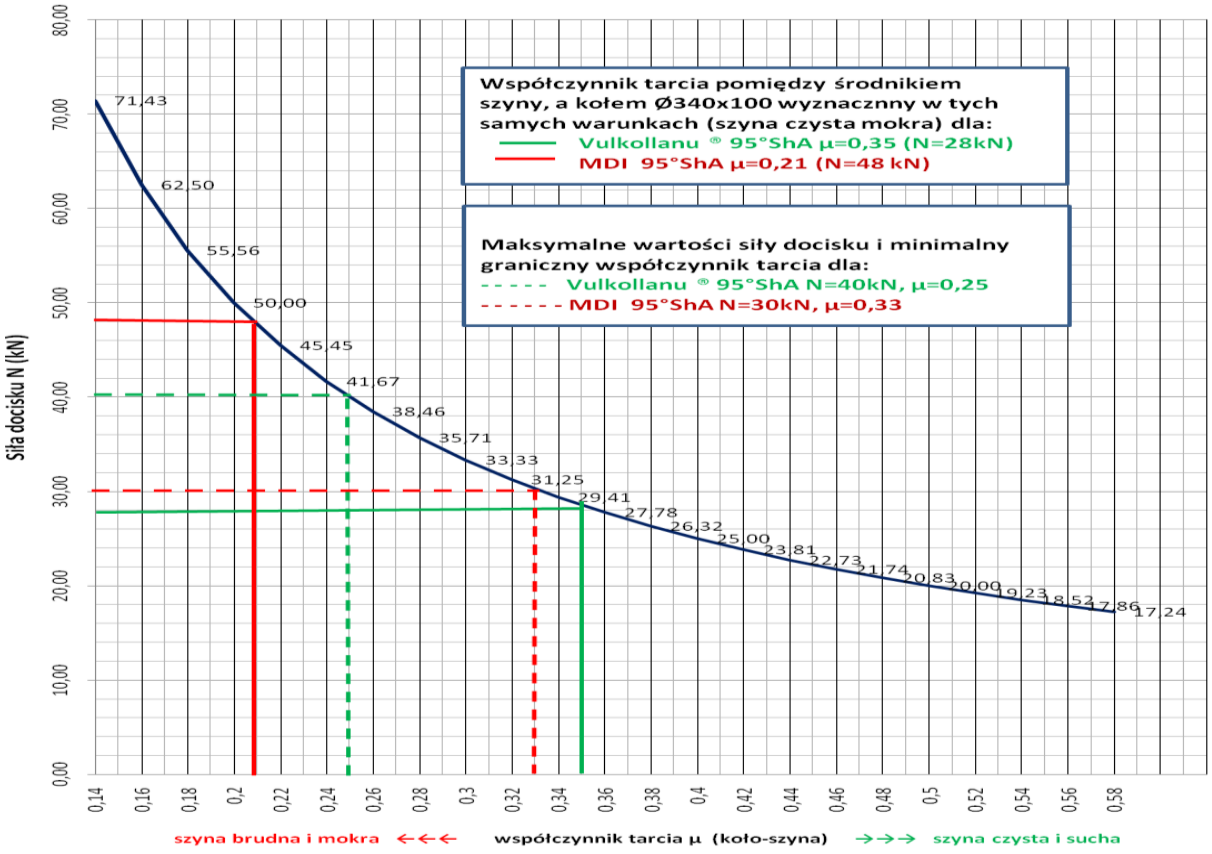
Uwzględniając powyższe, ITG KOMAG oraz firma BTH, podjęły się zaprojektowania modułu czyszczącego do tras podwieszonych. Przeprowadzona analiza wykazała, że współczynnik statycznego tarcia koła pędnego podwieszonej kolejki, w warunkach zabrudzonej szyny mieszaniną pyłu i wody wynosi 0,18, podczas gdy na szynie mokrej współczynnik tarcia wynosi 0,35, czyli jest około dwukrotnie większy [2].

Obecnie praktycznie nie stosuje się w krajowym górnictwie urządzeń do czyszczenia tras kolejek podwieszonych. Trasa zbudowana jest z ciągu odcinków dwuteownika I 155. Wewnętrzne wnęki dwuteownika służą do generowania siły pociągowej w wyniku współpracy z kołami pędnymi kolejek. Gdy wnęki są zanieczyszczone, maleje siła sprzężenia ciernego.

Z praktyki użytkowników kolejek podwieszonych wynika, iż w warunkach zanieczyszczonej trasy, zwłaszcza po dłuższej przerwie eksploatacyjnej, wykonanie kilku przejazdów samym ciągnikiem, bez ładunku, poprawia przyczepność kół ciernych do szyn trasy, co umożliwia

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

prowadzenie transportu z ładunkiem (koła pędne wyciskają z trasy maź, utworzoną z pyłu i wody). Nie gwarantuje to jednak dokładnego oczyszczenia trasy.



Rys. 1. Zależność współczynnika tarcia od siły docisku [1]

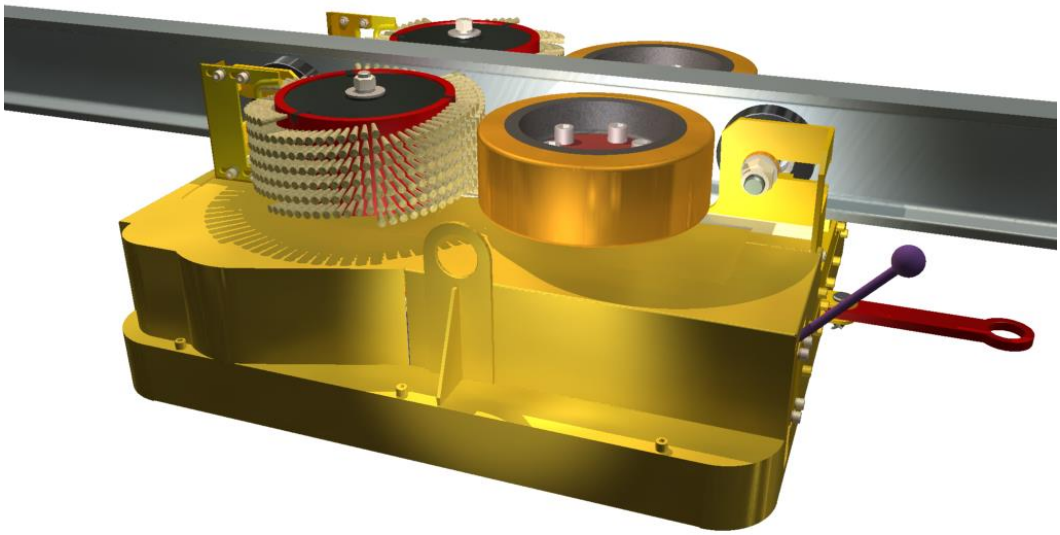
Użytkownicy decydują się zatem na zwiększenie siły docisku kół pędnych, co prowadzi do ich szybszego zużycia.

Gdy zabrudzona trasa uniemożliwia transport decydują się na zastosowanie trasy zębatkowej.

2. Budowa urządzenia MUC-1

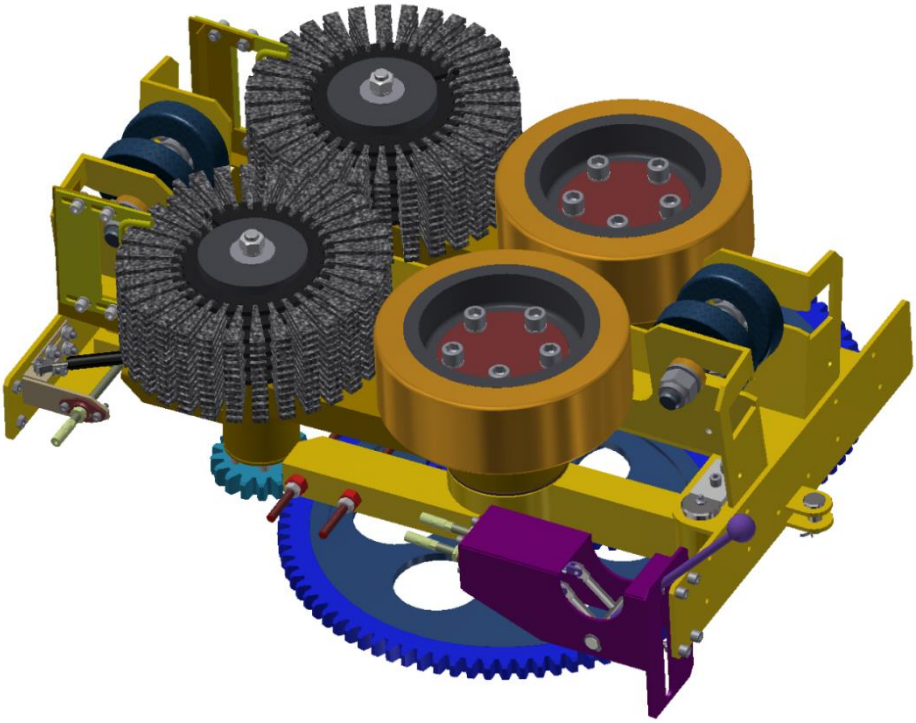
Urządzenie MUC-1, (rys. 2), przewidziano do stosowania przed kabiną operatora, co narzuciło konstruktorom potrzebę takich gabarytów urządzenia, aby operator mógł obserwować co się dzieje przed kabiną.

Napęd szczotek jest pobierany od kół ciernych dociskanych do trasy wykonanych podobnie jak pędne koła cierne stosowane w kolejkach podwieszonych.



Rys. 2. Model 3D urządzenia MUC-1 [1]

W celu uzyskania możliwie dużej prędkości obrotowej kół ciernych zastosowano mniejszą średnicę kół, niż w kołach pędnych kolejek podwieszonych (rys. 3). Urządzenie składa się z dwóch zespołów szczotkowych, usytuowanych po obu stronach szyny (trasy jezdnej). Jeden zespół, złożony jest z ramienia dociskowego koła ciernego, osadzono na pionowym wale, wspólnie z dużym kołem zębatym. Oprawa łożysk wału stanowi miejsce obrotowego zamocowania drugiego ramienia, wyposażonego w obrotową szczotkę, znajdującą się na wspólnym wale z małym kołem zębatym.



Rys. 3. Model 3D urządzenia MUC-1 - bez osłony [1]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Mało kto współpracuje z dużym kołem zębatym, napędzając szczotkę. Kierunek ruchu obrotowego szczotek jest przeciwny do ruchu postępowego urządzenia, co zwiększa prędkość drucianego włosia szczotki względem szyny.

Ramiona kół ciernych umieszczone po obu stronach szyny spięto wzajemnie sprężynami, co zapewnia docisk kół do szyny. Z kolei ramiona szczotek dociskane są do szyny sprężynami gazowymi. Ułożono je tak, aby ramiona szczotek można było obrócić o niewielki kąt, pokonując siłę sprężyn gazowych i można było ustalić położenia szczotek w pozycji oddalonej od czyszczonych powierzchni. Pozycję tą zapewnia siła sprężyn gazowych.

Zasada działania urządzenia wykorzystuje ruch liniowy kolejki podwieszonej konieczny do przemieszczania urządzenia wzdłuż szyny jezdnej. Czyszczenie szyny jest realizowane przez ruch obrotowy szczotek przekazywany z rolek ciernych poprzez przekładnię zębatą.

Urządzenie można zamontować na trasie w dowolnym miejscu. W tym celu należy rolki toczne zdemontować, urządzenie podnieść na odpowiednią wysokość, i następnie rolki ponownie zamontować. Masa urządzenia wyklucza ręczne podnoszenie. Przewidziano zatem unoszenie urządzenia ze spągu za pomocą ciągnika z zamocowanymi linami przez specjalny bloczek dwu kół linowych, zamocowany na półce dwuteownika trasy. Ruch wsteczny ciągnika powoduje unoszenie urządzenia.

3. Badania stanowiskowe urządzenia MUC-1

Badania stanowiskowe przeprowadzono na torze kolejki podwieszonej zlokalizowanym na powierzchni oraz na dole kopalni (rys. 4). Urządzenie MUC-1 było połączone z kolejką szynową podwieszoną i poruszało się po torze, który tworzył odcinki proste, zakrzywione i rozjazdy.

a) b)

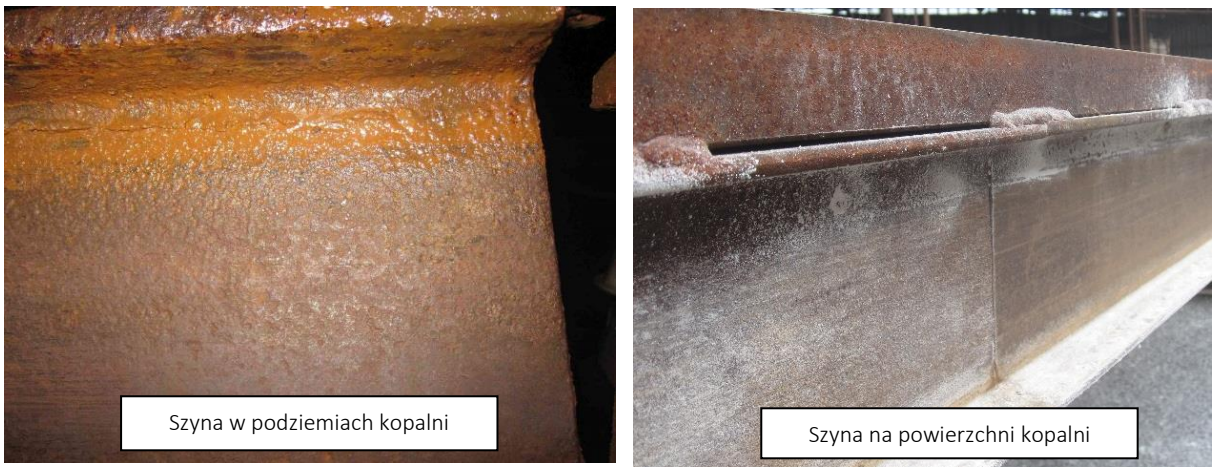
Rys. 4. Stanowisko badawcze na powierzchni (a) oraz na dole (b) kopalni [3]

Badania miały na celu obserwację pracy urządzenia w czasie jego przejazdu i ocenę:

- skuteczności czyszczenia środnika szyny podwieszonej przez szczotki,
- ewentualnej kolizyjności urządzenia czyszczącego z elementami podwieszonej trasy,
- poprawności pokonywania łuków wklęsłych i wypukłych oraz zakrętów występujących na trasie przejazdu urządzenia,
- trwałości i poprawności współpracy podzespołów urządzenia czyszczącego (przeniesienie napędu z kół ciernych na zespół szczotek oraz współpraca rolek nośnych z szyną).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

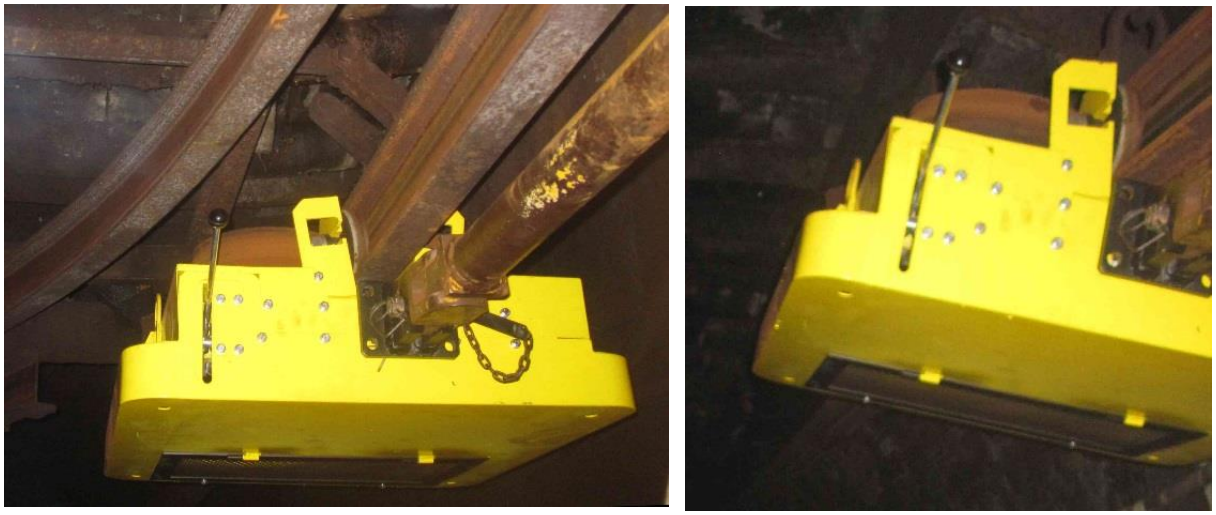
Skuteczność czyszczenia środnika szyny, w czasie prowadzenia badań stanowiskowych, została potwierdzona w każdych warunkach stosowania urządzenia MUC-1 (rys. 5).



Rys. 5. Widok wyczyszczonego środnika szyny po przejeździe urządzenia MUC-1 [3]

Szczotki skutecznie eliminowały zanieczyszczenia z powierzchni kontaktu kół ciernych kolejki podwieszonej z szyną.

W czasie przejazdu przez zakręty urządzenie MUC-1 wychylało się na boki (rys. 6), co nie wpływało na skuteczność procesu czyszczenia. Wymagało to jednak wcześniejszej analizy trasy pod kątem możliwej kolizyjności z innymi elementami znajdującymi się na drodze przejazdu kolejki podwieszonej.



Rys. 6. Widok wychylonego urządzenia w czasie pokonywania zakrętu [3]

Urządzenie pracowało na torze o długości 3,5 km przez okres 3 godzin. Po przeprowadzonych badaniach dokonano kontroli stanu technicznego urządzenia. Stwierdzono równomierne zużycie włosia na szczotkach, które wynosiło 1 mm.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rys. 7. Widok urządzenia po badaniach [3]

4. Podsumowanie

Badania stanowiskowe urządzenia MUC-1 wykazały pełną funkcjonalność pracy jego podzespołów oraz wysoką skuteczność czyszczenia. Potwierdzono to na stanowisku badawczym na powierzchni, gdzie zanieczyszczenie stanowił suchy pył kamienny oraz na stanowisku badawczym w podziemiach kopalni, gdzie zanieczyszczeniami była mieszanka pyłu kamienno-węglowego, rdzy i agresywnej wody kopalnianej.

Badania potwierdziły, że urządzenie MUC-1 może być stosowane przed kabiną operatora, z uwagi na niewielki wymiar pionowy, nie zasłaniający widoku przed operatorem.

Literatura

1. Oczyszczanie tras kolejek podwieszonych w celu zwiększenia przyczepności okładzin kół pędnych. Praca statutowa ITG KOMAG, wrzesień 2014 *(materiały nie publikowane).*
2. Kowal A.: Opinia w sprawie stanu dzielonych kół ciernych dla kolejek podwieszanych konstrukcji BTH. Politechnika Śląska - Wydział Górnictwa i Geologii - Instytut Mechanizacji Górnictwa, wrzesień 2010 *(materiały nie publikowane).*
3. Sprawozdanie z badań: Zpráva z provozní zkoušky čisticího zařízení MUC-1A. ORTAS s.r.o., wrzesień 2015 *(materiały nie publikowane).*

Możliwości ograniczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego w strefach zabezpieczających

Dariusz Prostański – ITG KOMAG
Dominik Bałaga – ITG KOMAG
Michał Siegmund – ITG KOMAG
Marek Kalita – ITG KOMAG
Paweł Hyła – KWK Brzeszcze
Krystian Skubacz – Główny Instytut Górnictwa
Paweł Urban – Główny Instytut Górnictwa
Małgorzata Wysocka – Główny Instytut Górnictwa
Bogdan Malich – Główny Instytut Górnictwa
Krzysztof Cybulski – Główny Instytut Górnictwa

1. Wprowadzenie

W kopalniach węgla kamiennego powszechnym zjawiskiem i obejmującym swym zasięgiem niemal wszystkie wyrobiska górnicze jest unoszony w prądzie powietrza pył węglowy. Ze względu na niebezpieczeństwo powstania jego wybuchu oraz niekorzystne działanie na organizm człowieka (pylica płuc), pył ten jest jednym z podstawowych zagrożeń w górnictwie podziemnym. Pył generowany jest podczas urabiania calizny węglowej i jego ilość zależy od intensywności procesu eksploatacji wyrobisk. Szacuje się, że w trakcie urabiania, ładowania i transportu, 1÷3% wydobytego węgla przekształca się w pył [2,12].

Pył unoszony jest w powietrzu przepływającym przez wyrobiska. Efektem jest jego wysokie stężenie nawet w miejscach odległych od źródeł tworzenia pyłu. W wyrobiskach zaliczanych do klasy A lub B zagrożenia wybuchem pyłu, stosuje się strefy zabezpieczające przed przeniesieniem wybuchu pyłu węglowego [11]. Strefa zabezpieczającą to odcinek wyrobiska górniczego, uznany według przepisów za bezpieczny pod względem powstania i przenoszenia wybuchu pyłu węglowego, gdy pył kopalniany zawiera co najmniej 70% (w polach nie metanowych), bądź 80% (w polach metanowych) niepalnych części stałych lub wodę przemijającą uniemożliwiającą przenoszenie wybuchu pyłu węglowego i całkowicie pozbawiającą pył lotności.

W strefach zabezpieczających pył węglowy zmywa się wodą lub opyla pyłem kamiennym na całym obwodzie wyrobiska, na długości co najmniej 200 m od miejsca możliwego zapoczątkowania wybuchu. Gwarancją skuteczności strefy zabezpieczającej jest jej dokładne wykonanie. Istotna jest zatem częstotliwość odnawiania stref, dostosowana odpowiednio do intensywności gromadzenia się pyłu w wyrobisku oraz jakość i skuteczność wykonania prac.

Zmieniające się warunki eksploatacji oraz niewłaściwa ocena pracowników kopalń odpowiedzialnych za utrzymywanie stref zabezpieczających, mogą skutkować niewystarczającym stopniem zabezpieczenia, bądź nadmiernym zużyciem środków zabezpieczających.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W związku z powyższym, w ramach projektu badawczego MEZAP pt. „*Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu",* dofinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, podjęto prace badawcze nad opracowaniem rozwiązań zwiększających bezpieczeństwo stref zabezpieczających. Projekt realizowano w ramach konsorcjum: Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Główny Instytut Górnictwa oraz Kompania Węglowa S.A.

2. Cel projektu i zakres badań

Celem projektu było opracowanie modelu strefy zabezpieczającej z zastosowaniem aerozolu powietrzno-wodnego, w oparciu o wyniki badań dołowych i laboratoryjnych oraz symulacji komputerowych. Badania dołowe miały na celu identyfikację i ocenę osiadania pyłu w strefach zabezpieczających wyrobisk górniczych i obejmowały [6, 9]:

- pomiary stężenia chwilowego i średniego pyłu w zakresie (0÷10 μm),
- pomiary średniego stężenia pyłu całkowitego i respirabilnego,
- pomiary intensywności osiadania pyłu w wyznaczonych punktach wyrobiska korytarzowego.

Prowadzono również badania laboratoryjne i w warunkach eksploatacyjnych skuteczności neutralizacji pyłu zalegającego na spągu i ociosach oraz możliwości przemieszczania go poza badaną strefę zabezpieczającą, z zastosowaniem strumienia aerozolu powietrzno-wodnego. Równolegle z próbami przemieszczania (omywania) zalegającego pyłu, zbierano dane dotyczące wpływu działania strumienia aerozolu powietrzno-wodnego na średnie stężenie pyłu w atmosferze kopalnianej oraz intensywność osiadania pyłu w dalszej części strefy zabezpieczającej. Wyniki tych badań posłużyły, jako dane wejściowe do opracowania wirtualnego i rzeczywistego modelu strefy zabezpieczającej.

Badania prowadzono w strefach zabezpieczających, w warunkach KWK "Brzeszcze" w trakcie normalnego procesu wydobywczego zgodnie z instrukcją bezpiecznego wykonywania pomiarów zatwierdzoną przez kierownika ruchu zakładu górniczego. Badania eksploatacyjne przeprowadzono w [3]:

- chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747),
- chodniku wentylacyjnym ściany 710 (nr 749),
- chodniku taśmowym ściany 121 (nr 551),
- chodniku wentylacyjnym ściany 121 (nr 552),
- przodku nr 568 (przodek kamienny),
- przodku nr 567 (przodek węglowy),
- przekopie taśmowym poz. 630 m, strona południowa (rejon zbiornika wyrównawczego),
- przekopie taśmowym poz. 630 m, strona północna (rejon zbiornika wyrównawczego).

3. Badania identyfikujące zagrożenie wybuchem pyłu węglowego

Podczas badań stosowano następujące urządzenia pomiarowe [1, 9]:

- pyłomierze optyczne Pł-2 – do pomiaru chwilowego i średniego stężenia pyłu,
- analizator IPSQ – do określania rozkładu frakcyjnego pyłu,

- pyłomierze grawimetryczne CIP-10 – do pomiaru średniego stężenia pyłu całkowitego i respirabilnego, metodą grawimetryczną,
- płytki z HDF - do pomiaru intensywności osiadania pyłu,
- spektrometr cząstek SMPS oraz APS - do pomiaru rozkładu ziarnowego pyłu.

3.1. Metodyka badań

Pyłomierze optyczne PŁ-2 stosowano do rejestracji oraz ciągłego pomiaru stężenia pyłu, w zakresie średnicy cząstek 0÷10 μm. W każdym z wyznaczonych wyrobisk jednocześnie ulokowano od dwóch do trzech pyłomierzy, które współpracowały z systemem metanowo - pożarowym SMP-NT, SMP-NT/A (rys. 1a). Umożliwiało to ciągłą kontrolę stężenia pyłu w kopalni miejscach prowadzenia badań. Pyłomierz PŁ-2 jest urządzeniem optycznym, działającym w oparciu o zjawisko rozproszenia światła na cząstkach pyłu. W zależności od typu pracuje on w zakresie 0÷100 mg/m³ lub od 0÷50 mg/m³ [7].

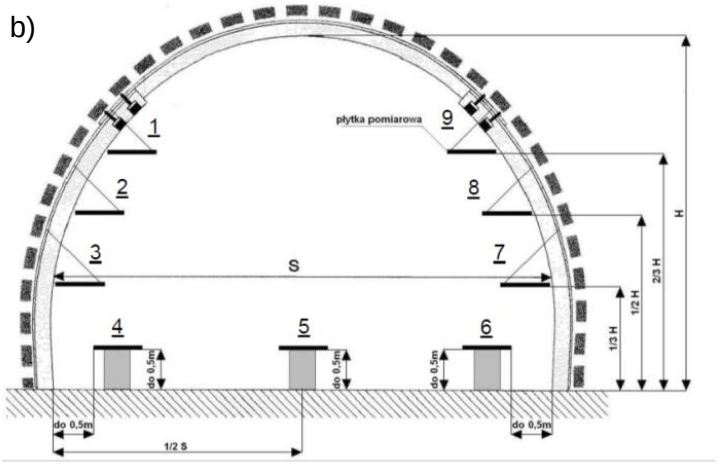
Do określenia rozkładu frakcyjnego pyłu w powietrzu wentylacyjnym w strefie zabezpieczającej stosowano analizator IPSQ [1]. Po zakończeniu pomiaru danej próbki, wyniki przedstawiano za pomocą statystycznych parametrów zbioru, jak również rozkładów pod kątem różnych parametrów cząstek. Analizator składa się z czujnika pomiarowego ze zintegrowanym układem elektronicznym, zapewniającym kontrolę koncentracji cząstek w przestrzeni pomiarowej. Elementem uzupełniającym jest miniaturowa sprężarka o specjalnej charakterystyce, dopasowanej do przepływów prędkości powietrza. Przed czujnikiem pomiarowym znajduje się układ do pomiaru objętości, przepływającego przez sondę powietrza, umożliwiający określenie w nim koncentracji cząstek pyłu (rys. 2a) [4].

Równolegle z pomiarami za pomocą analizatora IPSQ prowadzono pomiary średniego stężenia pyłu metodą grawimetryczną, przy użyciu pyłomierzy typu CIP-10. Pyłomierz ten może być noszony przez pracownika, jako pyłomierz indywidualny lub być zawieszony w punkcie pomiarowym, jako pyłomierz stacjonarny [5]. Pyłomierz w czasie badań wykorzystany został stacjonarnie w dwóch odmianach: CIP-10I do pomiaru frakcji całkowitej oraz CIP-10R do pomiaru frakcji respirabilnej (wdychanej) [1].

Intensywność osiadania pyłu realizowano poprzez zastosowanie płytek pomiarowych o wymiarach 0,25 x 0,25 m, wykonanych z płyt HDF. Płytki pomiarowe umieszczono w badanych strefach zabezpieczających, po 9 na każdym z dziesięciu obrysów badanego wyrobiska (rys. 1b). Osiadły pył na poszczególnych płytkach pomiarowych zbierano do pojemników. Pobrane próbki, poddano w laboratorium analizom: wagowym, sitowym oraz procentowym części niepalnych oraz zwilżalności [6].

a)

b)



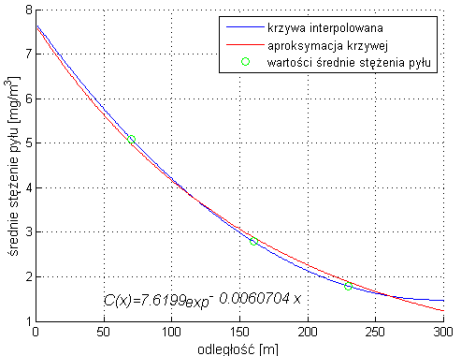
Rys. 1. Rozmieszczenie płytek do pomiaru osiadania pyłu w strefie zabezpieczającej: a) lokalizacja poszczególnych przekrojów w wyrobisku, b) położenie płytek pomiarowych w danym przekroju [5]

Do pomiaru rozkładu ziarnowego zastosowano spektrometr SMPS oraz APS (rys. 5). Spektrometr SMPS rejestrował cząstki od kilku nanometrów do 1 µm, natomiast spektrometr APS od 0,5 µm do 20 µm. Zasada działania spektrometru polega na separacji pyłu, z uwagi na tzw. średnice mobilne. Licznik cząstek znajdujący się na dalszej drodze przepływu powietrza dokonuje pomiaru liczebności poszczególnych, odseparowanych frakcji. W spektrometrze APS rozmiar aerodynamiczny cząstek jest oceniany na podstawie czasu ich przelotu, miedzy dwiema zogniskowanymi wiązkami laserowymi i poprzez porównanie z krzywą kalibracyjną [5].

3.2. Przebieg badań

Pyłomierze PŁ-2 (rys. 2a) umieszczono w badanych strefach pomiarowych, na wysokości 1,7 do 2,0 m w odległości od 50 do 100 m od siebie. Pomiar stężenia pyłu prowadzono w czasie 24 h, podczas prowadzenia wszystkich procesów produkcyjnych. Opracowane wyniki badań przedstawiają, w postaci wykresów, przewidywane kształtowanie się średniego stężenia pyłu z uwzględnieniem położenia pyłomierzy w strefie zabezpieczającej (rys. 2b).

a) b)



Rys.2. a) Pyłomierz optyczny PŁ-2 zawieszony w miejscu pomiaru,
b) przykładowy rozkład średniego stężenia pyłu [9]

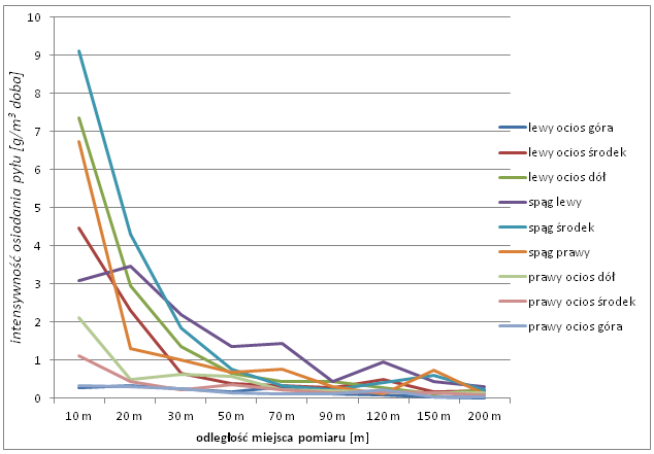
Pomiary w zakresie rozkładu frakcyjnego pyłu oraz jego stężenia w wyznaczonych punktach pomiarowych, zrealizowano za pomocą analizatora IPSQ połączonego z komputerem przenośnym (rys. 3). Punkty pomiarowe zlokalizowano w 5-7 miejscach strefy zabezpieczającej. Każdy pomiar powtarzano trzykrotnie w czasie 2 minut. W trakcie badań dodatkowo dokonywano pomiaru: temperatury, wilgotności, prędkości powietrza. Za pomocą specjalistycznego oprogramowania, dołączonego do aparatury badawczej przeprowadzono analizę rozkładu granulacji i koncentracji cząstek pyłu w zakresie od 0,4 do 300 µm, z podziałem na 16 do 256 równych klas wymiarowych [1, 9].

a) b)

Rys. 3. Analizator IPSQ na stanowisku badawczym: a) czujnik pomiarowy ze sprężarką, b) stanowisko zasilania i rejestracji danych [9]

Pyłomierze CIP-10 zlokalizowano w miejscach, w których wykonywano pomiar stężenia i rozkładu frakcyjnego pyłu przy użyciu analizatora IPSQ. Pyłomierze CIP-10 i głowicę analizatora IPSQ montowano na wysokości 1,5-1,7 m. W każdym punkcie pomiarowym, mierzono frakcję całkowitą i respirabilną. Po zakończonych badaniach próbki pyłu zebrane w miseczkach pomiarowych pyłomierzy, poddawane były ważeniu w Laboratorium Zapylenia KD Barbara. Na podstawie otrzymanych wartości masy pyłu i znanych czasów ekspozycji pyłomierzy na zapylone powietrze, wyznaczano średnie stężenie pyłu całkowitego i respirabilnego.

Do badań intensywności osiadania, stosowano płytki pomiarowe, które eksponowane były okresie 24 godzin (pełny cykl produkcyjny zakładu górniczego). Pył osiadły na poszczególnych płytkach zbierano do oznaczonych kopert. Pobrane próbki poddawano analizie w Laboratorium Zakładu Zwalczania Zagrożeń Pyłowych Kopalni Doświadczalnej “BARBARA”. Za pomocą analizy sitowej uzyskane próbki podzielono na 10 klas frakcji ziarnowych: od 1000÷20 µm. Określono masę pyłu (kamienno-węglowego), masę pyłu węglowego oraz procentowy udział części niepalnych. Określono również intensywność osiadania pyłu całkowitego i pyłu węglowego wyrażoną w g/m^2/dobę oraz g/m^3/dobę [6]. Wszystkie dane zbierano w arkuszach kalkulacyjnych programu EXEL, gdzie prowadzono podstawowe analizy intensywności osiadania w strefie zabezpieczającej. Przykład wykresu pokazującego rozkład intensywności osiadania w poszczególnych punktach przekroju na całej długości strefy zabezpieczającej pokazano na rysunku 4.



Rys. 4. Rozkład intensywności osiadania pyłu na długości strefy zabezpieczającej [9]

Pomiary rozkładu ziarnowego aerozoli prowadzone przy użyciu spektrometrów SMPS i APS, realizowano w dwóch, odległych od siebie o kilkadziesiąt metrów punktach zlokalizowanych w strefie zabezpieczającej. Dla uproszczenia procedur obliczeniowych, każdy pomiar prowadzono przy jednakowych ustawieniach parametrów: natężenia przepływu i zadeklarowanej jednostkowej gęstości [6].

Rys. 5. Spektrometry cząstek SMPS i APS w czasie badań dołowych [źródło: opracowanie własne]

Spektrometry SMPS i APS umożliwiały pomiar pełnego zakresu cząstek respirabilnych, które zgodnie z definicją mogą przedostawać się do pęcherzyków płucnych. Analizę wyników prowadzono również uwzględniając bardziej szczegółową klasyfikację dla cząstek o rozmiarach mniejszych od 10 μm [6]. W rezultacie przeprowadzonych analiz możliwe było opracowanie szczegółowych danych dotyczących stężenia najmniejszych frakcji pyłu w miejscach pomiarowych.

Przeprowadzone badania pozwoliły na ocenę stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego w strefach zabezpieczających utrzymywanych w wyrobiskach chodnikowych w trakcie normalnego ruchu produkcyjnego.

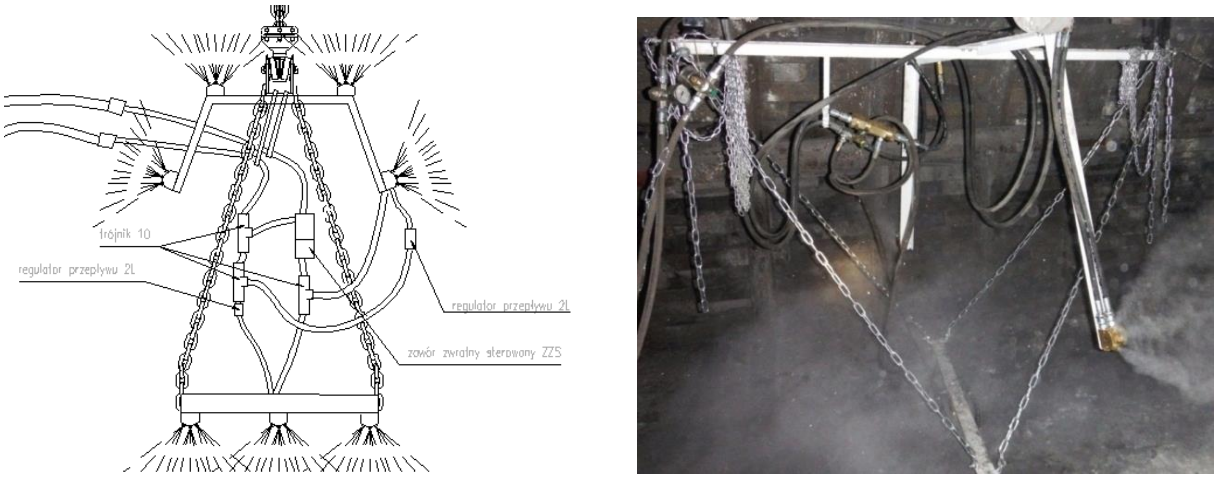
Badania stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, przeprowadzone podczas realizacji projektu, stanowią zasadniczy punkt odniesienia do oceny skuteczności działania modelu strefy zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego z zastosowaniem aerozolu powietrzno-wodnego.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Badania neutralizacji i przemieszczania zalegającego pyłu węglowego

Kolejnym etapem projektu było określenie możliwości neutralizacji pyłu zalegającego na spągu i ociosach w strefach zabezpieczających oraz sprawdzenie możliwości przemieszczenia go poza nią za pomocą strumienia aerozolu powietrzno-wodnego. Badania te prowadzono równolegle z pracami optymalizacyjnymi strumienia zraszającego. Miały one na celu uzyskanie strumienia o wysokiej energii kinetycznej przy zachowaniu optymalnych parametrów mediów zasilających. Na rys. 6 przedstawiono kompletną instalację do omywania wyrobiska w strefie zabezpieczającej.

a) b)

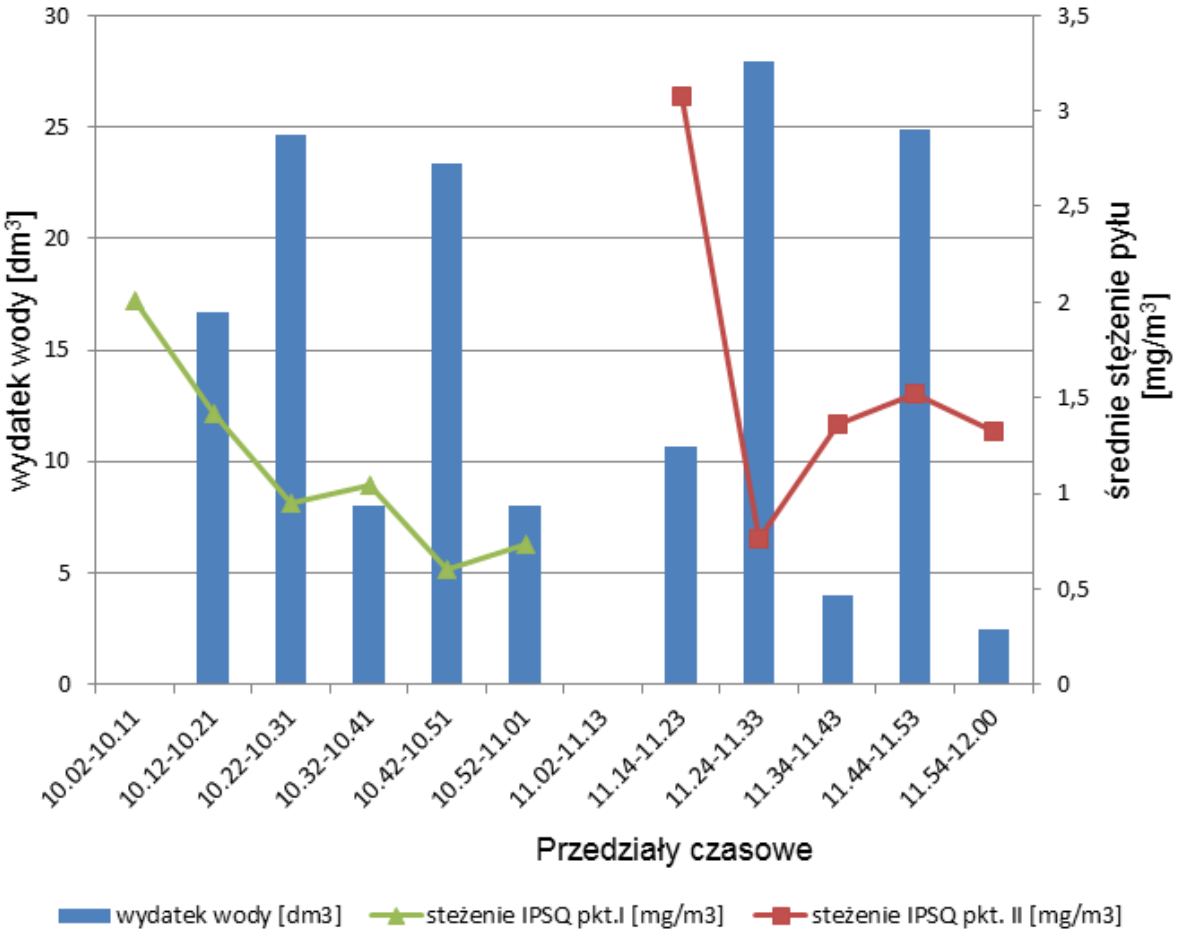


Rys.6. a) Schemat instalacji do omywania wyrobiska chodnikowego,
b) instalacja podczas badań w warunkach KWK Brzeszcze [10]

Instalacja składała się z rozmieszczonych na ramie kadłubów z dyszami powietrzno-wodnymi, usytuowanymi na belkach zraszających. Dolna belka odpowiadała za omywanie spągu, natomiast górna belka, w kształcie trapezu, służyła do omywania stropu oraz ociosu wyrobiska. Instalację przemieszczano po szynie kolejki podwieszonej. Odległość dysz zraszających od spągu wynosiła od 50 do 200 mm [9].

Badania polegały na wielokrotnym przemieszczeniu z prędkością ok. 1 m/min działającej instalacji zraszającej na badanym odcinku, nad kolejnymi znacznikami pomiarowymi utwierdzonymi w spągu. Zraszanie (omywanie) spągu prowadzono w jednym kierunku na odcinku 20 m. Po każdym cyklu dokonywano pomiaru skuteczności omywania spągu poprzez pomiar odsłonięcia kotew oraz pobranie próbek zalegającego pyłu w celu określenia ich wilgotności [10].

W celu dokonania analizy wpływu instalacji zraszającej (omywającej) na strącanie pyłu w powietrzu wentylacyjnym, w czasie prób omywania zbierano dane dotyczące średniego stężenia pyłu za pomocą analizatora IPSQ oraz pyłomierza PŁ-2. Określono także wydatek wody zużytej w poszczególnych przedziałach czasowych działania instalacji zraszającej (obmywającej). Przykładowe dane dotyczące wpływu wydatku wody na stężenie zapylenia, zmierzonego za pomocą analizatora IPSQ, przedstawiono na rysunku 7.



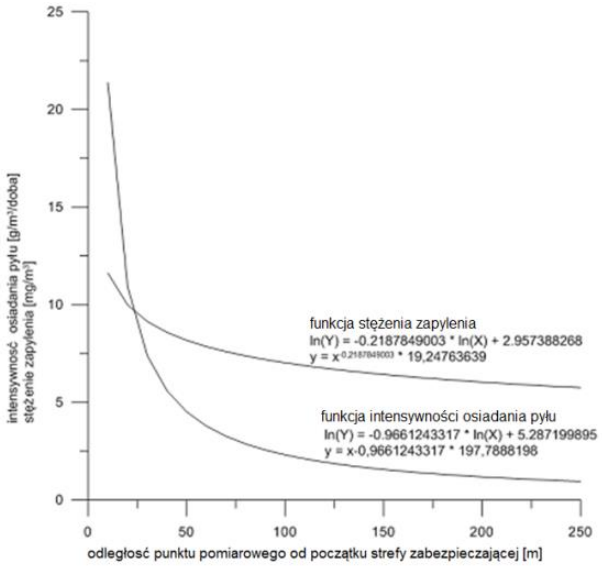
Rys.7. Średnie stężenie pyłu w powietrzu w funkcji wydatku wody, w wybranych przedziałach czasowych [10]

W pierwszych sześciu przedziałach czasowych zaznaczono średnie stężenie pyłu w pkt. I, znajdującym się 100 m za instalacją zraszającą (w kierunku przepływu powietrza). W kolejnych sześciu, zaznaczono średnie stężenie pyłu w pkt. II, oddalonym o 200 m od instalacji zraszającej (w kierunku przepływu powietrza). Wyłączenie instalacji zraszającej skutkowało wzrostem średniego stężenia pyłu. Z kolei wzrost intensywności działania instalacji zraszającej skutkował spadkiem średniej wartości stężenia pyłu w powietrzu. Wpływ ten można zaobserwować w obu punktach pomiarowych.

5. Modele empiryczne intensywności osiadania pyłu w strefie zabezpieczającej

Wyniki badań stężenia pyłu umożliwiły ocenę i posłużyły do opracowania modeli intensywności osiadania wybuchowego pyłu węglowego w strefie zabezpieczającej. Opracowane modele mogą być wykorzystane do bieżącej oceny zagrożenia wybuchem pyłu węglowego oraz podejmowania działań profilaktycznych.

Do opisu otrzymanych wyników badań osiadania pyłu oraz jego stężenia w powietrzu przyjęto funkcje wykładnicze [8, 12]. Na rysunku 8 przedstawiono funkcje osiadania i stężenia pyłu w powietrzu w chodniku wentylacyjnym nr 552 ściany 121 KWK „Brzeszcze”.

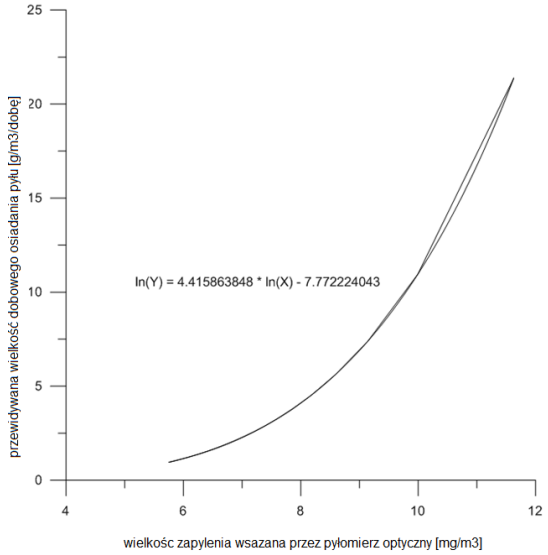


Rys. 8. Funkcje stężenia zapylenia i intensywności osiadania pyłu w strefie zabezpieczającej w chodniku nadścianowym nr 552, ściany nr 121 - modele empiryczne [8]

Uzyskane funkcje, przedstawiono jako zastępcze równania wykładnicze, z wykorzystaniem których dokonano ekstrapolacji wyników pomiarowych poza zakres pomiarowy, co umożliwiło uzyskanie zależności pomiędzy stężeniem zapylenia, a intensywnością osiadania pyłu na całej długości strefy zabezpieczającej.

Porównano wartości osiadania pyłu całkowitego oraz zapylenia w powietrzu.

Na podstawie opracowanych równań, zbudowano modele empiryczne, opisujące zależności pomiędzy funkcjami intensywności osiadania i stężenia zapylenia (rys. 9).



Rys. 9. Model empiryczny osiadania pyłu w zależności od stężenia pyłu w powietrzu - chodnik nadścianowy nr 552, ściany nr 121 [8]

W oparciu o funkcje intensywności osiadania pyłu w zależności od jego stężenia w powietrzu oraz doświadczenia zdobyte podczas prób omywania stref zabezpieczających opracowano algorytm sterowania automatyczną instalacją zraszania wyrobiska. Kierowano się przy tym założeniem, iż system zraszania powinien spełniać dwa cele:

- usuwanie pyłu węglowego osiadłego z wyrobiska,
- zapewnienie odpowiedniej wilgotności pozostałego pyłu.

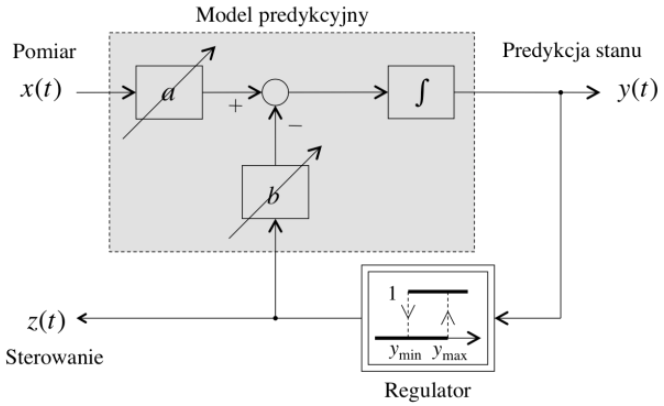
Ilość osiadłego pyłu (wartość chwilowa) może być oszacowana za pomocą symulacji numerycznej liniowego równania różniczkowego pierwszego rzędu [11]:

$$\frac{dy(t)}{dt} = ax(t) - bz(t)$$

gdzie:

- $y(t)$ jest oszacowaniem ilości osiadłego pyłu w wyrobisku w chwili t,
- x(t) jest wartością chwilową pomiaru pyłu zawieszonego z pyłomierza,
- $z(t) \in \{0,1\}$ jest binarnym sygnałem sterującym procesem zraszania
- (sygnał z(t) =0 oznacza brak zraszania, sygnał z(t) =1 oznacza włączenie zraszania)
- a jest współczynnikiem efektywności osiadania pyły w wyrobisku, współczynnik ten podlega adaptacji,
- b jest współczynnikiem efektywności zmywania pyłu osiadłego w wyrobisku, współczynnik ten podlega adaptacji.

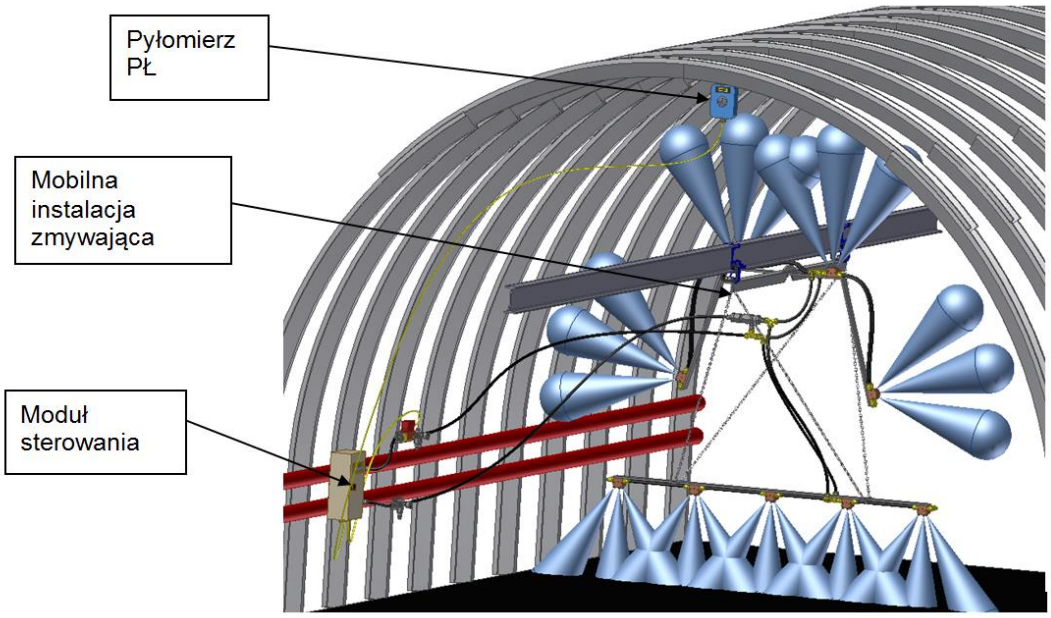
Reguły generowania sygnału z(t) sprawiają, że układ sterowania staje się układem regulacji dwupołożeniowej, z tą różnicą, że regulator otrzymuje informację z obserwatora stanu obiektu (opisanego równaniem) zamiast informacji o rzeczywistej wartości zgromadzonego pyłu węglowego, która jest niedostępna pomiarowo. Cały układ regulacji zawierający regulator dwupołożeniowy przedstawiono na rysunku 10.



Rys. 10. Schemat blokowy proponowanego układu sterowania instalacją zraszającą [10]

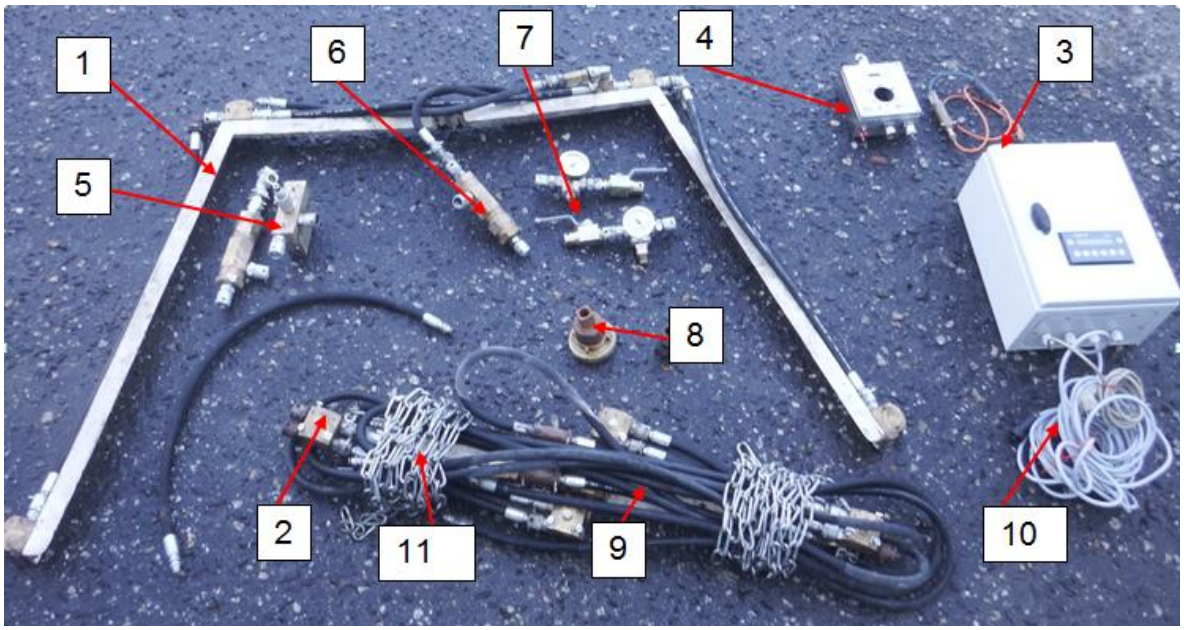
6. Model wirtualny i rzeczywisty strefy zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego

W rezultacie przeprowadzonych badań, prac analitycznych oraz symulacji komputerowych powstała koncepcja modelu strefy zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego. W pierwszej kolejności opracowany został wirtualny model strefy (rys.11). Zaproponowano mobilną instalację zraszającą (omywająca) wyrobisko, przebadaną podczas prób neutralizacji i zmywania zalegającego pyłu węglowego. Założono, że automatyczne sterowanie działaniem instalacji zapewni moduł sterowania o algorytmie działania strefy zabezpieczającej. Do prawidłowej realizacji algorytmu niezbędne było podłączanie sygnału z optycznego czujnika pyłu PŁ-2 [11].



Rys. 11. Wirtualny model strefy zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego [11]

Model doświadczalny strefy opracowano na podstawie projektu modelu wirtualnego. Elementy wchodzące w skład rzeczywistego modelu strefy zabezpieczającej przedstawiono na rys. 12.



Rys. 12. Elementy modelu rzeczywistej strefy zabezpieczającej [11]

W skład modelu doświadczalnego strefy zabezpieczającej wchodziły: zespół zraszający (1, 2), zespół sterująco-rejestrujący (3), pyłomierz optyczny (4), armatura (5-7), elementy montażowe (8-11). Model ma na celu sprawdzenie poprawności działania inteligentnego modułu sterowniczego, realizującego wcześniej opracowany algorytm pracy instalacji zraszania w strefie zabezpieczającej oparty o modele empiryczne [11].

Po sprawdzeniu poprawności działania modułu sterowniczego w trybie ręcznym (jedna z opcji działania), przeprowadzono testy w strefy zabezpieczającej, działającej przy różnych współczynnikach efektywności osiadania *a* oraz efektywności zmywania *b,* równania algorytmu zmywania. Średni czas szacowania wzrostu osiadania pyłu wynosił ok. 40 minut przy stężeniu zapylenia na poziomie 7-8 mg/m^3. Czas ten zmieniał się w zależności od chwilowych wartości stężenia pyłu. Dla średniego stężenia pyłu wynoszącego kilkanaście mg/m^3 czas szacowania wzrostu osiadania pyłu skracał się prawie o połowę. Po osiągnięciu przez równanie osiadania wartości maksymalnej, włączana była instalacja zraszająca, działająca przez czas 60 s (zgodny z parametrem *b*). Badania powtórzono dla różnych wartości współczynników osiadania oraz zmywania. Testy rzeczywistego modelu instalacji potwierdziły, że działa ona w sposób poprawny i zgodny z założonym algorytmem [11].

7. Podsumowanie

Wykonanie odpowiedniej strefy zabezpieczającej przed powstaniem oraz przeniesieniem wybuchu pyłu węglowego wymaga wiedzy w zakresie intensywności gromadzenia się pyłu na całej jej długości. Neutralizacja pyłu wybuchowego powinna zapewnić właściwy poziom bezpieczeństwa pracy, a także być uzależniona od intensywności osiadania pyłu węglowego.

Wykonano szereg badań, symulacji numerycznych modelujących rozchodzenie się pyłu i aerozolu powietrzno-wodnego w strefie zabezpieczającej. Opracowano modele empiryczne wpływu stężenia pyłu w powietrzu na intensywność jego osadzania w strefie zabezpieczającej. Modele empiryczne wykonano dla wszystkich badanych wyrobisk chodnikowych [8, 12]. Opracowano model zależności wpływu kropel aerozolu powietrzno-wodnego na redukcję pyłu zawieszonego w powietrzu, na który składał się model matematyczny sterowania procesem zraszania oraz algorytm sterowania systemem zraszającym. Po zrealizowaniu prac symulacyjnych i po przeprowadzeniu modelowania, wykonano urządzenie zraszające aerozolem powietrzno-wodnym, moduł sterowniczy sterowania procesem zraszania oraz dokonano kompletacji modelu rzeczywistej strefy zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego. Podczas wykonywanych prób stwierdzono poprawność działania poszczególnych urządzeń oraz kompletnego modelu. Przeprowadzone próby dołowe wykonania strefy zabezpieczającej umożliwiły opracowanie wytycznych do sterowania i predykcji wielkości osiadania pyłu. Przeprowadzone badania wykazały, że jest możliwe omywanie wyrobiska z zastosowaniem opracowanych urządzeń, powodujących zwilżanie i przemieszczanie zalegającego pyłu ze strefy. Zastosowanie instalacji bazującej na aerozolu powietrzno-wodnym korzystnie wpływa na warunki klimatyczne panujące w wyrobisku (zwiększenie wilgotności oraz ograniczenie pyłu w powietrzu).

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu" (akronim MEZAP, umowa nr PBS1/B2/4/2012), dofinansowanego z Narodowego Centrum Badań i Rozwoju i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. Bałaga D., Siegmund M., Hyła P.: Metodyka badań zagrożenia wybuchem pyłu węglowego w strefach zabezpieczających. Nowoczesne metody eksploatacji węgla i skał zwięzłych. Monografia, Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica, Kraków 2015 s. 100-108.
2. Cybulski W.: Wybuchy pyłu węglowego i ich zwalczanie. Wydawnictwo „Śląsk" 1973. Instrukcja obsługi pyłomierzy osobistych.
3. Hyła P. i in.: Projekt MEZAP, Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu nr PBS1/B2/4/2012. Zadanie 4, rok 2013 (materiały nie publikowane).
4. Instrukcja obsługi analizatora IPS w wersji Q do pomiaru on-line wymiarów koncentracji cząstek zawieszonych w powietrzu. KAMIKA Instruments.
5. Instrukcja obsługi pyłomierzy osobistych CIP-10, ARELCO A.R.C. Francja.

6. Malich B. i in.: Projekt MEZAP. Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu nr PBS1/B2/4/2012. Zadanie 5, rok 2013 (materiały nie publikowane).
7. Mróz J., Małachowski M.; Szczygielska M.: Instytut Technik Innowacyjnych EMAG „Optyczna metoda ciągłego pomiaru zapylenia powietrza w aspekcie oceny zagrożeń spowodowanych występowaniem pyłu węglowego" Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa Nr 10 2009 r.
8. Prostański D.: (2015). Experimental study of coal dust deposition in mine workings with the use of empirical models. Journal of Sustainable Mining, 14 (2015), 109-115 20 Aug 2015. 10.1016/j.jsm.2015.08.015
9. Prostański D. i in.: Projekt MEZAP. Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu nr PBS1/B2/4/2012. Zadanie 6, rok 2013 (materiały nie publikowane).
10. Prostański D. i in.: Projekt MEZAP. Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu nr PBS1/B2/4/2012. Zadanie 9, rok 2014 (materiały nie publikowane).
11. Prostański D. i in.: Projekt MEZAP. Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu nr PBS1/B2/4/2012. Zadanie 11, rok 2015 (materiały nie publikowane).
12. Prostański D.: „Możliwości predykcji intensywności osiadania pyłu w strefach zabezpieczających przed wybuchem pyłu węglowego". Nowoczesne metody eksploatacji węgla i skał zwięzłych. Monografia, Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica, Kraków 2015 s. 92-99.
13. Rozporządzenie Ministra Spraw wewnętrznych i administracji z dnia 14 czerwca 2002 r. w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych (Dz. U. Nr 94, poz.841).
14. Wyższy Urząd Górniczy: Zagrożenia związane z wybuchem pyłu węglowego. Katowice 2007 r.

Rozkłady ziarnowe pyłów w pobliżu frontów eksploatacyjnych podziemnej kopalni węgla kamiennego i wpływ zraszania na redukcję ich stężeń

Krystian Skubacz – Główny Instytut Górnictwa
Paweł Urban – Główny Instytut Górnictwa
Małgorzata Wysocka – Główny Instytut Górnictwa
Bogdan Malich – Główny Instytut Górnictwa
Krzysztof Cybulski – Główny Instytut Górnictwa
Paweł Hyła – Kompania Węglowa, KWK „Brzeszcze”

1. Wstęp

Podstawowym celem projektu MEZAP dofinasowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju było opracowanie modelu strefy wykorzystującej aerozol powietrzno-wodny, zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego, w oparciu o wyniki badań dołowych i laboratoryjnych oraz symulacji wirtualnych. W ramach projektu prowadzono również pomiary rozkładów ziarnowych kilkadziesiąt metrów za strefą zraszania w zakresie rozmiarów od 10 nm do 20000 nm. Pomijając aspekty zabezpieczenia wyrobiska przed wybuchem pyłu węglowego, pomiary tego rodzaju pozwoliły również określić udział poszczególnych aerozoli w całkowitej koncentracji i stężeniu masowym, w tym również cząstek nanometrowych szkodliwych dla zdrowia w znacznie większym stopniu niż większe aerozole (Oberdörster i inni, 2004; Somers i inni, 2004). Poza tym zbadano czy zraszanie może mieć wpływ na redukcję określonej klasy cząstek, które przemieszczają się w powietrzu z rejonu prowadzenia eksploatacji górniczej. Do realizacji tych zadań wykorzystano dwa spektrometry cząstek, SMPS i APS, działające w różnych zakresach rozmiarów cząstek, które wzajemnie się uzupełniały. Ze względu na szczególne znaczenie dla realizowanych badań aerozoli stałych, w układach pomiarowych spektrometrów zastosowano dodatkowo układy kondycjonowania powietrza, które usuwały aerozole ciekłe z pobieranej próbki powietrza.

2. Metoda pomiarowa

Pomiary wykonano z pomocą spektrometrów cząstek SMPS i APS (rys. 1). Pierwszy spektrometr jest wyposażony w elektrostatyczny układ separacji naładowanych cząstek. Podczas pomiaru w układzie klasyfikatora elektrostatycznego (EC) następuje ustalenie równowagi ładunkowej aerozoli, a następnie ich separacja ze względu na rozmiary w analizatorze różnicowym (DMA) i rejestracja metodą optyczną w liczniku cząstek (CPC). Krańce kanałów, do których są klasyfikowane aerozole są określone w tzw. średnicach mobilnych, ponieważ podczas separacji na poszczególne klasy wykorzystuje się różnice w ich ruchliwości w polu elektrostatycznym wytwarzanym w kolumnie DMA. W drugim z kolei spektrometrze podstawą do rozdziału na poszczególne frakcje są różnice związane z bezwładnością cząstek, które zależą od ich rozmiaru aerodynamicznego. Pierwszy spektrometr umożliwiał realizację pomiarów w zakresie od 10 nm do 500 nm, a drugi

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

w zakresie od 500 nm do 20000 nm. Sposób działania spektrometrów został bardziej szczegółowo przedstawiony w publikacji Skubacz (2009).

Próbka powietrza, przed dotarciem do spektrometrów podlegała kondycjonowaniu w specjalnej czerpni, która zawiera rurki nafionowe usuwające ciekłe aerozole. Wloty do czerpni były zawsze ustawione na wysokości około 1.5 m nad poziomem spągu. Pojedyncze skanowanie całego zakresu pomiarowego trwało 160 s, a działanie obydwu spektrometrów było zsynchronizowane.

Dane pomiarowe podlegały korekcji, podczas której uwzględniano straty spowodowane depozycją zwłaszcza małych aerozoli przemieszczających się w spektrometrze SMPS oraz w czerpni. Straty oszacowano w oparciu o wielkość transmisji cząstek w cylindrycznych przewodach (Hinds, 1999), uwzględniając parametry pracy spektrometrów i czerpni, ich konstrukcję i warunki środowiskowe panujące w miejscu pomiaru:

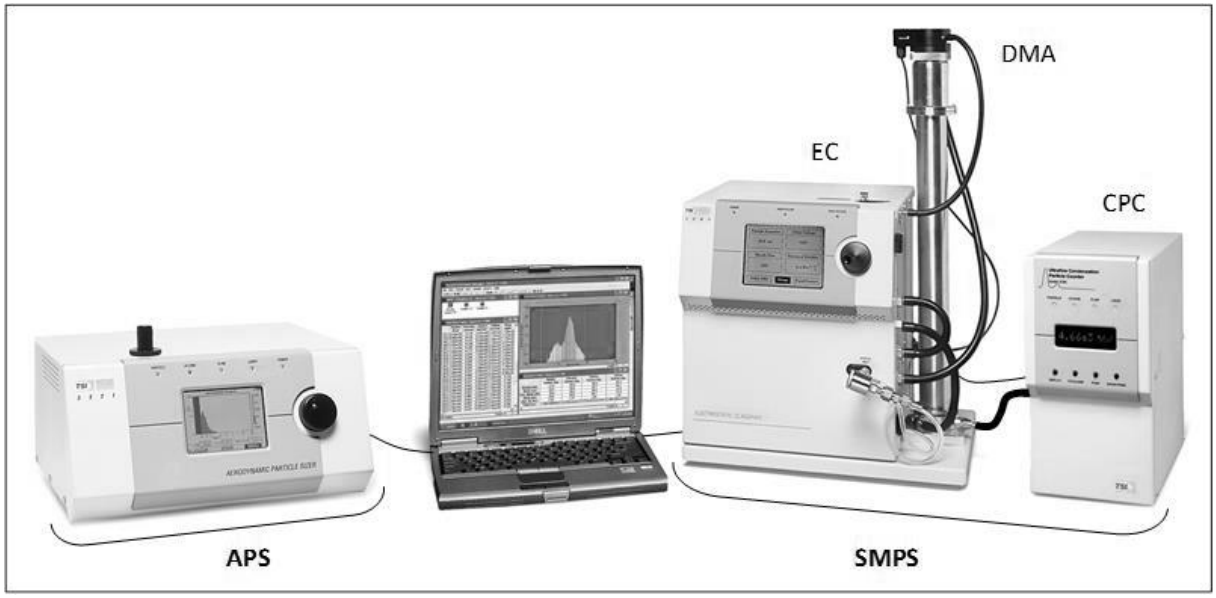
$$T = \begin{cases} 1 - 5.5 \cdot \mu^{2/3} + 3.77 \cdot \mu & \mu < 0.009 \\ 0.819 \cdot e^{-11.5 \cdot \mu} + 0.0975 \cdot e^{-70.1 \cdot \mu} + 0.0325 \cdot e^{-179 \cdot \mu} & \mu \geq 0.009 \end{cases} \qquad \mu = \frac{D \cdot L}{Q} \tag{1}$$

gdzie: D oznacza dyfuzję cząstek, η dynamiczną lepkość powietrza, λ średnią drogę swobodną molekuł powietrza, L długość przewodu, przez który przemieszczają się aerozole, a Q natężenie przepływu powietrza.

Zgodnie z opisem działania spektrometrów, koncentracje aerozoli w jednym przypadku są powiązane z przedziałami określonymi przez średnice mobilne, a w drugim przez średnice aerodynamiczne. Wykonanie syntetycznej analizy wymaga więc przedstawienia wyników z obydwu spektrometrów albo w reprezentacji średnic mobilnych albo aerodynamicznych. Równanie wiążące średnice aerodynamiczne d_a, i mobilne d_p ma charakter nieliniowy i zależy od takich parametrów jak gęstość właściwa cząstek ρ (ρ_o =1 g/cm^3), dynamiczny współczynnik kształtu χ i droga swobodna molekuł w powietrzu (Hinds, 1999):

$$d_a = d_p \left(\frac{C_C(d_p)}{C_C(d_a)} \right)^{1/2} \left(\frac{\rho_p}{\chi \rho_o} \right)^{1/2} \qquad C_C(d) = 1 + \frac{\lambda}{d} \left(2.34 + 1.05 e^{-0.39 \frac{d}{\lambda}} \right) \qquad d = d_a \quad \text{lub} \quad d = d_p \tag{2}$$

W obliczeniach założono, że średnia droga swobodna wynosi zawsze λ_o, ponieważ w tym zakresie temperatur i ciśnień jakie występowały w podziemnych wyrobiskach dołowych, jej wartość nie wpływa w sposób znaczący na równanie. Przyjęto również, że dynamiczny współczynnik kształtu wynosi 1,1 (Sung and Kang, 1997, Ruzer and Harley, 2005), a gęstość cząsteczek węgla 1,3 g/cm^3 (Adamczyk, 2012).



Rys. 1. Spektrometry cząstek APS i SMPS

3. Zakres analizy

W sumie zakres pomiarowy tandemu złożonego z spektrometrów SMPS i APS sięgał 20 μm. Obejmował zatem wszystkie cząstki respirabilne, które zgodnie z definicją mogą przedostawać się do pęcherzyków płucnych i sięgają 10 μm oraz część frakcji torakalnej i wdychanej ze średnicami sięgającymi odpowiednio 30 μm i 100 μm. Analizę wyników prowadzono również uwzględniając inną bardziej szczegółową klasyfikację dla cząstek o rozmiarach mniejszych od 10 μm. Cząstki o średnicy poniżej 0,1 μm są określane jako ultradrobne, ze średnicą poniżej 2,5 μm jako drobne, a ze średnicą od 2,5 μm do 10 μm jako gruboziarniste. Niekiedy, w odniesieniu do cząstek powyżej 10 μm funkcjonuje jeszcze pojęcie „cząstki supergruboziarniste”.

Jedną z ocenianych wielkości jest stężenie masowe. Spektrometry SMPS i APS mierzą koncentracje cząstek w zależności od ich rozmiarów. Stężenie masowe można zatem oszacować jedynie po przyjęciu określonej wartości gęstości cząstek i dynamicznego współczynnika kształtu.

4. Miejsca pomiaru

Podczas pierwszej kampanii pomiarowej w okresie od 25.06 do 24.07.2013 nie prowadzono zraszania. W tym okresie wykonano badania w siedmiu miejscach pomiarowych blisko rejonów prowadzenia eksploatacji (tabela 1). Na każdym stanowisku wykonano pomiary w dwóch punktach odległych o kilkadziesiąt metrów (A/B). W jednym przypadku pomiar powtórzono (PP5, PP7). W drugiej kampanii pomiarowej (tabela 2) instalację zraszającą uruchomiono dopiero w drugim dniu, podczas gdy w pierwszym celem pomiarów było zmierzenie koncentracji aerozoli w sytuacji, kiedy nie prowadzi się zraszania. W trzeciej kampanii pomiarowej (tabela 3) instalacja działała, a pomiary prowadzono w jednej ustalonej odległości od końca strefy zraszania.

Zestawienie miejsc pomiarowych w KWK "Brzeszcze". Kampania pomiarowa 1

Tabela 1

Symbol	Opis miejsca pomiaru	Data pomiaru
PP1	Przekop badawczy, 45 m (PP1A) i 90 m (PP1B) od czoła przodka	25.06.2013
PP2	Chodnik taśmowy, 20 m (PP2A) i 70 m (PP2B) od ściany	26.06.2013
PP3	Chodnik podścianowy, 50 m (PP3A) i 100 m (PP3B) od ściany	01.07.2013
PP4	Przekop taśmowy płd., 18 m (PP4A) i 70m (PP4B) od zbiornika wyrównawczego	08.07.2013
PP5	Przekop taśmowy płn., 20 m (PP5A) i 60 m (PP5B) od zbiornika wyrównawczego	15.07.2013
PP6	Chodnik taśmowy, 41 m (PP6A) i 100 m (PP6B) od czoła przodka	16.07.2013
PP7	Przekop taśmowy płn., 20 m (PP7A) i 60 m (PP7B) od zbiornika wyrównawczego	22.07.2013
PP8	Przekop pochyły, 5 m (PP8A) i 40 m (PP8B) od zbiornika wyrównawczego	24.07.2013

Zestawienie miejsc pomiarowych w KWK "Brzeszcze". Kampania pomiarowa 2

Tabela 2

Symbol	Opis miejsca pomiaru	Data pomiaru
PP1	Ściana, chodnik taśmowy, 50 m (PP1A) i 100 m (PP1B) od końca strefy zraszania (Zraszanie NIE)	27.10.2014
PP2	Ściana, chodnik taśmowy, 50 m (PP2A) i 100 m (PP2B) od końca strefy zraszania (Zraszanie TAK)	28.10.2014

Zestawienie miejsc pomiarowych w KWK "Brzeszcze". Kampania pomiarowa 3

Tabela 3

Symbol	Opis miejsca pomiaru	Data pomiaru
PP1	Ściana, chodnik wentylacyjny, 70 m od końca strefy zraszania (zraszanie TAK)	23.02.2015
PP2	Ściana, chodnik wentylacyjny, 70 m od końca strefy zraszania (zraszanie TAK)	24.02.2015
PP3	Ściana, chodnik wentylacyjny, 70 m od końca strefy zraszania (zraszanie TAK)	25.02.2015

5. Wyniki badań rozkładów ziarnowych aerozoli

Podczas pierwszej kampanii pomiarowej zbadano rozkłady ziarnowe stałych aerozoli. Największe koncentracje cząstek można zaobserwować przeważnie w zakresie do 100 nm, gdzie ich udział na stanowisku PP1A sięgał prawie 90% (tabela 4), a przeciętnie dla wszystkich stanowisk wynosił 60%. Tylko w nielicznych przypadkach przeważały cząstki drobne w zakresie 100-2500 nm. Taka sytuacja miała miejsce na stanowiskach PP1B, PP2A PP6B. Udział cząstek gruboziarnistych nie przekroczył nigdy 1%. Najwięcej cząstek gruboziarnistych było w punkcie pomiarowym w przekopie taśmowym w rejonie zbiornika wyrównawczego (PP4B). Większe cząsteczki, o rozmiarach powyżej 1000 nm stanowią znikomy procent stężenia całkowitego. Największe chwilowe stężenie cząstek wyniosło około 470000 cm^{-3} w miejscu usytuowanym około 50 m od ściany (PP3A, tabela 4, rys. 2). W tabeli 5 przedstawiono oszacowane wartości zapylenia. Przeważający udział mają tutaj najczęściej cząstki frakcji gruboziarnistej, który przeciętnie wyniósł 49%. W punkcie zlokalizowanym w pobliżu zbiornika głównego (PP4A) zapylenie frakcji wdychanej w 65% tworzyły cząstki supergruboziarniste. Znaczny udział, mimo stosunkowo niewielkich rozmiarów mogą też wnosić cząstki drobne. Taka sytuacja miała miejsce na stanowiskach pracy PP3A i PP3B w chodniku podścianowym, gdzie ich udział wynosił około 40%, natomiast na stanowiskach PP4A i PP4B nie przekraczał 10%.

Przeciętne zapylenie frakcji respirabilnej zmieniało się od 0,073 mg/m^3 (PP8A) do 10.236 mg/m^3 (PP6B). W rejonie pomiarów PP6 niższe zapylenie zostało zmierzone w miejscu zlokalizowanym bliżej kombajnu, gdzie wyniosło 2,626 mg/m^3 (PP6A) niż w punkcie zlokalizowanym kilkadziesiąt metrów dalej: 10,761 mg/m^3 (PP6B). Wynika to stąd, że podczas pomiarów na stanowisku PP6B kombajn pracował nieustannie, a na stanowisku PP6A sporadycznie: podczas pracy kombajnu w tym miejscu chwilowe zapylenie sięgało 13,069 mg/m^3. Maksymalne chwilowe stężenie masowe w zakresie cząstek o rozmiarach do 10 μm wynosiło około 26 mg/m^3 (PP1B). Prawdopodobnie i w tej lokalizacji nierytmiczna praca kombajnu była przyczyną, że stężenie masowe bliżej przodka było niższe w porównaniu ze stanowiskiem pomiarowym położonym dalej.

W tabeli 6 przedstawiono parametry statystyczne rozkładów ziarnowych. Wartość modalna, która oznacza rozmiar, dla którego stężenie osiąga wartość maksymalną, zmienia się od 13 nm (PP1A) do 259 nm (PP1B). Nie zawsze więc jest to zakres cząstek ultradrobnych lecz najczęściej jest położona w pobliżu górnej granicy tego zakresu. Średnie rozmiary cząstek zmieniają się od 61 nm (PP1A) do 267 nm (PP1B). Najwięcej dużych cząstek zaobserwowano w rejonie zbiornika wyrównawczego (PP4A/PP4B), gdzie średni rozmiar ważony ze względu na masę sięgał odpowiednio 12394 nm i 8465 nm, a najmniej w chodniku taśmowym, gdzie wynosił 1793 nm (PP2A) i 1887 nm (PP2B) w punktach PP2A i PP2B. Podczas tych pomiarów kombajn ścianowy pracował nieustannie.

Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono minimalne, średnie i maksymalne koncentracje oraz stężenia masowe aerozoli. Uzyskane wyniki wskazują na dużą zmienność warunków w rejonie eksploatacji, co przejawia się w sporych różnicach między wartościami minimalnymi, a maksymalnymi. Jednocześnie można zaobserwować jak znacząco rozmiar ważony ze względu na masę przesuwa się w kierunku większych aerozoli w porównaniu z przeciętną średnicą ważoną ze względu na koncentrację aerozoli.

Porównując pomiary wykonane w tym samym wyrobisku nie zaobserwowano spadku koncentracji cząstek dużych w dalszej odległości od źródła aerozolu wskutek osadzania grawitacyjnego. Wydaje się, że przyczyną jest nierytmiczna praca urządzeń i lokalne zaburzenia spowodowane podrywaniem się pyłu zgromadzonego na spągu.

Średnie stężenia cząstek i udziały procentowe poszczególnych frakcji

Tabela 4

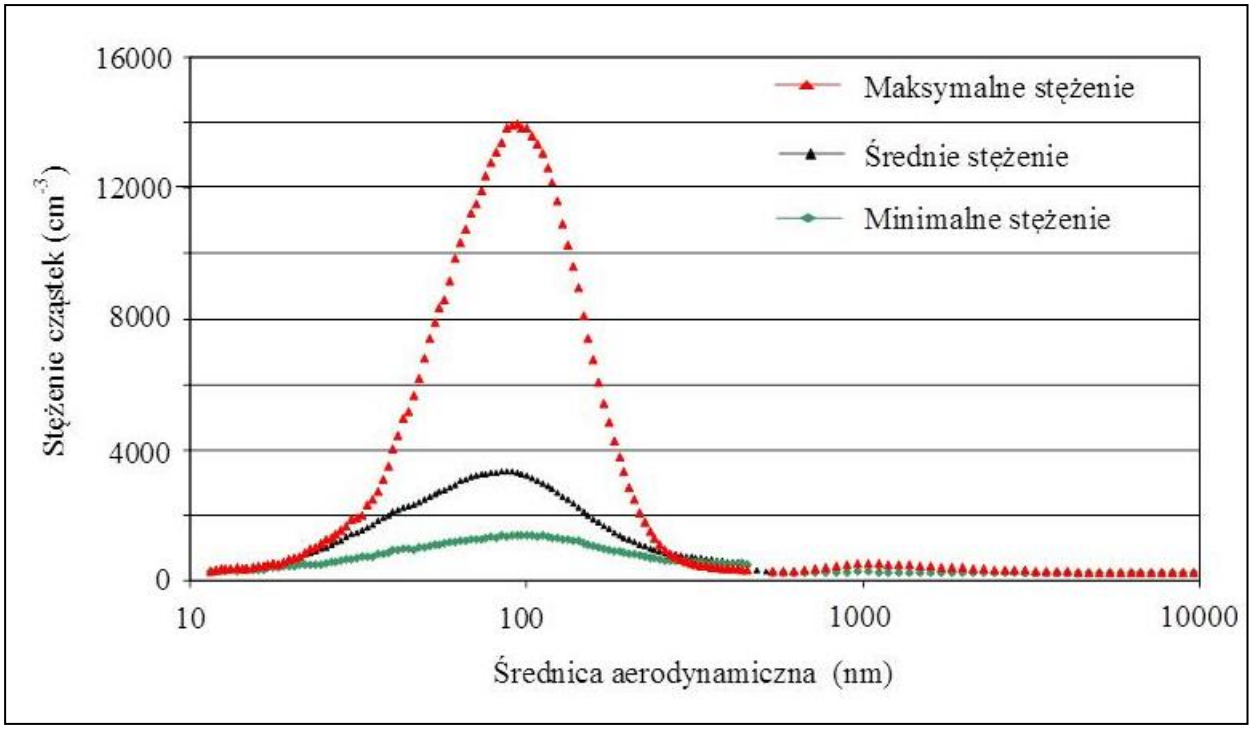
Miejsce	Całkowite stężenie cząstek	Zakresy rozmiarów aerodynamicznych, nm				
		12 - 100	100 - 1000	1000 - 2500	2500 - 10000	10000 - 20000
		Udziały procentowe				
	cm^{-3}	%	%	%	%	%
PP1A	71980	88.24	10.82	0.81	0.13	2.8E-05
PP1B	70366	15.60	82.01	2.10	0.29	3.0E-04
PP2A	52748	27.35	71.80	0.81	0.04	1.3E-05
PP2B	60604	42.14	57.13	0.69	0.04	1.2E-05
PP3A	145815	62.29	37.21	0.42	0.09	5.7E-05
PP3B	96953	57.40	42.38	0.18	0.05	1.0E-05
PP4A	19779	87.49	12.47	0.02	0.01	9.8E-04
PP4B	885	61.70	35.91	1.64	0.73	1.2E-02
PP5A	9329	69.30	30.70	-	-	-
PP5B	5796	76.39	23.61	-	-	-
PP6A	79908	53.25	46.23	0.44	0.08	1.2E-04
PP6B	107416	35.42	62.58	1.81	0.20	4.2E-04
PP7A	8736	63.77	35.76	0.39	0.08	3.4E-04
PP7B	12638	72.44	26.85	0.61	0.10	1.8E-04
PP8A	7587	61.57	38.34	0.07	0.02	2.1E-04
PP8B	27936	78.12	21.78	0.08	0.02	6.0E-05
Średnia	48655	59.53	39.72	0.72	0.13	1.0E-03
Minimum	885	15.60	10.82	0.02	0.01	1.0E-05
Maksimu	145815	88.24	82.01	2.10	0.73	1.2E-02

Średnie stężenia masowe i udziały procentowe poszczególnych frakcji

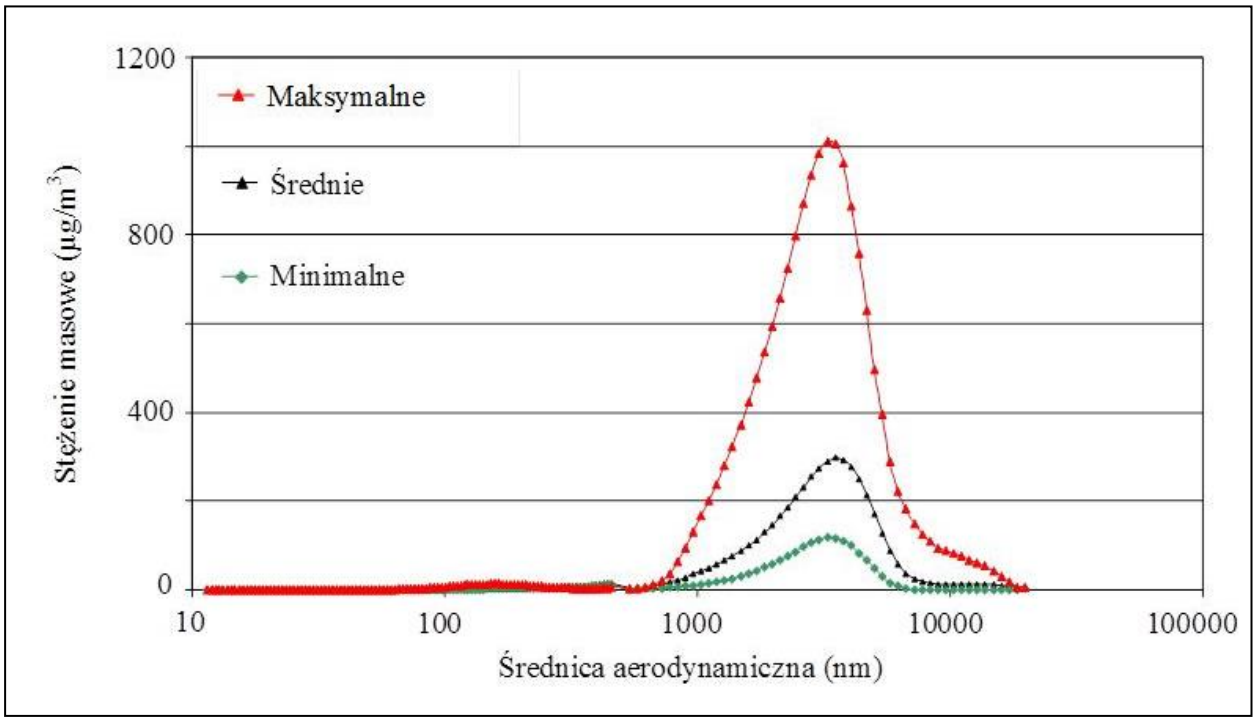
Tabela 5

Miejsce	Całkowite stężenie masowe	Zakresy rozmiarów aerodynamicznych, nm				
		12 - 100	100 - 1000	1000 - 2500	2500 - 10000	10000 - 20000
		Udziały procentowe				
	mg/m^3	%	%	%	%	%
PP1A	3.339	0.04	6.34	38.50	54.43	0.70
PP1B	9.167	0.01	11.20	35.11	51.47	2.21
PP2A	1.653	0.19	35.64	39.98	23.71	0.48
PP2B	1.557	0.28	30.88	42.18	26.15	0.51
PP3A	4.881	0.28	7.99	29.31	60.50	1.93
PP3B	1.742	0.46	8.84	25.26	64.74	0.69
PP4A	0.517	0.26	2.03	2.24	30.32	65.15
PP4B	0.480	0.01	1.07	7.11	58.40	33.40
PP5A	0.019	3.16	96.84	-	-	-
PP5B	0.007	5.67	94.33	-	-	-
PP6A	2.748	0.28	7.84	27.61	59.83	4.44
PP6B	10.761	0.06	10.62	36.52	47.93	4.88
PP7A	0.322	0.27	6.81	23.16	54.46	15.31
PP7B	0.553	0.16	6.75	30.29	56.18	6.62
PP8A	0.099	0.82	14.55	11.38	47.13	26.12
PP8B	0.246	1.04	10.14	22.09	55.46	11.27
Średnia	2.381	0.81	21.99	26.48	49.34	12.41
Minimum	0.007	0.01	1.07	2.24	23.71	0.48
Maksim	10.761	5.67	96.84	42.18	64.74	65.15

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys. 2. Rozkłady ziarnowe dla średnich, minimalnych i maksymalnych koncentracji cząstek na stanowisku PP3A



Rys. 3. Rozkłady ziarnowe stężenia masowego dla średnich, minimalnych i maksymalnych koncentracji cząstek na stanowisku PP3A

Parametry rozkładów ziarnowych dla średnich wartości stężeń cząstek

Tabela 6

Kod miejsca	Wartość modalna	Geometryczne odchylenie standardowe	Średnia geometryczna	Mediana stężeń	Mediana mas	Średni rozmiar ważony ze względu na liczbę cząstek	Średni rozmiar ważony ze względu na masę cząstek
	d_{Mod}	σ_g	d_g	M_n	M_m	d_n	d_m
	nm	-	nm	nm	nm	nm	nm
PP1A	13	2.758	26	15.99	2458	64	2837
PP1B	259	2.398	191	217.76	2458	267	3094
PP2A	133	2.029	149	143.04	1286	193	1793
PP2B	116	2.219	112	112.01	1382	155	1887
PP3A	91	2.055	82	78.86	2839	111	3286
PP3B	112	2.027	81	84.70	3051	104	3233
PP4A	47	1.898	48	44.82	12860	61	12394
PP4B	76	2.652	80	70.97	5829	160	8465
PP5A	-	-	-	-	-	90	-
PP5B	-	-	-	-	-	77	-
PP6A	94	1.977	92	90.74	3051.00	120	3798
PP6B	112	2.381	138	133.46	2458.00	206	3435
PP7A	97	2.178	73	78.86	3278.00	102	5248
PP7B	97	2.547	54	55.44	2839.00	91	3957
PP8A	91	1.970	79	81.67	4068.00	99	6583
PP8B	69	2.064	57	59.54	3051.00	74	4576
Średnia	101	2.225	90	91	3636	124	4613
Minimum	13	1.898	26	16	1286	61	1793
Maksimu	259	2.758	191	218	12860	267	12394

6. Ocena skuteczności zraszania

Strefa zraszania rozciągała się na odcinku kilkudziesięciu metrów. Podczas każdego cyklu trwającego około 2-3 minuty, instalacja zraszająca była przemieszczana ręcznie w kierunku stanowiska pomiarowego wzdłuż całej strefy. Wydatek strumienia wody wynosił 2 dm^3/min w górę wyrobiska, i 2 dm^3/min w kierunku spągu.

6.1. Ocena skuteczności zraszania podczas drugiej kampanii pomiarowej

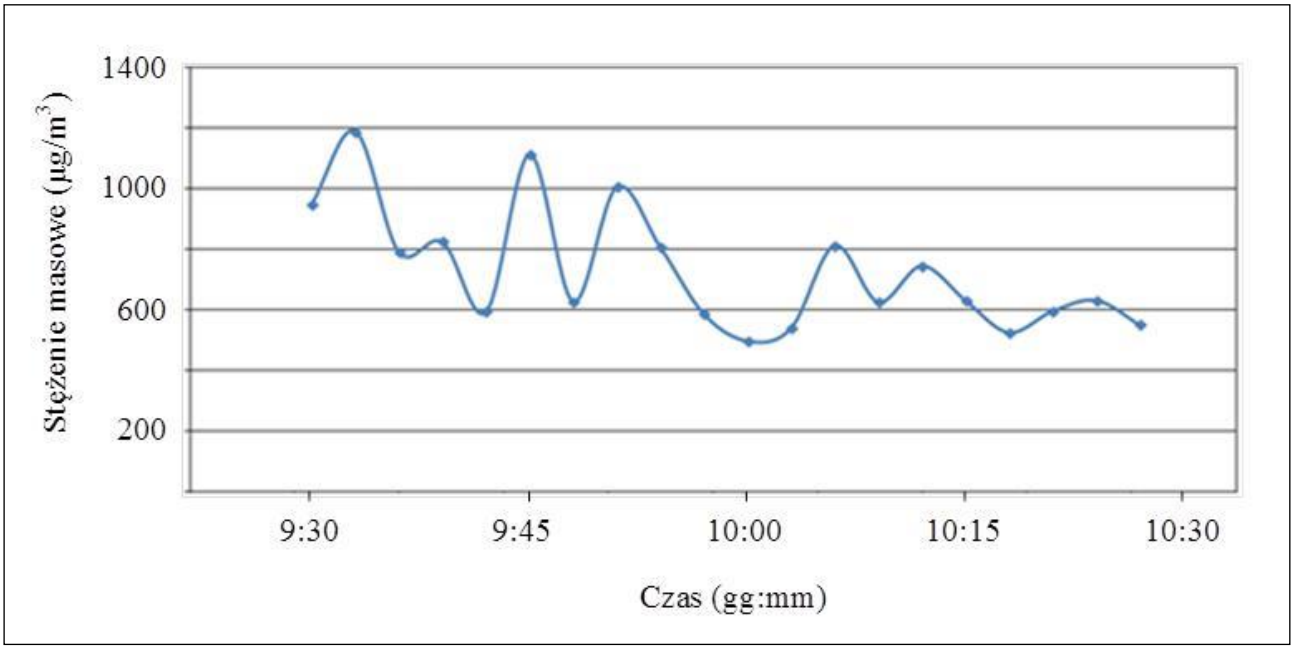
Przed rozpoczęciem zraszania wykonano pomiary tła w odległości 50 m i 100 m od końca strefy zraszania (PP1A, PP1B). Średnie stężenie masowe nie przekraczało 1 mg/m^3 (tabela 7), a największy udział miały cząstki gruboziarniste o rozmiarach powyżej 2500 nm. W miejscach pomiaru warunki ulegały znacznym zmianom. Każde przemieszczanie się osób w rejonie pomiarów powodowało wzbijanie pyłu zalegającego na spągu, co z kolei zmieniało zapylenie. Efekt ten był szczególnie widoczny na stanowisku PP1B (rys. 4). W dniu, w którym prowadzono zraszanie (PP2A, PP2B), średnie stężenie masowe również nie przekroczyło 1 mg/m^3, a rozkład ziarnowy był bardzo podobny. Jedyna widoczna różnica to znacznie mniejsza wartość przeciętna zapylenia w miejscu położonym bliżej końca strefy zraszania (PP2A). Również i w tym dniu wyniki pomiarów były zaburzane przez pył zgromadzony na spągu. W punkcie PP2A, mimo prowadzonego zraszania, stężenie masowe zmieniało się

cyklicznie. Należy zaznaczyć, że instalacja zraszająca była przemieszczana ręcznie, co również miało znaczący wpływ na wyniki pomiarów. W momencie rozpoczęcia pomiarów na stanowisku PP2B, strefa zraszania była już w znacznym stopniu nawilżona. Stężenie masowe nie wykazywało już silnych oscylacyjnych wahań i w dłuższym okresie czasu ulegało stopniowej redukcji o około 30% aż do zakończenia zraszania (rys. 5) mimo, że ruch osób w wyrobisku przebiegał jak zwykle. Zmniejszeniu uległo również stężenie cząstek, które zmalało o 50% (rys. 6). Oznacza to, że w większym stopniu uległa redukcji koncentracja cząstek, które nie wnosiły dużego udziału do zapylenia. Udział procentowy w całkowitej koncentracji cząstek ultradrobnych wynosił w tym miejscu 51%, drobnych 48%, a gruboziarnistych 0,08%.

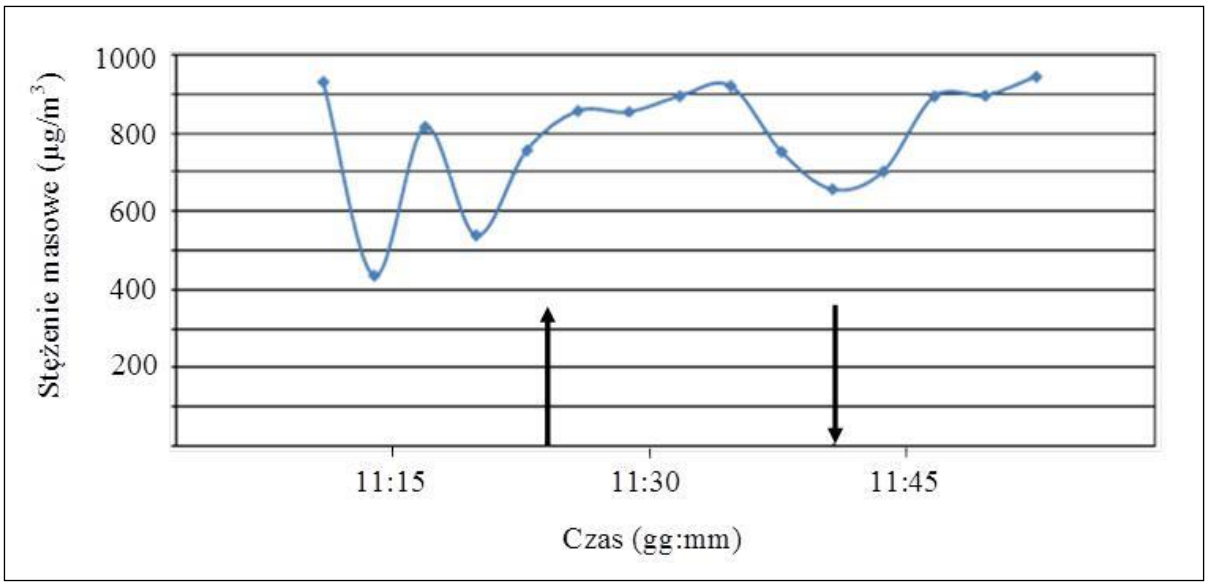
Średnie stężenia masowe oraz udziały procentowe poszczególnych frakcji

Tabela 7

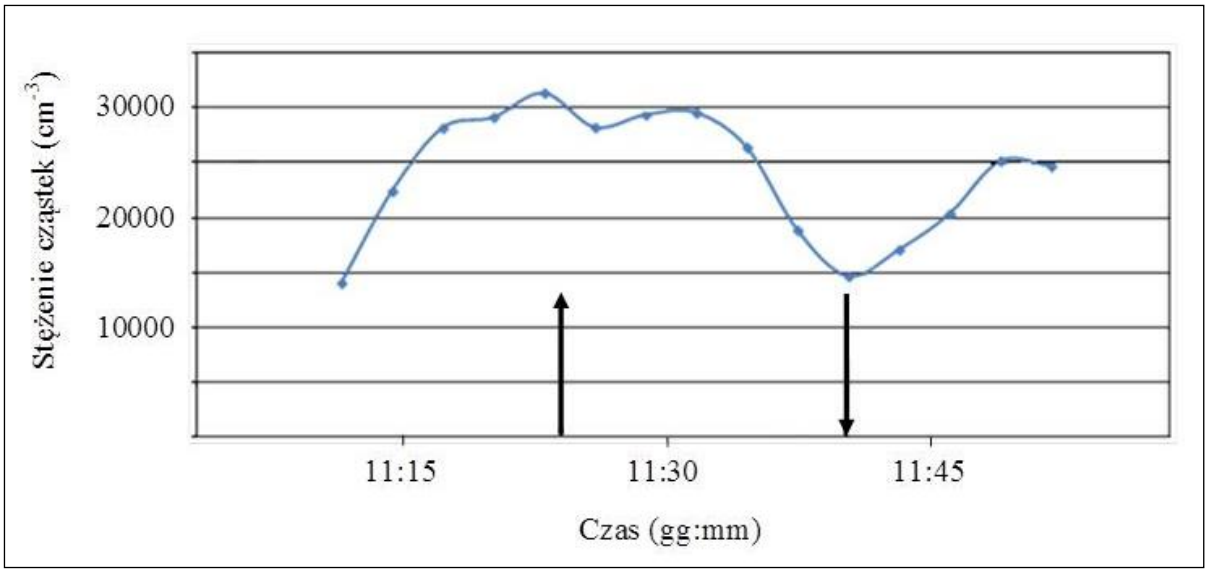
Kod pomiaru	Całkowite stężenie masowe, µg/m^3	Zakresy średnic aerodynamicznych, nm				
		12-100	100-1000	1000-2500	2500-10 000	10 000-20 000
		Udział procentowy				
PP1A	720	0.23	9.02	43.12	47.57	6.83E-02
PP1B	731	0.17	8.74	31.62	59.33	1.48E-01
PP2A	410	0.48	15.55	32.08	51.70	1.86E-01
PP2B	790	0.25	10.71	45.63	43.33	8.14E-02



Rys. 4. Zmiany stężenia masowego cząstek na stanowisku PP1B (100 m od strefy)



Rys. 5. Zmiany stężenia masowego cząstek na stanowisku PP2B (100 m od strefy). Strzałka czarna oznacza rozpoczęcie (↑) lub zakończenie (↓) zraszania



Rys. 6. Zmiany stężenia cząstek na stanowisku PP2B (100 m od strefy). Strzałka czarna oznacza rozpoczęcie (↑) lub zakończenie (↓) zraszania

6.2. Ocena skuteczności zraszania podczas trzeciej kampanii pomiarowej

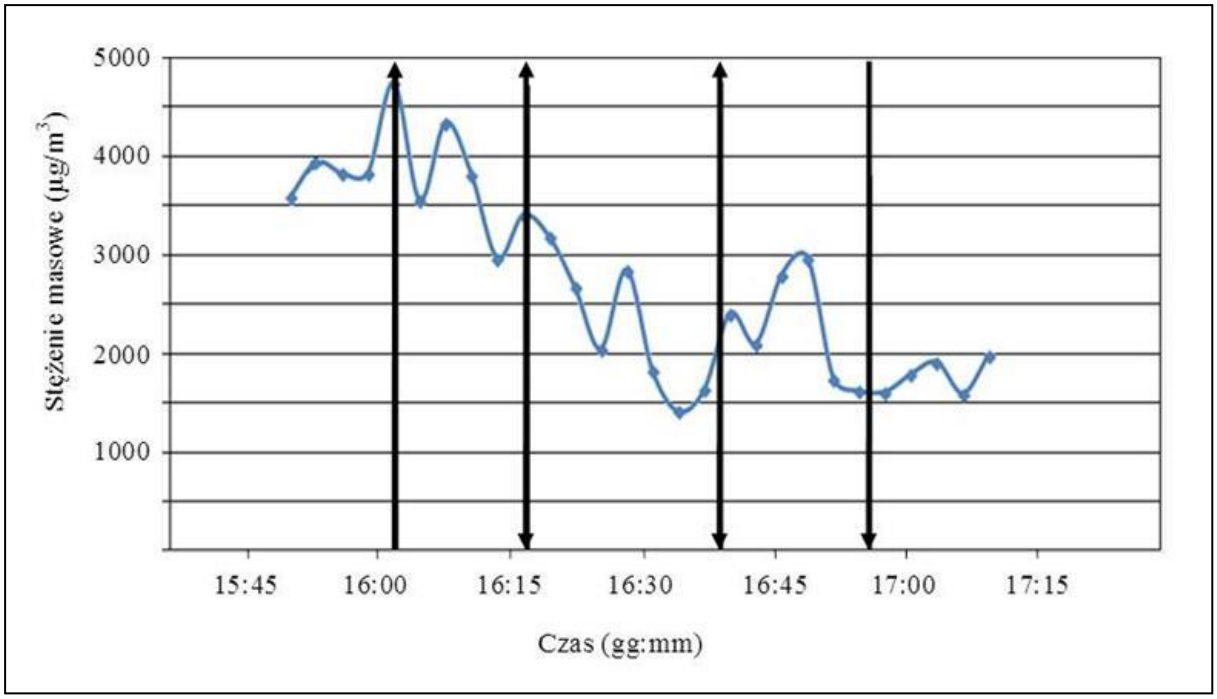
Podczas trwania tego cyklu pomiarów, spektrometry cząstek zostały ustawione w jednym miejscu w odległości 70 m od końca strefy zraszania. Z powodów technicznych w pierwszych dwóch dniach nie można było wykonać pomiarów z pomocą spektrometru SMPS (PP1 i PP2 w tabeli 8). Stąd brak wyników dla cząstek ultradrobnych i dolnego zakresu cząstek drobnych (do 105 nm). Stężenie masowe było znacznie większe niż podczas trwania drugiej kampanii pomiarowej i sięgało 4,4 mg/m^3. W miejscu pomiaru przemieszczały się jedynie osoby biorące udział w pomiarach. Z pomocą instalacji zraszającej wykonywano około 10 cykli zraszania, po czym następowało zbieranie próbek pyłu. W taki sposób w każdym dniu cały ten proces

powtórzono 3 razy. Wyniki uzyskane z pomocą spektrometrów cząstek wyraźnie korelują z tymi procesami. Każdorazowo przed rozpoczęciem nowego procesu zraszania, następuje wyraźny wzrost koncentracji związany z ruchem osób pobierających próbki, i jej spadek po rozpoczęciu kolejnych cykli. W sumie jednak, obserwując całość procesu zraszania miał miejsce znaczący wypadkowy spadek stężenia masowego i koncentracji cząstek w powietrzu mimo lokalnych oscylacji (rys. 7). Uwzględniając ostrożnie minimalne stężenie masowe przed rozpoczęciem zraszania i minimalne stężenie po jego rozpoczęciu, wypadkowa redukcja wyniosła 70% (z 3,5 mg/m^3 do 1,5 mg/m^3), głównie ze względu na eliminację z powietrza cząstek z zakresu 1000 nm do 10000 nm. Spadek koncentracji cząstek był mniejszy i wynosił 40%. Redukcja liczby cząstek, które wnosiły większy do stężenia masowego była zatem wyraźniejsza niż mniejszych cząstek. Udział procentowy w całkowitej koncentracji cząstek ultradrobnych wynosił w tym miejscu 56%, drobnych 44%, a gruboziarnistych 0,14%.

Średnie stężenia masowe oraz udziały procentowe poszczególnych frakcji

Tabela 8

Kod pomiaru	Całkowite stężenie masowe, µg/m^3	Zakresy średnic aerodynamicznych, nm				
		12-100	100-1000	1000-2500	2500-10 000	10 000-20 000
		Udziały procentowe frakcji, %				
PP1	4434	-	1,23	24,68	64,37	9,71
PP2	2577	-	3,39	40,28	56,01	0,32
PP3	2721	0,10	7,50	43,73	48,33	0,35



Rys. 7. Zmiany stężenia cząstek na stanowisku PP3.
Strzałka czarna oznacza rozpoczęcie (↑) lub zakończenie (↓) zraszania.

7. Podsumowanie

Badania rozkładów ziarnowych aerozoli stałych w pobliżu rejonów prowadzonej eksploatacji w podziemnej kopalni węgla kamiennego wykazały, że przeciętne udziały cząstek ultradrobnych w całkowitej koncentracji wynoszą 60%, cząstek drobnych 40%, a gruboziarnistych 0,1%. W kilku jednak miejscach położonych niedaleko czoła przodka lub w chodniku taśmowym niedaleko ściany koncentracja cząstek drobnych przeważała. Procentowo największy udział cząstek gruboziarnistych występował w pobliżu zbiornika wyrównawczego. Cząstki supergruboziarniste nie wnosiły znaczącego wkładu do całkowitej koncentracji.

Oszacowana wartość stężenia masowego wahała się na poszczególnych stanowiskach od 0.099 mg/m^3 do 10,761 mg/m^3. W przypadku stężenia masowego proporcje udziałów poszczególnych klas cząstek ulegają odwróceniu. Tutaj największy przeciętny udział mają najczęściej cząstki gruboziarniste (49%), a w dalszej kolejności cząstki drobne (48%) i mimo znikomej koncentracji cząstki supergruboziarniste (12%). Przeważająca liczba cząstek ultradrobnych rzutuje w niewielkim stopniu na stężenie masowe, gdzie stanowi średnio 0,8% jego całkowitej wartości.

Prowadzone zraszanie miało wpływ na stężenie masowe i koncentrację cząstek, zwłaszcza jeśli uwzględni się przebieg całego procesu. W krótkich odstępach czasu wielkości te ulegały dużym wahaniom o oscylacyjnym charakterze. Przyczyną zmian była nie sama eksploatacja, a wzbijanie się pyłu zalegającego spąg podczas przemieszczania się osób w miejscach prowadzenia pomiarów. W przeciągu całego okresu działania instalacji zraszającej można jednak zaobserwować wypadkową redukcję zarówno koncentracji cząstek w wymiarze 40-50%, jak i stężenia masowego w wymiarze 30-70%

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu” (akronim MEZAP, umowa nr PBS1/B2/4/2012, wartość projektu: 2 946 990,00 PLN), współfinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych I i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. Adamczyk, J., 2012. Basic geotechnical properties of mining and processing waste - a state of the art analysis. AGH J Min Geoeng. 36 (2), 31-41.

2. Hinds, C. W., 1999. Aerosol Technology, Properties, Behavior, and measurement of airborne particles (Second Edition) John Wiley & Sons, Inc, ISBN 0-471-19410-7, 49-54.

3. Oberdörster, G., Sharp, Z., Atudorei, V., Elder, A., Gelein, R., Kreyling, W., Cox, C., 2004. Translocation of Inhaled Ultrafine Particles to the Brain. Inhal Toxicol. 16, 437–445.
4. Ruzer, L.S. and Harley, N. H., 2005. Measurements, Dosimetry, and Health Effects. CRC PressBoca Raton London, New York, Washington, ISBN 1566706114, 78.

5. Skubacz K. 2009. Measurements of aerosol size distribution in Urban areas of Upper Silesia. Archives of Environmental Protection, 4 (35) 2009, pp. 23-34.

6. Somers, C. M., McCarry, B. E., Malek, F., Quinn, J. S., 2004. Reduction of Particulate Air Pollution Lowers the Risk of Heritable Mutations in Mice. Science. 304, 1008-1010.

7. Sung, D. J. and Kang, S. H, 1997. Measurement of coal particle size and shape with concentrated coal-water mixtures. Korean J Chem Eng. 14 (1), 1-7.

Badania wybuchowego pyłu węglowego w strefach zabezpieczających

Bogdan Malich – Główny Instytut Górnictwa
Krzysztof Cybulski – Główny Instytut Górnictwa
Małgorzata Wysocka – Główny Instytut Górnictwa
Krystian Skubacz – Główny Instytut Górnictwa
Aneta Wieczorek – Główny Instytut Górnictwa
Paweł Urban – Główny Instytut Górnictwa
Paweł Hyła – Kompania Węglowa, KWK „Brzeszcze”

1. Wprowadzenie

W ramach Programu Badań Stosowanych konsorcjum w składzie: Instytut Techniki Górniczej KOMAG jako lider projektu, Główny Instytut Górnictwa oraz Kompania Węglowa S.A., w okresie od listopada 2012 roku do października 2015 roku realizowała projekt *„Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu”* finansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju na podstawie umowy nr PBS1/B2/4/2012.

Strategicznym celem projektu było opracowanie, na bazie wyników badań dołowych, badań laboratoryjnych oraz wirtualnych symulacji modelu automatycznej strefy zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego, wykorzystującej zraszanie aerozolem powietrzno-wodnym. Zakłada się, że zautomatyzowanie procesu zraszania strefy zabezpieczającej poprawi bezpieczeństwo pracy i niezawodność stref zabezpieczających, a także zmniejszy pracochłonność ich wykonywania i odnawiania.

W kolejnych zadaniach badawczych projektu wykonywanych przez pracowników Głównego Instytutu Górnictwa, przeprowadzono szczegółowe badania pyłu węglowego w strefach zabezpieczających, a na podstawie uzyskanych wyników dokonano dogłębnej analizy kształtowania się zagrożenia wybuchem pyłu węglowego na długości badanych stref zabezpieczających w zakresie ilości i jakości zalegającego oraz osiadającego pyłu węglowego. Ponadto wyniki przeprowadzonych badań i wnioski sformułowane na podstawie uzyskanych parametrów charakteryzujących panujący w badanych wyrobiskach poziom zagrożenia wybuchem pyłu węglowego pozwoliły na opracowanie charakterystyki wpływu określonych frakcji pyłu na intensywność procesu powstania osadów pyłu węglowego na odcinkach stref zabezpieczających, a w szczególności na dokładne poznanie procesu osadzania się pyłu węglowego na obwodzie wyrobiska wzdłuż strefy zabezpieczającej oraz udziału w tym procesie poszczególnych frakcji pyłowych w zależności od odległości od frontu eksploatacyjnego [4].

W dalszych etapach projektu skorelowane wyniki powyższej analizy z warunkami górniczo-geologicznymi występującymi w badanych wyrobiskach stanowiły podstawę do określenia wartości parametrów techniczno-ruchowych modelu strefy zabezpieczającej przed wybuchem

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

pyłu węglowego, z zastosowaniem aerozolu powietrzno-wodnego w trakcie jej badań eksploatacyjnych w zakresie skuteczności neutralizacji pyłu węglowego oraz służyły jako punkt odniesienia do oceny skuteczności działania tego modelu.

Badania wybuchowego pyłu węglowego zostały prowadzone na odcinkach 200-metrowych stref zabezpieczających w następujących rejonach czynnych frontów eksploatacyjnych oraz w rejonach prowadzonych robót przygotowawczych Kopalni Węgla Kamiennego „BRZESZCZE" wchodzącej w skład Kompanii Węglowej S.A.

- **rejon frontów eksploatacyjnych (ścian):**
  - ściana nr 710 w pokł. 364 wschód,
    - chodnik wentylacyjny ściany 710 (nr 749),
    - chodnik taśmowy ściny 710 (nr 747),
  - ściana 121 w pokł. 364 zachód,
    - chodnik wentylacyjny ściany 121 (nr 552),
    - chodnik taśmowy ściany 121 (nr 551),
- **rejon robót przygotowawczych (przodki):**
  - przekop badawczy z pokł. 352 do pokł. 510 - przodek nr 568,
  - pochylnia badawcza II (chodnik taśmowy ściany 128a) - przodek 567,
- **rejon zbiornika wyrównawczego:**
  - przekop taśmowy poz. 630 m – strona północna,
  - przekop taśmowy poz. 630 m – strona południowa,
  - przekop pochyły.

W rozdziale wykorzystano raporty dokumentujące zrealizowane przez Główny Instytut Górnictwa zadania badawcze nr 3, nr 5 oraz nr 8 projektu [1, 2, 3]. Z uwagi jednak na obszerność tych raportów (łącznie ponad 600 stron, w tym 126 pozycji tabelarycznego oraz 296 pozycji graficznego ujęcia wyników badań) ograniczono się wyłącznie do przedstawienia wybranych wyników badań przeprowadzonych w chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747).

2. Strategia utrzymywania stref zabezpieczających

Pyłową profilaktykę przeciwwybuchową stanowi zestaw wieloetapowych działań opisywanych jako linie obrony przeciwko wybuchom pyłu węglowego. Dzieli się na linie podstawowe związane bezpośrednio ze zwalczaniem wybuchu i ograniczeniem możliwości jego powstania i przeniesienia w wyrobiskach górniczych oraz na linie pomocnicze, obejmujące działania wspomagające zwalczanie zagrożenia (m.in. kontrole, przepisy).

Cztery podstawowe linie obrony przeciwko wybuchom pyłu węglowego, tworzące jedyny i nierozerwalny system, opierają się na działaniach:

- ograniczanie powstawania pyłu węglowego, jego usuwaniu oraz zwalczaniu lotności pyłu, uniemożliwiając powstanie układu wybuchowego,

- zwalczanie możliwości zapoczątkowania wybuchu, poprzez redukcję możliwości zapłonu obłoku pierwotnego,
- przeciwdziałanie rozwojowi wybuchu pyłu węglowego (strefy zabezpieczające),
- ograniczanie zasięgu wybuchu (strategia stosowania zapór przeciwwybuchowych).

Fundamentalna zasada działania systemu funkcjonowania podstawowych linii obrony przeciwko wybuchom pyłu węglowego, polega na uruchamianiu kolejnych linii w przypadku, gdy działanie poprzednich linii okazało się nieskuteczne.

W celu niedopuszczenia do rozwoju i przenoszenia się wybuchu (propagacji) pyłu węglowego stosowana jest trzecia podstawowa linia obrony, w której zasadniczo stosowane są dwa rodzaje działań profilaktycznych – opylanie pyłem kamiennym lub zmywanie wodą. Podane przepisami górniczymi [5] oraz Polskimi Normami [6] długości odcinków wyrobisk, w których prowadzone jest opylanie pyłem kamiennym lub zmywanie wodą na całym obwodzie wyrobiska, we wszystkich kierunkach od miejsc możliwego zapoczątkowania wybuchu pyłu węglowego, noszą nazwę stref zabezpieczających. Inaczej strefę zabezpieczającą przed wybuchem pyłu węglowego definiuje się jako odcinek wyrobiska górniczego uznany według przepisów za bezpieczny pod względem możliwości powstania i przenoszenia się wybuchu pyłu węglowego. O tym czy przebieg wybuchu będzie poważnie utrudniony, czy też wręcz niemożliwy decyduje wyłącznie jakość wykonania stref zabezpieczających. Strefa zabezpieczająca wykonana jest prawidłowo, jeżeli zalegający na długości strefy pył kopalniany charakteryzuje się odpowiednią zawartością części niepalnych stałych lub zawiera wodę przemijającą w ilości uniemożliwiającej przeniesienie wybuchu pyłu węglowego. Wymóg ten obowiązuje w każdym miejscu strefy, na całej jej długości. Strefy zabezpieczające utrzymuje się na długości co najmniej 200 metrów od miejsc możliwego zapoczątkowania wybuchu pyłu węglowego (m.in. ściany, przodki – jako miejsca urabiania węgla).

Zawartość części niepalnych stałych w pyle kopalnianym w strefie zabezpieczającej, oznaczona zgodnie z Polskimi Normami, powinna wynosić co najmniej 70% w polach niemetanowych lub 80 % w polach metanowych, a w przypadku niespełnienia tych wymagań, zawartość wody przemijającej w pyle kopalnianym, uniemożliwiająca przeniesienie wybuchu pyłu węglowego, w strefie zabezpieczającej oblicza się według wzoru:

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

gdzie poszczególne symbole oznaczają:

W - zawartość wody przemijającej uniemożliwiająca przeniesienie wybuchu pyłu węglowego [%],

n - zawartość części niepalnych stałych w pyle kopalnianym [%],

W_{pw} - zawartość wilgoci przemijającej węgla (dla węgli pochodzących z różnych pokładów należy do obliczeń przyjąć najwyższą wartość W_{pw}) [%].

Częstotliwość kontroli zawartości części niepalnych stałych lub wody przemijającej w pyle kopalnianym w strefie zabezpieczającej, dokonywanych przez służby dla zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, ustala kierownik ruchu zakładu górniczego w zależności od intensywności osiadania pyłu, przy czym kontrole te powinny być przeprowadzane nie rzadziej

niż co 30 dni. Kontrolę strefy zabezpieczającej dokonuje się poprzez pobranie prób zalegającego pyłu kopalnianego, wykonanie odpowiednich analiz laboratoryjnych oraz porównanie uzyskanych wyników badań laboratoryjnych z wymogami określonymi w przepisach z zakresu zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

3. Charakterystyka zagrożeń naturalnych oraz wyposażenia technicznego

Ściana 710 (oddział G-3) w Kopalni Węgla Kamiennego „BRZESZCZE" prowadzona była w partii wschodniej pokładu 364. Średnia miąższość tego pokładu, zaklasyfikowanego jako typ 32.1, wynosiła 1,6 m, przy średnim upadzie wynoszącym 8 stopni. W stropie i w spągu pokładu występowały łupki ilaste.

Rejon ściany 710 w pokładzie 364 wschód znajdował się w polu IV kategorii zagrożenia metanowego, a wszystkie wyrobiska wydrążone w tym pokładzie zostały zaklasyfikowane do pomieszczeń „c" niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz zaliczone do klasy „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. W wyrobiskach objętych badaniami nie występowało zagrożenie tąpaniami oraz zagrożenie radiacyjne, a pokład węgla został sklasyfikowany jako nieskłonny do wyrzutów gazów i skał. W rejonie badanych wyrobisk występował pierwszy i drugi stopień zagrożenia wodnego.

W chodnikach przyścianowych ściany 710 w pokładzie 364 wschód strefy zabezpieczające wykonywane były poprzez opylanie pyłem kamiennym wodoodpornym na całym obwodzie wyrobiska, łącznie z obudową do zawartości co najmniej 80 % części niepalnych stałych. Strefy zabezpieczające w tych chodnikach utrzymywane były na całej ich długości uzależnionej od wybiegu tych wyrobisk związanego z postępem eksploatacji ściany. W trakcie prowadzonych badań wybieg, a tym samym długość strefy zabezpieczającej w chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747) wynosiła 548 m, a w chodniku wentylacyjnym ściany 710 (nr 749) wynosiła 472 m. Rejon ściany 710 zabezpieczony był pyłowymi pomocniczymi zaporami przeciwwybuchowymi zabudowanymi w chodniku wentylacyjnym ściany 710 (nr 749), chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747), a także pyłowymi głównymi zaporami przeciwwybuchowymi zabudowanymi w pochylni transportowo-wentylacyjnej (nr 745). Służby pyłowe KWK „BRZESZCZE", zgodnie z wymogami obowiązujących aktualnie przepisów górniczych, kontrolę stref zabezpieczających oraz zapór przeciwwybuchowych prowadziły z częstotliwością nie rzadziej niż co 30 dni.

W rejonie ściany 710 w pokładzie 364 wschód stosowana była wentylacja obiegowa. Prędkość powietrza i jego wydatek w chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747) wynosiła odpowiednio 1,45 m/s oraz 1240 m^3/min., a temperatura powietrza kształtowała się na poziomie 27,2 ^{0}C.

Do urabiania węgla w ścianie 710 zastosowano kombajn ścianowy JOY 4LS20, natomiast odstawa urobku była realizowana przenośnikiem zgrzebłowym ścianowym RYBNIK-850, przenośnikiem zgrzebłowym podścianowym GROT-750/S oraz przenośnikami taśmowymi PIOMA 1000 i GWAREK 1000. W okresie prowadzonych badań wielkość dobowego wydobycia urobku z tej ściany wynosiła 1600 ton (średniomiesięcznie 35 000 ton), a jej dobowy postęp kształtował się na poziomie 3 m (średniomiesięcznie 70 m).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

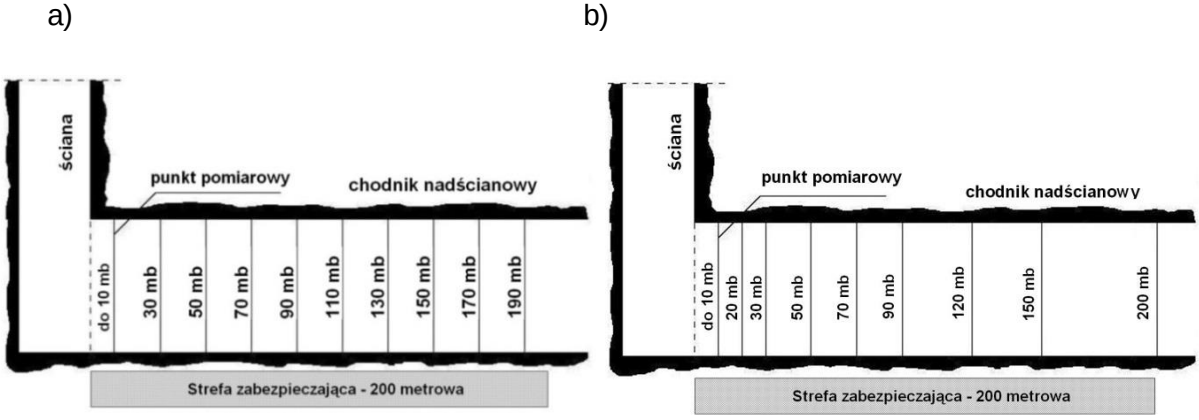
4. Metodyka badań

Metodykę prowadzenia badań rzeczywistego stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego na odcinkach stref zabezpieczających w rejonach frontów eksploatacyjnych i robót przygotowawczych z uwzględnieniem rozkładu frakcyjnego opracowano na podstawie zakresu merytorycznego prac sformułowanego w założeniach do projektu, przy jednoczesnym wykorzystaniu odpowiednich zapisów zawartych w Polskich Normach [6] oraz w zakładowych procedurach badawczych i instrukcji pomiarowych Zakładu Zwalczania Zagrożeń Pyłowych Kopalni Doświadczalnej "BARBARA" Głównego Instytutu Górnictwa [7]. Badania wybuchowego pyłu węglowego w strefach zabezpieczających wykonywano zgodnie ze szczegółowymi instrukcjami pobierania prób zalegającego pyłu kopalnianego oraz wykonywania pomiarów intensywności osiadania pyłu.

W rejonie czynnych frontów eksploatacyjnych (chodniki przyścianowe) punkty pomiarowe dla pobierania prób zalegającego pyłu kopalnianego zostały dobrane tak, aby w równych odstępach między sobą obejmowały odcinki pierwszych 200 metrów stref zabezpieczających.

W chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747) wyznaczono (rys. 1):

- 10 punktów pomiarowych dla pobierania prób zalegającego pyłu kopalnianego, których lokalizacja została dobrana tak, by w równych odstępach między sobą obejmowały całą 200-metrową strefę zabezpieczającą. Pierwszy punkt pomiarowy został wyznaczony w odległości 10 metrów od skrzyżowania ściany z chodnikiem taśmowym, natomiast pozostałe punkty były między sobą oddalone o 20 m,
- 9 punktów pomiarowych dla pomiarów intensywności osiadania pyłu, przy czym pierwszy punkt pomiarowy został wyznaczony w odległości 10 metrów od skrzyżowania ściany z chodnikiem taśmowym, natomiast lokalizacja pozostałych punktów została dobrana w taki sposób, aby wraz z oddalaniem się od ściany odległości pomiędzy nimi wzrastały. Odległości pomiędzy poszczególnymi punktami pomiarowymi wynosiły: 10 m, 10 m, 20 m, 20 m, 20 m, 30 m, 30 m oraz 50 m.

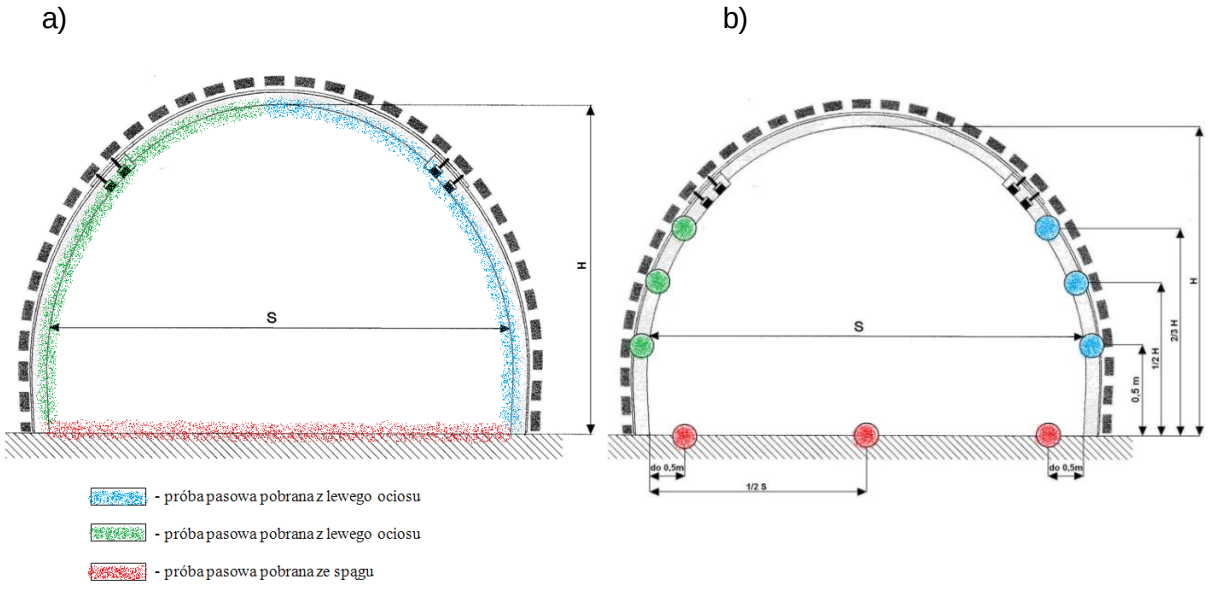


Rys. 1. Lokalizacja punktów pomiarowych (źródło: [1]):
a) pobieranie prób zalegającego pyłu kopalnianego, b) pomiar intensywności osiadania pyłu

W zależności od stopnia zawilgocenia zalegającego pyłu kopalnianego, próby pobierano metodą pasową (pył suchy i lotny) lub metodą punktową, gdy był całkowicie pozbawiony lotności (pył mokry) – rys. 2.

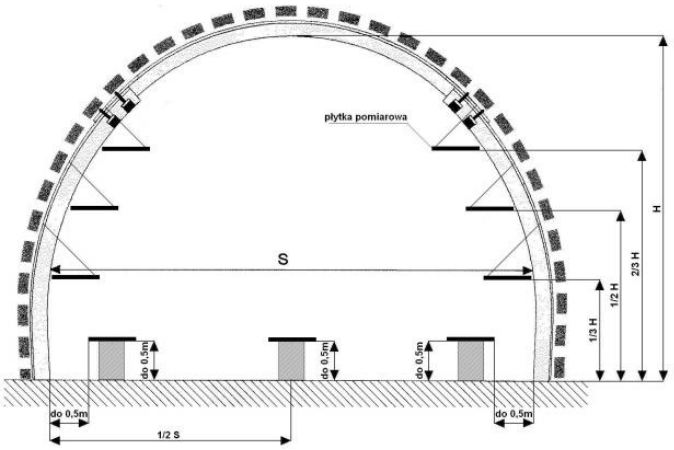
Pobieranie prób pyłu kopalnianego metodą pasową polegało na zbieraniu (zmiataniu) pyłu kopalnianego z całego obwodu wyrobiska (strop, ociosy, spąg) w pasie o szerokości 20 cm w wyznaczonych punktach pomiarowych. Zebrany pył przesiewano przez sito o wymiarach oczek 3x3 mm na płótno lniane, a uzyskany przesiew dokładnie mieszano i pobrano z niego próbę do szczelnego pojemnika. Pył zebrany z lewego ociosu, prawego ociosu oraz ze spągu pobierano do osobnych pojemników i traktowano jako niezależne próby. Pobieranie prób pyłu kopalnianego metodą punktową polegało na pobieraniu prób pyłu z powierzchni kół o średnicy 0,2 m w przekroju wyrobiska, przy czym lokalizacja tych kół na poszczególnych ociosach i na spągu była następująca: ociosy - 0,5 m od spągu, 1/2 oraz 2/3 wysokości wyrobiska) oraz spąg – w osi wyrobiska oraz 0,5 m od lewego i prawego ociosu. Podobnie, jak w przypadku metody pasowej, próby pyłu pobrane z lewego ociosu, prawego ociosu oraz spągu traktowane były niezależnie.

Każdą pobraną próbę pyłu kopalnianego umieszczono w szczelnym pojemniku i wraz z jej dokładnym opisem, bez zbędnej zwłoki, dostarczono do Laboratorium Zakładu Zwalczania Zagrożeń Pyłowych Kopalni Doświadczalnej “BARBARA” Głównego Instytutu Górnictwa w celu wykonania badań laboratoryjnych [6]. W miejscu pobierania prób wykonywano pomiary przekroju poprzecznego wyrobiska.



Rys. 2. Organizacja pobierania prób zalegającego pyłu w punktach pomiarowych (źródło: [1]): a) metoda pasowa, b) metoda punktowa

Pomiar intensywności osiadania pyłu wykonywano w ciągu jednej doby za pomocą płytek pomiarowych o wymiarach 25x25 cm. W każdym punkcie pomiarowym na ociosach wyrobiska płytki mocowano do elementów obudowy odpowiednio na 1/3 i 2/3 wysokości wyrobiska oraz w połowie jego wysokości, natomiast na spągu rozkładano trzy płytki pomiarowe na wysokości do 0,5 m od spągu (położone na podkładkach) w odległości 0,5 m od lewego i prawego ociosu oraz w osi wyrobiska (rys. 3). Pomiar intensywności osiadania pyłu oceniano niezależnie dla lewego i prawego ociosu oraz dla spągu wyrobiska, przy czym pył zebrany z poszczególnych płytek stanowił osobne próby.



Rys. 3. Organizacja pomiarów intensywności osiadania pyłu w punktach pomiarowych (źródło: [1]):

Pomiary intensywności osiadania pyłu oraz prace związane z pobieraniem prób zalegającego pyłu kopalnianego wykonywali pracownicy Zakładu Zwalczania Zagrożeń Pyłowych Kopalni Doświadczalnej "BARBARA" Głównego Instytutu Górnictwa, którzy posiadają wieloletnie doświadczenie w tym zakresie i zostali przeszkoleni w oparciu o metodykę badań opracowaną na potrzeby projektu.

5. Wyniki badań rzeczywistego stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego

Analiza wyników badań dołowych wykonanych w trakcie normalnego ruchu produkcyjnego kopalni w chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747) oraz wyników analiz laboratoryjnych pobranych prób pyłu pozwoliła na opisanie kształtowania się w tym wyrobisku rzeczywistego stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego poprzez określenie:

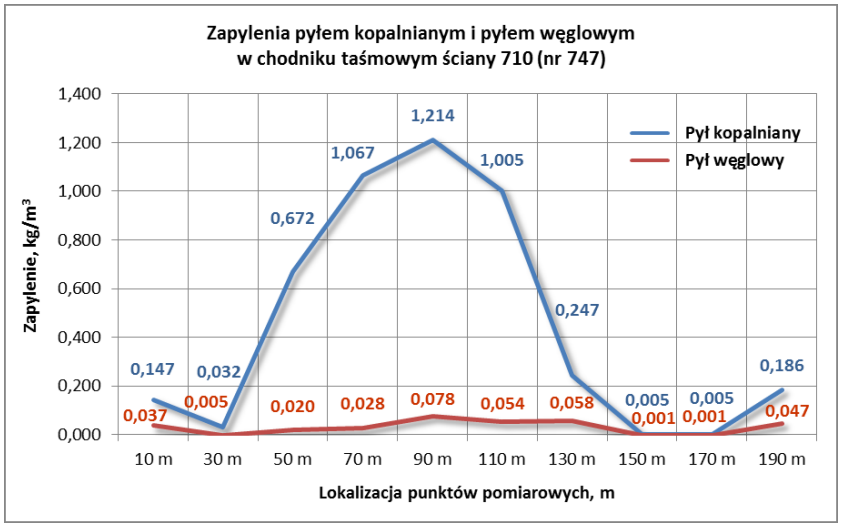
- wielkości zapylenia pyłem kopalnianym i pyłem węglowym,
- procentowej zawartości części niepalnych stałych oraz wody przemijającej w zalegającym pyle kopalnianym,
- występowania odcinków wyrobisk z niezabezpieczonym pyłem kopalnianym,
- poziomu zabezpieczenia pyłu kopalnianego w zakresie utrzymywania wymogów dotyczących stref zabezpieczających oraz miejsc zabudowy zapór przeciwwybuchowych,
- kształtowania się wielkości rozkładu frakcyjnego zalegającego pyłu kopalnianego,
- wielkości intensywności osiadania pyłu kopalnianego i pyłu węglowego.

5.1. Zapylenie pyłem kopalnianym oraz pyłem węglowym

Zapylenie pyłem kopalnianym w poszczególnych punktach pomiarowych (rys. 4) wynosiło:

- na lewym ociosie **od 0,002 kg/m^3** (30 m, 50 m i 150 m) **do 0,005 kg/m^3** (70 m i 110 m), średnio na długości strefy **0,003 kg/m^3,**
- na prawym ociosie **od 0,002 kg/m^3** (130 m) **do 0,016 kg/m^3** (30 m), średnio na długości strefy **0,006 kg/m^3,**
- na spągu **od 0,013 kg/m^3** (30 m) **do 1,202 kg/m^3** (90 m), średnio na długości strefy **0,561 kg/m^3,**
- łącznie (dla obu ociosów i spągu) **od 0,005 kg/m^3** (150 m i 170 m) **do 1,214 kg/m^3** (90 m), średnio na długości strefy **0,458 kg/m^3.**

Znaczna ilość zalegającego pyłu kopalnianego na środkowym odcinku strefy pochodziła z przebudowywanej w tym miejscu pyłowej zapory przeciwwybuchowej (pył kamienny wcześniej umieszczony na półkach zapory został zrzucony na spąg, a konstrukcja zapory została wykorzystana do budowy nowej zapory w innym miejscu wyrobiska).



Rys. 4. Zapylenie pyłem kopalnianym i pyłem węglowym (źródło: [2])

Zapylenie pyłem węglowym w poszczególnych punktach pomiarowych (rys. 4) wynosiło:

- na lewym ociosie **od poniżej 0,001 kg/m^3** (30 m, 50 m, 70 m, 90 m i 110 m) **do 0,001 kg/m^3** (10 m, 130 m, 170 m i 190 m), średnio na długości strefy **0,001 kg/m^3,**
- na prawym ociosie **od poniżej 0,001 kg/m^3** (70 m, 130 m, 150 m i 170 m) **do 0,003 kg/m^3** (30 m), średnio na długości strefy **0,001 kg/m^3,**
- na spągu **od 0,001 kg/m^3** (30 m) **do 0,077 kg/m^3** (90 m), średnio na długości strefy **0,039 kg/m^3,**
- łącznie (dla obu ociosów i spągu) **od 0,001 kg/m^3** (150 m i 170 m) **do 0,078 kg/m^3** (90 m), średnio na długości strefy **0,033 kg/m^3.**

Znaczna różnica w ilościach zalegającego pyłu węglowego i kopalnianego wynikała z faktu, iż w strefie zalegał głównie pył kamienny pochodzący z pyłowej profilaktyki przeciwwybuchowej.

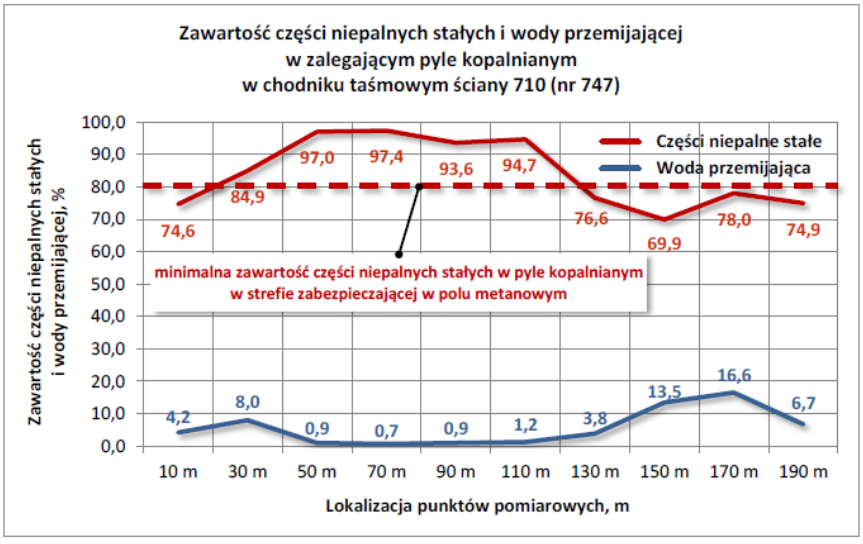
W wyrobisku stwierdzono znaczne różnice w ilości zalegającego zarówno pyłu kopalnianego, jak i węglowego na ociosach i na spągu wyrobiska. Udział procentowy ilości zalegającego pyłu na ociosach w stosunku do spągu wynosił zaledwie 1,6 % w przypadku pyłu kopalnianego oraz 5,1 % w przypadku pyłu węglowego. Sytuacja ta była konsekwencją zabudowy na ociosach chodnika siatki MM, co ogranicza gromadzenie się na niej osadów pyłowych.

Z uwagi na fakt, iż w punktach pomiarowych na 150 m i na 170 m na spągu wyrobiska zalegał mokry, całkowicie pozbawiony lotności, pył kopalniany podane zapylenie pyłem kopalnianym, jak i węglowym odnosi się wyłącznie dla ociosów wyrobiska.

5.2. Zawartość części niepalnych stałych oraz wody przemijającej w zalegającym pyle kopalnianym

Zawartość części niepalnych stałych w zalegającym pyle kopalnianym w poszczególnych punktach pomiarowych (rys. 5) wynosiła:

- na lewym ociosie **od 64,8 %** (150 m) **do 94,5 %** (90 m), średnio na długości strefy **81,7 %,**
- na prawym ociosie **od 78,6 %** (190 m) **do 92,7 %** (70 m), średnio na długości strefy **86,6 %,**
- na spągu **od 62,2 %** (150 m) **do 97,4 %** (70 m), średnio na długości strefy **83,5 %,**
- średnio (dla obu ociosów i spągu) **od 69,9 %** (150 m) **do 97,4 %** (70 m), średnio na długości strefy **84,2 %,**
- Zawartość wody przemijającej w zalegającym pyle kopalnianym w poszczególnych punktach pomiarowych (Rys. nr 5) wynosiła:
- na lewym ociosie **od 1,0 %** (90 m) **do 8,0 %** (150 m), średnio na długości strefy **3,5 %,**
- na prawym ociosie **od 1,8 %** (70 m i 90 m) **do 8,9 %** (10 m), średnio na długości strefy **4,3 %,**
- na spągu **od 0,7 %** (70 m) **do 16,6 %** (170 m), średnio na długości strefy **5,7 %.**



Rys. 5. Zawartość części niepalnych stałych oraz wody przemijającej w zalegającym pyle kopalnianym (źródło: [2])

Najmniejsze zawartości części niepalnych stałych w zalegającym pyle kopalnianym stwierdzono w pierwszym punkcie pomiarowym, co było spowodowane przede wszystkim zwiększoną intensywnością osiadania pyłu węglowego pochodzącą z zabudowanych na tym odcinku wyrobiska przesypów urządzeń odstawczych oraz w punktach zlokalizowanych na końcu badanej strefy, gdzie zalegający pył kopalniany był mokry i całkowicie pozbawiony lotności.

Zalegający w chodniku pył kopalniany był suchy i lotny, za wyjątkiem zlokalizowanych na 150 m i na 170 m punktów pomiarowych, w których zalegający na spągu pył był mokry i całkowicie pozbawiony lotności. Duża wodoodporność pyłu kamiennego stosowanego do opylania powodowała, że w miejscach, w których w zalegającym pyle stwierdzano dużą zawartość części niepalnych stałych stwierdzano jednocześnie niewielką zawartość w nim wody przemijającej.

5.3. Występowanie odcinków wyrobisk z niezabezpieczonym pyłem kopalnianym

Jednym z głównym czynników wpływających na kształtowanie się rzeczywistego stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego jest możliwość występowania w wyrobiskach odcinków z niezabezpieczonym pyłem kopalnianym. Pył taki przy wystąpieniu czynnika aerodynamicznego (podmuchu) może utworzyć obłok pyłowo-powietrzny, który przy zaistnieniu czynnika termicznego (inicjału) zdolny jest do zapoczątkowania wybuchu. Poziom niebezpieczeństwa zagrożenia wybuchem pyłu węglowego związany z występowaniem odcinków wyrobisk, na których zalega niezabezpieczony pył kopalniany określony jest przede wszystkim ilością zawartego w nim pyłu węglowego przekraczającą 0,030 kg/m^3 wyrobiska (po odliczeniu zawartości części niepalnych stałych).

Na lewym i prawym ociosie chodnika występowały trzy odcinki z niezabezpieczonym pyłem kopalnianym (0÷20 mb, 141÷200 mb) oraz (181÷200 mb), ale w tych przypadkach ilość zalegającego na nich pyłu była niewielka i nie przekraczała 0,004 kg/m^3 wyrobiska.

Na spągu wyrobiska występowały trzy odcinki z niezabezpieczonym pyłem kopalnianym (0÷20 mb, 121÷140 mb, 181÷200 mb), na których ilość zalegającego pyłu węglowego wynosiła odpowiednio: 0,036, 0,057 oraz 0,045 kg/m^3 wyrobiska oraz jeden odcinek z niezabezpieczonym pyłem kopalnianym (141÷180 mb), na którym zalegał mokry, całkowicie pozbawiony lotności pył kopalniany, jednak zawartość wody przemijającej w tym pyle była większa niż minimalna ilość wody przemijającej uniemożliwiającej przeniesienie wybuchu pyłu węglowego.

5.4. Poziom zabezpieczenia pyłu kopalnianego w strefie zabezpieczającej

Na rysunku 5 przedstawiono kształtowanie się zawartości części niepalnych stałych w zalegającym pyle kopalnianym w poszczególnych punktach pomiarowych w stosunku do wymogów aktualnie obowiązujących przepisów górniczych w zakresie utrzymywania stref zabezpieczających (czerwona pozioma przerywana linia). Zgodnie z obowiązującymi przepisami górniczymi [5b] zawartość części niepalnych stałych w pyle kopalnianym w strefach zabezpieczających w polach metanowych, określona zgodnie z wymogami Polskiej Normy [6a] powinna wynosić co najmniej 80%. Norma wymaga podania tylko jednej, uśrednionej wartości liczbowej określającej zawartość części niepalnych stałych w pyle kopalnianym w strefie zabezpieczającej.

W opracowanej na potrzeby projektu metodyce badań, dla uzyskania lepszej dokładności pomiarów, nie tylko zwiększono dwukrotnie w stosunku do wymagań tej normy (z 5 do 10) liczbę punktów pomiarowych, ale również oprócz oceny całej 200-metrowej strefy (średniej dla wszystkich punktów pomiarowych), dodatkowo oddzielnej ocenie poddano wyniki uzyskane w poszczególnych punktach pomiarowych (średnia ważona dla całego obwodu wyrobiska).

W poszczególnych punktach pomiarowych, w których zalegał suchy (lotny) pył kopalniany, stwierdzono występowanie trzech odcinków (0÷20 mb, 121÷140 mb, 181÷200 mb), gdzie nie był on zabezpieczony. Zawartość części niepalnych stałych w pyle kopalnianym w tych punktach wynosiła odpowiednio 74,6%, 76,6% oraz 74,9%.

W punktach pomiarowych, w których zalegający pył kopalniany był mokry i całkowicie pozbawiony lotności był on zabezpieczony przed wybuchem, gdyż określona rzeczywista zawartość wody przemijającej w tym pyle była większa niż wymagana przepisami [5b] minimalna zawartość wody przemijającej uniemożliwiającej przeniesienie wybuchu pyłu węglowego.

Obliczona zgodnie z wymogami Polskiej Normy, średnia zawartość części niepalnych stałych w pyle kopalnianym na długości całej 200-metrowej strefy zabezpieczającej wynosiła 84,2 % i była zgodna z aktualnie obowiązującymi przepisami górniczymi w tym zakresie.

5.5. Poziom zabezpieczenia pyłu kopalnianego w miejscach zabudowy zapór

W przypadku stosowania pyłowych zapór przeciwwybuchowych, aktualnie obowiązujące przepisy górnicze [5b] nakazują, by w polach metanowych wyrobisko w miejscu jej zabudowy było opylone pyłem kamiennym do zawartości co najmniej 80% części niepalnych stałych.

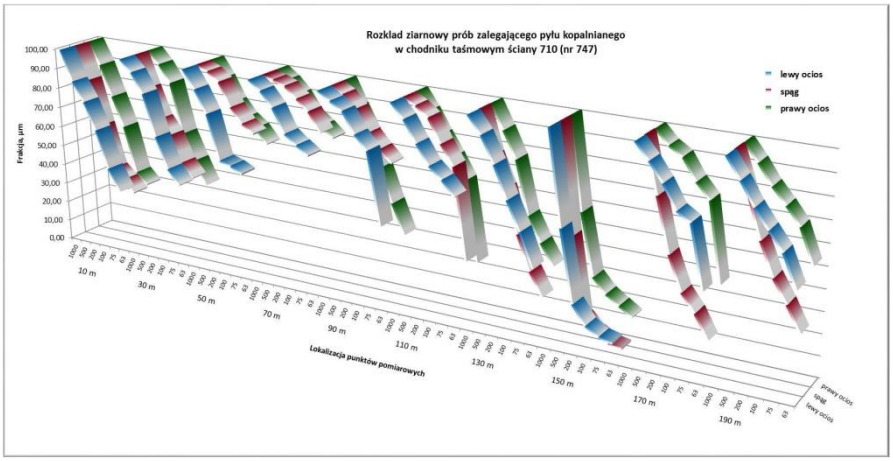
Na długości zabudowanej w chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747) pyłowej zapory przeciwwybuchowej zlokalizowane były 4 punkty pomiarowe. Zawartość części niepalnych stałych w zalegającym pyle kopalnianym w tych punktach wynosiła odpowiednio 97,0%, 97,4%, 93,6% oraz 94,7% (średnio 95,7%), co wskazywało, że wymogi aktualnie obowiązujących przepisów górniczych w zakresie pyłowej profilaktyki przeciwwybuchowej stosowanej w miejscach zabudowy pyłowych zapór przeciwwybuchowych były spełnione.

5.6. Rozkład frakcyjny zalegającego pyłu kopalnianego

Dla pobranych prób zalegającego pyłu kopalnianego przeprowadzono, niezależnie dla obu ociosów, jak i dla spągu, analizę kształtowania się wielkości rozkładów frakcyjnych (rys. 6).

Analizę wykonywano za pomocą zestawu sit o wielkościach: 1 mm, 0,5 mm, 0,2 mm, 0,1 mm, 0,075 mm oraz 0,063 mm zabudowanych na wstrząsarce.

Przeprowadzenie takiej analizy było niezbędne dla właściwego doboru rodzajów dysz zraszających oraz wartości parametrów ich pracy w celu skutecznego pozbawiania lotności osadów pyłowych zalegających na tych częściach wyrobiska przy wykonywaniu i odnawianiu stref zabezpieczających wykorzystujących zraszanie aerozolem powietrzno-wodnym.



Rys. 6. Rozkład ziarnowy prób zalegającego pyłu kopalnianego (źródło: [2])

Przeprowadzona analiza kształtowania się wielkości rozkładów frakcyjnych prób zalegającego pyłu kopalnianego wykazała, że są one ściśle powiązane nie tylko z wielkością udziału pyłu kamiennego w zalegającym pyle kopalnianym, ale także z wielkością jego zawilgocenia.

Pył kamienny wodoodporny stosowany do opylania wyrobisk charakteryzuje się wysokim, procentowym udziałem zwłaszcza drobnych frakcji, dlatego też pył kopalniany o wysokiej zawartości części niepalnych stałych (duży udział pyłu kamiennego) przejawia podobne właściwości. Zależność tą wykazały szczególnie wyniki badań przeprowadzone w punktach pomiarowych zlokalizowanych na odcinku od 50 do 110 mb badanej strefy, gdzie ilość pyłu przechodzącą przez sito o najmniejszych wymiarach oczek (0,063 mm) stanowiła ponad 70%.

W miarę wzrostu zawilgocenia pyłu procentowy udział drobnych frakcji pyłu malał na rzecz frakcji grubszych. Dobrym przykładem może tutaj być próba pobrana ze spągu w punkcie pomiarowym na 150 mb strefy, gdzie w mokrym i pozbawionym lotności pyle kopalnianym udział frakcji przechodzącej przez najmniejsze sita, odpowiednio o wymiarach 0,063 mm, 0,075 mm, czy też 0,1 mm wynosił zaledwie 2,7, 3,7 oraz 7,3%.

Dość charakterystycznym było to, że wielkości rozkładów frakcyjnych pyłu kopalnianego zalegającego zarówno na ociosach, jak i spągu w danym punkcie pomiarowym były do siebie zbliżone. Wynikało to z faktu, iż decydujące znaczenie miała tutaj ilość pyłu kamiennego pochodzącego z opylania wyrobiska podczas odnawiania strefy zabezpieczającej.

5.7. Wyniki pomiaru intensywności osiadania pyłu (metoda płytek pomiarowych)

5.7.1. Masa pyłu kopalnianego, pyłu węglowego i zawartość części niepalnych stałych

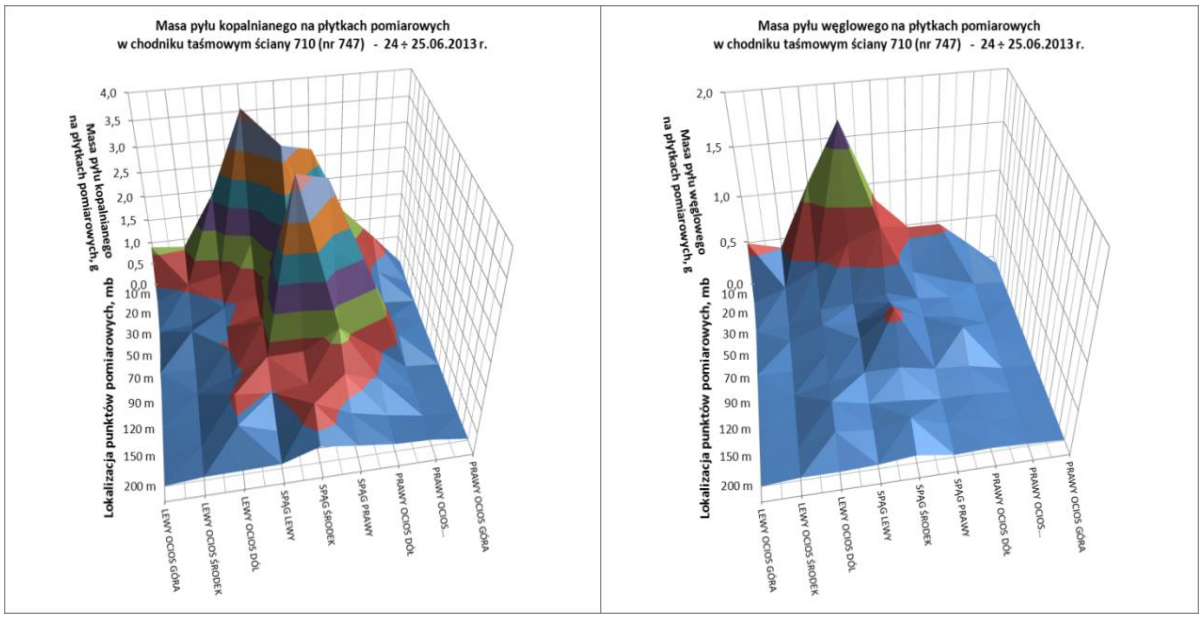
Analizę wyników pomiarów pozyskanych metodą płytek pomiarowych wykonano dwuetapowo:

- w etapie pierwszym odniesiono się do masy pyłu kopalnianego i pyłu węglowego osiadających na poszczególnych płytkach pomiarowych w danych punktach pomiarowych oraz na danych częściach obrysu chodnika wzdłuż całej badanej strefy oraz zawartości części niepalnych stałych w pyle kopalnianym,

- w etapie drugim scharakteryzowano wielkość intensywności osiadania pyłu kopalnianego i pyłu węglowego w danych punktach pomiarowych oraz wzdłuż całej badanej strefy.

Na rysunku 7 przedstawiono w układzie przestrzennym ilości pyłu kopalnianego i pyłu węglowego osiadających na płytkach pomiarowych. Z danych tych wynika, że największe ilości pyłu, zarówno kopalnianego, jak i węglowego osiadały na płytkach pomiarowych umieszczonych na spągu chodnika. Zależność ta była dobrze widoczna na początkowym, ok. 30-metrowym odcinku strefy dla pyłu węglowego oraz na znacznie dłuższym, ponad 100-metrowym odcinku tej strefy dla pyłu kopalnianego. Duże znaczenie miały tutaj dwie kwestie: lokalizacja źródeł pylenia w postaci kruszarki oraz przesypów i wysypów odstawy urobku oraz zjawisko wtórnego unoszenia w powietrze zalegających na spągu znacznych ilości pyłu kopalnianego i jego ponownego osiadania, występujące mimowolnie podczas realizowanego przez załogę w tym wyrobisku procesu produkcyjnego. Bardzo podobne zjawisko obserwowano, biorąc pod uwagę wysokość zabudowy płytek pomiarowych na ociosach wyrobiska. Im wyżej była zabudowana płytka pomiarowa, tym miej pyłu się na niej osadzało.

a) b)



Rys. 7. Masa pyłu na płytkach pomiarowych (źródło: [3]):
a) pył kopalniany, b) pył węglowy

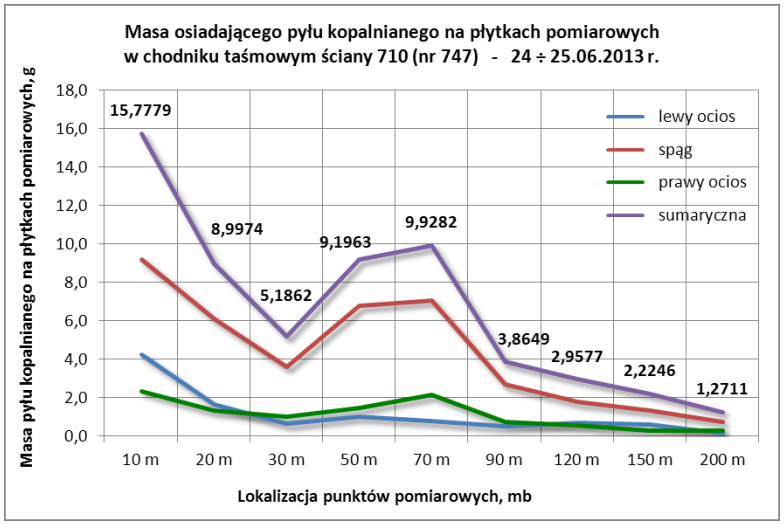
Różnice w ilości osiadającego pyłu na poszczególnych płytkach pomiarowych były bardzo duże. W przypadku pyłu kopalnianego minimalna masa pyłu, który osiadł na pojedynczej płytce wynosiła 0,0030 g (górna część lewego ociosu - 200 mb), natomiast masa maksymalna była ponad 1000 razy większa i kształtowała się na poziomie 3,7632 g (środek spągu - 70 mb). Bardzo podobnie wyglądała sytuacja w przypadku pyłu węglowego, gdzie minimalna masa tego pyłu osiadła na pojedynczej płytce wynosiła 0,0009 g (górna część lewego ociosu - 200 mb), masa maksymalna kształtowała się na poziomie 1,7418 g (lewa strona spągu - 10 mb).

Z uwagi na bardzo dużą obszerność wyników badań, poniżej podano masę osiadającego odpowiednio pyłu kopalnianego i węglowego dla wybranych punktów pomiarowych (początek, środek i koniec strefy zabezpieczającej), która kształtowała się następująco:

- 10 mb – od 0,0864 g i od 0,0168 g (górna część prawego ociosu) do 3,6980 g i do 1.7418 g (lewa strona spągu),
- 70 mb – od 0,0311 g i od 0,0067 g (górna część prawego ociosu) do 3,7632 g i do 0.5871 g (środek spągu),
- 200 mb – od 0,0030 g i od 0,0009 g (górna część lewego ociosu) do 0,3765 g i do 0.0892 g (środek spągu).

Kolejnym zestawieniem, jakie wykonano analizując wyniki przeprowadzonych badań było zestawienie łącznej masy pyłu kopalnianego i węglowego osiadającej na obu ociosach, spągu oraz wartości sumarycznej wzdłuż całej 200-metrowej strefy zabezpieczającej (rys. 8 i 9).

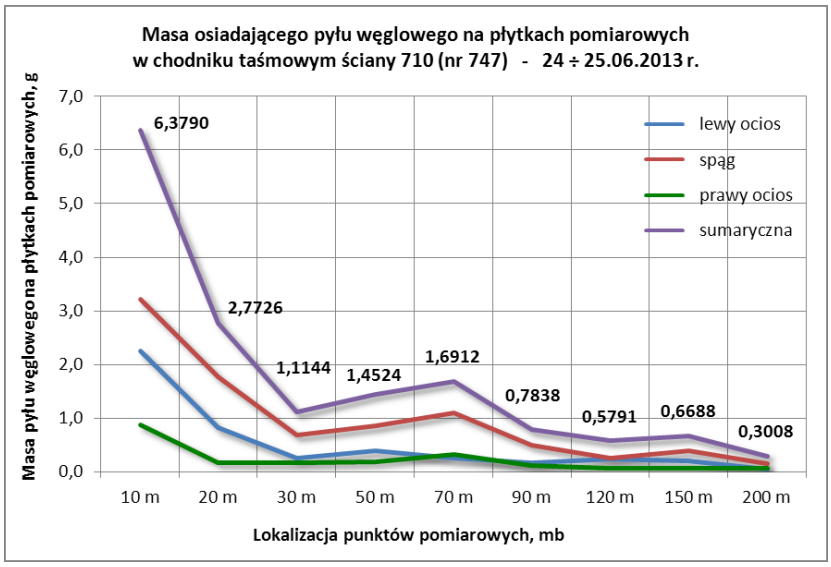
Z analizy kształtowania się wartości przedstawionych na tych rysunkach wynika, że łączna ilość pyłu osiadająca na ociosach była (poza końcowym odcinkiem strefy) kilkakrotnie mniejsza niż na spągu. Największe różnice stwierdzono w pierwszym punkcie pomiarowym oraz w miejscu zabudowy zapory (50 i 70 mb), gdzie duża ilość zalegającego na spągu pyłu wpływała znacząco na zjawisko wtórnego jego unoszenia w powietrze.



Rys. 8. Masa osiadającego pyłu kopalnianego na płytkach pomiarowych wzdłuż strefy (źródło: [3])

Dokładne zestawienie łącznej masy osiadającego odpowiednio pyłu kopalnianego i węglowego wzdłuż 200-metrowej strefy zabezpieczającej przedstawiało się w następujący sposób:

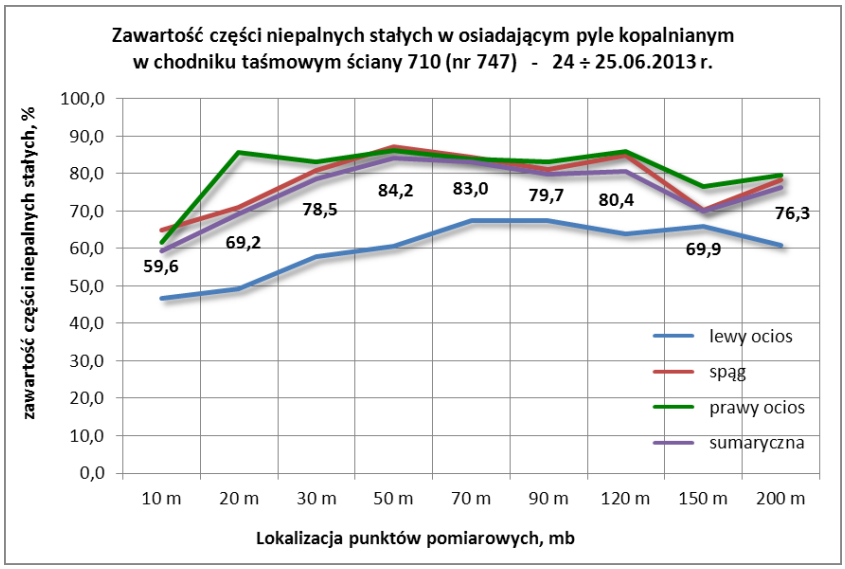
- lewy ocios – od 0,1656 g i od 0,0646 g (200 mb) do 4,2431 g i do 2,2603 g (10 mb),
- spąg – od 0,7483 g i od 0,1632 g (200 mb) do 9,2012 g i do 3,2284 g (10 mb),
- prawy ocios – od 0,3043 g (200 mb) i od 0,0713 g (150 mb) do 2,3336 g i do 0,8903 g (10 mb),
- sumarycznie – od 1,2711 g i od 0,3008 g (200 mb) do 15,7779 g i do 6,3790 g (10 mb).



Rys. 9. Masa osiadającego pyłu węglowego na płytkach pomiarowych wzdłuż strefy (źródło: [3])

Podobnie, jak w przypadku pyłu kopalnianego, decydujący udział w sumarycznej ilości osiadającego pyłu węglowego wzdłuż strefy zabezpieczającej miała masa tego pyłu osiadająca na spągu chodnika.

Dane dotyczącego ilości osiadającego w strefie zabezpieczającej pyłu węglowego są bardzo ważne z punktu widzenia określania częstotliwości odnawiania strefy (ponowne opylanie pyłem kamiennym). Choć harmonogram odnawiania stref zabezpieczających wyznacza się z wartości intensywności osiadania pyłu węglowego, to już masa osiadającego pyłu węglowego na pojedynczych płytkach wskazuje na potrzebę wyodrębnienia początkowego odcinka tej strefy w celu zwiększenia częstotliwości takich działań.



Rys. 10. Zawartość części niepalnych stałych w pyle kopalnianym na płytkach pomiarowych wzdłuż strefy (źródło: [3])

Najmniejszą zawartość części niepalnych stałych w osiadającym pyle kopalnianym w `każdym punkcie pomiarowym wzdłuż całej 200-metrowej strefy zabezpieczającej stwierdzono na lewym ociosie, co wynikało z realizowanej po tej stronie chodnika odstawy urobku ze ściany.

Średnia zawartość części niepalnych stałych w osiadającym pyle kopalnianym w wybranych punktach pomiarowych (początek, środek i koniec strefy zabezpieczającej) wynosiła:

- 10 mb – od 46,7% (lewy ocios) do 64,9% (spąg); średnio 59,6%,
- 70 mb – od 67,6% (lewy ocios) do 84,3% (spąg); średnio 83,0%,
- 200 mb – od 61,0% (lewy ocios) do 79,6% (prawy ocios); średnio 76,3%,

natomiast wzdłuż 200-metrowej strefy zabezpieczającej kształtowała się następująco:

- lewy ocios – od 46,7% (10 mb) do 67,6% (70 mb),
- spąg – od 64,9% (10 mb) do 87,2% (50 mb),
- prawy ocios – od 61,9% (10 mb) do 85,9% (120 mb),
- sumarycznie – od 59,6% (10 mb) do 84,2% (50 mb).

5.7.2. Intensywność osiadania pyłu kopalnianego i pyłu węglowego

Intensywność osiadania pyłu kopalnianego niezależnie dla obu ociosów, spągu oraz wartość sumaryczną wyznaczono w ten sposób, że znając masę osiadłego na płytkach pyłu oraz liczbę i wymiary płytek obliczono ile pyłu osiada na 1 m^2 w ciągu doby.

Intensywność osiadania odpowiednio pyłu kopalnianego i węglowego dla wybranych punktów pomiarowych (początek, środek i koniec strefy), która kształtowała się następująco:

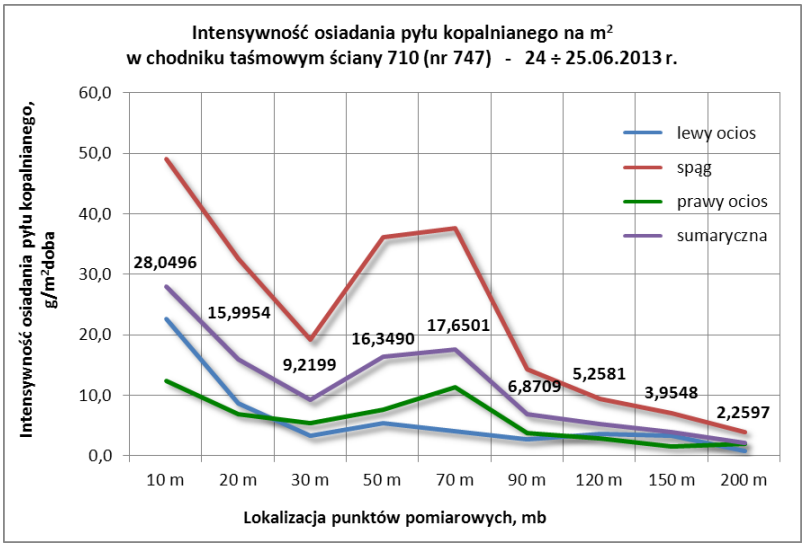
- 10 mb – od 12,4459 g/m^2doba i od 4,7481 g/m^2doba (prawy ocios) do 49,0731 g/m^2doba i do 17,2181 g/m^2doba (spąg); a łącznie 28,0496 g/m^2doba oraz 11,3404 g/m^2doba,
- 70 mb – od 4,0581 g/m^2doba i od 1,3148 g/m^2doba (lewy ocios) do 37,5787 g/m^2doba i do 5,8970 g/m^2doba (spąg); a łącznie 17,6501 g/m^2doba oraz 3,0066 g/m^2doba,
- 200 mb – od 0,8832 g/m^2doba i od 0,3446 g/m^2doba (lewy ocios) do 3,9909 g/m^2doba i do 0,8704 g/m^2doba (spąg); a łącznie 2,2597 g/m^2doba oraz 0,5347 g/m^2doba.

Na rysunkach 11 i 12 przedstawiono wyniki obliczeń intensywności osiadania pyłu kopalnianego i węglowego wyrażoną w g/m^2/doba. Choć przebieg tych krzywych jest zbliżony do krzywych określających masę pyłu osiadającego na poszczególnych płytkach pomiarowych, to istotna różnica polega na tym, iż wartość sumaryczna jest w tym przypadku wartością kształtującą się pomiędzy stosunkowo niewielkimi wartościami intensywności osiadania pyłu na ociosach oraz znacznie większymi wartościami na spągu.

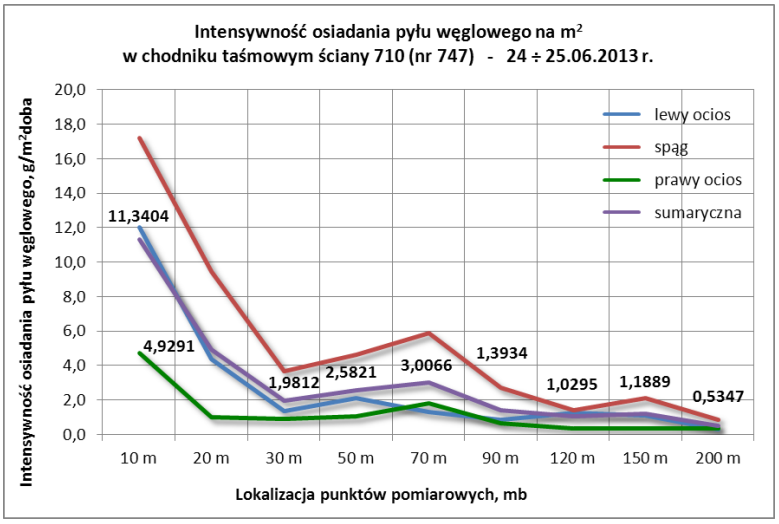
Różnice w wartościach intensywności osiadania pyłu wzdłuż 200-metrowej strefy zabezpieczającej były znaczne. Najmniejsza intensywność osiadania pyłu kopalnianego wynosiła 2,2597 g/m^2doba (200 mb), natomiast odpowiednio największa intensywność była ponad 10 razy większa i kształtowała się na poziomie 28,0496 g (10 mb). Jeszcze większą rozpiętość pomiędzy takimi wartościami stwierdzono w przypadku pyłu węglowego, gdzie wartości najmniejsza i największa wynosiły odpowiednio 0,5347 g/m^2doba (200 mb) oraz 11,3404 g/m^2doba (10 mb).

Kształtowanie się wielkości intensywności osiadania pyłu kopalnianego i węglowego wzdłuż 200-metrowej strefy zabezpieczającej było następujące:

- lewy ocios – od 0,8832 g/m^{2}doba i od 0,3446 g/m^{2}doba (200 mb) do 22,6299 g/m^{2}doba i do 12,0550 g/m^{2}doba (10 mb),
- spąg – od 3,9909 g/m^{2}doba i od 0,8704 g/m^{2}doba (200 mb) do 49,0731 g/m^{2}doba i do 17,2181 g/m^{2}doba (10 mb),
- prawy ocios – od 1,6229 g/m^{2}doba i od 0,3803 g/m^{2}doba (150 mb) do 12,4459 g/m^{2}doba i do 4,7481 g/m^{2}doba (10 mb),
- sumarycznie – od 2,2597 g/m^{2}doba i od 0,5347 g/m^{2}doba (200 mb) do 28,0496 g/m^{2}doba i do 11,3404 g/m^{2}doba (10 mb).



Rys. 11. Intensywność osiadania pyłu kopalnianego wzdłuż strefy (źródło: [3])



Rys. 12. Intensywność osiadania pyłu węglowego wzdłuż strefy (źródło: [3])

Na podstawie wielkości intensywności osiadania pyłu węglowego określany jest (wspomniany już wcześniej) harmonogram częstotliwości odnawiania strefy. Według danych przedstawionych na rysunku 12 należałoby przyjąć podział badanej strefy na dwa odcinki (0÷20 mb i 21÷200 mb), które różniłyby się między sobą albo częstotliwością odnawiania strefy przy stosowaniu takiej samej ilości pyłu kamiennego do opylania 1 mb odcinka, albo przy zachowaniu takiej samej częstotliwości odnawiania różniły by się między sobą ilością zużywanego pyłu kamiennego na 1 mb odcinka.

5.7.3. Rozkład frakcyjny osiadającego pyłu

Oznaczania wielkości rozkładu frakcyjnego prób pyłu osiadającego na płytkach pomiarowych (frakcje: 1000, 500, 200, 100, 75, 63, 45, 32, 25, 20 μm) wykonano za pomocą laserowego miernika wielkości cząstek ANALYSETTE 22 MicroTec plus (uniwersalnego urządzenia przeznaczonego do określania rozkładu wielkości cząstek zawiesin, emulsji oraz ciał stałych).

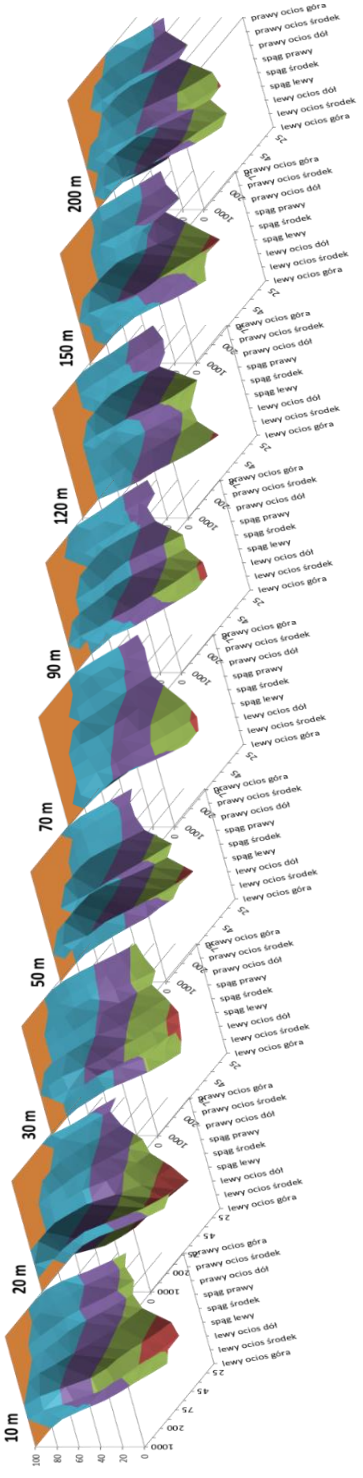
Zestawienia tabelaryczne oraz ujęcie ich w formie graficznej stanowiły podstawę do optymalnego doboru rodzaju dysz zraszających oraz ich ukierunkowania w stosunku do poszczególnych części ociosów i spągu oraz do określenia wielkości i intensywności procesu rozpraszania wody celem uzyskania skutecznego zraszania osiadającego pyłu na długości 200-metrowych stref zabezpieczających.

W zestawieniu tabelarycznym, oprócz dokładnych wartości liczbowych, analizę wielkości rozkładu frakcyjnego prób pyłu osiadającego na płytkach pomiarowych przedstawiono w postaci odpowiednich kolorów określających procentowy udział danych frakcji pyłowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

WYROBISKO		Ściana 710 – chodnik taśmowy ściany 710 (nr 747)								NR
DATA BADANIA		24 – 25.06.2013								1
Punkt pomiarowy	Frakcja, µm	LEWY OCIOS			SPĄG			PRAWY OCIOS		
		GÓRA	ŚRODEK	DÓŁ	LEWY	ŚRODEK	PRAWY	DÓŁ	ŚRODEK	GÓRA
10 m	1000	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	100,0	93,0	92,6	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	95,6	72,5	76,2	96,8	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	96,7	76,9	57,2	59,5	88,3	95,5	96,1	100,0	100,0
	75	85,3	71,4	48,7	52,7	81,7	90,7	91,0	99,8	99,7
	63	72,1	66,3	44,9	50,1	73,6	87,9	87,2	93,4	98,2
	45	63,8	59,9	39,3	45,2	65,7	81,8	78,6	85,4	89,6
	32	57,5	51,7	33,6	38,4	59,2	72,6	67,8	79,9	74,2
	25	49,6	46,5	29,0	32,9	55,9	64,3	59,4	67,6	62,2
	20	42,8	38,6	25,0	28,7	51,6	56,9	52,3	57,0	52,6
20 m	1000	100,0	100,0	99,8	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	100,0	77,2	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	100,0	48,8	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	100,0	99,8	40,6	98,7	98,3	97,3	100,0	100,0	100,0
	75	99,7	97,1	34,8	91,5	91,1	92,1	100,0	100,0	100,0
	63	98,2	92,8	32,9	83,5	84,3	88,3	98,4	100,0	99,2
	45	89,7	78,8	31,2	64,5	69,5	80,4	92,2	99,8	88,6
	32	74,2	61,5	28,4	47,7	59,8	70,3	86,9	92,4	81,2
	25	61,5	50,7	25,0	39,1	54,7	61,6	76,6	85,2	75,9
	20	51,1	43,1	21,8	33,6	50,2	53,7	69,3	76,4	67,5
30 m	1000	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	100,0	100,0	99,6	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	100,0	91,6	93,8	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	97,5	99,4	65,5	79,4	93,5	96,4	97,7	100,0	100,0
	75	90,8	95,3	61,6	69,1	86,4	90,3	95,3	97,4	99,8
	63	84,8	90,2	58,9	63,6	78,9	84,1	93,3	93,3	95,4
	45	71,5	75,6	51,2	54,7	63,9	77,9	84,9	85,6	87,2
	32	58,5	58,6	43,3	46,6	55,4	68,4	69,4	73,6	76,5
	25	50,1	47,5	39,3	40,4	49,3	61,1	56,3	61,8	65,6
	20	43,5	39,3	36,9	34,9	42,7	52,8	45,6	52,8	57,1
50 m	1000	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	100,0	98,3	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	100,0	82,8	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	98,7	98,2	68,9	100,0	90,6	100,0	100,0	100,0	100,0
	75	92,6	94,3	61,4	99,7	81,2	100,0	100,0	100,0	100,0
	63	85,6	90,5	57,8	98,3	76,2	99,9	99,9	100,0	99,6
	45	77,4	80,0	51,1	90,0	68,4	97,1	97,5	98,6	95,7
	32	68,2	66,6	43,2	75,1	60,0	88,1	90,2	91,9	86,2
	25	64,4	56,9	37,2	63,0	52,6	77,9	81,9	83,1	77,2
	20	58,6	49,1	32,3	53,2	45,5	67,7	73,1	73,9	68,9
70 m	1000	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	99,8	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	98,7	84,7	88,2	92,5	96,4	100,0	100,0	100,0	100,0
	75	96,8	75,4	76,8	82,8	86,7	100,0	99,9	100,0	100,0
	63	95,0	70,7	70,8	76,7	81,1	92,4	95,7	99,9	99,2
	45	88,0	62,5	61,3	66,2	74,5	86,9	90,3	97,2	93,1
	32	75,0	52,9	51,6	56,5	70,1	81,8	82,4	88,4	85,7
	25	63,3	45,4	43,7	49,4	62,5	75,6	76,8	78,4	76,9
	20	53,2	38,9	36,7	43,4	56,3	68,6	68,9	68,2	71,3
90 m	1000	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	100,0	96,2	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	100,0	85,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	96,3	89,7	78,4	95,2	92,9	100,0	100,0	99,8	100,0
	75	93,9	78,8	68,7	90,9	87,9	100,0	99,3	98,4	99,9
	63	81,1	72,5	63,0	88,2	86,2	100,0	94,6	96,8	93,4
	45	73,9	62,1	54,5	81,1	82,1	98,4	87,1	91,1	87,1
	32	66,2	51,6	47,7	69,5	71,5	91,1	81,9	81,7	82,3
	25	58,4	43,4	42,3	59,1	59,7	81,5	77,1	73,0	75,6
	20	51,1	36,6	37,4	49,9	49,2	71,3	75,8	64,9	68,5
120 m	1000	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	86,8	91,7	97,9	99,9	94,7	100,0	100,0	100,0	100,0
	75	75,1	84,9	94,0	97,7	84,8	100,0	97,2	95,4	99,7
	63	68,8	81,2	91,2	93,9	77,7	99,9	91,2	88,0	94,5
	45	58,7	74,3	84,2	81,5	64,7	98,2	86,9	81,4	87,3
	32	49,0	65,9	73,7	66,4	54,0	91,4	78,4	76,7	81,9
	25	41,9	58,9	64,1	56,5	47,4	83,1	72,4	68,9	74,9
	20	36,1	52,8	55,5	48,9	42,1	74,1	65,5	63,8	69,8
150 m	1000	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	100,0	100,0	98,3	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	98,7	99,9	82,8	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	99,8	93,0	92,8	68,9	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	75	97,5	86,6	83,6	61,4	98,9	98,6	99,1	100,0	100,0
	63	94,3	78,8	74,1	57,8	96,6	95,1	88,4	99,5	99,7
	45	84,6	72,4	66,6	51,1	87,2	88,7	80,2	90,7	91,5
	32	72,6	66,9	58,6	43,2	73,2	83,9	73,4	84,1	84,7
	25	63,7	58,9	53,5	37,2	62,7	79,8	66,3	74,9	76,9
	20	56,2	53,9	48,1	32,3	54,5	76,3	59,4	68,4	70,3
200 m	1000	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	500	100,0	98,1	100,0	99,7	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	200	100,0	86,9	100,0	96,6	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	100	97,6	67,6	98,6	85,2	94,2	100,0	96,5	100,0	100,0
	75	91,1	60,6	94,9	76,4	86,3	99,9	90,4	100,0	100,0
	63	85,4	59,2	91,3	71,4	80,7	99,3	86,1	98,7	100,0
	45	73,6	57,7	81,8	62,6	69,2	95,1	78,3	92,3	97,6
	32	62,1	52,4	69,5	52,7	57,4	86,1	70,4	86,4	88,5
	25	54,5	46,1	59,9	45,0	49,4	78,0	64,4	80,2	81,6
	20	48,4	40,1	51,9	38,5	42,9	70,7	58,9	76,3	74,2

Tab. 1. Rozkład ziarnowy prób pyłu na płytkach pomiarowych (źródło: [3])



Rys. 13. Rozkład ziarnowy prób pyłu na płytkach pomiarowych (źródło: [3])

Przedstawiony w tabeli procentowy udział danych frakcji pyłowych wskazuje jednoznacznie, że czym płytki pomiarowe były zabudowane wyżej, tym drobniejsze frakcje pyłu się na osadzały.

Udział frakcji najgrubszych stwierdzono na płytkach pomiarowych zlokalizowanych na spągu (lewa strona i środek) oraz na dolnych płytkach zainstalowanych na lewym ociosie.

6. Podsumowanie i wnioski

Przeprowadzone podczas realizacji projektu szczegółowe badania rzeczywistego stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego w rejonach czynnych frontów eksploatacyjnych, prowadzonych robót przygotowawczych (przodków węglowych i kamiennych), czy też rejonu przyszybowego zbiornika węgla, z uwagi na zgromadzoną ilość materiału badawczego, mają charakter unikatowy nie tylko w skali krajowej, ale może również w skali światowej.

Wnioski, jakie można sformułować na podstawie uzyskanych wyników badań posiadają charakter:

- merytoryczny – stanowią podstawę optymalizacji doboru rodzaju dysz zraszających oraz ich właściwego ukierunkowania w stosunku do poszczególnych części ociosów i spągu oraz do określenia wielkości i intensywności procesu rozpraszania wody celem uzyskania skutecznego zraszania osiadającego pyłu, a także do określenia wartości parametrów techniczno-ruchowych modelu strefy zabezpieczającej przed wybuchem pyłu węglowego z zastosowaniem aerozolu powietrzno-wodnego,
- poznawczy – pozwalają na opracowanie charakterystyki wpływu określonych frakcji pyłu na intensywność procesu powstawania osadów pyłu węglowego w strefach zabezpieczających oraz dokładne poznanie procesu osadzania się pyłu węglowego na obwodzie wyrobiska wzdłuż tych stref w zależności od odległości od frontu eksploatacyjnego, a także udziału w tym procesie poszczególnych frakcji pyłowych,
- ruchowy – określają rzeczywisty stan zagrożenia wybuchem pyłu węglowego w badanych rejonach oraz poziom zabezpieczenia pyłu węglowego przed wybuchem, wskazując jednocześnie na te elementy pyłowej profilaktyki przeciwwybuchowej, które należy doskonalić, by zapewnić poziom bezpieczeństwa pracy zgodny z wymogami obowiązujących w tym zakresie przepisów górniczych oraz stosownych Polskich Norm.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu” (akronim MEZAP, umowa nr PBS1/B2/4/2012, wartość projektu: 2 946 990,00 PLN), współfinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych I i przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Literatura

1. Malich B., Cybulski K., Wysocka M., Skubacz K., Urban P.: *Opracowanie metodyki prowadzenia badań rzeczywistego stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego na odcinkach stref zabezpieczających w rejonach frontów eksploatacyjnych i robót przygotowawczych z uwzględnieniem rozkładu frakcyjnego oraz opracowanie założeń oceny tych stref w aspekcie zabezpieczenia przed możliwością powstania i przeniesienia wybuchu pyłu węglowego*. Raport z realizacji zadania badawczego nr 3 projektu „Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu" - symbol GIG 070 2003 2-220. Katowice. 2013, praca nie publikowana.
2. Malich B., Cybulski K., Wysocka M., Skubacz K., Urban P.: *Badania rzeczywistego stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego na odcinkach stref zabezpieczających w rejonach frontów eksploatacyjnych i robót przygotowawczych z uwzględnieniem rozkładu frakcyjnego*. Raport z realizacji zadania badawczego nr 5 projektu „Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu" - symbol GIG 070 2005 3-220. Katowice. 2013, praca nie publikowana.
3. Malich B., Cybulski K., Wysocka M., Skubacz K., Urban P.: *Opracowanie charakterystyki wpływu określonych frakcji pyłu na intensywność procesu powstania osadów pyłu węglowego na odcinkach stref zabezpieczających w rejonach frontów eksploatacyjnych i robót przygotowawczych*. Raport z realizacji zadania badawczego nr 8 projektu „Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu" - symbol GIG 070 2008 3-220. Katowice. 2014, praca nie publikowana.
4. Prostański D.: *Ocena intensywności osiadania pyłu węglowego w wyrobiskach górniczych z wykorzystaniem modeli empirycznych*. Materiały na konferencję: Górnicze Zagrożenia Naturalne 2014 - XXI Międzynarodowa Konferencja Techniczna „Zagrożenia naturalne a bezpieczne i efektywne kopalnie", Targanice k/Żywca, 4-7 listopada 2014, s. 1-10.
5. Ustawy i rozporządzenia:
    a. Rozporządzenie Ministra Spraw Wewnętrznych i Administracji z dnia 14 czerwca 2002 roku w sprawie zagrożeń naturalnych w zakładach górniczych (Dz. U. Nr 94 z 2002 r., poz. 841 z późniejszymi zmianami),
    b. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 roku w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. z 2002 r., Nr 139, poz. 1169 wraz z późniejszymi zmianami).
6. Polskie Normy:
    a. Polska Norma PN-G-04037. Zabezpieczenia przeciwwybuchowe zakładów górniczych. Zabezpieczenie przed wybuchem pyłu węglowego. Oznaczanie zawartości części niepalnych w pyle kopalnianym, 1998.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

b. Polska Norma PN-G-04036 – Zabezpieczenie przeciwwybuchowe zakładów górniczych. Zabezpieczenie przed wybuchem pyłu węglowego Oznaczanie intensywności osiadania pyłu, 1997.

c. Polska Norma PN-G-04516. Paliwa stałe. Oznaczanie zawartości części lotnych metodą wagową, 1998.

d. Polska Norma PN-80-G-04512. Paliwa stałe. Oznaczanie zawartości popiołu metodą wagową, 1980.

e. Polska Norma PN-80-G-04511. Paliwa stałe. Oznaczanie zawartości wilgoci, 1980.

f. Polska Norma PN-G-04502:1990 – Węgiel kamienny i brunatny - Metody pobierania i przygotowania próbek do badań laboratoryjnych, 1990.

g. Polska Norma PN-71 C-04501 –Analiza sitowa. Wytyczne wykonywania, 1971.

h. Polska Norma PN-74/Z-04097/07– Analiza sitowa pyłów o wielkości ziarna ponad 63 μm", 2007.

7. Zakładowe procedury badawcze i instrukcje pomiarowe:

a. Procedura laboratoryjna KD-2.1.1/L - Oznaczanie zawartości części niepalnych stałych w pyle kopalnianym metodą spalania – aktualizacja grudzień 2012.

b. Procedura laboratoryjna KD-2.1.2/L - Oznaczanie zawartości wilgoci w węglu oraz zawartości wody w pyle kopalnianym metodą suszarkową - aktualizacja grudzień 2012.

c. Procedura laboratoryjna KD-2.1.3/L - Oznaczanie parametrów laboratoryjnych prób pyłu kopalnianego pobranych poprzez pomiar intensywności osiadania pyłu - aktualizacja grudzień 2012.

d. Instrukcja I-1/KD-2.1.1 - Instrukcja pobierania prób węgla z czoła przodka wyrobiska górniczego drążonego w pokładzie węgla do badań laboratoryjnych - aktualizacja grudzień 2012.

e. Instrukcja I-2/KD-2.1.2 - Instrukcja pobierania prób zalegającego pyłu kopalnianego w podziemnych wyrobiskach górniczych do badań laboratoryjnych - aktualizacja grudzień 2012.

f. Instrukcja I-3/KD-2.1.3 - Instrukcja wykonywania pomiarów intensywności osiadania pyłu w podziemnych wyrobiskach górniczych do badań laboratoryjnych - aktualizacja grudzień 2012.

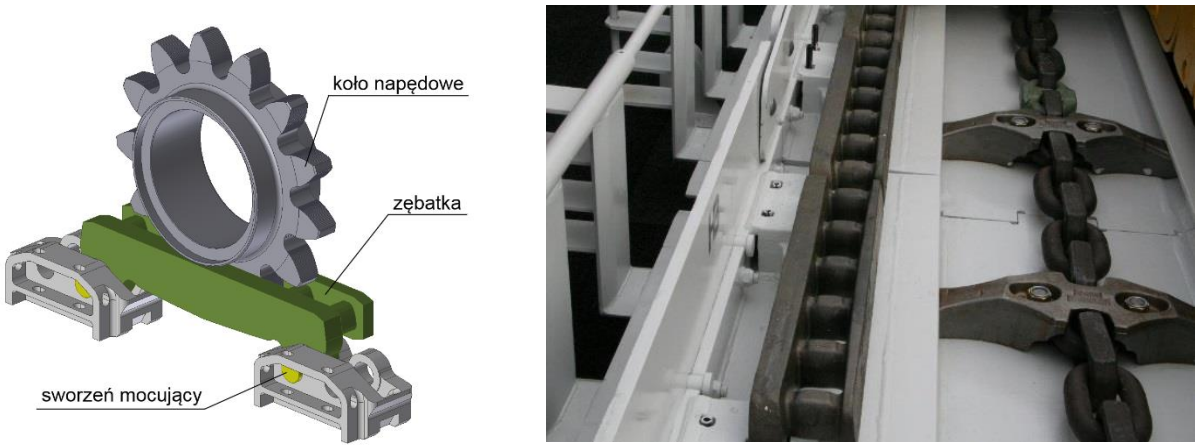
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Innowacyjny system posuwu FLEXTRACK – koncepcja i wirtualne prototypowanie

Edward Pieczora – ITG KOMAG
Andrzej Mazurkiewicz – ITG KOMAG
Artur Tarkowski – ITG KOMAG
Adam Zachura

1. Wprowadzenie

W polskich kopalniach węgla kamiennego powszechnie stosowanym systemem posuwu kombajnów ścianowych jest system Eicotrack, znany pod nazwą 2BP. W systemie tym przemieszczanie maszyny urabiającej odbywa się poprzez współdziałanie pionowo usytuowanych (w płaszczyźnie prostopadłej do spągu), w ciągnikach kombajnu, kół napędowych z zębatką (drabinką) usytuowaną poziomo w zastawce przenośnika. Koła napędowe ciągników kombajnu, o module i liczbie zębów zależnej od konkretnego rozwiązania konstrukcyjnego, zazębiają się ze sworzniami segmentów zębatki (rys.1).



Rys.1. System posuwu Eicotrack [6]

Segment zębatki stosowany w tym systemie składa się z dwóch podłużnych listew, połączonych nierozłącznie sześcioma sworzniami, tworząc sztywną całość. Listwy podłużne segmentu zębatki mają zbliżoną długość, lecz różnią się grubością, szerokością i kształtem. W dolnej części szerszej listwy, na obu jej końcach, uformowane są ucha mocujące. Segmenty zębatek (drabinek) mocowane są w sposób sztywny sworzniami do wsporników zastawek. System Eicotrack charakteryzuje się prostą konstrukcją, a jego największymi zaletami są: relatywnie niski koszt jednostkowy wykonania oraz łatwy montaż.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Sztywna konstrukcja drabinek oraz sztywne ich mocowanie do zastawek przenośników powodują jednak przyśpieszone zużycie zębów kół napędowych, co prowadzi do ich częstych wymian w trakcie eksploatacji wyrobiska ścianowego. Generują one dodatkowe koszty po stronie producentów kombajnów, a także stwarzają konieczność wykonania czynności serwisujących w niebezpiecznych warunkach. Przestoje w wydobyciu, wymuszone pracami serwisowymi, wpływają negatywnie na wynik ekonomiczny użytkowników maszyn (kopalni).

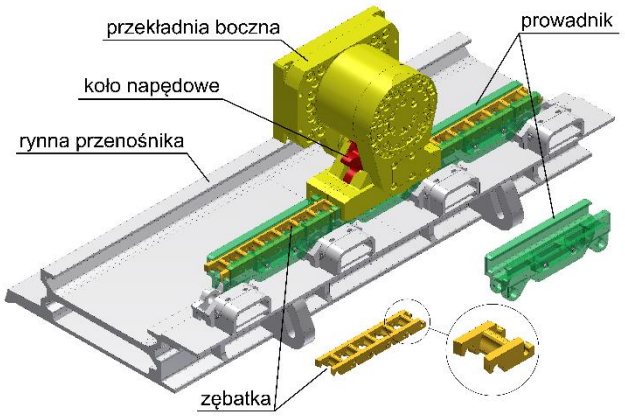
W systemie Eicotrack powszechnie stosowanym materiałem na zębatkę jest ulepszone cieplnie staliwo niskostopowe o podwyższonej odporności na ścieranie typu GS42CrMo4 lub L20HGSNM, natomiast koła napędowe są wykonywane ze stali wysokostopowej. Z przeprowadzonej przez specjalistów ITG KOMAG analizy naprężeń wynika, iż w trakcie eksploatacji występuje przekroczenie granicy plastyczności materiału, z którego wykonywane jest koło. Jest to wynikiem sztywnego zamocowania drabinek, które powoduje, że w przypadku poprzecznych lub pionowych wygięć przenośnika związanych z zawrębianiem kombajnu lub pofałdowaniem pokładu, dochodzi do tzw. krawędziowania zęba koła napędowego oraz do zaburzenia podziałki, czyli odległości pomiędzy skrajnymi zębami sąsiadujących zębatek. Problem potęguje zwiększająca się moc ciągników napędowych sięgająca obecnie 120 kW powodująca znaczne przekraczanie dopuszczalnych nacisków pomiędzy współpracującymi powierzchniami koła zębatego i zębatki.

W celu rozwiązania powyższych problemów Instytut KOMAG (jako lider) wraz z Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, Instytutem Odlewnictwa oraz firmą Specodlew Sp. z o.o. przystąpili do realizacji projektu pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych” dofinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych I. Poniżej przedstawiono koncepcję systemu oraz wyniki przeprowadzonych obliczeń i analiz numerycznych.

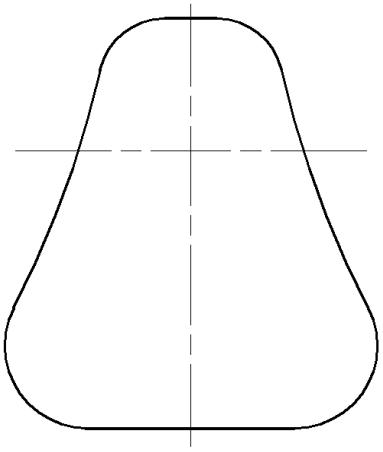
2. Koncepcja systemu FLEXTRACK

Opracowany w ramach ww. projektu system posuwu Flextrack składa się z segmentów zębatki modułowo umieszczonych w prowadniku (rys.2). Koło napędowe ciągnika współpracuje z zębatką przetaczając się po niej i przemieszczając kombajn po trasie przenośnika. Funkcję pojedynczego odlewu zębatki Eicotrack (podparcie dla płozy przekładni bocznej kombajnu oraz przeniesienie napędu w parze koło-zębatka) rozdzielono między modułową zębatkę i prowadnik. Zębatka, składająca się z kolejno ułożonych segmentów, pełni funkcję przeniesienia napędu, zaś prowadnik stanowi jej obudowę, a także stanowi podporę dla przesuwającej się po nim płozy wchodzącej w skład przekładni bocznej. Podczas prac koncepcyjnych założono pełną zamienność montażową systemu Flextrack z dotychczas stosowanym systemem Eicotrack.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.2. System posuwu FLEXTRACK [6]



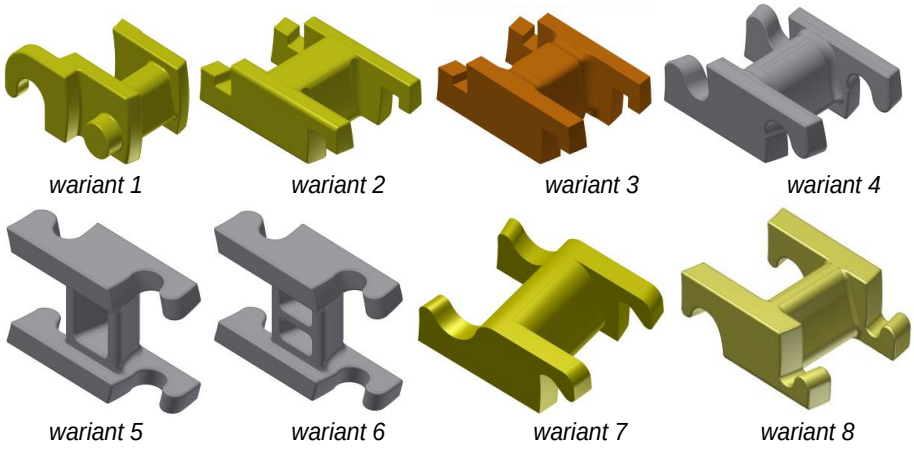
Rys.3. Zarys flanki zęba zębatki [5]

Zębatkę tworzą jednakowe segmenty, zawierające tylko jeden ząb i dwie symetryczne względem osi wzdłużnej zębatki ściany boczne. Każda ze ścian bocznych segmentu zębatki posiada bieżnie o kształcie kulistym, usytuowane na współpracujących ze sobą powierzchniach kolejnych segmentów zębatki. Poprzez kuliste bieżnie elementy składowe współpracują z sąsiednimi segmentami i ustalają wzajemne położenie, nie powodując zmiany podziałki między zębami, co zapewnia prawidłową pracę pary ciernej koło napędowe - zębatka. Segmenty zębatki posiadają możliwość elastycznej, poprzecznej oraz wzdłużnej współpracy, ograniczonej konstrukcyjnie prowadnikiem, w którym się je montuje. Zdaniem autorów rozwiązania, wystarczy to do pokonywania przegięć trasy przenośnika występujących podczas eksploatacji w wyrobisku ścianowym.

W miejsce dotychczas stosowanego zarysu wypukłego zęba zaproponowano zarys o wklęsłej, walcowej powierzchni bocznej, której promień jest o 5% większy od największego promienia zarysu zęba koła napędowego. Zarys flanki zęba (rys. 3) jest połączeniem usytuowanych na narożach zęba górnej i dolnej powierzni wypukłej oraz łączącej je centralnej powierzchni wklęsłej, współpracującej z zębem koła zębatego. Przeprowadzone analizy potwierdziły prawie dwukrotnie mniejsze naciski pomiędzy zębem koła napędowego i drabinki nowego rozwiązania zarysu, w stosunku do rozwiązań aktualnie stosowanych w systemie Eicotrack.

3. Zębatka – koncepcja i analiza wytrzymałościowa

W celu zweryfikowania zębatki pod kątem wytrzymałościowym opracowano wariantowe rozwiązania jej segmentów (rys.4).



Rys.4. Wariantowe koncepcje segmentu zębatki [3]

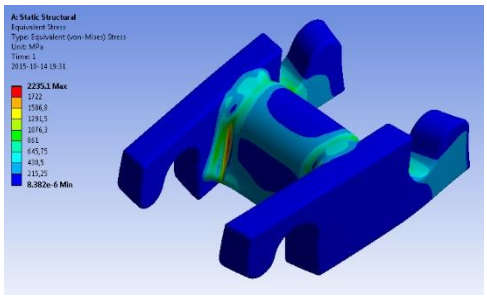
Wariant 1 segmentu zębatki charakteryzuje się jednym zaczepem umieszczonym niesymetrycznie po lewej stronie segmentu zębatki. Zaczep posiada czop wystający w osi flanki zęba. Montaż segmentów może odbywać się w płaszczyźnie pionowej.

Wariant 2 segmentu zębatki odznacza się podwójnym zaczepem umieszczonym symetrycznie po obu jego stronach. Montaż segmentów przewidziano w płaszczyźnie poziomej. Zastosowano przejście odlewnicze przy łączeniu geometrii flanki zęba z listwami bocznymi.

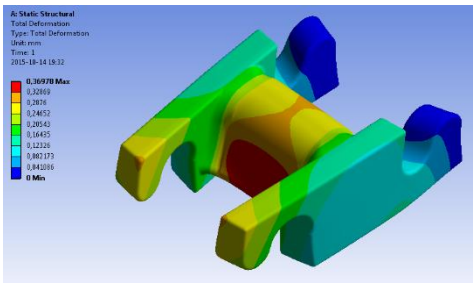
Wariant 3 segmentu zębatki charakteryzuje się zachowaniem montażu w płaszczyźnie poziomej oraz zachowaniem symetrycznego układu z wykorzystaniem podwójnego zaczepu. Zastosowano przejście odlewnicze dookoła flanki zęba oraz wprowadzono pochylenie górnej powierzchni zębatki w celu wzmocnienia ramion prowadnika.

Ze względu na przyjęty, poziomy kierunek montażu segmentów zębatki systemu Flextrack w prowadnikach, zrezygnowano z prowadzenia analiz wytrzymałościowych wariantu 1. Warianty 2 i 3 również odrzucono z racji ostrych przejść pomiędzy powierzchniami zaczepu co mogłoby prowadzić do kumulacji naprężeń zredukowanych w miejscach schodzenia się powierzchni (w narożach). Pomimo zastosowania promieni konstrukcyjnych i odlewniczych rozwiązanie wykazało tendencję do kumulacji naprężeń powyżej przyjętej wartości.

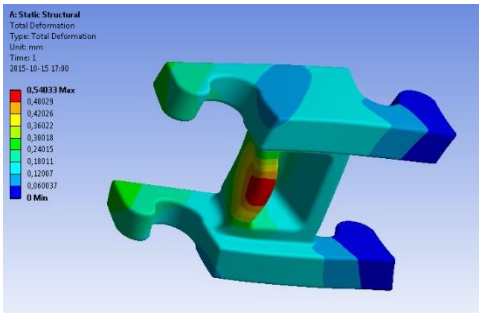
W wariancie 4 segmentu zębatki zmieniono geometrię wybrania pod zaczep oraz kształt zaczepu. Istotnej modyfikacji uległa również flanka zęba. Założono, że spowoduje to lepszy rozkład naprężeń resztkowych powstałych wskutek procesu odlewania, a także ulegnie poprawie rozpływ materiału w czasie zalewania formy, co wyeliminuje konieczność stosowania dodatkowego punktu zalewowego w miejscu zaczepu. Ząb segmentu zębatki jest elementem pełnym, z prostą powierzchnią od spodu. Naprężenia zredukowane osiągnęły wartość ponad 2200 MPa (rys. 5), która znacznie przekracza wartość granicy plastyczności materiałów, z których planowano wykonać odlew. Maksymalne naprężenia pojawiły się w na powierzchni zaokrąglenia, przy przejściu z powierzchni czynnej zębatki na powierzchnię ścian bocznych. Na rys.6 przedstawiono mapę przemieszczeń (maksymalna wartość wyniosła 0,36 mm).



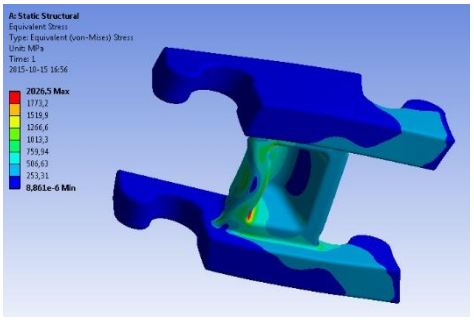
Wariant 4



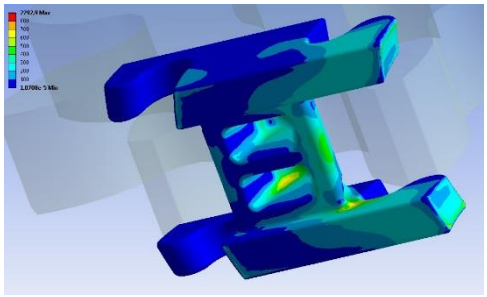
Wariant 4



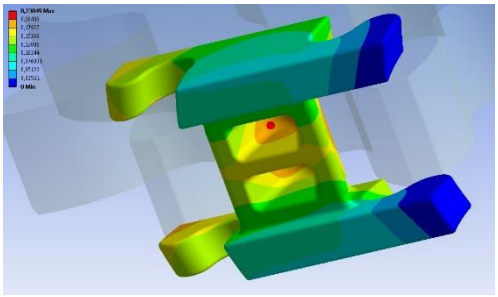
Wariant 5



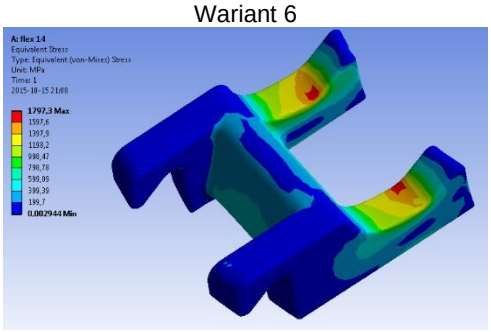
Wariant 5



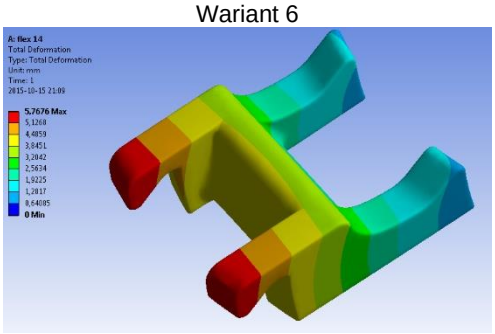
Wariant 6



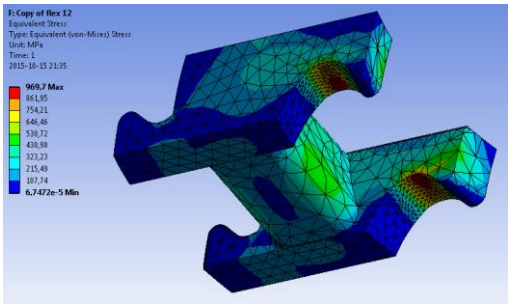
Wariant 6



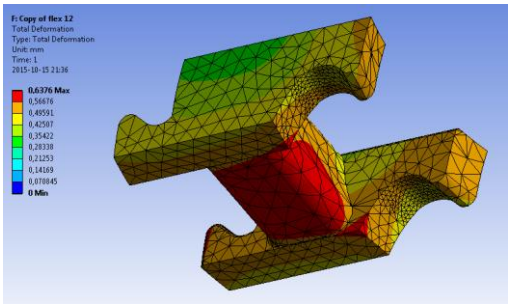
Wariant 7



Wariant 7



Wariant 8



Wariant 8

Rys.5. Mapy naprężeń [2]

Rys.6. Mapy przemieszczeń [2]

W wariantach 5 i 6 segmentu zębatki zmodyfikowano geometrię zęba. W celu redukcji masy w wariancie 5 dokonano wybrania materiału w zębie segmentu zębatki. Wyniki analizy wytrzymałościowej pokazały, że siła wywierana przez koło zębate generuje jednak zbyt wysokie naprężenia, co grozi zniszczeniem segmentu zębatki. W stosunku do wariantu 4 uniknięto wysokich wartości naprężeń na promieniu, przy ścianie bocznej, jednak wystąpiły naprężenia o wartości powyżej 2000 MPa (rys. 5) w strefie wewnętrznego wybrania zęba. Pomimo zastosowania dużych promieni nie uniknięto większych niż w wariancie 4 przemieszczeń materiału. Duże przemieszczenia, wynoszące ok. 0,5 mm (rys. 6) pojawiły się u podstawy zęba.

Wariant 6 stanowi modyfikację wariantu 5 poprzez wprowadzenie żebra umiejscowionego w osi wzdłużnej segmentu zębatki. Spowodowało to zmniejszenie naprężeń i przemieszczeń, ale wprowadziło utrudnienia związane z możliwymi wadami odlewniczymi. Wyniki obliczeń numerycznych dla wariantu 6 przedstawiono na rysukach 5 i 6.

W wariancie 7 segmentu zębatki zmieniono geometrię wybrania pod zaczep w celu likwidacji materiału między zaczepem a flanką zęba. Powierzchnia wybrania przechodzi stycznie w powierzchnię flanki zęba. Od spodu wprowadzono powierzchnię w kształcie łuku, zamiast wybrania materiału w zębie. Naprężenia o wartości ok. 1800 MPa (rys. 5) wystąpiły na początku łuku wznoszenia, do powierzchni bieżni sferycznej. Wartości naprężeń odzwierciedlają przemieszczenia (rys. 6), które sygnalizują, że zębatka zostanie zniszczona.

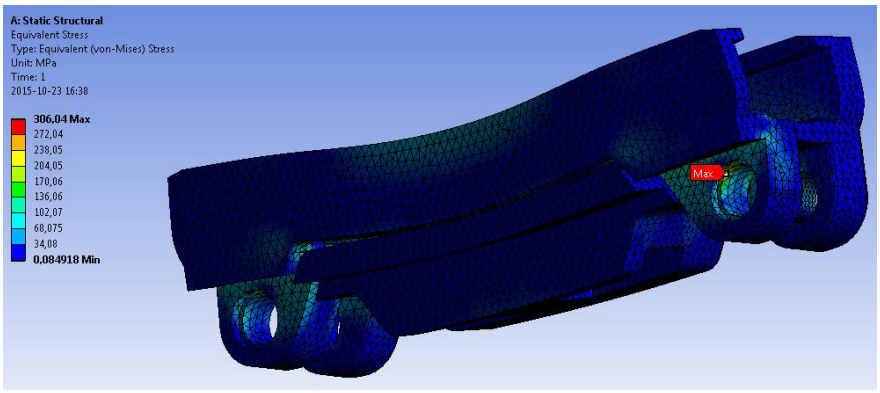
Mając na uwadze negetywne wyniki obliczeń numerycznych, opracowano wariant 8 segmentu zębatki, w którym wprowadzono zmianę funkcjonalną dla powierzchni przenoszącej siłę posuwu oraz dla powierzchni stanowiącej zaczep. Dolna powierzchnia, która pełniła funkcję przeniesienia siły posuwu na kolejny segment zębatki stała się powierzchnią zaczepu. Powierzchnia górna, stanowiąca zaczep z kolejnym segmentem, objęła funkcję przeniesienia obciążenia. Skorygowano również flankę zęba oraz zmodyfikowano jej dolną część. Odwrócenie funkcji poszczególnych części odlewu wpłynęło na zdecydowanie lepszą wytrzymałość zębatki. Uznano, że dla wybranych materiałów odlewniczych, których granica plastyczności wynosi powyżej 1000 ÷1100 MPa, rozwiązanie w wariancie 8 można rekomendować do dalszych prac (rys. 5 i 6).

4. Prowadnik – koncepcja i analiza wytrzymałościowa

Zębatka umieszczona zostanie w prowadniku, który będzie pełnić funkcję obudowy dla umieszczonych w niej segmentów zębatki. Z tego względu opracowano sposób montażu i demontażu segmentów zębatki w prowadniku. Wymusiło to podzielenie prowadnika na dwa elementy składane ze sobą lub zastosowanie prowadnika jednoelementowego, z przykręcaną zaślepką. Na rysunku 7 przedstawiono wariantowe rozwiązania prowadnika. Dodatkową funkcją prowadnika będzie zapewnienie powierzchni podparcia dla przemieszczającego się po nim kombajnu.

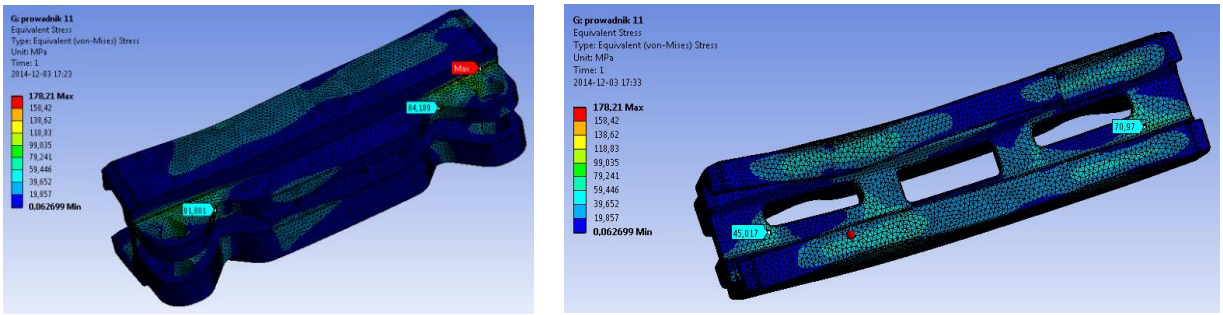
Rys.7. Wariantowe koncepcje prowadnika [3]

Wariantowe koncepcje prowadnika poddano analizie wytrzymałosciowej metodą elementów skończonych. Założono (na podstawie analizy drabinki Eicotrack) maksymalną wartość naprężenia wynoszącą ok. 500 MPa i przemieszczenia na poziomie 0,7 mm. Model prowadnika podparto w otworach mocujących symulując jego osadzenie w gniazdach przenośnika i obciążono naciskiem powierzchniowym odpowiadającym masie 30 000 kg (kombajn ścianowy posiada masę 90 000 kg, a w czasie pracy jeden z 4 punktów podparcia nie jest obciążony). Na rysunkach 8 i 9 przedstawiono mapy naprężeń wybranych wariantów prowadnika: dwuelementowego i jednoelementowego (wariant 5), a na rysunkach10 i 11 ich mapy przemieszczeń.

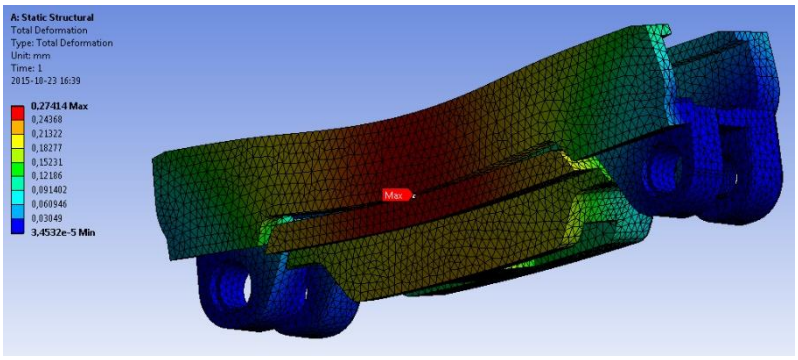


Rys.8. Mapa naprężeń – prowadnik dwuelementowy [2]

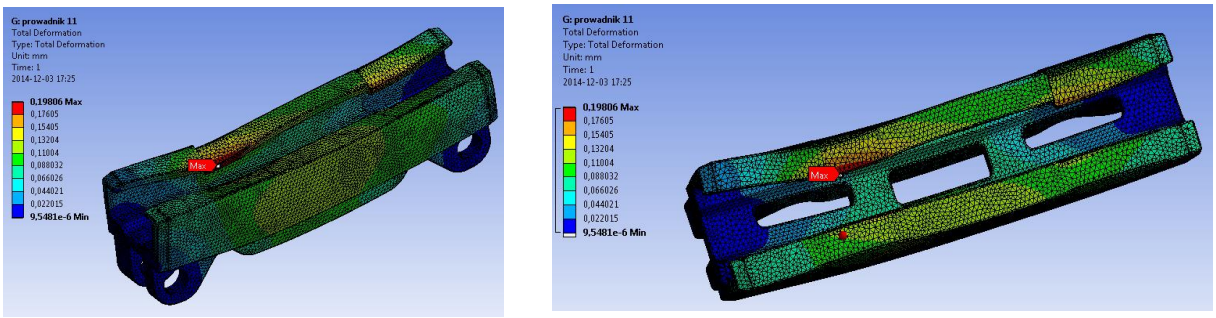
widok z dołu widok z góry



Rys.9 Mapa naprężeń – prowadnik jednoelementowy [4]



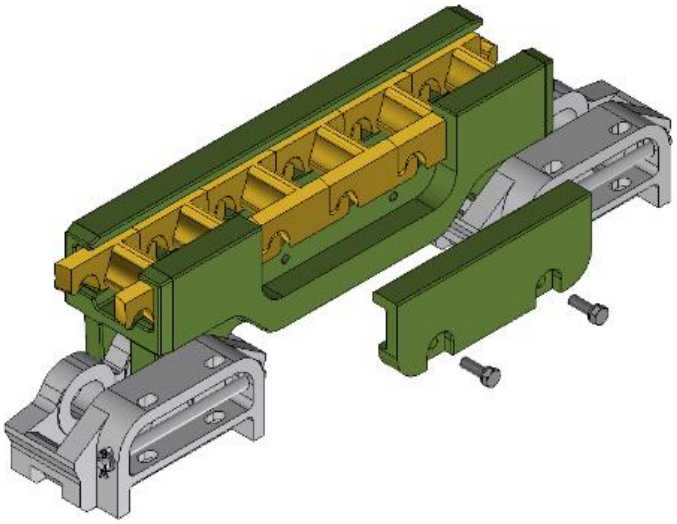
Rys. 10. Mapa przemieszczeń – prowadnik dwuelementowy [2]



na końcach blachy zamykającej w obszarze otworów przesypowych

Rys.11. Mapa przemieszczeń – prowadnik jednoelementowy [4]

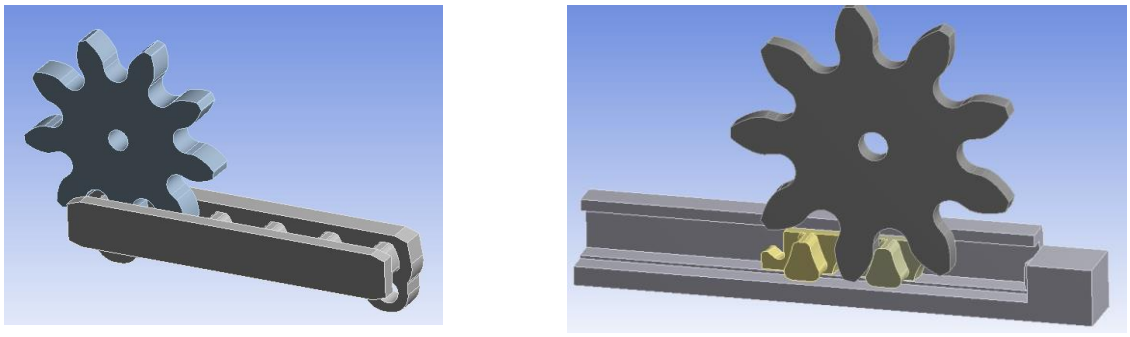
Wartość naprężenia zredukowanego prowadnika dwuelementowego wyniosła maksymalnie 306 MPa, a jego przemieszczenie 0,27 mm. Kwalifikowało to ten wariant, w aspekcie wytrzymałościowym, do dalszych prac. Wartość maksymalnego naprężenia prowadnika jednoelementowego (wariant 5) wyniosła 178 MPa, zaś jego maksymalne przemieszczenie (na krawędzi blachy zamykającej) 0,20 mm. Mając na uwadze względy funkcjonalne, do dalszych prac wybrano wariant 5 prowadnika. Rozwiązanie to pozwala na montaż segmentów zębatek Flextrack w prowadniku oraz ewentualną ich wymianę w wyniku uszkodzeń powstałych w trakcie eksploatacji (rys.12).



Rys. 12. Wariant prowadnika wybrany do dalszych prac [6]

5. Analiza wytrzymałościowa współpracy koła napędowego z zębatką

Oprócz obliczeń statycznych kół zębatych i zębatki Flextrack przeprowadzono quasi-dynamiczne analizy wytrzymałościowe współpracy koła napędowego z zębatką w systemach Eicotrack i Flextrack. W celu porównania wyników w obu przypadkach zastosowano koło napędowe o 9 zębach i module 40,107 oraz zębatki o podziałce 126 mm. Modele geometryczne współpracy koła napędowego z zębatką obu systemów przedstawiono na rysunku 13.



System Eicotrack System Flextrack

Rys.13. Model geometryczny koła zębatego i zębatki [2]

W celu uzyskania najdokładniejszych wyników prowadzonych symulacji dokładnie przygotowano model dyskretny geometrii koła napędowego i zębatek. Koło zębate pokryto siatką hexagonalną w miejscach, na które pozwoliła geometria. W obu przypadkach do analizy wykorzystano ten sam model dyskretny koła. Podczas dyskretyzacji zębatki systemu Eicotrack nie udało się wykorzystać modułu do generowania siatki hexagonalnej. Pochylenia odlewnicze oraz łukowy charakter większości powierzchni pozwoliły wygenerować siatkę tetragonalną, którą zagęszczono w miejscach współpracy z kołem napędowym. W przypadku zębatki Flextrack udało się zastosować hexagonalny typ siatki z lokalnymi zagęszczeniami w miejscach, w których spodziewano się zwiększonych przemieszczeń oraz naprężeń. Szczególną uwagę poświęcono powierzchni łukowej pod bieżnią sferyczną. Model zębatki (Eicotrack) oraz prowadnika (Flextrack) podparto za pomocą podpory stałej w otworach mocujących, symulując ich osadzenie w gniazdach przenośnika. Na koło zębate nałożono dwa wymuszenia: pierwsze, to przesunięcie prostoliniowe symulujące ruch postępowy kombajnu ścianowego po przenośniku, drugie, to moment obrotowy o wartości 7640 Nm generowany przez ciągnik o mocy 120 kW. W obu przypadkach założono współczynnik tarcia o wartości 0,15 pomiędzy wszystkimi elementami będącymi w kontakcie.

W czasie symulacji quasi-dynamicznych przeanalizowano wartości reakcji w zazębieniu z uwzględnieniem składowych kierunkowych. W tabeli 1 przedstawiono wartości reakcji w zazębieniu w wybranych krokach czasowych, odpowiadających początkowej, pełnej i końcowej fazie zazębienia dla obu systemów.

Wartości reakcji w zazębieniu systemu Eicotrack i Flextrack z uwzględnieniem składowych kierunkowych (źródło: opracowanie własne na podstawie [2])

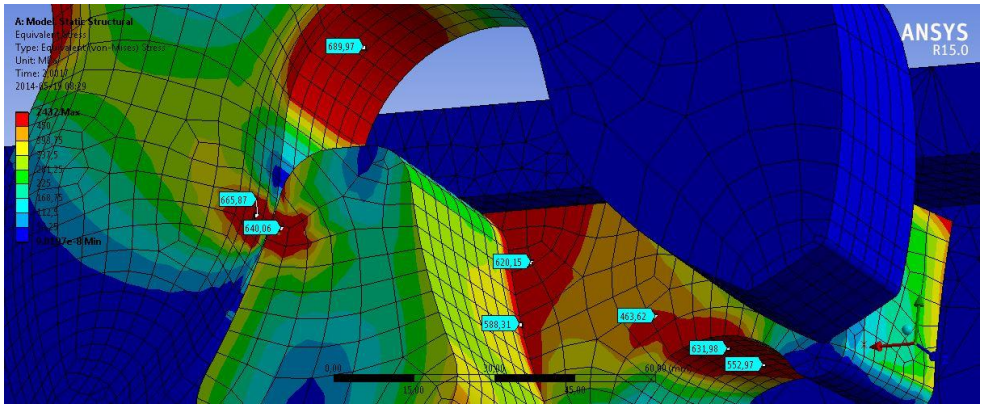
Tabela 1

Faza zazębienia	Kierunek	Eicotrack	Flextrack
Początkowa	x	160760 N	211090 N
	y	105210 N	20119 N
	z	242 N	63 N
Pełne zazębienie	x	239870 N	200710 N
	y	130680 N	56747 N
	z	531 N	594 N
Końcowa	x	420480 N	211560 N
	y	45987 N	27549 N
	z	50 N	325 N

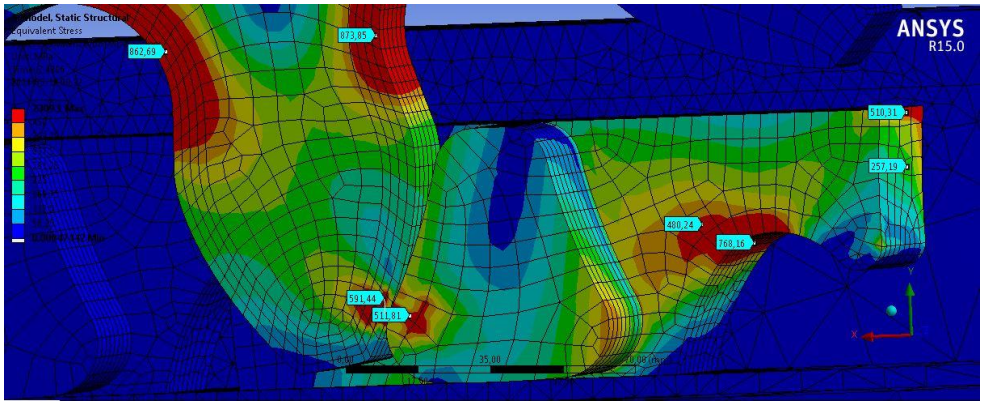
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wyniki symulacji potwierdziły, że konstrukcja flanki zęba w zębatce Flextrack redukuje niepożądaną siłę składową w kierunku Y, w stosunku do zębatki Eicotrack, dzięki czemu można spodziewać się mniejszego zużycia zarówno zębów koła jak i zębatki.

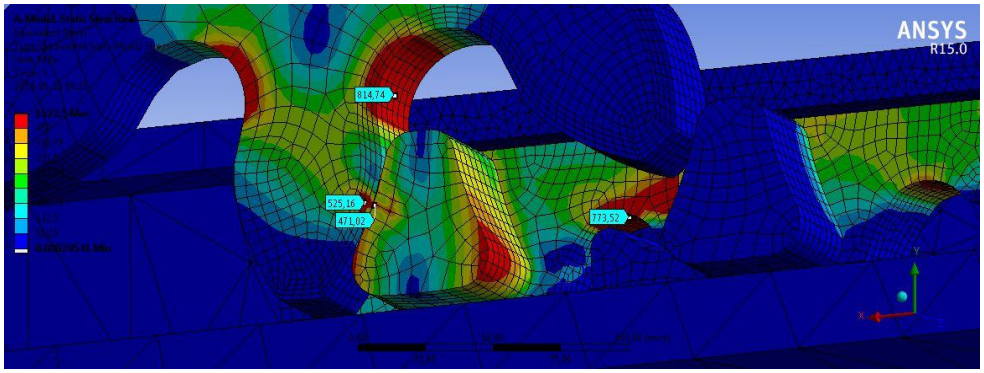
Maksymalna wartość naprężenia zredukowanego, którą zidentyfikowano podczas symulacji dynamicznej wynosiła około 1200 MPa w przypadku koła napędowego i około 850 MPa w przypadku zębatki (rys.14, 15, 16, 17).



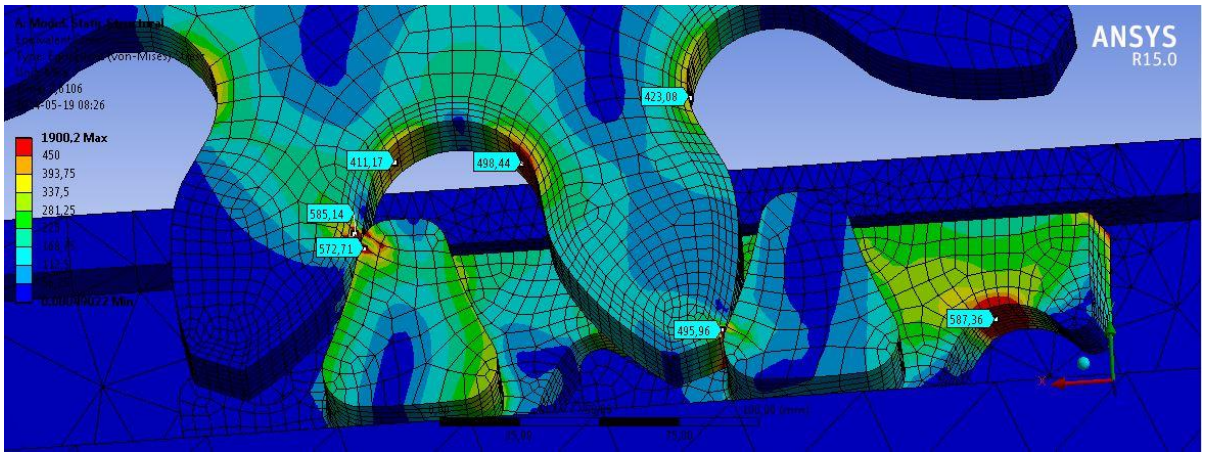
Rys. 14. Rozkład naprężeń zredukowanych na początku cyklu zazębienia [2]



Rys. 15. Rozkład naprężeń zredukowanych w głównej fazie zazębienia [2]



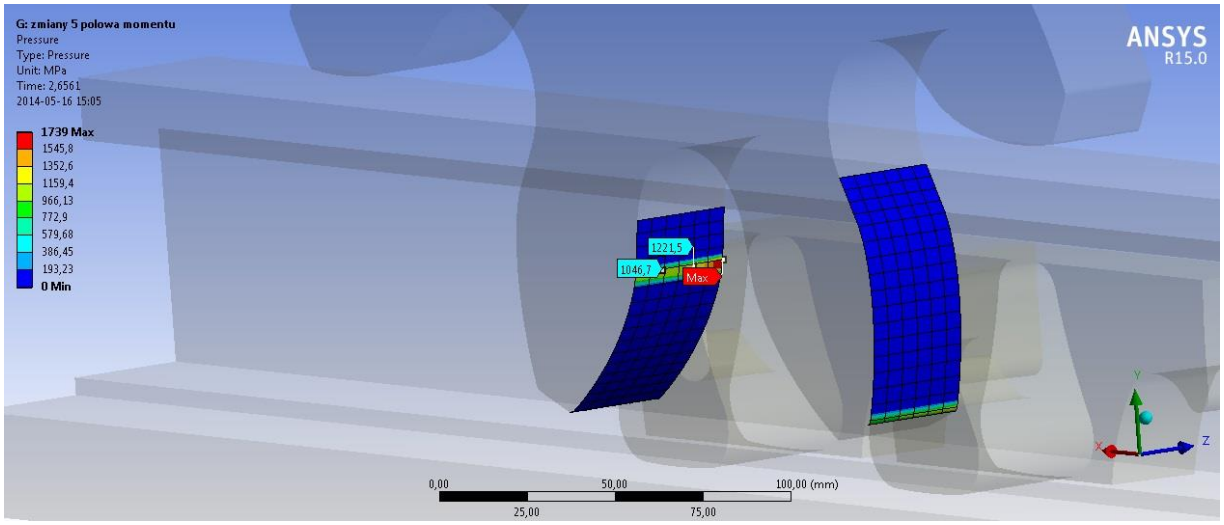
Rys. 16. Rozkład naprężeń zredukowanych w końcowej fazie zazębienia [2]



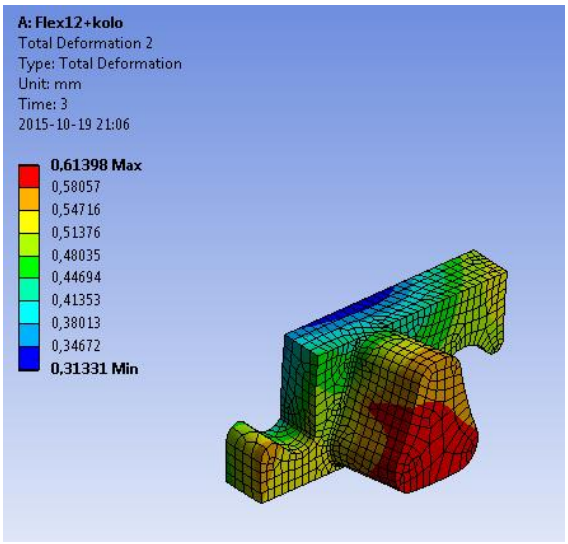
Rys. 17. Rozkład naprężeń zredukowanych w końcowej fazie zazębienia (podwójny punkt przyporu) [2]

Przeprowadzono również analizę nacisków powierzchniowych na flankach elementów podczas całego cyklu zazębienia. Maksymalne naciski wystąpiły w momencie podwójnego punktu przyporu (rys.18) i osiągnęły wartość nieznacznie przekraczającą 1200 MPa.

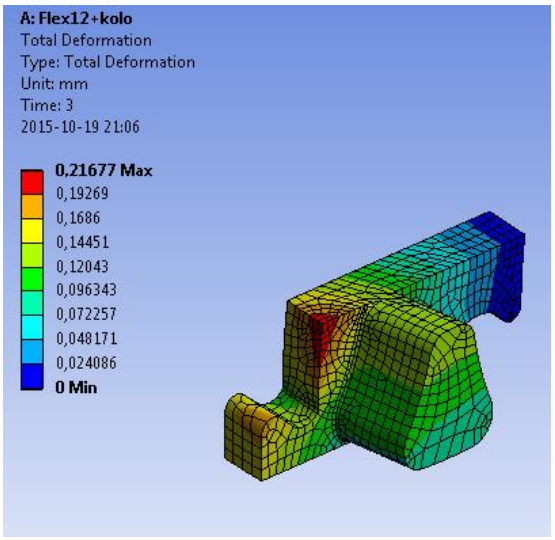
Wykonano także analizę przemieszczeń zębatki. Wyniki pozwalają stwierdzić, że konstrukcja odlewu wytrzyma naprężenia powstałe w wyniki siły posuwu kombajnu. Na rysunkach 19 i 20 przedstawiono wyniki przemieszczeń zębatki, której ząb był w przyporze oraz zębatki będącej za nią. Maksymalna wartość przemieszczenia wynosi 0,61 mm w przypadku zębatki będącej w kontakcie z kołem (rys.19) i 0,21 mm dla zębatki, która przenosi obciążenia przez bieżnie sferyczne (rys. 20).



Rys. 18. Maksymalne naciski powierzchniowe na flance koła napędowego w momencie podwójnego punktu przyporu [2]



Rys.19. Mapa przemieszczeń zębatki Flextrack – segment będący w kontakcie z kołem [2]



Rys.20. Mapa przemieszczeń zębatki Flextrack – segment, na który przez bieżnie sferyczne przenoszona jest siła [2]

6. Podsumowanie

Instytut KOMAG (jako lider) wraz z Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, Instytutem Odlewnictwa oraz firmą Specodlew Sp. z o.o. realizują, dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych”. Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eicotrack. Przedstawiono wyniki prac koncepcyjnych oraz obliczenia numeryczne i analizy zrealizowane w początkowych etapach projektu. Opracowano wariantowe rozwiązania segmentów zębatki oraz prowadników, które poddano statycznym i quasi-dynamicznym analizom wytrzymałościowym z wykorzystaniem obliczeń numerycznych

metodą elementów skończonych. W ich wyniku zaproponowano, do dalszych prac, najkorzystniejsze pod względem wytrzymałościowym i funkcjonalnym rozwiązanie segmentów zębatki oraz jednoelementowego prowadnika z przykręcaną zaślepką. Takie rozwiązanie umożliwi ewentualną wymianę segmentów zębatek, w wyniku ich uszkodzeń powstałych w trakcie eksploatacji, bez konieczności demontażu prowadnika. Wykonane prace dały podstawę do realizacji kolejnych etapów projektu, w których dokonano doboru materiałów i technologii wykonania odlewów elementów zaproponowanego systemu Flextrack.

Literatura

1. Zachura A. i in.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 1. Opracowanie wariantowych rozwiązań innowacyjnego systemu posuwu maszyny wydobywczej. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2013 (materiały nie publikowane).
2. Zachura A. i in.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 3. Wirtualne prototypowanie wstępnych rozwiązań konstrukcyjnych innowacyjnego systemu posuwu maszyny wydobywczej oraz zaprojektowanie stanowiska badawczego. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2015 (materiały nie publikowane).
3. Zachura A. i in.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 5. Kryterialny wybór z pola możliwych rozwiązań oraz opracowanie postaci konstrukcyjnej elementów systemu posuwu maszyny wydobywczej. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2014 (materiały nie publikowane).
4. Zachura A. i in.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 9. Optymalizacja postaci konstrukcyjnej elementów składowych systemu posuwu. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2014 (materiały nie publikowane).
5. Zachura A., Żuczek R.: System posuwu Flextrack zwiększający trwałość i niezawodność napędu kombajnu ścianowego.[w:] Monografia: KOMTECH 2014, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2014 s. 151-161.
6. Dokumentacja graficzna ITG KOMAG.

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwa pracy w kompleksach ścianowych" (akronim FLEXTRACK, umowa nr PBS1/B2/5/2012, wartość projektu: 4 107 253,00 PLN), współfinansowanego przez Narodowe Centrum Badań I Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych I I przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Innowacyjny system posuwu FLEXTRACK – dobór materiałów (stopów odlewniczych)

Zenon Pirowski – Instytut Odlewnictwa
Waldemar Uhl – Instytut Odlewnictwa
Krzysztof Jaśkowiec – Instytut Odlewnictwa
Stanisław Pysz – Instytut Odlewnictwa
Andrzej Gazda – Instytut Odlewnictwa
Włodzimierz Kotulski - PIO Specodlew sp. z o. o.
Piotr Kurdziel - PIO Specodlew sp. z o. o.
Adam Zachura

1. Wprowadzenie

Instytut Odlewnictwa oraz firma Specodlew Sp. z o.o. współrealizują wraz z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG (lider) oraz Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych". Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eickotrack. W ramach kolejnego etapu realizowanego projektu wykonano prace mające na celu identyfikację właściwości wybranych tworzyw odlewniczych odpornych na ścieranie, weryfikację danych termofizycznych i mechanicznych niezbędnych do przeprowadzenia symulacji komputerowej procesów technologicznych. Dobrano optymalne parametry obróbki cieplnej wybranych stopów przeznaczonych do wykonania prototypowych odlewów elementów innowacyjnego systemu posuwu kombajnu górniczego. W ramach ww. prac, na podstawie danych literaturowych [1, 2, 3, 4] i własnego doświadczenia wytypowano do prób kilka gatunków odlewniczych stopów żelaza odpornych na zużycie ścierne. Do prób wstępnych wybrano trzy gatunki żeliwa sferoidalnego hartowanego z przemianą izotermiczną:

stop 1 – o dużej wytrzymałości,

stop 2 – o zbalansowanych właściwościach wytrzymałościowych i plastycznych,

stop 3 – o wysokich właściwościach plastycznych

oraz trzy gatunki staliwa stopowego ulepszanego cieplnie:

stop 4 – staliwo niskostopowe chromowo-niklowo-molibdenowe z podniesioną zawartością krzemu i manganu,

stop 5 – staliwo wysokomanganowe z dodatkiem chromu, niklu i molibdenu,

stop 6 – staliwo niskostopowe chromowo-niklowo-molibdenowe z dodatkiem wanadu i podniesioną zawartością manganu.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rozważane stopy posiadają właściwości mechaniczne spełniające wymogi opracowywanej w ramach projektu innowacyjnej koncepcji systemu posuwu kombajnu ścianowego i mają wystarczającą odporność na zużycie ścierne. Nie mogą one jednak nadmiernie wpływać na zużycie kół napędowych, a więc być zbyt agresywne trybologicznie dla materiału tych kół.

2. Wykonanie wytopów laboratoryjnych

Realizując założone cele przeprowadzono wytopy laboratoryjne wytypowanych stopów i określono uzyskany skład chemiczny. Wytopy prowadzono w piecu indukcyjnym średniej częstotliwości, w tyglu o wyłożeniu obojętnym na bazie Al_2O_3. Wykorzystywano tygiel o pojemności 100 kg masy wsadu metalowego. Jako materiały wsadowe stosowano: surówkę odlewniczą, złom stalowy, żelazostopy, odtleniacze, sferoidyzator FeSiMg17, modyfikator FeSi75T.

Prowadząc wytopy stwierdzono, że przy dotrzymaniu odpowiedniego reżimu technologicznego (rodzaj, temperatura i czas zabiegów metalurgicznych) wszystkie stopy nie będą sprawiały większych trudności pod względem technologii topienia, zalewania i krzepnięcia w formach ceramicznych.

Analizę chemiczną wykonanych wytopów przeprowadzono metodą spektrometrii emisyjnej zgodnie z certyfikowanymi procedurami badawczymi opracowanymi w Instytucie Odlewnictwa w Krakowie.

Z odlanych wlewków badawczych pobrano próbki do badań właściwości termofizycznych, mechanicznych i trybologicznych.

3. Badania właściwości termofizycznych

3.1. Badania kalorymetryczne

Badania kalorymetryczne przeprowadzono dla żeliwa sferoidalnego (próbka 3), jako stopu wyjściowego dla wszystkich gatunków żeliwa ADI uzyskiwanych w wyniku dalszej obróbki cieplnej (stopy 1, 2 i 3) oraz dla trzech gatunków staliwa (stopy 4, 5 i 6).

Wykonano je za pomocą wysokotemperaturowego różnicowego kalorymetru skaningowego, który pozwala między innymi na: identyfikację przemian fazowych i określenie parametrów topnienia (temperatura solidus, likwidus) i ciepła topnienia (zmiany entalpii) ΔH z dokładnością $\pm$ 4 % i pomiar ciepła właściwego c_p z dokładnością $\pm$ 2.5% (w zakresie 50 ÷ 1400 °C).

Identyfikacyjne pomiary kalorymetryczne przeprowadzono w zakresie od temperatury otoczenia do maksymalnej, osiągalnej w urządzeniu temperarury o watrości 1490 °C, z szybkością 5 K/min w ochronnej atmosferze argonu. Wyniki badań, pozwoliły wyznaczyć ciepło topnienia oraz wartości temperatury solidus i likwidus, w przypadkach, kiedy było to możliwe(próbki stopów 4 i 6 nie uległy stopieniu). Tabela 1 zawiera wyniki tych badań.

Parametry topnienia badanych stopów [2]

Tabela 1

Stop/próbka	Temperatura solidus [°C]	Temperatura likwidus [°C]	Ciepło topnienia ΔH [kJ/kg]	Uwagi
3	1127,2	1186,5	140,0	Próbka stopiona
4	1419,0	-	-	Próbka niestopiona *)
5	1389,5	1420,8	133,9	Próbka stopiona
6	1450,1	-	-	Próbka niestopiona *)

*) maksymalna temperatura osiągana w urządzeniu wynosi 1490 °C

Pomiary ciepła właściwego wykonano w zakresie stanu stałego, metodą porównawczą wg normy ASTM E 1269 5, wykorzystując szafir jako wzorzec. W tabeli 2. zestawiono wartości ciepła właściwego badanych stopów w zakresie temperaturowym niewystępowania przemian fazowych, tzn. od RT do 700°C.

Wartości ciepła właściwego badanych stopów [2]

Tabela 2

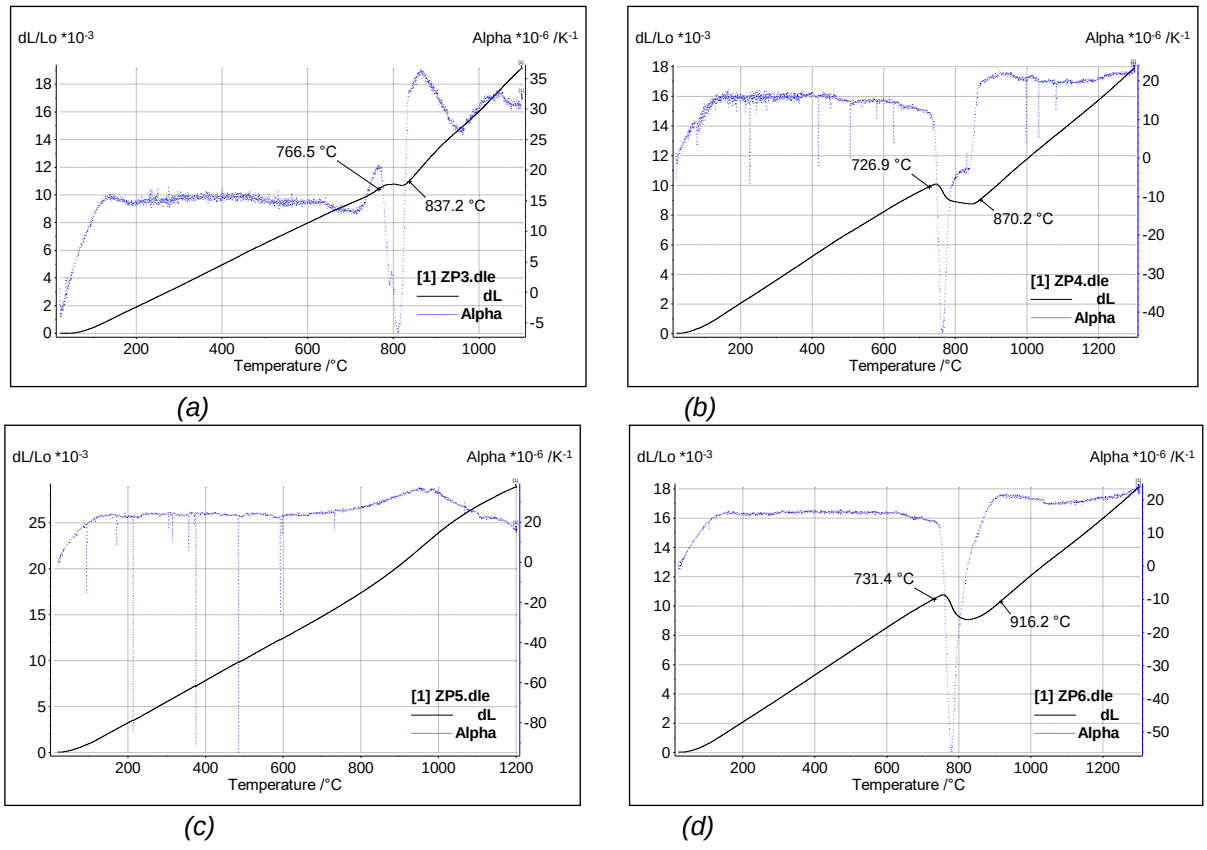
Stop	Ciepło właściwe, kJ/kg						
	100 °C	200 °C	300 °C	400 °C	500 °C	600 °C	700 °C
3	0,515	0,516	0,543	0,593	0,663	0,745	0,945
4	0,505	0,516	0,538	0,587	0,650	0,734	0,926
5	0,533	0,522	0,548	0,552	0,551	0,529	0,585
6	0,484	0,481	0,500	0,536	0,592	0,676	0,848

3.2. Badania dylatometryczne

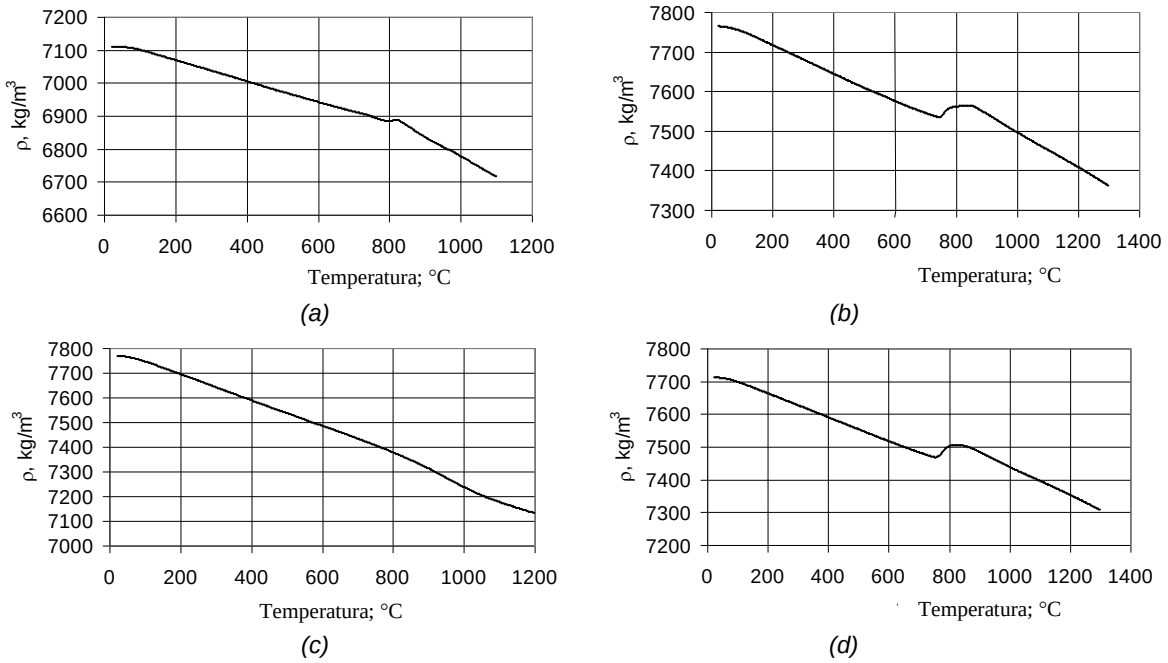
Badania dylatometryczne przeprowadzono w zakresie rozszerzalności cieplnej metali i stopów, materiałów ceramicznych (włącznie z materiałami typu odlewniczych mas formierskich).

Przeprowadzono je w atmosferze ochronnej argonu, z szybkością nagrzewania 5 K/min, w zakresie od temperatury otoczenia (RT) do 1300 °C (1100 °C dla stopu 3). Na rys. 1. przedstawiono zarejestrowane względne zmiany rozszerzalności $\Delta L/L_o$ oraz zależność fizycznego współczynnika rozszerzalności od temperatury (zaznaczono wartości temperatury przemiany eutektoidalnej).

Na rys. 2. przedstawiono zależności gęstości badanych stopów od temperatury. Gęstość każdego stopu ρ_o w temperaturze otoczenia 25°C wyznaczono metodą wagi hydrostatycznej.



Rys. 1. Zależność dylatacji i współczynnika rozszerzalności liniowej od temperatury dla badanych stopów: (a) wyjściowe żeliwo sferoidalne dla stopów 1, 2 i 3, (b) stop 4, (c) stop 5, (d) stop 6. [2]



Rys. 2. Gęstość badanych stopów w funkcji temperatury: (a) wyjściowe żeliwo sferoidalne dla stopów 1, 2 i 3, (b) stop 4, (c) stop 5, (d) stop 6. [2]

4. Dobór parametrów i wykonanie obróbki cieplnej

Wybrane do badań próbki stopów poddano hartowaniu izotermicznemu, w przypadku żeliwa sferoidalnego, a w przypadku staliwa - ulepszaniu cieplnemu. Dla uzyskania założonych właściwości mechanicznych poszczególnych tworzyw konieczne było dobranie odpowiednich parametrów czasowo-temperaturowych zabiegów obróbki cieplnej. W tym celu przeprowadzono szereg próbnych wariantów tej obróbki, aby można było dobrać właściwy wariant dla poszczególnych stopów umożliwiający otrzymanie żądanych właściwości mechanicznych.

W przypadku żeliwa sferoidalnego hartowanego z przemianą izotermiczną stosowano różne wartości temperatury zarówno procesu austenityzowania, jak i wychładzania izotermicznego w soli hartowniczej oraz zmienny czas tych zabiegów. Przeprowadzono próby wstępne, a następnie weryfikujące.

Dla badanych gatunków staliwa dobierano: temperaturę austenityzacji, medium chłodzące (woda, olej), temperaturę odpuszczania, a także, wariantowo, zabiegi ulepszania cieplnego poprzedzano procesem normalizacji.

Rodzaj i parametry przeprowadzonych zabiegów cieplnych dla poszczególnych badanych stopów zamieszczono w tabelach 3, 4 i 5. Obrobione cieplnie próbki stopów poddano następnie badaniom właściwości mechanicznych.

5. Badania własności mechanicznych

Badania właściwości mechanicznych obejmowały pomiar twardości, udarności oraz statyczną próbę rozciągania w temperaturze otoczenia.

Twardość mierzono sposobem Rockwella na skali C, zgodnie z normą PN-EN ISO 6508-1:2007.

Pomiary udarności prowadzono sposobem Charpy’ego w temperaturze otoczenia, zgodnie z normą PN-EN 10045-1:2007.

Próbę rozciągania wykonano zgodnie z normą PN-EN ISO 6892-1:2010 za pomocą maszyny wytrzymałościowej. Przyrost prędkości naprężenia podczas próby wynosił 1,59 MPa/s, siła obciążająca wynosiła 1471 N, a nominalny czas działania obciążenia – 4 s.

Wyniki poszczególnych prób, dla różnych stopów i zastosowanych różnych wariantów obróbki cieplnej, przedstawiono w tabelach 3, 4 i 5.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Uzyskane właściwości mechaniczne żeliwa sferoidalnego hartowanego z przemianą izotermiczną (ADI) [2]

Tabela 3

Warianty obróbki cieplnej	R_m[MPa]	$R_{0,2}$[MPa]	A [%]	HRC [-]	KC [J]
próby wstępne – wytop 1					
wariant 1	1480	1130	2,4	43	54,5
wariant 2	1170	830	5,6	36	72,4
wariant 3	950	580	8,2	27	80,6
próby weryfikujące – wytop 2					
wariant 4	1430	1280	1,7	39	56,1
wariant 5	1315	1170	2,4	37	62,2
wariant 6	1200	1020	6,4	33	79,4
wariant 7	1030	780	5,7	25	77,5

wariant 1: austenityzacja 900^{o}C/2h; wychładzanie w soli 270^{o}C/3h

wariant 2: austenityzacja 900^{o}C/2h; wychładzanie w soli 330^{o}C/2,5h

wariant 3: austenityzacja 900^{o}C/2h; wychładzanie w soli 375^{o}C/2,5h

wariant 4: austenityzacja 850^{o}C/2h; wychładzanie w soli 300^{o}C/3h

wariant 5: austenityzacja 900^{o}C/2h; wychładzanie w soli 320^{o}C/2h

wariant 6: austenityzacja 900^{o}C/2h; wychładzanie w soli 340^{o}C/2h

wariant 7: austenityzacja 950^{o}C/2h; wychładzanie w soli 360^{o}C/1,5h

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Uzyskane właściwości mechaniczne ulepszanych cieplnie stopu 4 [2]

Tabela 4

Warianty obróbki cieplnej	R_m[MPa]	$R_{0,2}$[MPa]	A [%]	HRC [-]	E [GPa]	ν [-]
podwyższona zawartość węgla – wytop 1						
wariant 1	1209	1196	-	-	221	0,26
wariant 2	1193	1161	-	-	214	0,26
wariant 3	1213	1173	-	-	218	0,29
normatywna zawartość węgla – wytop 2						
wariant 4	1440	1280	5,6	-	-	-
wariant 5	1410	1365	2,4	-	-	-
wariant 6	1070	970	8,0	35	201	0,25
wariant 1: normalizacja - 900°C/1h/powietrze; austenityzacja - 870°C/1,5h/woda; odpuszczanie - 500°C/1,5h/powietrze, wariant 2: austenityzacja - 870°C/1,5h/woda; odpuszczanie - 500°C/1,5h/powietrze, wariant 3: austenityzacja - 870°C/1,5h/olej; odpuszczanie - 500°C/1,5h/powietrze, wariant 4: normalizacja - 930°C/1h/powietrze; austenityzacja - 920°C/1h/woda; odpuszczanie - 230°C/1h/powietrze, wariant 5: normalizacja - 930°C/1h/powietrze; austenityzacja - 920°C/1h/woda; odpuszczanie - 270°C/1h/powietrze, wariant 6: normalizacja - 930°C/1h/powietrze; austenityzacja - 920°C/1h/woda; odpuszczanie - 250°C/1h/powietrze,						

Uzyskane właściwości mechaniczne ulepszanych cieplnie stopów 5 i 6. [2]

Tabela 5

Staliwo	R_m[MPa]	$R_{0,2}$[MPa]	A [%]	HRC [-]
stop 5	1040	410	4	28
obróbka cieplna: przesycanie 1070°C/1,5h/woda				
stop 6	1270	820	10,0	24
obróbka cieplna: proces objęty tajemnicą firmy PIO Specodlew				

6. Badania trybologiczne

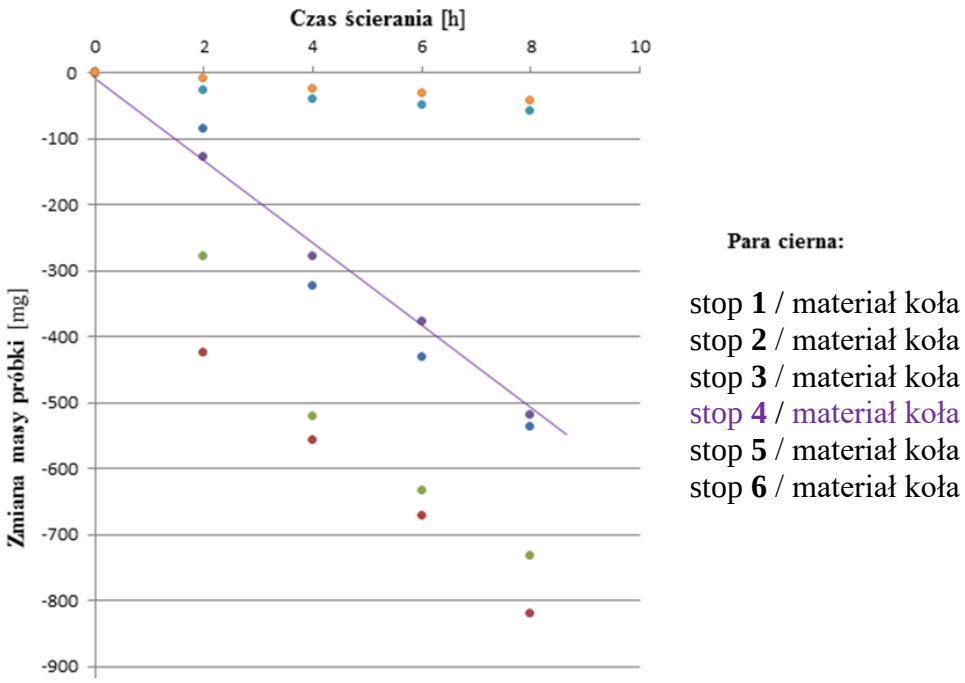
Przeprowadzono również badania zużycia trybologicznego metodą Amslera, w warunkach tarcia suchego. Do badań użyto par ciernych składających się z próbki i przeciwpróbki. Materiałem **przeciwpróbki** był każdorazowo materiał, z którego wykonywane jest koło zębate układu napędu posuwu kombajnu górniczego, natomiast **próbki** stanowiły wytypowane do badań stopy odlewnicze przewidziane do wykonania eksperymentalnych odlewów segmentów zębatki.

W trakcie prowadzenia prób ścierania stosowano siłę docisku próbki do przeciwpróbki F = 577 N. W celu oceny stopnia zużycia ściernego poszczególnych stopów określano następujące parametry:

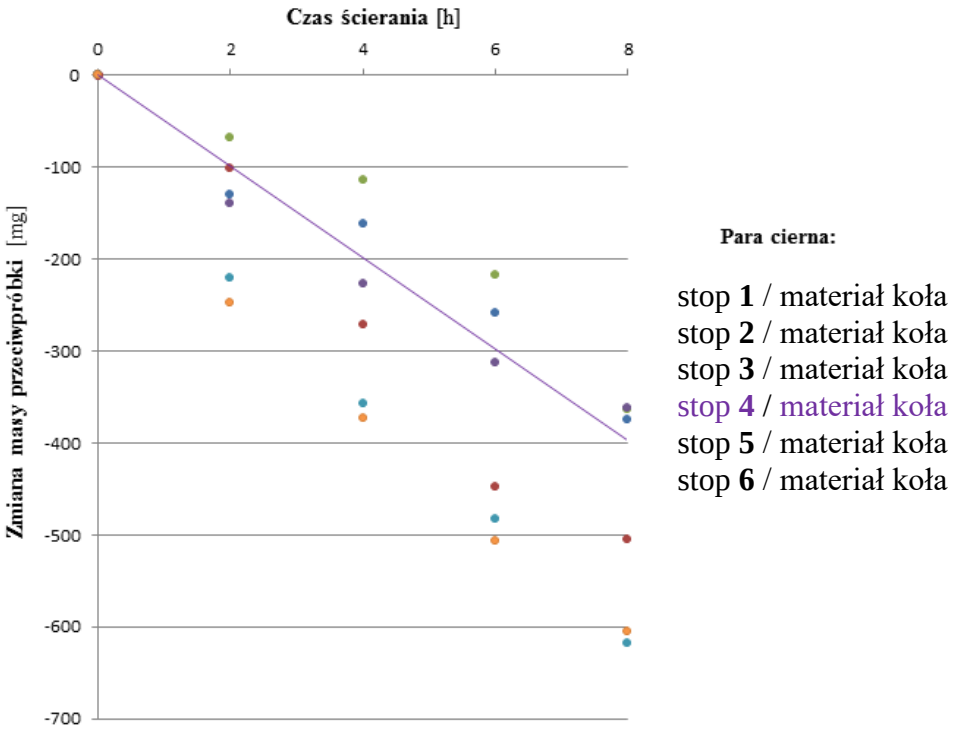
- masę próbki,
- masę przeciwpróbki,
- wybrany wymiar liniowy próbki,
- średnicę przeciwpróbki,
- współczynnik tarcia,
- temperaturę tarcia.

Pomiary ww. parametrów przeprowadzano po 30 minutach (czas docierania), a następnie po 2, 4, 6, i 8 godzinach ścierania.

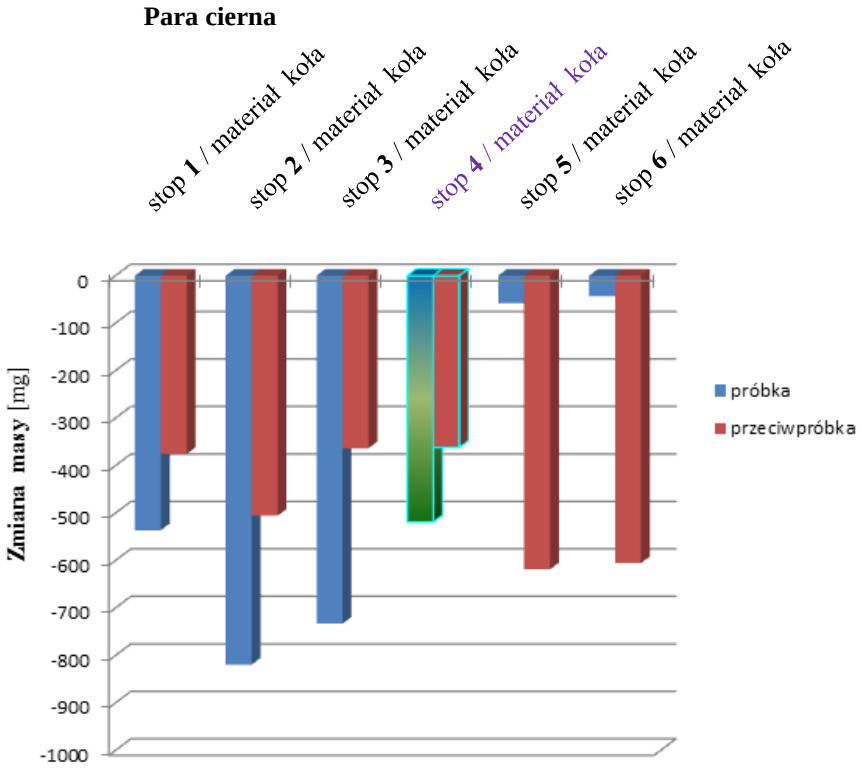
Wyniki przeprowadzonych prób zużycia ściernego ilustrują przedstawione poniżej wykresy. Pokazują one kinetykę ubytku masy próbek (rys. 3) i przeciwpróbki (rys. 4), w poszczególnych parach ciernych oraz zużycie par ciernych po pełnym cyklu badań (rys. 5). Powstające zmiany wymiarowe zilustrowano na rys. 6, 7, 8, 9, a określone współczynniki tarcia i temperaturę tarcia –na rys. 10 i 11.



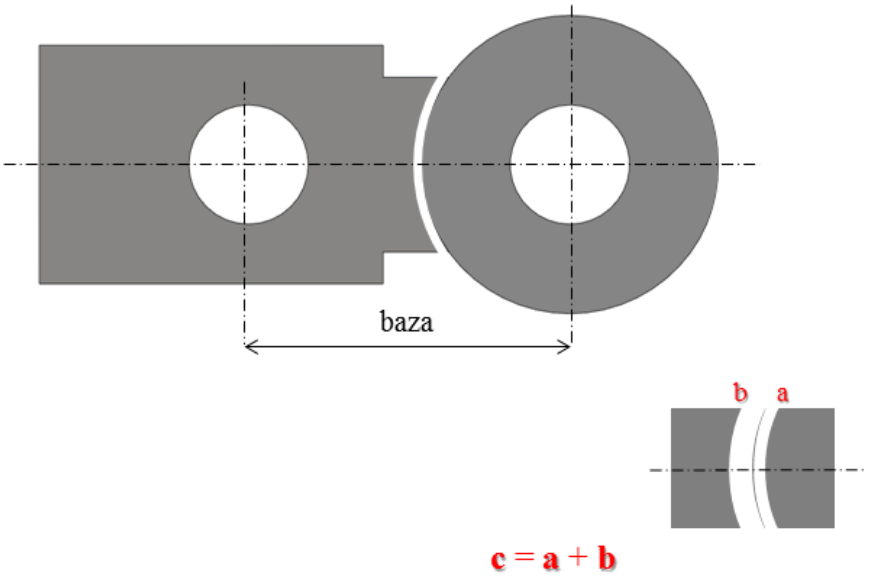
Rys. 3. Kinetyka zużycia próbek badanych stopów dla poszczególnych par ciernych (para wyróżniona – stopy dotychczas stosowane) [2]



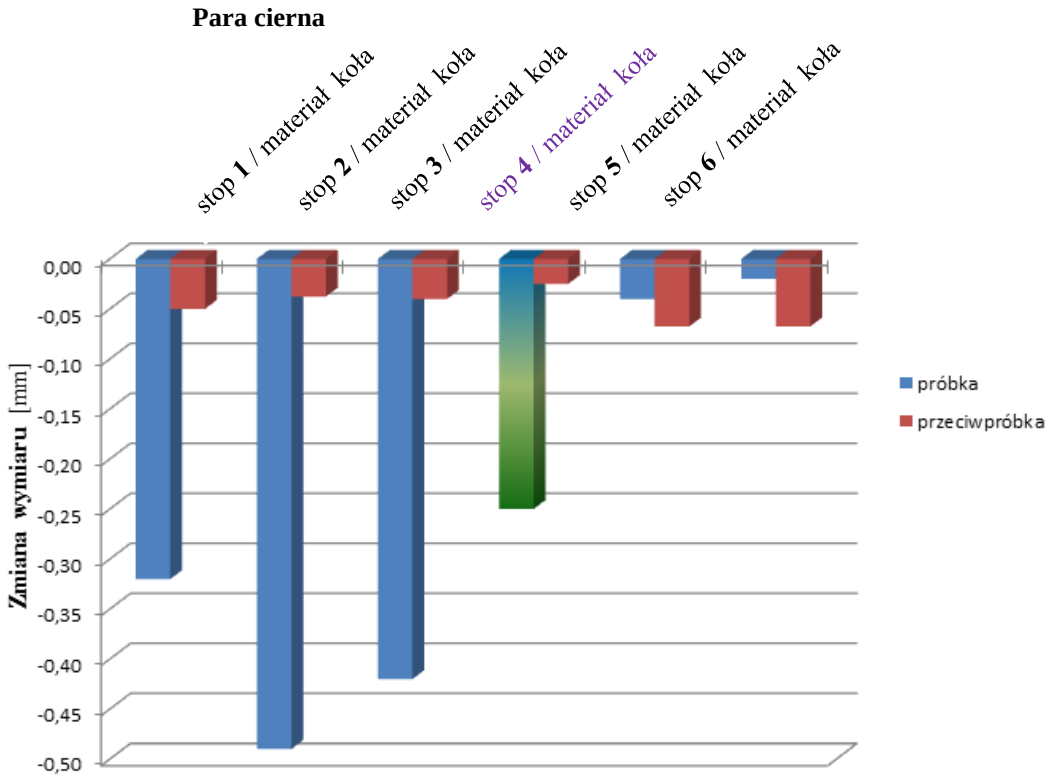
Rys. 4. Kinetyka zużycia przeciwpróbek wykonanych z materiału koła dla poszczególnych par ciernych (para wyróżniona – stopy dotychczas stosowane) [2]



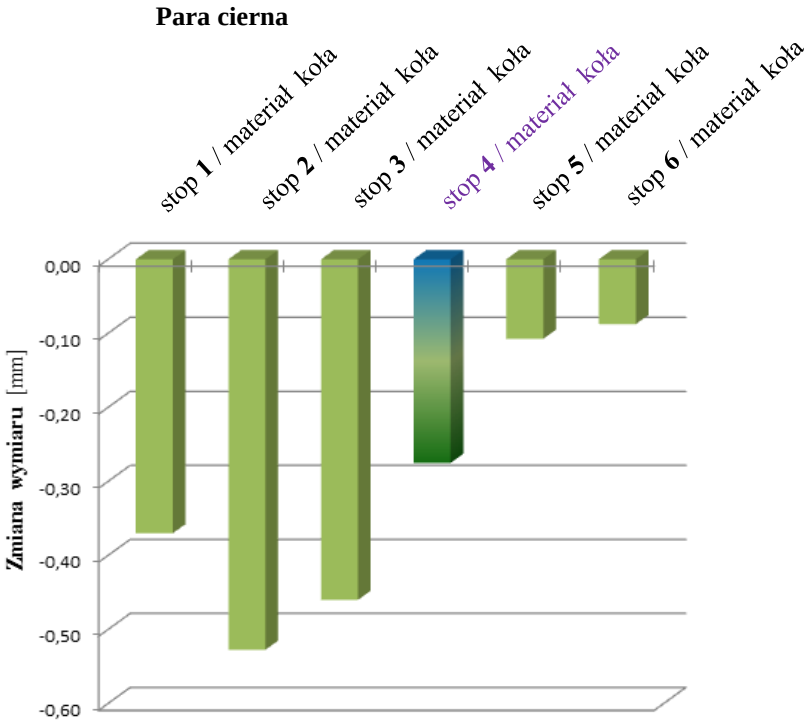
Rys. 5. Zużycie próbki i przeciwpróbki w poszczególnych parach ciernych po pełnym cyklu badań (para wyróżniona – stopy dotychczas stosowane) [2]



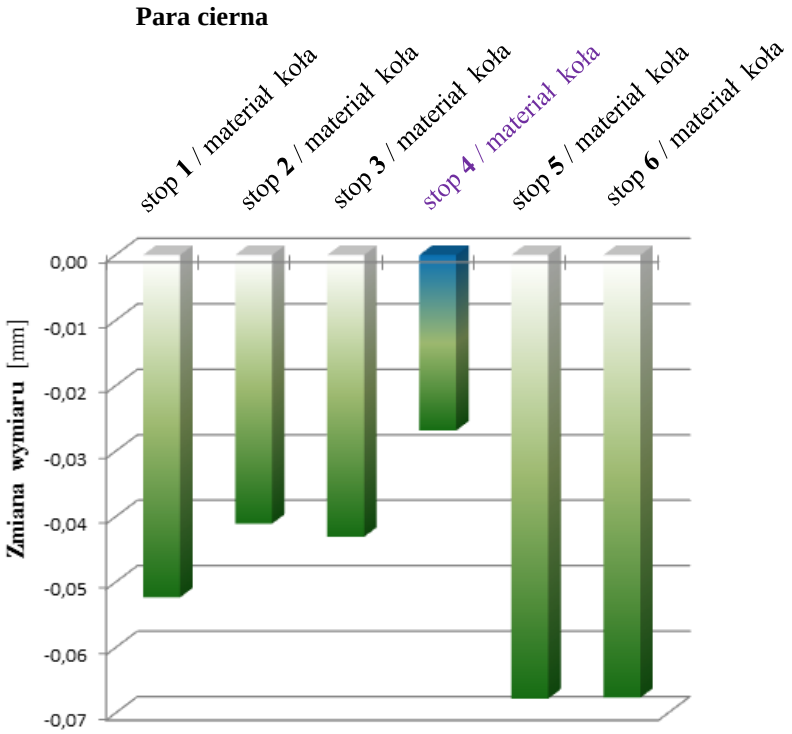
Rys. 6. Metoda pomiaru zmian wymiarowych w wyniku zużycia ściernego:
- próbki (parametr **b**),
- przeciwpróbki (parametr **a**)
- sumarycznego (parametr **c**) [2]



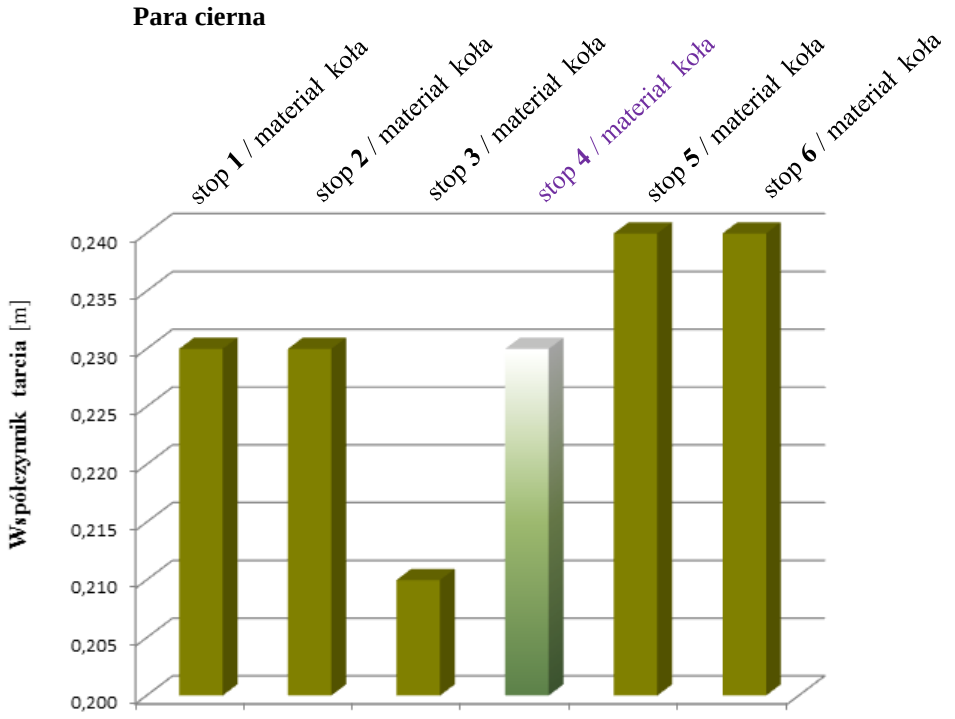
Rys. 7. Zmiany wymiarowe próbki (parametr **b**) i przeciwpróbki (parametr **a**) w wyniku zużycia ściernego dla poszczególnych par ciernych (para wyróżniona – stopy dotychczas stosowane) [2]



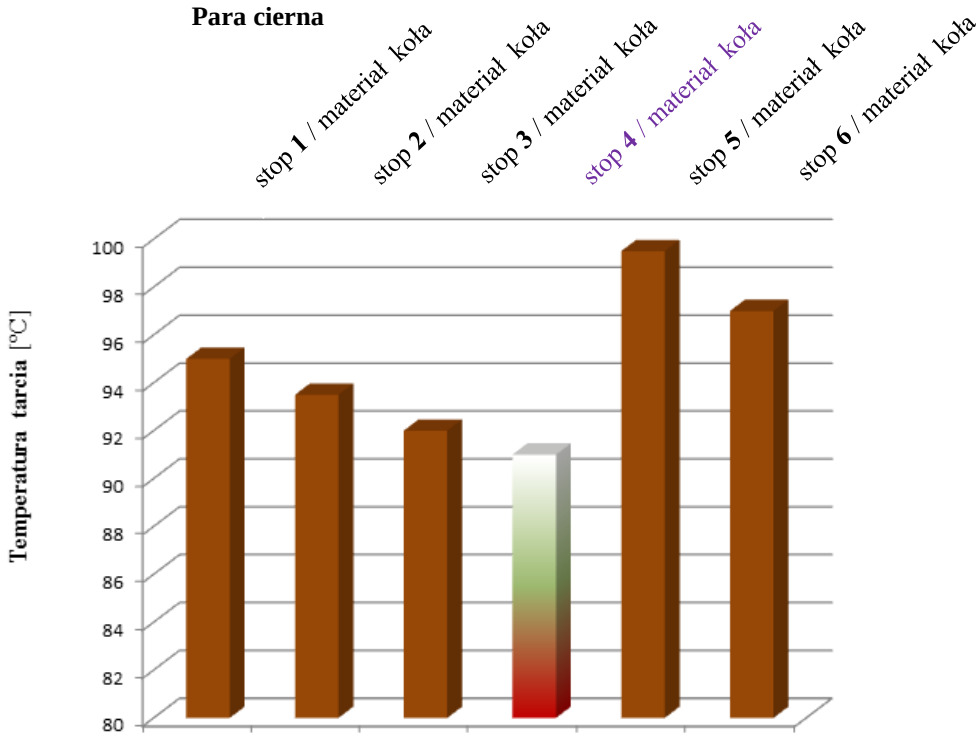
Rys. 8. Sumaryczne zmiany wymiarowe próbki i przeciwpróbki (parametr **c**) w wyniku zużycia ściernego dla poszczególnych par ciernych (para wyróżniona – stopy dotychczas stosowane) [2]



Rys. 9. Skorygowane sumaryczne zmiany wymiarowe próbki i przeciwpróbki (parametr **c**) w wyniku zużycia ściernego dla poszczególnych par ciernych uwzględniające częstotliwość kontaktów zęba koła napędowego i szczebla pojedynczego ogniwa (para wyróżniona – stopy dotychczas stosowane) [2]



Rys. 10. Współczynnik tarcia dla poszczególnych par ciernych (para wyróżniona – stopy dotychczas stosowane) [2]



Rys. 11. Temperatura podgrzania par ciernych w trakcie prób zużycia ściernego (para wyróżniona – stopy dotychczas stosowane) [2]

7. Podsumowanie

Instytut Odlewnictwa oraz firma Specodlew Sp. z o. o. współrealizują wraz z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG (lider) oraz Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych". Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eickotrack. Głównym celem prac realizowanych w ramach kolejnego etapu projektu był dobór odpowiednich tworzyw odlewniczych przeznaczonych na nowo konstruowane, eksperymentalne elementy napędu posuwu Flextrack. Koncepcja rozwiązania wymusiła następujące kryteria, które winny spełniać zaproponowane do prób stopy:

- dobre parametry technologiczne, umożliwiające wykonanie konstruowanych elementów techniką odlewania,
- wystarczające właściwości mechaniczne, umożliwiające przenoszenie naprężenia eksploatacyjnego projektowanej konstrukcji,
- dobra odporność na zużycie ścierne we współpracy z materiałem zębatego koła napędowego,
- minimalny wpływ na zużycie koła, głównie ze względu na znaczny koszt jego wymiany.

Wybrane do prób stopy przebadano w świetle powyższych kryteriów. Określono właściwości mechaniczne oraz parametry termofizyczne stopów w celu dalszej analizy naprężeń powstających we wdrażanej konstrukcji i zaprojektowania technologii odlewów.

Przeprowadzono również badania trybologiczne par ciernych w warunkach tarcia suchego określając między innymi kinetykę zużycia ściernego stopów we współpracy z materiałem zębatego koła napędowego oraz wpływ stopów na zużycie materiału koła.

Na podstawie analizy uzyskanych wyników badań stwierdzono, że dobierając dla poszczególnych stopów odpowiednie parametry temperaturowo-czasowe procesu ich obróbki cieplnej można uzyskać właściwości wytrzymałościowe założone konstrukcyjnie: $R_{0,2}$ - powyżej 900 MPa, przy wydłużeniu powyżej 5%.

Przeprowadzone badania trybologiczne wykazały, że najbardziej odpornymi na zużycie ścierne spośród badanych tworzyw są odpowiednio stopy 6 i 5. Są one jednak bardziej agresywne w stosunku do materiału koła napędowego niż pozostałe, testowane stopy (zarówno ze względu na ubytek masy, jak i zmiany wymiarowe), co uwidoczniono po wprowadzeniu skorygowanej sumarycznej zmiany wymiaru próbki i przeciwpróbki (parametr **c**) w wyniku zużycia ściernego dla poszczególnych par ciernych. Uwzględniono częstotliwość kontaktów zęba koła napędowego i szczebla pojedynczego ogniwa (rysunek 9). Pary cierne, w przypadku wspomnianych gatunków

staliwa (stopy 5 i 6 z materiałem koła) posiadały również większy współczynnik tarcia i temperaturę nagrzania próbek w czasie badań, niż pozostałe pary cierne (rys. 10 i 11).

Uwzględniając analizę wyników badań, do dalszych pac wytypowano stopy 2 i 4 tj. odpowiednio żeliwo sferoidalne hartowane z przemianą izotermiczną, o zbalansowanych właściwościach wytrzymałościowych i plastycznych oraz staliwo niskostopowe chromowo-niklowo-molibdenowe, z podniesioną zawartością krzemu i manganu. W przypadku obróbki cieplnej prototypowych odlewów, wykonywanych w dalszym etapie realizacji projektu, parametry zabiegów cieplnych tych stopów będą musiały być każdorazowo weryfikowane. Dotyczy to zwłaszcza odlewów z żeliwa ADI. Istotny wpływ na uzyskiwane właściwości mechaniczne po hartowaniu izotermicznym w soli (oprócz parametrów temperaturowo-czasowych procesu), ma masa i grubość ścianki odlewu, a także sposób wzajemnego ułożenia odlewów, w przypadku obróbki cieplnej całej ich partii.

Literatura

7. Pirowski Z., Olszyński J., Tybulczuk J., Gościański M: Innovative cast materials for part of agricultural machines improving the competitiveness of final products; Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Mechanika; 2006/66/205-216.
8. Pirowski Z., i. in.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 2. Ocena własności materiałowych wytypowanych tworzyw odlewniczych odpornych na ścieranie z przeznaczeniem na odlewy elementów układu jezdnego kombajnu górniczego. Instytut Odlewnictwa, Kraków 2013 (materiały nie publikowane).
9. Pirowski Z., Olszyński J., Turzyński J., Gościański M: Tribology properties of heat-treated ductile iron; MOTROL Motorization and power industry in agriculture; 2006/8/169-174
10. Pysz S., Żuczek R., i. in: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 4. Dostosowanie konstrukcji opracowanego systemu posuwu maszyny wydobywczej do możliwości jego wytwarzania za pomocą technologii odlewniczych, Instytut Odlewnictwa, Kraków 2014 (materiały nie publikowane).

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwa pracy w kompleksach ścianowych" (akronim FLEXTRACK, umowa nr PBS1/B2/5/2012, wartość projektu: 4 107 253,00 PLN), współfinansowanego przez Narodowe Centrum Badań I Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych I I przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Innowacyjny system posuwu FLEXTRACK – opracowanie technologii wykonania odlewanych segmentów zębatki i prowadnika

Stanisław Pysz – Instytut Odlewnictwa
Robert Żuczek – Instytut Odlewnictwa
Zenon Pirowski – Instytut Odlewnictwa
Waldemar Uhl – Instytut Odlewnictwa
Włodzimierz Kotulski - PIO Specodlew sp. z o. o.
Przemysław Żyła - PIO Specodlew sp. z o. o.
Piotr Kurdziel - PIO Specodlew sp. z o. o.
Adam Zachura

1. Wprowadzenie

Instytut Odlewnictwa oraz firma Specodlew Sp. z o.o. współrealizują wraz z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG (lider) oraz Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych". Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eicotrack. We wcześniejszych etapach projektu opracowano koncepcję systemu, którą poddano wirtualnemu prototypowaniu oraz dokonano doboru materiałów (stopów odlewniczych). W przedmiotowym etapie opracowano technologię wykonania odlewów segmentów zębatki i prowadnika (z wykorzystaniem symulacji komputerowej) a w odlewni Specodlew wykonano odlewy prototypowe tych elementów. Celem komputerowej symulacji procesu odlewania segmentu zębatki i prowadnika było zminimalizowanie możliwości powstawania w odlewie nieciągłości. Ma to szczególnie istotne znaczenie w procesie wykonywania odlewu segmentu zębatki, która podczas eksploatacji przenosi bardzo duże obciążenia. Do symulacji wykorzystano programy MAGMAFrontier oraz MAGMASteel. Uzyskane wyniki stanowiły podstawę do opracowania dokumentacji, według której wykonano oprzyrządowanie do odlewów prototypowych.

W trakcie analizy segmentu zębatki, jako elementu konstrukcyjnego przenoszącego naciski koła zębatego podczas przejazdu kombajnu, brano pod uwagę możliwość łatwego wykonania odlewu. Kształt konstrukcji analizowano pod kątem przenoszenia zakładanych obciążeń, jak również możliwości ich szybkiej wymiany w prowadniku [1]. Wpłynęło to na opracowanie technologii wykonania i ewentualne zmiany kształtu. Założono, że jedynym elementem prowadzonej obróbki mechanicznej odlewu segmentu zębatki, będzie usunięcie układu wlewowo – zasilającego. Zdecydowano, iż w procesie odlewania tego elementu wykorzystana będzie technologa odlewania precyzyjnego. Charakteryzuje się ona dużą dokładnością wymiarową oraz dobrym odwzorowaniem powierzchni detalu. Badania nad opracowaniem technologii odlewania segmentu zębatki, jako odlewu spełniającego kryterium eksploatacyjne oraz minimalnej obróbki mechanicznej, przeprowadzono dla trzech wytypowanych układów wlewowo – zasilających.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

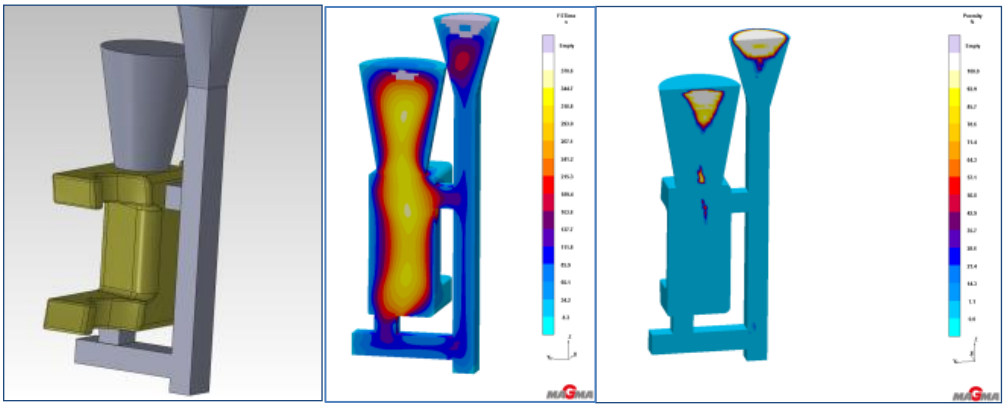
Optymalizacja kształtu prowadnika uwzględniająca proces jego wykonania z uwzględnieniem minimalizacji obróbki mechanicznej, otrzymania odlewu bez wad kształtu oraz prawidłowego zasilania, uwzględniała kształt otrzymany w wyniku symulacji numerycznej warunków jego pracy. Efektem prowadzonej analizy nad optymalnym kształtem konstrukcji prowadnika była modyfikacja wybranych obszarów odlewu w celu zapewnienia kierunkowego krzepnięcia oraz zminimalizowania jego masy. W technologii odlewania zastosowano łączniki, które wyeliminują odkształcenie odlewu po usunięciu z formy i odcięciu układu wlewowego oraz nadlewów.

2. Analiza technologii wykonania odlewu segmentu zębatki

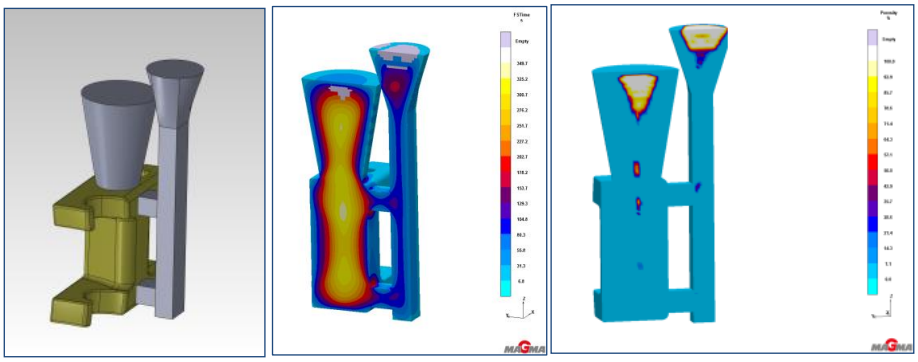
Analizę technologii odlewania segmentu zębatki oraz prowadnika przeprowadzono pod kątem spełnienia kryterium eksploatacyjnego oraz minimalnej obróbki mechanicznej [4]. Wstępnie opracowano trzy technologie:

- z doprowadzeniem metalu od dołu oraz z boku – wariant T1 (rys. 1),
- z doprowadzeniem metalu z boku – wariant T2 (rys. 2),
- z zalewaniem metalu przez nadlew – wariant T3 (rys. 3).

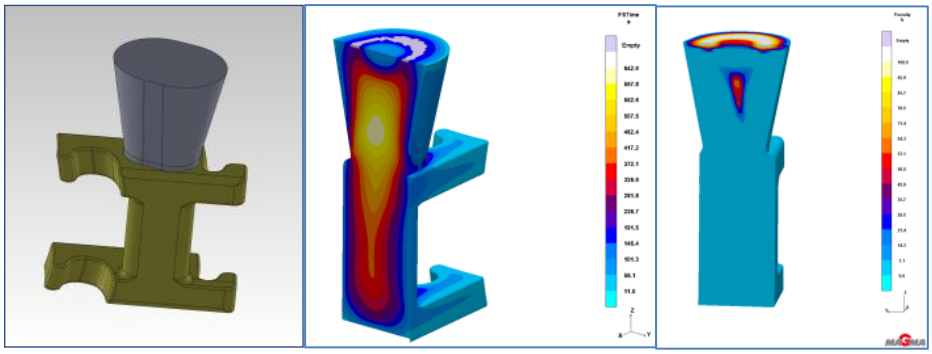
Przeprowadzona symulacja procesu zalewania i krzepnięcia wykazała, iż technologie wg wariantów T1 i T2 wykazują brak kierunkowości krzepnięcia oraz powstawanie dużej porowatości w odlewie, po zakończeniu procesu krzepnięcia.



Rys. 1. Wariant technologii odlewania segmentu zębatki z doprowadzeniem metalu z boku i od dołu – wariant T1 [5]



Rys. 2. Wariant technologii odlewania segmentu zębatki z doprowadzeniem metalu dwoma wlewami z boku – wariant T2 [5]

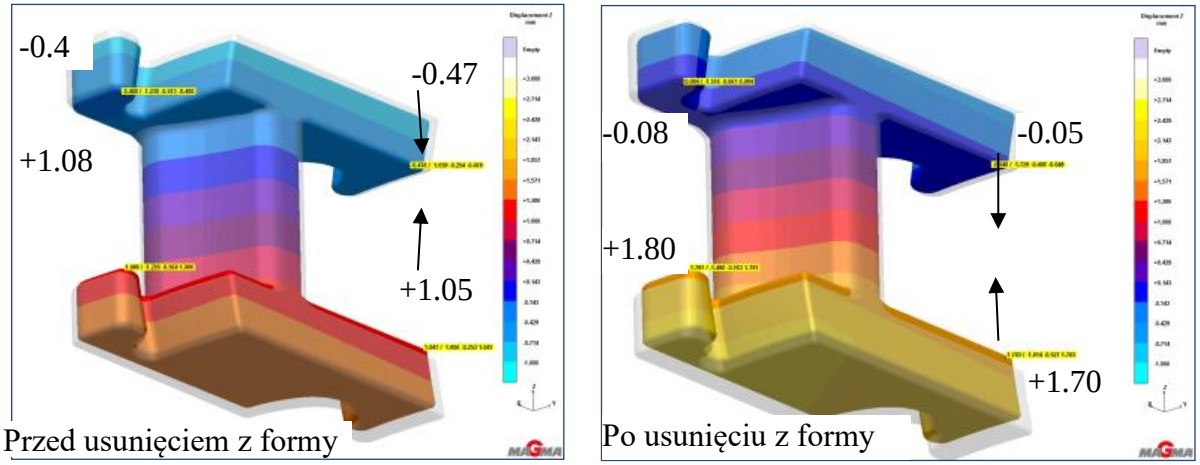


Rys. 3. Wariant technologii odlewania segmentu zębatki z doprowadzeniem metalu przez nadlew – wariant T3 [5]

W przypadku technologii T3 stwierdzono kierunkowość krzepnięcia odlewu segmentu zębatki i brak porowatości w strukturze odlewu. Zaletą tej technologii będzie także wyeliminowanie dodatkowych operacji związanych z obróbką mechaniczna, usuwaniem układu wlewowego oraz szlifowaniem miejsc po ich usunięciu.

Analiza powstawania odkształceń końcowych ścian bocznych odlewu segmentu zębatki w trakcie stygnięcia oraz po usunięciu z formy, wykazała możliwość ich przemieszczenia się do środka (rys. 4). Ściana boczne znajdująca się w górnym położeniu modelu odlewniczego, bliżej nadlewu wykazuje niewielkie przemieszczenie wynoszące około 0,05 mm. Natomiast ściana boczna w dolnym położeniu może się odkształcić o około 1,8 mm. Aby temu zapobiec pomiędzy ściany boczne wprowadzono technologiczny wspornik, który będzie usuwany podczas obróbki mechanicznej.

Do wykonania partii odlewów prototypowych zarekomendowano technologię według wariantu T3. Proces wykonania oprzyrządowania odlewniczego oraz zestawu modelowego zostałby w ten sposób bardzo uproszczony, gdyż uniknięto by konieczności dołączenia układu wlewowego, jak przedstawiono w wariantach T1 i T2.



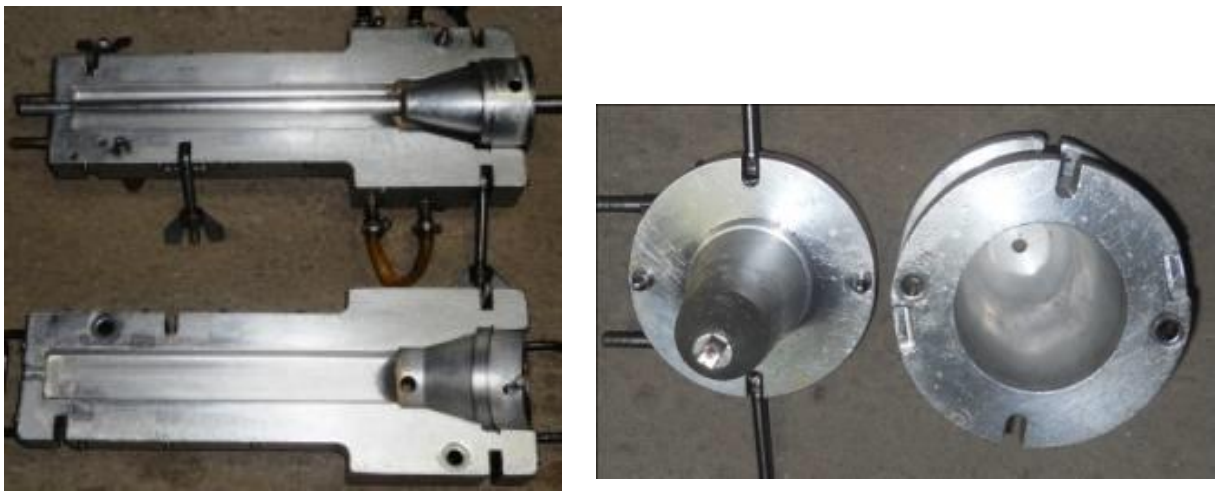
Rys.4. Odkształcenia odlewu segmentu zębatki, przed i po usunięciu z formy ceramicznej [5]

3. Wykonanie prototypowej partii segmentów zębatek

Założenia technologiczne wykonania odlewów prototypowych segmentów zębatki według dokumentacji ITG KOMAG, zakładały wykonanie detali z trzech gatunków materiałów tj. stop 2, stop 4 i stop 6 [2]. Odlewy segmentu zębatki, w celu weryfikacji przeprowadzonych obliczeń numerycznych wykonano również w trzech technologiach T1, T2, T3 przedstawionych na rysunkach 1, 2 i 3.

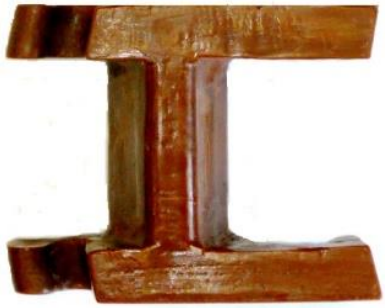
Próbne modele woskowe zębatki wykonano [3] według procesu technologicznego wytwarzania odlewów metodą wytapianych modeli w warunkach odlewni precyzyjnej z zastosowaniem silikonowej matrycy (rys. 5) dostarczonej przez Instytut Odlewnictwa [6]. Pomocniczy układ wlewowy w postaci wlewów głównych, wlewów doprowadzających oraz nadlewów wykonano za pomocą matryc metalowych (rys. 6) będących w posiadaniu PIO Specodlew.

Rys.5. Matryca silikonowa



Rys.6. Matryce metalowe - wlew główny, nadlew [6]

Wykonywanie modeli woskowych (rys. 7*)* odbywało się poprzez grawitacyjne wprowadzenie do matrycy płynnej masy modelowej złożonej z parafiny, stearyny oraz wosku polietylenowego. Aby uniemożliwić wypłynięcie masy z wnętrza formy po jej zalaniu, spięto ją za pomocą drewnianych nakładek ściskiem. Po określonym czasie modele po wyjęciu z matrycy umieszczano w wodzie w celu wystudzenia i zapobiegnięcia odkształceniom. Do wykonania poszczególnych elementów całego układu wlewowego zastosowano masę modelową o tym samym składzie. Wszystkie wykonane modele zębatki po oczyszczeniu połączono w zestawy modelowe stosując metodę zgrzewania. Dla każdego układu wlewowego (rys. 8) wykonano zestawy modelowe po 12 sztuk każdego z nich.



Rys.7. Model woskowy zębatki [6]

Rys.8. Zestawy modelowe w trzech wariantach technologicznych zasilania [6]

Formy do wykonania odlewów zębatki zostały wykonane poprzez naniesienie na wcześniej odtłuszczone zestawy modelowe kolejnych warstw masy ceramicznej oraz piasku kwarcowego. Do sporządzenia form zastosowano dwa rodzaje mas ceramicznych stosując metodę naprzemienną, zapewniając jednocześnie dotrzymanie wszystkich parametrów technologicznych. Na każdy zestaw modelowy naniesiono łącznie siedem warstw w odstępie ośmiogodzinnym. Gotowe formy ceramiczne w trzech wariantach technologicznych poddano suszeniu z zachowaniem niezbędnych parametrów temperaturowych i wilgotności powietrza (rys. 9).

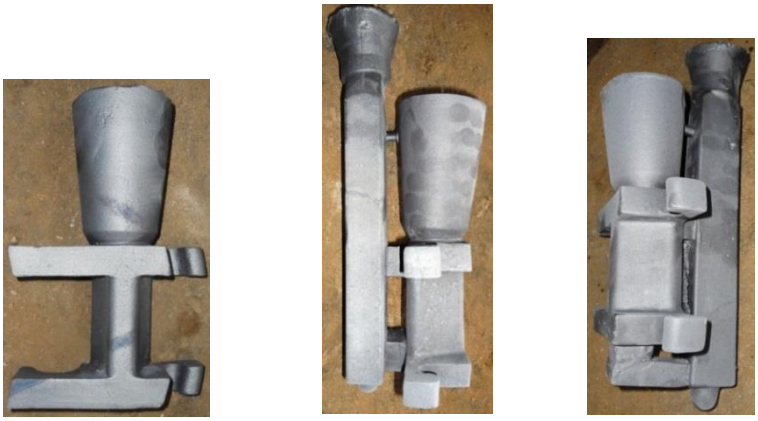
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rys. 9. Gotowe formy ceramiczne podczas suszenia [6]

Masę modelową z form ceramicznych wytopiono w autoklawie w atmosferze przesyconej pary wodnej. Następnie dokonano zalania form ceramicznych (rys. 10) jako form "samonośnych", trzema rodzajami tworzyw odlewniczych (stop 2, stop 4, stop 6) zgodnie z opracowanymi przez Specodlew kartami technologicznymi. Gotowe zestawy odlewnicze zębatki (rys. 11), po usunięciu masy ceramicznej zostały poddane śrutowaniu. W kolejnym etapie produkcyjnym oddzielono odlewy od zestawów poprzez obcinanie na przecinarce tarczowej. Na rysunku12 przedstawiono gotowy odlew segmentu zębatki.

Przeprowadzone badania na rzeczywistych wykonanych w Specodlewie odlewach segmentu zębatki, potwierdziły wyniki przeprowadzonej symulacji komputerowej. Technologia T3 (rys. 3) jest technologią optymalna tak pod względem ekonomicznym (mniejsze koszty obróbki mechanicznej), jak i otrzymania odlewu bez wad, co ma istotne znaczenie ze względu przenoszone duże przeciążenia podczas jej eksploatacji.

Rys.10. Zalewanie form ceramicznych zębatki [6]



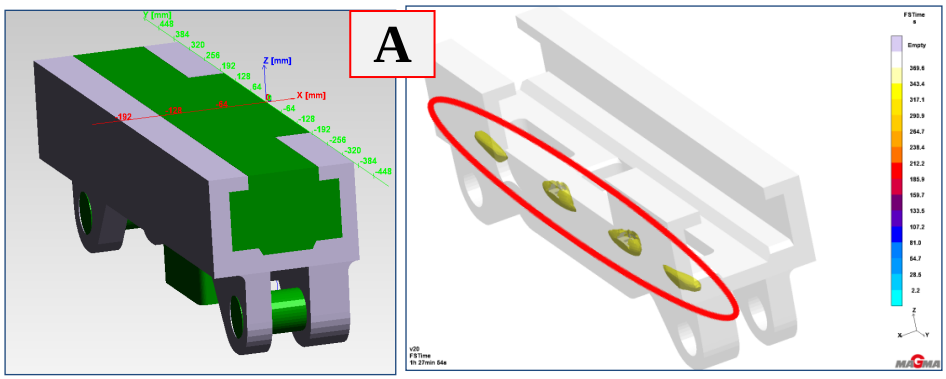
Rys.11. Zestawy odlewnicze zębatki wraz z układami wlewowymi w trzech wariantach. [6]

Rys.12. Gotowy odlew segmentu zębatki [6]

4. Analiza technologii odlewania prowadnika

Symulacja komputerowa procesu odlewania prowadnika i analiza zasilania miała na celu doprowadzenie do zminimalizowania możliwości powstawania nieciągłości w odlewie. Analizowane technologie z wykorzystaniem programu MAGMAFrontier oraz MAGMASteel, pozwoliły na optymalizację kształtu prowadnika i nadlewów.

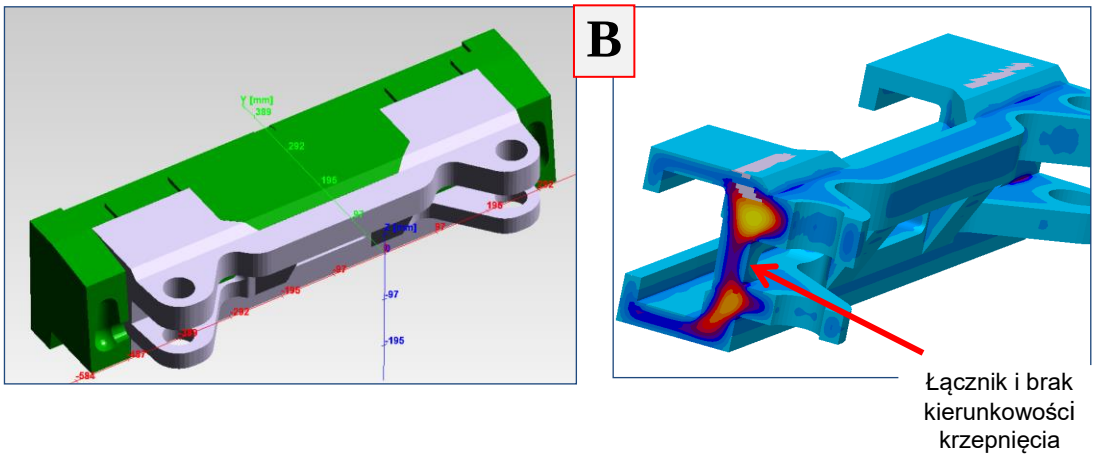
Prowadnik cechuje się zróżnicowaną grubością ścianki. Wstępna analiza krzepnięcia wskazała na obszary odlewu krzepnące najpóźniej (rys. 13 oraz rys. 14).



Rys.13. Analizowany pierwszy wariant ułożenia odlewu w formie [5]

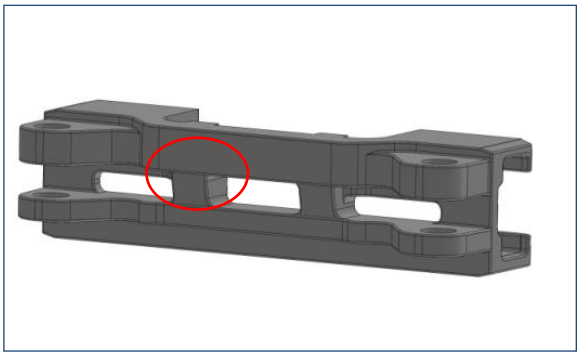
W obu wariantach ułożenia odlewu w formie, występują obszary trudne do zasilenia, ze względu na brak kierunkowości krzepnięcia. Rozwiązaniem jest zastosowanie ochładzalników w dolnej części odlewu tak, aby doprowadzić do ukierunkowania krzepnięcia. W takim rozwiązaniu przewidziano możliwość zastosowania ochładzalników zewnętrznych lub wewnętrznych.

W przypadku ułożenia odlewu w formie konieczne będzie zastosowanie krytych bocznych nadlewów z obu stron odlewu. Nadlewy z obu stron będą dołączone do powierzchni, które nie będą podlegały obróbce mechanicznej. Ułożenie odlewu według schematu B będzie wymagało zmiany konstrukcji odlewu w obszarze łącznika integrującego górną i dolną części odlewu.

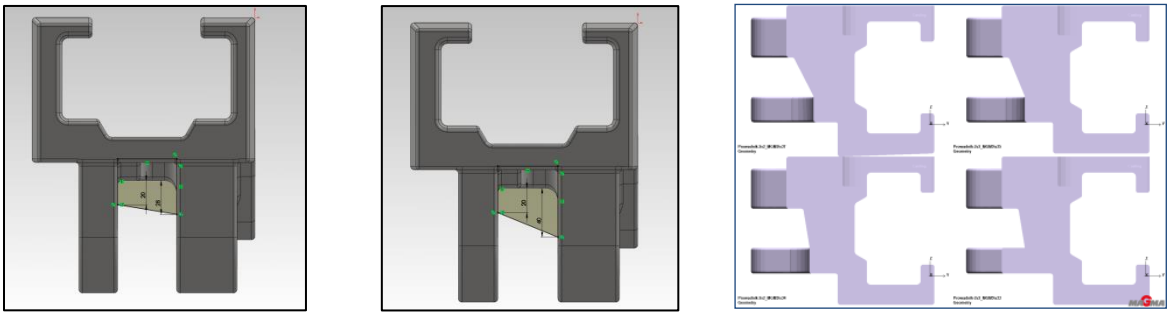


Rys.14. Analizowany drugi wariant ułożenia odlewu w formie [5]

Do dalszej analizy wytypowano wariant B ułożenia odlewu w formie. Wariant ten wykazał jednak brak kierunkowości krzepnięcia odlewu prowadnika w obszarze łącznika. Przeprowadzono zatem optymalizację jego kształtu w tym obszarze, w celu ukierunkowania krzepnięcia (rys. 15 i 16). Zmodyfikowano kształt łącznika tak, aby odpowiednio ukierunkować proces krzepnięcia. Dodatkowo, uwzględniono wielkość nadlewów, które będą zasilać cały odlew w obszarach występowania węzłów cieplnych.

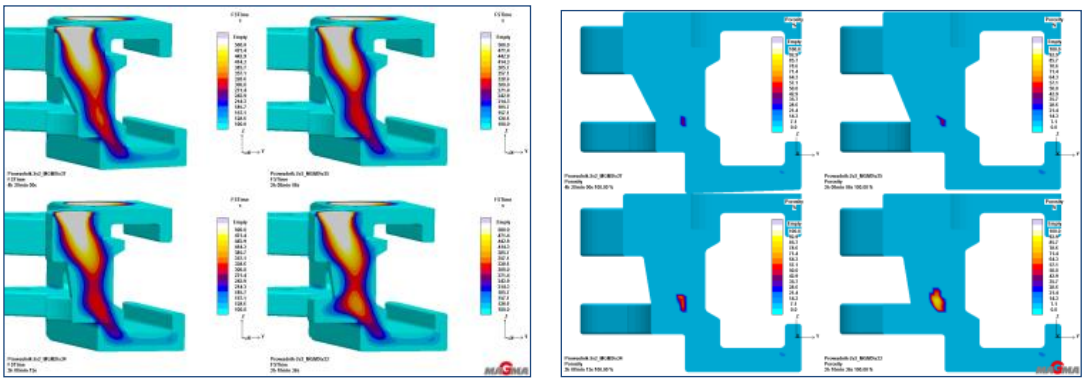


Rys.15. Analizowany kształt łącznika górnej i dolnej części odlewu [5]

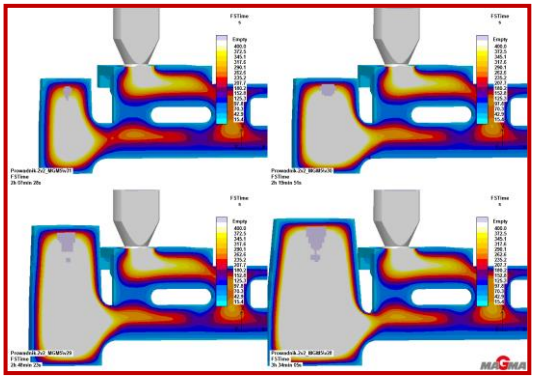


Rys. 16. Zmiana parametrów geomtrycznych łącznika podczas optymalizacji jego kształtu [5]

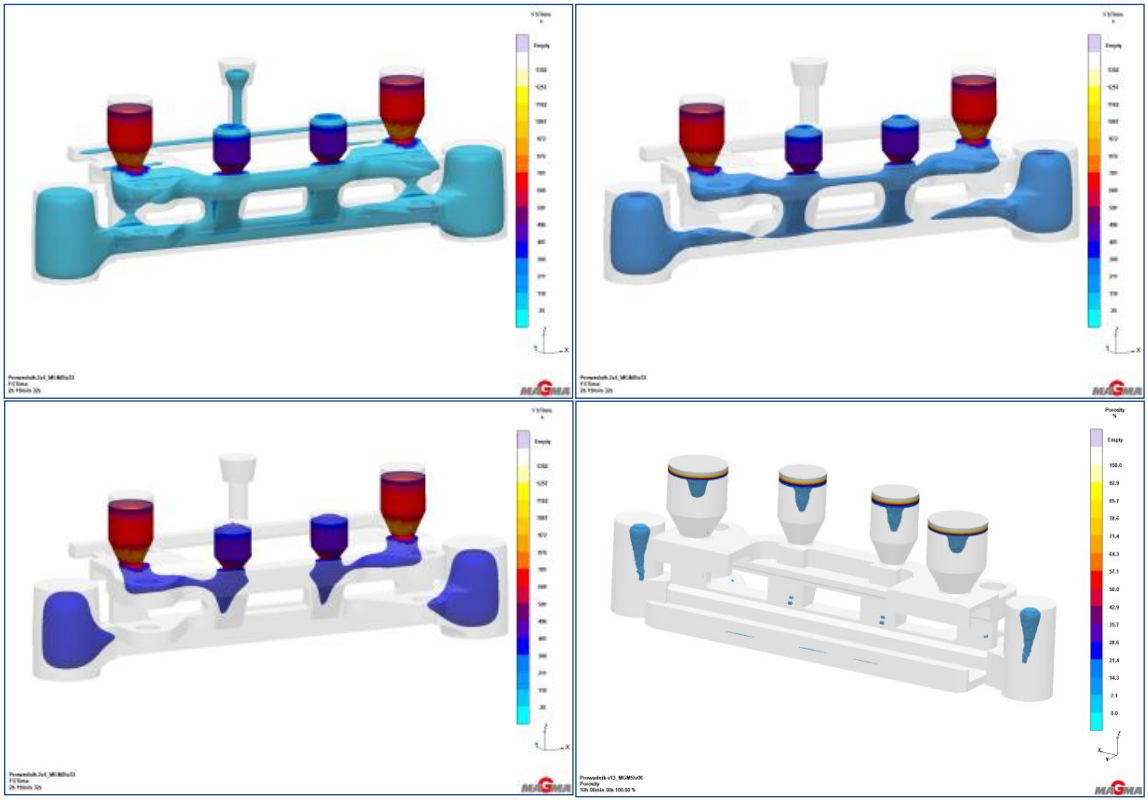
Przeprowadzone symulacje i obliczenia pozwoliły na optymalny dobór kształtu i wielkości łącznika oraz kształtu nadlewów, tak pod względem ich wielkości, jak i rozmieszczenia. Ułożenie nadlewów będzie miało istotne znaczenie, szczególnie w obszarze końca odlewu oraz łączenia się górnej i dolnej części odlewu. Ten obszar również poddano optymalizacji w aspekcie minimalizacji nadlewu spełniającego warunek kierunkowego zasilania (rys. 9). Uwzględniając fakt, że proces obrobki mechanicznej jest istotnym czynnikiem w kosztach wykonania odlewu, zminimalizowanio powierzchnię łączenia nadlewu (szyjki nadlewu) z odlewem (rys. 17 i 18).



Rys. 17. Analiza kierunkowości zasilania i wielkości porowatości w obszarze odlewu łącznika górnej i dolnej części odlewu prowadnika [5]



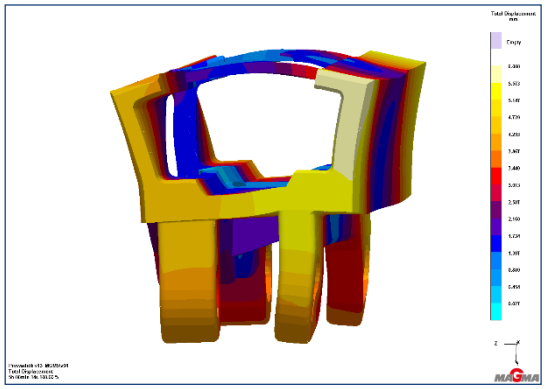
Rys. 18. Analiza kierunkowości krzepnięcia na końcu prowadnika z różnymi wielkościami bocznego nadlewu zasilającego [5]



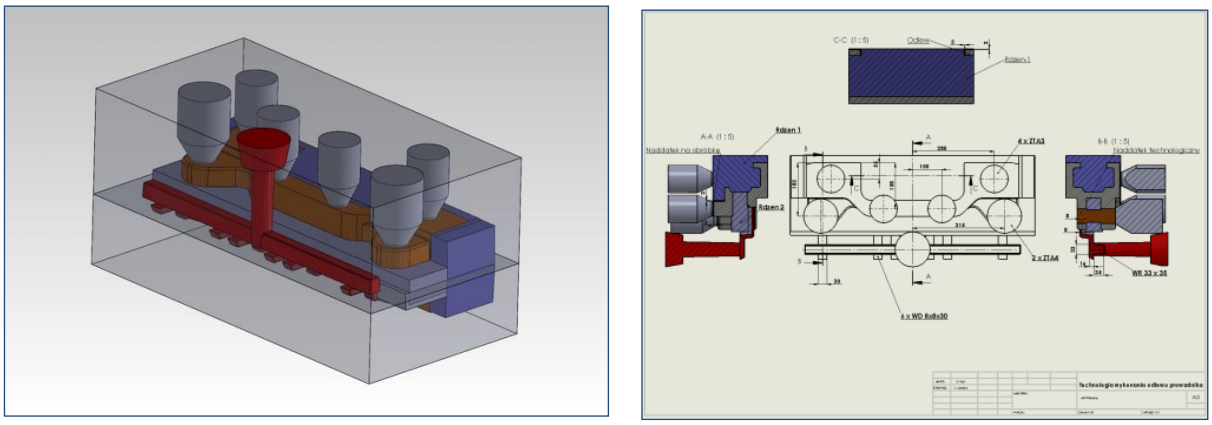
Rys. 19. Kolejne fazy krzepnięcia odlewu prowadnika z optymalizowaną technologią i kształtem łącznika [5]

Optymalizacja kształtu łącznika oraz dobór układu zasilającego, pozwoliły na wyeliminowanie porowatości w dolnej części odlewu prowadnika (rys. 19). Ze względu na zróżnicowanie grubości ścianki odlewu, szczególnie bocznych części prowadnika, zachodziła obawa ich odkształcania, podczas stygnięcia w formie i po usunięciu z niej odlewu.

Przeprowadzona analiza naprężeń własnych potwierdziła te przypuszczenia, dlatego zastosowano technologiczne żebra (rys. 20), pozwalające na zminimalizowanie tych odkształceń. Uzyskane wyniki symulacji komputerowej procesu odlewania stanowiły podstawę do opracowania dokumentacji technologicznej wykonania odlewu prowadnika (rys. 21) [5].



Rys. 20. Kierunek (w dużym powiększeniu) odkształcenia odlewu w wyniku działania naprężeń cieplnych [5]



Rys. 21. Fragment dokumentacji technologicznej odlewu prowadnika [5]

5. Wykonanie prototypowych odlewów prowadnika

Do zrealizowania w firmie Specodlew dwóch odlewów próbnych prowadnika oraz dwóch odlewów próbnych płyty zamykającej według dokumentacji Instytutu Techniki Górniczej KOMAG zastosowano technologię odlewania w formach piaskowych na masie furanowej z wykorzystaniem wykonanego Instytut Odlewnictwa oprzyrządowania modelowego (rys. 22 i 23) [3].

Rys.22. Oprzyrządowanie modelowe do wykonania korpusu prowadnika [6]

Rys. 23. Oprzyrządowanie modelowe do wykonania płyty zamykającej [6]

Zastosowano masę formierską furanową o składzie: piasek kwarcowy, żywica furanowa FRN 100, utwardzacz EUH-05W. Wnękę formy furanowej zabezpieczono pokryciem ceramicznym na bazie cyrkonu. Formy zostały zalane staliwem stopowym (stop 4), zgodnie z wytycznymi wynikającymi z opracowanych przez Specodlew kart technologicznych. Po ostudzeniu odlewy zostały wyjęte z form (rys. 24) i poddane śrutowaniu. Następnie oddzielono odlewy od układu zalewania i zasilania (rys. 25) poprzez nacięcie i odłamanie, tak aby nie powstało powierzchniowe przegrzanie materiału. Pozostałości wlewowe zeszlifowano za pomocą szlifierek.

Rys. 24. Odlewy prowadników wraz z układem wlewowym i nadlewami [6]

Rys. 25. Odlewy prowadników i płyty zamykającej po oddzieleniu układów wlewowych [6]

6. Podsumowanie

Przeprowadzone prace symulacyjne pozwoliły na opracowanie technologii i zoptymalizowanie kształtu segmentu zębatki oraz prowadnika pod kątem prawidłowego zasilania oraz minimalnej obróbki mechanicznej.

Stwierdzono, że:

– W przypadku odlewu segmentu zębatki, wytypowana technologia z przeprowadzonej symulacji komputerowej zapewnia prawidłowe zasilenie odlewu co zostało potwierdzone w rzeczywistych odlewach wykonanych w odlewni Specodlew .
– Naprężenia własne w odlewie segmentu zębatki nie przekraczają granicznych naprężeń dla zastosowanego materiału w określonej temperaturze, podczas stygnięcia odlewu w formie.
– Odlew prowadnika ze względu na nierównomierne grubości ścianek jest trudny do zasilenia, konieczne jest wprowadzenie naddatków pozwalających ukierunkować krzepnięcie.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Na podstawie opracowanych technologii, wykonano odlewy prototypowe, które przekazano do dalszych badań stanowiskowych.

Literatura

1. Raport okresowy projektu: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych z realizacji projektu”, Zadanie nr 3.
2. Raport okresowy projektu: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych z realizacji projektu”, Zadanie nr 2.
3. Raport okresowy projektu: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych z realizacji projektu”, Zadanie nr 10.
4. Raport okresowy projektu: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych z realizacji projektu”, Zadanie nr 4.
5. Raport okresowy projektu: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych z realizacji projektu”, Zadanie nr 6.
6. Raport okresowy projektu: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych z realizacji projektu”, Zadanie nr 7.
7. Zachura A., Pysz S., Żuczek R., Pirowski Z., Żyła P., Kurdziel P., Kotulski W.: Opracowanie i wykonanie eksperymentalnych odlewów pod modernizację posuwu maszyny wydobywczej zgodnie z innowacyjnymi założeniami projektu FLEXTRACK. Konferencja: Odlewnictwo–Technologia–Praktyka Ekologia. Gliwice 2014. Karpacz.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Innowacyjny system posuwu FLEXTRACK – ocena jakości wykonanych odlewów prototypowych

Zenon Pirowski – Instytut Odlewnictwa

Waldemar Uhl – Instytut Odlewnictwa

Krzysztof Jaśkowiec – Instytut Odlewnictwa

Izabela Krzak – Instytut Odlewnictwa

Michał Wójcicki – Instytut Odlewnictwa

Andrzej Gil – Instytut Odlewnictwa

Włodzimierz Kotulski - PIO Specodlew sp. z o. o.

Piotr Kurdziel - PIO Specodlew sp. z o .o.

Edward Pieczora – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Adam Zachura

1. Wprowadzenie

Instytut Odlewnictwa oraz firma Specodlew Sp. z o.o. współrealizują wraz z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG (lider) oraz Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych". Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eickotrack. We wcześniejszych etapach projektu opracowano koncepcję systemu, którą poddano wirtualnemu prototypowaniu oraz dokonano doboru materiałów (stopów odlewniczych). Z zaproponowanych sześciu stopów, w wyniku wykonania próbnych wytopów i ich badań laboratoryjnych wybrano do wykonania odlewów prototypowych stop 2, stop 4 i stop 6. Na podstawie opracowanej w kolejnym etapie projektu technologii firma Specodlew wykonała z tych stopów odlewy segmentów zębatki, a ze stopu 4 prototypowe odlewy prowadnika.

W trakcie realizacji przedmiotowego etapu projektu odlewy te zostały przebadane pod względem jakościowym. W tym celu wykonano prace w następującym zakresie:

- dobrano parametry temperaturowo-czasowe zabiegów cieplnych wytypowanych stopów,
- dokonano oceny deformacji kształtu wykonanych odlewów prototypowych,
- przeprowadzono badania nieniszczące odlewów,
- dokonano oceny mikropęknięć po obróbce cieplnej,
- wykonano badania własności mechanicznych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Analiza uzyskanych wyników pozwoliła zweryfikować poprawność opracowanych technologii odlewania oraz zaproponować tworzywo odlewnicze, z którego mogą być wykonywane odlewy eksperymentalne.

Przeprowadzono wielowariantowe zabiegi cieplne wybranych tworzyw, a następnie określono właściwości mechaniczne uzyskiwane dla poszczególnych stopów w zależności od parametrów zastosowanej obróbki cieplnej. Na podstawie uzyskanych wyników zadecydowano, że parametry docelowe obróbki cieplnej odlewów będą kształtowały się następująco:

a) **stop 2:**
   - austenityzacja - 900ºC/2h/powietrze,
   - wychładzanie w soli - 340ºC/2h,

b) **stop 4**:
   - normalizacja - 930ºC/1,5h/powietrze,
   - austenityzacja - 920ºC/1h/woda,
   - odpuszczanie - 250ºC/1h/powietrze,

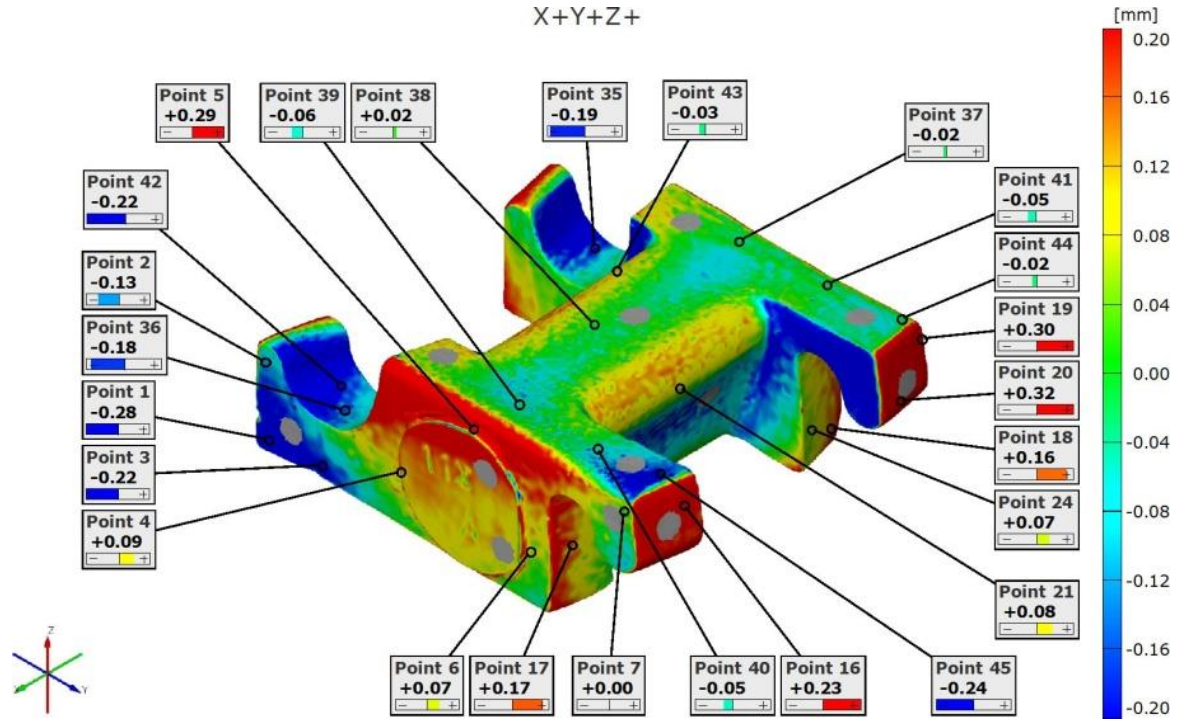
c) **stop 6**
   - normalizacja - 900ºC/2h/powietrze,
   - austenityzacja - 920ºC/1h/olej,
   - odpuszczanie - 600ºC/1h/powietrze.

2. Ocena wpływu zabiegów cieplnych na deformację kształtu

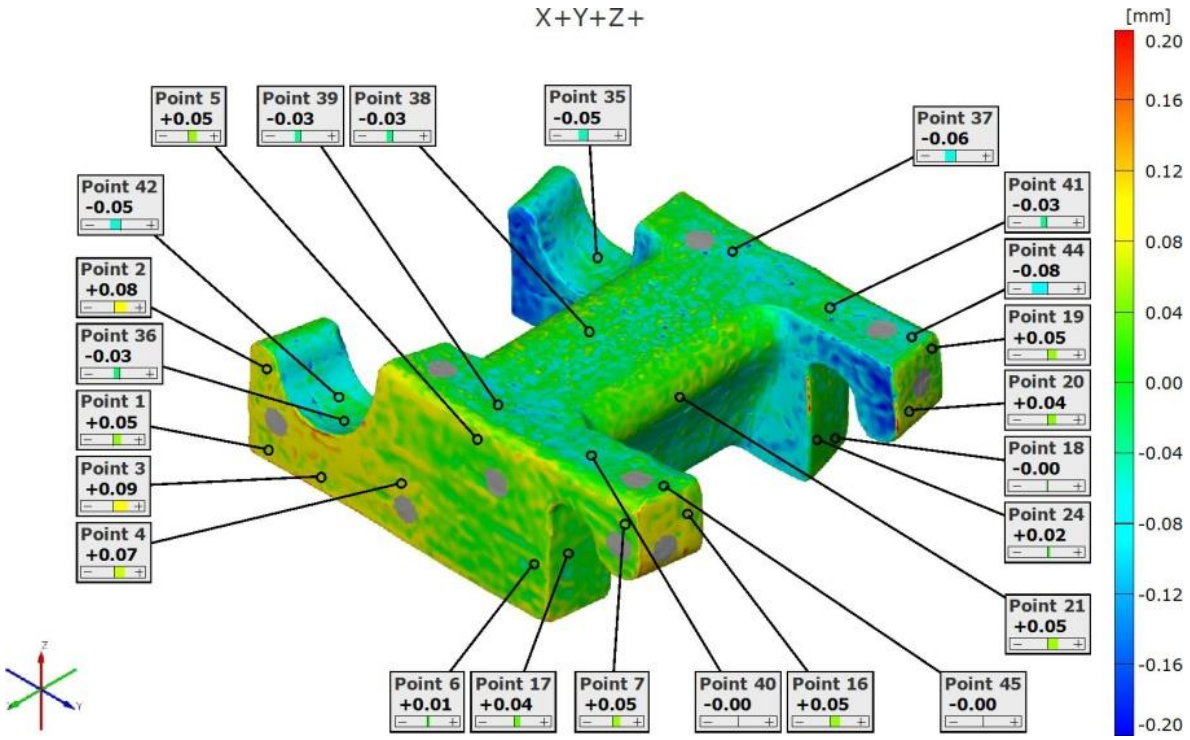
Do wykonania pomiarów deformacji kształtu segmentów zębatki posłużono się skanerem optycznym działającym na zasadzie triangulacji. Dwie kamery obserwują przebieg prążków po mierzonym detalu i dla każdego piksela kamery z dużą precyzją obliczany jest punkt współrzędny. Pole pomiarowe, na którym wykonano pomiary miało wymiary 500x500 mm. Wynikiem pomiarów są chmury punktów, a następnie siatki trójkątów w wirtualnej przestrzeni 3D, przedstawiających geometrię powierzchni badanych odlewów. Dokładność wykonanych pomiarów to ±0,07 mm, w której zawiera się również zmiana wymiarów wynikająca z temperatur (od 20°C do 24°C) badanego detalu.

Każdy odlew mierzono dwukrotnie. Pierwszy pomiar wykonano przed, a drugi po zabiegach cieplnych. Model 3D z pierwszego pomiaru był odniesieniem, do porównania z modelem 3D z drugiego pomiaru. Po złożeniu poszczególnych modeli 3D w wirtualnym układzie współrzędnych, wykonano porównanie polegające na zmierzeniu odległości pomiędzy powierzchniami modeli 3D, w każdym punkcie. W wyniku porównania obydwu brył uzyskano mapę odchyłek. Przykładowe wyniki tych pomiarów przedstawiono na rysunkach 1, 2, 3.

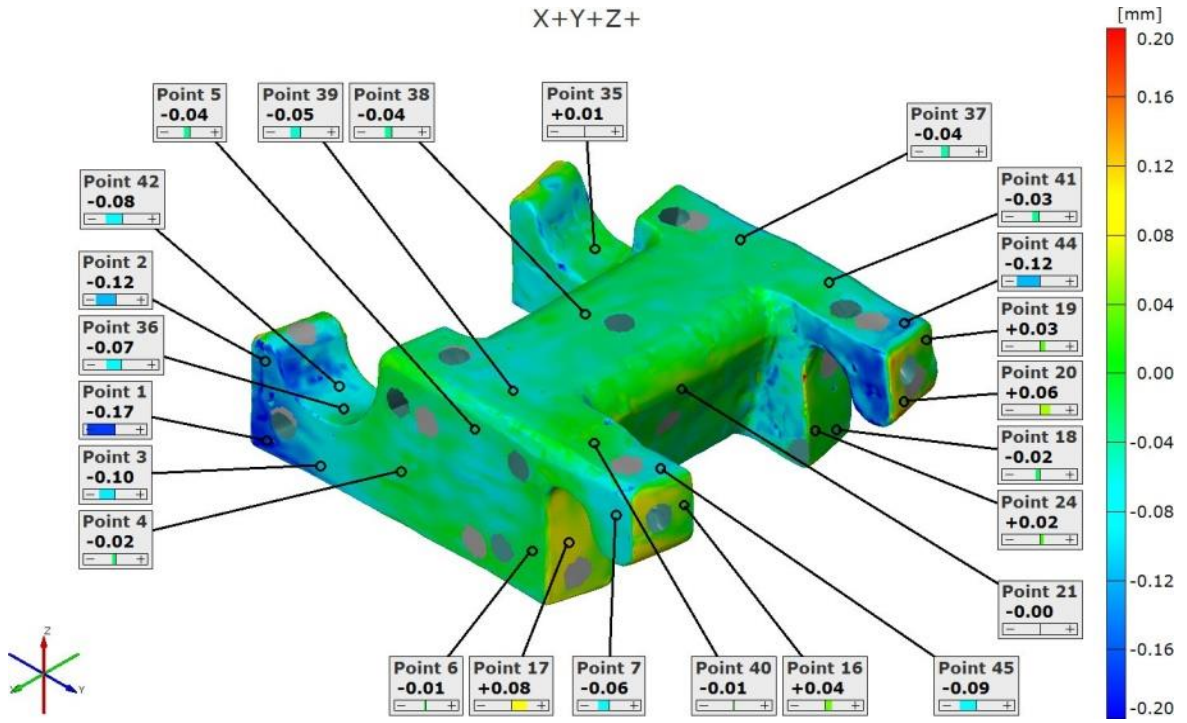
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys. 1. Wyniki pomiarów deformacji odlewu segmentów zębatki **ze stopu 4** [3]



Rys. 2. Wyniki pomiarów deformacji odlewu segmentów zębatki **ze stopu 6** [3]

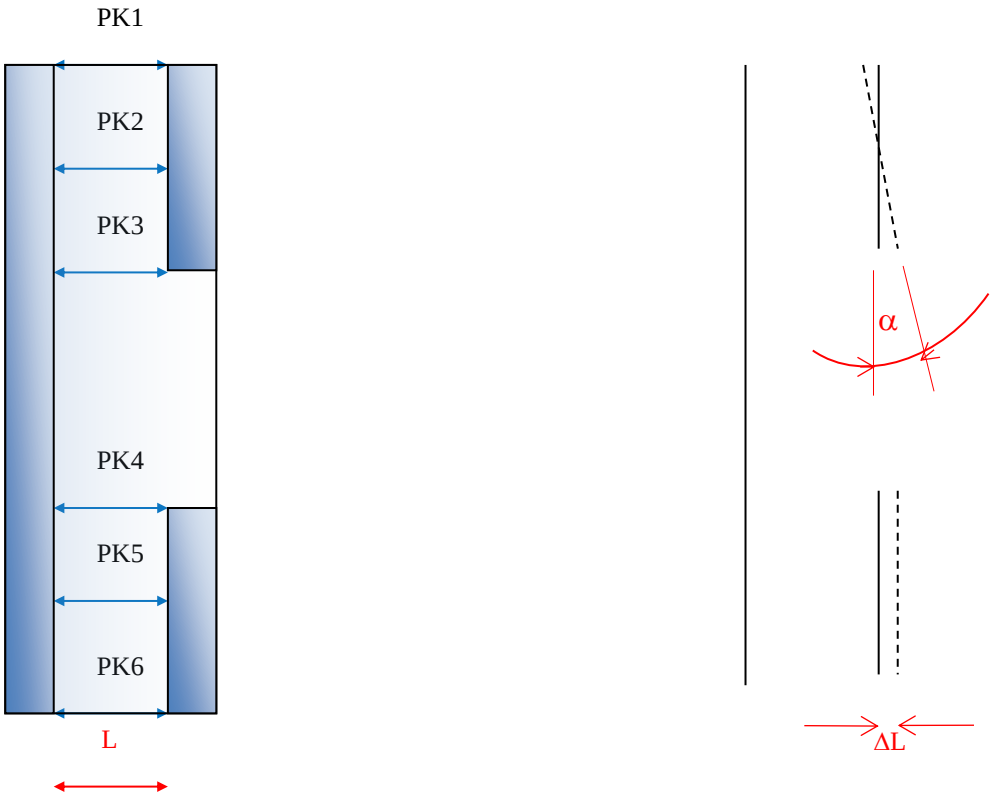


Rys. 3. Wyniki pomiarów deformacji odlewu segmentów zębatki **ze stopu 2** [3]

Pomiary przy zastosowaniu ramienia pomiarowego dla odlewu prowadnika wykonanego ze stopu 4 wykazały, że w wyniku obróbki cieplnej odlewu testowego zmiana mierzonych wymiarów wyniosła od -0,67 mm do +1,28 mm, co stanowi poniżej 1,4% mierzonej długości. Przykładowy pomiar pokazano na rysunku 4.

Rys. 4. Ocena deformacji odlewu prowadnika w wyniku obróbki cieplnej.
Pomiar ramieniem pomiarowym [3]

Metodykę przeprowadzonej oceny deformacji odlewu (punkty kontrolne PK1 – PK6) oraz analizę uzyskanych wyników schematycznie przedstawiono na zamieszczonym rysunku 5. W jednej (dolnej na schemacie) części odlewu stwierdzono równomierne rozsunięcie się jego krawędzi (ΔL) o około 1 mm (0,89-1,28 mm), co stanowi 0,95-1,37% mierzonej długości (L). W części górnej zmiany wymiarowe wyniosły od -0,67 mm do +0,77 mm (odpowiednio od -0,71% do +0,80%). Część górna uległa zatem niewielkiemu skręceniu (jak na schemacie). Skręcenie to wyniosło około 0,055 rad (3,2°).



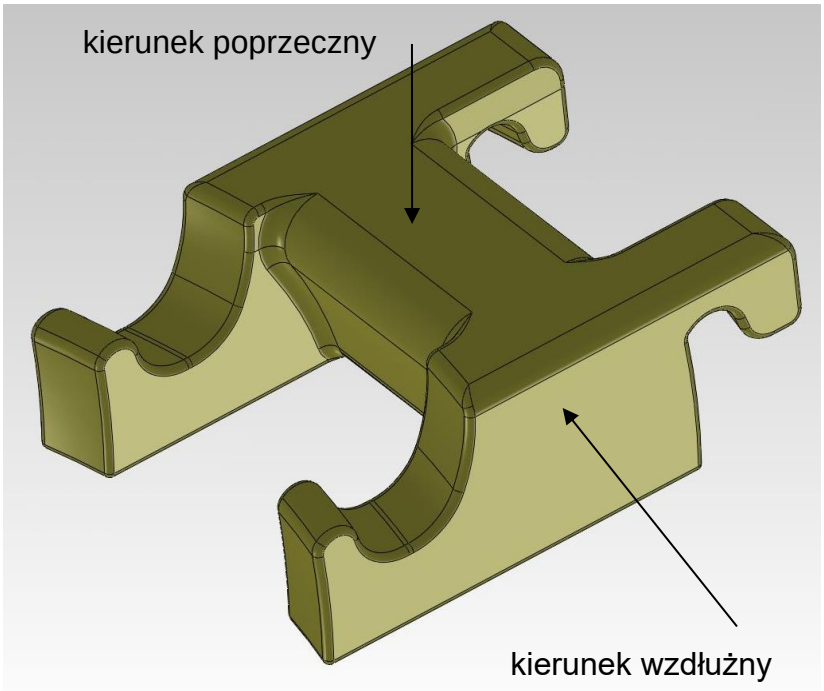
Rys. 5. Schemat metody oceny deformacji odlewu prowadnika w wyniku obróbki cieplnej i poczynionych obserwacji. Pomiar ramieniem pomiarowym [3]

Przeprowadzone pomiary segmentów zębatki **nie wykazały istotnych zmian wymiarowych** badanych odlewów dla każdej z trzech testowanych technologii odlewania. Stosunkowo największe deformacje wystąpiły dla stopu 4 (od -0,28 mm do +0,32 mm). W żadnym z mierzonych punktów zmiana wymiaru nie przekroczyła 0,25% mierzonej długości.

3. Ocena wad odlewów prototypowych segmentów zębatki

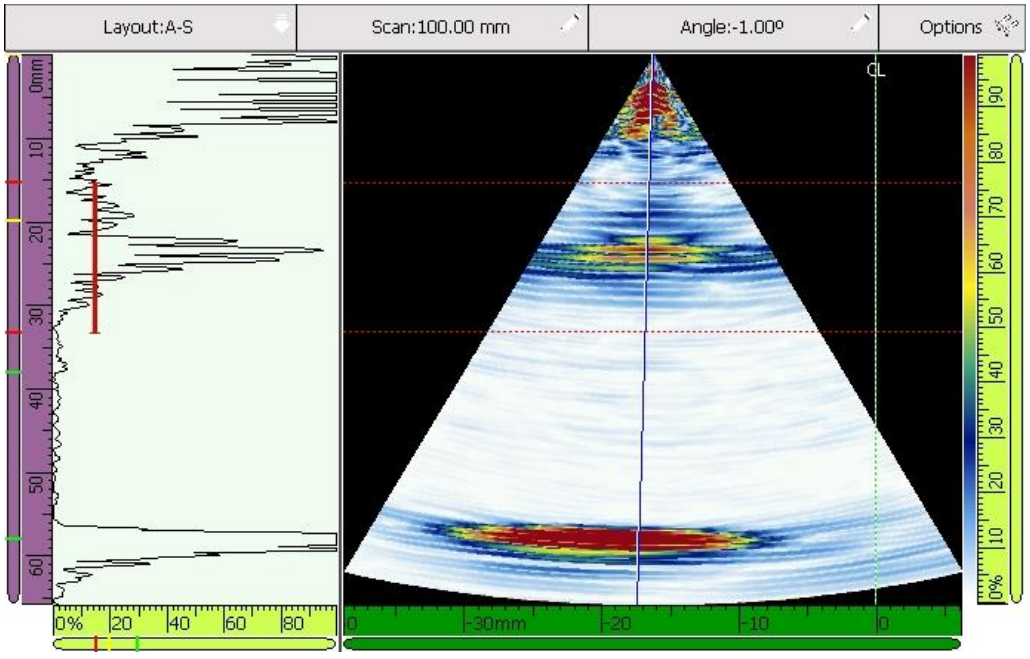
Ocenę wad odlewów prototypowych zębatki wykonano w oparciu o badania ultradźwiękowe oraz tomografię komputerową.

Badania ultradźwiękowe wykonywano przy pomocy defektoskopu ultradźwiękowego. Badano odlewy z trzech wytypowanych stopów, wykonanych trzema technologiami (różne układy wlewowo-zasilające). Podstawowe kierunki emisji przykładanych fal ultradźwiękowych podczas badania odlewów ukazano na zamieszczonym schemacie (rys. 6).

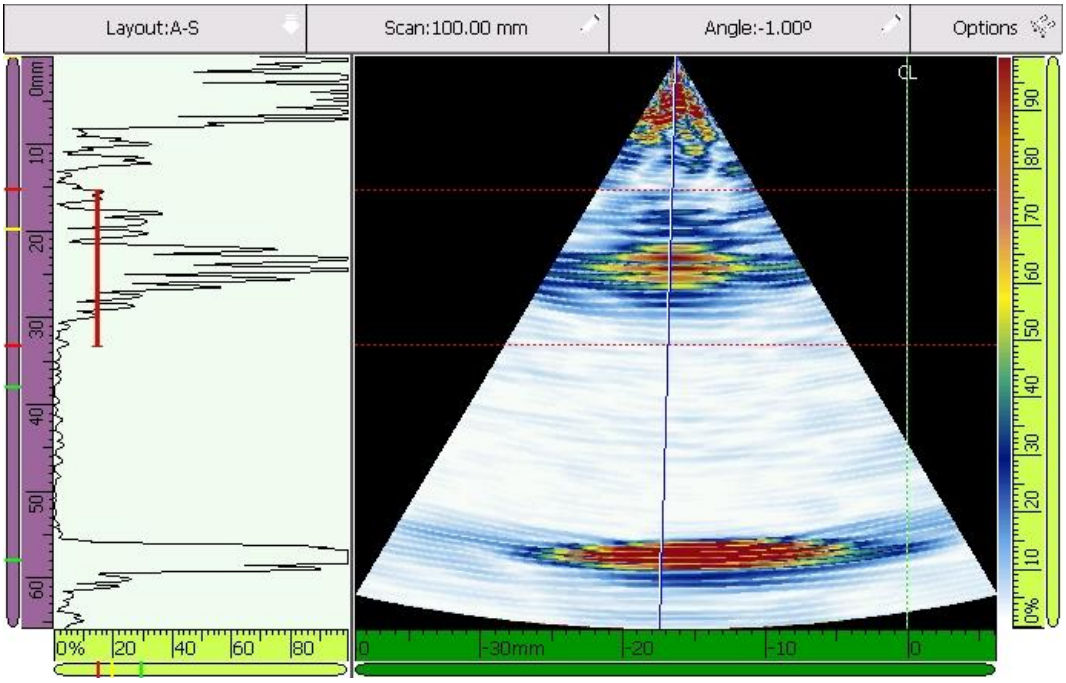


Rys. 6. Główne kierunki badań defektoskopowych [3]

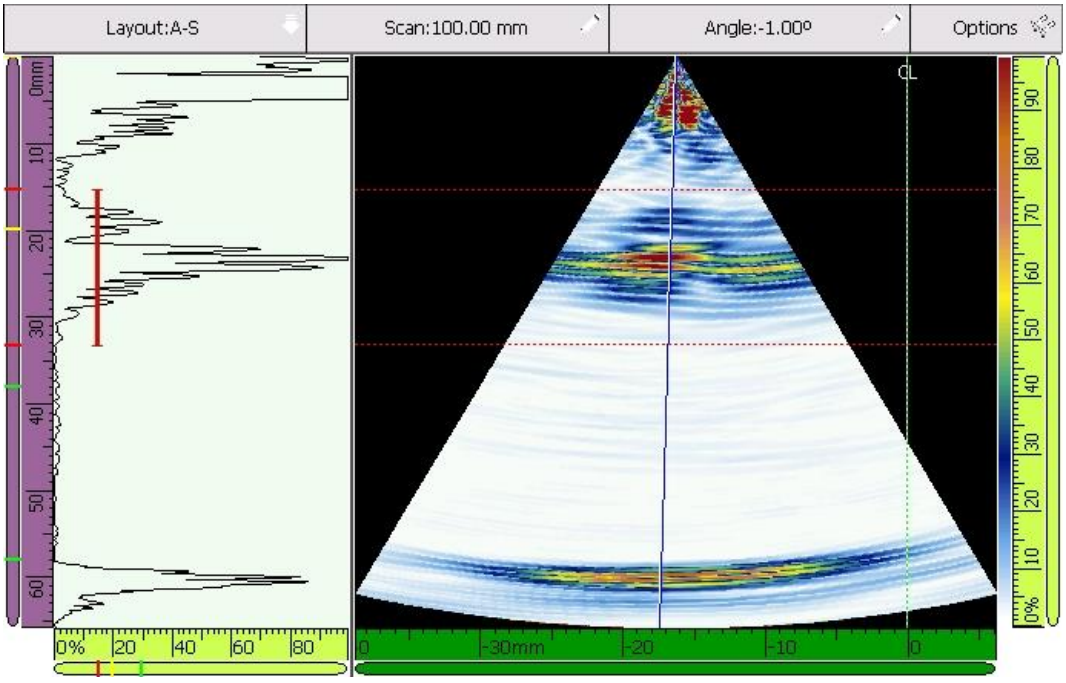
W kierunku poprzecznym grubość badanej ścianki odlewu wynosiła - około 60 mm, a w kierunku wzdłużnym około 130 mm. Uzyskane przykładowe defektogramy przedstawiono na zamieszczonych rysunkach 7 ÷ 12.



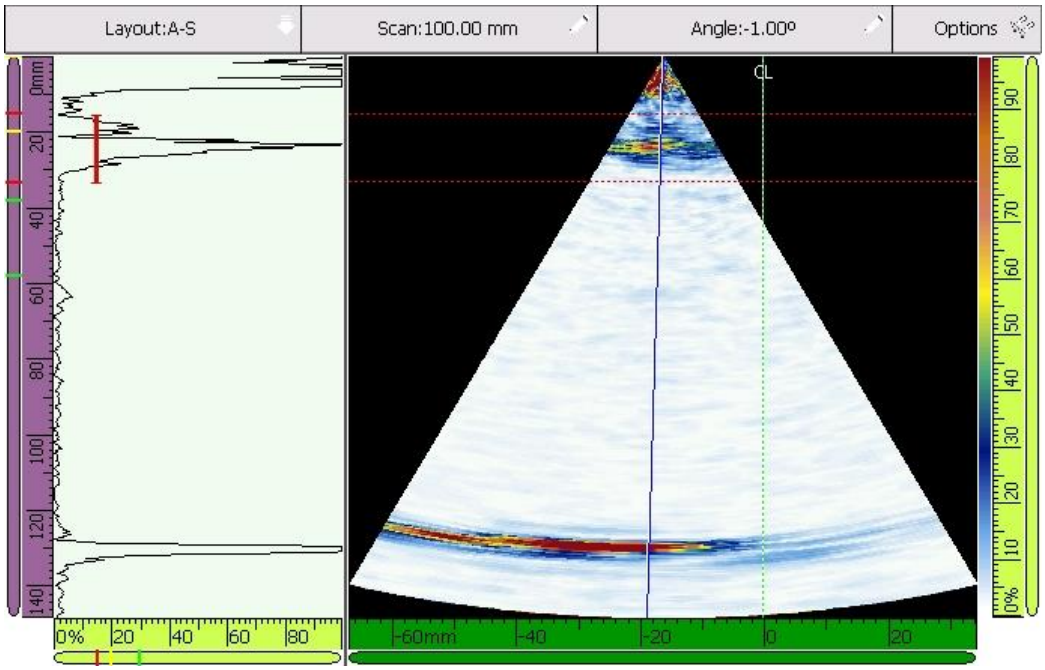
Rys. 7. Przykładowy defektogram w kierunku poprzecznym odlewu segmentów zębatki **ze stopu 4** [3]



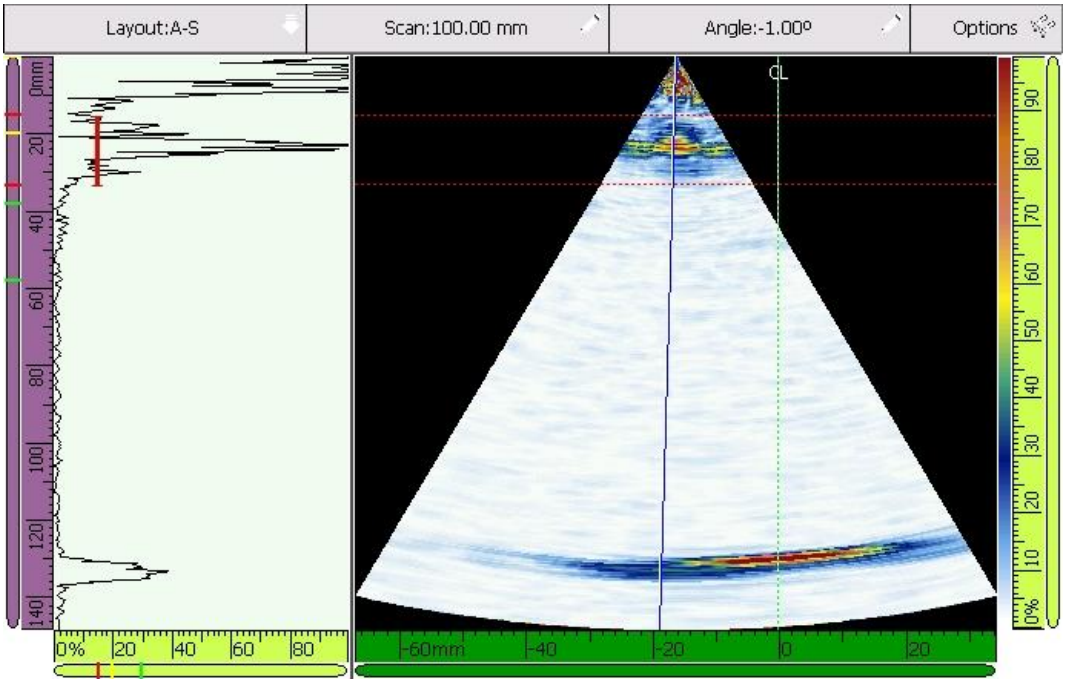
Rys. 8. Przykładowy defektogram w kierunku poprzecznym odlewu segmentów zębatki ze **stopu 6** [3]



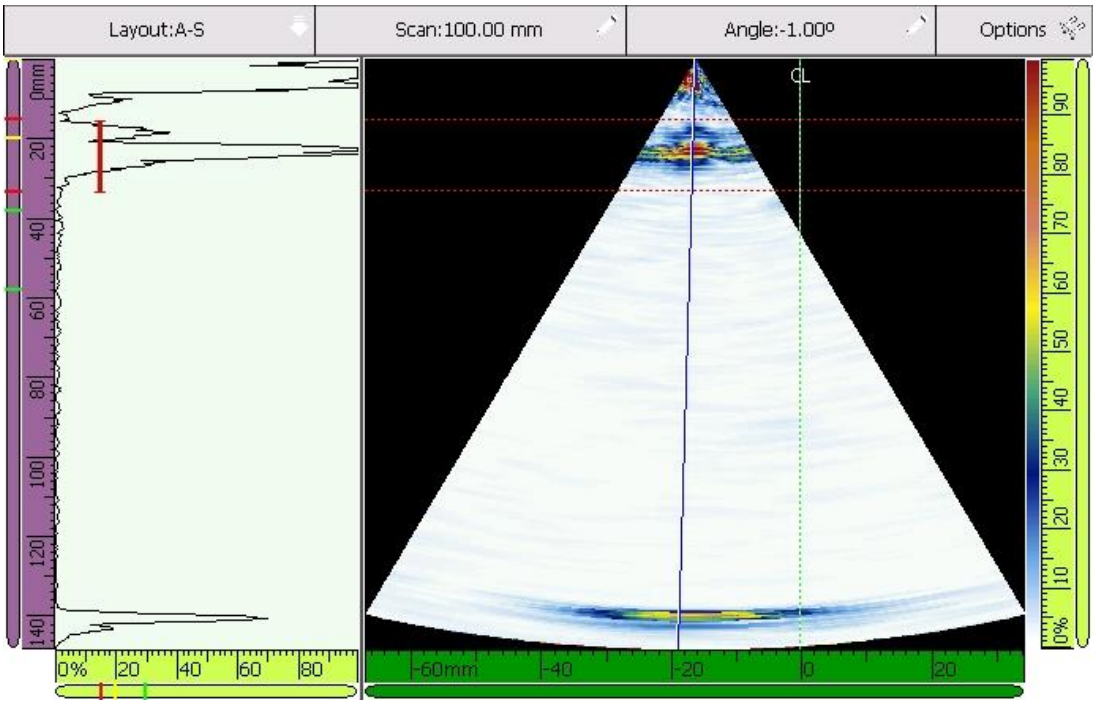
Rys. 9. Przykładowy defektogram w kierunku poprzecznym odlewu segmentów zębatki **ze stopu 2** [3]



Rys. 10. Przykładowy defektogram w kierunku wzdłużnym odlewu segmentów zębatki ze **stopu 4** [3]

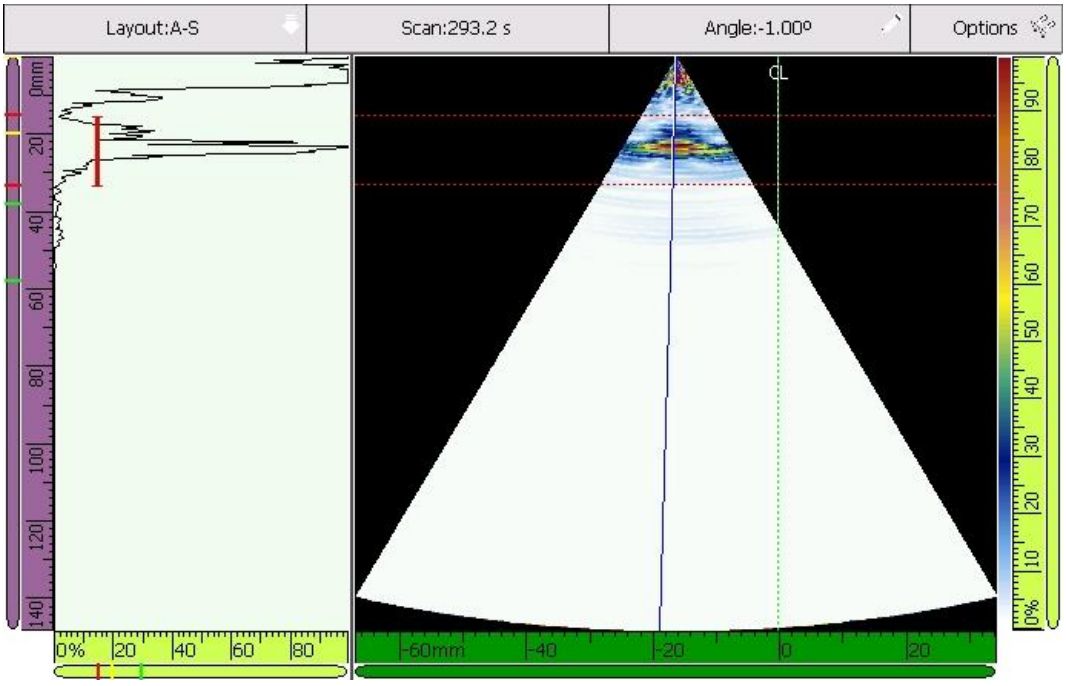


Rys. 11. Przykładowy defektogram w kierunku wzdłużnym odlewu segmentów zębatki ze **stopu 6** [3]



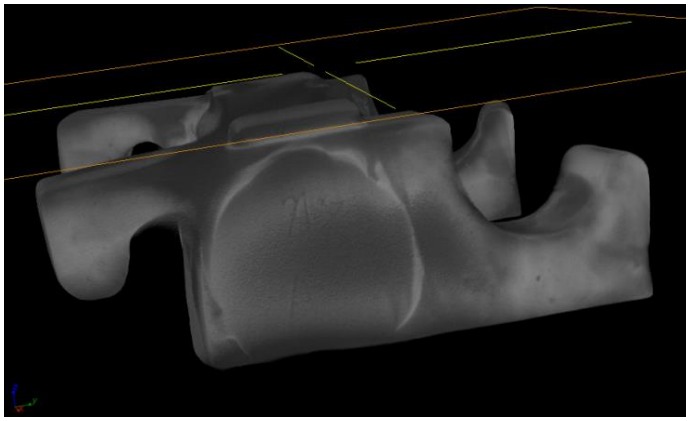
Rys. 12. Przykładowy defektogram w kierunku wzdłużnym odlewu segmentów zębatki **ze stopu 2** [3]

Przeprowadzone badania ultradźwiękowe nie wykazały wad wewnętrznych odlewów segmentów zębatki. Zarejestrowane efekty w dolnej części defektogramów pochodzą od odbicia się fal od przeciwległej ścianki odlewu, a efekty w części górnej (do około 25 mm) wynikają z charakterystyki głowicy, co przedstawiono na rysunku 13.

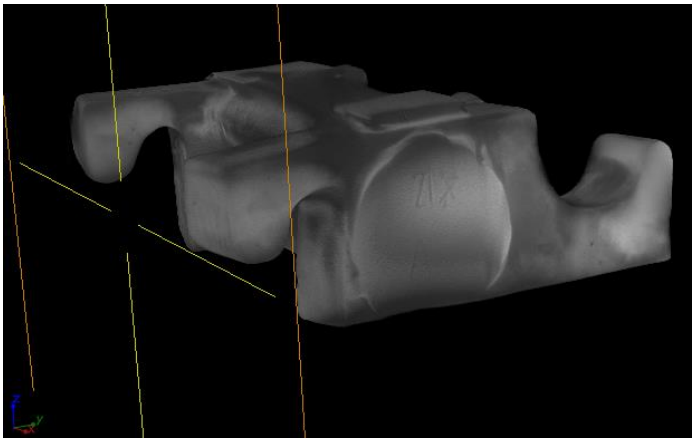


Rys. 13. Defektogram tła dla zastosowanej głowicy [3]

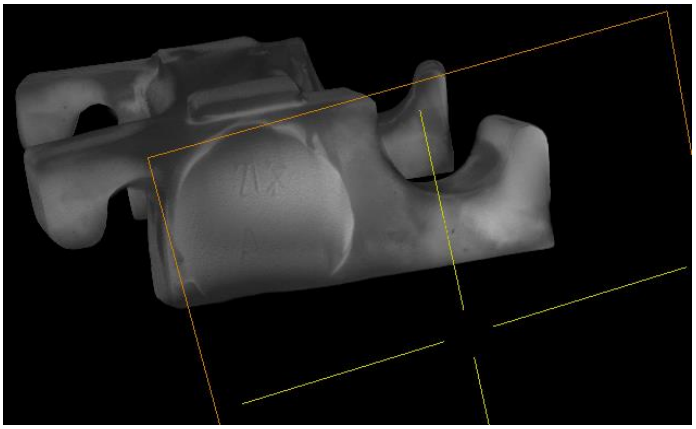
Badaniom tomograficznym poddano odlewy segmentów zębatki ze stopu 4. Prowadzono je w trzech płaszczyznach pokazanych na rys. 14 ÷ 16. Badania wykazały niewielkie wady powierzchniowe odlewów. Przykładowy tomogram pokazano na rysunku 17.



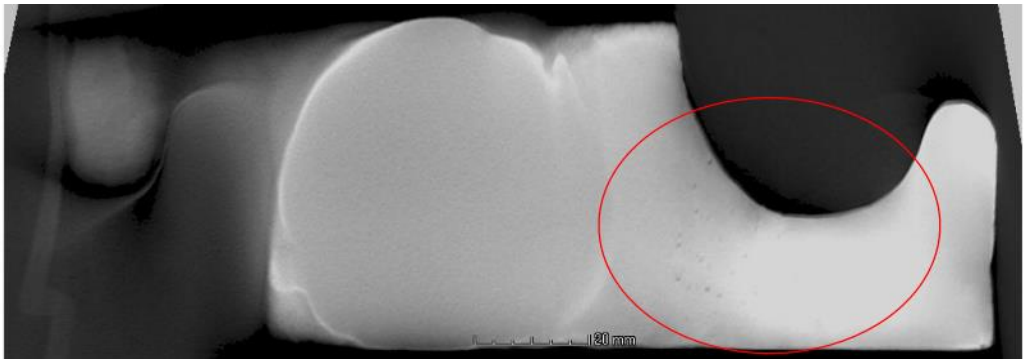
Rys. 14. Płaszczyzna x-y skanowania odlewu segmentów zębatki [3]



Rys. 15. Płaszczyzna x-z skanowania odlewu segmentów zębatki [3]



Rys. 16. Płaszczyzna y-z skanowania odlewu segmentów zębatki [3]



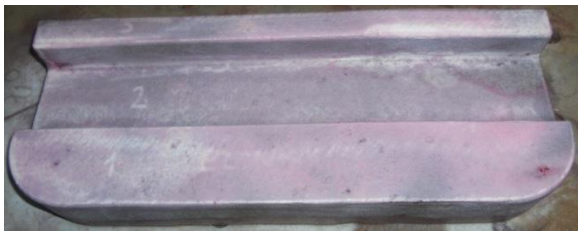
Rys. 17. Tomogram obrazujący wady powierzchniowe odlewu - widok w płaszczyźnie y-z [3]

Wykonane prototypowe odlewy segmentów zębatki poddano również badaniom rentgenowskim oraz oceniano obecność powierzchniowych mikropęknięć metodą magnetyczno-proszkową. Badania rentgenowskie nie wykazały istotnych wad wewnętrznych. Badania magnetyczno-proszkowe przeprowadzono dla odlewów wykonanych ze wszystkich trzech testowanych tworzyw wykazały, że na badanych odlewach nie wystąpiły nieciągłości o charakterze mikropęknięć.

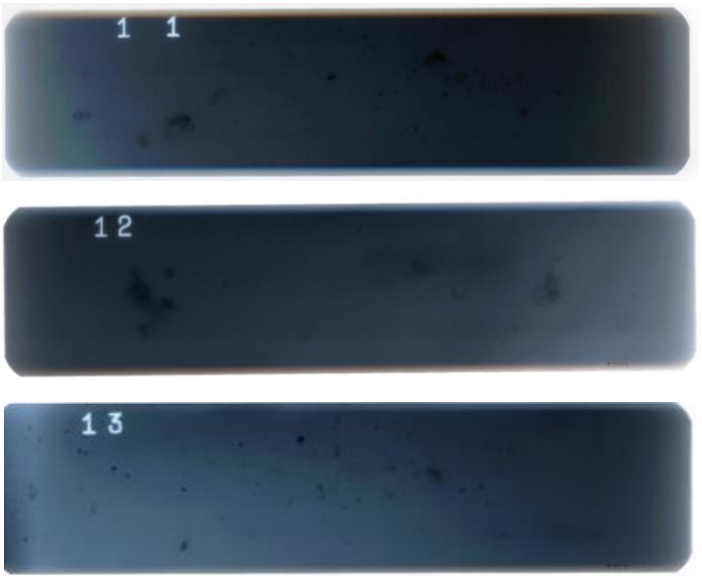
4. Ocena wad odlewów prototypowych odlewów prowadnika

Badania RTG obejmowały prześwietlenia odlewów prowadników (rys. 18) oraz płyt zamykających (rys. 19). Do tych badań zastosowano lampę rentgenowską. Przykładowe radiogramy z prześwietleń prowadnika przedstawiono na rysunku 20, a na rysunku 21 - płyty zamykającej.

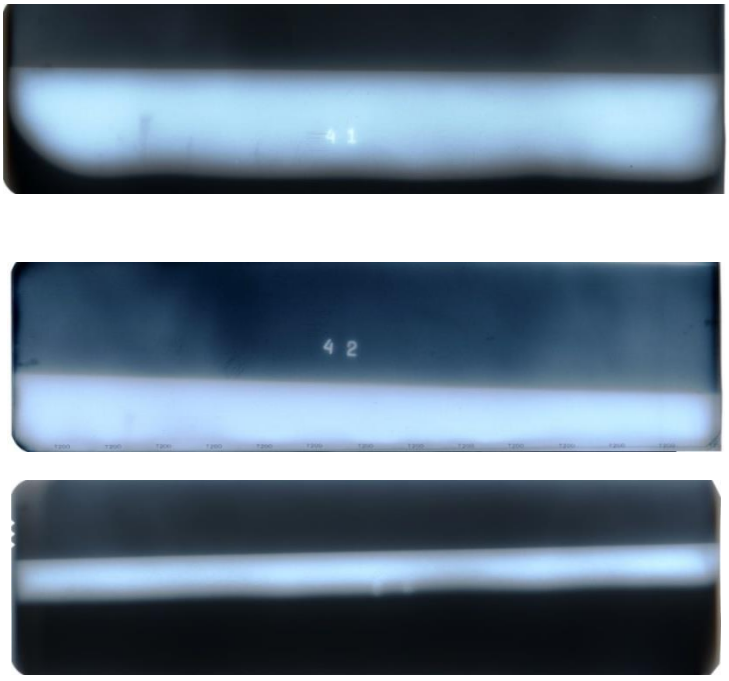
Rys.18. Odlew prowadnika [2]



Rys.19. Odlew płyty zamykającej [2]



Rys.20. Przykładowe radiogramy z prześwietleń odlewu prowadnika [2]



Rys.21. Przykładowe radiogramy z prześwietleń odlewu płyty zamykającej [2]

Zdjęcia przedstawiające wyniki prześwietleń RTG pokazują niewielkie nieciągłości, jednakże zdecydowana większość z nich umiejscowiona jest na powierzchniach zewnętrznych.

Analizując niewielkie wady oraz biorąc pod uwagę charakter pracy badanego odlewu, można uznać, że ujawnione defekty nie mają istotnego wpływu na właściwości użytkowe wykonanych odlewów.

Badanie jakości powierzchni odlewów prowadnika przez zgrubną obróbkę skrawającą polegało na ściągnięciu naddatków materiałów na wszystkich możliwych powierzchniach. Tą drogą nie wykryto żadnych wad podpowierzchniowych.

Partię próbną odlewów prowadnika poddano kontroli wymiarowej na losowo wybranych egzemplarzach. Przeprowadzone pomiary potwierdziły prawidłowość założonego naddatku na obróbkę mechaniczną. Na powierzchniach współpracujących z odlewami segmentów zębatki pomiary wykazały pewne odchylenia ramion. Aby zapobiec temu zjawisku wprowadzono w partii eksperymentalnej łączniki technologiczne pomiędzy ramionami. Pomiary płyty zamykającej potwierdziły założony naddatek na obróbkę mechaniczną.

Badania na obecność mikropęknięć, przeprowadzone przy użyciu zestawu do badań penetracyjnych (penetrant, zmywacz, wywoływacz), nie ujawniły na powierzchni odlewów żadnych nieciągłości o charakterze mikropęknięć.

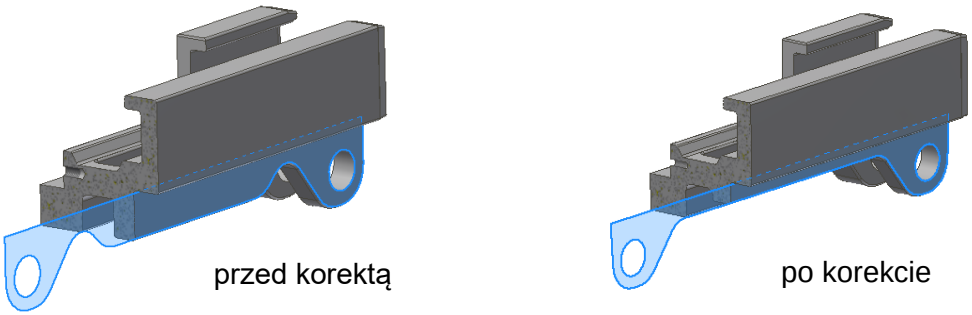
5. Korekta postaci konstrukcyjnej systemu Flextrack

Uwzględniając wyniki zrealizowanych prac oraz wyniki badań laboratoryjnych przeprowadzonych przez Instytut Odlewnictwa w zakresie tomografii komputerowej segmentów zębatki uznano, że opracowana dokumentacja nie wymaga modyfikacji.

W wyniku dotychczasowych prac zadecydowano o poddaniu prowadnika korekcie mającej na celu:

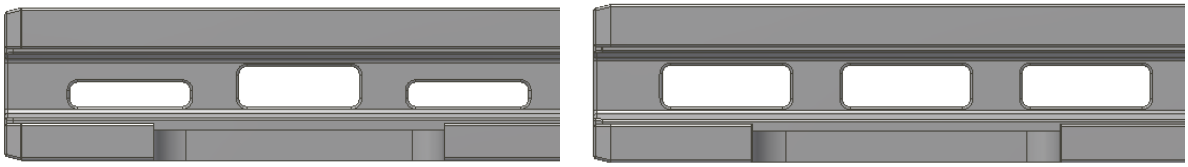
- likwidację wad odlewniczych,
- poprawienie warunków przesypu urobku i pyłu kamiennego z prowadnika,
- poprawienie konstrukcji żeber w celu lepszej możliwości zasilenia,
- redukcję masy.

W celu likwidacji wad odlewniczych zdecydowano o zmianie konstrukcji belki spodniej znajdującej się między uszami prowadnika od strony ociosu. Wpłynęło to na zmniejszenie masy odlewu przy jednoczesnej poprawie jego jakości, ograniczając powstawanie ewentualnych jam skurczowych w miejscach mocowania śrub. Na rysunku 22 przestawiono wygląd belki spodniej przed i po korekcie.



Rys. 22. Konstrukcja belki spodniej ociosowej [4]

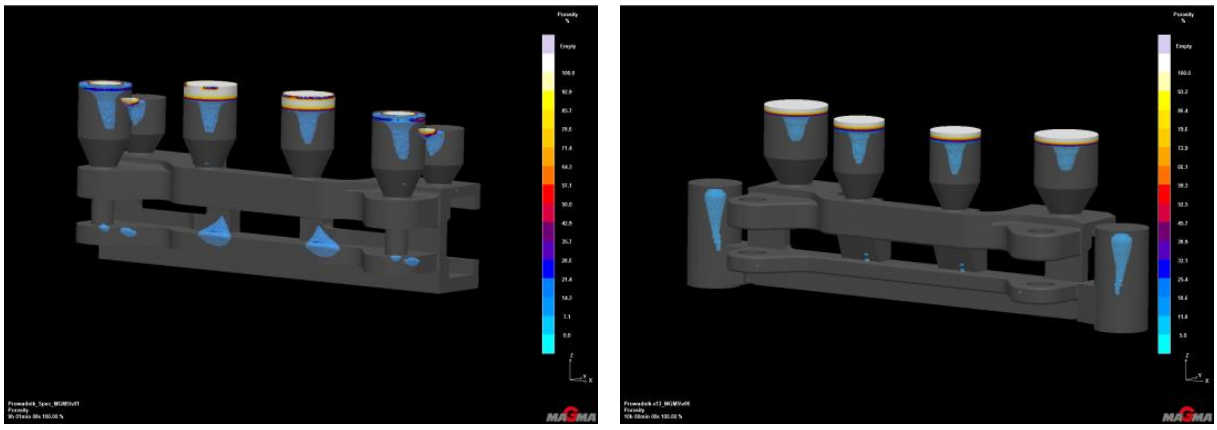
Dodatkowo, powiększono skrajne otwory przesypowe w celu poprawy odprowadzenia urobku z prowadnika. Na rysunku 23 przedstawiono układ otworów przed i po zmianach konstrukcyjnych.



przed korektą po korekcie

Rys.23. Układ otworów przesypowych [4]

Nową wersję rozwiązania prowadnika poddano w Instytucie Odlewnictwa, ponownej, komputerowej analizie procesu odlewania w programie Magmasoft, przy identycznym sposobie zasilania odlewu prowadnika, jak podczas symulacji przed korektą konstrukcji (rys. 25). Szczątkowe występowanie porowatości przyjęto jako granicę dopuszczalnego błędu symulacji.



przed korektą po korekcie

Rys.25. Miejsca występowania porowatości w odlewie [4]

W programie ANSYS Professional przeprowadzono analizę wytrzymałościową skorygowanego rozwiązania prowadnika. Dla prowadnika przed korektą wartość maksymalnego naprężenia wynosiła 178 MPa, a dla prowadnika po korekcie 181 MPa. Uznano, że miejsce występowania maksymalnego naprężenia o wartości nieprzekraczającej 200 MPa, nie zagraża konstrukcji prowadnika wykonanego ze stopu 4, którego granica plastyczności R_e wynosi ok. 1100 MPa.

Analiza wykazała jednak wzrost wartości naprężenia w miejscu skrajnych otworów przesypowych z 45 MPa do 70,7 MPa i z 71 MPa do 86,3 MPa, na niekorzyść prowadnika po korekcie rozwiązania. Uznano jednak, że naprężenia te nie będą miały znaczącego wpływu na eksploatację konstrukcji. Z rozkładu deformacji materiału wynika, że wartość maksymalna znajduje się na krawędzi blachy zamykającej i wynosi 0,20 mm dla obu rozpatrywanych przypadków. Założono dopuszczalną wartość deformacji na poziomie 0,4 mm, stąd uznano, że wynik analizy maksymalnych deformacji modelu jest zadowalający.

6. Podsumowanie

Instytut Odlewnictwa oraz firma Specodlew Sp. z o.o. współrealizują wraz z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG (lider) oraz Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych”. Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eickotrack. Głównym celem prac realizowanych w ramach kolejnego etapu projektu była ocena jakościowa wykonanych odlewów prototypowych zębatek i prowadników systemu Flextrack.

Odlewy te poddano badaniom jakościowym wykorzystując dostępne metody badawcze. Na podstawie wyników badań odlewów prototypowych stwierdzono, że dla wszystkich wytypowanych stopów i każdego z zastosowanych wariantów technologii zasilania uzyskano odlewy bez większych wad wewnętrznych. Nie stwierdzono również nieciągłości o charakterze mikropęknięć. Ograniczenie pojawiających się wad powierzchniowych możliwe było po zastosowaniu metalowego oprzyrządowania odlewniczego przy wykonywaniu modeli woskowych.

Technologia wykonywania odlewów prowadnika wymagała korekt w celu uniknięcia znacznych deformacji kształtu w procesie krzepnięcia i stygnięcia w formie odlewniczej, a także wad wynikających ze złego zasilania odlewów w niektórych jego strefach (węzłach cieplnych).

Stwierdzona niewielka deformacja, tak odlewów segmentów zębatki, jak i prowadnika w procesie obróbki cieplnej, jest praktycznie nieistotna z użytkowego punktu widzenia.

Opracowane parametry temperaturowo-czasowe obróbki cieplnej poszczególnych stopów umożliwiły uzyskanie wymaganych właściwości mechanicznych:

stop 2:	**stop 4:**	**stop 6:**
R_m = 1200 MPa,	R_m = 1512 MPa,	R_m = 1100 MPa,
$R_{p0,2}$ = 1020 MPa,	$R_{p0,2}$ = 1428 MPa,	$R_{p0,2}$ = 1086 MPa,
A = 6,4%,	A = 12%,	A = 12%,
HRC = 33.	HRC = 36.	HRC = 27.

Ze względu na stosunkowo niski stopień trudności wykonywania odlewów i ich obróbki cieplnej oraz uwzględniając właściwości mechaniczne sugeruje się staliwo **stop 4** do wykonywania odlewów zarówno prowadnika, jak i zębatki.

Przy wielkoseryjnej produkcji nie bez znaczenia będzie miał też koszt materiałów wsadowych do wytopu, który wynosi odpowiednio: dla **stopu 4 – 2,1 zł/kg**, dla **stopu 6** – **2,3 zł/kg**, a dla **stopu 2** – **2,4 zł/kg**, a więc odpowiednio **9,5%** i **14%** więcej niż **stop 4.**

Literatura

1. Pysz S., Żuczek R., i. in: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 6. Optymalizacja odlewniczej technologii wytwarzania opracowywanych detali na podstawie symulacji komputerowych oraz wykonanie omodelowania. Instytut Odlewnictwa, Kraków 2014 (materiały nie publikowane).
2. Kurdziel P., Żyła P., Kotulski W.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 7. Badanie parametrów wytypowanych odlewów zębatki i prowadnika w wariantach technologicznych z trzech gatunków materiałów. PIO Specodlew Sp. z o.o., Kraków 2014 (materiały nie publikowane).
3. Pirowski Z., i. in.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 8. Obróbka cieplna i ocena jakości wykonanych odlewów prototypowych na podstawie przeprowadzonych badań niszczących i nieniszczących oraz weryfikacja rozwiązań technologicznych. Instytut Odlewnictwa, Kraków 2014 (materiały nie publikowane).
4. Zachura A. i in.: Projekt Program Badań Stosowanych - Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych - Zadanie 9. Optymalizacja postaci konstrukcyjnej elementów składowych systemu posuwu. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2014 (materiały nie publikowane).

Niniejsza publikacja powstała w ramach realizacji projektu pt.: „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwa pracy w kompleksach ścianowych" (akronim FLEXTRACK, umowa nr PBS1/B2/5/2012, wartość projektu: 4 107 253,00 PLN), współfinansowanego przez Narodowe Centrum Badań I Rozwoju w ramach Programu Badań Stosowanych I I przedstawia wyniki uzyskane w toku jego realizacji.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Bezprzewodowy system sterowania maszynami górniczymi BLUESTER

Rafał Konsek – ITG Komag
Dominika Juszczyk – Gabrypol Sp.J.
Dariusz Michalak – ITG Komag

1. Wprowadzenie

Bezprzewodowy system sterowania maszynami górniczymi Bluester został opracowany w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG przy współudziale firmy Gabrypol Sp.J. i dofinansowaniu przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju. W systemie zastosowano technologię bluetooth o paśmie 2,4 GHz, która jest jedną z najbardziej popularnych w łączności bezprzewodowej krótkiego zasięgu. Interfejs bluetooth kojarzony jest z urządzeniami elektronicznymi powszechnego użytku, jednak coraz częściej z powodzeniem wykorzystuje się go również w przemyśle. Innowacyjnością cechującą bezprzewodowy system sterowania Bluester jest możliwość połączenia w nim dwóch funkcji: sterującej i kontrolnej. Dzięki wyposażeniu systemu Bluester w możliwość zdalnego odczytu znaczników RFID można dodatkowo kontrolować, czy operator przestrzega procedur bezpieczeństwa. W ten sposób producent lub służby nadzoru mają możliwość określenia czynności, które należy wykonywać okresowo. Kontrola maszyny potwierdzana jest odczytem znacznika umieszczonego bezpośrednio przy kontrolowanym elemencie. Aczkolwiek taki nadzor nie jest idealny, lecz jeżeli operator będzie musiał podejść do miejsca przeprowadzenia kontroli, aby zarejestrować ją w systemie, to zwiększy się prawdopodobieństwo, że kontrola zostanie przeprowadzona.

2. Budowa systemu BLUESTER

System Bluester przystosowany jest do pracy w wyrobiskach górniczych, w których występuje zagrożenie niebezpieczeństwa wybuchu metanu stopnia „a”, „b” i „c” oraz zagrożenia wybuchem pyłu węglowego klasy A i B. System składa się z odbiornika typu MOB-1 i pilota typu MPB-1 (rys. 1).

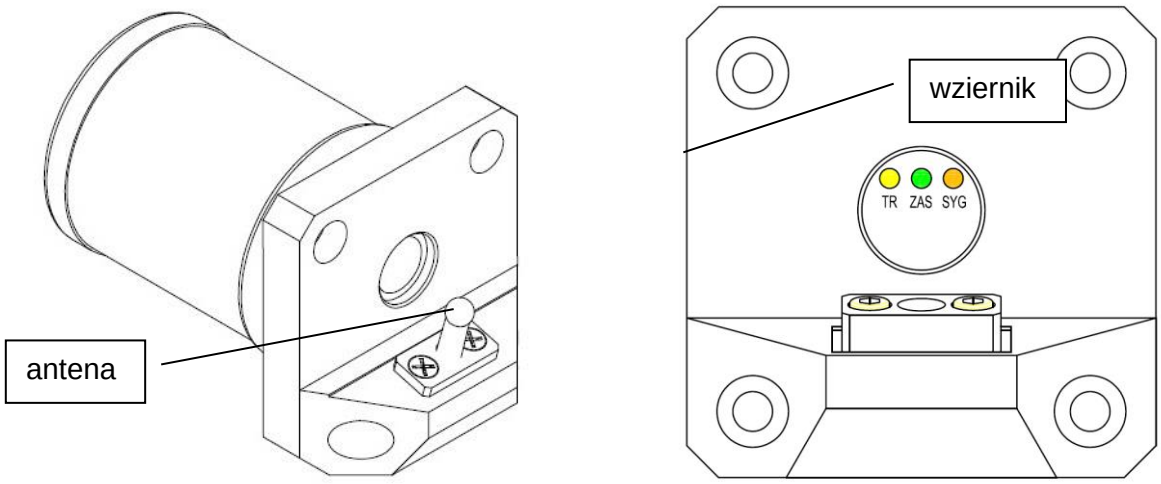
Rys. 1. System Bluester zainstalowany w skrzyni ciągnika PCA-1

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2.1. Odbiornik typu MOB-1:

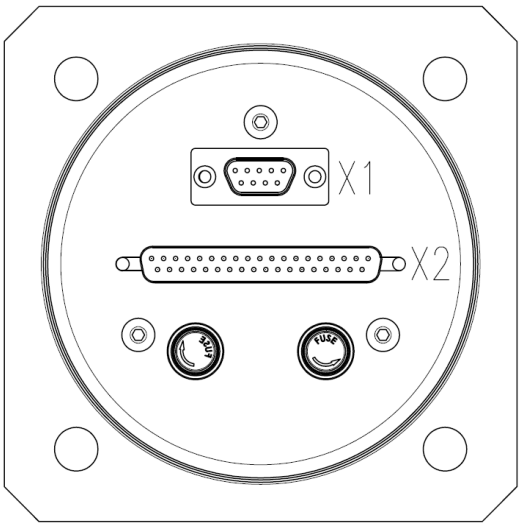
Odbiornik typu MOB-1 instalowany jest w ognioszczelnych skrzyniach aparatury elektrycznej maszyn. W części przedniej obudowy odbiornika zastosowano wziernik (rys. 2), za którym umieszczono trzy diody sygnalizacyjne:

- ZAS - sygnalizuje zasilanie.
- TR - sygnalizuje połączenie z pilotem.
- SYG - sygnalizuje odbiór sygnałów z pilota.



Rys. 2. Schemat odbiornika typu MOB-1 – widok z przodu [4]

Na tylnej części obudowy odbiornika zastosowano dwa oddzielne złącza X1 i X2 (rys. 3). Złącze X1 służy do podłączenia zasilania odbiornika, a złącze X2 umożliwia połączenie wyjść przekaźnikowych odbiornika z układem sterowania maszyny.



Rys. 3. Schemat odbiornika typu MOB-1 – widok z tyłu [4]

Po załączeniu zasilania odbiornika typu MOB-1, następuje uruchomienie systemu mikroprocesorowego, który wchodzi w stan oczekiwania na połączenie z pilotem typu MPB-1. Odbieranie danych z pilota odbywa się za pomocą modułu bluetooth. Odpowiednio zaprogramowany mikroprocesor steruje przekaźnikami zgodnie z przesłanymi danymi z pilota. Podstawowe parametry techniczne odbiornika typu MOB-1 przedstawiono w tabeli 1.

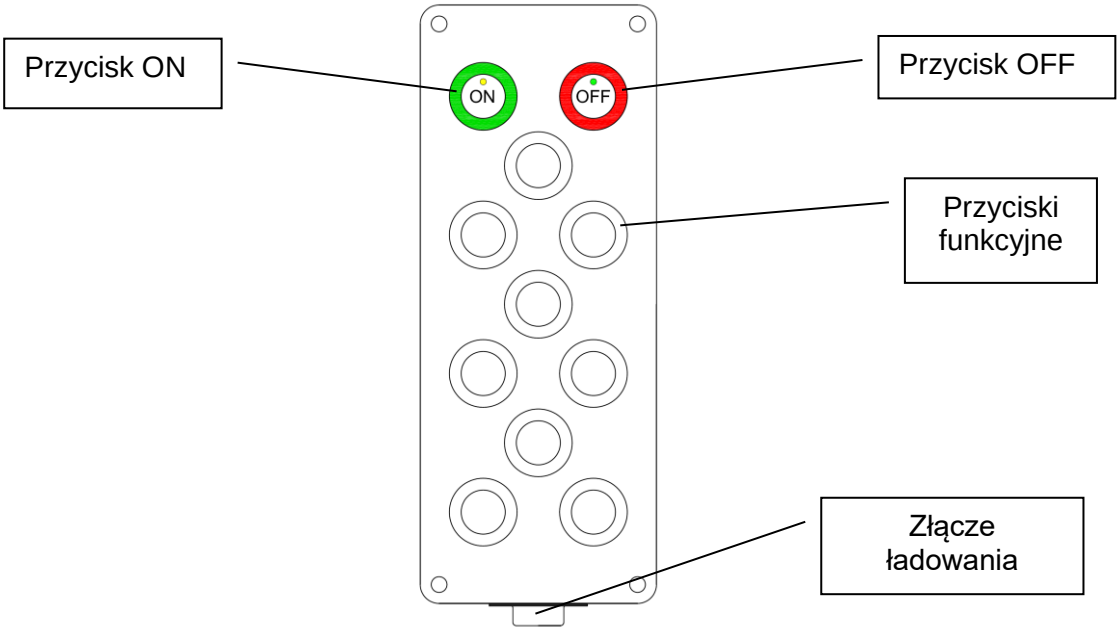
Parametry techniczne odbiornika typu MOB-1 [4]

Tabela 1

Napięcie zasilania	24 VAC/DC ±10%
Pobór prądu	60 mA + 10 mA na każdy przekaźnik
Stopień ochrony obudowy	IP54
Wymiary	118x118x221
Masa	4 kg
Ilość przekaźników wyjściowych	12
Obciążalność prądowa wyjść przekaźnikowych	0,5 A/125 VAC lub 1 A/30 VDC

2.2. Pilot typu MPB-1

Schemat pokrywy pilota typu MPB-1 pokazano na rys. 4. W jej górnej części umieszczono dwa przyciski oznaczone jako ON i OFF, służące do załączania i wyłączania pilota. Po naciśnięciu przycisku ON następuje uruchomienie modułu pilota, sygnalizowane zaświeceniem zielonej diody na przycisku OFF. Gdy moduł pilota nawiąże kontakt z odbiornikiem świeci się żółta dioda na przycisku ON. Pozostałe przyciski, których ilość, oznaczenie i wybór miejsca usytuowania zależą od przeznaczenia systemu, służą do nadawania sygnałów sterujących. Sygnały sterujące wysyłane są w postaci danych szeregowych, a przesyłany blok danych zawiera informacje o stanie pracy sterujących przycisków klawiatury.

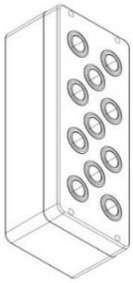


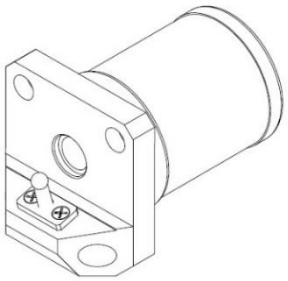
Rys. 4. Schemat pokrywy pilota typu MPB-1 [4]

3. Badanie systemu Bluester w warunkach kopalnianych

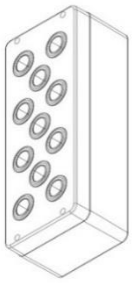
Badania bezprzewodowego systemu sterowania Bluester przeprowadzone zostały w podziemiu kopalni w trzech rejonach: zajezdni lokomotyw elektrycznych, chodniku oraz na skrzyżowaniu tras przewozowych (rys. 5-10). Badania te miały na celu sprawdzenie maksymalnego zasięgu działania systemu. Podczas badań prowadzonych w zajezdni lokomotyw elektrycznych przeprowadzono dodatkowe badanie mające na celu określenie wpływu zakłóceń spowodowanych przejazdem lokomotywy trakcyjnej na poprawność działania systemu Bluester. W każdym z rejonów badania realizowano czterokrotnie, zmieniając każdorazowo położenie odbiornika względem pilota:

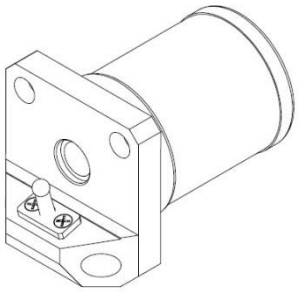
- pilot i odbiornik ustawione są przodem do siebie



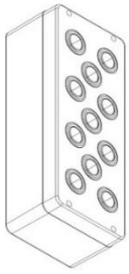


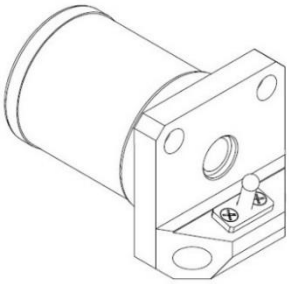
- pilot ustawiony jest tyłem względem odbiornika



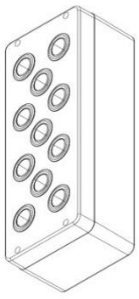


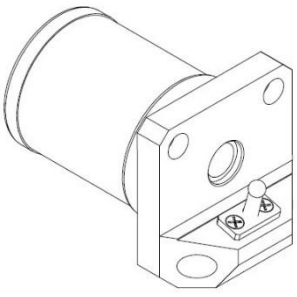
- odbiornik ustawiony jest tyłem względem pilota





- pilot i odbiornik ustawione są tyłem do siebie





3.1. Badania w zajezdni lokomotyw elektrycznych

Celem badań w zajezdni lokomotyw elektrycznych było określenie wpływu dużej ilości maszyn i urządzeń, w które wyposażona jest zajezdnia, na zasięg działania systemu Bluester. Przewidywano, że maszyny i urządzenia te, stojące na drodze pilot-odbiornik, spowodują zmniejszenie zasięgu. Wyniki tych badań przedstawiono w tabeli 2.

Wyniki badań uzyskane w zajezdni lokomotyw elektrycznych [4]

Tabela 2

Położenie odbiornika względem pilota	Max. odległość działania
pilot i odbiornik ustawione są przodem do siebie	15 m
pilot ustawiony jest tyłem względem odbiornika	7,5 m
odbiornik ustawiony jest tyłem względem pilota	5 m
pilot i odbiornik ustawione są tyłem do siebie	3,5 m

Rys.5. Badania w zajezdni lokomotyw elektrycznych [4]

Rys.6. Badania w zajezdni lokomotyw elektrycznych [4]

3.2. Badania w chodniku

Celem badań w chodniku było określenie maksymalnego zasięgu na prostej drodze transportowej. Wyniki tych badań przedstawiono w tabeli 3.

Wyniki badań uzyskane w chodniku [4]

Tabela 3

Położenie odbiornika względem pilota	Max. odległość działania
pilot i odbiornik ustawione są przodem do siebie	20 m
pilot ustawiony jest tyłem względem odbiornika	12,5 m
odbiornik ustawiony jest tyłem względem pilota	7 m
pilot i odbiornik ustawione są tyłem do siebie	5m

Rys.7. Badania w chodniku [4]

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

3.3 Badania na skrzyżowaniu tras przewozowych

Celem badań na skrzyżowaniu tras przewozowych było określenie maksymalnego zasięgu. Zakłada się, by odległość ta była jak najmniejsza - operator powinien być w kontakcie wzrokowym z maszyną, którą steruje. Wyniki tych badań przedstawiono w tabeli 4.

Wyniki badań uzyskane na skrzyżowaniu tras przewozowych [4]

Tabela 4

Położenie odbiornika względem pilota	Max. odległość działania
pilot i odbiornik ustawione są przodem do siebie	4 m
pilot ustawiony jest tyłem względem odbiornika	4 m
odbiornik ustawiony jest tyłem względem pilota	2 m
pilot i odbiornik ustawione są tyłem do siebie	2 m

Rys.8. Badania na skrzyżowaniu tras przewozowych [4]

Rys.9. Badania na skrzyżowaniu tras przewozowych [4]

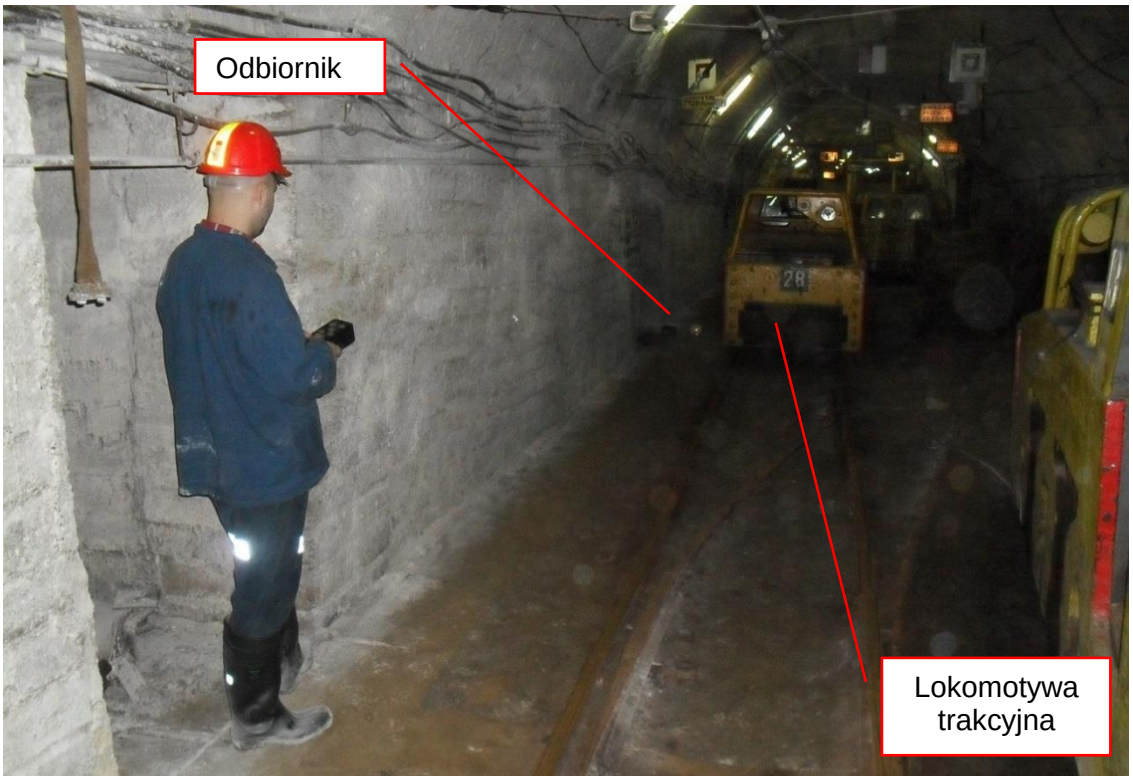
3.4. Badania wpływu zakłóceń emitowanych przez lokomotywę trakcyjną na działanie systemu Bluester

Celem badań było określenie wpływu zakłóceń emitowanych przez lokomotywę trakcyjną na poprawność działania systemu Bluester. Wyniki tych badań przedstawiono w tabeli 5.

Wyniki badań podczas zakłóceń emitowanych przez lokomotywę trakcyjną [4]

Tabela 5

Położenie odbiornika względem pilota	Odległość odbiornika względem pilota	prawidłowe działanie
pilot i odbiornik ustawione są przodem do siebie po tej samej stronie torowiska	0 m	OK
	5 m	OK
	7,5 m	OK
	10 m	X
	12,5 m	X
pilot i odbiornik ustawione są przodem do siebie po przeciwnej stronie torowiska	2,5 m	OK
	5 m	OK
	7,5 m	OK
	10 m	X



Rys.10. Badania wpływu zakłóceń emitowanych przez lokomotywę trakcyjną na działanie systemu Bluester [4]

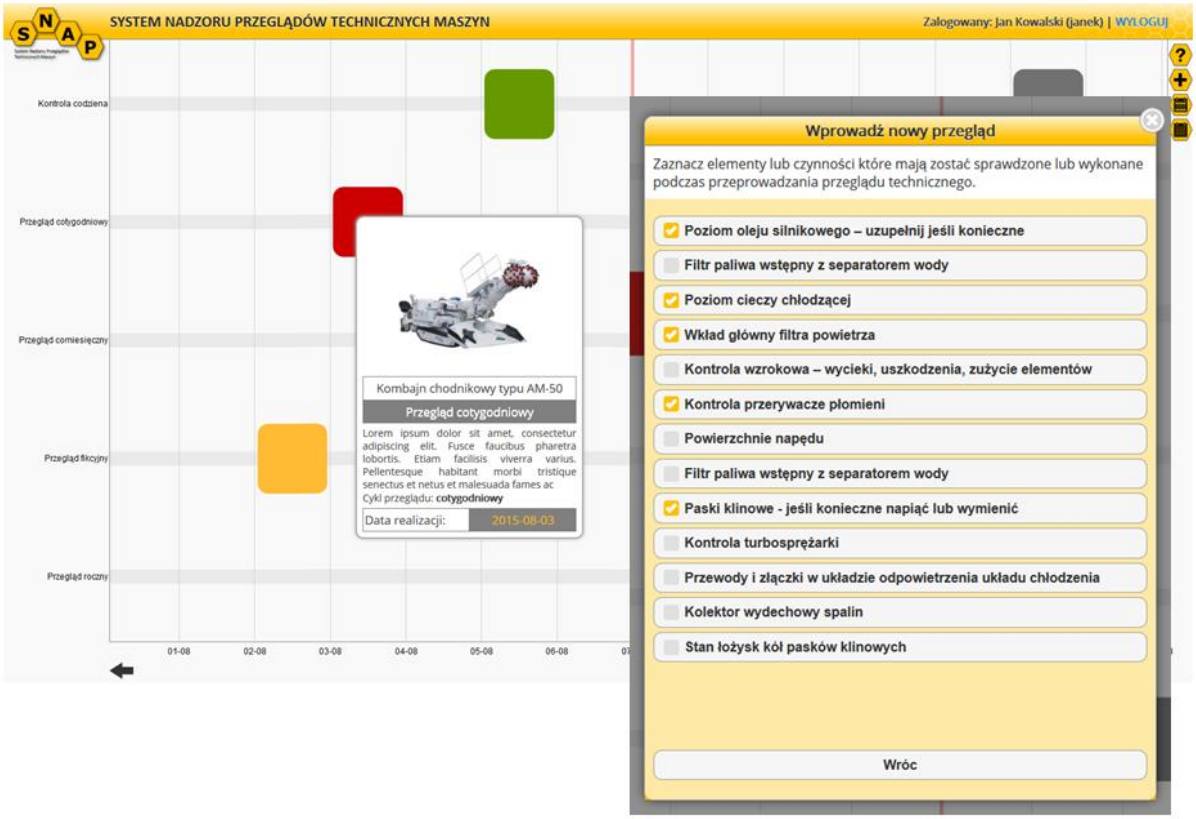
4. Współpraca systemu Bluester z systemem nadzoru przeglądów technicznych maszyn SNAP

Tym, co wyróżnia system Bluester na tle innych urządzeń sterujących jest wspomniana wcześniej funkcja kontrolna. Dzięki możliwości zdalnego odczytu znaczników RFID (ang. Radio Frequency Identyfication) można kontrolować, czy operator przestrzega procedur bezpieczeństwa. Producent lub służby nadzoru mają możliwość określenia czynności, które należy wykonywać okresowo. Czynności te będą się różnić w zależności od urządzenia, a znaczniki RFID są na tyle małe, że można je umieścić w każdym miejscu. Przykładem tego rodzaju czynności mogą być wykonywane okresowo kontrole poziomu cieczy chłodzącej, stan wkładów filtrów czy wzrokowe sprawdzenie przewodów i złączek w układzie odpowietrzenia układu chłodzenia. Poprzez odpowiednie rozmieszczenie znaczników RFID możliwe jest wymuszenie na użytkowniku zdemontowanie osłon i obudów w celu przeprowadzenia kontroli. Wykonanie kontroli maszyny wymaga potwierdzania poprzez odczyt znacznika umieszczonego bezpośrednio przy kontrolowanym elemencie.

Wprowadzenie tego typu nadzoru zwiększy bezpieczeństwo pracy operatora – odniesie świadomość konieczności przestrzegania procedur, zasad użytkowania czy przepisów. Wydłuży również czas eksploatacji maszyny, zmniejszy koszty serwisu i dostarczy producentowi lub służbom nadzoru większą wiedzę na temat użytkowania maszyny w razie awarii lub zgłoszenia reklamacyjnego. Właściwa realizacja zapisów instrukcji obsługi stanowi klucz do minimalizacji strat związanych z przestojami generowanymi przez usterki techniczne.

Informacje z pilota przekazywane są do Systemu nadzoru przeglądów technicznych maszyn SNAP opracowanego przez ITG KOMAG (rys.11). Jest to rozwiązanie, które stanowi programowe rozszerzenie systemu Bluester. Widok interfejsu aplikacji sieciowej SNAP przedstawiono na rys. 5. Osadzenie aplikacji w internecie pozwala na łatwy dostęp z dowolnego miejsca, użytkownicy w zależności od nadanych uprawnień mogą przeglądać lub tworzyć nowe zadania do realizacji z określoną w instrukcji obsługi częstotliwością.

Głównym oknem programu jest wykres prezentujący stan realizacji poszczególnych zadań – zarówno już wykonanych, jak i zaplanowanych. Pozwala to na bieżącą kontrolę realizacji, jak i planowanie z wyprzedzeniem koniecznych do realizacji działań.



Rys.11. Interfejs systemem nadzoru przeglądów technicznych maszyn SNAP [3]

Pilot zdalnego sterowania systemu Bluester wyposażony w moduł RFID pozwala na realizację standardowych funkcji kontrolnych. Aktywacja modułu RFID w celu nawiązania połączenia z systemem SNAP odbywa się poprzez naciśnięcie na pilocie MPB-1 przycisku oznaczonego jako RFID, na którym znajduje się dwukolorowa dioda LED zielono-czerwona.

Po uruchomieniu pilota MPB-1, moduł RFID sprawdza czy istnieje potrzeba przeglądu:

- jeśli istnieje potrzeba przeglądu na przycisku RFID świeci się czerwona dioda,
- jeśli istnieje potrzeba synchronizacji danych o dokonanych przeglądach, na przycisku RFID świeci się zielona dioda,
- jeśli zaistnieje potrzeba przeglądu i synchronizacji na przycisku RFID dioda świeci się naprzemiennie kolorem czerwonym i zielonym.

Zbliżenie pilota zdalnego sterowania do rozmieszczonych na maszynie znaczników RFID, potwierdza wykonanie przeglądu, zgodnie z instrukcją. Moduł RFID zapamiętuje odczytane znaczniki, a następnie za pomocą komunikacji BT łączy się z komputerem i przesyła zapamiętane informacje do systemu SNAP.

5. Podsumowanie

System sterowania Bluester opracowano w Instytucie KOMAG. Jest to rozwiązanie uniwersalne, które można zastosować w różnych maszynach. Jego budowa pozwala na instalację bez istotnej ingerencji w konstrukcję maszyny. Dzięki niewielkim gabarytom pilota i niskiemu zużyciu energii operator nie jest ograniczony przewodem łączącym pilota z maszyną, jak ma to miejsce podczas sterowania lokalnego. W celu zwiększenia bezpieczeństwa obsługi maszyny, w przypadku samoczynnego lub niekontrolowanego oddalenia się operatora od maszyny - po przekroczeniu granicznej odległości - system wyłącza napęd.

W celu zwiększenia bezpieczeństwa obsługi maszyny, system wyłącza napęd w przypadku niekontrolowanego oddalenia się operatora. Maksymalna odległość działania zależy od wzajemnego położenia pilota i odbiornika, co jest sporą zaletą systemu Bluester – operator obracając się plecami do maszyny lub po utracie kontaktu wzrokowego z odbiornikiem na skrzyżowaniu traci łączność z maszyną, a system wyłącza jej napęd. Badania dowiodły również, że zakłócenia emitowane przez przejeżdżającą lokomotywę trakcyjną skracają, jedynie zasięg działania systemu Bluester, nie wpływając na poprawność działania.

Dzięki wprowadzeniu funkcji kontrolnej z wykorzystaniem technologii RFID, wymuszającej potwierdzenie wykonania procedur bezpieczeństwa, zapewniona jest prawidłowa i zgodna z wytycznymi producenta obsługa. Zaproponowane rozwiązania w zakresie wspomagania przeglądów technicznych pozwalają nie tylko na potwierdzenie w sposób jednoznaczny czy dana czynności obsługi została wykonana, ale także wspomagają proces planowania i zarządzania przeglądami okresowymi maszyny. System Bluester wydłuża czas eksploatacji maszyny i obniża koszty serwisu. Przede wszystkim jednak w znaczący sposób podnosi bezpieczeństwo i wygodę pracy operatora.

INNOWACYJNA GOSPODARKA
NARODOWA STRATEGIA SPÓJNOŚCI

UNIA EUROPEJSKA
EUROPEJSKI FUNDUSZ
ROZWOJU REGIONALNEGO

KOGA
KONSORCJUM

Projekt jest współfinansowany ze środków Narodowego Centrum Badań i Rozwoju oraz Unii Europejskiej w ramach Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego.

Narodowe Centrum Badań i Rozwoju
INNOTECH

Literatura

1. Juszczyk D., Konsek R., Krzak Ł.: Bluester – nowoczesne oblicze bezpieczeństwa. Napędy i Sterowanie nr 2/2015, s.10.
2. Miller B., Bisdikian C.: Uwolnij się od kabli – Bluetooth. Wydawnictwo Helion, Gliwice 2003.
3. Praca statutowa ITG KOMAG - System nadzoru przeglądów maszyn technicznych 2015 (nie publikowana).
4. Praca statutowa - Iskrobezpieczny bezprzewodowy system sterowania maszynami górniczymi 2014-2015. (nie publikowana).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

How can modern control systems help to overcome limitations in mobile machines?

Joachim Stratmann - INTER CONTROL
Hermann Köhler - Elektrik GmbH & Co.KG

1. Safety meets performance

With the increasing functionality of mobile machines the requirements with regard to processing power and available memory are growing constantly. On the one hand side the processor utilized in the digsy fusion-S is running at 200 MHz and provides sufficient speed to assure the timely processing of the machine functionality. On the other hand safety standards enforce a high level of controller internal diagnosis which could significantly reduce the available processor resources and thus affect the functionality itself. The internal architecture of the digsy fusion-S helps to overcome this limitation.

To address the safety requirements in controller architectures two principles are usual. The first architecture is realized as a category 2 system acc. to IEC 13849, the logic unit (main processor) is supervised by a test unit (companion).

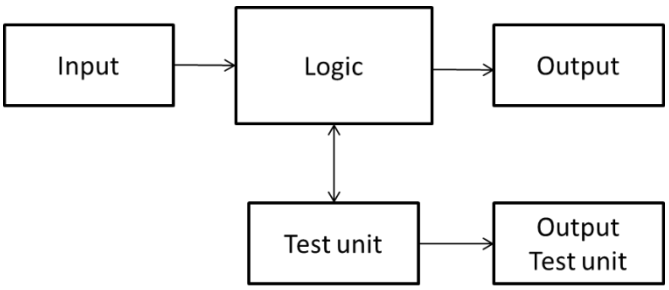


Fig.1. Category 2 architecture

The second architecture is realized as a category 3 system. In this case two individual logic units (processors) process the function and check their results in a cross comparison.

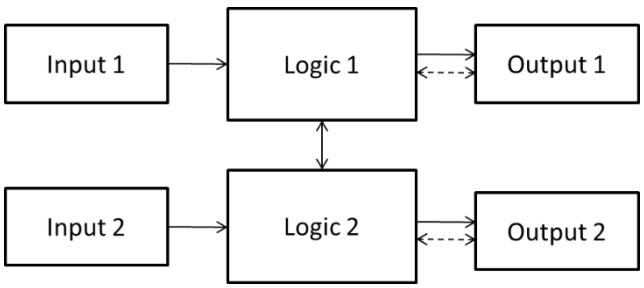


Fig. 2. Category 3 architecture / discrete

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

The category 2 architecture demands significant processor resources for self-test and thus limits the capacity available for the functionality itself. Furthermore specific C-level standards do not permit dedicated safety functions in category 2 because they explicitly require a category 3 solution (redundancy).

Common category 3 systems with discrete main processors offer higher performance but at higher costs than category 2 systems. Beside that two application programs, one for each logic (main processor), are required which imposes a higher work load for the software developer.

To overcome the disadvantages of both concepts and to achieve the initial goal – providing more calculation power for the different and constantly increasing machine functions - a new approach is necessary.

To avoid the inconvenient handling of two application programs as well as the costs of a discrete category 3 system on the one hand side and to take advantage of the higher performance of the two main processors the utilization of a safety dual core processor as shown in figure 3 is helpful.

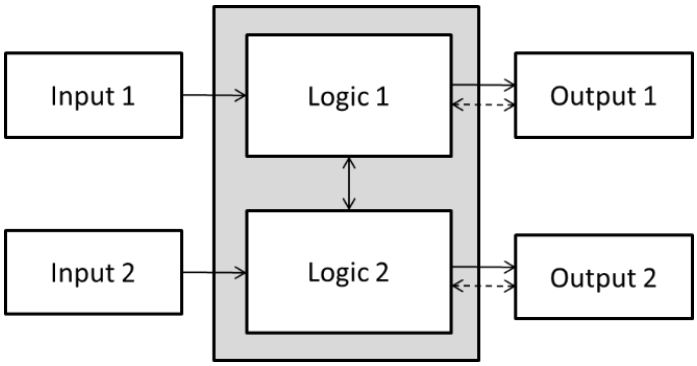


Fig. 3. Category 3 architecture (integrated) as used in the digsy fusion-S

Dual core safety processors integrate the two logics and therefore are able to manage the distribution of the application program on the two cores internally. The processing of the application program is done on both processors in parallel step by step. A step in this regards is the smallest possible processor operation, consisting of reading, processing and writing results. Finally the results of both cores are compared automatically without the need to organize this manually which decreases the workload of the software developer. As the operation of both cores is locked together this procedure is called lock step mode.

For demanding applications it might be necessary to perform complex operations like trigonometric calculations. In this case FPU's (floating point units) are the appropriate processing platform to assure reasonable calculation time. While the supervision of FPU operations in category 2 architectures is not feasible, dual core processors provide the means to meet safety requirements without overload of internal self-tests.

2. Safety meets flexibility

Many manufacturers of mobile machines are providing a wide spectrum of vehicles and variances at a relatively small number of machines per type. As safety standards are strongly recommending the utilization of pre-tested software modules it makes, for economical as well

as for quality and safety reasons, much sense to structure the application software in a modular way. Similar functions in different machines are realized with the same software function block. To take full advantage of this modular software approach a common safety controller for the complete range of vehicles is necessary. But to meet the different requirements of the different machines this controller must be adaptable in different ways.

Multifunctional I/O's which are software configurable help to configure the digsy fusion-S to various machine I/O-requirements. As this feature is common and well accepted for standard controllers it becomes necessary for safety controllers as well to not reduce the flexibility of the machine builder. To provide this functionality safety controllers have to assure sufficient internal diagnosis to cover all optional settings of an I/O point.

Different sizes of machines typically require different number of I/O points. To economically meet this requirement the digsy fusion-S offers modularity which allows the configuration of the required numbers of I/O points. While this concept is common in the industrial automation it provides some challenges in mobile machinery due to the tougher environmental conditions. Beside that the modularity and thus the opportunity to extend I/O's should not be limited to standard I/O's but must especially meet the increasing demand of safe I/O points. As sensors dedicated to safety functions are often redundant, the number of required inputs doubles.

It becomes obvious, that to achieve the flexibility to cover a complete range of different mobile machines with one controller basis it is important that this controller has to be adaptable in terms of the function of the individual I/O and the number of I/O's – still considering the harsh environment and the safety requirements.

Safe automation systems require, beside appropriate controllers, sensors which provide the machine status in a safe way. The communication between controller and sensor could be set up principally in two ways – via a safe fieldbus like CANopen-Safety or direct connection via inputs. When connecting the safety sensor directly there are two solutions feasible, redundant or single channel connection, depending on the required safety level and the design of the sensor. Due to the still limited number of safety sensors available on the market it is useful to have the opportunity to choose between both options – provided that required safety level could be achieved in both ways. Controllers do not naturally provide the option to connect safety sensors with just one channel. To support this single channel connection the input of the controller needs to have internal diagnosis to assure the demanded diagnostic coverage. If this is available safety sensors could be connected with a single channel connection as shown in figure 4.

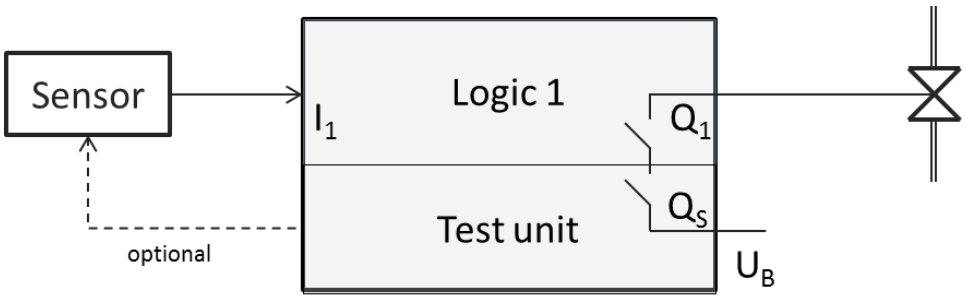


Fig. 4. Single channel connection, typical for category 2 architectures

Alternatively redundant sensors or two sensors providing redundant signals could be connected to the same safety controller as shown in figure 5.

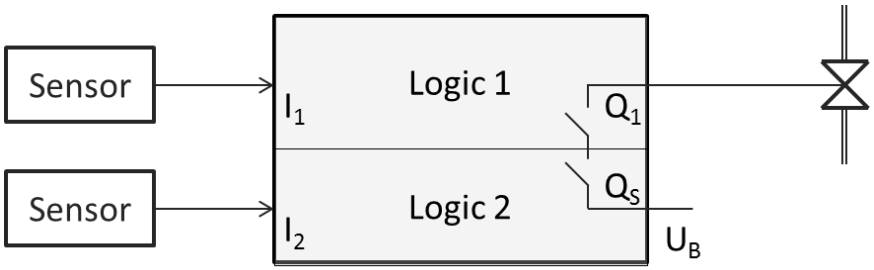


Fig. 5. Redundant connection, typical for category 3 architectures

This solution is typically implemented when the relevant safety standards demand it or if category 2 sensors are not available. The digsy fusion-S supports the connection of category 2 and category 3 sensors and thus provides the flexibility to select the sensor by its performance and not by its interface.

3. Securing the investment

The implementation of a controller in a machine series is a major step which should last for a long time. Therefore it is of importance to be able to integrate new functionalities during the life time of the machine. The above described flexibility of safety controllers is not the only key to allow the utilization of one controller for different types and variants of mobile machines. It furthermore allows modifying or adding new functionalities on machines which have already started their live cycle. When it comes to safety the ability of modifying existing machines is not only a question of hardware modularity and flexibility.

As additional functions typically require a change of the application software the programming environment needs to be considered as well. Later changes of the application software have to be done in a way that they do not affect the machines safety. The related validation and verification effort can be significantly reduced if the safety controller provides means to separate the safe and the standard functionality in a way, that changes of standard/comfort functions do not interfere with safety functions. When programming in the IEC 61131-3 environment the separation of safe and standard/comfort functions could be arranged by setting up a safe project and a standard project. Both projects have access to the set of variables they need while it is assured, that the standard project cannot interfere with the safety project. A software structure which dedicates all non-safety related functions to the standard project and the safety related functions to the safe project increases the flexibility and reduces the time to market, if standard functions are changed or added.

Hardware modularity and software flexibility especially in safety applications is important to extend the life cycle of a machine. The consequent usage of accepted industry standards for field communication like CANopen and CANopen-Safety, service interfaces like USB and Ethernet and programming languages like the IEC 61131-3 helps to later seamlessly integrate components in existing automation systems – another major aspect in machine life time considerations.

4. Increasing uptime

Safety controllers have the task to monitor the automation system and, if safety critical failures occur, to initiate the fail-safe-state. The fail-safe-state in mobile machines is the de-energized state at the outputs, corresponding to a logic zero.

Safety critical failures could occur in the controller itself, at the communication system, on sensors or actuators. Depending on which component fails and which function this component is related to, it might be necessary to de-energize the complete system by switching all outputs to zero by activating the second switch-off path. But not all failures require a complete shut-off of the machine. A safety analysis might come to the result that a failure on one function must not automatically cause other functions to stop as well. If this is the case, it could be very useful to keep the other functions alive and allow the machine operator to finish his job or to recover the vehicle, even if a safety critical error has happened.

To allow this, the digsy fusion-S provides not just a single second switch off path. Because the safety related outputs are combined in groups and each of these groups have their own second shut of path different machine functions could be allocated to different output groups. This allows the machine builder to structure their control system in a way that different functions could be shut off individually while the other functions stay alive.

Once a failure safety critical or non-safety critical has occurred, time is pressing to keep the downtime of the machine as short as possible. With the constantly increasing complexity of mobile machines it gets more and more difficult to have the right expert on site to fix the problem fast. Cellular phone/data networks allow to directly get connected to the machine control system at nearly any place in the world. The gathered data about the actual machine state as well as failure descriptions help to get the problem analyzed by the appropriate expert. Thus it is possible to provide professional guidance to the on-site service technician and help him to get the machine up and running. Furthermore the problem could be fixed remotely by sending new parameters or even software updates to the machine.

On the machine the connection to the cellular phone/data networks is established by a modem or router which is connected to the controller. Typical interfaces between modem/routers and the controller are RS232, providing a data transfer rate of typically 115 kbit/s, Ethernet with a data transfer rate of up to 10 Mbit/s and Fast Ethernet with up to 100 Mbit/s, while EDGE networks support up to 260 kbit/s communications and LTE supports up to 100 Mbit/s.

When laying out new machines which shall be sold for 5 to 10 years and stay in operation for much longer, it is important that the control system provides interfaces which are not only meeting todays needs but also the requirements of telematics solutions in 10 to 15 years. Figure 5 shows that the maximum data rate is today already at 100 Mbit/s for LTE. To avoid bottlenecks on the machine Fast Ethernet interface on mobile controllers for remote-service and other solutions like for instance fleet management are necessary.

To ensure proper update of machine software remote service is not the only approach. To enable service technicians with a non-electronic background to update software the USB interface with host functionality can be used. When plugging a USB-stick in the digsy fusion-S USB connector, the complete set of software available on the stick will be updated at the controller. The update process is completely automated and therefore reliable.

References

1. DIN EN ISO 13849, DIN Deutsches Institut für Normung e.V.
2. CiA DSP 302, Framework for CANopen managers and programmable CANopen devices.

Nowe moduły iskrobezpiecznego systemu sterowania KOGASTER

Dariusz Jasiulek – ITG KOMAG
Sławomir Bartoszek – ITG KOMAG
Jerzy Jagoda – ITG KOMAG
Jerzy Jura – ITG KOMAG
Łukasz Krzak – PHU Gabrypol Sp. J.

1. Wstęp

Sterowanie maszyn o dużym stopniu złożoności oraz pracujących w trudnych warunkach, szczególnie w przestrzeniach gdzie występuje zagrożenie atmosferą wybuchową, wymaga stosowania bezpiecznych rozwiązań w zakresie automatyki. Wymagania te spełnia Iskrobezpieczny System Sterowania KOGASTER opracowany w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG, i produkowany przez P.H.U. Gabrypol Sp. J. Z. i R. Juszczyk. System charakteryzuje się: otwartą strukturą, budową rozproszoną, kompatybilnością z przetwornikami i modułami różnych producentów, co umożliwia sterowanie różnymi maszynami, oraz pozwala spełnić wysokie wymagania użytkowników. Otwarta struktura pozwala na łączenie elementów systemu KOGASTER z elementami (przetwornikami, czujnikami) innych producentów oraz stosowanie uniwersalnych programów do konfiguracji. Pozwala to obniżać koszty już na etapie projektowania oraz produkcji. Elementy systemu KOGASTER mogą być stosowane w maszynach z obwodami iskrobezpiecznymi i nieiskrobezpiecznymi, co predysponuje je do stosowania w maszynach górniczych. Zastosowanie obwodów iskrobezpiecznych w konstrukcji systemu pozwala na obniżenie kosztów certyfikacji i badań dopuszczających. Nowatorskie rozwiązania w tym redundancja magistrali CAN pozwala na tworzenie systemów sterowania o podwyższonej niezawodności. Zastosowanie kolorowego wyświetlacza graficznego z własnym procesorem graficznym umożliwia wyświetlanie zaawansowanych animacji graficznych, w tym interaktywnych instrukcji obsługi.

2. Opis systemu KOGASTER

Specyficzne warunki pracy maszyn górniczych, związane szczególnie z atmosferą wybuchową metanu oraz możliwością zapłonu/wybuchu pyłu węglowego, wymagają spełnienia szeregu wymagań określonych w normach. Zapewnienie bezpieczeństwa w wyrobiskach górniczych wymaga stosowania budowy przeciwwybuchowej dla instalacji elektrycznych i układów sterowania poprzez umieszczenie układów elektrycznych i sterowania w obudowach ognioszczelnych i/lub stosowanie obwodów iskrobezpiecznych.

Jest to szczególnie uzasadnione, gdy sterowane są układy napędowe dużej mocy, np. falowniki zasilające silnik elektryczny. Czujniki, przetworniki pomiarowe czy interfejs człowiek – maszyna, takie jak terminale, przyciski, lampki czy manipulatory nie muszą być zabudowywane w tego typu skrzyniach. Moduły systemu sterowania rozproszonego

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

KOGASTER pozwalają na budowę iskrobezpiecznych układów sterowania. Charakterystycznymi cechami systemu sterowania KOGASTER są:

- rozproszona struktura [1],
- iskrobezpieczna, redundantna magistrala CAN [2],
- iskrobezpieczna budowa poszczególnych modułów [3].

System sterowania KOGASTER łączy zalety układów iskrobezpiecznych i umożliwia połączenie z wszystkimi układami sterowania napędów maszyn górniczych zabudowanymi w skrzyniach ognioszczelnych.

1.

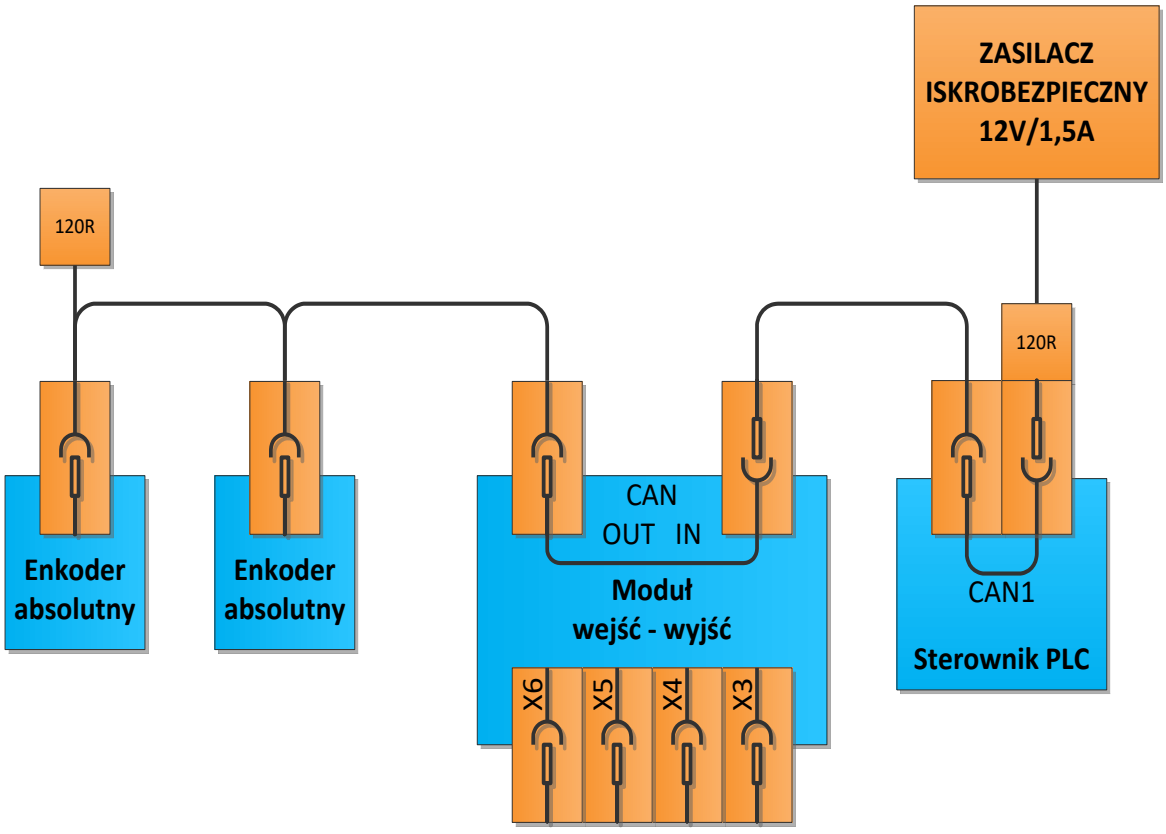
2.

1.

2.

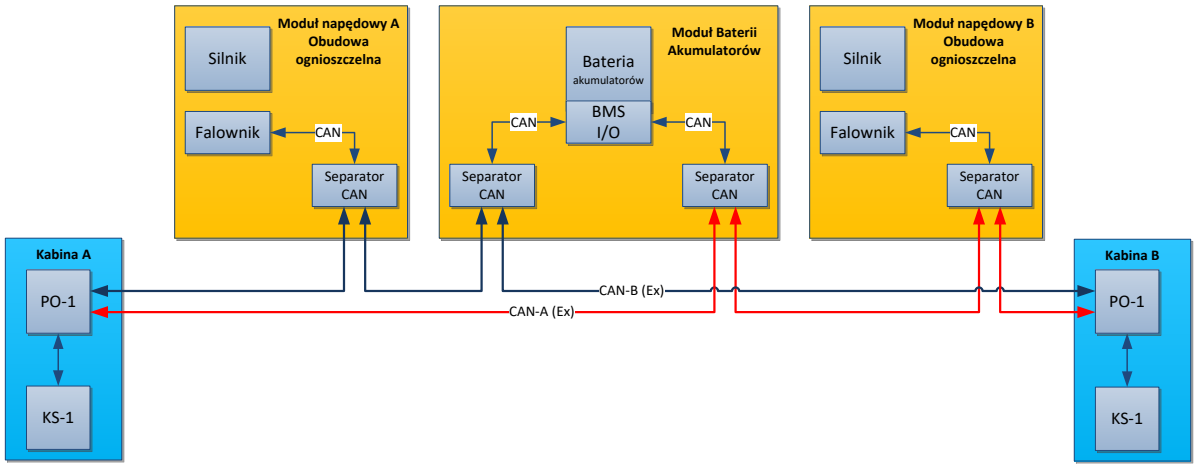
2.1. Struktura rozproszonego układu sterowania

Konfiguracja rozproszonego układu sterowania składa się z modułów sterownika, wejść-wyjść oraz przetworników pomiarowych i elementów wykonawczych, z interfejsem cyfrowym, połączonych cyfrową magistralą danych CAN. Zaletą takiego połączenia jest możliwość prowadzenia zasilania w jednej wiązce przewodów, do transmisji danych. Podstawowa konfiguracja składa się z czujników i przetworników podłączonych do modułu wejść-wyjść i sterownika PLC zasilanych z zasilacza iskrobezpiecznego. W takim układzie nie są stosowane bufory oraz separatory sygnałów wejściowych i wyjściowych podłączone do modułu wejść-wyjść. Schemat blokowy sterowania rozproszonego z wykorzystaniem pojedynczej magistrali CAN przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Schemat blokowy sterowania rozproszonego z wykorzystaniem pojedynczej magistrali CAN [5]

Zwiększenie niezawodności w układach rozproszonych realizuje się poprzez redundancję magistrali CAN oraz dublowanie modułów i przetworników. Jest to uzasadnione w maszynach, gdzie niezawodność i bezpieczeństwo są szczególnie wymagane. Redundancja układu sterowania podnosi co prawda koszty jednostkowe wytwarzania, ale pozwala na obniżenie kosztów wynikających z przestojów w przypadku wystąpienia awarii. Przykładem takiego rozwiązania jest lokomotywa akumulatorowa wyposażona w dwa niezależne panele-sterowniki oraz dwa niezależne napędy. Schemat blokowy układu sterowania lokomotywy przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Schemat blokowy układu sterowania lokomotywy, posiadający strukturę rozproszoną z redundancją [5, 9]

Kolorem czerwonym i niebieskim oznaczono redundantne obwody iskrobezpieczne. Kolorem żółtym oznaczono moduły, których konstrukcja powinna zapewnić redundancję sterowania. Podstawowym elementem redundantnego układu sterowania jest moduł PO-1 zabudowany w kabinie A i B, który pełni funkcje panelu i sterownika. Wyposażony jest w dwa interfejsy iskrobezpieczne CAN zapewniające izolację galwaniczną oraz możliwość zasilania z dwóch niezależnych zasilaczy iskrobezpiecznych.

Porównując przedstawione na rysunkach 1 i 2 konfiguracje rozproszonych układów sterowania można stwierdzić, że projektując maszynę można wprowadzić sterowanie z redundancją, nie podnosząc znacząco kosztów układu sterowania, wykorzystując rozproszoną strukturę układu sterowania. Układy sterowania z redundancją pozwalają na zwiększenie liczby stanów pracy, przy których maszyna może bezpiecznie funkcjonować. Ogranicza to straty wynikające z przestojów spowodowanych awariami.

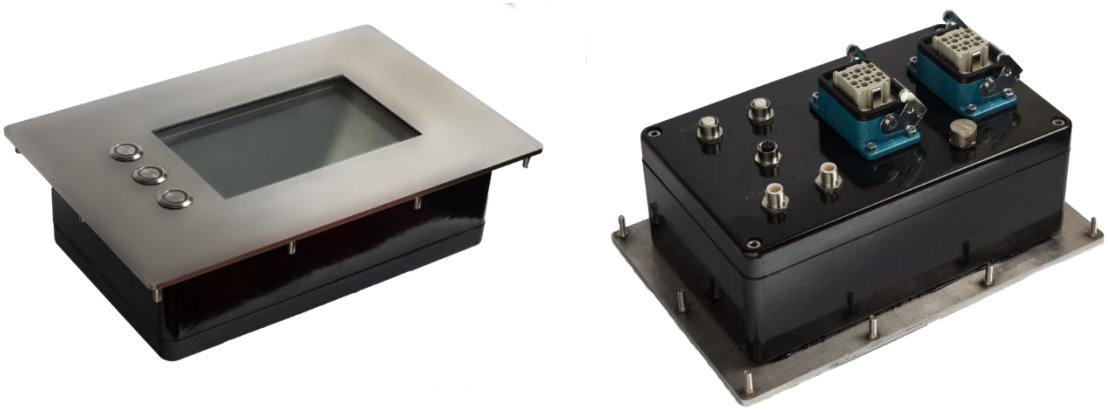
2.2. Panel operatorski PO-1 i kaseta sterująca KS-1

W podstawowej konfiguracji system KOGASTER składa się z panelu operatorskiego PO-1 (rys. 3), który pełni również funkcje sterownika. Opracowany panel pełni funkcję

interfejsu człowiek – maszyna, oraz sterownika rozproszonego układu sterowania z redundantną magistralą komunikacji CAN.

Jest on przystosowany do pracy w warunkach zagrożenia wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego. Składa się z kolorowego wyświetlacza LCD, o rozdzielczości 800x480, wejść i wyjść dwustanowych, wejść analogowych oraz cyfrowych interfejsów CAN, ETHERNET oraz USB. Interfejs ETHERNET wykonywany jest w dwóch wersjach: przewodowym oraz światłowodowym i jest przystosowany 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 (rys. 4), wyposażoną w przyciski, lampki sygnalizacyjne oraz wyłącznik awaryjny. Rozwiązanie takie zwiększa uniwersalność panelu. W zależności od zastosowania w kasecie sterującej stosuje się różną liczbę i różne typy przełączników oraz lampek LED.



Rys. 3. Panel operatorski PO-1 [6]

Rys. 4 Kaseta sterująca KS-1 [7]

Konstrukcja mechaniczna panelu operatorskiego oparta została na obudowie ze zbrojonego tworzywa sztucznego o wymiarach 260x160x90 oraz płyty montażowej wykonanej ze stali nierdzewnej. Panel PO-1 może być wykonany w kilku wariantach, w zależności od wymagań zamawiającego. Możliwe są trzy warianty związane z dostępnością interfejsu

ETHERNET. Wykonanie podstawowe nie zawiera interfejsu ETHERNET. Panel wyposażony w interfejs ETHERNET posiada dwie wersje oznaczone jako:

- „LAN” - interfejs przewodowy ETHERNET 100 Mb, iskrobezpieczny,
- „OPTO”- interfejs światłowodowy 100 Mb (światłowód wielomodowy).

Interfejs USB wyprowadzony jest wewnątrz obudowy i jest przeznaczony do podłączania pamięci pendrive PO-1/PN. Służy on do zapisu danych przetwarzanych przez układ sterowania. Może również pełnić rolę nośnika danych funkcji „data logger”. 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 jest do danej aplikacji i poddawany badaniu przez jednostkę certyfikującą wraz z układem sterowania maszyny.

2.3. Moduł wejść-wyjść

Opracowano i wdrożono do produkcji również moduł wejść-wyjść (rys. 5). Jest on przeznaczony do współpracy z panelem operatorskim PO-1 w strukturach rozproszonych układów sterowania. Przetworniki wielkości nieelektrycznych, takie jak: mostki tensometryczne, rezystory termometryczne, przetworniki wydłużenia siłowników hydraulicznych, można podłączyć do wejść modułu. Moduł charakteryzuje się niewielkimi gabarytami oraz indywidualnym dostosowaniem złącz wyjściowych. Zasilanie modułu i podłączonych przetworników musi zostać włączone do jednego zasilacza iskrobezpiecznego. Moduł zasila przetworniki, które muszą być wykonane w wersji iskrobezpiecznej.

Moduł posiada dwa wykonania. Wykonanie pierwsze wyposażone jest w złącza z wyprowadzonymi wszystkimi sygnałami na zewnątrz modułu. Wykonanie drugie posiada zabudowane wewnątrz listwy zaciskowe, które pozwalają na podłączenie przetworników i czujników.

Wersja 1 Wersja 2

Rys.5. Moduł wejść/wyjść analogowych i cyfrowych [8]

Obwody drukowane są przystosowane do różnych typów wejść. Moduł pozwala na podłączenie przetworników zasilanych napięciem 12 V, posiadających wyjścia analogowe: 0÷10 V, 0÷20 mA lub 4÷20 mA.

Można podłączyć również elementy proste w rozumieniu normy PN-EN 60079-11, takich jak tensometry i rezystory termometryczne PTC i NTC. Tensometry można podłączyć w układzie pełnego mostka, pół-mostka lub ćwierć-mostka.

Do modułu można podłączyć do 8 wejść dwustanowych. Mogą to być styki niespolaryzowane lub indukcyjne czujniki zbliżeniowe typu NAMUR.

Moduł posiada również cztery przekaźniki, których styki niespolaryzowane są dostępne jako odizolowane obwody. Styki mogą być wykorzystane do sterowania lampkami sygnalizacyjnymi, rozdzielaczami hydraulicznymi, czy wyłącznikami silnikowymi.

Oprogramowanie modułu jest zgodne z normami CiA DS301 i DS401 dla protokołu CANopen.

3. Nowe moduły systemu KOGASTER

3.1. Moduł inteligentnego sterownika MIS-1

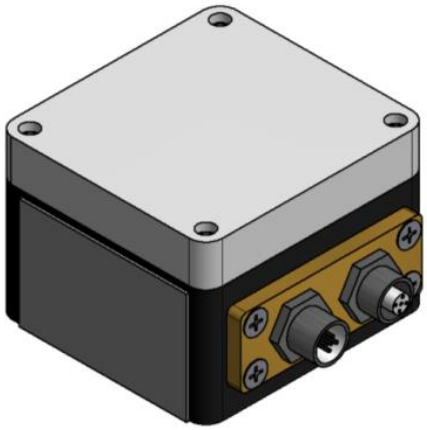
Modułem wdrażanym do produkcji, który może pełnić rolę sterownika i interfejsu człowiek-maszyna jest Moduł Inteligentnego Sterowania MIS-1 (rys. 6). Programowo jest on kompatybilny z Panelem Operatorskim PO-1. Moduł wyposażono w dwa niezależne, iskrobezpieczne interfejsy CAN, 4 wejścia dwustanowe przeznaczone do podłączenia styków niespolaryzowanych lub indukcyjnych czujników typu NAMUR oraz 4 wyjścia dwustanowe, jako styki niespolaryzowane w wersji półprzewodnikowej. Moduł posiada ponadto jeden styk przekaźnika przeznaczony do sterowania wyłącznikiem silnikowym. Wyposażony jest również w monochromatyczny wyświetlacz OLED o rozdzielczości 256x64 oraz przyciski do nawigacji w menu. Dwa niezależne interfejsy CAN, pozwalają na tworzenie układów redundantnych. Redundancja obejmuje również zasilanie. Dodatkowo wyposażono go w komunikację bezprzewodową, która umożliwia realizację funkcji zgodnych z modułem MKB-1.

Wykonanie 1 Wykonanie 2

Rys. 6. Modułu Inteligentnego Sterownika MIS-1 [11]

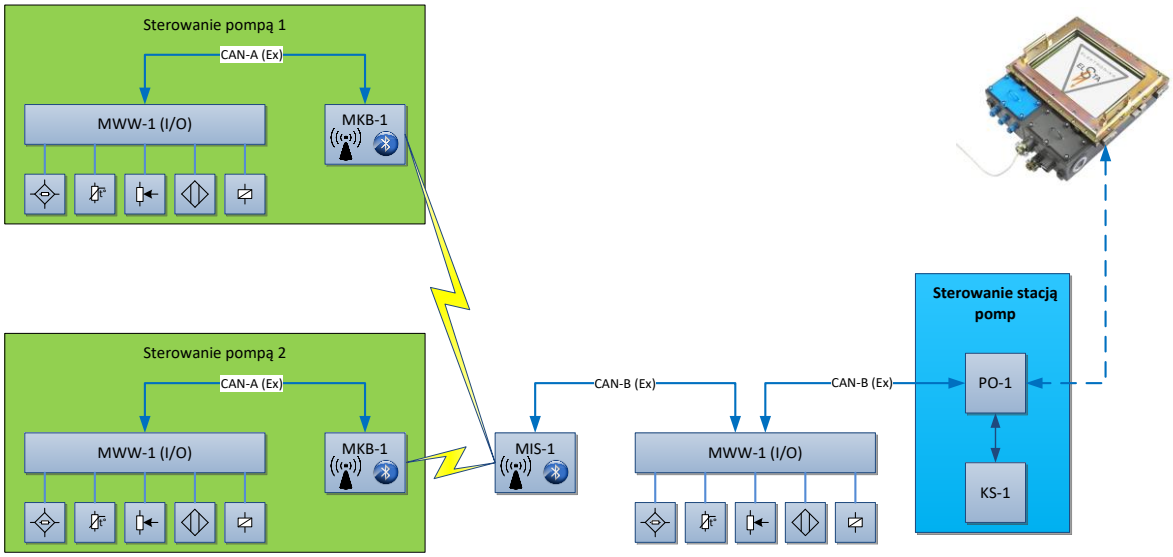
3.2. Moduł komunikacji bezprzewodowej MKB-1

Kolejnym nowym modułem, rozszerzającym możliwości komunikacyjne o transmisję bezprzewodową, jest Moduł Komunikacji Bezprzewodowej MKB-1 (rys. 7). Moduł wyposażony jest w bezprzewodowy interfejs radiowy, pracujący na częstotliwości 2,4 GHz oraz cyfrową magistralę CAN. Podstawową funkcją modułu jest łączenie urządzeń wyposażonych w interfejs radiowy (np. pulpit, czy inny układ sterowania) z układem sterowania wykorzystującym magistralę CAN.



Rys. 7. Model 3D Modułu Komunikacji Bezprzewodowej MKB-1 [10]

Pozwala on na łączenie dwóch segmentów sieci CAN i przesyłanie komunikatów między sieciami. W przypadku podłączenia pilota zdalnego sterowania moduł pozwala na włączenie go jako węzła sieci, zgodnie ze standardem CANopen. W takim przypadku na magistrali CAN będą widoczne dwa urządzenia: moduł MKB-1 i pilot. Możliwe zastosowania modułu MKB-1 i sterownika MIS-1 przedstawiono na rysunku 8.



Rys. 8. Schemat blokowy przykładowego układu sterowania z korzystaniem z modułu z interfejsem radiowym [10]

3.3. Inklinometr INK-2D

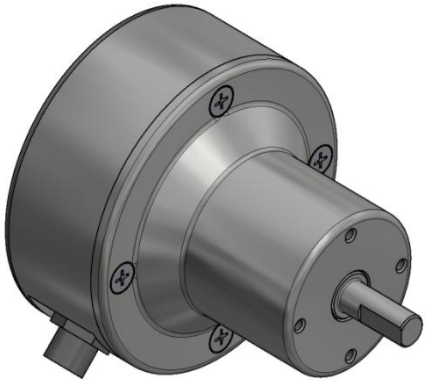
W ramach prac prowadzonych nad rozwojem systemu sterowania KOAGSTER opracowano również inklinometr INK-2D. Jest on sensorem często wykorzystywanym w układach sterowania maszyn mobilnych. Podstawową funkcją Inklinometru INK-2D (rys. 9) jest pomiar położenia przetwornika w odniesieniu do wektora siły ciążenia. Pomiar wykonywany jest w dwóch osiach. Prowadzone są obecnie prace nad rozbudową inklinometru o pomiar przyspieszeń w trzech osiach. Zabudowanie żyroskopu umożliwia pomiar prędkości kątowej w trzech osiach, a magnetometr pozwala na pomiar natężenia pola magnetycznego, również w trzech osiach. Inklinometr jest wykonany z materiałów niemagnetycznych, dzięki czemu obudowa nie wpływa na zniekształcenie linii pola magnetycznego.

Rys. 9. Inklinometru INK-2D [12]

Inklinometr posiada oprogramowanie konfigurowane poprzez magistralę CAN, zgodnie z standardem CiA DS301 i DS410 dla protokołu CANopen. Standard CiA 410 określa także dostęp do funkcji inklinometru.

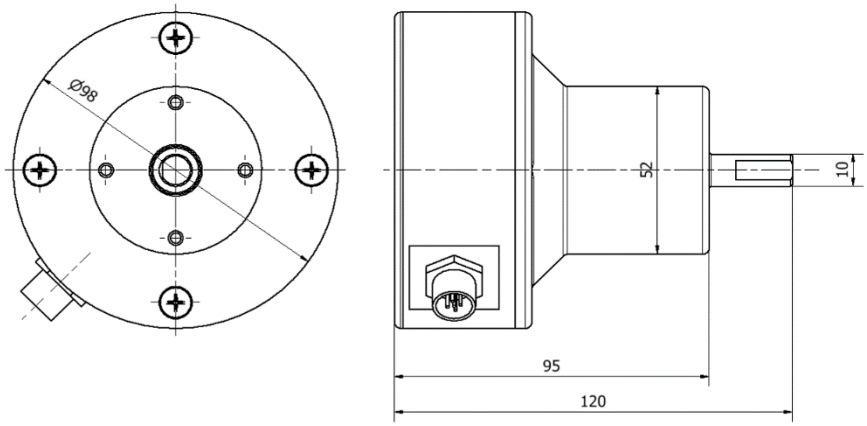
3.4. Enkoder EM-1

Nowym sensorem systemu KOGASTER jest iskrobezpieczny, absolutny enkoder magnetyczny EM-1 (rys. 10), służący do pomiaru pozycji elementów mechanicznych maszyn. Enkoder magnetyczny odporny jest na występujące drgania i udary mechaniczne, co umożliwia jego zabudowę w kombajnach ścianowych, chodnikowych oraz maszynach mobilnych (np. ładowarkach, lokomotywach).



Rys. 10. Model 3D enkodera magnetyczny EM-1/4096 [10]

Enkoder magnetyczny posiada rozdzielczość 4096 impulsów na obrót. Oprogramowanie konfigurowane jest poprzez magistralę CAN, zgodnie z standardem CiA DS301 i DS406 dla protokołu CANopen. Standard CiA 410 określa także dostęp do funkcji enkodera. Wykonanie enkodera z wykorzystaniem obwodów iskrobezpiecznych umożliwiło opracowanie konstrukcji mechanicznej o niewielkich wymiarach (rys. 11).



Rys. 11. Wymiary gabarytowe enkodera [10]

4. Podsumowanie

Opracowywane nowe moduły i elementy systemu KOGASTER jako modułu systemu rozproszonego pozwalają na elastyczne konfigurowanie. Pozwala to na:

- stosowanie systemu do różnych maszyn z obwodami iskrobezpiecznymi i nieiskrobezpiecznymi,
- dostosowanie modułu wejść-wyjść do różnych przetworników wielkości elektrycznych i nieelektrycznych,
- rejestracje danych z przetworników i analizę z wykorzystaniem zaawansowanych, zewnętrznych aplikacji komputerowych,
- optymalizowanie kosztów inwestycji, poprzez optymalizację układu sterowania przy jednoczesnej łatwej modernizacji sprzętowej i programowej.

Nowe moduły posiadają oprogramowanie interfejsów CAN zgodnie ze standardem CANopen CiA301 [4]. Wybrany protokół jest protokołem otwartym, z wykorzystaniem którego opracowywanych jest wiele standardów w odniesieniu do szczególnych zastosowań.

Nowe, jak i już wdrożone do produkcji modułu systemu sterowania KOGASTER mogą być łączone z modułami i sterownikami innych producentów dostępnych na rynku.

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”.
4. CAN in Automation (CiA) 301 “CANopen application layer and communication profile”.
5. Jura J. i inni: „Iskrobezpieczny system sterowania maszyn górniczych bazujących na magistrali CAN i protokole CANopen.” Praca statutowa E/BM-12398, ITG KOMAG 2010-2013, (praca nie publikowana).
6. Jura J. i inni: „Koncepcja konstrukcji iskrobezpiecznego panelu graficznego”. Praca statutowa E/BM-12398/OR5, ITG KOMAG listopad 2012, (praca nie publikowana).
7. Jura J. i inni: „Dokumentacja kasety sterującej. Opracowanie modelu kasety sterującej”. Praca statutowa E/BM-12398/OR6, ITG KOMAG marzec 2012,. (praca nie publikowana).
8. Jura J. i inni: „Opracowanie oprogramowania modułu wejść wyjść zgodnego z CANopen”, Praca statutowa E/BM-12398/OR9, ITG KOMAG kwiecień 2013, (praca nie publikowana).
9. „Lokomotywa z napędem akumulatorowym przeznaczona do eksploatacji w atmosferze potencjalnie wybuchowej”. Projekt celowy ROW-III-235/2012.
10. JURA J.: Iskrobezpieczny system sterowania maszyn górniczych bazujących na magistrali CAN i protokole CANopen. Sprawozdania z realizacji prac statutowych ITG KOMAG 2010-2015, (prace nie publikowane).
11. JURA J.: „Instrukcja Obsługi Moduł Inteligentnego Sterownika MIS-1”. Praca statutowa. ITG KOMAG 2015rok (praca nie publikowana).

12. JURA J.: „Instrukcja Obsługi Inklinometru INK-2D”. Praca statutowa. ITG KOMAG 2015 rok (praca nie publikowana).

Urządzenia do automatyzacji kopalnianych instalacji wodnych konstrukcji ITG KOMAG

Dominik Bałaga – ITG KOMAG
Danuta Cebula – ITG KOMAG
Marek Kalita – ITG KOMAG
Michał Siegmund – ITG KOMAG

1. Wprowadzenie

W polskim górnictwie węgla kamiennego stosowane są różnego typu instalacje wodne wchodzące w skład: systemów zraszających, PPOŻ i układów chłodzenia. Automatyzacja górniczych instalacji wodnych stwarza szerokie możliwości dostosowania pracy systemów i urządzeń do zmieniających się warunków technicznych, środowiskowych i organizacyjnych. Przykładowo, automatyczne włączanie i wyłączanie instalacji zraszającej umożliwia zmniejszenie zużycia wody oraz poprawia komfort pracy załogi.

Ograniczenia dotyczące automatyzacji instalacji wodnych w podziemnych wyrobiskach górniczych wynikają przede wszystkim z braku na rynku urządzeń z dopuszczeniem do stref zagrożonych wybuchem metanu i pyłu węglowego oraz charakteryzujących się odpornością na działanie wody (jako medium robocze). Uwzględniając powyższe w Instytucie Techniki

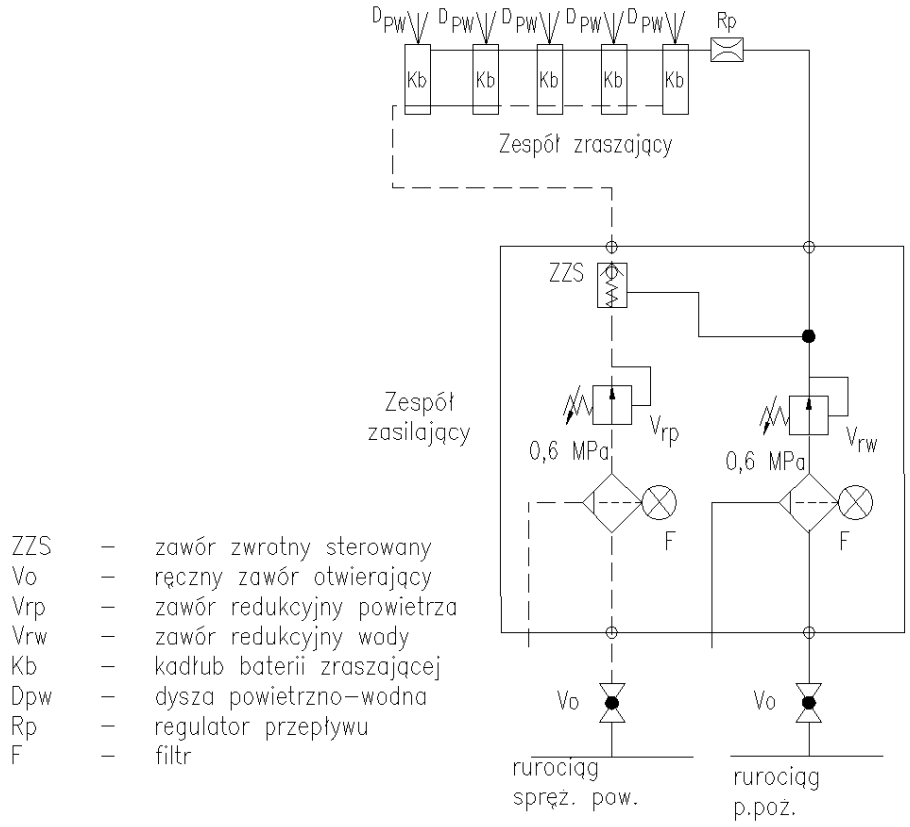
Górniczej KOMAG opracowano szereg urządzeń umożliwiających automatyzację lub sterowanie kopalnianych instalacji wodnych. Są to:

- zawór zwrotny sterowany ZZS, służący do sterowania przepływem medium roboczego zależnie od ciśnienia medium sterującego,
- zawory zwrotne sterowane elektrycznie ZZS-E, służące do sterowania przepływem medium za pomocą sygnału elektrycznego,
- zawór sterowany ruchem taśmy przenośnika ZSZP, służący do sterowania przepływem medium w zależności od ruchu i obciążenia przenośnika taśmowego,
- dozownik cieczy DC-10, służący do automatycznego dozowania czynnika dodatkowego do medium roboczego.

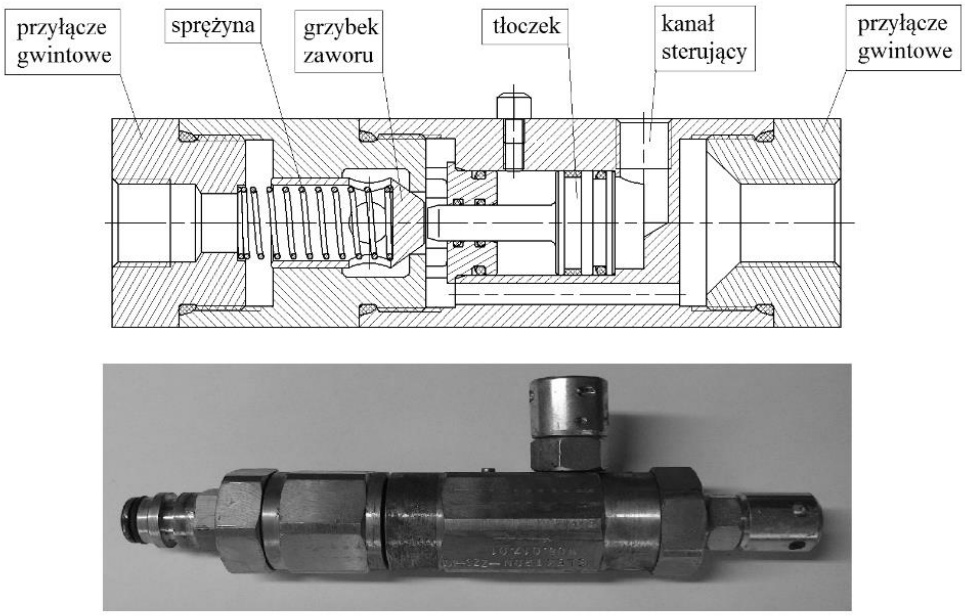
2. Zawór zwrotny sterowany ZZS

Zawór zwrotny sterowany ZZS, przeznaczony do instalacji zraszających powietrzno-wodnych, jest elementem sterującym przepływem powietrza w zależności od przepływu wody. Konstrukcja oraz materiały użyte do wykonania zaworu, przystosowane są do współpracy z wodą oraz sprężonym powietrzem. Odpowiednio dobrane proporcje tłoczka pozwalają na pracę zaworu ze stosunkiem otwarcia wynoszącym 1:2,5. Na rysunku 1 przedstawiono przykładowy schemat instalacji zraszającej, w której zastosowano zawór ZZS. Ograniczyło to ręczne sterowanie do otwierania i zamykania przepływu wody za pomocą zaworu odcinającego, natomiast przepływ powietrza otwierany i zamykany jest automatycznie. Budowę zaworu ZZS przedstawiono na rysunku 2.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Schemat instalacji zraszania powietrzno-wodnego urządzenia zraszającego BRYZA z zastosowaniem zaworu ZZS [2]



Rys.2. Zawór zwrotny sterowany ZZS (źródło: [3])

Zawór zwrotny sterowany ZZS sprawdzony podczas badań stanowiskowych, jak również podczas eksploatacji, jest rozwiązaniem niezawodnym, dzięki czemu może być z powodzeniem stosowany w instalacjach zraszających. Wdrożono go w automatycznych instalacjach zraszania przesypów Bryza-BA w KWK „Budryk" [5] oraz w instalacji zraszającej typu KOMAG w Zakładzie Górniczym Sobieski [6]. Parametry pracy zaworu ZZS zestawiono w tabeli 1.

Parametry pracy zaworu ZZS (źródło: opracowanie własne)

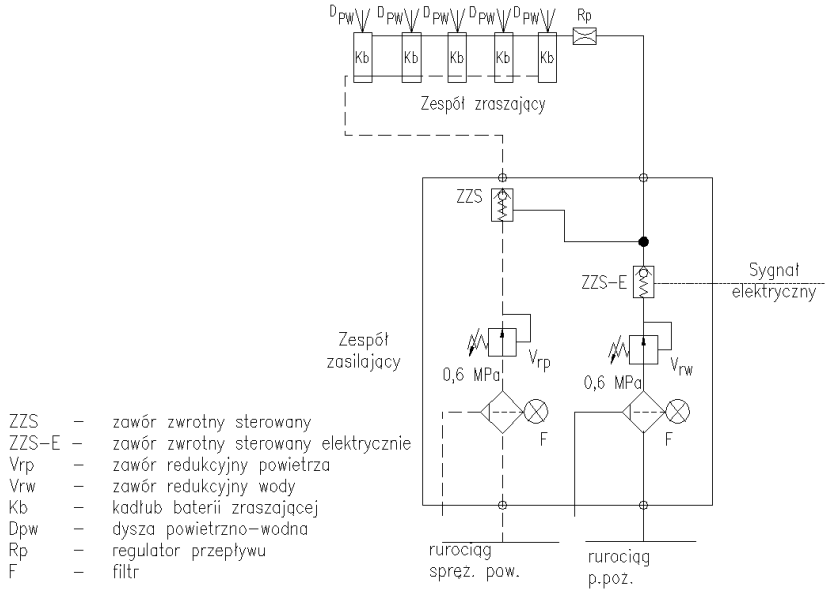
Tabela 1

Ciśnienie robocze	p_r=~0,6 MPa
Ciśnienia sterujące	p_s=~0,6 MPa
Minimalna wartość ciśnienia otwarcia	p_o= 0,05 MPa (dla p_r=~0,1 MPa)
Natężenie przepływu sprężonego powietrza	Q_{nom}=~500 l/min
Filtracja medium roboczego	200 µm

3. Typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie ZZS-E

Typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie ZZS-E opracowano w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG we współpracy z Firmą Innowacyjno-Wdrożeniową ELEKTRON s.c. w ramach projektu „Innowacyjne urządzenia do sterowania i kontroli przepływu" (program wsparcia w ramach dużego bonu – edycja 2014, PARP).

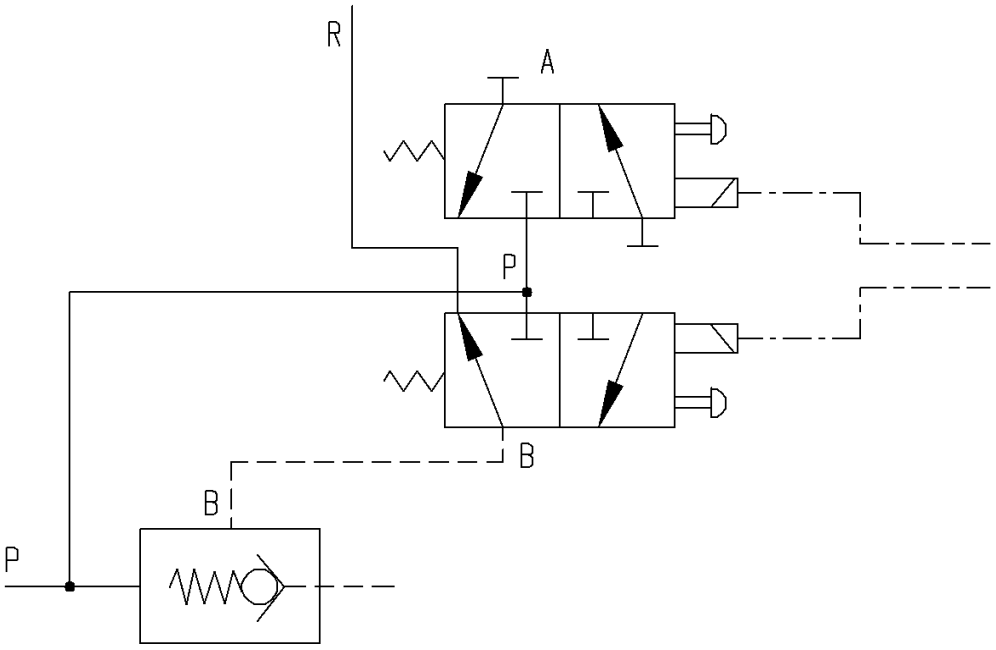
Opracowanie zaworów elektromagnetycznych umożliwia automatyzację instalacji z wykorzystaniem czujników: ciśnienia, temperatury medium, optycznych i ultradźwiękowych oraz zdalne sterowanie (rys. 3), w tym w układzie ze sterownikiem i rejestratorem sygnałów.



Rys.3. Schemat automatycznego sterowania instalacji zraszania powietrzno-wodnego urządzenia zraszającego BRYZA-BA z zastosowaniem zaworu ZZS-E (źródło: [2])

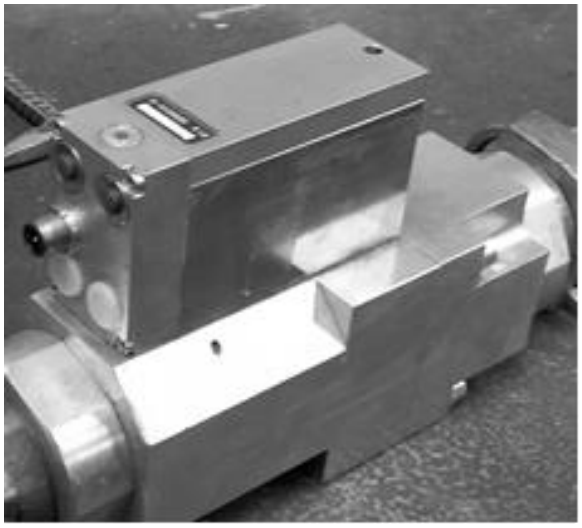
Zawór ZZS-E, przeznaczony jest do sterowania przepływem medium (woda) za pomocą sygnału elektrycznego lub poprzez przesterowanie ręczne. Pozwala również na zabezpieczenie instalacji przed wyciekiem medium, znajdującego się za zaworem w przypadku awarii, lub w przypadku zaniku jego ciśnienia. Zawór przystosowany jest do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem, o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu metanu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Zawór ZZS-E składa się z rozdzielacza elektromagnetycznego oraz zaworu zwrotnego sterowanego. Zawór typu ZZS-E-Z wyposażony jest w dodatkowy mechanizm wymuszający jednokierunkowy przepływ medium. Schemat zaworu zwrotnego sterowanego elektrycznie ZZS-E, pokazano na rysunku 4.



Rys.4. Schemat zaworu zwrotnego sterowanego elektrycznie ZZS-E (źródło: [3])

Sygnał elektryczny w rozdzielaczu elektromagnetycznym otwiera przepływ medium kanałem B, połączonym z kanałem sterującym zaworu zwrotnego sterowanego ciśnieniem, co powoduje otwarcie przepływu. Po zaniku sygnału elektrycznego, rozdzielacz elektromagnetyczny zamyka się, a kanał B zostaje połączony z kanałem R i opróżniony. Rozdzielacz elektromagnetyczny jest przeznaczony do sterowania przepływem medium i charakteryzuje się niewielkim przepływem (1 dm^3/min). Znajduje on szerokie zastosowanie w wysokociśnieniowych instalacjach obudów zmechanizowanych, gdzie realizuje funkcję wstępnego sterowania blokiem hydraulicznym. Rozdzielacz elektromagnetyczny został również zastosowany w wodnych instalacjach zraszających, w których występuje niewielki przepływ medium roboczego. Stosowanie rozdzielacza w instalacjach wymagających wyższego przepływu medium roboczego wymagało opracowania zaworu z rozdzielaczem elektromagnetycznym, o zakładanej trwałości i bezawaryjnej pracy. Opracowano rozwiązanie zaworu zwrotnego sterowanego elektrycznie ZZS-E (rys. 5), w którym zastosowano sprawdzoną i trwałą konstrukcję zaworu zwrotnego sterowanego, w połączeniu ze stosowanym w instalacjach hydraulicznych rozdzielaczem elektromagnetycznym.



Rys.5. Zawór zwrotny sterowany elektrycznie ZZS-E [źródło: opracowanie własne]

Opracowany typoszereg zaworów ZZS-E poddano badaniom na stanowisku w ITG KOMAG oraz w jednostce certyfikacyjnej, mającym na celu sprawdzenie parametrów użytkowych. Uzyskanie certyfikatu pozwoliło na wdrożenie zaworu ZZS-E między innymi w instalacjach zraszania kombajnu chodnikowego, zespole sterowania obiegiem wody chłodzącej ZSW-1 oraz urządzeniu zraszającym BRYZA-BA. Parametry techniczne typoszeregu zaworów typu ZZS-E zestawiono w tabeli 2.

Parametry techniczne typoszeregu zaworów ZZS-E (źródło: [3])

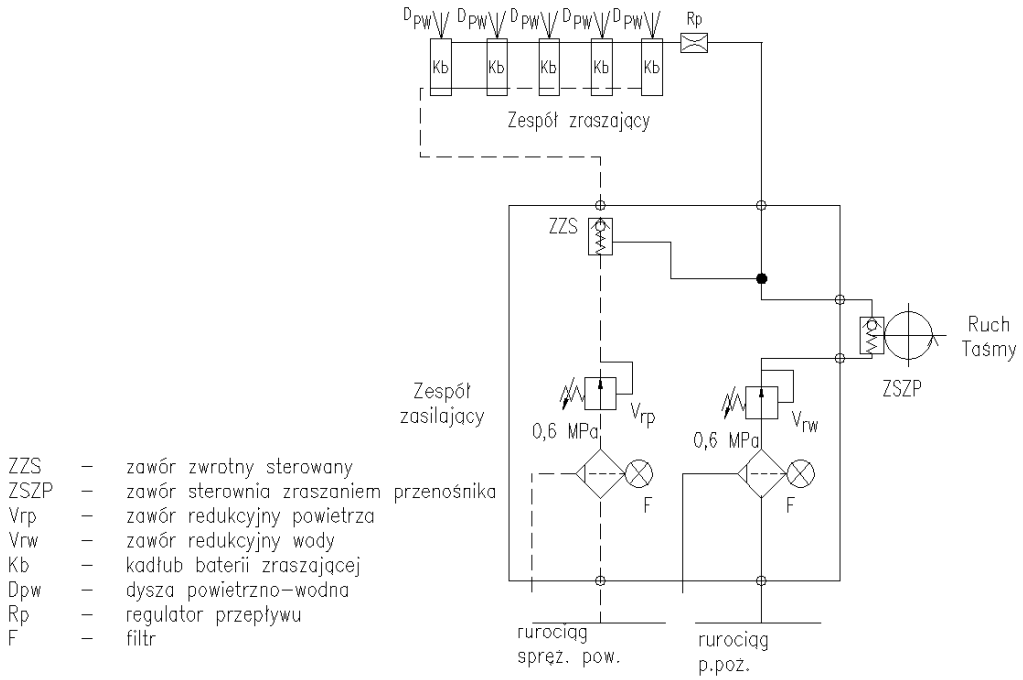
Tabela 2

Parametr	Typ/Wersja					
	ZZS-E 1/2	ZZS-E 3/4	ZZS-E 1	ZZS-E 1-1/2	ZZS-E 1-3/4	ZZS-E 2
	ZZS-E-Z 1/2	ZZS-E-Z 3/4	ZZS-E-Z 1	ZZS-E-Z 1-1/2	ZZS-E-Z 1-3/4	ZZS-E-Z 2
Rozmiar przyłączy	G1/2" wew.	G3/4" wew.	G1" wew.	G1-1/2" wew.	G1-3/4" wew.	G2" wew.
Nominalna średnica przepływu [mm]	15	20	26	32	40	50
Medium robocze	Woda, sprężone powietrze, gazy obojętne, niskoprocentowa emulsja wodno-olejowa, olej hydrauliczny					
Minimalne ciśnienie pracy [MPa]	0,2					
Maksymalne ciśnienie pracy [MPa]	10					

Maksymalne natężenie przepływu [l/min]		120	150	250	450	500	600
Napięcie zasilania [V]		12					
Temperatura otoczenia [°C]		od +5 do +40					
Rodzaj obudowy przeciwwybuchowej pilota elektromagnety-cznego		I M1 EEx i_a					
Masa [kg]	ZZS-E	4,4	5,4	6,7	8,5	10,0	13,6
	ZZS-E-Z	5,3	6,6	8,1	10,5	12,5	17,0

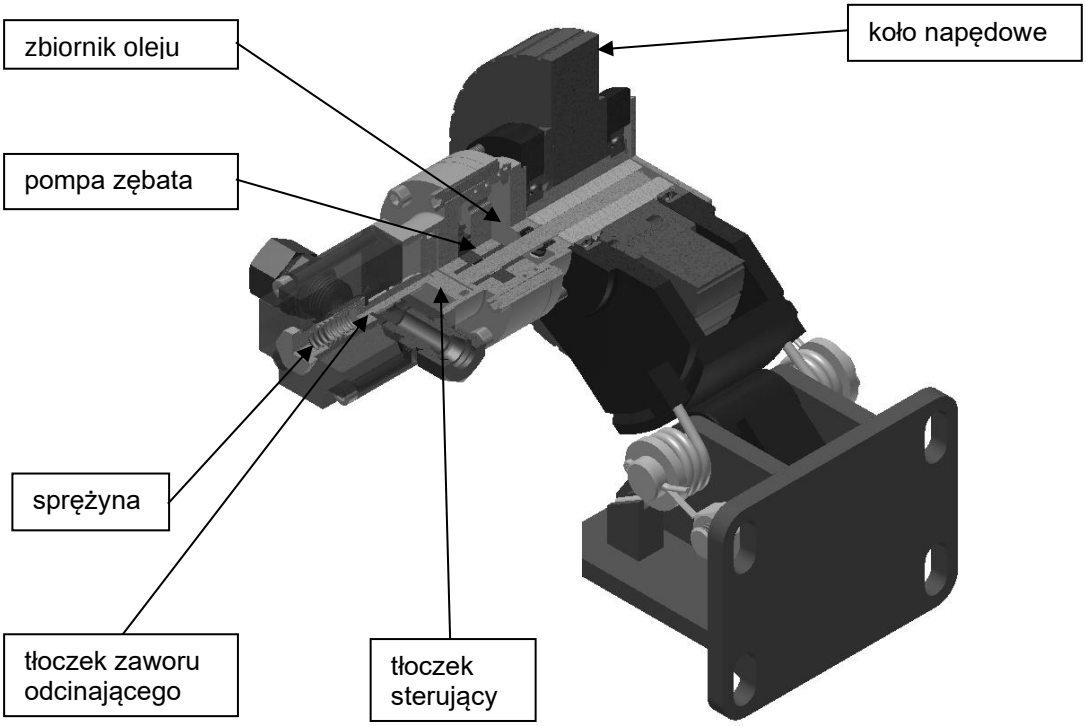
4. Zawór sterujący zraszaniem przenośnika taśmowego ZSZP

Opracowany w ITG KOMAG, we współpracy z firmą Elektron s.c., zawór ZSZP przeznaczony jest do automatycznego sterowania zraszaniem przenośników taśmowych, gdzie włączenie i wyłączenie zraszania uzależnione jest od ruchu ich taśmy (rys. 6). System zraszania zabudowany na przenośniku taśmowym ma za zadanie ograniczenie zapylenia generowanego przez przesypy. Zraszanie przesypu jest niezbędne w trakcie transportu urobku, natomiast podczas postoju taśmy przenośnika powinno być wyłączone. Zastosowanie zaworu ZSZP eliminuje konieczność stosowania urządzeń elektrycznych do automatyzacji zraszania przesypu. Rozwiązanie chronione jest w urzędzie patentowym.



Rys. 6. Schemat sterowania instalacją zraszającą BRYZA w zależności od ruchu taśmy przenośnika (źródło: [2])

Przesterowanie zaworu ZSZP odbywa się za pomocą tłoczka sterowanego ciśnieniem oleju wytwarzanym w obiegu zamkniętym poprzez zintegrowaną z zaworem odcinającym pompę zębatą. Koło napędowe zaworu, sprzężone ciernie z taśmą przenośnika, napędza pompę zębatą, która przetłacza olej ze zbiornika do przestrzeni nad tłoczkiem sterującym. Wytworzone ciśnienie wywołuje przesunięcie tłoczka. Tłoczek sterujący połączony jest z tłoczkiem zaworu odcinającego, który dociskany jest do gniazda w korpusie ciśnieniem roboczego medium (woda), oraz siłą sprężyny i odcina przepływ medium roboczego. Podczas ruchu taśmy przenośnika pompa przetłacza olej w obiegu zamkniętym, poprzez zbiornik i wytwarza ciśnienie oleju, które utrzymuje zawór w pozycji otwartej. Po zatrzymaniu taśmy, ciśnienie oleju zostaje rozładowane. Siła sprężyny i ciśnienia wody powodują przesunięcie grzybka i zamknięcie zaworu odcinającego. Model przestrzenny zaworu ZSZP przedstawiono na rysunku 7.



Rys.7. Model 3D zaworu sterującego zraszaniem przenośnika ZSZP (źródło: [4])

Zawór ZSZP przeznaczony jest do sterowania przepływem wody za pomocą ruchu taśmy przenośnika, w instalacjach, w których ciśnienie wody nie przekracza 1,6 MPa. Otwarcie zaworu powodowane jest przez ruch obrotowy rolki, napędzanej przez taśmę przenośnika. Otwarcie zaworu może być również uzależnione od obecności urobku na taśmie, w przypadku, gdy następuje sprzężenie cierne rolki powodowane ugięciem taśmy przenośnika pod ciężarem transportowanego urobku. Zawór ZSZP (rys. 8) wdrożono w instalacji zraszającej Bryza 1200 w KWK Knurów ruch Szczygłowice. Parametry techniczne urządzenia zestawiono w tabeli 3.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Rys.8. Zawór sterujący zraszaniem przenośnika ZSZP (źródło: opracowanie własne)

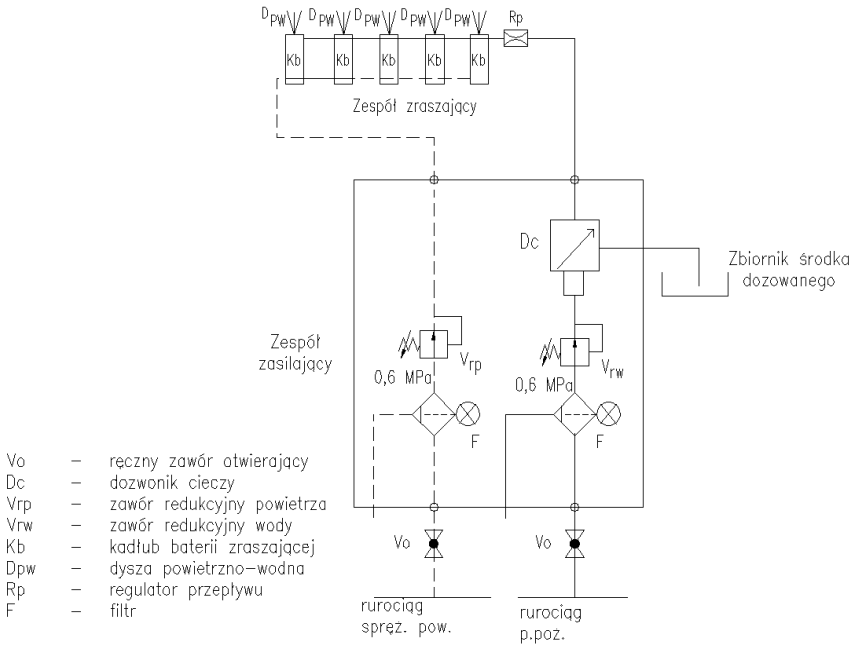
Parametry pracy zaworu ZSZP (źródło: [4])

Tabela 3

Maksymalne ciśnienie robocze	1,6 MPa
Rozmiar przyłączy	G ½" (wew.)
Nominalna średnica przepływu	DN 10
Średnica rolki sterującej	160 mm
Minimalna prędkość taśmy przenośnika	1,6 m/s
Minimalna prędkość obrotowa rolki	238 obr/min
Masa	13,8 kg

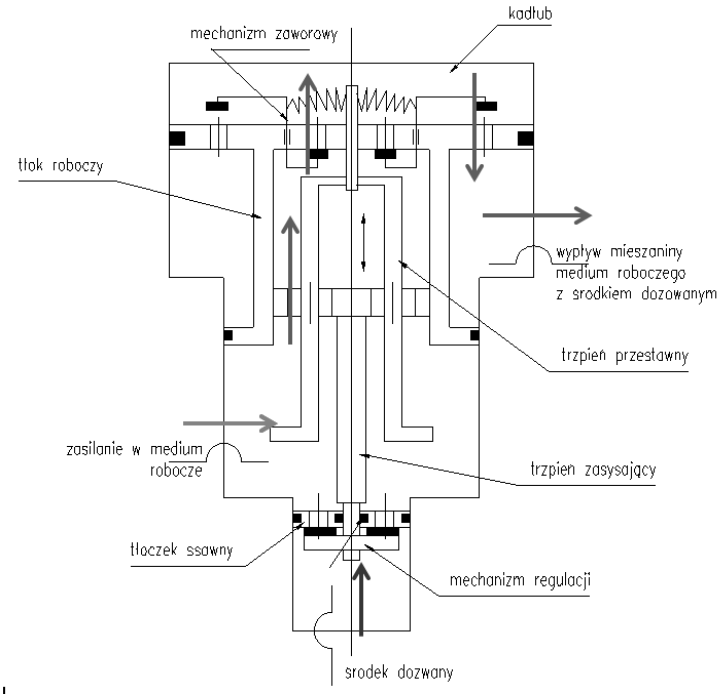
5. Dozownik cieczy DC-10

Dozownik cieczy typu DC-10 może być stosowany we wszelkiego rodzaju układach hydraulicznych, w których konieczne jest dozowanie dodatkowego czynnika do medium przepływającego przez urządzenie. Dozownik posiada mechanizm, za pomocą którego przepływające medium, wymusza ruch tłoka znajdującego się w jego wnętrzu, zasysając i dozując dodatkowy czynnik do medium roboczego. Dozowanie czynnika jest proporcjonalne do ilości medium przepływającego przez urządzenie, niezależnie od zmiany natężenia przepływu i ciśnienia. Urządzenie wykonano z materiałów odpornych na działanie wody oraz środków chemicznych zmniejszających napięcie powierzchniowe. Na rysunku 9 przedstawiono przykładowy schemat instalacji, w której zastosowano dozownik.



Rys.9. Schemat instalacji chodnikowej zapory przeciwpyłowej CZP-BRYZA z zastosowaniem dozownika DC-10 (źródło: [1])

Dozownik cieczy DC-10 jest urządzeniem pracującym cyklicznie w dwóch fazach: zasysania i dozowania. Jego zasada działania opiera się na pracy tłoka o dwóch różnych średnicach. Schematyczne przedstawienie zasady działania dozownika pokazano na rysunku 10, gdzie zaznaczono kierunek przepływu medium, czynnika i mieszaniny [7].



Rys.10. Zasada działania dozownika cieczy DC-10 (źródło: [7])

Dozownik cieczy DC-10 (rys. 11) przystosowany jest do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem o stopniu niebezpieczeństwa „a", „b" i „c" wybuchu metanu oraz klasy „A" i „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Urządzenie poddano próbom ruchowym i badaniom mającym na celu sprawdzenie parametrów użytkowych oraz badaniom w jednostce certyfikującej. Dozownik cieczy DC-10 wdrożono w układach zraszania na kruszarce w ZG Janina oraz zaporze chodnikowej CZP-Bryza w KWK Pniówek. Parametry techniczne dozownika zestawiono w tabeli 4.

Rys.11. Dozownik cieczy DC-10 (źródło: opracowanie własne)

Parametry techniczne dozownika cieczy DC-10 (źródło: [7])

Tabela 4

Typ pompy dozującej	Proporcjonalna, mechaniczna		
Rozmiar przyłączy	wejściowe.	wyjściowe	zasysające
	G1/2" wew.	G1/2" wew.	króciec pod wąż Ø6
Medium robocze	woda, niskoprocentowa emulsja wodno-olejowa,		
Wymagana filtracja medium [µm]	200		
Minimalne ciśnienie pracy [MPa]	0,2		
Maksymalne ciśnienie pracy [MPa]	1,6		
Min. natężenie przepływu medium [l/min]	0,15		

Max. natężenie przepływu medium [l/min]	40
Zakres regulowania wartości dozowania [%]	0,2-4
Masa [kg]	6,33
Masa po napełnieniu [kg]	6,83
Temperatura otoczenia [°C]	5-40
Gęstość czynnika i medium [g/cm^3]	1±0,15
Lepkość czynnika i medium [mP·s]	0,5-2
Stopień ochrony	IP65
Atest	Dopuszczenie do stosowania w wyrobiskach zagrożonych wybuchem metanu i pyłu węglowego w standardzie EX I (ATEX)

6. Podsumowanie

W ramach współpracy z firmą Elektron s.c. opracowano i wdrożono urządzenia służące do automatyzacji instalacji wodnych takie jak: zawór ZZS, zawory zwrotne sterowane elektrycznie ZZS-E, zawór sterujący zraszaniem przenośnika ZSZP oraz dozownik cieczy DC-10. Cechą wspólną tych rozwiązań jest przystosowanie do pracy w warunkach zagrożenia wybuchem metanu i pyłu węglowego oraz odporność na działanie wody. Urządzenia charakteryzują się także wysoką niezawodnością. Wdrożenie omówionych w referacie rozwiązań przyczynia się do zwiększenia stopnia automatyzacji górniczych instalacji wodnych, co skutkuje poprawą bezpieczeństwa i komfortu pracy górników oraz ograniczeniem zużycia wody w instalacjach.

Literatura

1. Bałaga D.: Instrukcja chodnikowej zapory przeciwpyłowej CZP-BRYZA (materiały nie publikowane).
2. Bałaga D., Siegmund M., Urbanek A.: Nowe rozwiązania urządzeń zraszających ograniczające zagrożenia pyłowe w górnictwie. Maszyny Górnicze 2012 nr 2.
3. Bałaga D., Cebula D., Kalita M., Prostański D., Siegmund M.: Typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie do zastosowania w strefach zagrożenia wybuchem metanu i pyłu węglowego. KOMTECH 2014, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, ITG KOMAG, Gliwice 2014 s. 125-134.
4. Cebula D.: Instrukcja zaworu sterującego zraszaniem przenośnika ZSZP (materiały nie publikowane).
5. Prostański D.: Stosowanie zraszania powietrzno-wodnego dla ograniczenia zapylenia w kopalniach. J. Sust. Min. 2013 nr 2 s. 28-33.
6. Prostański D.: Powietrzno-wodne urządzenia zraszające zmniejszające zapylenie w ścianach węglowych. KOMTECH 2013, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo - Efektywność - Niezawodność, ITG KOMAG, Gliwice 2013 s. 189-199.
7. Siegmund M.: Instrukcja dozownika cieczy DC-10 (materiały nie publikowane).

Elektryczny układ rozruchu silnika spalinowego maszyn górniczych

Marek Majewski – ITG KOMAG

1. Wstęp

W podziemnych zakładach górniczych, szerokie zastosowanie znajdują maszyny transportowe z napędem spalinowym. Zainicjowanie pracy silnika spalinowego, jest przeprowadzane z reguły poprzez rozrusznik hydrauliczny. Czynnikiem napędzającym rozrusznik jest olej pod wysokim ciśnieniem generowany w akumulatorze hydraulicznym. Po uruchomieniu silnika spalinowego akumulator hydrauliczny jest ponownie doładowywany. W przypadku unieruchomienia silnika spalinowego, akumulator hydrauliczny zostaje opróżniony z oleju i ponownie napełniany za pomocą pompy. Uruchomienie silnika poprzez rozrusznik hydrauliczny, jest zatem, czynnością jednorazową. Zastąpienie rozrusznika hydraulicznego układem elektrycznym pozwala na wielokrotne powtórzenie rozruchu. Ponadto możliwa jest współpraca ze sterownikiem maszyny.

2. Wymagania dotyczące elektrycznego układu rozruchu silnika spalinowego

Układ elektrycznego rozruchu składa się z:

- baterii akumulatorowej,
- elektrycznego rozrusznika,
- alternatora, ładującego i zasilającego baterię akumulatorową,
- zespołu separującego sygnały sterownicze,
- przewodów zasilających, sterowniczych i sygnalizacyjnych.

Projektując elektryczny układ rozruchu silnika spalinowego uwzględniono następujące wymagania:

- układ powinien posiadać obudowę zapewniającą stopień ochrony przed dostępem osób do części niebezpiecznych, przed wnikaniem obcych ciał stałych oraz przed szkodliwymi skutkami wnikającej wody, nie niższy niż IP 54,
- powinien posiadać obwody sterowania i sygnałowe iskrobezpieczne kategorii ib,
- powinien posiadać obwody iskrobezpieczne kat. ib prowadzone osobnymi przewodami z zachowaniem rozdzielenia obwodów dla różnych napięć iskrobezpiecznych,
- posiadać możliwość pracy w temperaturze otoczenia od -20°C do +40°C, przy wilgotności względnej do 95%,
- posiadać możliwość pracy w podziemnych wyrobiskach kopalń gazowych o koncentracji metanu nie przekraczającej 1,5 %,
- posiadać zabezpieczenia przed skutkami zwarć, przeciążeń oraz obniżania się rezystancji izolacji doziemnej,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- zapewniać rezystancję izolacji nie mniejszą niż 10 MΩ,
- posiadać właściwe odstępy izolacyjne powierzchniowe i w powietrzu,
- posiadać wyjścia kompatybilne z układami zabudowanymi w napędzie spalinowym (posiadać ten sam standard sygnałowy i to samo napięcie zasilania iskrobezpieczne).

3. Przeznaczenie układu i jego zakres stosowania

Układ rozruchu jest przeznaczony do uruchomiania silnika spalinowego, a po dokonaniu rozruchu,służy do zasilania obwodów elektrycznych maszyny górniczej. Wyposażenie elektryczne układu zapewnia bezpieczną i prawidłową eksploatację maszyny poprzez ochronę urządzenia i obsługi przed skutkami przekroczenia krytycznych wartości parametrów decydujących o prawidłowej pracy. Układ rozruchu jest zgodny z wymaganiami dla urządzeń stosowanych w przestrzeniach zagrożonych wybuchem wynikającymi z Dyrektywy ATEX oraz norm zharmonizowanych i jest przystosowany do pracy w podziemnych zakładach górniczych, w wyrobiskach niemetalowych i metanowych ze stopniem „a", „b" i „c" niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz do klasy „A" lub „B" zagrożenia wybuchem pyłu węglowego.

Obwód elektryczny układu rozruchowego jest zasilany napięciem 24 V DC z baterii akumulatorowej i jest wyposażony w kontrolę stanu izolacji, a obwody sterownicze są w wykonaniu iskrobezpiecznym i współpracują ze sterownikiem maszyny.

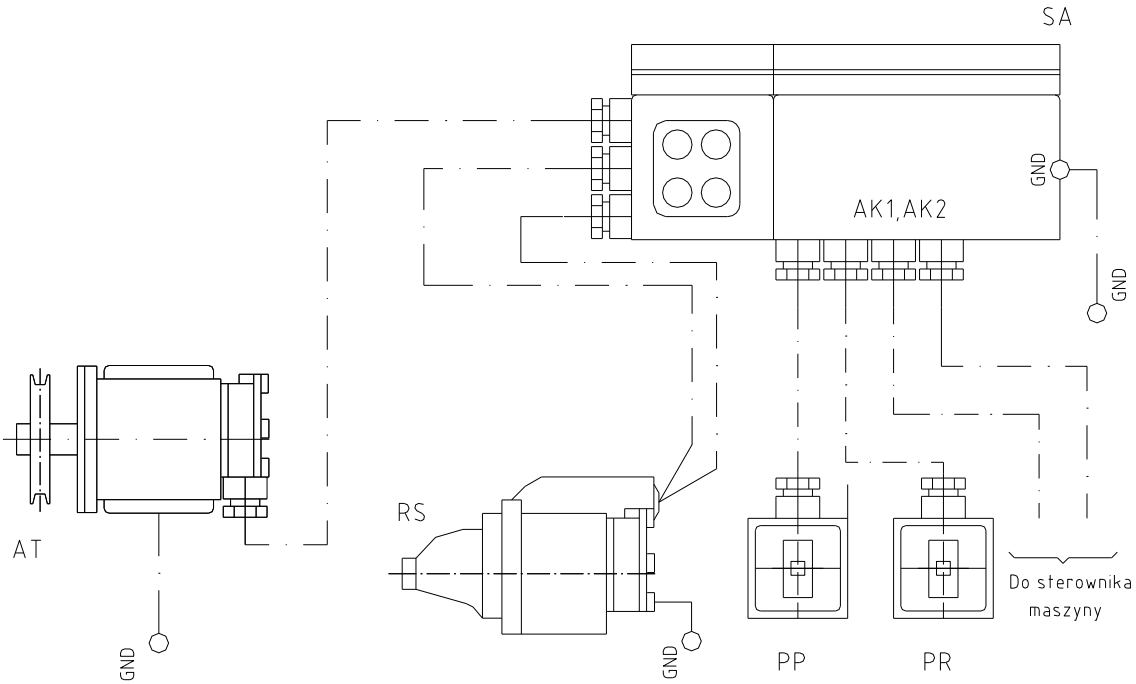
Podstawowe parametry techniczne układu są następujące:

- napięcie baterii akumulatorowej 24 V DC
- pojemność baterii akumulatorowej 65 Ah
- napięcie alternatora 28 V DC
- prąd alternatora ≤30 A DC
- moc rozrusznika 4,0 kW

4. Budowa i elementy składowe układu

Wyposażenie elektrycznego układu rozruchu silnika spalinowego, przedstawiono na rys.1. Składa się on z:

- zespołu akumulatorowego SA, o napięciu 24 V prądu stałego, umieszczonego w osłonie budowy wzmocnionej oraz aparatury zabezpieczeniowej i sterującej umieszczonej w osłonie ognioszczelnej,
- elektrycznego rozrusznika silnika spalinowego zabudowanego w osłonie ognioszczelnej,
- alternatora umieszczonego w osłonie ognioszczelnej, ładującego baterię akumulatorową i zasilającego pozostałe urządzenia elektryczne maszyny,
- zespołu separującego sygnały sterownicze, współpracującego z układem sterownia i kontroli podstawowych parametrów, zapewniającego bezpieczeństwo pracy maszyny (sterownik mikroprocesorowy),
- kaset sterowniczych, umożliwiających rozruch bez udziału sterownika maszyny,
- przewodów zasilających, sterowniczych i sygnalizacyjnych.



Rys.1. Wyposażenie elektrycznego układu rozruchu silnika spalinowego [8, 9]

4.1. Zespół akumulatorowy

W układzie elektrycznego rozruchu silnika spalinowego, źródłem energii, są akumulatory kwasowo-ołowiowe AK1 i AK2 [1], wykonane zgodnie z technologią AGM (Absorber Glass Mat) [2, 3, 4].

Podstawowe dane techniczne akumulatora są następujące:

Typ	ZPC120051
Napięcie znamionowe	12 V DC
Pojemność znamionowa	65 Ah/20h
Prąd rozruchowy 5 s	1500 A
Wymiary	261x171,5x186,5 mm
Masa	20,9 kg

Rys.2. Akumulator AK wykonany w technologii AGM M8 [6]

Akumulator posiada jednokierunkowy ciśnieniowy zawór VRLA (Valve Regulated Lead Acid) [2], otwierający się przy nadmiernym wzroście ciśnienia wewnętrznego i odprowadzający powstałe gazy na zewnątrz (może to wystąpić podczas przeładowania akumulatora). Akumulatory charakteryzują się odpornością na warunki środowiskowe, długą żywotnością,

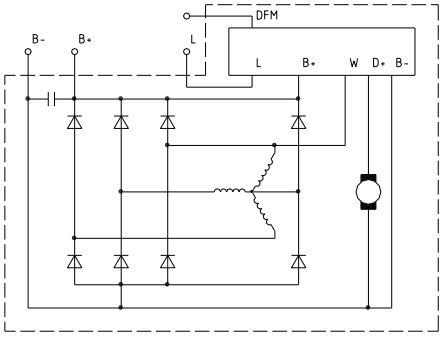
oraz odpornością na rozładowanie. W czasie eksploatacji nie wymagają uzupełniania odparowanej wody.

Akumulatory AK1 i AK2, połączone szeregowo, zabudowano w osłonie budowy wzmocnionej SA, zapewniającej przewietrzanie skrzyni. Napięcie z zacisków baterii akumulatorowej wyprowadzono dwoma przewodami, bez doprowadzania zacisku „ujemnego", na masę korpusu obudowy.

Prąd ładowania akumulatorów wynosi około 10% pojemności 20-godzinnej baterii, natomiast maksymalna wartość początkowego prądu ładowania, określona przez producenta wynosi 20% pojemności 20-godzinnej akumulatora. Ładowanie wyrównawcze, konieczne po głębokim rozładowaniu i/lub niedostatecznym ładowaniu, powinno być prowadzane przy maksymalnym napięciu wynoszącym 2,4 V/ogniwo przez okres 24 godzin [3]. Uwzględniając specyfikę pracy maszyny górniczej oraz powyższe zalecenia napięcie na zaciskach baterii akumulatorowej ograniczono do 29 V.

4.2. Zespół alternatora

Po uruchomieniu silnika spalinowego alternator przejmuje zasilanie obwodów elektrycznych maszyny oraz doładowuje akumulatory AK1 i AK2. Brak gotowego produktu, dostosowanego do warunków dołowych, powoduje konieczność stosowania alternatora dostępnego na rynku, w których są dokonane niezbędne przeróbki polegające na odizolowaniu wewnętrznych połączeń od korpusu. Schemat elektryczny ideowy alternatora jest pokazany na rysunku 3.



gdzie:

- B+ - napięcie wejściowe o polaryzacji dodatniej,
- B- - napięcie wejściowe o polaryzacji ujemnej,
- D+ - prąd wstępnego wzbudzenia,
- L – wejście lampki kontrolnej ładowania,
- W – wejście układu wykrywającego obroty wirnika,
- DFM – wyjście informujące o obciążeniu alternatora

Rys.3. Schemat elektryczny ideowy alternatora [5, 8, 9]

W alternatorze zastosowano regulator multifunkcyjny pełniący następujące funkcje:

- utrzymuje wartość napięcia i prądu w określonych granicach poprzez regulację prądu wzbudzenia,
- zabezpiecza termicznie uzwojenia przed przekroczeniem wartości krytycznej,
- oraz wykrywa:
- uszkodzenia, takie jak nadmierne lub niewystarczające ładowanie,
- obroty wirnika,
- przerwy i zwarcia w obwodzie wzbudzenia.

Napięcie, prąd oraz temperatura pracy alternatora zapisuje się w pamięci regulatora. Na rysunku 4 pokazano przykładowy, dostępny na rynku alternator typu AAG Compact firmy Iskra Avtoelektrika d.d Słowenia [5], który może być dostosowany do pracy w maszynach górniczych, po dokonaniu niezbędnych zmian w konstrukcji mechanicznej.

Podstawowe dane alternatora są następujące:

Typ	AAG Compact
Napięcie znamionowe	28 V DC
Prądu znamionowy	30 – 35 A
Maksymalne obroty	15 000 obr/min
Temperatura otoczenia	-40^{o} C – +110°C
Regulator	multifunkcyjny

Rys.4. Alternator typu AAG Compact [5]

Alternator w osłonie ognioszczelnej może być zastosowany do maszyn dołowych z układem elektrycznego rozruchu silnika spalinowego do doładowywania baterii akumulatorowej oraz zasilania wyposażenia elektrycznego maszyny.

Prąd alternatora ograniczono do 30 A, a napięcie do 28 V, co wynika z warunków termicznych zabudowy oraz zasilania urządzeń o określonym napięciu maksymalnym - 30 V. Alternator wyposażono w dwa wentylatory, jeden wewnętrzny, drugi na zewnątrz osłony ognioszczelnej. Zastosowany ogranicznik temperatury wewnętrznej alternatora współpracuje z multifunkcyjnym regulatorem prądu i napięcia.

4.3. Zespół rozrusznika

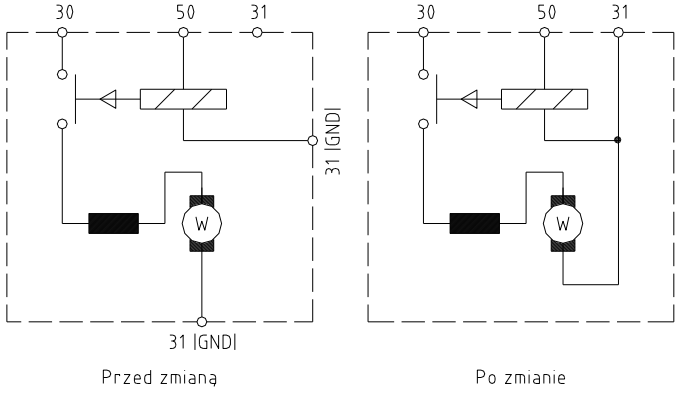
W układzie elektrycznego rozruchu silnika spalinowego wykorzystano rozrusznik typu AZF45 24 V, 4 kW, który pokazano na rysunku 5.

Podstawowe dane techniczne rozrusznika są następujące:

Typ	AZF45
Napięcie znamionowe	24 V DC
Moc znamionowa	4 kW
Cewka rozruchowa (rozruch)	<30 A
(podtrz.)	<7,5 A
Temperatura otoczenia	-40 C – 110°C

Rys.5. Rozrusznik typu AZF45 [5]

Rozrusznik jest przewidziany do krótkotrwałej pracy, tylko podczas uruchamiania silnika. Zabudowanie go w osłonie ognioszczelnej, przy krótkotrwałej pracy, nie spowoduje znaczącego nagrzewania. W rozruszniku odizolowano uzwojenie od korpusu, co pokazano na rysunku 6.



gdzie:

W – wirnik,

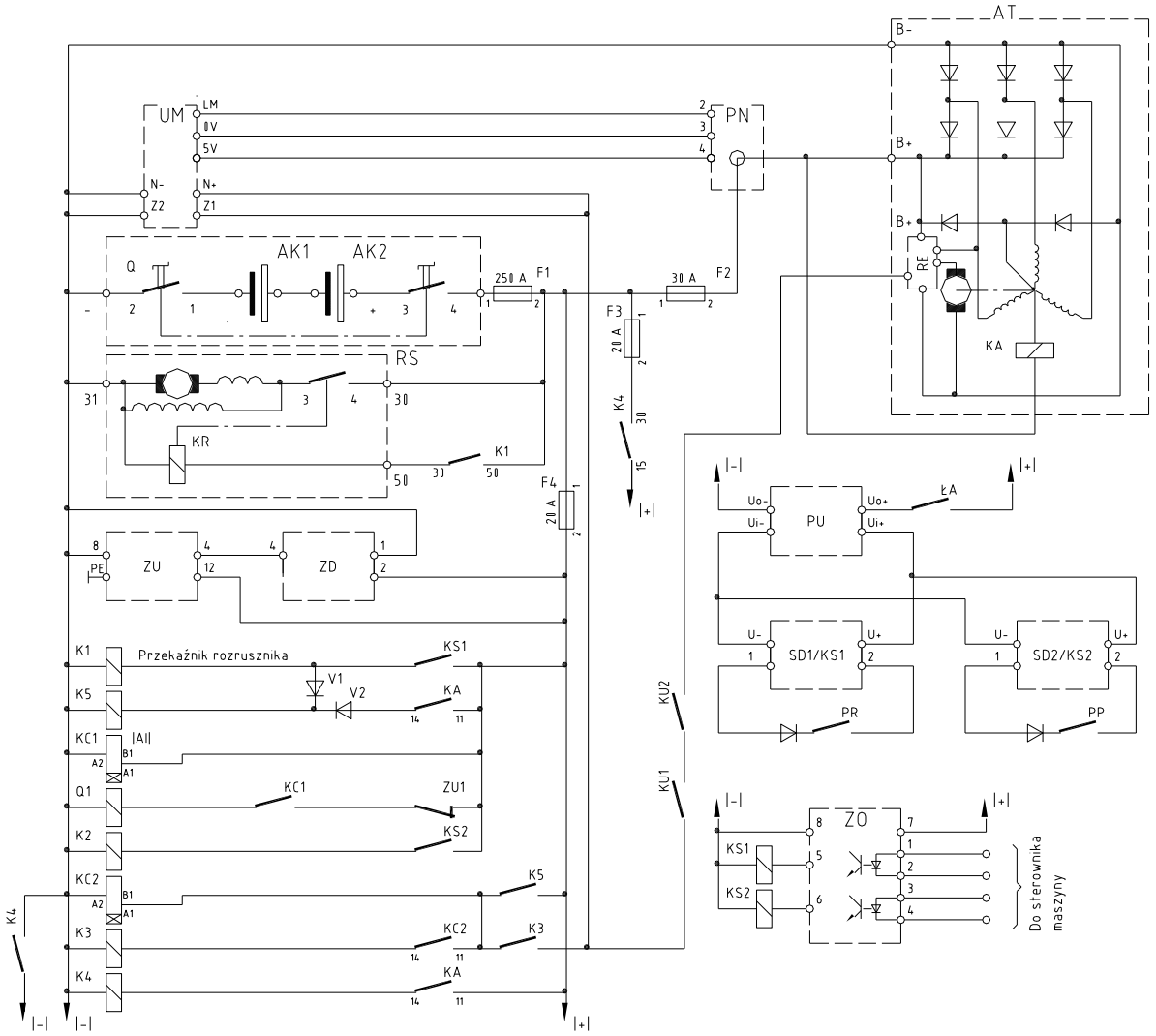
zacisk 30 – plus napięcia zasilania,

zacisk 50 – sterowanie,

zacisk 31 – minus napięcia zasilania.

Rys.6. Zmiany połączeń elektrycznych w rozrusznik [5, 8, 9]

4.4. Elementy zabudowane w osłonie ognioszczelnej



Rys.7. Schemat ideowy układu rozruchu [8, 9]

gdzie:

- SA – skrzynia aparatury elektrycznej zespołu akumulatorowego,
- RS – zespół rozrusznika,
- AT – zespół alternatora,
- UM – układ monitorowania prądu i napięcia,
- PN – przetwornik prądu,
- Q – odłącznik,
- AK1, AK2 – akumulator,
- KR – stycznik rozrusznika,
- ZU – zabezpieczenie upływowe,
- ZD – przystawka pomiarowa,
- K1 – stycznik uruchomienia rozrusznika,
- K2-K5 – przekaźnik pomocniczy,
- KC1, KC2 – przekaźnik czasowy,
- KA – przekaźnik alternatora,
- RE – regulator napięcia alternatora,
- PU – przetwornica napięcia,
- SD1, SD2 – separatory iskrobezpieczne,
- PR, PP – przyciski załączania awaryjnego,
- KS1, KS2 – przekaźnik zespołu ZO,
- ZO – zespół separujący,
- ŁA – łącznik uprawniający załączenie awaryjne.

Zespół akumulatorowy SA składa się z dwóch komór, jednej budowy wzmocnionej i drugiej ognioszczelnej. Osłony połączono ze sobą za pomocą izolatorów przepustowych. W osłonie ognioszczelnej zespołu akumulatorowego umieszczono elementy sterujące i kontrolne układu rozruchowego, co przedstawiono na rysunku 7. Funkcje poszczególnych elementów są następujące:

- odłącznik Q przeznaczony do odłączenia napięcia akumulatorów z cewką wybijakową działającą w momencie:
  - zakończonej pracy maszyny,
  - przy wyłączeniu awaryjnym maszyny,
  - przy zwiększeniu się stężenia metanu w atmosferze kopalni do 1,5%,
- układ UM służy do monitorowania napięcia na akumulatorze i prądu wytwarzanego przez alternator AT (próg napięcia ustawiony na 29 V, a prądowy na 30 A),
  - KU1 – styk wyjściowy układu zamyka się po zadaniu sygnału uruchomienia układu rozruchowego i otwiera po przekroczeniu wartości prądu 30 A płynącego z alternatora AT,
  - KU2 – styk wyjściowy układu zamyka się po zadaniu sygnału uruchomienia układu rozruchowego i otwiera po przekroczeniu wartości napięcia 29 V na zaciskach zespołu akumulatorowego AK1 i AK2,

- przetwornik prądu PP służy do pomiaru prądu alternatora,
- zespół izolacyjny ZO, zawierający transoptory i wzmacniacze sygnału, służy do odseparowania zewnętrznego sterownika maszyny od układu rozruchu,
- upływowe zabezpieczenie ZU spełnia funkcje zabezpieczenia centralnego i blokującego,
- przystawka ZD służy do pomiaru stanu izolacji,
- przekaźnik alternatora KA, wykrywa obroty silnika spalinowego,
- cewka wybijakowa Q1 odłącznika Q, służy do odłączania akumulatorów od układu po zadziałaniu zabezpieczeń,
- styczniki K1, służy do załączania rozrusznika,
- przekaźnik K2, służy do załączania cewki elektrycznej mechanizmu przysłony powietrza i pompy paliwowej silnika spalinowego (przy sterowaniu hydraulicznym przysłon przekaźnik nie jest wykorzystany),
- przekaźnik K3, służy do załączania regulatora napięcia RE w alternatorze AT,
- przekaźnik K4, służy do zasilania obwodów sterownika maszyny górniczej,
- przekaźnik K5, służy do załączania obwodów układu rozruchowego,
- przekaźnik separatora KS1, służy do załączania stycznika K1,
- przekaźnik separatora KS2, służy do załączania przekaźnika K2,
- przekaźniki czasowe KC1, KC2, służą do opóźnionego załączania cewki wybijakowej Q1 i załączania alternatora AT,
- przetwornica napięcia PU, służy do zasilania separatorów SD1 i SD2,
- iskrobezpieczne separatory SD1 i SD2 używane są przy awaryjnym uruchamianiu układu,
- łącznik ŁA, uprawnia do awaryjnego uruchomienia układu rozruchowego,
- bezpieczniki F1, F2, F3 i F4, służą do zabezpieczenia obwodów sterowania i zasilania.

4.5. Zabezpieczenie elektrycznego układu rozruchu silnika spalinowego

Układ rozruchu posiada zabezpieczenia zwarciowe zrealizowane za pomocą bezpieczników F1 – F3. Alternator AT posiada własne zabezpieczenia zwarciowe, przeciążeniowe, termiczne oraz przepięciowe. W układzie jest dodatkowo zastosowany układ monitorowania UM, który kontroluje napięcie na zaciskach akumulatorów AK1 i AK2 oraz prąd pobierany z alternatora AT. Kontrola stanu izolacji jest przeprowadzana poprzez centralno-blokujące zabezpieczenie upływowe ZU zabudowane w osłonie ognioszczelnej układu.

4.6. Zasada działania układu

W układzie elektrycznego rozruchu silnika spalinowego wykorzystywane są dotychczas stosowane sygnały sterownika maszyny, które służą do zasilenia rozdzielaczy elektrohydraulicznych otwarcia przesłony powietrza i przestawienia pompy paliwa oraz uruchomienia rozrusznika hydraulicznego. Obwody elektryczne rozruchu hydraulicznego wykorzystano do elektrycznego układu rozruchowego. Sygnał do uruchomienia rozrusznika elektrycznego powinien wygenerować sterownik maszyny poprzez podanie napięcia na

zaciski 1 – 2 zespołu optoizolacyjny ZO, a na zaciski 3 – 4 sygnału powodującego otwarcie przesłony powietrza i przestawienia pompy paliwa. Na zaciski 1 – 2 podany jest sygnał na czas działania rozrusznika elektrycznego, a na zaciski 3 – 4 napięcie załączenia. Po wzbudzeniu się alternatora AT układ rozruchu zasila sterownik. Po zakończeniu pracy silnika spalinowego przekaźnik KA wyłącza układ rozruchowy.

Układ elektrycznego rozruchu umożliwia awaryjne uruchomienie, bez sygnałów sterujących ze sterownika. Po przestawieniu łącznika ŁA z pozycji „P" – praca, w pozycję „A" – uruchamianie awaryjne, łącznikami „PP" – uruchomienia przysłony i „PR" – uruchomienia rozrusznika, można dokonać rozruchu silnika spalinowego. Awaryjne załączenie układu elektrycznego rozruchu silnika przeprowadza się przy rozładowaniu baterii zabudowanych wewnątrz sterownika maszyny.

Po załączeniu silnika spalinowego, wyłączenie silnika i układu następuje:

- poprzez sterownik, z pulpitu sterowniczego maszyny (przestawienie przysłony i pompy wtryskowej – wyłączenie silnika, brak obrotów alternatora AT wykrytych przez przekaźnik KA – wyłączenie układu),
- po przekręceniu rączki odłącznika Q, w układzie, w pozycję „0".

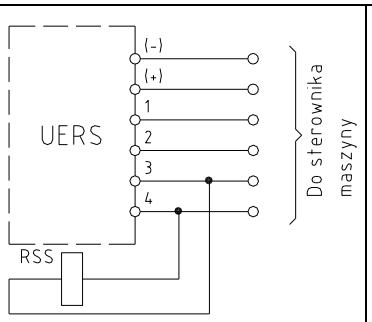
Wyłączenie silnika spalinowego i układu elektrycznego rozruchu może wystąpić również samoczynnie (bez woli obsługującego maszynę) i może być spowodowane:

- wykryciem poprzez sterownik maszyny, pracy z obniżonym napięciem zasilania (zbyt małe napięcie na zaciskach układu elektrycznego rozruchu spowodowane dużym rozładowaniu akumulatora i niedziałającym alternatorze),
- zadziałaniem zabezpieczeń układu rozruchowego.

Po dokonaniu elektrycznego rozruchu silnika spalinowego układ rozruchowy nie ma wpływu na pracę maszyny. W przypadku wystąpienia jakichkolwiek stanów awaryjnych wyłączenie maszyny może nastąpić poprzez przestawienie przycisków wyłączenia awaryjnego zabudowanych na maszynie.

5. Przykładowe zastosowanie układu

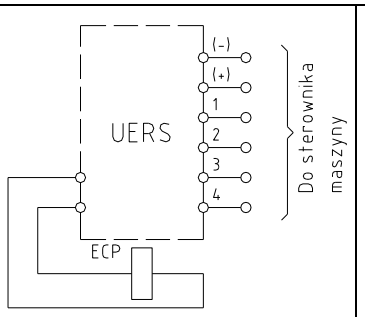
Opisywany układ elektrycznego rozruchu może być zastosowany zarówno w kolejkach podwieszanych, spągowych, lokomotywach szynowych, jak i innych maszynach napędzanych silnikami spalinowymi, wszędzie tam, gdzie jest zastosowany zasilacz typu ZUSD-01 firmy ELSTA Wieliczka [7] lub inny podobnego typu dopasowany parametrami do obwodów wyjściowych elektrycznego układu rozruchu silnika. Na rysunku 8 pokazano współpracę elektrycznego układu rozruchu z zasilaczem ZUSD-01 i rozdzielaczem elektrohydraulicznym RSS sterowania przysłonami. Wspólny sygnał sterujący uruchamia układ rozruchu i rozdzielacz. Sygnały napięciowe są podawane jednocześnie na zaciski 1-2 i 3-4. Sygnał 1-2 jest podany na czas pracy rozrusznika, a sygnał 3-4 podawany przez czas pracy silnika spalinowego. Natomiast na rysunku 9 pokazano współpracę zasilacza, układu rozruchu silnika oraz cewki elektrycznej siłownika przesuwu liniowego sterowania przysłonami. Cewka elektryczna siłownika liniowego jest zasilana i załączana z elektrycznego układu rozruchu.



gdzie:

- UERS – układ elektrycznego rozruch silnika spalinowego,
- RSS – rozdzielacz elektrohydrauliczny przestawiania przysłon,
- zaciski 1 - 2 – załączanie rozrusznika,
- zaciski 3 - 4 – załączanie przysłon.

Rys.8. Współpraca układu elektrycznego rozruch z zasilaczem ZUSD-01 oraz z hydraulicznym siłownikiem przysłon [8, 9]



gdzie:

- UERS – układ elektrycznego rozruchu silnika spalinowego,
- ECP – elektryczna cewka siłownika przestawiania przysłon,
- zaciski 1-2 – załączanie rozrusznika,
- zaciski 3-4 – załączanie przysłon.

Rys.9. Współpraca układu elektrycznego rozruch z zasilaczem ZUSD-01 oraz z elektrycznym siłownikiem przysłon [8,9]

6. Podsumowanie

W niniejszym rozdziale przedstawiono układ przeznaczony do pracy w przestrzeniach zagrożonych wybuchem. Warunki pracy w strefie zagrożenia wybuchem spowodowały konieczność umieszczania poszczególnych zespołów układu w osłonach ognioszczelnych lub osłonach budowy wzmocnionej. Układ jest kompatybilny z urządzeniami zabudowanymi na maszynie górniczej, poprzez odpowiednie dopasowanie obwodów elektrycznych, zarówno siłowych, jak i iskrobezpiecznych. Wszystkie elementy zastosowane w układzie elektrycznego rozruchu silnika spalinowego odizolowano od masy, dotyczy to rozrusznika elektrycznego i alternatora. Zastosowanie gotowych, fabrycznych urządzeń wymagało przeprowadzenia zmian połączeń obwodów elektrycznych. W układzie zastosowano podwójne zabezpieczenie przed nadmiernym wzrostem napięcia i poborem prądu (jedno jest w regulatorze alternatora, drugie w aparaturze sterowniczej układu).

Elektryczny układ rozruchu silnika spalinowego zastępuje dotychczas stosowany układ rozruchu hydraulicznego. Zastosowany układ jest również źródłem napięcia zasilania dla maszyny górniczej i pozwala na zastąpienie generatora typu 31240-1010.00 [10] (dotychczas stosowane źródło napięcia) o wydajności prądowej 10 A. Do sterowania układem wykorzystano wyjścia zasilacza ZUSD-01, pozwalające na uniknięcie zmian w algorytmie pracy sterownika zabudowanego w zasilaczu. Użyto stosowane w układzie hydraulicznym sygnały, przestawienia przysłon dopływu powietrza i przestawienia pompy wtryskowej silnika oraz uruchomienia rozrusznika. Elektryczny układ rozruchu, w stanie czuwania – po

przestawieniu rączki odłącznika, pobiera minimalną energię, pozostaje w gotowości do podjęcia pracy.

Literatura

1. PN-EN 60079-7:2010 Atmosfery wybuchowe – Część 7: Zabezpieczenie urządzeń za pomocą budowy wzmocnionej „e”.
2. Karty katalogowe firmy EUROPOWER – www.europower.eu.
3. Karty Katalogowe firmy VARTA – www.wamtechnik.pl.
4. Karty katalogowe firmy ENERSYS – www.enersys-emea.com.
5. Karty katalogowe firmy Iskra Avtoelektrika d.d Słowenia.
6. Karty katalogowe firmy ZENITH – www.akum.pl.
7. Instrukcja obsługi – Zasilacz układu sterowania i diagnostyki typu ZUSD-01 - ELSTA Wieliczka, wrzesień 2010 r.
8. Prace własne ITG KOMAG – Koncepcja ognioszczelnego układu elektrycznego rozruchu silnika spalinowego – marzec 2015 r.
9. Prace własne ITG KOMAG – Ognioszczelny układ elektrycznego rozruchu silnika spalinowego – czerwiec 2015 wydanie 1.
10. Karta katalogowa prądnicy samowzbudnej typu 31240-1010.00 – IBB Ing.-Becker GmbH Niemcy.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Dodatek

Nowoczesny sposób udostępnienia kopalni węgla kamiennego w obszarze udokumentowanego złoża Oświęcim-Polanka 1

Marek Uszko – KOPEX-EX-COAL
Bogusław Chrószcz – KOPEX-EX-COAL

Planowana inwestycja to podziemna kopalnia węgla kamiennego, która będzie wydobywać od 3 do 4 mln ton węgla rocznie przeznaczonego dla energetyki i ciepłownictwa. Realizatorem inwestycji opartej na zarządzaniu projektowym jest spółka KOPEX-EX-COAL Sp. z o.o. z siedzibą w Przeciszowie w województwie małopolskim. Spółka należy do polskiej Grupy Kapitałowej KOPEX S.A., notowanej na Giełdzie Papierów Wartościowych w Warszawie. KOPEX-EX-COAL posiada prawa do dokumentacji geologicznej złoża węgla kamiennego Oświęcim-Polanka 1. Złoże ma obszar 42 km^2 i jest zlokalizowane w trzech gminach: Przeciszów, Polanka Wielka i Oświęcim. Jest to część zachodniej Małopolski. Obszar objęty projektowaniem, zlokalizowany jest w odległości ok. 51 km od centrum Katowic i ok. 58 km od centrum Krakowa. W ramach obszaru objętego koncesją na poszukiwanie i rozpoznawanie kopalin, KOPEX-EX-COAL prowadzi intensywne prace w celu uzyskania koncesji na wydobycie węgla. W tym rejonie od ponad 100 lat prowadzone są różnego rodzaju badania, które potwierdzają występowanie pokładów węgla energetycznego o wysokiej kaloryczności. Łącznie, wykonano już 21 odwiertów, które są wykorzystywane w obecnie prowadzonych pracach projektowych. Zatwierdzona dokumentacja geologiczna wyżej wspomnianego złoża określa zasoby geologiczne w obszarze objętym koncesją na poziomie ok. 424 mln ton węgla energetycznego. W przeszłości w tym rejonie wykonano dokumentacje geologiczne złóż węgla kamiennego takich jak: Spytkowice, Zator, Oświęcim-Polanka. Choć wiele z tych złóż jest znanych już od lat, to nie podejmowano decyzji o ich wydobyciu ze względu na eksploatację złóż położonych na Śląsku i w Zagłębiu Lubelskim.

Dla udostępnienia złoża została wybrana nowoczesna metoda TBM (Tunnel Boring Machine), co oznacza technologię wykonania upadowych za pomocą maszyny podobnej do tej, jakie używane są przy budowach między innymi tuneli: pod Kanałem La Manche, tunelu łączącego Europę z Azją pod Cieśniną Bosfor, warszawskiego metra i tarczy użytej

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

w Gdańsku do budowy tunelu pod Martwą Wisłą. Zaplanowany sposób udostępnienia złoża polega na wykonaniu trzech upadowych (wyrobisk korytarzowych) o łącznej długości ok. 5 km. Upadowe te służyć będą zarówno do transportu węgla, sprzętu, materiałów, przewozu załogi oraz do wentylacji wyrobisk.

Realizacja całego projektu, a więc budowa wszystkich obiektów, produkcja i dostawa maszyn i urządzeń oparta jest o jednolity system prawny obowiązujący w Unii Europejskiej. Gwarantuje to najwyższe standardy w zakresie bezpieczeństwa pracy, ergonomii i ochrony środowiska. Projekt obejmuje pierwsze w Europie użycie tarczy zmechanizowanej TBM do wykonania upadowych udostępniających kopalnię węgla kamiennego. Taki sposób udostępnienia zapewni:

- maksymalne skrócenie czasu wykonywania robót,
- wysoki poziom bezpieczeństwa obsługi,
- ochronę środowiska, gwarantując nienaruszalność powierzchni, poziomów wód gruntowych oraz minimalną ingerencję w środowisko,
- wysoką trwałość (minimum 50 lat), ze względu na stosowanie specjalistycznej obudowy tuneli,
- niskie koszty utrzymania i eksploatacji, w stosunku do tradycyjnych szybów używanych w większości kopalń.

Projekt zakłada strukturę kopalni jako przejrzysty układ wyrobisk – upadowe są tak zaprojektowane (miejsce wlotu, nachylenie, długość), aby ich końce trafiały bezpośrednio w złoże, co powoduje brak konieczności wykonywania wielokilometrowej sieci kosztownych wyrobisk udostępniających. Ponadto prosty układ wyrobisk minimalizuje liczbę ciągów transportowych służących do odstawy urobku z przodków ścianowych i chodnikowych. Skutkuje to krótkim czasem potrzebnym na przewóz pracowników i transport niezbędnych w procesie produkcji materiałów do miejsca przeznaczenia.

Projekt przewiduje zastosowanie do przewozu pracowników oraz transportu materiałów systemu kolejek podwieszanych. Transport pracowników i materiałów będzie realizowany bezpośrednio z dworca osobowego lub magazynu materiałowego na powierzchni, aż do przodka chodnikowego lub ścianowego. Minimalizujemy w ten sposób konieczność samodzielnego przemieszczania się wyrobiskami dołowymi (statystyki wypadków w górnictwie wskazują, że największa liczba zdarzeń jest związana z przemieszczaniem się załogi). Transport urobku z dołu realizowany będzie taśmociągiem na powierzchnię kopalni, co umożliwi uzyskanie większego wychodu sortymentów grubych, tzn. węgiel nie będzie kruszony na przesypach, w stosunku do transportu prowadzonego pionowymi szybami wydobywczymi. Przewidziane jest zastosowanie układów elektrycznych opartych na przekształtnikach częstotliwości i wagach taśmowych oraz mechanicznych zasobników urobku do wyrównywania strugi węgla. Zwiększy to wydajność odstawy i umożliwi w sposób płynny realizację procesu wzbogacania węgla w zakładzie przeróbczym. Przewidziana jest budowa rozdzielni zasilającej 110/6kV, w której zastosowana będzie najnowocześniejsza aparatura w wykonaniu wnętrzowym, zasilana podziemnymi liniami kablowymi wysokiego napięcia. Oprócz aspektów technicznych zwrócono uwagę na ochronę krajobrazu – brak słupów linii wysokiego napięcia.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W projekcie wykorzystane zostaną najnowocześniejsze rozwiązania i urządzenia produkowane w Grupie KOPEX, między innymi:

- zautomatyzowane kompleksy ścianowe,
- wysokowydajne kombajny chodnikowe,
- zintegrowane systemy zasilania i sterowania maszyn i urządzeń,
- zintegrowane systemy odstawy od przodka lub ściany, aż po zakład przeróbki mechanicznej węgla.

Urządzenia będą wyposażone w pełną diagnostykę i monitoring wszystkich istotnych parametrów. Dane o ich pracy będą transmitowane na powierzchnię oraz bezpośrednio do biur producenta i konstruktora maszyny. Zastosowany zostanie niespotykany w górnictwie, zdalnie sterowany układ elektroenergetyczny. Zasilanie dołu kopalni oparte będzie na jednej wielopolowej rozdzielnicy poziomowej i zespołach kompaktowych średniego napięcia dla dostarczenia energii elektrycznej do stacji transformatorowych w przodkach chodnikowych i ścianowych. Dyspozytorski system telekomunikacyjny oparty będzie o technikę cyfrową integrując przewodowe i bezprzewodowe systemy łączności ogólnokopalnianej i alarmowej wraz z urządzeniami do transmisji danych dla potrzeb monitorowania procesów produkcji i telesterowania. Przewiduje się wykorzystanie energii ze źródeł odnawialnych przez budowę systemu odzysku energii cieplnej z wód kopalnianych i układów chłodzenia urządzeń oraz paneli fotowoltaicznych.

Wyżej wymienione rozwiązania technologiczne, produkcyjne i organizacyjne pozwolą na wdrożenie wydajnych systemów zarządzania.

Streszczenia - Abstract

Rola Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego w systemie nadzoru rynku

Witold Osiński

Przedstawiono schematy działań Prezesa Urzędu Górniczego, jako organu wyspecjalizowanego w ramach nadzoru na rynkiem wyrobów wprowadzanych do obrotu i użytkowanych w zakładach górniczych. Ramy te obejmują: sposób pozyskiwania informacji o wyrobach, sposób prowadzenia kontroli i postepowań, udział w pracach różnego rodzaju grup roboczych oraz zakres działań w obrębie wybranych dyrektyw nowego podejścia i ich wymagań zasadniczych. Przedstawiono również, przykładowe skontrolowane grupy wyrobów oraz nieprawidłowości.

Role of the President of the State Mining Authority in market surveillance

Scheme of activities of the President of the State Mining Authority as the body specialized in market surveillance of commercialized products that are used in mining plants is presented. These activities include method for collecting the information about products, method for control and procedures, participation in work of different working teams and operations within selected directives of new approach and basic requirements. Examples of the inspected groups of products and irregularities are presented.

Dobre praktyki – sprawdzony standard bezpieczeństwa

Mirosław Krzystolik, Bogdan Perenc, Adam Kowol

W zakładach górniczych na przestrzeni wielu lat zmieniały się technologie, maszyny, urządzenia i instalacje. Zmieniało się również podejście do zagadnień związanych z organizacją pracy, tzw. zarządzaniem bezpieczeństwem pracy oraz sytuacja ekonomiczna i polityczna kształtująca sposób funkcjonowania dużych i małych przedsiębiorców. Wprowadzane zmiany w technologiach, maszynach i urządzeniach, jak również w szeroko rozumianych zagadnieniach dot. organizacji pracy bazowały min. na „dobrych praktykach" czyli zgromadzonych przez wieloletnią, a nawet wielowiekową działalność doświadczeniach w różnych obszarach techniki, organizacji i zarządzania. Czy dobre praktyki to tylko hasło, czy realna zawartość wielu istniejących elementów mających wpływ zarówno na produkcję, jak i stan bezpieczeństwo pracy i ochronę środowiska naturalnego?

Good practice – proved safety standard

Technologies, machines, devices and installations in mining plants have been changing for many years. Approach to the problems with work organization, so-called management of work safety and economic and political situation shaping the way of functioning of large and small entrepreneurs has also been changing. Changes in technologies, machines and equipment as well as problems with organization of work based, among others, on "good practice", i.e. experience in different fields of technology, organization and management gained during many

years or even centuries of activity. Is a good practice only a slogan or maybe a real content of many existing components having impact both on production as well as on work safety and environment protection?

Metan coraz bardziej groźny

Andrzej Respondek, Dariusz Wójcik

Zagrożenia naturalne realnie wpływają na bezpieczeństwo pracy i funkcjonowanie zakładów górniczych. Występujący metan w kopalniach stanowi jedno z największych zagrożeń naturalnych. W rozdziale zaprezentowano kształtowanie się w kopalniach węgla kamiennego zagrożenia metanowego oraz zaistniałe w skutek niego wypadki. Przedstawiono również sposoby zwalczania zagrożenia wybuchu metanu, w tym opisano eksploatowane w polskim górnictwie systemy gazometryczne.

Methane becomes more dangerous

Natural hazards have a real impact on work safety and operation of mining plants. Methane in mines is one of the greatest natural hazards. The methane explosion hazard in hard coal mines and accidents caused by methane explosion are presented. Methods for prevention against methane explosion hazard as well as gasometric systems used in Polish mining industry are described.

Ilościowa ocena ryzyka w świecie rzeczywistym

Keerthy Mysore

Uważa się, że ilościowe oceny ryzyka są najodpowiedniejszymi technikami do oceny ryzyka, gdy przewidywane dotkliwość i stopień szkody są wysokie. W artykule przedstawiono praktyczne podejście do ilościowych ocen ryzyka odpowiadających obecnym normom dotyczącym bezpieczeństwa funkcjonalnego takim jak IEC 61508 i ISO 13849-1. Począwszy od dopuszczalnego ryzyka, określono listę istotnych czynników modyfikujących ryzyko celem określenia dopuszczalnej częstości występowania zdarzeń niebezpiecznych. Następnie zaprezentowano dwutorowe podejście do niskiego i wysokiego wymaganego poziomu bezpieczeństwa.

Quantitative Risk Assessments in a Real World

Quantitative Risk Assessments are lauded as the most appropriate techniques for assessing risk when the foreseeable severity and extent of harm are high. This paper introduces a practical approach to Quantitative Risk Assessments as applicable to current Functional Safety standards such as IEC 61508 and ISO 13849-1. Starting with the tolerable risk, the methodology sets out to list the relevant risk modifiers to arrive at the tolerable hazardous event rates. Thereafter, the methodology introduces a two pronged approach for low and high demand safety functions accounting for the safety integrity capabilities of the multiple protection layers to arrive at the mitigated event rates.

Możliwości wykorzystania metody CFD do analizy konstrukcji i działania zaworów bezpieczeństwa obudów zmechanizowanych

Antoni Kalukiewicz, Krzysztof Władzielczyk, Piotr Kipczak

Przedstawiono wybrane możliwości metody CFD podczas procesu projektowania zaworów bezpieczeństwa obudów zmechanizowanych, umożliwiające pomiary metodą wirtualnej analizy przepływu medium przez kanały o złożonym kształcie. Badania te, wykonane metodą CFD, pozwoliły na określenie charakteru i wielkości przepływu medium roboczego przez zawór. Na podstawie przeprowadzonej analizy stwierdzono, że nieliniowy charakter przepływu medium może powodować wystąpienie drgań w układzie, co skutkuje szybkim zużyciem zarówno elementów hydraulicznych układu, jak i uszkodzeniem przewodów, ponadto w artykule przeprowadzono dokładną analizę zmian prędkości medium przepływającego przez zawór w zależności od wielkości szczeliny zaworu. Uzyskane wyniki badań pozwoliły na weryfikację przyjętej konstrukcji zaworu już na etapie jego projektowania, co znacznie obniżyło koszty wykonania serii informacyjnej zaprojektowanych zaworów bezpieczeństwa.

Possibility of using the CFD method for analysis of design and operation of powered roof support's safety valves

Results of simulation new safety valve for mine roof supports is presented. These tests, made by CFD method allowed determining the nature and size of the working fluid flow through the valve. The analysis found that the nonlinearity of the medium flow can cause an oscillation in the system, resulting in rapid wear of both hydraulic components and damage the wires, also in an article carried out a thorough analysis of changes in the speed of the medium flowing through the valve, depending on the size of the valve slits. The results obtained allowed to verify the valve structure adopted at the stage of its design, which significantly reduced the cost of implementing a series of valves designed information.

Wpływ dynamicznego oddziaływania górotworu na dobór stojaka hydraulicznego zmechanizowanej obudowy ścianowej

Dawid Szurgacz

Dobór stojaka hydraulicznego zmechanizowanej obudowy ścianowej przeznaczonej dla silnie prognozowanych warunków zagrożenia wstrząsami górotworu jest szczególnie istotny z uwagi bezpieczeństwo pracy. Wymaga się w procesie doboru spełnienia warunków wynikających z Dyrektywy Maszynowej i zharmonizowanych z nią norm z serii PN-EN 1804.
Ocena układu sterowania dla stojaka zmechanizowanej obudowy ścianowej została przeprowadzona w oparciu o uzyskane wyniki upodatnienia. Zaproponowany układ podpornościowy wraz ze stojakiem został zbadany na stanowisku badawczym, oraz przeprowadzono ocenę stanu odkształceń cylindra. W artykule opisano warunki górniczo – geologiczne dla eksploatowanej ściany 3a w pokładzie 409 w KWK WUJEK na Ruchu Śląsk.

The influence of the dynamic impact of the rock mass on the selection of the powered roof support's hydraulic leg

The selection of a hydraulic leg of a powered roof support designed to operate in the conditions of predicted mining tremors is particularly significant due to its impact on the safety level. The selection process must meet the requirements included in the Machinery Directive and harmonized EN 1804 standards.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Evaluation of the control system for the roof support' leg was carried out on the basis of the obtained results of yielding. The suggested support system and its leg were tested on a test bench alongside the assessment of the state of deformation of the cylinder. The article describes mining and geological conditions of 3a longwall, seam 409, WUJEK Mine, Ruch Śląsk.

Nowoczesne rozwiązania przenośników taśmowych stosowane w górnictwie podziemnym

Leszek Bydłoń, Przemysław Wilusz

Omówiono nowatorskie rozwiązania techniczne zastosowane w dołowych przenośnikach taśmowych, dostarczonych i zabudowanych przez firmę KOPEX MACHINERY S.A. (wchodzącą w skład Grupy KOPEX) w Kompanii Węglowej S.A Oddział KWK „Marcel".

State-of-the-art solutions of belt conveyors used in the underground mining industry

Stet-of-the-art technical solutions used in underground belt conveyors, delivered and installed by KOPEX MACHINERY S.A. (belonging to KOPEX Group) in the Coal Company, JSC, Department "Marcel" Coal Company, are discussed.

Współczesne zmechanizowane ściany podbierkowe w praktyce światowej

Jacek Korski

Wąskoprzodkowe podbierkowe systemy eksploatacji pokładów węgla nadal są spotykane w światowym górnictwie węglowym do eksploatacji grubych i/lub silnie nachylonych pokładów węgla. Z wykorzystaniem analizy procesów w podziemnej kopalni węgla kamiennego dokonano przeglądu stosowanych współcześnie tego typu systemów i zaproponowano alternatywne rozwiązanie z wykorzystaniem kombajnu chodnikowego.

Present mechanized underworking longwall panels in world practice

Narrow face galery/chamber top coal caving systems are still used in coal mining for thick and/or dip seams extractions. By using the analysis of process in underground coal mines, the review of current solutions and is proposed an alternative solutions with roadheader was done.

Wąskoprzodkowe zmechanizowane przodki podbierkowe - analiza procesowa

Jacek Korski

Wybieranie bardzo grubych pokładów węgla długofrontowymi systemami eksploatacji realizowane jest w kilku układach technologicznych:

- Eksploatacja grubego pokładu jedną warstwą
- Eksploatacja grubego pokładu na warstwy
- Eksploatacja podbierkowa – LTCC.

Każde z tych rozwiązań ma określone zalety, wady i ograniczenia, które przedstawiono w niniejszym opracowaniu.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Narrow face gallery/chamber top coal caving systems – process analysis
Jacek Korski

When mining the very thick coal seams with long-front (actual longwall) mining systems is realized in the few technological systems:

- Mining the thick seam by one slice
- Mining the thick seam by slices
- Underworking mining – LTCC.

Each of these solutions has advantages, disadvantages and limitations that are presented.

Wymagania stawiane łańcuchom ogniwowym w systemach urabiania pokładów o niskiej i średniej grubości. Porównanie pracy struga węglowego z kombajnem ścianowym

Damian Bąk, Kazimierz Hanuszkiewicz, Aleksandra Januszek

W wyniku malejących zapasów węgla w pokładach o dużej miąższości, konieczne jest rozpatrywanie najefektywniejszych rozwiązań urabiania węgla w pokładach o miąższości średniej i niskiej. Trudne warunki eksploatacyjne wymagają instalacji wysokowydajnego kompleksu. Wśród licznych czynników oddziałujących na pracę kompleksu urabiającego, kilka z nich szczególnie wpływa na jego efektywność.

Requirements for link chains in the systems for mining the low and medium coal seams. Comparison of performance of coal plough with longwall shearer

Due to decreasing coal resources in high thickness seams, it is necessary to draw attention to most effective coal mining solutions for thin of medium seams. Difficult operational conditions require installation of high-productive system. Several factors, from a group of many factors having impact on mining system operation, have significant impact on its effectiveness.

The results of the assessment of the life přesypové station by impact with bars on the loading boom bucket-wheel excavators

Horst Gondek, Jiří Neruda

One of the major problems of belt conveyors as long-distance and technology, the life of conveyor belts, which only mines Severočeské doly, as per annum several million crowns. Therefore, in this paper deal with the problems of the dynamics of the impact of the rock on another conveyor belt and a new type of equipment that should substantially reduce the number of punctures conveyor belts and thereby prolong their lifespan. The main part of the paper is to assess the lifetime impact stool by impact with bars on přesypovém place of loading boom bucket wheel excavator KU 300/30 on the basis of the annual monitoring of the operation of the device.

Urządzenie MUC-1 do czyszczenia toru jezdnego kolejki podwieszonej

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Waldemar Korolew, Dariusz Czerniak, Andrzej Drwięga, Zbigniew Szkudlarek

Przedstawiono innowacyjne rozwiązanie mobilnego urządzenia czyszczącego MUC-1, przeznaczonego do współpracy z podwieszonymi kolejkami szynowymi z napędem ciernym. Opisano jego budowę i zasadę działania. Przedstawiono wyniki badań stanowiskowych skuteczności czyszczenia trasy, mających na celu zwiększenie sprawności i pewności ruchowej pary ciernej koło napędowe – szyna w kolejkach podwieszonych.

MUC-1 device for cleaning the suspended monorail track

Innovative solution of MUC-1 mobile cleaning device, designed for cooperation with suspended railways with frictional drive, is presented. Its design and principle of operation are described. The results of stand testing the effectiveness of cleaning the track, aiming at increase of efficiency and operational reliability of driving wheel-rail frictional pair in suspended monorails, are given.

Możliwości ograniczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego w strefach zabezpieczających

Dariusz Prostański, Dominik Bałaga, Michał Siegmund, Marek Kalita, Paweł Hyła, Krystian Skubacz, Paweł Urban, Małgorzata Wysocka, Bogdan Malich, Krzysztof Cybulski

Przedstawiono wybrane wyniki projektu MEZAP pt.: „Modelowanie mechanizmu gromadzenia się wybuchowego pyłu węglowego w pobliżu frontów eksploatacyjnych w aspekcie identyfikacji, oceny i niwelacji możliwości powstania jego wybuchu”, realizowanego przez konsorcjum: Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Główny Instytut Górnictwa oraz Kompania Węglowa S.A., dofinansowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju. Przedstawiono cele projektu oraz osiągnięte efekty prac badawczych zrealizowanych w warunkach KWK Brzeszcze. Omówiono metodykę badań oraz zaprezentowano ich wyniki i osiągnięte cele projektu.

Possibilities of controlling the coal dust explosion hazard in the protecting zones

Selected results of the MEZAP project: “Modelling the mechanism of accumulation of explosive coal dust in the area of mining fronts in the aspect of identification, assessment and elimination of possibility of its explosion”, realized by the Consortium: KOMAG Institute of Mining Technology, Central Mining Institute and Coal Company, JSC, co-financed by the National Centre for Research and Development, are presented. Project objectives and results of research work carried out in Brzeszcze Coal Mine are given. Testing methodology is discussed and test results as well as achieved project objectives are presented.

Rozkłady ziarnowe pyłów w pobliżu frontów eksploatacyjnych podziemnej kopalni węgla kamiennego i wpływ zraszania na redukcje ich stężeń

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Krystian Skubacz, Paweł Urban, Małgorzata Wysocka, Bogdan Malich, Krzysztof Cybulski

Praca zawiera wyniki badań rozkładów ziarnowych stałych aerozoli w zakresie od 10 nanometrów do 20 mikrometrów oraz wpływu zraszania na redukcję ich koncentracji i stężenia masowego wykonanych w ramach projektu o akronimie MEZAP dofinasowanego przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju. Pomiary przeprowadzono w pobliżu frontów eksploatacyjnych podziemnej kopalni węgla kamiennego z pomocą dwóch spektrometrów cząstek pozwalających na podział frakcyjny rozmiarów aerozoli w około 150 kanałach. Stwierdzono, że przeciętne udziały cząstek o rozmiarach do 100 nm w całkowitej koncentracji wynoszą 60%, o rozmiarach od 100 nm do 2500 nm 40%, a jeszcze większych 0.1%. W przypadku stężenia masowego proporcje udziałów poszczególnych klas cząstek ulegają odwróceniu. Tutaj największy przeciętny udział, 49%, mają najczęściej cząstki o rozmiarach od 2500 nm do 10000 nm, a w dalszej kolejności cząstki od 100 nm do 2500 nm: 48% Przeważająca liczba cząstek o rozmiarach poniżej 100 nm rzutuje w niewielkim stopniu na stężenie masowe, gdzie stanowi średnio 0.8% jego całkowitej wartości. Część pomiarów została wykonana podczas zraszania prowadzonego blisko eksploatowanych ścian z pomocą instalacji wykonanej przez Instytut Techniki Górniczej KOMAG w Gliwicach. Nawilżanie miało wpływ na stężenie masowe i koncentrację cząstek, zwłaszcza w wymiarze całej jednorazowej sesji pomiarowej. W przeciągu całego okresu można było zaobserwować wypadkową redukcję zarówno koncentracji cząstek o 40-50% jak i stężenia masowego o 30-70%, mimo, że w krótkich okresach czasu obydwie wielkości silnie oscylowały wskutek wzbijania się pyłu zgromadzonego na spągu.

Size distribution of dust particles in the area of mining fronts of underground coal mine and impact of water spraying on control of concentration of each dust fraction

The results from monitoring the size distribution of aerosols in the range from 10 nanometers to 20 micrometers and results from testing the impact of water spraying on reduction of their concentration and mass concentration, carried out within the MEZAP project co-financed by the National Centre for Research and Development, are presented. The measurements were taken in the area of mining fronts of underground hard coal mine with use of two spectrometers enabling fraction division of aerosols in about 150 channels. It was found that the average share of particles of up to 100 nm in a total concentration is 60%, the share of particles of size from 100 nm to 2500 nm is 40%, and the share of larger particles is 0.1%. In the case of mass concentration the shares of particle classes are reversed. Most frequently the particles of size from 2500 nm to 10000 nm have the highest average share, i.e. 49%, and the share of particles of size from 100 nm to 2500 nm is 48%. Most of particles of size below 100 nm have a slight impact on mass concentration, and their average share in total mass concentration is 0.8%. Some measurements were taken during water spraying in the area of longwall faces being in operation with use of installation developed by the KOMAG Institute of Mining Technology in Gliwice. Dampening had an impact on mass concentration and concentration of particles, especially in the aspect of single entire measuring session. During the whole period resultant reduction of particle concentration was by 40-50% and the resultant reduction of mass concentration was by 30-70%, even if in the short time intervals both concentrations significantly oscillated due to rising of dust accumulated on the floor.

Badania wybuchowego pyłu węglowego w strefach zabezpieczających

Bogdan Malich, Krzysztof Cybulski, Małgorzata Wysocka, Krystian Skubacz, Aneta Wieczorek, Paweł Urban, Paweł Hyła

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Utrzymywanie stref zabezpieczających stanowi jeden z podstawowych elementów strategii zwalczania zagrożenia wybuchem pyłu węglowego, a ich głównym zadaniem jest uniemożliwienie propagacji wybuchu pyłu węglowego w wyrobisku górniczym.
W artykule szczegółowo scharakteryzowano opracowaną na potrzeby projektu MEZAP metodykę badań wybuchowego pyłu węglowego, a następnie przedstawiono dogłębną analizę kształtowania się rzeczywistego stanu zagrożenia wybuchem pyłu węglowego występującego na odcinku 200-metrowej strefy zabezpieczającej utrzymywanej w chodniku taśmowym ściany 710 (nr 747) w pokł. 364 wschód w KWK „BRZESZCZE".

Testing the explosive coal dust in the protecting zones

Maintenance of safety zones is one of the basic elements of strategy, which aims at fighting the danger of coal dust explosion, and their main task is to prevent the propagation of coal dust explosion in mine excavation. Methodology elaborated for the purposes of MEZAP project is characterized. Next, the thorough analysis of formation of the real state of coal dust explosion's danger occurring on the section of 200 m long safety zone maintained on the conveyor pavement of 710 wall (no 747) on deck 364 East Coal Mine "BRZESZCZE" is presented.

Innowacyjny system posuwu FLEXTRACK – koncepcja i wirtualne prototypowanie

Edward Pieczora, Andrzej Mazurkiewicz, Artur Tarkowski, Adam Zachura

Przedstawiono wyniki prac koncepcyjnych oraz obliczeń numerycznych i analiz zrealizowanych w ramach początkowych etapów projektu pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych" realizowanego przez Instytut Techniki Górniczej Komag (lider) wraz z Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, Instytutem Odlewnictwa oraz Przedsiębiorstwem Innowacyjnym Odlewnictwa Specodlew Sp. z o.o. Celem projektu jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eickotrack. Opracowano wariantowe rozwiązania segmentów zębatki oraz prowadników, które poddano statycznym i quasi-dynamicznym analizom wytrzymałościowym z wykorzystaniem obliczeń numerycznych metodą elementów skończonych. W ich wyniku zaproponowano do dalszych prac najkorzystniejsze pod względem wytrzymałościowym i funkcjonalnym rozwiązanie segmentów zębatki prowadnika. Wyniki opisanych prac dały podstawę do realizacji kolejnych etapów projektu, w których dokonano doboru materiałów i technologii wykonania odlewów elementów zaproponowanego systemu Flextrack.

Innovative FLEXTRACK haulage system – concept and virtual prototyping

The results of conceptual work, numerical calculations and analyses carried out within initial stages of the project entitled "Innovative haulage system of mining machine increasing mining effectiveness and working safety in longwall systems", realized by the KOMAG Institute of Mining Technology (leader) in cooperation with the Faculty of Mechanical Engineering and Robotics at the AGH University of Science and Technology, Foundry Research Institute and Specodlew Enterprise of Foundry Innovation Ltd., are presented. Development of advance system eliminating the disadvantages of commonly used Eickotrack system is the project objective. Variant solutions of the segments of rack and guides, which underwent static and quasi-dynamic strength analyses with use of FEM numerical calculations, were developed. In

the result of analyses the solution of the segments of guide rack, which is the most advantageous as regards strength and functionality, is suggested. The work results were the basis for realization of further project stages, in which the materials and technologies for casting the components of suggested Flextrack system were selected.

Innowacyjny system posuwu FLEXTRACK – dobór materiałów (stopów odlewniczych)

Zenon Pirowski, Waldemar Uhl, Krzysztof Jaśkowiec, Stanisław Pysz, Andrzej Gazda, Włodzimierz Kotulski, Piotr Kurdziel, Adam Zachura

Instytut Odlewnictwa oraz firma Specodlew Sp. z o.o. współrealizują wraz z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG (lider) oraz Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych". Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eickotrack. W ramach kolejnego etapu projektu wytypowano do prób kilka gatunków odlewniczych stopów żelaza odpornych na zużycie ścierne. Do prób wstępnych wybrano trzy gatunki żeliwa sferoidalnego hartowanego, z przemianą izotermiczną ADI oraz trzy gatunki staliwa stopowego ulepszanego cieplnie. Wykonano próbne wytopy i określono ich skład chemiczny. Przeprowadzono badania właściwości termofizycznych, mechanicznych i trybologicznych tych stopów, poddanych uprzednio wariantowym zabiegom cieplnym. Wybrane do prób stopy przebadano pod kątem wyszczególnionych w artykule kryteriów. Na tej podstawie, do dalszych prób, wytypowano dwa gatunki staliwa oraz jeden z gatunków żeliwa (ADI). Zgromadzone dane posłużyły do przeprowadzenia, w kolejnym etapie projektu, symulacji komputerowej procesów technologicznych oraz do określenia optymalnych parametrów obróbki cieplnej wybranych stopów przeznaczonych do wykonania prototypowych odlewów segmentów zębatki i prowadnika systemu Flextrack.

Innovative advance system FLEXTRACK – selection of materials (casting alloys)

Foundry Research Institute with company Specodlew Ltd. together with Institute of Mining Technology (project leader) and AGH University – Department of Mechanical Engineering and Robotics are conducting the research project titled "Innovative system of gantry-track for mining-lifting machine to extract the efficiency and safety in longwalls" – funded by National Centre for Research and Development. The project is aimed to develop the gantry-track system that will eliminate the disadvantages of commonly used Eickotract system. Within the next stage of the on-going project a number of wear resistant ferrous casting alloys has been selected for trials. For the purpose of initial trials 3 types of ductile iron and austempered ductile iron with isothermal transformation, and 3 types of thermally improved steel casting alloy has been selected. The number of melting trials has been performed, and chemical composition has been determined. It was also investigated the thermophysical, mechanical and tribological properties of those selected alloys, previously forwarded to different variants of heat treatment. Selected casting alloys for further trials has been investigated accordingly to criteria set up in the following article. On that basis only two types of steel casting alloys, and one type of ADI ductile iron were chosen for next trials. The collected data were necessary to carry out in the next stage the computer simulation of technological processes, and to determine the optimized parameters of heat treatment of selected casting alloys for manufacturing of prototype castings of segment-rack and guide-rack of FLEXTRACK system.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Innowacyjny system posuwu FLEXTRACK – opracowanie technologii wykonania odlewanych segmentów zębatki i prowadnika

Stanisław Pysz, Robert Żuczek, Zenon Pirowski, Waldemar Uhl, Włodzimierz Kotulski, Przemysław Żyła, Piotr Kurdziel, Adam Zachura

Instytut Odlewnictwa oraz firma Specodlew Sp. z o.o. współrealizują wraz z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG (lider) oraz Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH, dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych". Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eickotrack. Na podstawie wcześniej zrealizowanych prac obejmujących opracowanie koncepcji nowego systemu, wirtualnego jego prototypowania oraz dobór stopów (materiałów odlewniczych) w kolejnym etapie projektu opracowano technologię odlewania segmentu zębatki oraz prowadnika. Zoptymalizowano kształt i opracowano technologię tych elementów pod kątem prawidłowego zasilania oraz minimalnej obróbki mechanicznej. Uzyskane wyniki symulacji komputerowej procesu odlewania stanowiły podstawę opracowania dokumentacji technologicznej a następnie oprzyrządowania. W odlewni SPECODLEW wykonano serie odlewów prototypowych, które poddano dalszym badaniom.

Innovative FLEXTRACK haulage system – development of technology for casting the segments of rack bar and guide

The Foundry Research Institute and Specodlew Enterprise of Foundry Innovation Ltd. realize in collaboration with the KOMAG Institute of Mining Technology (leader) and the Faculty of Mechanical Engineering and Robotics at the AGH University of Science and Technology the project entitled "Innovative haulage system of mining machine increasing mining effectiveness and working safety in longwall systems", co- financed by the National Centre for Research and Development. A development of haulage system, which eliminates the disadvantages of commonly used Eickotrack system, is the aim of the project. On the basis of previous work, including development of a concept of new system, its virtual prototyping and selection of alloys (casting materials), the technology for casting the segment of rack bar and guide was developed in the next project stage. The shape of the component was optimized and the technology for casting such components, as regards proper supply and minimum mechanical processing, was developed. The results of computer simulation of casting process were the basis for development of technological documentation and casting tools. A series of prototype castings, further tested, was made at the Specodlew foundry.

Innowacyjny system posuwu FLEXTRACK – ocena jakości wykonanych odlewów prototypowych

Zenon Pirowski, Waldemar Uhl, Krzysztof Jaśkowiec, Izabela Krzak, Michał Wójcicki, Andrzej Gil, Włodzimierz Kotulski, Piotr Kurdziel, Edward Pieczora, Adam Zachura

Instytut Odlewnictwa oraz firma Specodlew Sp. z o.o. współrealizują wraz z Instytutem Techniki Górniczej KOMAG (lider) oraz Wydziałem Inżynierii Mechanicznej i Robotyki AGH,

dofinansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju, projekt pt. „Innowacyjny system posuwu maszyny wydobywczej podnoszący efektywność wydobycia oraz bezpieczeństwo pracy w kompleksach ścianowych". Jego celem jest opracowanie systemu posuwu eliminującego wady powszechnie stosowanego systemu Eickotrack. Na podstawie wcześniej zrealizowanych prac obejmujących opracowanie koncepcji nowego systemu wirtualnego prototypowania oraz doboru stopów (materiałów odlewniczych) i technologii odlewania firma PIO Specodlew sp. z o.o wykonała odlewy prototypowe segmentów zębatki i prowadnika. Zostały one wykonane wg założeń technologicznych Instytutu Odlewnictwa zweryfikowanych konstrukcyjnie przez Instytut KOMAG. Odlewy te poddano badaniom jakościowym wykorzystując dostępne metody badawcze. Analiza uzyskanych wyników pozwoliła ocenić poprawność innowacyjnej konstrukcji oraz opracowanych technologii odlewania, jak również zaproponować tworzywo odlewnicze do wykonywania odlewów eksperymentalnych. Ze względu na stosunkowo najmniejszy stopień trudności wykonywania odlewów, a zwłaszcza ich obróbki cieplnej do realizacji eksperymentalnej partii odlewów zarówno prowadnika, jak i segmentów zębatki wytypowano niskostopowe staliwo chromowo-niklowo-molibdenowe z podniesioną zawartością krzemu i manganu.

Innovative advance system FLEXTRACK – the assessment of the quality of prototype castings

Foundry Research Institute with company Specodlew Ltd. together with Institute of Mining Technology (project leader) and AGH University – Department of Mechanical Engineering and Robotics are conducting the research project titled "Innovative system of gantry-track for mining-lifting machine to extract the efficiency and safety in longwalls" – funded by National Centre for Research and Development. The project is aimed to develop the gantry-track system that will eliminate the disadvantages of commonly used Eickotract system. Based on the previously-done works, that involved the development of the new concept of virtual prototyping and the selection of casting materials, including casting technology the Specodlew Ltd Company manufactured the prototype castings of segment-rack and guide-rack. Those casting alloys has been manufactured accordingly to technological guidelines set up by Foundry Research Institute. A further construction has been verified by Institute of Mining Technology KOMAG. The provided castings were further assessed by various quality testing method. The analysis of results proved the correctness of the proposed innovative construction and developed casting technology, as well as allowed to propose a casting material that can be further used as experimental castings. Due to a relatively smallest degree of difficulty of production of castings, especially their treatment for the implementation of experimental line of both castings – segment-rack and guide rack, the low steel alloy chrome-nickel-molybdenum has been selected, improved by the content of silicon and manganese.

Bezprzewodowy system sterowania maszynami górniczymi BLUESTER

Rafał Konsek, Dominika Juszczyk, Dariusz Michalak

Przedstawiono bezprzewodowy system sterowania maszynami górniczymi Bluester, który opracowano w Instytut Techniki Górniczej KOMAG we współpracy z firmą Gabrypol Sp.J., przy dofinansowaniu przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju. W systemie zastosowano technologię bluetooth, służąca do przesyłu informacji na niewielki odległości, która cechuje się małym poborem mocy, co sprzyja zastosowaniu jej w urządzeniach przenośnych zasilanych z

akumulatorów. Zastosowanie dodatkowo technologii RFID w połączeniu z systemem SNAP, zwiększa bezpieczeństwo pracy i potwierdza wykonywanie czynności obsługi. Przedstawiono również wyniki badań w warunkach rzeczywistych.

BLUESTER wireless system for controlling the mining machines

Bluester wireless system for control of mining machines, which was developed by the KOMAG Institute of Mining Technology and Gabrypol Sp.J. and co-financed by the National Centre for Research and Development, is presented. Bluetooth technology, which is used to transfer the information on a short distance, was applied in the system. Bluetooth technology is of low power consumption, what favours its use in portable devices supplied from batteries. Additional use of RFID technology in combination with SNAP system increases the work safety and confirms realization of maintenance activities. The results of tests carried out in real conditions are also given.

Jak nowoczesne układy sterujące pomagają przezwyciężyć ograniczenia urządzeń mobilnych?

Joachim Stratmann

Współczesne urządzenia mobilne cechują się niebywałą funkcjonalnością – mają większy zasięg, poruszają się płynniej, sięgają wyżej, reagują szybciej i w bezpieczniejszy sposób. Jednakże wciąż istnieją ograniczenia, które nie pozwalają na dalsze doskonalenie tych urządzeń, a kiedy już zostaną one pokonane, pojawiają się kolejne utrudniajace szybkie wdrożenie ulepszonych rozwiązań. Nowe normy bezpieczeństwa takie jak EN ISO 13849 i ich integracja z normami odnoszącymi się do poziomu nienaruszalności bezpieczeństwa SIL nakładają dalsze ograniczenia na projektantów. W artykule opisano nowoczesne elektroniczne układy sterujące, takie jak digsy fusion-S firmy Inter Control, zapewniające dalsze zwiększanie wydajności urządzeń mobilnych, ograniczenie czasu ich przestoju i zwiększenie elastyczności z uwzględnieniem wymogów bezpieczeństwa określonych w normie EN ISO 13849.

How can modern control systems help to overcome limitations in mobile machines?

Today’s mobile machines provide an enormous functionality – they reach further, move smoother, lift higher, react quicker and safer. But still there are limitations that prevent mobile machines from being even better and once these were overcome, there are limitations to implement these improvements fast. New safety standards like the EN ISO 13849 and their integration in C-level standards impose further restrictions to designers. Means that modern electronic control systems, such as the digsy fusion-S of Inter Control, provide to further improve the performance of mobile machines, reduce their downtime and increase their flexibility, with consideration of the safety requirements set forth in EN ISO 13849, are described.

Nowe moduły iskrobezpiecznego systemu sterowania KOGASTER

Dariusz Jasiulek, Sławomir Bartoszek, Jerzy Jagoda, Jerzy Jura, Łukasz Krzak

W ramach prac badawczo rozwojowych prowadzonych w ITG KOMAG opracowano i wdrożono nowe podzespoły systemu KOGASTER: inklinometr INK-2D, enkoder magnetyczny EM 1/4096, moduł komunikacji bezprzewodowej MKB-1 oraz sterownik MIS-1. Połączone są one ze sterownikiem iskrobezpieczną magistralą CAN z zaimplementowanym protokołem CANopen, co umożliwia także komunikację z wszystkimi zespołami systemu sterowania KOGASTER. Opisano budowę i funkcjonowanie nowych podzespołów oraz ich możliwości sterowania maszynami i urządzeniami górniczymi.

New modules of intrinsically safe KOGASTER control system

New sub-systems of KOGASTER system, i.e.: INK-2D inclinometer, EM 1/4096 magnetic encoder, MKB-1 wireless communication module and MIS-1 controller, were developed and implemented within R&D work carried out at the KOMAG Institute of Mining Technology. They are connected with controller by intrinsically safe CAN bus with implemented CANopen protocol, what also enables communication with all modules of KOGASTER control system. Design and operation of new sub-systems and their possibilities to control the mining machines and equipment are described.

Urządzenia do automatyzacji kopalnianych instalacji wodnych konstrukcji ITG KOMAG

Dominik Bałaga, Danuta Cebula, Marek Kalita, Michał Siegmund

Układy automatycznego sterowania w instalacjach wodnych upraszczają i zmniejszają do niezbędnego minimum obsługę instalacji oraz pozwalają na ograniczenie zużycia mediów. Przedstawiono, opracowane w ITG KOMAG we współpracy z firmą Elektron s.c., urządzenia do automatyzacji kopalnianych instalacji wodnych, w tym: dozownik cieczy DC-10, zawór zwrotny sterowany ZZS, typoszereg zaworów zwrotnych sterowanych elektrycznie ZZS-E oraz zawór sterowany ruchem taśmy przenośnika ZSZP. W referacie omówiono ich budowę, zasadę działania oraz zastosowanie.

Devices for automation of mine water installations designed by ITG KOMAG

Systems for automatic control in water installations simplify maintenance of the installation and limit it to the required minimum as well as enable reducing the consumption of media. Devices for automation of mine water installations, including: DC-10 liquid dispenser, ZZS controlled check valve, type series of ZZS-E electrically controlled check valves and ZSZP valve controlled by belt movement, developed at the KOMAG Institute of Mining Technology in co-operation with Elektron s.c., are presented. Their design, principle of operation and application are discussed.

Elektryczny układ rozruchu silnika spalinowego maszyn górniczych

Marek Majewski

Omówiono elementy, elektrycznego układu rozruchu silnika spalinowego, przeznaczonego do stosowania w maszynach dołowych eksploatowanych w warunkach zagrożenia wybuchem metanu i/lub pyłu węglowego. Składowe elementy układu spełniają funkcje: zasilania, zabezpieczenia, sterowania oraz zarządzania systemem. Przedstawiono sposób dostosowania układu do warunków dołowych oraz zaprezentowano przykładową aplikację w maszynie z napędem spalinowym.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Electric system for staring the engines of mining machines

The components of electric system for starting the diesel engine, designed for underground machines operating in conditions of methane and/or coal dust explosion hazard, are discussed. The tasks of these components are as follows: power supply, protection, control and management of the system. Method for adaptation of the system to underground conditions as well as sample application in the machine with diesel drive is presented.

Indeks autorów

Dominik Bałaga 293
Sławomir Bartoszek
Damian Bąk

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Leszek Bydłoń
Danuta Cebula
Bogusław Chrószcz
Krzysztof Cybulski 175, 188
Dariusz Czerniak
Andrzej Drwięga
Andrzej Gazda
Andrzej Gil
Horst Gondek
Kazimierz Hanuszkiewicz
Paweł Hyła 188
Jerzy Jagoda
Aleksandra Januszek
Dariusz Jasiulek
Krzysztof Jaśkowiec 250
Jerzy Jura
Dominika Juszczyk
Marek Kalita 293
Antoni Kalukiewicz
Piotr Kipczak
Rafał Konsek
Waldemar Korolew
Jacek Korski 129
Włodzimierz Kotulski 237, 250
Adam Kowol
Izabela Krzak
Łukasz Krzak
Mirosław Krzystolik
Piotr Kurdziel 237, 250
Zbigniew Ligęza
Marek Majewski
Bogdan Malich 175, 188
Andrzej Mazurkiewicz
Dariusz Michalak
Keerthy Mysore
Jiři Neruda

Witold Osiński
Bogdan Perenc
Edward Pieczora 250
Zenon Pirowski 237, 250
Dariusz Prostański
Stanisław Pysz 237
Andrzej Respondek
Michał Siegmund 293
Krystian Skubacz 175, 188
Joachim Stratmann
Zbigniew Szkudlarek
Dawid Szurgacz
Artur Tarkowski
Waldemar Uhl 237, 250
Paweł Urban 175, 188
Marek Uszko
Aneta Wieczorek
Przemysław Wilusz
Krzysztof Władzielczyk
Michał Wójcicki
Dariusz Wójcik
Małgorzata Wysocka 175, 188
Adam Zachura 223, 237, 250
Robert Żuczek
Przemysław Żyła

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)