

MASZYNY GÓRNICZE

1/2018

KWARTALNIK NAUKOWO-TECHNICZNY



MASZYNY GÓRNICZE

MINING MACHINES

1(153)2018

Kwartalnik naukowo-techniczny
Rok XXXVI, styczeń 2018

Zespół Redakcyjny:

Redaktor Naczelny:

dr inż. Antoni Kozieł

Z-ca Redaktora Naczelnego:

dr inż. Edward Pieczora

Sekretarz Redakcji:

mgr inż. Romana Zając

Redaktor statystyczny:

dr inż. Jarosław Tokarczyk

Redaktor językowy:

mgr Elżbieta Kwaśniewska-Gajda

Redaktorzy tematyczni:

dr hab. inż. Beata Gryniewicz-Bylina

prof. nadzw. ITG KOMAG,

prof. dr hab. inż. Adam Klich,

prof. dr hab. inż. Aleksander Lutyński,

dr hab. inż. Stanisław Szweda

prof. nadzw. ITG KOMAG,

prof. dr hab. inż. Teodor Winkler,

mgr inż. Marzena Pabian-Macina

Wydawca:

Instytut Techniki Górniczej KOMAG

ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice

tel. 32 2374 129

<http://www.komag.eu>

Wersję elektroniczną wydawanego
kwartalnika należy traktować jako
wersję pierwotną.



ISSN 2450-9442

Szanowni Państwo

Początek 2018 roku wiąże się z kilkoma decyzjami dotyczącymi polskiego górnictwa. W styczniu Rada Ministrów przyjęła do realizacji opracowany przez Ministerstwo Energii „Program dla sektora górnictwa węgla kamiennego”, który ma się przyczynić do rozwoju nowoczesnego i rentownego górnictwa węgla kamiennego w Polsce. Głównym celem Programu jest stworzenie warunków sprzyjających budowie efektywnego sektora, opartego na kooperacji, wiedzy i innowacjach. Sektora, który pozwala na efektywne wykorzystanie zasobów dla zapewnienia niezależności energetycznej Polski oraz wspierania konkurencyjności gospodarki narodowej. Program zawiera 10 celów szczegółowych oraz określa zarówno kierunki rozwoju, jak i politykę rządu wobec sektora górnictwa węgla kamiennego w Polsce.

W lutym 2018 r. Komisja Europejska zaakceptowała zaproponowane przez Polskę zmiany w programie pomocy państwa dla sektora górnictwa węgla kamiennego w latach 2015 – 2023. Zmiany te są istotnymi elementami prowadzonego procesu restrukturyzacji branży. Również w lutym w Ministerstwie Energii podpisano porozumienie o współpracy między takimi instytucjami badawczymi jak: Główny Instytut Górnictwa, Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla, Instytut Energetyki, Instytut Nafty i Gazu - Państwowy Instytut Badawczy, Instytut Techniki Górniczej KOMAG oraz "Poltegor-Instytut" Instytut Górnictwa Odkrywkowego. Zawarte porozumienie ma przyczynić się do zacieśnienia współpracy między jednostkami, kształtowania silnych powiązań pomiędzy nauką i przemysłem, a tym samym opracowania przez instytuty rozwiązań dostosowanych do potrzeb sektora energetycznego i górnictwa.

W chwili obecnej szczególnego znaczenia nabierają prace zmierzające do poszukiwania nowych, innowacyjnych rozwiązań, stwarzających szanse by sektor górniczy był bardziej nowoczesny i konkurencyjny. Zgodnie z założonym programem zadania te realizowane są przez zespoły naukowe, projektowe i badawcze w instytutach oraz jednostkach naukowych.

W niniejszym numerze Maszyn Górniczych prezentujemy wyniki wybranych prac naukowo-badawczych, zrealizowanych przez ww. podmioty. Część z tych prac uległa już komercjalizacji.

Życzymy naszym Czytelnikom przyjemnej lektury i tradycyjnie zapraszamy do współpracy z redakcją naszego kwartalnika

Redaktor Naczelny
dr inż. Antoni Kozieł

PROJEKTOWANIE I BADANIA

Remiorz E., Mikuła S.: Eksploatacyjna diagnostyka ogniowych łańcuchów górniczych stosowanych w pociągowych układach łańcuchowych maszyn ścianowych 3

TRANSPORT I ODSAWA

Czerniak D., Szkudlarek Z.: Badania stanowiskowe mobilnego urządzenia czyszczącego typu MUC 14

PRZERÓBKA MECHANICZNA

Baron R.: Koncepcja poprawy cech użytkowych hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG 29

OCHRONA ŚRODOWISKA

Turek M., Laskowska E., Mitko K., Jakóbik-Kolon A.: Mało energochłonna utylizacja zasolonych wód kopalnianych w zintegrowanym systemie membranowo – wyparnym 39

NAPĘDY I UKŁADY NAPĘDOWE

Rawicki N., Nieśpiałowski K., Wójcicki M.: Filtry automatyczne i półautomatyczne dla górnictwa 49

SYSTEMY ZASILANIA, STEROWANIA, MONITORINGU I DIAGNOSTYKI

Kurpiel W.: Koncepcja systemu nadzorującego i zarządzającego baterią ogni (BMS) z aktywnym układem ich balansowania ... 60

BEZPIECZEŃSTWO I ERGONOMIA

Majewski M.: Konfigurowanie obwodów sterowania w celu zwiększenia bezpieczeństwa pracy maszyn górniczych. Część 1. Funkcje bezpieczeństwa 71

Figiel A.: Warunki bezpiecznego wykonywania badań oraz pomiarów wielkości elektrycznych i nieelektrycznych w wyrobiskach zagrożonych wybuchem ... 84

DESIGNING AND TESTING

Remiorz E., Mikuła S.: Operational diagnostics of round link chains used in advancing systems of longwall machines 3

TRANSPORT AND CONVEYING SYSTEM

Czerniak D., Szkudlarek Z.: Stand tests of mobile cleaning device of MUC type 14

MECHANICAL MINERAL PROCESSING

Baron R.: Concept for improvement of usability features of KOMAG classifying hydrocyclone 29

ENVIRONMENTAL PROTECTION

Turek M., Laskowska E., Mitko K., Jakóbik-Kolon A.: Low energy utilization of mine saline water in the integrated membrane-evaporative system 39

DRIVES AND DRIVE SYSTEMS

Rawicki N., Nieśpiałowski K., Wójcicki M.: Automatic and semi-automatic filters for the mining industry 49

SYSTEMS FOR POWER SUPPLY, CONTROL, MONITORING AND DIAGNOSTICS

Kurpiel W.: Concept of the battery management system (BMS) with active balancing system 60

SAFETY AND ERGONOMICS

Majewski M.: Configuring the control circuits to increase safety of mining machines. Part 1. Safety functions 71

Figiel A.: Conditions for safe testing and taking measurements of electric non-electric parameters in the workings threatened by explosion hazard 84

Eksplatacyjna diagnostyka ogniwowych łańcuchów górniczych stosowanych w pociągowych układach łańcuchowych maszyn ścianowych

dr inż. Eryk Remiorz
Politechnika Śląska
dr inż. Stanisław Mikuła

Operational diagnostics of round link chains used in advancing systems of longwall machines

Streszczenie:

Łańcuchy ogniowe górnicze są kluczowym elementem maszyn ścianowych, takich jak przenośniki zgrzeblowe i strugi węglowe. Niezawodność łańcuchów wpływa na poprawną pracę całego kompleksu i na wielkość wydobywania z wyrobiska ścianowego. W artykule przedstawiono problematykę diagnostyki łańcuchów ogniowych górniczych stosowanych w maszynach ścianowych. Przedstawiono wybrane przykłady uszkodzeń ogniw łańcuchów górniczych oraz budowę przyrządu i sposób wykrywania pęknięć zmęczeniowych w ogniwach łańcuchów górniczych. Ponadto opisano budowę stanowiska służącego do wykonywania kompleksowej oceny własności użytkowych łańcuchów ogniowych w warunkach eksploatacyjnych.

Słowa kluczowe: łańcuch ogniowy, pęknięcia zmęczeniowe, korozja, zużycie ściernie, deformacje plastyczne, stanowisko diagnostyczne

Keywords: round link chain, fatigue cracks, corrosion, abrasion wear, plastic strain, diagnostic stand

Abstract:

Round link chains are key components of longwall machines such as armoured face conveyors and plow systems. Reliability of the chains affects the correct operation of the entire mechanized longwall system as well as the volume of coal extracted from the longwall panel. The article presents the problem of diagnostics of mine round link chains used in longwall machines. Selected examples of damage to chain links as well as a design of the device with the method for detecting the fatigue cracks are also presented. In addition, design of the stand to perform a comprehensive assessment of the operational properties of round link chains under operational conditions is also described.

1. Wprowadzenie

Łańcuchy pociągowe są bardzo istotnymi elementami wyposażenia każdego kompleksu ścianowego. Na przykład w ścianie o długości 300 m wyposażonej w przenośnik zgrzeblowy z podwójnym łańcuchem środkowym oraz w głowicę strugową znajduje się około 1800 m łańcuchów. W przypadku typowych wielkości łańcuchów to znaczy 34x126 dla przenośnika i 42x137 dla struga całkowita masa łańcuchów pociągowych w ścianie wynosi prawie 50 ton [12]. Łańcuchy ogniowe górnicze wykonane są z wysokojakościowych stali stopowych dlatego ich koszt jest bardzo wysoki. Jednocześnie ich własności mechaniczne podlegają szybkiej degradacji w czasie eksploatacji w wyrobisku ścianowym, co wynika z bardzo trudnych warunków pracy. Powoduje to obniżenie niezawodności układów ciągnowych górniczych maszyn ścianowych, co z kolei prowadzi do dużych strat postojowych powstałych na przykład na skutek zerwania łańcucha. Dlatego też w praktyce eksploatacyjnej powstaje problem odnośnie decyzji co do dalszej eksploatacji łańcuchów używanych. Ich wymiana na nowe wiąże się zawsze ze znacznymi kosztami. Brak jednoznacznej metodologii oceny własności użytkowych łańcuchów pociągowych w czasie ich eksploatacji skłania do poszukiwań optymalnych rozwiązań w tym zakresie.

Opracowanie efektywnych metod diagnozowania łańcuchów pociągowych stosowanych w maszynach górniczych ma duże znaczenie techniczne i ekonomiczne. Niektórzy

użytkownicy łańcuchów pociągowych wykorzystują przerwy w pracy maszyn, na przykład podczas ich alokacji z jednego wyrobiska ścianowego do następnego, dla przeprowadzenia oceny własności mechanicznych łańcuchów według zasad przewidywanych normą dla łańcuchów nowych. Daje się jednak odczuć brak w pełni udokumentowanych kryteriów oceny tak uzyskanych wyników badań dla łańcuchów używanych.

W wielu przypadkach użytkownicy kierują się własnymi, subiektywnymi kryteriami oceny stanu technicznego łańcuchów, co nie zawsze prowadzi do podejmowania w pełni racjonalnych decyzji dotyczących dalszego wykorzystania łańcuchów używanych.

2. Diagnostyka łańcuchów ogniowych górniczych

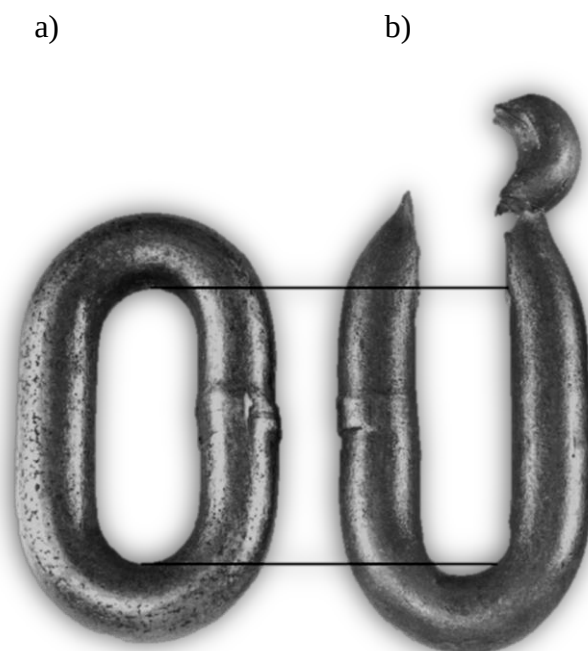
Dla potrzeb oceny aktualnego stanu własności mechanicznych eksploatowanych łańcuchów pociągowych zalecić można wykonanie badań na pobranych losowo próbkach łańcuchów. W celu zminimalizowania liczby próbek łańcucha pobieranych z ciągnia można ograniczyć badania do wybranych własności mechanicznych.

Badania własności mechanicznych łańcuchów pociągowych po określonym czasie eksploatacji (lub po wydobyciu określonej ilości urobku) można ograniczyć do badań trwałości zmęczeniowej oraz próby przeginięcia pojedynczych ogniów łańcucha w pryzmie 90° [9]. Ograniczenie zakresu badań w czasie eksploatacji łańcuchów jedynie do oceny trwałości zmęczeniowej i prób przeginięcia ogniów, a także rezygnacja z prób statycznego zrywania z pomiarem wydłużenia zrywającego, ma uzasadnienie nie tylko w dążeniu do minimalizacji liczby ogniów łańcucha używanych do kontrolnych badań niszczących, ale wynika też z innych przesłanek. Spośród wszystkich własności mechanicznych łańcuchów, jakie określają odpowiednie normy przedmiotowe, najszybciej degradacji w czasie eksploatacji podlegają własności zmęczeniowe a w mniejszym stopniu siła statycznego zrywania. Wynika to z faktu, że za własności zmęczeniowe w głównej mierze odpowiada stan warstwy wierzchniej ogniów łańcuchowych, zaś na wytrzymałość statyczną wpływ mają własności całego przekroju nośnego ogniów. Stan warstwy wierzchniej ogniów podczas eksploatacji łańcuchów ulega najsilniej degradacji z powodu wpływu środowiska pracy. Dotyczy to korozji powierzchniowej, korozji wżerowej, zużycia ściernego przy dużych lokalnych naciskach stykowych oraz występowania w pewnych sytuacjach dyfuzji atomowego wodoru do warstwy wierzchniej ogniów wywołując kruchość wodorową.

Opisana sytuacja ma też odzwierciedlenie w typowych obrazach zniszczeń ogniów łańcuchów górniczych, silnie zróżnicowanych w przypadku pęknięć zmęczeniowych i pęknięć pod działaniem przeciążeń statycznych. Wynika to z innego mechanizmu rozwoju pęknięcia oraz z faktu, że zniszczenie następuje w innych przekrojach nośnych ogniów. Na rysunku 1 przedstawiono przykład zerwania ogniwa łańcucha górniczego wielkości 18x64 w próbie statycznego zerwania. Widoczne są duże odkształcenia plastyczne materiału i duży udział przełomu poślizgowego. Według wymagań norm wydłużenie trwałe przy zerwaniu łańcuchów wynosi minimum 12% [13].

Typowy obraz przebiegu pęknięcia zmęczeniowego ogniwa charakteryzuje się brakiem znaczących odkształceń plastycznych, przełom zbliżony jest do kruchego oraz często można obserwować wyraźnie zarysowane ognisko pęknięcia zmęczeniowego. Ponadto przełom zmęczeniowy często w końcowej fazie zmienia raptownie kierunek przechodząc do kąta około 45° w stosunku do powierzchni, gdyż końcowa strefa przełomu następuje pod

dominującym wpływem naprężeń stycznych. Początek pęknięcia zmęczeniowego na ogół jest prostopadły do powierzchni materiału. Przykład tego typu uszkodzenia ogniwa dla łańcucha wielkości 30x108 przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 1. Przykład typowego zniszczenia ogniwa po statycznym zrywaniu: a) widok ogniwa przed zerwaniem, b) ogniwo zerwane [opracowanie własne]



Rys. 2. Typowe pęknięcie zmęczeniowe ogniwa łańcucha ze strefą przełomu zmieniającego kierunek [opracowanie własne]

Opisany charakter pęknięcia zmęczeniowego ma miejsce niezależnie od tego, czy zniszczenie następuje w strefie największej koncentracji naprężeń to znaczy w początkowej strefie części łukowej, czy też w osi ogniwa lub jego zgrzeinie. Przykłady tego typu pęknięć zmęczeniowych dla łańcucha wielkości 34x126 przedstawiono na rysunkach 3 i 4. Przedstawione charakterystyczne obrazy przełomu występują w mniejszym lub większym stopniu niezależnie od tego czy zniszczenie następuje w wyniku eksploatacji czy w wyniku badań laboratoryjnych. W warunkach eksploatacyjnych wskutek silnie zróżnicowanych warunków pracy często występują mieszane formy zniszczenia ogniw łańcucha. Wiele przykładów uszkodzeń ogniw łańcuchów górniczych można znaleźć na przykład w pracach [3, 10].

Opisane cechy charakterystyczne zniszczeń pozwalają na wyodrębnienie w większości przypadków wiodącego procesu niszczącego. Stąd też zaleca się zawsze przeprowadzać wnikliwą analizę fraktograficzną przełomów eksploatacyjnych ogniów, co pozwala na wykonanie pogłębionej diagnostyki łańcuchów pociągowych w toku ich eksploatacji w maszynach górniczych.



Rys. 3. Eksploatacyjne pęknięcie ogniwa w zgrzeinie oraz wtórne pęknięcie ogniwa w łuku przy dużej deformacji plastycznej [opracowanie własne]



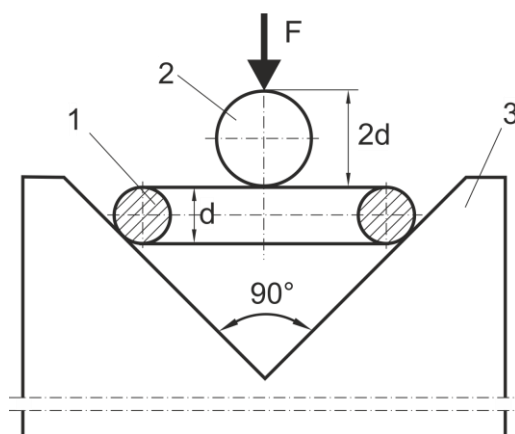
Rys. 4. Eksploatacyjne pęknięcie zmęczeniowe w osi ogniwa - widoczne ognisko pęknięcia na zewnętrznym profilu łuku ogniwa i zużycie od współpracy ogniwa poziomego z zębami bębnow napędowych [opracowanie własne]

Ponieważ próby zmęczeniowe nie pozwalają na ocenę własności plastycznych materiału ogniów, zaleca się wykonywać uzupełniające próby przeginania poprzecznego pojedynczych ogniów w pryzmie prostokątnej (rys. 5a). Próba ta służy ocenie zapasu plastyczności ogniów łańcuchowych. Jest to ważna własność łańcucha, gdyż dostateczna plastyczność ogniów pozwala na łagodzenie obciążeń dynamicznych w łańcuchach, szczególnie w przypadku występowania gwałtownych przeciążeń. Energia jest wówczas rozpraszana poprzez odkształcenie odcinka łańcucha, co wpływa na wydatne zmniejszenie niebezpieczeństwa zerwania.

Próby przeginania w pryzmie ogniów łańcucha używanego dodatkowo pozwalają na ewentualne ujawnienie płytkich pęknięć na powierzchni styku ogniów pionowych z rynnami, co niekiedy prowadzi do charakterystycznych pęknięć w wyniku zjawiska zmęczenia

cieplnego i tworzenia się tak zwanego martenzytu tarcia [8]. Próby przeginięcia ogniów mogą posłużyć również do ujawniania wad i ewentualnych pęknięć w zgrzeinach, które na skutek zmian strukturalnych są silniej narażone na oddziaływania korozyjne niż inne strefy ogniów łańcuchowych. Przykłady uszkodzenia ogniów ujawnionych w wyniku przeprowadzonej próby przeginięcia w prostokątnej pryzmie dla łańcuchów wielkości 30x108 i 34x126 przedstawiono na rysunku 5.

a)



b)



c)

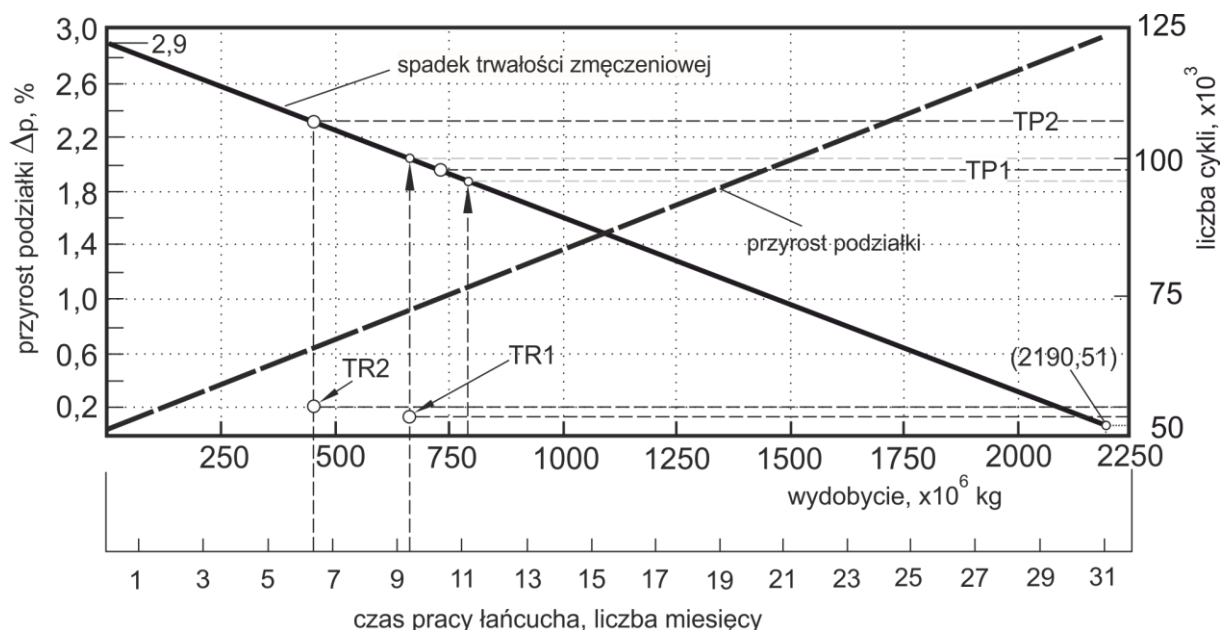


Rys. 5. Uszkodzenia ogniów ujawnione w wyniku próby przeginięcia w prostokątnej pryzmie:
a) schemat obciążenia ogniwa podczas próby przeginięcia [9] (1. badane ogniwo, 2. wałek stalowy, 3. pryzma prostokątna), b) pęknięcie ogniwa łańcucha 30x108 w zgrzeinie, c) pęknięcia ogniwa łańcucha 34x126 na odcinku prostym [opracowanie własne]

Dla potrzeb dokonania oceny stanu własności mechanicznych łańcuchów po określonym czasie użytkowania lub po przetransportowaniu przez przenośnik określonej ilości urobku, można posłużyć się wytycznymi zawartymi w szeregu publikacjach, na przykład w pracy [13]. Na Wydziale Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej wykonano szereg prac mających na celu ocenę stanu technicznego łańcuchów pociągowych po określonym czasie eksploatacji w ścianowych przenośnikach zgrzeblowych. Są to na przykład prace [1, 7]. Ocena ta była dla użytkowników z kopalń węgla kamiennego podstawą do decyzji, co do dalszej eksploatacji badanego łańcucha w kolejnej ścianie lub zakupu nowego łańcucha.

Przykładowe wyniki oceny poziomu własności mechanicznych łańcuchów o wielkości 34x126 po określonym czasie eksploatacji w dwóch różnych ścianowych przenośnikach zgrzeblowych przedstawiono na rysunku 6. Na tle prognozowanego spadku trwałości zmęczeniowej w czasie eksploatacji łańcuchów naniesiono wyniki badań zmęczeniowych próbek łańcuchów wielkości 34x126 klasy PW9 pracujących w dwóch różnych ścianach węglowych [1, 7]. Łańcuch numer 1 pracował w ścianie przez 9,5 miesiąca i przetransportował w tym czasie 800 tysięcy ton urobku. Jego prognozowana trwałość wynosi około 95000 cykli zmęczeniowych (to znaczy cykli obciążeń zadanych na maszynie wytrzymałościowej z pulsatorem w toku znormalizowanych badań trwałości łańcuchów [9]). Rzeczywista trwałość tego łańcucha określona na podstawie badań zmęczeniowych była mniejsza i wynosiła jedynie około 53000 cykli. Z kolei łańcuch numer 2 w czasie 6,5 miesiąca pracy przetransportował 480 tysięcy ton urobku. Jego prognozowana trwałość wynosi około 110000 cykli zmęczeniowych. W wyniku przeprowadzonych badań łańcucha stwierdzono, że rzeczywista trwałość zmęczeniowa tego łańcucha wynosiła około 56000 cykli.

Wyjściowy poziom trwałości zmęczeniowej łańcuchów fabrycznie nowych nie jest na ogół użytkownikowi znany, gdyż aktualnie stosowane świadectwa jakości pomijają dane w tym zakresie. Stwierdzone natomiast w wyniku badań zmęczeniowych obniżenie trwałości zmęczeniowej łańcuchów eksploatowanych wynosi odpowiednio dla łańcucha numer 1 – około 44%; natomiast dla łańcucha numer 2 – około 49%.



Rys. 6. Spadek trwałości zmęczeniowej łańcucha i przyrost podziałki ogniw w czasie eksploatacji przenośnika zgrzeblowego; TP1, TP2 – trwałość zmęczeniowa prognozowana łańcuchów 1 i 2; TR1, TR2 – trwałość zmęczeniowa rzeczywista łańcuchów 1 i 2 [13]

Wyniki badań zmęzeniowych, prób przeginania i pomiary zużycia ogniw łańcuchów posłużyły jako przesłanki podjęcia decyzji co do dalszego użytkowania łańcuchów. Łańcuch numer 1, dla którego wyniki prób przeginania były negatywne został wycofany z eksploatacji jako ciągnio robocze w ścianowym przenośniku zgrzeblowym. Natomiast łańcuch numer 2, dla którego wyniki prób przeginania były pozytywne, został zamontowany w nowej ścianie o mniejszej długości i mniejszym wybiegu.

Opisany sposób diagnozowania aktualnego stanu własności użytkowych łańcuchów górniczych posiada niedogodności wynikające z tego, że badania mają charakter niszczący a nie zawsze użytkownik dysponuje odpowiednim zapasem łańcucha umożliwiającym wycięcie szeregu próbek do badań kontrolnych. Dla większych rozmiarów łańcucha próbkę przeznaczoną do badań stanowią 3 ogniwa. Można zalecić żeby przy zakupie nowych łańcuchów górniczych przewidzieć reprezentatywną liczbę próbek łańcuchów dla potrzeb ewentualnych badań kontrolnych własności mechanicznych co może być pomocne dla prawidłowej oceny własności łańcuchów oraz w przypadku ewentualnego postępowania reklamacyjnego. Takie próbki łańcucha należy starannie oznakować oraz dobrze zabezpieczyć przed degradacją własności, zwłaszcza w wyniku korozji.

W opisanej sytuacji należy dodatkowo poszukiwać nieniszczących metod diagnostyki technicznej możliwych do zastosowania w trudnych warunkach podziemi kopalń. Zastosowana metoda diagnostyczna musi dotyczyć zdecydowanie większej liczby ogniw łańcuchowych, aby można było uzyskać bardziej miarodajną ocenę własności użytkowych łańcuchów w toku eksploatacji.

W praktyce szczególnie trudne jest wykrywanie pęknięć zmęzeniowych zwłaszcza, gdy występują one w trudnodostępnych miejscach na przykład na łukach ogniw. W czasie eksploatacji łańcuchów można obserwować często jednoczesne rozwijanie się pęknięć zmęzeniowych w kilku miejscach. Ostateczne zerwanie niszczące ma miejsce w tym przekroju nośnym, w którym pęknięcie najszybciej osiągnie rozmiar krytyczny. Po zerwaniu ogniwa można obserwować niekiedy dodatkowe istniejące pęknięcia poza miejscem ostatecznego zerwania lub wręcz zniszczenia w więcej niż jednym przekroju (rys. 3).

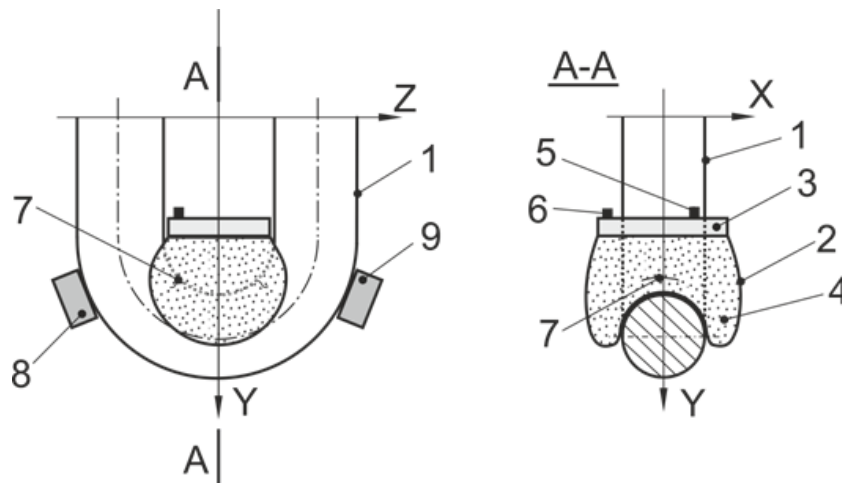
Okres inkubacji pęknięć i ich stopniowy rozwój obejmują łącznie zdecydowanie większą część czasu użytkowania elementów maszynowych, co oznacza, że już na wczesnym etapie rozwoju pęknięć występują zmiany o makroskopowych rozmiarach [2]. Z punktu widzenia praktyki eksploatacyjnej chodzi o to, aby te zmiany mogły być ujawniane na wczesnym etapie rozwoju, zanim osiągną rozmiary krytyczne.

Znane metody diagnostyki zmęzeniowej takie jak badania ultradźwiękowe, radiacyjne, emisji akustycznej, badanie tłumienia drgań są całkowicie nieprzydatne w warunkach górniczych. Również stosowanie penetrantów, w tym fluorescencyjnych, wymagających specjalnego przygotowania badanych powierzchni elementów maszyn jest trudne do zaakceptowania w warunkach eksploatacji maszyn górniczych. Analiza szeregu metod diagnostycznych prowadzi do wniosku, że do ujawniania pęknięć zmęzeniowych w elementach ciągów łańcuchowych w praktyce najwłaściwsza jest metoda magnetyczno-proszkowa w wariacie mokrym, po uprzednim jej dostosowaniu do warunków eksploatacyjnych w podziemiach kopalń [4, 5, 6, 11].

Proponuje się wykorzystanie prostego przyrządu diagnostycznego, który ma postać pojemnika wypełnionego zawieszoną proszku magnetycznego w cieczy. Pojemnik ma elastyczną część dolną i przezroczyste wieczko (rys. 7).

Przyrząd przykłada się do krytycznych miejsc ogniwa, wtedy ciśnienie hydrostatyczne zawiesiny ściśle dociska elastyczne dno pojemnika do badanej powierzchni, zaś drobiny proszku magnetycznego grawitacyjnie sedimentują na dnie pojemnika, grupując się w strefach pęknięć lub innych wad powierzchniowych. Wykorzystywane jest w tym przypadku zjawisko lokalnych zmian własności magnetycznych materiałów ferromagnetycznych w bezpośrednim sąsiedztwie zaistniałych pęknięć lub innych nieciągłości struktury materiałów. Obraz na dnie pojemnika obserwowany jest przez przezroczyste wieczko i warstwę cieczy. Proszek magnetyczny osadzając się z zawiesiny z lokalnie większą intensywnością ujawnia miejsce pęknięcia, jego kierunek i częściowo wielkość (głębokość). Budowę przyrządu oraz sposób jego wykorzystania dla ujawniania pęknięć zmęczeniowych na wewnętrznej części łuku ogniwa pokazano na rysunku 7.

Wzmocnienie efektu grupowania się skupisk proszku magnetycznego w strefach nieciągłości strukturalnych jest osiągnięte przez użycie magnesów lub elektromagnesów odpowiednio zorientowanych w stosunku do badanej powierzchni.



Rys. 7. Przyrząd do wykrywania pęknięć w ogniwach łańcuchów górniczych metodą magnetyczno-proszkową:
1) badane ogniwo łańcucha, 2) elastyczny pojemnik, 3) przezroczyste wieczko przyrządu, 4) zawieszina proszku magnetycznego w cieczy, 5) korek wlewowy, 6) odpowietrznik, 7) najczęściej występujące położenie ognisk pęknięć zmęczeniowych ogniw łańcucha, 8 i 9) magnesy trwałe [opracowanie własne]

Jako proszek magnetyczny może być użyty drobnodispersyjny czarny magnetyt, jako ciecz nośna olej o odpowiednio dobranej lepkości i przejrzystości. Dno pojemnika może być wykonane z cienkiej gumy (lateksu) a jego wnętrze powinno być białe. Ilość proszku magnetycznego należy dobrać doświadczalnie tak, aby uzyskać zadowalająco kontrastowy obraz. Gdy brak w badanym ogniwie pęknięć lub innych wad powierzchniowych dno pojemnika przyjmie jednolity szary kolor. Pojemnik wyposażony jest w korek wlewowy i odpowietrznik. Przed użyciem przyrządu należy go wstrząsnąć w celu uzyskania jednorodnej zawiesiny proszku magnetycznego w cieczy. Dla analizy łuków ogniw po przeciwnej stronie należy łańcuch obrócić wokół osi o 180° , dla analizy ogniw poziomych należy obrócić łańcuch wokół osi o 90° .

Opisany sposób diagnozowania łańcuchów cechuje się dużą prostotą, nie wymaga żadnego przygotowania analizowanych powierzchni i jako sposób nieniszczący nie wpływa na właściwości użytkowe badanych łańcuchów. Krótki czas diagnozowania pozwala na ocenę większej liczby ogniw łańcucha co korzystnie wpływa na podejmowane na tej podstawie decyzje co do dalszego użytkowania łańcuchów lub podejmowania działań uprzedzających i zapobiegawczych.

Opisany sposób i przyrząd może być wykorzystany również pomocniczo dla potrzeb kontroli jakości łańcuchów nowych lub na etapie ich wytwarzania, w celu ujawnienia na przykład pęknięć hartowniczych, naderwań w procesie kalibrowania, zawałców materiału, rys, większych powierzchniowych wtrąceń niemetalicznych i innych wad powierzchniowych.

3. Stanowisko diagnostyczne łańcuchów górniczych

Obecnie ocena własności użytkowych łańcuchów ogniowych górniczych w toku eksploatacji jest wykonywana podczas przerw w wydobywaniu poprzez kontrolę wzrokową oraz przez wyrówny pomiar podziałki i ubytków zużyciowych ogni. Nie pozwala to na uzyskanie właściwej informacji co do możliwości dalszego użytkowania łańcuchów. W szczególności nie pozwala na ujawnienie zaistniałych pęknięć o charakterze zmęczeniowym, gdyż znajdują się one głównie w przegubach ogni, które są trudnodostępne.

Trudności z właściwym diagnozowaniem stanu technicznego ogni łańcuchów górniczych wydatnie rosną wraz ze wzrostem rozmiarów łańcuchów. Na przykład stosowany obecnie łańcuch pociągowy przeznaczony dla głowic strugowych ma najczęściej wielkość 42x137 i masę jednostkową wynoszącą prawie 40 kg/m. Duża masa łańcuchów bardzo utrudnia ich przemieszczanie i manipulowanie ogniami co często uniemożliwia dostęp do krytycznych miejsc, które powinny być szczególnie starannie diagnozowane, gdyż mają decydujące znaczenie z punktu widzenia przydatności łańcucha do dalszego wykorzystania.

Z powyższych względów proponuje się dla potrzeb przeprowadzenia oceny diagnostycznej łańcuchów w toku eksploatacji wykorzystanie specjalnego stanowiska ułatwiającego wykonanie całokształtu prac związanych z oceną własności użytkowych łańcuchów. Stanowisko takie może być zorganizowane w warunkach dołowych wykorzystując do tego celu odpowiednią komorę tak, aby nie było potrzeby transportowania diagnozowanych łańcuchów na powierzchnię kopalni.

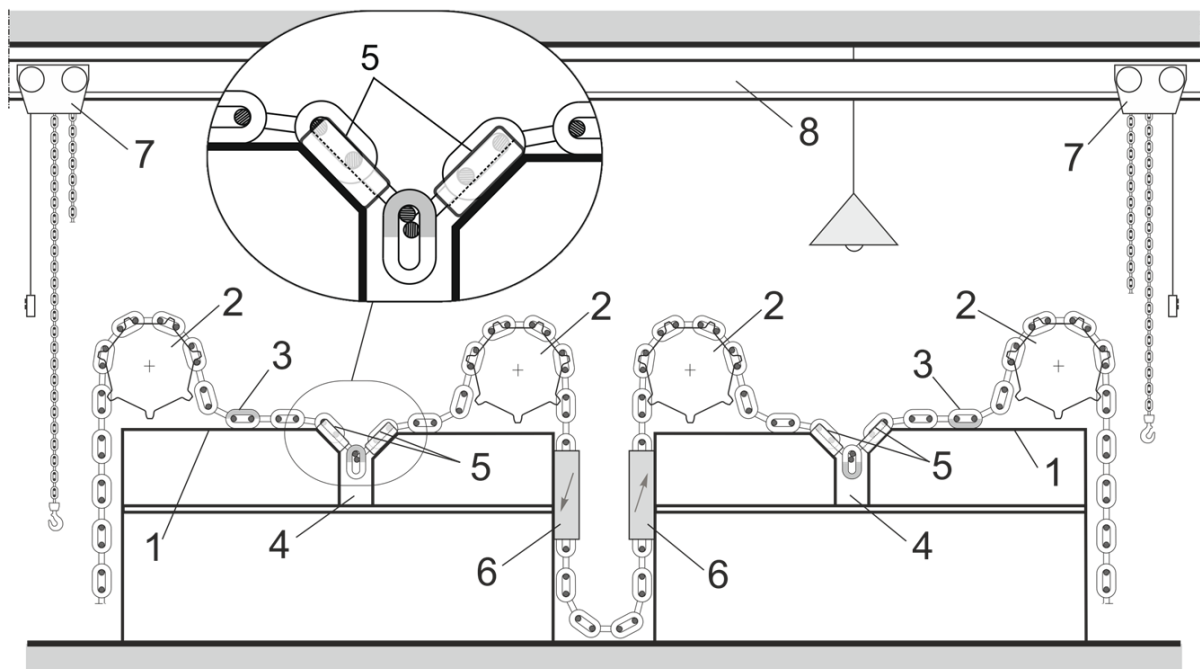
Zaletą proponowanego rozwiązania jest prosta budowa stanowiska do diagnozowania łańcuchów oraz stosunkowo niski koszt jego wykonania. Do przemieszczania łańcucha można wykorzystać zużyte bębny łańcuchowe, które nie nadają się już do pracy w napędach maszyn ścianowych. Stół roboczy stanowiska umożliwia dobry dostęp do odcinków prostych ogni w celu dokonywania oceny w tej części ogni, w tym również oceny stanu zgrzein. W czasie przemieszczania się łańcucha wzdłuż stołu diagnozowany może być stan techniczny ogni pod kątem ubytków zużyciowych, korozyjnych i wydłużenia podziałki wskutek odkształceń plastycznych. Diagnozowaniu na stanowisku poddane mogą być również ogniwa złączone i w przypadku ujawnienia ich uszkodzeń łatwo może być dokonana ich wymiana na nowe.

Stanowisko do diagnozowania łańcuchów ogniowych (rys. 8) posiada specjalnie ukształtowane dwa stoły robocze (1). Stoły te posiadają zamocowane obrotowo na obu końcach koła łańcuchowe (2) z nawiniętym diagnozowanym łańcuchem (3). Koła łańcuchowe służą do przemieszczania łańcucha wzdłuż stołu i mogą być napędzane mechanicznie lub ręcznie przez przekładnie ślimakowe. W środkowej części stół roboczy posiada wykonany rowek (4) w kształcie litery Y. Na nachylonych powierzchniach rowka osadzone są prowadnice (5). Są one tak ukształtowane, że wprowadzają łańcuch do rowka w taki sposób, że badane ogniwa przyjmują pozycję pionową odsłaniając badane strefy łuków ogni. Umożliwia to dogodną ocenę stanu przegubów ogni pod kątem istnienia pęknięć na przykład metodą magnetyczno-proszkową przy pomocy opisanego wcześniej przyrządu.

Pomiędzy kołami łańcuchowymi zamocowane są prowadnice boczne (6), które obracają łańcuch wokół jego osi podłużnej łącznie o kąt 180° co umożliwia diagnozowanie przeciwległych łuków ogni. Dla pełnego diagnozowania łańcuch przechodzi przez całe stanowisko dwukrotnie. Pierwsze przejście umożliwia diagnozowanie wszystkich ogni pionowych, natomiast drugie pozwala na sprawdzenie ogni poziomych, co następuje po obrocie łańcucha wokół jego osi podłużnej o kąt 90° .

Podczas badania długich odcinków (szczególnie tych o znacznej wielkości oraz o dużej masie) do manipulowania łańcuchem wykorzystywane są wciągники (7), które mogą przemieszczać się po torze jezdny (8) zamocowanym nad stołem roboczym.

Diagnozowanie łańcuchów ułatwiają lampy oświetlające stół, korzystnie bezcieniowe. W przypadku wykorzystywania do diagnozowania fluorescencyjnych proszków magnetycznych stanowisko może być dodatkowo wyposażone w lampy ultrafioletowe. Stanowisko powinno być wyposażone dodatkowo w urządzenie do przecinania ogni łańcucha oraz prasę hydrauliczną niezbędną do demontażu i montażu ogni złącznych.



Rys. 8. Koncepcja stanowiska do diagnozowania ogni łańcuchów górniczych w warunkach eksploatacyjnych:

- 1) stół roboczy, 2) koła łańcuchowe przewijające diagnozowany łańcuch, 3) łańcuch poddany badaniom, 4) kieszeń dla ujawniania pęknięć zmęczeniowych ogni, 5) prowadnice ogni łańcucha, 6) prowadnice obracające łańcuch wokół osi, 7) wciągniki, 8) szyna jezdna [opracowanie własne]

4. Wnioski i uwagi końcowe

1. Zaleca się przyjęcie zasady, żeby dłuższe przerwy w okresie eksploatacji maszyn ścianowych wykorzystać dla potrzeb oceny stanu własności użytkowych łańcuchów pociągowych.
2. W celu minimalizacji liczby próbek pobieranych z łańcucha pociągowego po określonym czasie eksploatacji badanie własności mechanicznych łańcuchów używanych można ograniczyć do badań trwałości zmęczeniowej i próby przeginania ogni w pryzmie prostokątnej.

3. Zaproponowany przyrząd wykorzystujący nieniszczącą metodę diagnostyki eksploatacyjnej łańcuchów górniczych umożliwia efektywne wykrywanie pęknięć o charakterze zmęczeniowym i innych wad powierzchniowych ogniw w warunkach eksploatacji maszyn ścianowych.
4. Opisane w pracy stanowisko diagnostyczne będzie pozwalało na przeprowadzenie kompleksowej oceny własności użytkowych łańcuchów ogniowych górniczych oraz elementów złącznych w warunkach eksploatacyjnych górnictwa węglowego.
5. Ujawnianie w procesie diagnozowania rozwijających się pęknięć zmęczeniowych oraz innych wad ogniw łańcuchów pociągowych umożliwia podejmowanie racjonalnych decyzji w trakcie użytkowania łańcuchów górniczych dotyczących ich dalszego wykorzystania, co przyczynia się do ograniczenia strat postojowych maszyn górniczych oraz poprawę stanu bezpieczeństwa obsługi.

Literatura

- [1] Badanie własności mechanicznych łańcucha przenośnika ścianowego. Praca naukowo-badawcza NB-105/RG-2/2005, Politechnika Śląska, Gliwice 2005 (praca niepublikowana)
- [2] Kocańda S.: Zmęczeniowe niszczenie metali. WNT, Warszawa 1972
- [3] Kotwica, K. Furmanik, K. Scherf, B.: Wpływ warunków pracy na zużycie i trwałość ciągów łańcuchowych zgrzeblowych przenośników ścianowych w wybranych kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy 2011, T.67, nr 11
- [4] Kubiński W.: Wybrane metody badań materiałów. PWN, Warszawa 2016
- [5] Lewińska-Romicka A.: Badania nieniszczące – podstawy defektoskopii. WNT, Warszawa 2001
- [6] Marciniak J.: Metody badań metali i stopów. Tom III. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1986
- [7] Ocena własności użytkowych łańcucha górniczego przenośnika zgrzeblowego Rybnik 295/842/BP. Praca naukowo-badawcza NB-189/RG-2/2004, Politechnika Śląska, Gliwice 2004 (praca niepublikowana)
- [8] Pawlukiewicz B., Wiedermann J.: Mechanizm niszczenia ogniw łańcuchów górniczych podczas eksploatacji. Inżynieria Materiałowa 1998, R. XIX, nr 5
- [9] PN-G-46701:1997 Łańcuchy ogniowe górnicze
- [10] Remiorz E., Mikula S.: Podstawowe formy degradacji własności użytkowych łańcuchów ogniowych górniczych stosowanych w maszynach ścianowych. Maszyny Górnicze 2017, nr 3
- [11] Rykaluk K.: Pęknięcia w konstrukcjach stalowych. Dolnośląskie Wydawnictwo Edukacyjne, Wrocław 2000
- [12] www.fasing.pl (dostęp: 08.12.2017)
- [13] Wytyczne stosowania i eksploatacji łańcuchów ogniowych i elementów złącznych w maszynach górniczych i innych. Fasing, Katowice 2001

Badania stanowiskowe mobilnego urządzenia czyszczącego typu MUC

mgr inż. Dariusz Czerniak
dr inż. Zbigniew Szkudlarek
Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Stand tests of mobile cleaning device of MUC type

Streszczenie:

W artykule przedstawiono badania oceny skuteczności czyszczenia szyn tras kolejek podwieszonych z napędem ciernym przez urządzenie czyszczące MUC-2. Opisano metodę badawczą i stanowisko badawcze oraz przebieg badań. Określono wpływ stosowania badanego urządzenia na zwiększenie współczynnika tarcia pary ciernej koło napędowe – szyna, co może przekładać się na poprawę bezpieczeństwa i wzrost efektywności transportu kolejkami podwieszonymi.

Abstract:

Assessment of MUC-2 device's rails cleaning effectiveness of the of suspended monorail with frictional drive route is presented. Testing methodology, test stands as well as testing procedures are described. Impact of using the tested cleaning device on increasing the friction coefficient between wheel and rail, what improves travel safety and efficiency of suspended monorail transport, is determined

Słowa kluczowe: górnictwo, transport podwieszony, urządzenie czyszczące, badania skuteczności

Keywords: mining industry, suspended transport, cleaning device, testing the effectiveness

1. Wprowadzenie

W numerze 4/2016 kwartalnika *Maszyny Górnicze* przedstawiono wyniki badań eksploatacyjnych prototypu urządzenia do utrzymywania torowisk podwieszonych MUC-1 [4]. Opisano w nim również konstrukcję urządzenia MUC-2, która powstała w oparciu o wnioski wyciągnięte z przeprowadzonych prób dołowych oraz spostrzeżenia po dokonaniu przeglądu technicznego. Po publikacji artykułu uruchomiono produkcję ww. urządzenia (rys. 1), we współpracy z Biurem Techniczno-Handlowym Waldemar Korolew oraz Instytutem Techniki Górniczej KOMAG. Urządzenie MUC-2 uzyskało dopuszczenie Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego (znak GM – 45/17) do stosowania w podziemnych zakładach górniczych, w polach niemetanowych i metanowych, w wyrobiskach zaliczanych do stopnia „a”, „b” lub „c” niebezpieczeństwa wybuchu metanu oraz w wyrobiskach zaliczanych do klasy A lub B zagrożenia wybuchem pyłu węglowego. Urządzenie do czyszczenia trasy kolejki podwieszanej chronione jest patentem nr PL 226360. Należy podkreślić, że cały projekt współfinansowany był ze środków unijnych Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego w ramach Programu Operacyjnego Inteligentny Rozwój.

Niniejszy artykuł prezentuje metodę badawczą oraz budowę stanowiska badawczego, jak również przebieg i wyniki badań oceny skuteczności czyszczenia szyn trasy kolejki podwieszanej przez urządzenie czyszczące MUC-2. W podsumowaniu wskazano na możliwe korzyści wynikające ze stosowania badanego urządzenia, takie jak m.in. poprawa bezpieczeństwa pracy i efektywność prac transportowych prowadzonych kolejkami podwieszonymi.

Badania przeprowadzono w Laboratorium Badań Stosowanych ITG KOMAG w sierpniu 2017 roku.



Rys. 1. Urządzenie MUC-2 wystawione na Międzynarodowych Targach Górnictwa, Przemysłu Energetycznego i Hutniczego, Katowice 2017 [2]

2. Metoda badawcza

Przyjęto, że miarą skuteczności działania urządzenia MUC-2 będzie zwiększenie współczynnika tarcia statycznego pomiędzy kołami ciernymi urządzenia a średnikiem szyny podwieszanej. Należało zatem wyznaczyć współczynnik tarcia statycznego kół na szynie zabrudzonej i porównać go z wynikiem pomiaru, powtórzonego w tym samym miejscu szyny, po jej oczyszczeniu, za pomocą urządzenia czyszczącego.

Założono ciągnięcie urządzenia czyszczącego, zawieszonego na prostym odcinku toru podwieszonego, przy zablokowanych przed obrotem kołach ciernych, dociskanych do średnika szyny znaną siłą F_N , ze skierowaną wzdłuż toru narastającą siłą pociągową F_P , której wartość mierzona przetwornikiem siły będzie rejestrowana w celu wyznaczenia jej wartości maksymalnej. Ponieważ z szyną współpracowała para kół ciernych, siła pociągowa była równa sumie podwojonej siły hamowania F_{HK} koła, równej co do wartości sile tarcia statycznego F_T , pomiędzy kołem ciernym a szyną oraz siły oporów toczenia rolek nośnych F_{RT} urządzenia czyszczącego.

$$F_P = 2 \cdot F_{HK} + F_{RT} = 2 \cdot F_T + F_{RT} \quad (1)$$

Można było wyznaczyć szukany współczynnik tarcia statycznego μ , równy ilorazowi wartości siły tarcia statycznego F_T i siły docisku kół F_N .

$$\mu = \frac{F_T}{F_N} \quad (2)$$

Jako, że okładziny kół ciernych urządzenia czyszczącego i lokomotywy podwieszanej wykonane były z tego samego materiału, stąd wyznaczone wartości statycznego

współczynnika tarcia kół o szynę mogły mieć również zastosowanie w odniesieniu do lokomotywy podwieszanej.

Otrzymane wyniki współczynników tarcia, po porównaniu z wartością minimalnego granicznego współczynnika tarcia, charakterystycznego dla danego materiału okładziny koła ciernego, przy którym możliwe było jeszcze przeniesienie nominalnej siły uciągu lokomotywy podwieszanej, posłużyły do określenia możliwości zmniejszenia siły docisku kół ciernych lokomotywy, a co za tym idzie do zwiększenia trwałości kół ciernych [1].

3. Stanowisko badawcze

Stanowisko badawcze zbudowano w Laboratorium Badań Stosowanych ITG KOMAG. Biorąc pod uwagę konieczność rozpędzenia urządzenia czyszczącego na torze do prędkości $v=1$ m/s oraz jazdę w trybie roboczym na odcinku pomiarowym o długości około 3 metrów, jak również konieczność wyhamowania pojazdu przed końcem toru, wyznaczono długość toru – 8 metrów.

Do budowy toru wykorzystano cztery szyny jezdne proste o profilu I155 typu 3P, o nośności wzdłużnej 85 kN i nośności od zawiesi 50 kN. Szyny podwieszono do rusztowania zbudowanego z ramek zgrupowanych w czterech kolumnach za pomocą pasów transportowych z napinaczami. Dopuszczalna masa obciążenia wynosiła 1800 kg [1, 5].

3.1. Układ pociągowy urządzenia czyszczącego

W normalnym warunkach eksploatacyjnych urządzenie czyszczące typu MUC-2 czerpie energię niezbędną do pracy mechanizmów czyszczących z ruchu liniowego kolejki podwieszanej. Napęd szczotek wymuszany jest poprzez koła cierne, dociskane do szyn podczas przemieszczania urządzenia po trasie kolejki podwieszanej [3].

Na stanowisku badawczym (rys. 2) rolę napędu pociągowego spełniał traktor Husqvarna, połączony ze sworzniem zaczepu z przodu urządzenia, za pośrednictwem liny stalowej. Koniec szyny zabezpieczono odbojnikiem gumowym. Prędkość ruchu liniowego urządzenia MUC-2 po szynie mierzono za pomocą przyrządu rejestrującego czas przejazdu odcinka kontrolnego. Ruch powrotny urządzenia realizowała elektryczna wciągarka linowa, zainstalowana po przeciwnej stronie stanowiska.



Rys. 2. Widok układu pociągowego [5]

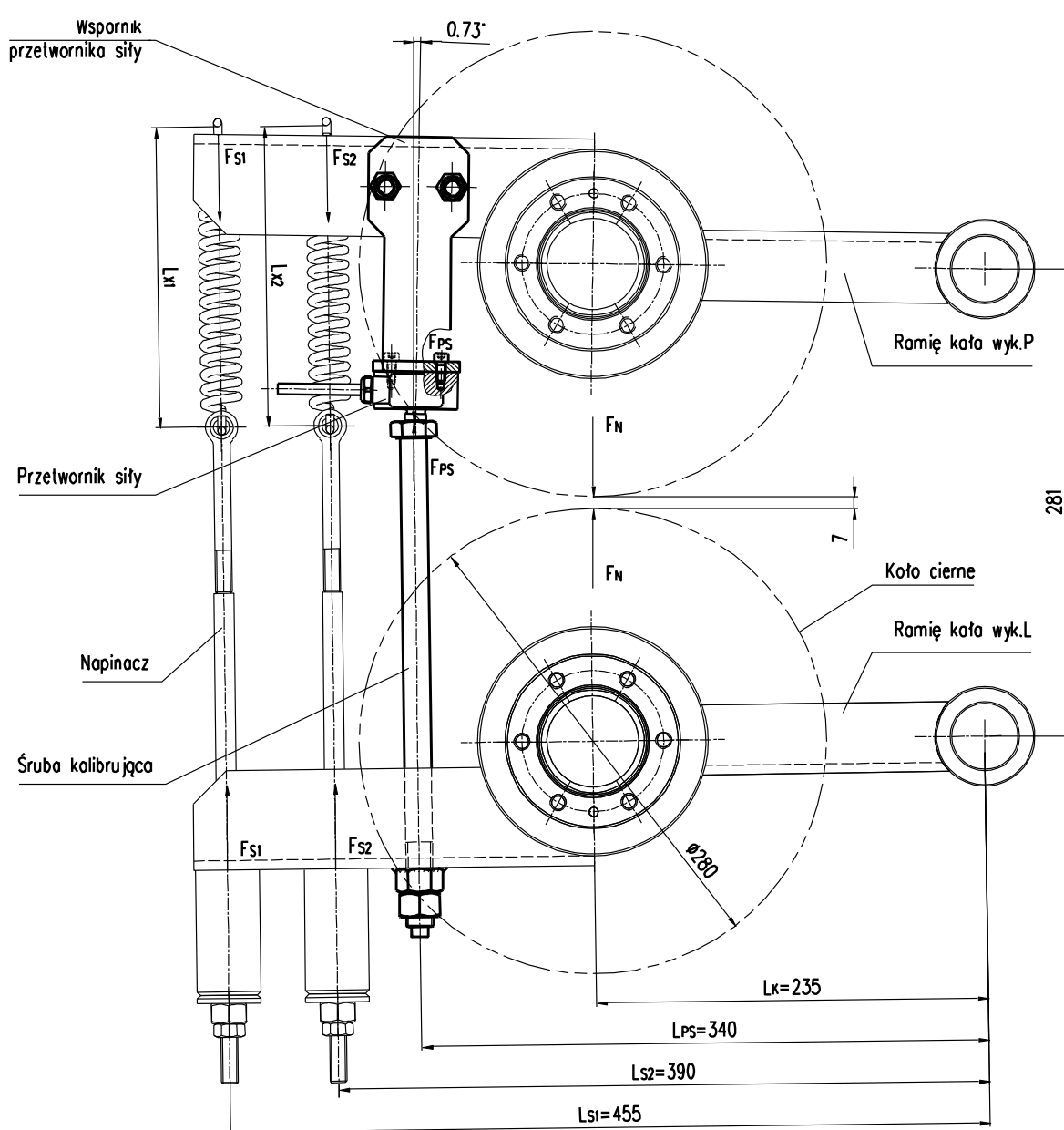
3.2. Układ pomiaru siły inicjującej poślizg

Do wywoływania siły inicjującej ruch ślizgowy urządzenia czyszczącego wykorzystano cylinder hydrauliczny tłokowy, zasilany ręczną pompą hydrauliczną, poprzez podanie ciśnienia hydraulicznego do przestrzeni podtłokowej (rys. 3). Jeden koniec cylindra przypięto do uchwyty mocującego na torze badawczym, a drugi łączył się ze sworzniem zaczepu z tyłu urządzenia czyszczącego, za pośrednictwem cięgieł. Pomiędzy cięgłami wpięto tensometryczny przetwornik siły o zakresie znamionowym 20 kN, który służył do pomiaru siły inicjującej poślizg F_p . Wartości tej siły rejestrowano na komputerze pomiarowym.



Rys. 3. Widok elementów układu do pomiaru siły tarcia [5]

W urządzeniu czyszczącym MUC-2 docisk kół ciernych do środka szyny wywoływany jest poprzez naciągnięcie obu sprężyn napinacza. Dysponując danymi katalogowymi zastosowanych sprężyn, ich siłę naciągu można było w przybliżeniu wyliczyć, dokonując pomiaru ich długości pod obciążeniem [3]. W celu dokładnego wyznaczenia siły docisku kół ciernych do szyny podwieszanej zdecydowano się na wykonanie układu pomiarowego z tensometrycznym przetwornikiem siły. Zabudowano go pomiędzy ramionami kół, mocując do wspornika w przestrzeni pomiędzy napinaczami a obudowami węzłów łożyskowych osi kół ciernych (rys. 4). Na głowicę pomiarową przetwornika siły naciskał łeb śruby kalibrującej, która umożliwiała precyzyjną regulację szczeliny pomiędzy kołami ciernymi, odpowiadającej grubości środka szyny.



Rys. 4. Układ do pomiaru siły docisku [1]

Siła docisku kół ciernych do środka szyny F_N związana jest z siłą rejestrowaną na przetworniku siły F_{PS} zależnością:

$$F_N = F_{PS} \cdot \frac{L_{PS}}{L_K} = F_{PS} \cdot \frac{340}{235} = F_{PS} \cdot 1,44681 \quad (3)$$

gdzie:

L_{PS} – odległość osi przetwornika siły od osi sworznia ramienia koła [mm]

L_K – odległość osi koła ciernego od osi sworznia ramienia koła [mm]

Błąd pomiaru, związany z odchyleniem kątowym osi przetwornika siły od kierunku działania siły F_{PS} wynoszący 0,73 stopnia, dla zastosowanego przetwornika nie przekraczał 0,015% i w obliczeniach został pominięty. Ewentualny moment zginający, wynikający z niecentrycznego punktu przyłożenia obciążenia, kompensowany był przy użyciu wielu punktów pomiarowych rozmieszczonych na obwodzie obrotowo-symetrycznego przetwornika siły.

4. Przebieg badań

Badaniu skuteczności czyszczenia szyn podwieszonych poddano nowe, sprawne technicznie mobilne urządzenie czyszczące MUC-2, dostarczone przez producenta tj. Biuro Techniczno-Handlowe Waldemar Korolew. Zakres badań obejmował: nastawienie siły docisku, wyznaczenie średniej siły oporu pracy urządzenia, pomiary siły inicjującej poślizg kół ciernych na szynie czystej, zabrudzonej i oczyszczonej, w dostępnych trybach pracy urządzenia MUC-2 oraz wyznaczenie współczynnika tarcia statycznego kół ciernych na szynie. Dodatkowo przeprowadzono ocenę skuteczności czyszczenia wspomaganego spryskiwaniem.

Badania przeprowadzono w dwóch etapach – dla maksymalnej i nominalnej siły docisku kół ciernych do środka szyny.

4.1. Nastawienie siły docisku kół ciernych

W celu dokładnej nastawy siły docisku kół ciernych na potrzeby badań potrzebna była znajomość średniej grubości środka szyny, zmierzona w różnych miejscach toru badawczego. Dokonano pomiarów za pomocą suwmiarki cyfrowej, uzyskując średnią wartość $g = 6,5$ mm.

Po wysunięciu kół ciernych urządzenia czyszczącego poza szynę toru badawczego, pokręcając śrubą kalibrującą układu pomiarowego, nastawiono wielkość szczeliny pomiędzy tymi kołami (umieszczono szczelinomierz o grubości 6,5 mm).

Po usunięciu szczelinomierza pomiędzy kół ciernych, łeb śruby kalibrującej zaczął przenosić na grzybek tensometrycznego przetwornika sumaryczną siłę napięcia, pochodzącą od dwóch sprężyn naciągowych, zachowując przy tym odległość ramion kół, identyczną jak na torze badawczym.

Pokręcając śrubami nastawnymi napinaczy zwiększano napięcie sprężyny naciągowych do wartości $F_{PS} = 2411,0$ N, odpowiadającej średniemu napięciu każdej ze sprężyn $F_S = 970,0$ N. Stanowiło to 88% maksymalnego obciążenia użytych sprężyn naciągowych, wynoszącego $F_{Sn} = 1110$ N.

Wyliczona ze wzoru (3) wartość siły docisku kół ciernych do środka szyny wyniosła $F_N = 3488 \text{ N}$.

4.2. Wyznaczenie średniej siły oporu pracy urządzenia

W dokumentacji technicznej podano analityczne wyliczenie mocy potrzebnej na pokonanie oporów pracy urządzenia MUC-2 [3]. W badaniach postanowiono wyznaczyć doświadczalnie średnią siłę oporu pracy urządzenia dla wszystkich trybów pracy:

- praca w trybie jałowym,
- czyszczenie tylko zgarniaczami,
- czyszczenie tylko szczotkami walcowymi,
- czyszczenie szczotkami walcowymi ze zgarniaczami.

Badania sił oporu przeprowadzono na używanych szynach suchych, ze śladami rdzy. Koła ciernie, szczotki oraz zgarniacze nie wykazywały zużycia, a docisk sprężyną gazową szczotki walcowej do środka szyny wyregulowano. Wykonano serię pomiarów, dla każdego z trybów pracy urządzenia. Urządzenie czyszczące ciągnięte było siłownikiem hydraulicznym z wolno narastającą siłą pociągową, zadaną ręczną pompą hydrauliczną. Zabudowany w układzie pociągowym tensometryczny przetwornik siły mierzył wartości siły pociągowej wzdłuż drogi pomiarowej, równej skokowi siłownika $s = 325 \text{ mm}$.

4.3. Siła inicjująca poślizg kół ciernych na szynie

W kolejnym etapie badań dokonano pomiaru siły inicjującej poślizg zablokowanych kół ciernych urządzenia MUC-2 po nieoczyszczonej szynie podwieszanej (rys. 5), dla różnych warunków sprzężenia ciernego:



Rys. 5. Blokada zakładana na przekładnię urządzenia MUC-2 do badania siły inicjującej poślizg kół ciernych [2]

- szyna sucha,
- szyna mokra,
- szyna pokryta wilgotną mieszaniną pyłu węglowego i kamiennego.

Zastosowana siła docisku kół ciernych wynosiła $F_N = 3488$ N.

Sztuczne zabrudzenie szyny uzyskiwano poprzez nałożenie na jej środek wodnej mieszaniny pyłu węglowego i kamiennego.

Następnie przeprowadzono pomiary siły inicjującej poślizg na szynie oczyszczonej z mazistej substancji za pomocą urządzenia MUC-2, dla trzech trybów czyszczenia:

- tylko zgarniaczami,
- tylko szczotkami walcowymi,
- szczotkami walcowymi ze zgarniaczami.

Po każdej serii badań myto i osuszano tor badawczy oraz urządzenie czyszczące.

W trakcie czyszczenia urządzenie MUC-2 poruszało się na odcinku pomiarowym toru badawczego z prędkością $v = 1,3$ m/s. Wizualne efekty czyszczenia szyn przedstawia rysunek 6.



Rys. 6. Efekty wizualne czyszczenia szyn z wodnej mieszaniny pyłu węglowego i kamiennego [2]

4.4. Czyszczenie szyn wspomagane wodą

Mając na uwadze dalsze prace rozwojowe nad urządzeniem MUC-2, postanowiono zbadać skuteczność czyszczenia szyn wspomagane wodą. Do tego celu zastosowano instalację wodną ze stożkowymi dyszami, które zamocowano na zgarniaczach urządzenia czyszczącego MUC-2, za pośrednictwem uchwytych nożowych przykręconych do uchwytych magnetycznych. Strumień wody, o natężeniu przepływu $Q = 1$ l/min w każdej z dwóch dysz, kierowany był obustronnie na zabrudzony środek szyny przed wirujące szczotki walcowe (rys. 7). Siła docisku kół ciernych wynosiła $F_N = 3488$ N, a pracujące urządzenie MUC-2 poruszało się na odcinku pomiarowym toru badawczego z prędkością $v = 1,3$ m/s.



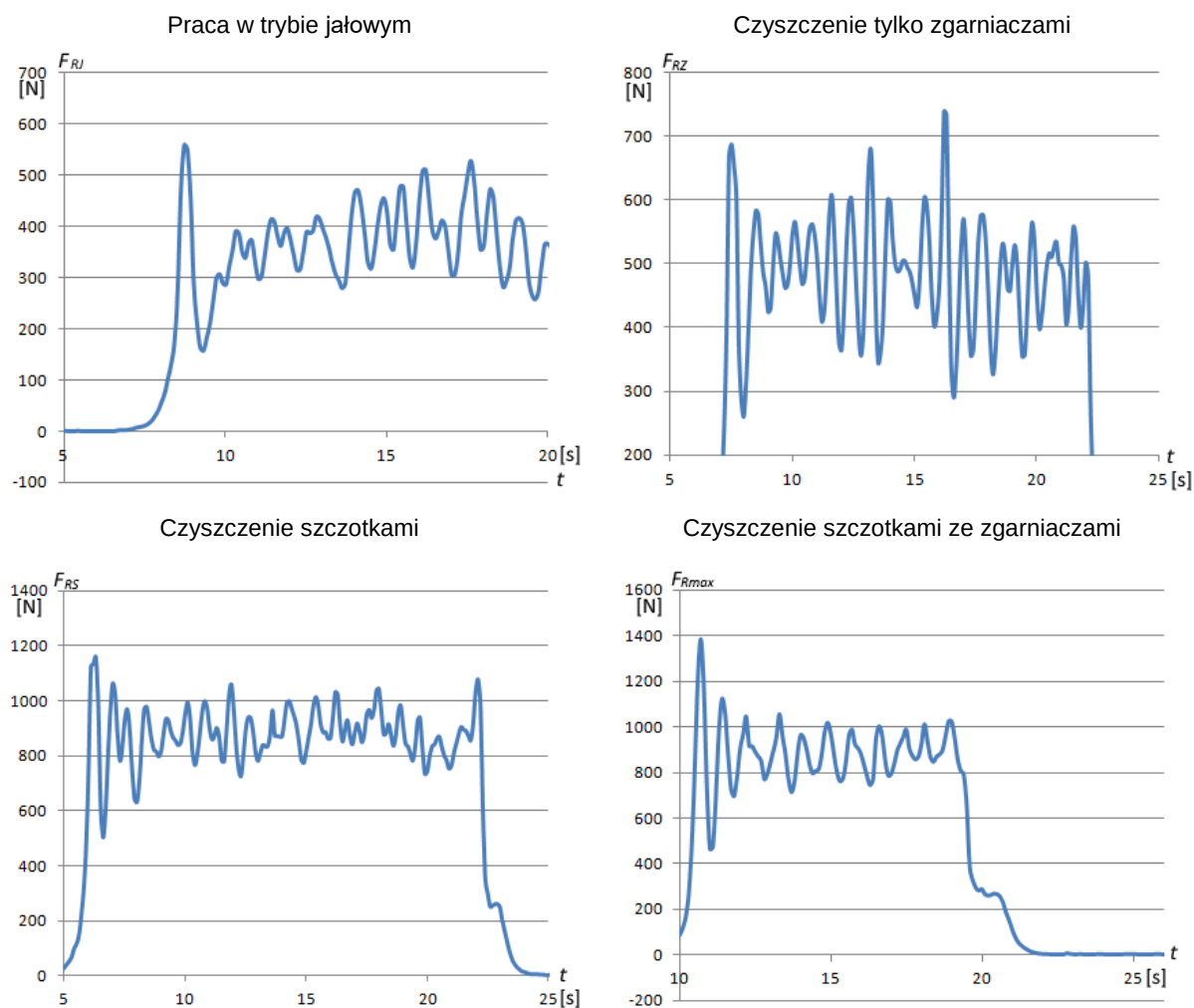
Rys. 7. Czyszczenie szyny z wodnej mieszaniny pyłu węglowego i kamiennego szczotkami wspomaganymi wodą [2]

Na tak oczyszczoną szynę dokonano pomiaru siły pociągowej.

5. Wyniki badań

5.1. Średnia siła oporu pracy urządzenia

Wartość siły pociągowej, mierzone z częstotliwością próbkowania wynoszącą 10 Hz, dobraną do dynamiki zjawiska, zarejestrowano na komputerze pomiarowym (rys. 8). Wznoszące odcinki krzywej przebiegu obciążenia odpowiadały stanowi spoczynku urządzenia czyszczącego, gdy wartość siły pociągowej jest mniejsza od wartości siły oporu ruchu urządzenia w danym trybie pracy. Moment wprowadzenia urządzenia w ruch reprezentowany był przez górne wierzchołki krzywej, gdzie wartość siły pociągowej odpowiadała maksymalnej sile oporu ruchu urządzenia. Odcinkom pracy urządzenia w danym trybie czyszczącym odpowiadały opadające odcinki krzywej, które osiągają minimum w chwili zatrzymania urządzenia na szynie.



Rys.8. Zarejestrowane opory pracy urządzenia MUC-2 w różnych trybach pracy [opracowanie własne]

Do wyznaczenia średniej siły oporu pracy urządzenia czyszczącego w danym trybie pracy obliczono średnią arytmetyczną z dziesięciu wartości sił odpowiadających kolejnym górnym wierzchołkom na danym wykresie, pomijając wierzchołki wtórne [6]. Wyniki przedstawiono w tabeli 1 i odniesiono do dwóch typowych sił uciągu F_U lokomotyw podwieszonych.

Średnie siły oporu pracy urządzenia MUC-2 dla $F_N = 3488$ [N] [opracowanie własne]

Tabela 1

Tryb pracy urządzenia MUC-2	Średnia siła oporu ruchu MUC-2		Odniesienie do F_U lokomotywy [%]	
	oznaczenie	wartość [N]	$80 \cdot 10^3$ [N]	$120 \cdot 10^3$ [N]
Praca w trybie jałowym	F_{RJ}	470,1	0,59	0,39
Czyszczenie tylko zgarniaczami	F_{RZ}	603,6	0,75	0,50
Czyszczenie tylko szczotkami walcowymi	F_{RS}	1008,4	1,26	0,84
Czyszczenie szczotkami walcowymi i zgarniaczami	F_{Rmax}	1057,9	1,32	0,88

Na opory pracy urządzenia MUC-2 w trybie jałowym składały się opory toczenia rolek nośnych, toczenia kół ciernych oraz obrotu przekładni multiplikującej. Średnia wartość siły oporu pracy w tym trybie wyniosła $F_{RJ} = 470,1$ N, czyli stanowiła $0,4\% \div 0,6\%$ siły uciągu typowej lokomotywy podwieszanej.

W trybie czyszczenia tylko zgarniaczami opory pracy urządzenia zwiększyły się o tarcie zgarniaczy o środnik szyny. Średnia wartość siły oporu czyszczenia trasy suchej zgarniaczami wyniosła $F_{RZ} = 603,6$ N, czyli stanowiła $0,5\% \div 0,8\%$ siły uciągu lokomotywy.

Tryb czyszczenia samymi szczotkami walcowymi zwiększał opory pracy, w stosunku do pracy urządzenia w trybie jałowym, o tarcie wirujących szczotek o środnik szyny. Średnia wartość siły oporu czyszczenia trasy suchej szczotkami walcowymi wyniosła $F_{RS} = 1008,4$ N, co stanowiło $0,8\% \div 1,3\%$ siły uciągu lokomotywy.

W trybie czyszczenia szczotkami walcowymi ze zgarniaczami występowały maksymalne opory pracy urządzenia. Średnia wartość siły maksymalnego oporu czyszczenia trasy suchej szczotkami walcowymi ze zgarniaczami wyniosła $F_{Rmax} = 1057,9$ N, co pochłaniało $0,9\% \div 1,3\%$ siły uciągu lokomotywy.

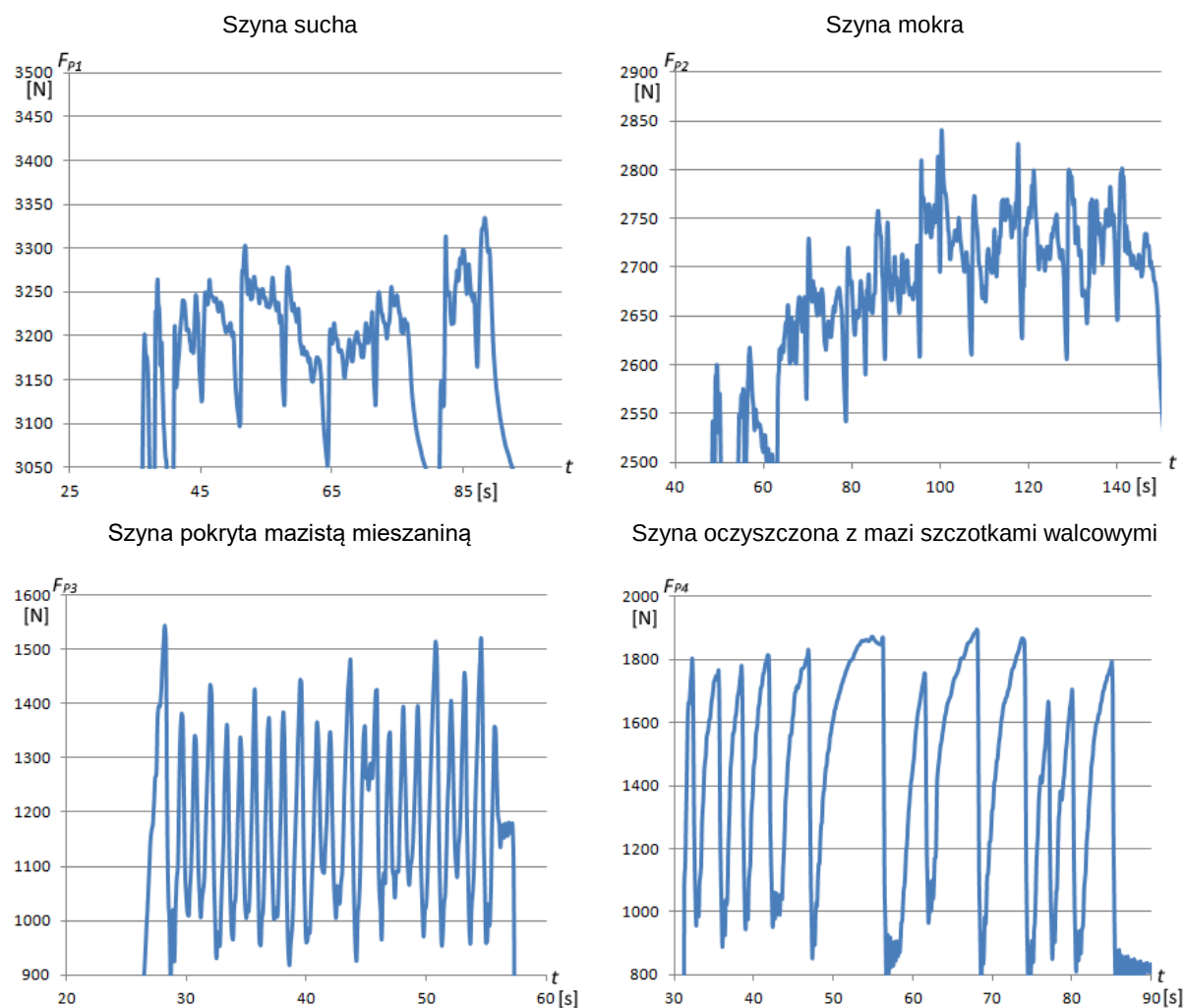
Badania średniej siły oporu pracy urządzenia czyszczącego MUC-2 powtórzono dla mniejszej siły docisku kół średnich $F_N = 2084,3$ N. Otrzymane wyniki były zgodne z przedstawionymi w tabeli 1, z dokładnością od $+1,9$ do $1,4\%$. Można było zatem przyjąć, że siła docisku kół ciernych w urządzeniu czyszczącym MUC-2 nie miała wpływu na siłę oporu jego pracy.

Ponieważ współczynnik tarcia w warunkach suchych osiągał największe wartości, zatem opory pracy urządzenia mierzone dla poszczególnych trybów pracy urządzenia były maksymalne i w warunkach rzeczywistych nie powinny być przekroczone. Przedstawione wyniki zmierzonych średnich sił oporu pracy urządzenia MUC-2 ułatwią wyliczenie strat energii lokomotywy podwieszanej zużytych na oczyszczanie trasy jezdnej.

Wyznaczono również siłę oporu rolek tocznych F_{RT} , po uprzednim rozłączeniu sprzężenia ciernego kół z szyną za pomocą śruby kalibrującej. Jej średnia wartość w trzech seriach pomiarów wyniosła $F_{RT} = 80,9$ N, czyli nie przekraczała $0,1\%$ siły uciągu typowej lokomotywy pociągowej.

5.2. Średnia siła inicjująca poślizg kół ciernych na szynie

Wartości siły pociągowej, mierzone z częstotliwością próbkowania wynoszącą 10 Hz, dobraną dla dynamiki zjawiska, zarejestrowano na komputerze pomiarowym i zilustrowano na wykresach (rys. 9). Górne wierzchołki krzywej reprezentowały siłę tarcia statycznego w chwili zainicjowania poślizgu zablokowanych kół ciernych po szynie, podczas gdy wierzchołki dolne odpowiadały punktom zakończenia ruchu ślizgowego, w których dochodziło do ponownego sprzężenia ciernego.



Rys. 9. Zarejestrowane siły inicjujące poślizg kół ciernych na szynie w różnych warunkach tarcia
[opracowanie własne]

Średnią wartość siły inicjującej poślizg kół ciernych po szynie wyznaczono jako średnią arytmetyczną z dziesięciu wartości sił odpowiadających kolejnym górnym wierzchołkom na danym wykresie, z pominięciem wierzchołków wtórnych [6]. Wyniki przedstawiono w tabeli 2.

Oprócz wartości średnich w tabeli 2 podano również wartości minimalne siły inicjującej poślizg.

Średnie siły inicjujące poślizg kół ciernych po szynie dla $F_N = 3488$ [N] [opracowanie własne]

Tabela 2

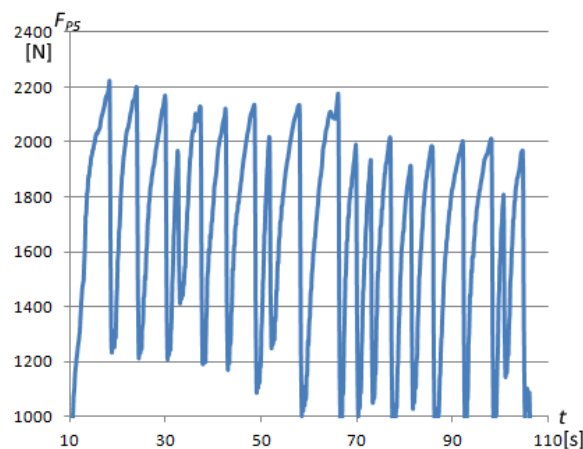
Warunki sprzężenia pary ciernej	Siła inicjująca poślizg			Odchylenie siły minimalnej od średniej [%]
	oznaczenie	średnia [N]	minimalna [N]	
Szyna sucha	F_{p1}	3248,5	3202,0	1,43
Szyna mokra	F_{p2}	2673,5	2600,4	2,73
Szyna pokryta mazistą mieszaniną	F_{p3}	1403,9	1338,5	4,66
Szyna oczyszczona z mazi szczotkami walcowym	F_{p4}	1815,0	1756,4	3,23

Czyszczenie samymi zgarniaczami prowadziło do pocienienia warstwy mazi pokrywającej średnik szyny i następnego rozpróśnienie jej na szynę czystą. W przypadku czyszczenia szyny szczotkami walcowymi ze zgarniaczami nie stwierdzono wyraźnego zwiększenia wartości siły inicjującej poślizg w stosunku do wariantu czyszczenia wyłącznie szczotkami walcowymi.

5.3. Średnia siła inicjująca poślizg przy czyszczeniu wspomaganym wodą

Wartość siły pociągowej, zmierzonej na szynie oczyszczonej szczotkami wspomaganymi wodą zarejestrowano na komputerze (rys. 10).

Wyznaczona średnia wartość siły inicjującej poślizg kół ciernych na szynie oczyszczonej z wodnej mieszaniny pyłu węglowego i kamiennego za pomocą szczotek walcowych wspomaganym wodą wyniosła $F_{PS} = 2131,5$ N.



Rys. 10. Zarejestrowana siła inicjująca poślizg kół ciernych na szynie oczyszczonej szczotkami wspomaganymi wodą [opracowanie własne]

5.4. Wyznaczenie współczynnika tarcia statycznego kół ciernych na szynie

Miarą skuteczności pracy urządzenia do utrzymywania torowisk podwieszonych jest zwiększenie wartości współczynnika tarcia pomiędzy kołami ciernymi urządzenia a średnikiem szyny podwieszanej. Współczynnik tarcia statycznego μ wyznaczono z zależności (2) z uwzględnieniem wzorów (1) i (3):

$$\mu = \frac{F_T}{F_N} = 0,34559 \cdot \frac{F_P - F_{RT}}{F_{PS}}$$

gdzie:

F_P – zmierzona wartość siły inicjującej poślizg [N]

F_{RT} – zmierzona wartość siły oporu rolek tocznych [N]

F_{PS} – zmierzona wartość siły docisku [N]

Wyniki obliczeń zebrano w tabeli 3.

**Średnie wartości współczynnika tarcia statycznego dla różnych warunków sprzężenia ciernego
[opracowanie własne]**

Tabela 3

	Szyna sucha	Szyna mokra	Szyna pokryta mazią	Szyna oczyszczona z mazi szczotkami	Szyna oczyszczona z mazi szczotkami wspomagany wodą
Współczynnik tarcia	0,45	0,37	0,19	0,25	0,29
Zwiększenie współczynnika tarcia				32 [%]	53 [%]

Mobilne urządzenie czyszczące MUC-2 w czasie badań usuwało ze środków szyn podwieszonych znaczącą ilość naniesionej na nie wodnej mieszaniny pyłu węglowego i kamiennego, zwiększając współczynnik tarcia statycznego pomiędzy kołami ciernymi a szyną z wartości $\mu_3 = 0,19$ do wartości $\mu_4 = 0,25$, czyli o 32%.

Badanie czyszczenia szyn wspomagane wodą wykazało dalszy wzrost współczynnika tarcia statycznego do wartości $\mu_5 = 0,29$, a więc o 53%.

6. Podsumowanie

Podczas badań wyznaczono średnie siły oporu ruchu urządzenia czyszczącego MUC-2 we wszystkich jego trybach pracy. Ich wartość odniesiona do siły uciągu typowej lokomotywy podwieszonej to $0,4\% \div 0,6\%$ w trybie jałowym oraz maksymalnie $0,9\% \div 1,3\%$ podczas czyszczenia szczotkami walcowymi ze zgarniaczami. Wskazuje ona na możliwość stosowania urządzenia równoległe z prowadzeniem normalnych prac transportowych.

Na siłę oporu pracy urządzenia nie miała wpływu siła docisku jego kół ciernych.

W badaniach wyznaczono siły inicjujące poślizg kół ciernych urządzenia na szynie w różnych warunkach sprzężenia pary cierniej, od szyny suchej, poprzez mokrą, pokrytą wodną mieszaniną pyłu węglowego i kamiennego, po szynę oczyszczoną z tej mazi. Zaobserwowano, że im lepsze były warunki sprzężenia ciernego tym mniejsze było odchylenie zmierzonej siły minimalnej od wartości siły średniej.

Na podstawie wyznaczonych wartości średnich sił inicjujących poślizg wyliczono odpowiednie średnie wartości współczynników tarcia statycznego. Najlepsze warunki sprzężenia ciernego, $\mu_1 = 0,45$, występowały dla szyny suchej, najgorsze zaś, $\mu_3 = 0,19$, dla szyny pokrytej mazią. Usunięcie jej szczotkami walcowymi urządzenia MUC-2 zwiększyło wartość współczynnika tarcia statycznego o 32% do wartości $\mu_4 = 0,25$. Nie stwierdzono wyraźnej poprawy przy załączonych dodatkowo zgarniaczach. Zastosowanie czyszczenia szyn z mazi szczotkami wspomagany wodą wykazało wzrost współczynnika tarcia do $\mu_5 = 0,29$, czyli o 53%. Jego wartość w dalszym ciągu jest mniejsza od współczynnika tarcia $\mu_2 = 0,37$ na szynie mokrej, która nie była wcześniej zabrudzona. Zwiększenie współczynnika tarcia statycznego uznano za miarę skuteczności czyszczenia szyn.

Stwierdzono, że istnieje zależność pomiędzy wartością siły inicjującej poślizg od zawartości wody w mieszaninie pyłu węglowego i kamiennego. Nie prowadzono jednak badań nad ilościowym określeniem wpływu wilgoci zawartej w mazi na współczynnik tarcia kół ciernych o szynę. Zaobserwowano, że przy mniejszej wilgotności mazi pokrywającej

środnik szyny, mierzona siła inicjująca poślizg przed i po czyszczeniu była wyższa. Zwiększenie siły tarcia statycznego na szynie oczyszczonej notowano niezależnie od zawartości wody w mieszaninie.

Urządzenie czyszczące MUC-2 poprawia warunki sprzężenia ciernego występujące na mokrej i śliskiej trasie, co podnosi bezpieczeństwo prowadzonych prac transportowych i redukuje ryzyko ześlizgnięcia się lokomotywy na upadzie.

Zastosowanie urządzenia do czyszczenia pokrytych wodną mieszaniną pyłu węglowego i kamiennego odcinków trasy przekłada się na zwiększenie rzeczywistej siły uciągu, bez zwiększania siły docisku oraz umożliwia podniesienie masy transportowanej i kąta pokonywanych upadów.

Urządzenie MUC-2 może pozwolić na zmniejszenie siły docisku kół napędowych lokomotywy, a tym samym na podwyższenie ich żywotności.

Literatura

- [1] Czerniak D. i in.: Stanowisko badawcze do oceny skuteczności czyszczenia szyn podwieszonych. Praca statutowa, ITG KOMAG, Gliwice, lipiec 2017 (materiały niepublikowane)
- [2] Dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG
- [3] Dokumentacja techniczna Mobilne urządzenie czyszczące MUC-2. ITG KOMAG, Gliwice 2016 – 2017 (materiały niepublikowane)
- [4] Korolew W., Czerniak D., Szkudlarek Z.: Mobilne urządzenie typu MUC do oczyszczania środka szyny trasy kolejek podwieszonych. Maszyny Górnicze 2016, nr 4, s. 44-57
- [5] Rybka A., Talarek M.: Budowa stanowiska badawczego do oceny skuteczności czyszczenia szyn podwieszonych. Sprawozdanie Laboratorium Badań Stosowanych ITG KOMAG, Gliwice, sierpień 2017 (materiały niepublikowane)
- [6] Rybka A., Talarek M.: Przeprowadzenie oceny skuteczności czyszczenia szyn podwieszonych przez urządzenie Czyszczące MUC-2. Sprawozdanie Laboratorium Badań Stosowanych ITG KOMAG, Gliwice, sierpień 2017 (materiały niepublikowane)

Czy wiesz, że

...wierdarka COP MD20 firmy Atlas Copco, globalnego lidera w produkcji sprzętu wiertniczego, wykorzystywana jest do prac przy podziemnym wierceniu skał. To nowej generacji urządzenie zapewnia możliwość osiągania dotychczasowej prędkości postępu prac wiertniczych oraz pozwala na dwukrotne wydłużenie okresu pracy pomiędzy planowymi przerwami remontowymi. Wiertarkę opracowano we współpracy z niemiecką firmą Freudenberg Sealing Technologies GmbH & Co. KG, która dostarczyła własne systemy uszczelnień hydraulicznych, wykorzystujące najnowsze materiały konstrukcyjne, w tym stopy o znacznie zwiększonej wytrzymałości i trwałości eksploatacyjnej.

Mining Report. Glückauf 2018 nr 1 s.84

Koncepcja poprawy cech użytkowych hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG

mgr inż. Rafał Baron
Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Concept for improvement of usability features of KOMAG classifying hydrocyclone

Streszczenie:

W artykule przedstawiono opracowaną w ITG KOMAG koncepcję hydrocyklonu klasyfikującego. Omówiono budowę i zasadę działania hydrocyklonu oraz zaobserwowane w trakcie eksploatacji trudności, polegające na zmniejszeniu wydajności i pogorszeniu cech funkcjonalnych hydrocyklonu. Przedstawiono przyjęte założenia konstrukcyjne oraz opracowano projekt hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG. Celem prowadzonych prac jest poprawa cech użytkowych hydrocyklonu, który proponuje się umieścić w ciągu technologicznym zakładu przerobczego przed flotownikiem oraz wzbogacalnikiem zwojowym. Rozwiązanie to powinno poprawić jakość produktu uzyskiwanego w procesie wzbogacania w tych urządzeniach.

Abstract:

Concept of KOMAG classifying hydrocyclone developed in the KOMAG Institute is presented. Design of the hydrocyclone and principle of its operation as well as problems regarding output drop and deterioration of its usability features observed during its operation are discussed. Design assumptions as well as developed design of the KOMAG classifying hydrocyclone are given. Improvement of usability features of the hydrocyclone, which is intended to be placed in a technological line of the mineral processing plant before the floatation machine and spiral classifier is the research project objective. This solution should improve quality of the beneficiated products.

Słowa kluczowe: górnictwo, przeróbka węgla kamiennego, wzbogacanie grawitacyjne, klasyfikacja, hydrocyklon klasyfikujący

Keywords: mining industry, hard coal processing, gravitational beneficiation, classification, classifying hydrocyclone

1. Wprowadzenie

Rosnące wymagania odbiorców wobec producentów węgla, w aspekcie poprawy jego jakości, poprzez rozwój technologii wzbogacania frakcji najdrobniejszych w hydrocyklonie, wymuszają nową jakość zakładów przerobczych kopalń.

Hydrocyklon jest urządzeniem, które poprzez zastosowanie procesów grawitacyjnych oraz siły odśrodkowej umożliwia, w sposób efektywny, klasyfikowanie materiału do dalszych procesów wzbogacania.

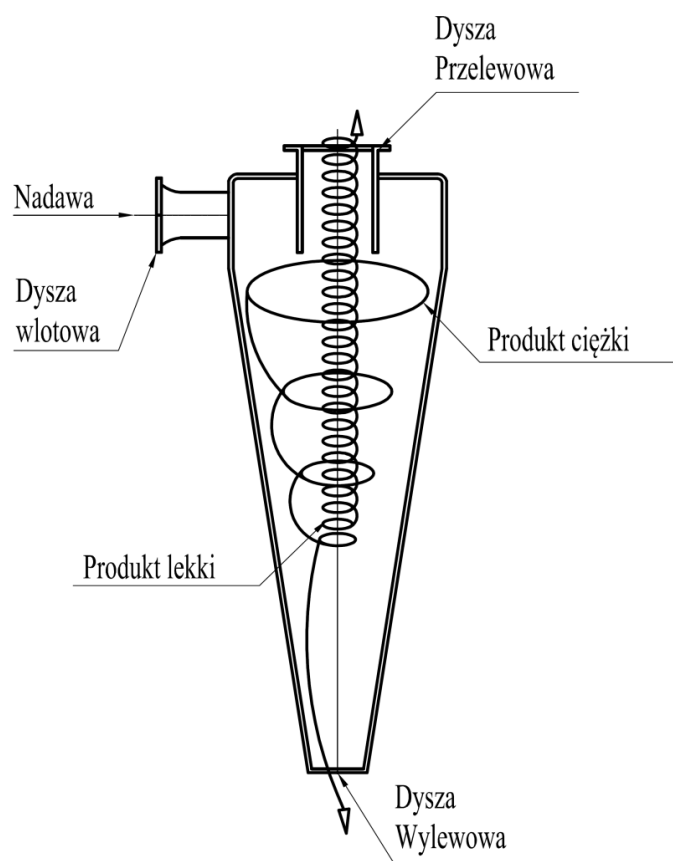
Pierwsze rozwiązania konstrukcyjne, sięgające końcówki XIX wieku, systematycznie udoskonalano na podstawie wyników badań doświadczalnych. Wzrost zainteresowania w Europie hydrocyklonami nastąpił po roku 1939, natomiast w Polsce pierwsze prace badawcze rozpoczęto po wojnie w Głównym Instytucie Górnictwa, Akademii Górniczo-Hutniczej oraz Instytucie Techniki Górniczej KOMAG. Obecnie polskim, wiodącym producentem rozwiązań hydrocyklonów są „Zakłady Urządzeń Przemysłowych ZAM Kęty”, konkurujące z producentami zagranicznymi np.: „Krebs”, „Cavex”.

W związku z rosnącym zapotrzebowaniem oraz potrzebą wzrostu konkurencyjności polskich rozwiązań hydrocyklonów, Instytut Techniki Górniczej KOMAG realizuje prace koncepcyjne, mające na celu opracowanie hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG. Celem podjętych prac jest uzyskanie poprawy cech użytkowych tego hydrocyklonu poprzez,

między innymi, modyfikację geometrii wlotu nadawy. Prognozuje się, że zmodyfikowany konstrukcyjnie hydrocyklon, umieszczony w układzie technologicznym zakładu przeróbczego przed flotownikiem lub wzbogacalnikiem zwojowym, poprawi skuteczność klasyfikacji drobnych frakcji węglowych [2, 4].

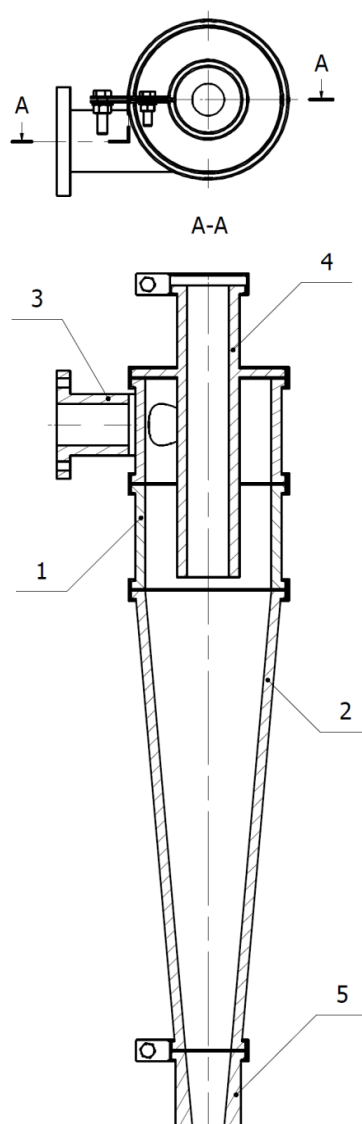
2. Zasada działania hydrocyklonu klasyfikującego

Zasadę działania hydrocyklonu klasyfikującego przedstawiono na rysunku 1. Nadawa wprowadzona do hydrocyklonu porusza się ruchem wirowym. Ruch ten uzyskuje się poprzez wprowadzenie zawiesiny, za pomocą dyszy wlotowej, stycznie umieszczonej do części cylindrycznej hydrocyklonu. Wywołany ruch wirowy strugi umożliwia rozdział mieszaniny w zależności od własności fizycznych poszczególnych ziaren. Ziarna o większej masie opadają wzdłuż części cylindrycznej, następnie stożkowej, gdzie kolejno odbierane są dyszą wylewową. Ziarna lekkie, wynoszone zostają ku górze, równoległe do osi hydrocyklonu, skąd odbierane są za pośrednictwem dyszy przelewowej [1].



Rys. 1. Zasada działania hydrocyklonu klasyfikującego [1]

Hydrocyklon klasyfikujący, jak również odmiany różniące się jego przeznaczeniem (zagęszczający, wzbogacający), charakteryzuje się stosunkowo prostą konstrukcją, bez elementów ruchomych. W każdym z przypadków urządzenie tego typu, składa się z kilku elementarnych segmentów. Schemat budowy hydrocyklonu przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Schemat budowy hydrocyklonu klasyfikującego [4]

1 – część cylindryczna, 2 – część stożkowa, 3 – dysza wlotowa, 4 – dysza przelewowa, 5 – dysza wylewowa

Poszczególne elementy składowe hydrocyklonu realizują określone funkcje. Część cylindryczna, wraz z dyszą wlotową usytuowaną stycznie do obwodu części o przekroju walcowym, stanowi zespół nadający wprowadzonej cieczy (zawiesinie) ruch wirowy. Część stożkowa znajduje się osiowo poniżej części cylindrycznej. Głównym jej zadaniem jest wywołanie zmian stanu początkowego wirującej zawiesiny, poprzez rozklasyfikowanie, na podstawie zagęszczenia lub składu densymetrycznego. Wzbogacona zawiesina, zgodnie z przyjętym ziarnem podziałowym, kierowana jest dyszą przelewową, bądź dyszą wylewową hydrocyklonu. Dysza przelewowa, umiejscowiona częściowo wewnątrz części cylindrycznej, służy do wyprowadzenia produktów o drobnym uziarnieniu, natomiast dysza wylewowa, znajdująca się u podstawy urządzenia, służy do odprowadzania produktów cięższych, o wyższej koncentracji fazy stałej.

Hydrocyklon klasyfikujący znalazł zastosowanie między innymi, w przeróbce mechanicznej kopalin do mokrej klasyfikacji w procesie mielenia, w połączeniu z urządzeniami rozdrabniającymi. W polskich zakładach przeróbki mechanicznej węgla kamiennego urządzenia te stosowane są np. w celu uzyskania odpowiedniego uziarnienia materiału do dalszych procesów przeróbczych (proces flotacji) lub sklarowania wody obiegowej.

Na podstawie dotychczasowych doświadczeń eksploatacyjnych, można wyróżnić następujące zalety hydrocyklonów [2, 3]:

- prosta budowa,
- zwarta konstrukcja,
- brak ruchomych części,
- duża wydajność jednostkowa,
- wysoka skuteczność pracy,
- wysoki poziom bezawaryjności,
- możliwość wszechstronnego zastosowania,
- niski koszt inwestycyjny,
- łatwość łączenia w tzw. baterię hydrocyklonową,
- możliwość klasyfikacji w szerokim zakresie ziarnowym.

W trakcie eksploatacji hydrocyklonu zaobserwowano niekorzystne zjawisko objawiające się spadkiem efektywności pracy hydrocyklonów. Przyczyna spadku przepustowości urządzenia oraz pogorszenia parametrów klasyfikowanej zawiesiny, wynikać może z przestarzałych rozwiązań konstrukcyjnych, sprzyjającym zapychaniu się dysz hydrocyklonu.

Wyżej opisane niedogodności zostaną wyeliminowane w hydrocyklonie, którego założenia projektowe zaproponowano w rozdziale 3.

3. Założenia projektowe hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG

Przed przystąpieniem do prac związanych z projektowaniem, a następnie realizacją założeń projektowych hydrocyklonu, koniecznym jest sformułowanie założeń projektowych, popartych wiedzą literaturową. Zebrane informacje, w sytuacji niedostatecznego doświadczenia w projektowaniu hydrocyklonów, należy uzupełnić o praktyczne informacje i obserwacje eksploatacyjne uzyskane w ramach współpracy z przedsiębiorstwami działającymi w tym zakresie.

Prace projektowe, dotyczące hydrocyklonu klasyfikującego, poprzedzono opracowaniem założeń wstępnych, do których zaliczono:

- określenie ilości zawiesiny przeznaczonej do procesu klasyfikacji,
- dobór danych wyjściowych projektowych opartych na ciągu technologicznym zakładu przerobczego (wartość ciśnienia wlotowego, własności zawiesiny),
- analizę technologicznych parametrów nadawy wpływających na proces klasyfikacji (koncentracja fazy stałej, lepkość zawiesiny, skład densymetryczny oraz granulometryczny nadawy itd.),
- wyznaczenie podstawowych wymiarów urządzenia, zgodnie z przyjętą charakterystyką ziarna podziałowego, czy też założoną wydajnością,
- oszacowanie pozostałych wymiarów, względem ogólnie przyjętej zależności geometrycznej oraz własności nadawy,
- dobór materiału konstrukcyjnego.

Hydrocyklon posiada również pewne wady oraz ograniczenia konstrukcyjne, stanowiące wyzwania na etapie projektowania oraz przyszłej eksploatacji urządzenia, tj.:

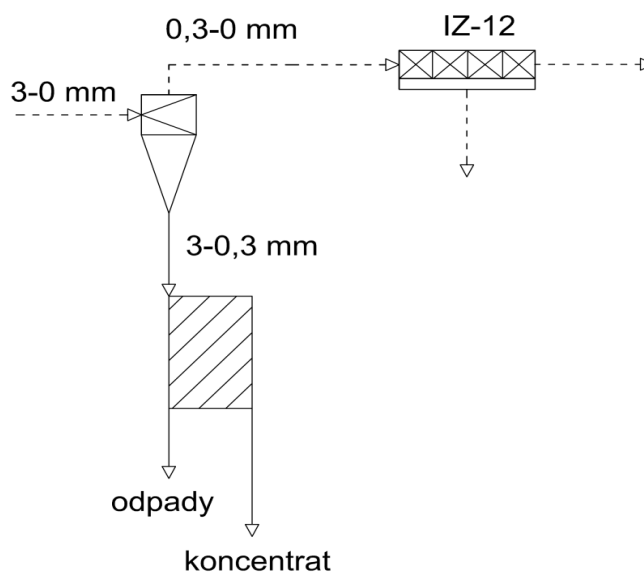
- złożoność działania urządzenia,
- rozbieżność opracowań dotyczących teorii pracy hydrocyklonu,
- niska precyzja procesu klasyfikacji w dłuższym okresie jego działania,
- kłopotliwa regulacja „ziarna podziałowego”, poprzez wymianę dysz,
- duże zapotrzebowanie energii,
- problemy związane z uzyskaniem całkowicie sklarowanej zawiesiny,
- lokalnie występujące turbulencje przepływu zawiesiny w obszarze dyszy wlotowej i części cylindrycznej,
- podatność elementów hydrocyklonu na ścieranie.

4. Opis hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG

Przyjęte wytyczne i założenia projektowe określono korzystając z wyników pracy pt.: „Rozwiązanie hydrocyklonu w aspekcie podniesienia innowacyjności polskich zakładów przeróbki mechanicznej węgla, jako alternatywne urządzenie wspomagające proces przeróbki frakcji drobnych” o numerze zlecenia EM-M12-22470 [4].

Hydrocyklon jest rozpowszechnioną konstrukcją, charakteryzującą się dużą podatnością na modyfikację, w zależności od pożądanej operacji przerobczej oraz założonego ziarna podziałowego. Szacuje się, że proces klasyfikacji, przeprowadzony za pośrednictwem hydrocyklonu klasyfikującego, zapewnia najwyższą skuteczność klasyfikacji ziarnowej, w szczególności frakcji najdrobniejszych.

Koncepcja hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG, opracowana została w oparciu o założoną nadawę w klasie 3-0 mm, stanowiącą ziarna drobnej frakcji węglowej. Proces klasyfikacji ma na celu przygotowanie nadawy do efektywnego wzbogacania w wzbogacalniku zwojowym, poprzez wydzielenie klasy poniżej 0,3 mm. Klasa ta natomiast wzbogacona zostanie we flotowniku (rys. 3).



Rys. 3. Zastosowanie hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG w ciągu technologicznym zakładu przerobczego [4]

Założenia technologiczne nadawy bezpośrednio rzutują na poszczególne wymiary elementów składowych hydrocyklonu klasyfikującego, zgodnie z zalecanymi na podstawie badań zależnościami geometrycznymi.

Obudowę hydrocyklonu klasyfikującego stanowi lekka stalowa struktura, której wnętrze, w celu ograniczenia ścieralnego wpływu ziaren drobnych, wyłożone jest trudnościeralnymi wykładzinami ceramicznymi [3].

Budowę i funkcję poszczególnych części składowych hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG przedstawiono poniżej.

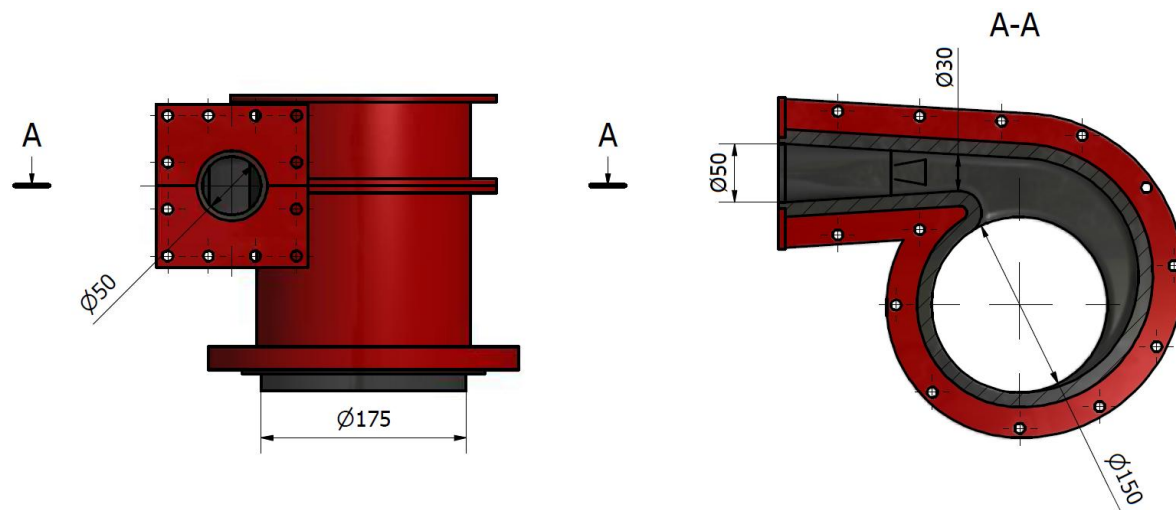
4.1. Część cylindryczna wraz z dyszą wlotową

Zadaniem dyszy wlotowej, usytuowanej stycznie do obwodu części cylindrycznej, jest nadanie zawieszinie ruchu wirowego, wprowadzonej do hydrocyklonu.

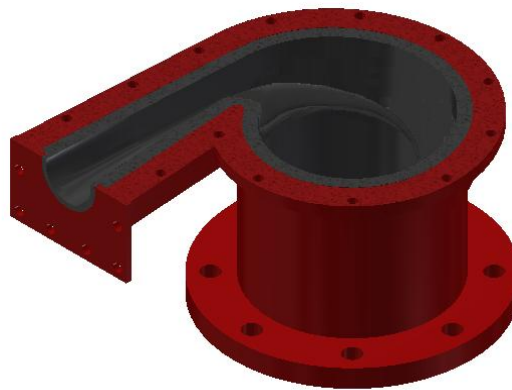
Zespół części cylindrycznej (rys. 4) składa się z dwóch członów, połączonych śrubami. Średnica części cylindrycznej, wynosząca $\varnothing 150$ mm, stanowiącą średnicę hydrocyklonu, jest parametrem wyjściowym, zgodnie z którym dobierane są pozostałe parametry konstrukcyjne hydrocyklonu.

Część cylindryczna zintegrowana z dyszą wlotową, posiada geometrię ewolwentowego wlotu nadawy (rys. 5), niwelując tym samym negatywny wpływ turbulentnego przepływu strugi zawiesziny wewnątrz hydrocyklonu. Odpowiednio ukształtowany wlot nadawy może wydłużyć żywotność podatnych na ścieranie wewnętrznych wykładzin ceramicznych. Otwór dyszy wlotowej $\varnothing 50$ mm, zwężający się u styku części cylindrycznej do średnicy $\varnothing 30$ mm, posiada 100 mm strefę przejścia kształtu przekroju, z okrągłego na prostokątny.

Grubość obudowy stalowej (4 mm), jak i powłoki ceramicznej (12,5 mm), w każdym z członów hydrocyklonu jest jednakowa.



Rys. 4. Część cylindryczna wraz z dyszą wlotową [4]



Rys. 5. Ewolwentowy wlot zawiesiny [4]

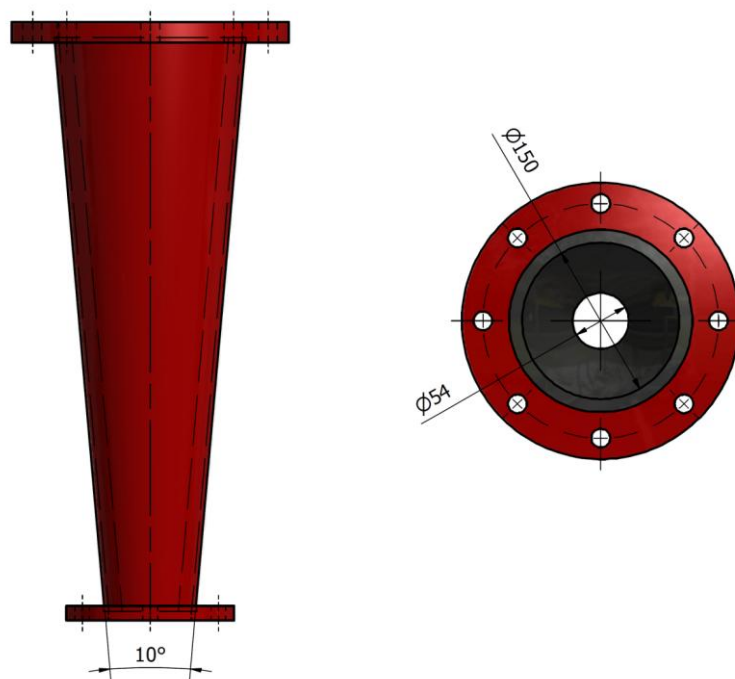
4.2. Część stożkowa

W części stożkowej – rysunek 6, dochodzi do zmiany nieustalonego stanu początkowego wirującej zawiesiny (zmiana składu ziarnowego).

Głównym parametrem warunkującym poprawność pracy hydrocyklonu jest odpowiednio dobrany kąt zbieżności stożka, wynoszący 10° dla hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG.

Długość części stożkowej jest parametrem wynikowym, ze względu na przyjęty kąt zbieżności, średnicę części cylindrycznej (hydrocyklonu) oraz średnicę dyszy wylewowej.

Część stożkowa połączona jest z częścią cylindryczną oraz dyszą wylewową za pośrednictwem znormalizowanych kołnierzy, uszczelnianych uszczelką gumową.



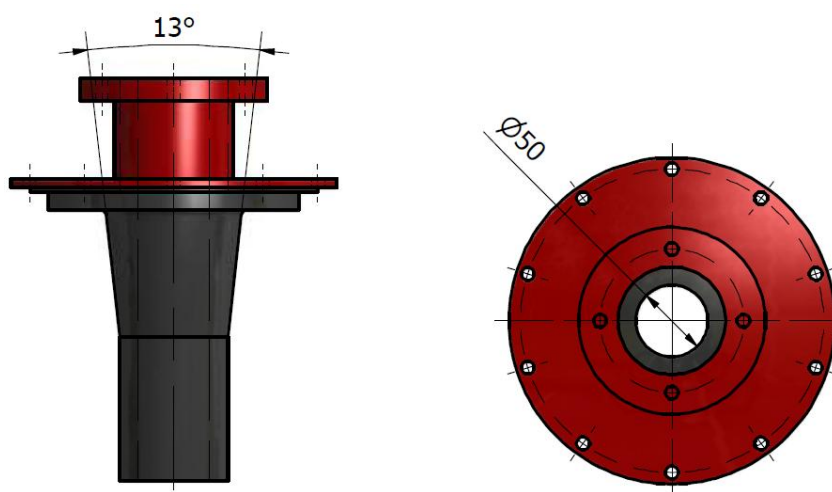
Rys. 6. Część stożkowa [4]

4.3. Dysza przelewowa

Dysza przelewowa (rys. 7) służy do wyprowadzania drobniejszego produktu klasyfikacji z hydrocyklonu, a w przypadku hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG, pełni również funkcję uszczelniacza, poprzez docisk mieszczących się poniżej wykładzin trudnościeralnych.

Średnica dyszy przelewowej, zgodnie z przyjętymi zależnościami geometrycznymi oraz koniecznością uniknięcia tzw. ciśnienia wstecznego wynosi $\varnothing 50$ mm.

Istotny wpływ na skuteczność rozdziału ma długość dyszy przelewowej (jej wyciągnięcie w głąb, osiowo, do wnętrza hydrocyklonu). Wartość ta wynosi ok. 200 mm, nieznacznie powyżej górnej płaszczyzny części stożkowej.

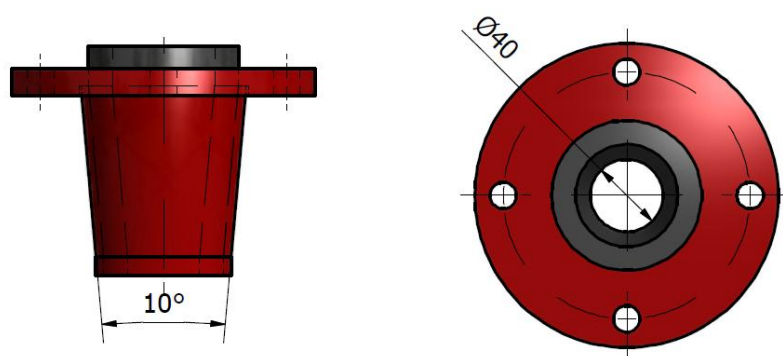


Rys. 7. Dysza przelewowa [4]

4.4. Dysza wylewowa

Wylew (tak jak pozostałe człony hydrocyklonu) jest elementem podlegającym wymianie, w zależności od określonych warunków pracy oraz w zależności od założonych efektów pracy urządzenia (ziarna podziałowego). W razie konieczności istnieje możliwość wymiany wykładzin ceramicznych, rzutujących na zmianę średnicy otworu wylewowego, bądź poprzez odpowiednie uformowanie lub zmianę kąta zbieżności stożka wylewu.

Z uwagi na bezpośredni wpływ średnicy otworu wylewowego na zagęszczenie w przelewie oraz optymalny uzysk części stałych w wylewie, koniecznym było zachowanie ogólnie przyjętych proporcji geometrycznych. W związku z tym dyszę wylewową (rys 8), której kąt zbieżności stożka wynosi 10° zakończono otworem wylewowym o średnicy $\varnothing 40$ mm.



Rys. 8. Dysza wylewowa [4]

4.5. Podstawowe parametry konstrukcyjne

Model hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG przedstawiono na rysunku 9. Podstawowe parametry konstrukcyjne hydrocyklonu klasyfikującego są następujące:

- średnica hydrocyklonu – 150 mm,
- średnica otworu wlotowego – 50 mm,
- średnica otworu przelewowego – 50 mm,
- średnica otworu wylewowego – 40 mm,
- kąt zbieżności części stożkowej – 10° ,
- grubość obudowy hydrocyklonu – 4 mm,
- grubość powłoki ceramicznej – 12,5 mm,
- ciśnienie u wlotu $\sim 0,05-0,2$ MPa*,
- wydajność $\sim 10-20$ m³/h*.

*) wartość ciśnienia u wlotu oraz wydajność, oszacowana została na podstawie istniejących konstrukcji, o zbliżonych parametrach konstrukcyjnych



Rys. 9. Hydrocyklon klasyfikujący typu KOMAG [4]

5. Podsumowanie

Hydrocyklon charakteryzuje wysoka ergonomiczność, połączona z prostotą konstrukcji oraz możliwość modyfikacji.

Zaprezentowany hydrocyklon klasyfikujący typu KOMAG, bazuje na nowatorskich rozwiązaniach konstrukcyjnych, tj.: geometria wlotu zawiesziny oraz zastosowane wykładziny trudnościeralne. Oczekiwanym efektem przeprowadzonych modyfikacji hydrocyklonu klasyfikującego typu KOMAG, który proponuje się umieścić w ciągu technologicznym zakładu przerobczego przed flotownikiem oraz wzbogacalnikiem zwojowym, jest poprawa klasyfikacji drobnych frakcji węglowych. Ponadto, za sprawą poczynionych prac, polegających na: zmianie średnic otworów, geometrii wlotu nadawy i zastosowaniu odpornych na ścieranie wykładzin ceramicznych, spodziewane są następujące efekty:

- uzyskanie wytrzymałej konstrukcji,
- osiągnięcie wysokiego stopnia odporności na ścieranie,
- ograniczenie zjawiska przepływu turbulentnego strugi materiału, w obrębie dyszy wlotowej oraz części cylindrycznej,
- uzyskanie wysokiej efektywności,
- obniżenie energochłonności.

Hydrocyklon posiadał będzie możliwość łączenia w baterię.

Hydrocyklon klasyfikujący typu KOMAG, przeznaczony do wyselekcjonowania materiału o zdefiniowanej klasie ziarnowej, przed wzbogacaniem go we wzbogacalniku zwojowym oraz flotowniku, może być również zastosowany do innych procesów przerobczych na przykład do oczyszczania wód obiegowych.

Istnieje konieczność weryfikacji przyjętych założeń modyfikacji hydrocyklonu klasyfikującego w badaniach modelowych, przy użyciu dedykowanego programu komputerowego oraz na specjalnie skonstruowanym stanowisku badawczym.

Literatura

- [1] Battaglia A.: Maszyny do przeróbki mechanicznej kopalin. Cz II – urządzenia hydromechaniczne. Państwowe Wydawnictwo Naukowe, Kraków, 1968
- [2] Nowak Z.: Hydrocyklony w przeróbce mechanicznej kopalin. Wydawnictwo Śląsk, Katowice, 1970
- [3] <http://www.pro-industry.pl/produkty/hydrocyklony/> (02.03.2018)
- [4] Baron R.: Rozwiązanie hydrocyklonu w aspekcie podniesienia innowacyjności polskich zakładów przeróbki mechanicznej węgla jako, alternatywne urządzenie wspomagające proces przeróbki frakcji drobnych. EM-M12-22470. ITG KOMAG, Gliwice 2018 (materiały niepublikowane)

Mało energochłonna utylizacja zasolonych wód kopalnianych w zintegrowanym systemie membranowo – wyparnym

prof. dr hab. inż. Marian Turek
mgr inż. Ewa Laskowska
dr inż. Krzysztof Mitko
dr inż. Agata Jakóbk-Kolon
Politechnika Śląska,
Wydział Chemiczny

Low energy utilization of mine saline water in the integrated membrane-evaporative system

Streszczenie:

Przedstawiono rozwiązanie, w którym woda zasolona poddawana jest wstępnemu uzdatnianiu metodą nanofiltracji (NF) a następnie zateżnianiu metodą wyparną lub w zintegrowanym układzie elektrodializa – odwrócona osmoza i dalszemu odparowaniu z krystalizacją chlorku sodu. Na przykładzie solanki z KWK Budryk wykazano, że uzysk soli, dzięki samemu zastosowaniu nanofiltracji, można zwiększyć z obecnej wartości 72,01% do 87,35%, a po dalszym usprawnieniu, polegającym na oczyszczaniu chemicznym, do 91,11% a nawet 99,1%. Wstępne uzdatnianie solanki metodą nanofiltracji, prowadzone w sposób opracowany przez Autorów w warunkach dużego przesycenia siarczanem wapnia z częściową recyrkulacją retentatu i kontrolowaną krystalizacją gipsu, daje możliwość zastosowania mało energochłonnych rozwiązań zateżniania solanki. Na przykładzie solanki Budryk wykazano, że zużycie energii w procesie jej utylizacji można zmniejszyć z obecnych 888,7 kWh/t soli do 433,7-451,2 kWh/t soli, w przypadku zateżniania solanki mało energochłonną metodą wyparną lub do 396,8 kWh/t soli w przypadku zateżniania solanki w zintegrowanym układzie: elektrodializa – odwrócona osmoza. Proponowane rozwiązanie ma zostać przebadane w instalacji pilotowej w ramach projektu NANOS, finansowanego w programie TANGO2.

Słowa kluczowe: wody kopalniane, odsalanie, nanofiltracja

Keywords: mine waters, desalination, nanofiltration

Abstract:

The paper presents an integrated system, in which saline water is pre-treated with nanofiltration (NF), then concentrated with thermal method or with electrodialysis-reverse osmosis, followed by further evaporation with sodium chloride crystallization. Based on water from KWK Budryk coal mine, it was proved that salt recovery, thanks to nanofiltration alone, can be increased from current value of 72.01% to 87.35%, or up to 91.11% or 99.1% after further enhancement. Following Authors' developed procedure of nanofiltration pretreatment – operation at high calcium sulphate supersaturation with partial retentate recirculation and gypsum precipitation, makes the low energy consumption brine concentration possible. Based on Budryk brine, it was proved that energy consumption can be decreased from the current value of 888.7 kWh/t of salt to 433.7-451.2 kWh/t if the low energy consumption thermal method is applied or down to 396.8 kWh/t if the integrated electrodialysis-reverse osmosis system is applied. The proposed solution is to be verified in a pilot plant during the NANOS project funded in the TANGO2 programme.

1. Wprowadzenie

W świecie powstaje wiele zasolonych roztworów odpadowych, głównie solanek z odsalania tak zwanych wód słonawych (ang. brackish water) oraz wody morskiej, płynu zwrotnego ze szczelinowania łupków gazonośnych, a także innych uciążliwych ścieków przemysłowych. Utylizacja ścieków zasolonych jest energochłonna i kosztowna. W USA koszt utylizacji koncentratu z odsalania wód słonawych, w przypadku instalacji położonych w głębi ładu, stanowi 5-33% kosztów odsalania i szacowany jest na 0,26-0,32 USD/m³ wytwarzanej wody odsolonej lub na 308-380 USD/t soli zawartej w ściekach [13]. Ilość chlorku sodu, zawartego w wodach zasolonych odprowadzanych w Polsce do rzek, w tym w zasolonych wodach kopalnianych głównie z kopalń węgla kamiennego, ale również z KGHM, wynosi około 4 mln ton rocznie. Odprowadzanie tych wód do rzek stwarza

poważne problemy ekologiczne, a radykalne zmniejszenie zrzutu soli można uzyskać jedynie przez wytwarzanie z tych wód soli warzonej.

Produkcja soli w Polsce wynosi w ostatnich latach 4-4,5 mln ton rocznie, z czego 1,0 mln ton soli warzonej [7]. Największymi producentami soli warzonej są: Grupa CIECH, zakład w Janikowie oraz Grupa ORLEN, zakład w Inowrocławiu. Sól warzona wytwarzana jest z solanki bliskiej nasycenia chlorkiem sodu (stężenie NaCl ok. 310 g/dm³) uzyskiwanej przez ługowanie pokładów soli. Solanka jest oczyszczana chemicznie z jonów wapnia i magnezu, a następnie kierowana do tzw. wyparki krystalizacyjnej. Stosuje się kilkudziałowe instalacje wyparne z podciśnieniem w ostatnim stopniu. Zużycie pary wynosi 0,4-0,5 t na tonę kondensatu, ponadto niezbędne jest ok. 0,25 kWh/t energii elektrycznej [10]. W Polsce pracuje jak dotąd jedna instalacja wytwarzająca sól warzoną z zasolonych wód kopalnianych, o wydajności 100 tys. ton rocznie [11]. W lipcu 2015 r. nastąpiło przejęcie tej instalacji, należącej dotąd do Zakładu Odsalania Dębieńsko Sp. z o.o., przez Przedsiębiorstwo Gospodarki Wodnej i Rekultywacji S.A. (PGWiR), będące w Grupie Jastrzębskiej Spółki Węglowej (JSW). Utylizacji poddawana jest tzw. woda miernie zasolona z kopalni „Budryk” oraz solanki kopalniane: z kopalni „Budryk” oraz z byłej kopalni „Dębieńsko”, której przerób zleca Spółka Restrukturyzacji Kopalń (SRK). Nie stosuje się oczyszczania chemicznego. Woda miernie zasolona poddawana jest wstępnemu zateżnieniu metodą odwróconej osmozy (RO). Następnie retentat z RO, wraz z pozostałymi solankami, poddawany jest zateżnieniu do stężenia NaCl ok. 290 g/dm³ w wyparce ze sprężaniem oparów (ang. vapour compression, VC); zużycie energii elektrycznej wynosi 44 kWh na tonę kondensatu. Solanka, o stężeniu NaCl 290 g/dm³, kierowana jest do wyparki krystalizacyjnej VC, w której zużycie energii elektrycznej wynosi 66 kWh na tonę kondensatu. Rozwiązania stosowane przez PGWiR są typowe dla przerobu ścieków silnie zasolonych; wg danych literaturowych do zateżniania roztworów chlorku sodu do stężenia powyżej 250 g/dm³ stosowane są wyparki VC o zużyciu energii 39 kWh/m³ wody zasilającej, a w wyparkach krystalizacyjnych VC zużycie energii wynosi 52-66 kWh/m³ wody zasilającej [14]. W Kopalni Soli „Wieliczka”, w której z wycieków kopalnianych o zasoleniu 111,8 g/dm³ wytwarzana jest sól warzona, zużycie energii w wyparce VC wynosi 53,7 kWh/t kondensatu, a całkowite zużycie energii 78,3 kWh/m³ wycieków, co odpowiada zużyciu energii 827,7 kWh/t soli [8].

2. Utylizacja roztworów zasolonych

W świecie obserwuje się dążenie do opracowania bezodpadowych technologii zagospodarowania roztworów odpadowych, tzw. ZLD (ang. zero liquid discharge); w technologiach takich uzysk wody musiałby wynosić praktycznie 100%.

Uzysk (ang. recovery) w metodzie RO ograniczony jest przez ciśnienie osmotyczne retentatu oraz ryzyko krystalizacji substancji trudno rozpuszczalnych; jego wartość wynosi, w przypadku wody morskiej, 35-50%. W metodach wyparnych uzysk ograniczony jest przede wszystkim przez ryzyko krystalizacji substancji trudno rozpuszczalnych i wynosi 10-30%. Retentat z RO i koncentrat z metod wyparnych są zrzucane do morza, co stwarza poważne problemy ekologiczne, wynikające z lokalnego wzrostu stężenia soli i obecności substancji chemicznych stosowanych w celu zmniejszenia ryzyka krystalizacji substancji trudno rozpuszczalnych (antyskalantów), a w przypadku koncentratu z wyparek dodatkowo podwyższonej temperatury.

Proponowane są liczne metody zwiększenia uzysku w odwróconej osmozie: stosowanie antyskalantów; nowe konfiguracje odwróconej osmozy, jak odwrócona osmoza z odwróceniem przepływu (ang. flow reversal reverse osmosis) [12] czy odwrócona osmoza z odsalaniem w obiegu zamkniętym (ang. closed circuit desalination reverse osmosis) [3]; wytrącanie trudno rozpuszczalnych soli pomiędzy poszczególnymi stopniami RO [4]; stosowanie zaawansowanego przygotowania wstępnego [1]. W świecie obserwowane jest również zainteresowanie możliwością zwiększenia uzysku wody odsolonej w powiązaniu z wykorzystaniem retentatu (koncentratu) i jego dalszego przerobu w celu otrzymania solanki nasyconej lub soli warzonej [2].

Zagospodarowanie odpadowych roztworów zasolonych wymaga rozwiązania dwóch zasadniczych problemów: konieczności operowania stężonymi roztworami soli oraz ryzyka skalingu, tj. blokowania membran osadami trudno rozpuszczalnych soli. Odwrócona osmoza, ze względu na konieczność stosowania ciśnienia wyższego niż ciśnienie osmotyczne odsalanego roztworu, nie nadaje się do obróbki roztworów o stężeniu ponad 70 g/dm^3 . Roztwory o tak dużym stężeniu, których dominującym składnikiem jest chlorek sodu, mogą być zatężane, aby wykorzystać zawartą w nich sól. Stężone roztwory chlorku sodu mogą być zagospodarowane (przez co można uniknąć zrzutu soli do środowiska) w formie solanki nasyconej lub soli warzonej. Solanka nasycona może być wykorzystana do produkcji węglanu sodu (sody) metodą Solvaya (ok. 50 mln ton rocznie) lub do wytwarzania chloru i wodorotlenku sodu metodą diafragmową (metoda diafragmowa jest jedną z trzech metod stosowanych na świecie do wytwarzania chloru i wodorotlenku sodu). Zużycie soli w tym przemyśle wynosi ok. 90 mln ton rocznie (z czego ok. 14% w metodzie diafragmowej). Udział metody diafragmowej maleje, głównie na korzyść metody membranowej, w której surowcem jest stały chlorek sodu – najczęściej sól warzona wysokiej czystości. Sól warzona może być także wytwarzana z solanek odpadowych, przez dalsze zatężanie solanki nasyconej w wyparce krystalizacyjnej.

Sól warzona wytwarzana jest na świecie w skali ok. 270 mln ton rocznie. Wytwarzanie soli warzonej z solanek odpadowych jest znacznie trudniejsze niż z solanki nasyconej, otrzymywanej przez ługowanie pokładów soli. Solanki odpadowe mają z reguły mniejsze stężenie chlorku sodu (przykładowo: retentat RO ok. 70 g/dm^3 , a solanki kopalniane do 100 g/dm^3) a ponadto są najczęściej znacznie bardziej zanieczyszczone innymi związkami chemicznymi.

Jak wcześniej wspomniano, w Polsce w dużej skali wytwarza się sól warzoną z solanki uzyskiwanej przez ługowanie pokładów soli. Skład solanki SOLINO S.A. przedstawiono w tabeli 1. Dla porównania przedstawiono także skład solanki kopalnianej Budryk.

Jak widać, stężenie jonów wapnia, magnezu i siarczanu, które można traktować jako zanieczyszczenia solanki, jest znacznie większe (w przeliczeniu na chlorek sodu nawet wielokrotnie większe) w solance Budryk niż w solance SOLINO S.A. Oczyszczanie solanki (najczęściej jest ono przeprowadzane tzw. metodą ługowo-sodową) wymagałoby zużycia bardzo dużej ilości wodorotlenku i węglanu sodu. Oczyszczanie byłoby także trudne z technicznego punktu widzenia, gdyż w przypadku dużego stężenia magnezu i niekorzystnego stosunku wapnia do magnezu (korzystna jest znaczna przewaga wapnia) szybkość sedymentacji wytrąconego osadu jak i szybkość filtracji jest mała a wilgotność osadu duża. Koszt oczyszczania byłby bardzo wysoki a wartość produktu, kredy strącanej, niewielka.

Skład solanek SOLINO S.A. [6] oraz Budryk [Przedsiębiorstwo Gospodarki Wodnej i Rekultywacji S.A., Zakład Odsalania Dębieńsko, inf. własna]

Tabela 1

Właściwości	Jednostka	SOLINO S.A.		Budryk
		Wymagania	Typowe własności	
NaCl	kg/m ³	min. 305,0	310,0	70,1
wapń	kg/m ³	maks. 1,0	0,308	1,10
magnez	kg/m ³	maks. 0,65	0,180	1,20
siarczan	kg/m ³	maks. 2,4	1,3	1,50
potas	kg/m ³	maks. 2,0	0,400	0,19

3. Wstępne uzdatnianie metodą nanofiltracji

Autorzy proponują usuwanie zanieczyszczeń solanki metodą membranową, konkretnie metodą nanofiltracji, w miejsce metody chemicznej.

Nanofiltracja badana jest w kilku ośrodkach w świecie jako metoda wstępnego przygotowania solanki. Przykładowo w pracy [1] przedstawiono układ nanofiltracja (NF)-odwrócona osmoza (RO). Uzysk w węźle NF wynosił 65%. W pracy [5] przedstawiono układ NF-RO-destylacja (MSF). Maksymalny uzysk w węźle NF wynosił 64%. W układzie nanofiltracja-odwrócona osmoza autorzy pracy [9] przebadali kilka rodzajów membran nanofiltracyjnych. Maksymalny uzysk w węźle NF wynosił 65%.

W cytowanych pracach uzysk wody w węźle NF nie przekroczył 65% i jest dalece niewystarczający do realizacji idei ZLD.

Autorzy niniejszej pracy przebadali nanofiltrację jako metodę przygotowania wody do właściwego procesu odsalania w zintegrowanym systemie ultrafiltracja (UF) - nanofiltracja (NF) - odwrócona osmoza (RO) - metoda wyparna (MED) - krystalizacja. W systemie tym koncentrat z metody wyparnej poddawany jest dalszemu zateżaniu i oprócz wody odsolonej otrzymuje się sól warzoną. W proponowanym systemie konieczne jest prowadzenie NF przy dużym strumieniu i dużym uzysku permeatu. Warunki takie uzyskano dzięki zastosowaniu modułu membranowego wyposażonego w oryginalną przekładkę dystansującą zapewniającą duży współczynnik wnikania masy przy małych oporach przepływu. Przekładka ta charakteryzuje się ponadto małą wariancją rozkładu czasu przebywania dzięki czemu możliwa jest praca w warunkach przesycenia siarczanem wapnia, bez stosowania inhibitorów krystalizacji. Wykazano, że proces nanofiltracji można prowadzić w sposób stabilny przy uzysku wody wynoszącym 84,4%. Przy tym uzysku względne nasycenie siarczanem wapnia w retencie z NF wynosiło 4,8 a odpowiadający mu czas indukcji nukleacji - 53,5 s [15]. Permeat z NF poddaje się następnie odsalaniu metodą RO, z której retentat zateżany jest metodą wyparną do stanu bliskiego nasycenia chlorkiem sodu. Ponieważ NF usuwa większą część siarczanu i wapnia, w węźle wyparnym nie grozi krystalizacja siarczanu wapnia, dzięki czemu możliwe jest zastosowanie mało energochłonnego, wielostopniowego systemu wyparnego; przyjęto zastosowanie systemu multiple-effect distillation (MED).

4. Wskaźniki instalacji

W tabeli 2 przedstawiono wskaźniki technologii stosowanej w instalacji Przedsiębiorstwa Gospodarki Wodnej i Rekultywacji S.A., Zakład Odsalania Dębieńsko (technologia ZOD). Wskaźniki przedstawiono na przykładzie jednej z przerabianych solanek a mianowicie tzw. solanki Budryk o TDS (ang. total dissolved salts – całkowite zasolenie) 70,989 kg/m³.

Wskaźniki technologii ZOD [Przedsiębiorstwo Gospodarki Wodnej i Rekultywacji S.A., Zakład Odsalania Dębieńsko, inf. własna]

Tabela 2

Nadawa (Budryk)			Solanka nasycona			Ługi pokryształizacyjne		
Cl ⁻	42,500	kg/m ³	Cl ⁻	184,5	kg/m ³	Cl ⁻	184,5	kg/m ³
Ca ²⁺	1,100	kg/m ³	Ca ²⁺	2,840	kg/m ³	Ca ²⁺	7,236	kg/m ³
Mg ²⁺	1,200	kg/m ³	Mg ²⁺	5,209	kg/m ³	Mg ²⁺	18,705	kg/m ³
SO ₄ ²⁻	1,500	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	2,193	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,769	kg/m ³
Na ⁺	24,689	kg/m ³	Na ⁺	107,629	kg/m ³	Na ⁺	107,629	kg/m ³
TDS	70,989	kg/m ³	TDS	308,423	kg/m ³	TDS	318,840	kg/m ³
V	1,000	m ³	V	0,230	m ³	V	0,064	m ³
Ilość soli w 1 m ³ nadawy					70,06 kg			
Ilość soli uzyskiwana z 1 m ³ nadawy					50,45 kg			
Ilość soli pozostająca w ługach					27,99%			
Zużycie energii w wyparce					44 kWh/m ³ destylatu, 671,5 kWh/t soli			
Zużycie energii w wyparce krystalizacyjnej					66 kWh/m ³ destylatu, 217,2 kWh/t soli			
Łączne zużycie energii w wyparce i wyparce krystalizacyjnej: 888,7 kWh/t soli								

W trakcie zateżania solanki do stanu bliskiego nasycenia chlorkiem sodu oraz w trakcie dalszego zateżania w wyparce krystalizacyjnej, następuje krystalizacja siarczanu wapnia. Uzysk wody, a tym samym również soli, ograniczony jest sumaryczną wartością stężenia kationów wapnia i magnezu w ługach pokryształizacyjnych, która w przeliczeniu na ich chlorki nie powinna przekraczać 8%. Uzysk soli wynosi 72,01%.

W celu zwiększenia uzysku Autorzy proponują wstępne przygotowanie solanki z zastosowaniem oryginalnego rozwiązania dwustopniowej nanofiltracji z krystalizacją dwuwodnego siarczanu wapnia (gipsu) z retentatu i cyrkulacją części retentatu. W trakcie zateżania tak przygotowanej solanki nie grozi krystalizacja siarczanu wapnia (również w wyparce krystalizacyjnej), w związku z czym można zastosować wyparkę, oraz wyparkę krystalizacyjną, o małym zużyciu energii. Przyjęto zastosowanie mało energochłonnego systemu wyparnego MED o jednostkowym zużyciu energii 12,5 kWh/m³ (jest to zużycie obejmujące zużycie 1,8 kWh/m³ energii elektrycznej do pompowania roztworów i zużycie pary, której koszt odpowiada wartości 10,7 kWh/m³ energii elektrycznej). W przypadku wody o stosunkowo małym stężeniu soli (do ok. 50 g/dm³) odparowanie poprzedzone może być wstępnym zateżaniem metodą odwróconej osmozy. Ponieważ zastosowanie mało energochłonnego systemu wyparnego wymaga dostępu do taniej pary opcjonalnie permeat z NF może być zateżany w zintegrowanym układzie: elektrodializa – odwrócona osmoza.

W tabeli 3 przedstawiono wskaźniki węzła nanofiltracji w technologii proponowanej przez Autorów. Do obliczeń wskaźników węzła nanofiltracji przyjęto współczynniki retencji uzyskane przez Autorów w warunkach laboratoryjnych na roztworach rzeczywistych: $R_{Cl^-} = 10,0\%$, $R_{Mg^{2+}} = 80,0\%$, $R_{Ca^{2+}} = 70,0\%$, $R_{SO_4^{2-}} = 95,0\%$. Zużycie energii w procesie nanofiltracji obliczono wg metodyki przedstawionej w [17]. Uzysk wody w węźle nanofiltracji wynosi 96,0%, masa wydzielonego gipsu: 2,25 kg, a strata soli, spowodowana koniecznością wyprowadzania części (4,0%) retentatu wynosi 5,13%. Zużycie energii w węźle NF wynosi 4,88 kWh/m³ permeatu.

Wskaźniki węzła nanofiltracji [opracowanie własne]

Tabela 3

Nadawa (Budryk)			Permeat			Retentat		
Cl ⁻	42,500	kg/m ³	Cl ⁻	40,759	kg/m ³	Cl ⁻	88,834	kg/m ³
Ca ²⁺	1,100	kg/m ³	Ca ²⁺	0,227	kg/m ³	Ca ²⁺	9,474	kg/m ³
Mg ²⁺	1,200	kg/m ³	Mg ²⁺	0,269	kg/m ³	Mg ²⁺	24,885	kg/m ³
SO ₄ ²⁻	1,500	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,004	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	6,328	kg/m ³
Na ⁺	24,689	kg/m ³	Na ⁺	25,634	kg/m ³	Na ⁺	1,996	kg/m ³
TDS	70,989	kg/m ³	TDS	66,893	kg/m ³	TDS	131,517	kg/m ³
V	1,000	m ³	V	0,960	m ³	V	0,038	m ³

W tabeli 4 przedstawiono wskaźniki węzła wyparnego i krystalizacji soli w technologii proponowanej przez Autorów. W ługach pokrystalizacyjnych pozostaje 7,52% soli, a całkowity uzysk soli (z uwzględnieniem strat w węźle nanofiltracji) wynosi 87,35%.

Wskaźniki węzła wyparnego i krystalizacji soli [opracowanie własne]

Tabela 4

Nadawa (permeat NF)			Solanka nasycona			Ługi pokrystalizacyjne		
Cl ⁻	40,759	kg/m ³	Cl ⁻	188,0	kg/m ³	Cl ⁻	188,0	kg/m ³
Ca ²⁺	0,227	kg/m ³	Ca ²⁺	1,045	kg/m ³	Ca ²⁺	12,673	kg/m ³
Mg ²⁺	0,269	kg/m ³	Mg ²⁺	1,239	kg/m ³	Mg ²⁺	15,023	kg/m ³
SO ₄ ²⁻	0,004	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,020	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,239	kg/m ³
Na ⁺	25,634	kg/m ³	Na ⁺	118,234	kg/m ³	Na ⁺	118,234	kg/m ³
TDS	66,893	kg/m ³	TDS	308,539	kg/m ³	TDS	320,300	kg/m ³
V	0,960	m ³	V	0,208	m ³	V	0,017	m ³
Zużycie energii w węźle NF					4,88 kWh/m ³ permeatu, 79,2 kWh/t soli			
Zużycie energii w wyparce					12,5 kWh/m ³ destylatu ^{*)} , 158,9 kWh/t soli			
Zużycie energii w wyparce krystalizacyjnej					66 kWh/m ³ destylatu, 213,1 kWh/t soli			
Łączne zużycie energii w węźle NF, wyparce i wyparce krystalizacyjnej: 451,2 kWh/t soli								

^{*)} - przyjęto, że dzięki uniknięciu krystalizacji CaSO₄ możliwe będzie zastosowanie mało energochłonnego systemu wyparnego o jednostkowym zużyciu energii 12,5 kWh/m³

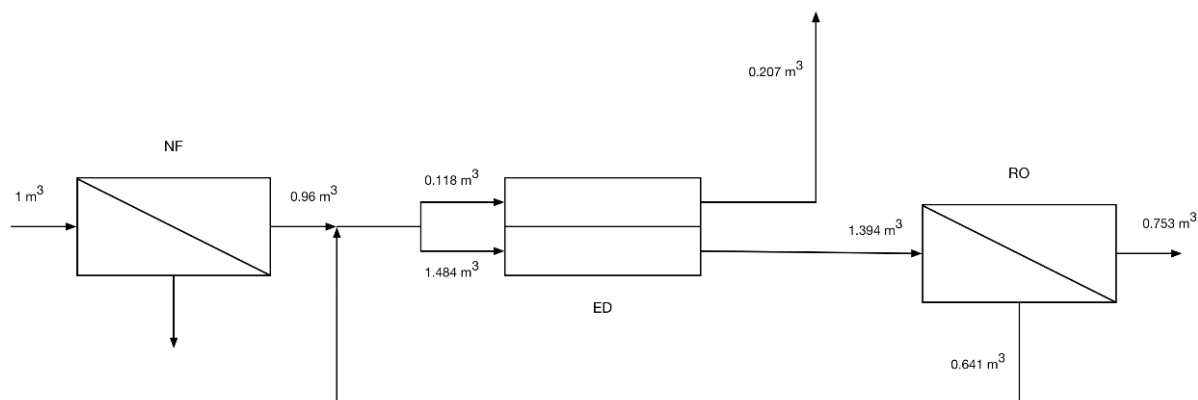
Ponieważ w proponowanej technologii, dzięki zastosowaniu nanofiltracji, stężenie jonów wapnia i magnezu w solance nasyconej jest małe, w stosunku do występującego w technologii ZOD, jony te mogą zostać usunięte metodą ługowo-sodową przy stosunkowo małym zużyciu odczynników. Wskaźniki dla takiego przypadku przedstawiono w tabeli 5. W ługach pokryształizacyjnych pozostaje 0,88% soli, a całkowity uzysk soli (z uwzględnieniem strat w węźle nanofiltracji) wynosi 91,11%.

Wskaźniki węzła wyparnego i krystalizacji soli; oczyszczanie solanki nasyconej
[opracowanie własne]

Tabela 5

Nadawa (permeat NF)			Solanka nasycona			Ługi pokryształizacyjne		
Cl ⁻	40,759	kg/m ³	Cl ⁻	188,0	kg/m ³	Cl ⁻	188,0	kg/m ³
Ca ²⁺	0,227	kg/m ³	Ca ²⁺	0,005	kg/m ³	Ca ²⁺	0,461	kg/m ³
Mg ²⁺	0,269	kg/m ³	Mg ²⁺	0,002	kg/m ³	Mg ²⁺	0,231	kg/m ³
SO ₄ ²⁻	0,004	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,020	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	1,970	kg/m ³
Na ⁺	25,634	kg/m ³	Na ⁺	118,234	kg/m ³	Na ⁺	118,234	kg/m ³
TDS ^{*)}	66,893	kg/m ³	TDS ^{*)}	306,261	kg/m ³	TDS ^{*)}	320,300	kg/m ³
V	0,960	m ³	V	0,208	m ³	V	0,002	m ³
Zużycie energii w węźle NF					4,88 kWh/m ³ permeatu, 73,4 kWh/t soli			
Zużycie energii w wyparce					12,5 kWh/m ³ destylatu, 147,3 kWh/t soli			
Zużycie energii w wyparce krystalizacyjnej					66 kWh/m ³ destylatu, 213,0 kWh/t soli			
Łączne zużycie energii w węźle NF, wyparce i wyparce krystalizacyjnej: 433,7 kWh/t soli								

Jak wcześniej wspomniano, opcjonalnie permeat z NF może być zateżany w zintegrowanym układzie: elektrodializa – odwrócona osmoza. Schemat tego rozwiązania przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Schemat zateżania permeatu z NF w zintegrowanym układzie: elektrodializa – odwrócona osmoza
[opracowanie własne]

Wskaźniki węzła RO przedstawiono w tabeli 6. Do obliczeń wskaźników węzła RO przyjęto współczynniki retencji odpowiadające zastosowaniu membran do odsalania wody morskiej: $R_{Cl^-} = 99,22\%$, $R_{Mg^{2+}} = 99,90\%$, $R_{Ca^{2+}} = 99,85\%$, $R_{SO_4^{2-}} = 99,72\%$ [16]. Zużycie energii w procesie odwróconej osmozy obliczono wg metodyki przedstawionej w [17]. Wskaźniki węzła ED przedstawiono w tabeli 7. Do obliczeń wskaźników węzła ED przyjęto

zużycie energii wynoszące 110 kWh/t soli przeniesionej przez membrany, uzyskane przez Autorów w warunkach laboratoryjnych w elektrodializerze własnej konstrukcji.

Wskaźniki węzła RO [opracowanie własne]

Tabela 6

Nadawa			Permeat			Retentat		
Cl ⁻	20,089	kg/m ³	Cl ⁻	0,157	kg/m ³	Cl ⁻	43,487	kg/m ³
Ca ²⁺	0,267	kg/m ³	Ca ²⁺	0,000	kg/m ³	Ca ²⁺	0,580	kg/m ³
Mg ²⁺	0,618	kg/m ³	Mg ²⁺	0,001	kg/m ³	Mg ²⁺	1,343	kg/m ³
SO ₄ ²⁻	0,009	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,000	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,019	kg/m ³
Na ⁺	11,527	kg/m ³	Na ⁺	0,100	kg/m ³	Na ⁺	24,942	kg/m ³
TDS	32,510	kg/m ³	TDS	0,258	kg/m ³	TDS	70,372	kg/m ³
V	1,394	m ³	V	0,753	m ³	V	0,641	m ³

Wskaźniki węzła ED-RO [opracowanie własne]

Tabela 7

Tablica 1

Nadawa (1,484 m ³ do komór diluatu i 0,118 m ³ do komór koncentratu)			Diluat			Koncentrat		
Cl ⁻	41,852	kg/m ³	Cl ⁻	20,089	kg/m ³	Cl ⁻	188,098	kg/m ³
Ca ²⁺	0,368	kg/m ³	Ca ²⁺	0,267	kg/m ³	Ca ²⁺	1,048	kg/m ³
Mg ²⁺	0,699	kg/m ³	Mg ²⁺	0,618	kg/m ³	Mg ²⁺	1,241	kg/m ³
SO ₄ ²⁻	0,010	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,009	kg/m ³	SO ₄ ²⁻	0,020	kg/m ³
Na ⁺	25,357	kg/m ³	Na ⁺	11,527	kg/m ³	Na ⁺	118,292	kg/m ³
TDS	68,286	kg/m ³	TDS	32,510	kg/m ³	TDS	308,699	kg/m ³
V	1,602	m ³	V	1,394	m ³	V	0,207	m ³
Zużycie energii w węźle NF					4,88 kWh/m ³ permeatu, 59,4 kWh/t soli			
Zużycie energii w węźle RO-ED					8,00 kWh/m ³ nadawy, 128,5 kWh/t soli			
Zużycie energii w wyparce krystalizacyjnej					66 kWh/m ³ destylatu 208,9 kWh/t soli			
Łączne zużycie energii w węźle NF, węźle RO-ED oraz wyparce krystalizacyjnej: 396,8 kWh/t soli								

Ponieważ przemysł materiałów ogniotrwałych jest zainteresowany możliwością wytwarzania tzw. syntetycznego tlenku magnezu, otrzymywanego przez prażenie wodorotlenku magnezu wytrącanego z wód zasolonych, można przeprowadzać wytrącanie wodorotlenku magnezu z retentatu NF prażonym dolomitom, a następnie wytrącanie wapnia węglanem sodu. Otrzymywano by w ten sposób solankę pozbawioną wapnia i magnezu, którą można zawrócić. Uzysk soli wyniósłby 99,1%. Zawracanie solanki pozbawionej wapnia i magnezu nie powinno wpłynąć w istotny sposób na zużycie energii.

5. Podsumowanie

Proponowane przez Autorów rozwiązanie nanofiltracji umożliwia przeprowadzanie wstępnego uzdatniania wody przy bardzo dużym jej uzysku. W przypadku zastosowania tego rozwiązania do uzdatniania solanki kopalnianej, w procesie wytwarzania z niej soli warzonej, daje to możliwość realizacji technologii mało odpadowej. Na przykładzie solanki z KWK Budryk, należącej do Jastrzębskiej Spółki Węglowej wykazano, że uzysk soli, dzięki samemu zastosowaniu nanofiltracji, można zwiększyć z obecnej wartości 72,01% do 87,35% a po dalszym usprawnieniu do 91,11% a nawet 99,1%. Wstępne uzdatnianie solanki metodą nanofiltracji, prowadzone w sposób opracowany przez Autorów w warunkach dużego przesycenia siarczanem wapnia z częściową recyrkulacją retentatu i kontrolowaną krystalizacją gipsu daje możliwość zastosowania mało energochłonnych rozwiązań zateżniania solanki. Na przykładzie solanki Budryk wykazano, że zużycie energii w procesie jej utylizacji można zmniejszyć z obecnych 888,7 kWh/t soli do 433,7-451,2 kWh/t soli, w przypadku zateżniania solanki mało energochłonną metodą wyparną lub do 396,8 kWh/t soli w przypadku zateżniania solanki w zintegrowanym układzie: elektrodializa – odwrócona osmoza.

Proponowane rozwiązanie ma zostać przebadane w instalacji pilotowej w ramach projektu NANOS, finansowanego w programie TANGO2.

**Projekt finansowany przez Narodowe Centrum Badań i Rozwoju
w ramach Wspólnego Przedsięwzięcia TANGO,
nr umowy TANGO2/340568/NCBR/2017**

Literatura

- [1] Al-Hajouri A.A., Al-Amoudi A.S., Mohammed Farooque A.: Long term experience in the operation of nanofiltration pretreatment unit for seawater desalination at SWCC SWRO plant. *Desalination and Water Treatment* (online). 2013, vol. 51, s. 1861-1873. (13 marca 2018). <http://dx.doi.org/10.1080/19443994.2012.718135>
- [2] Casas S., Aladjem C., Cortina J.L., Larrotcha E., Cremades L.V.: Seawater reverse osmosis brines as a new salt source for the chlor-alkali industry: integration of NaCl concentration by electrodialysis. *Solvent Extraction and Ion Exchange* (online). 2012, vol. 30, s. 322–332. (14 marca 2018). <http://dx.doi.org/10.1080/07366299.2012.686849>
- [3] Efraty A., Barak R.N., Gal Z.: Closed circuit desalination — A new low energy high recovery technology without energy recovery. *Desalination and Water Treatment* (online). 2011, vol. 31, s. 95-101. (14 marca 2018). <http://dx.doi.org/10.5004/dwt.2011.2402>
- [4] Gabelich C.J., Williams M.D., Rahardianto A., Franklin J.C., Cohen Y.: High-recovery reverse osmosis desalination using intermediate chemical demineralization. *Journal of Membrane Science* (online). 2007, vol. 301, s. 131–141. (14 marca 2018). <http://dx.doi.org/10.1016/j.memsci.2007.06.007>
- [5] Hamed O.A., Hassan A.M., Al-Shail K., Farooque M.A.: Performance analysis of a trihybrid NF/RO/MSF desalination plant. *Desalination and Water Treatment* (online). 2009, vol. 1, s. 215-222. (13 marca 2018). <http://dx.doi.org/10.5004/dwt.2009.113>
- [6] <http://www.solino.pl/PL/NaszaOferta/PrzemyslChemiczny/Strony/Solanka-przemyslowa.aspx> (12 stycznia 2018)

- [7] <https://ciechgroup.com/relacje-inwestorskie/informacje-rynkowe/segment-sodowy/sol-warzona/> (13 stycznia 2018)
- [8] <https://www.kopalniawieliczka.eu/pl/kopalnia-soli/ochrona-srodowiska> (28 lutego 2018)
- [9] Kaya C., Sert G., Kabay N., Arda M., Yüksel M., Egemen Ö.: Pre-treatment with nanofiltration (NF) in seawater desalination - preliminary integrated membrane tests in Urla, Turkey. Desalination (online). 2015, vol. 369 s. 10-17. (13 marca 2018). <http://dx.doi.org/10.1016/j.desal.2015.04.029>
- [10] MOKROSZ Sp. z o.o., inf. własna
- [11] Piecha J., Klimek R.: Zakład Odsalania przy kopalni „Dębieńsko” - bezodpadowa utylizacja zasolonych wód kopalnianych. Wiadomości Górnicze 1998, nr 9, s. 379-384
- [12] Pomerantz N., Ladizhansky Y., Korin E., Waisman M., Daltrophe N., Gilron J.: Prevention of Scaling of Reverse Osmosis Membranes by “Zeroing” the Elapsed Nucleation Time. Part I. Calcium Sulfate. Industrial & Engineering Chemistry Research (online). 2006, vol. 45, s. 2008–2016. (14 marca 2018). <http://dx.doi.org/10.1021/ie051040k>
- [13] Reverse Osmosis Treatment of Central Arizona Project Water for the City of Tucson, Desal R&D Report, 2004, nr 36. Phoenix: US Department of the Interior, Bureau of Reclamation, 2004
- [14] Tong T., Elimelech M.: The Global Rise of Zero Liquid Discharge for Wastewater Management: Drivers, Technologies, and Future Directions. Environmental Science & Technology (online). 2018, vol. 50 s. 6846–6855. (13 marca 2018). <https://pubs.acs.org/doi/abs/10.1021/acs.est.6b01000>
- [15] Turek M., Mitko K., Laskowska E., Chorążewska M., Piotrowski K., Jakóbi-Kolon A., Dydo P.: Energy consumption and gypsum scaling assessment in hybrid nanofiltration-reverse osmosis-electrodialysis system. Chemical Engineering & Technology (online). 2018, vol. 41, s. 392-400. (13 marca 2018). <http://dx.doi.org/10.1002/ceat.201700371>
- [16] Voutchkov N.: Introduction to Reverse Osmosis Desalination (online), (13 marca 2018). <http://www.suncam.com/authors/110Voutchkov/053.pdf>
- [17] Wilf M.: Fundamentals of RO-NF technology. W: Proceedings of International Conference on Desalination Costing, Limassol, Cypr, 6-8 grudnia 2004 r.

Czy wiesz, że

...pomimo ciągłego rozwoju energetyki opartej na źródłach odnawialnych, w chwili obecnej 73% energii elektrycznej w Indiach pochodzi ze spalania węgla. Prognozy do roku 2040 dla tego kraju przewidują nawet podwojenie ilości energii elektrycznej wytwarzanej w elektrowniach węglowych. Rząd Indii planuje intensywny wzrost krajowego wydobycia węgla, mając jednocześnie świadomość, że własne górnictwo nie będzie w stanie sprostać przyszłemu zapotrzebowaniu ze strony energetyki i metalurgii. W latach 2016- 2017 wyprodukowano 598 mln t tego surowca. W ciągu najbliższego dziesięciolecia Indie zmuszone będą do znacznego zwiększenia importu węgla energetycznego, a zwłaszcza koksowego.

World Coal 2018 nr 1 s.10-14

Filtry automatyczne i półautomatyczne dla górnictwa

mgr inż. Norbert Rawicki
dr inż. Krzysztof Nieśpiałowski
mgr inż. Mateusz Wójcicki
Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Automatic and semi-automatic filters for the mining industry

Streszczenie:

Rosnące wymagania klientów górnictwa węglowego oraz zapotrzebowanie rynku na nowoczesne zespoły filtracyjne wymusza podejmowanie prac rozwojowych dotyczących zautomatyzowania pracy filtrów z wkładami szczelinowymi. Zadanie takie podjęli specjaliści Instytutu Techniki Górniczej KOMAG przy współpracy z firmą ELEKTRON s.c. W jego wyniku opracowano szereg nowoczesnych rozwiązań. W artykule przedstawiono ich przykłady. Omówiono budowę i zasadę działania filtrów automatycznych opracowanych w ITG KOMAG oraz przedstawiono wyniki badań jednego z rozwiązań, uwzględniając jego funkcjonalność i spełnienie założeń dotyczących parametrów przepływu.

Słowa kluczowe: górnictwo, zespoły filtracyjne, filtr automatyczny, badania

Keywords: mining industry, filtration units, automatic filter, tests

Abstract:

Increasing demand of coal mining industry clients as well as market need for state-of-the-art filtration units forced undertaking the research projects on automation of operation of filters with screen inserts. KOMAG specialists decide to undertake realisation of this research project in collaboration with ELEKTRON. In the result variety of state-of-the-art designs were developed. Examples of these designs are given. Design and principle of operation of automatic filters developed in KOMAG are discussed as well as test results from one of the solutions, including its functionality and assumed flow parameters are presented.

1. Wstęp

W różnych gałęziach przemysłu, w tym w górnictwie węgla kamiennego, do filtracji niskoprocentowej emulsji olejowo-wodnej (ciecz typu HFA) powszechnie stosowane są filtry z wkładami szczelinowymi. W oparciu o doświadczenia z obserwacji ich pracy w kopalniach węgla kamiennego w ITG KOMAG podjęto prace nad opracowaniem filtrów szczelinowych działających w cyklu automatycznym. Istotą sterowania ręcznego, przy dużych przepływach i dużym ciśnieniu pracy, jest wymuszenie dużej siły do przesterowania zaworu. Opracowane filtry działające w cyklu automatycznym pozbawione są tej niedogodności i nie wymagają nadzoru ze strony operatora.

2. Zastosowanie filtrów szczelinowych w przemyśle

Filtry szczelinowe można podzielić na dwie grupy:

- liniowe – montowane w przewód zasilający – dla ich oczyszczenia wymagane jest wyłączenie zasilania, a tym samym przerwanie procesu filtracji,
- z wewnętrznym oczyszczaniem, z pomocą elementu zgarniającego lub rewersyjnego płukania strumieniem filtratu. Proces czyszczenia może być dokonywany automatycznie lub ręcznie, na podstawie informacji o różnicy wartości ciśnienia występującego na wlocie i wylocie z filtra.

Praca w systemie ciągłym, bez konieczności wyłączania urządzenia w celu wymiany wkładu, a jedynie krótkotrwałe płukanie strumieniem wstecznym, sprawiła, że filtry znalazły szerokie zastosowanie w przemyśle [5], a w szczególności w:

- elektrowniach konwencjonalnych, do oczyszczania wody chłodzącej generatory, a tym samym wydłużające pracę łożysk ślizgowych wałów turbin elektrowni wodnych,
- elektrociepłowniach, do ochrony wymienników ciepła poprzez zabezpieczenie ich przed zatkaniami i zużyciem,
- przemyśle chemicznym, do oczyszczania wody procesowej,
- przemyśle hutniczym, do oczyszczania ciśnieniowego odlewów z masy formierskiej oraz do chłodzenia wielkich pieców i linii walcowniczych,
- technice uzdatniania wody pitnej, jako filtry wstępnego oczyszczania,
- technice ochrony środowiska, do odwadniania osadów, przed sterylizacją promieniami ultrafioletowymi, w procesie odwróconej osmozy oraz w procesie filtracji membranowej,
- przemyśle papierniczym, do zasilania dysz zraszających wodą na sitach papierniczych,
- przemyśle górniczym, w instalacjach hydraulicznych zasilanych emulsją oraz w instalacjach zraszania wodnego i wodno - powietrznego organów urabiających kombajnów ścianowych, chodnikowych i innych układów zmniejszających zapylenie w procesach transportu urobku [6].

3. Filtr automatyczny z manometrem różnicowym

Jednym z filtrów automatycznych opracowanych w ITG KOMAG jest filtr oparty na pomiarze spadku ciśnienia za pomocą manometru różnicowego (rys. 1). Filtr taki składa się z płyty wkładów filtracyjnych oraz zespołów wkładów umieszczonych w dwóch komorach filtracyjnych A i B.

W pierwszej fazie pracy filtra ciecz zanieczyszczona wpływa do jego wnętrza od dołu i poddawana jest filtracji w obu komorach filtracyjnych. Po stopniowym wzroście oporów przepływu (wg założonej wartości), filtr automatycznie uruchamia proces oczyszczania wkładów. Oczyszczanie rozpoczyna się w komorze A, gdzie zespół rozdzielaczy odcina dopływ cieczy zanieczyszczonej, a umożliwia przepływ popłuczyn. Po określonym przez program sterujący czasie, następuje oczyszczanie w komorze B. Komora wkładów filtrujących A zostaje ponownie otwarta dla strumienia cieczy filtrowanej i proces oczyszczania wkładów następuje w komorze B. Po czasie oczyszczania (zaprogramowanym dla komory A), komora B rozpoczyna ponownie proces oczyszczania. Pracą filtra steruje dedykowany dla niego sterownik, wykonany w technologii iskrobezpiecznej. Zastosowany w filtrze manometr różnicowy jest również urządzeniem wykonanym w technologii iskrobezpiecznej. Zaletą opracowanego rozwiązania jest to, że jeden sterownik może obsługiwać kilka filtrów automatycznych, a ich filtracja może odbywać się jednocześnie, posobnie lub niezależnie.

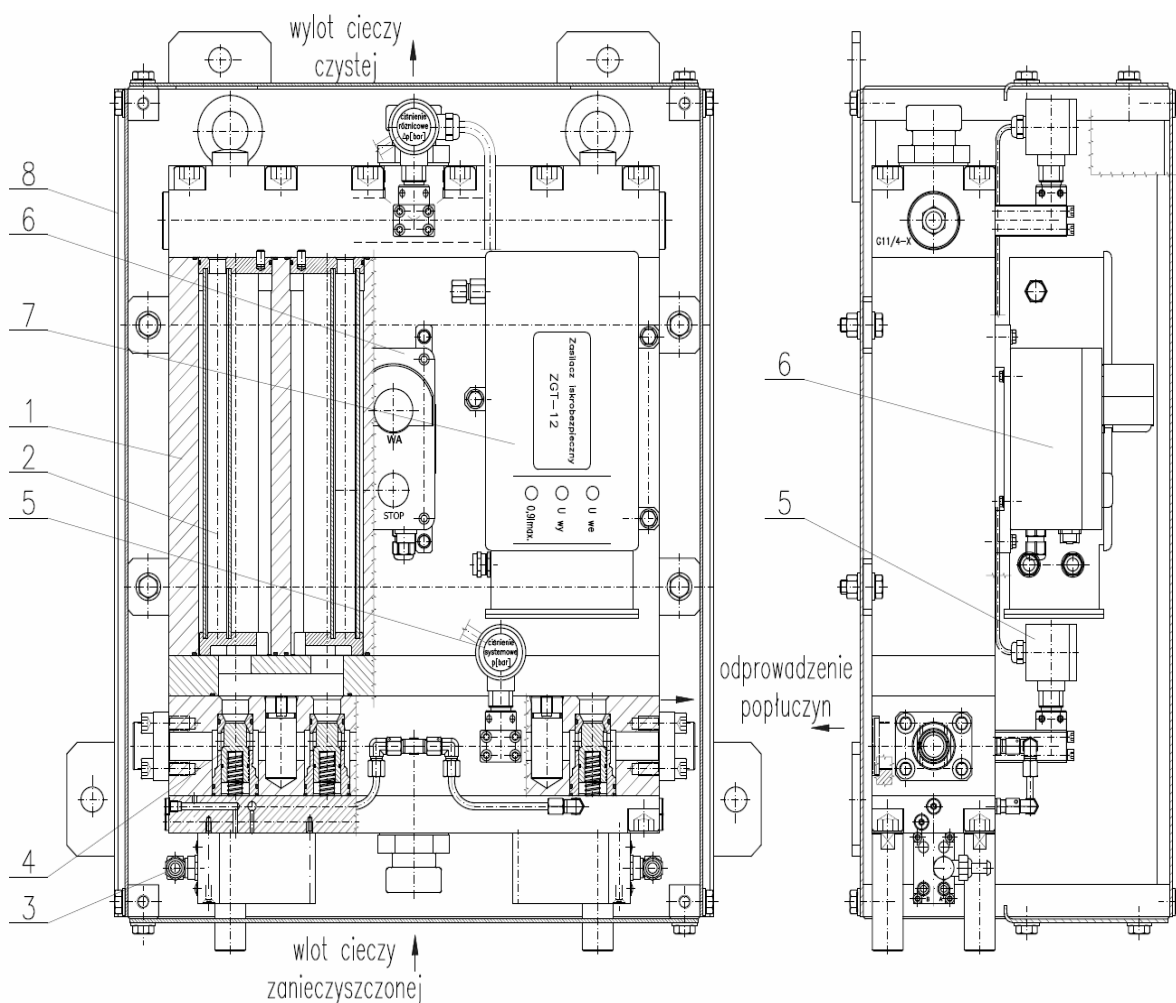
Specjaliści z ITG KOMAG przeprowadzili szereg badań opisywanego filtra automatycznego. Ich zakres obejmował:

- wyznaczenie oporów przepływu emulsji olejowo-wodnej przez filtr dla przepływów do 200 dm³/min,
- przeprowadzenie próby funkcjonalności, w tym:

- jednoczesna filtracja obu podzespołów filtrujących,
- filtracja komory lewej i regeneracja komory prawej,
- filtracja komory prawej i regeneracja komory lewej,
- przeprowadzenie próby obciążenia ciśnieniowego, w tym:
 - obciążenie ciśnieniem pracy (p_{nom}) wynoszącym 35 MPa – próba przeprowadzona trzykrotnie, z koniecznością utrzymania ciśnienia (podczas próby) przez czas wynoszący 10 minut,
 - obciążenie ciśnieniem wyższym o 50% od ciśnienia pracy, to jest wynoszącym 52,5 MPa – próba przeprowadzona raz, z koniecznością utrzymania ciśnienia przez czas wynoszący 5 minut.

Po przeprowadzeniu badań, na podstawie otrzymanych wyników, sformułowano następujące wnioski:

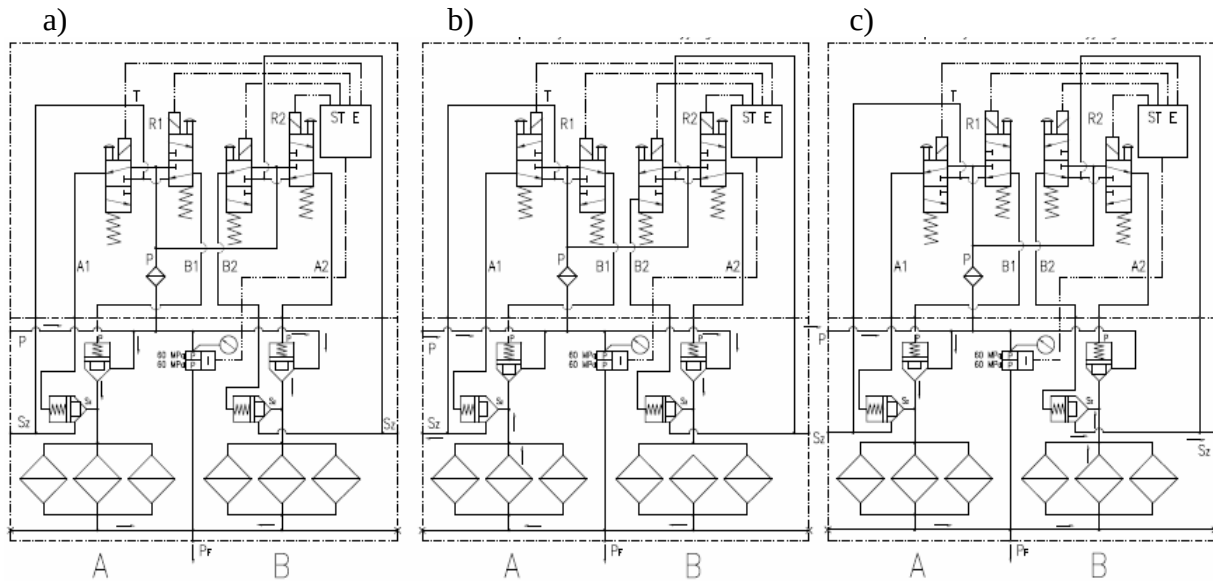
- Konstrukcja i budowa filtra spełnia wymagania wytrzymałościowe na statyczne obciążenie ciśnieniowe do założonej wartości, nie wykazując odkształceń obudowy ani przecieków.
- Filtr charakteryzuje się znikomymi oporami wewnętrznymi przy przepływie ok. 160 dm³/min w granicach od 0,1 - 0,2 MPa.
- Zaobserwowano płynne przełączanie się sterowania pomiędzy obiema komorami filtracyjnymi.
- Zbadano funkcjonalność sterownika uznając, że sterownik cechuje się relatywnie prostą obsługą, czytelnym wyświetlaczem oraz nieskomplikowanym sposobem przeprogramowywania nastaw różnicy ciśnień.



Rys. 1. Automatyczny filtr szczelinowy rewersyjny wysokociśnieniowy dla dużych przepływów [1]
 (1 – płyta wkładów filtracyjnych, 2 – zespół wkładów, 3 – zawór pilotowy, 4 – rozdzielacz zaworowy,
 5 – manometr różnicowy, 6 – sterownik, 7 – zasilacz iskrobezpieczny, 8 – osłona)

Na rysunku 2 przedstawiono schemat funkcjonalny pracy filtra, w tym:

- pracę filtracyjną całego filtra i stan włączenia poszczególnych rozdzielaczy zaworowych – a),
- proces regeneracji komory A – b),
- proces regeneracji komory B – c).



Rys. 2. Schemat funkcjonalny pracy automatycznego filtra rewersyjnego [1]

W celu zabezpieczenia filtra przed uszkodzeniami mechanicznymi umieszczono go w masywnej osłonie ze stali nierdzewnej. Osłona posiada otwory pozwalające na montaż filtra w dogodnym miejscu.

4. Filtr automatyczny z zaworami 3-drogowymi

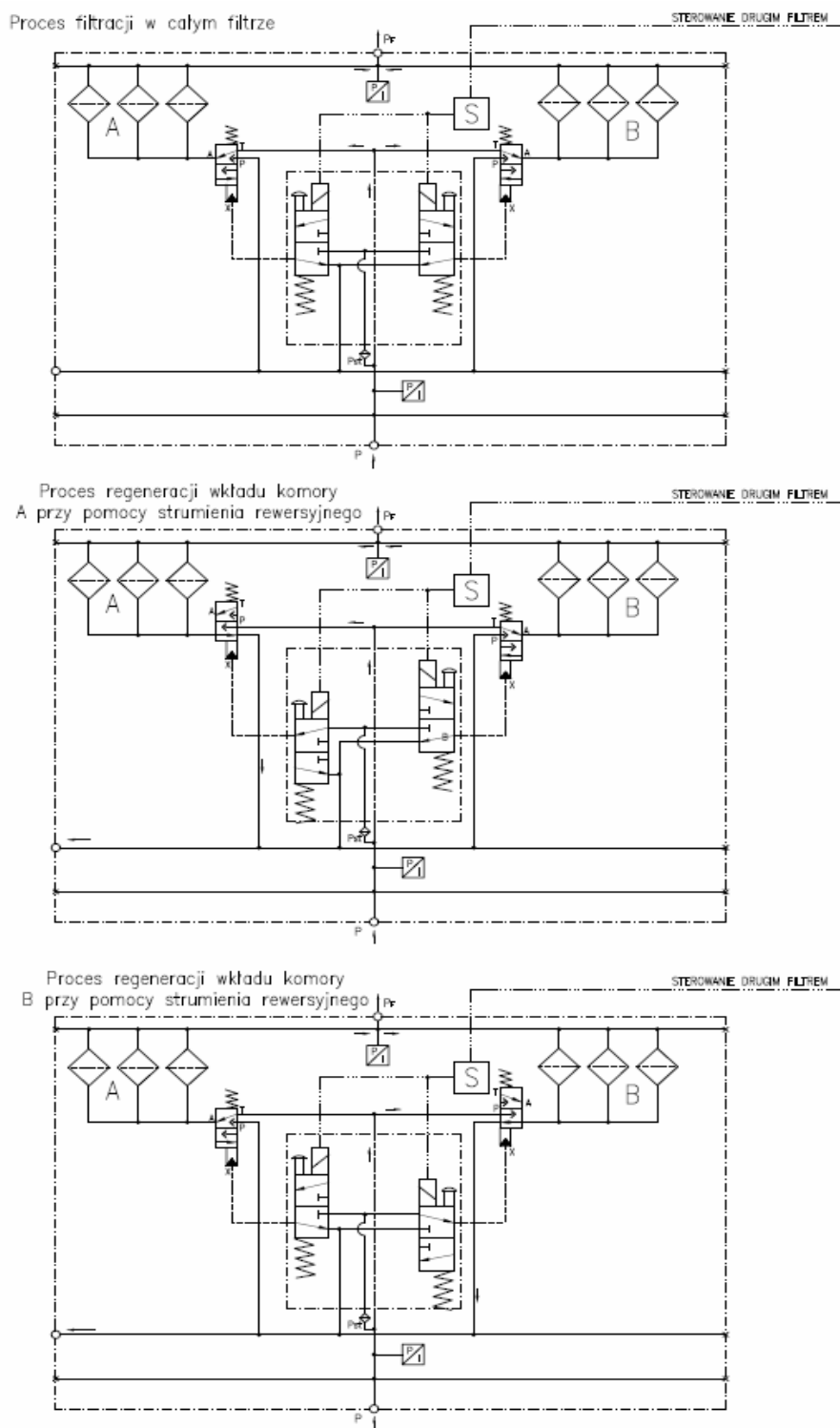
Wersją filtra automatycznego jest filtr wyposażony w hydrauliczne zawory 3-drogowe – rysunek 3. Jest on przeznaczony dla przepływów o średniej wartości. Głównym elementem sterującym są dwa, 3-drogowe, gniazdowe zawory nabojoye. W stanie normalnej pracy filtra, zespół sterujący, za pomocą dwóch elektronicznych przetworników ciśnienia, kontroluje stan zanieczyszczenia wkładów filtracyjnych. Po osiągnięciu programowo ustalonej różnicy ciśnienia między przetwornikami, następuje proces regeneracji (oczyszczania) wkładów. Sygnał hydrauliczny jest generowany przez sterowany elektronicznie zawór pilotowy. Hydrauliczną gałąź sterowania wyposażono w oddzielny filtr, oczyszczający medium sterujące.

Sterownik posiada możliwość indywidualnego dopasowania procesu regeneracji wkładów filtracyjnych do konkretnych potrzeb. Po przekroczeniu ustalonej różnicy ciśnień, następuje proces regeneracji wkładów filtracyjnych, począwszy od komory A, a po zaprogramowanym czasie, przepłukiwanie w komorze B. Czas przepłukiwania można ustawiać indywidualnie poprzez zmianę nastaw sterownika. Po zakończeniu przepłukiwania drugiej komory (B), sterownik wznawia funkcję filtracji całego, doprowadzanego medium. W przypadku podłączenia do sterownika większej liczby filtrów, proces regeneracji wkładów następuje kolejno, jeden po drugim.



(1 – płyta wkładów filtracyjnych, 2 – osłona, 3 – wkład filtracyjny, 4 – filtr sterowania, 5 – rozdzielacz zaworowy, 6 – zawór sterujący, 7 – sterownik, 8 – przetwornik ciśnienia, 9 – ucha transportowe)

natomiast na rysunku 5 - gniazdowy zawór 3-drogowy.



Rys. 4. Schemat funkcjonalny filtra automatycznego sterowanego zaworami 3-drogowymi gniazdowymi [3]

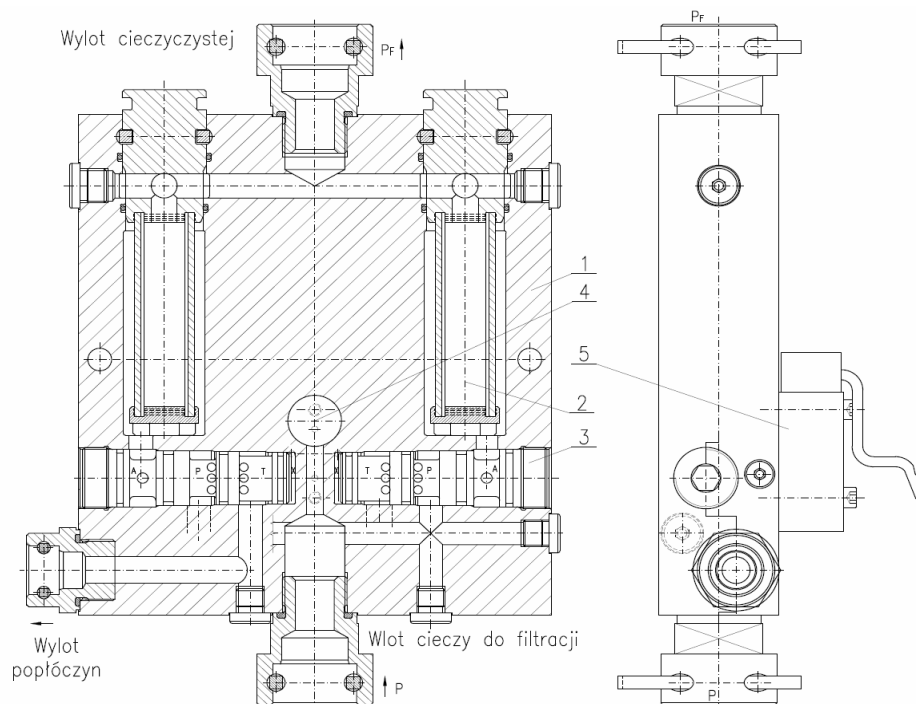


Rys. 5. Zawór 3-drogowy gniazdowy [4]

5. Filtry półautomatyczne

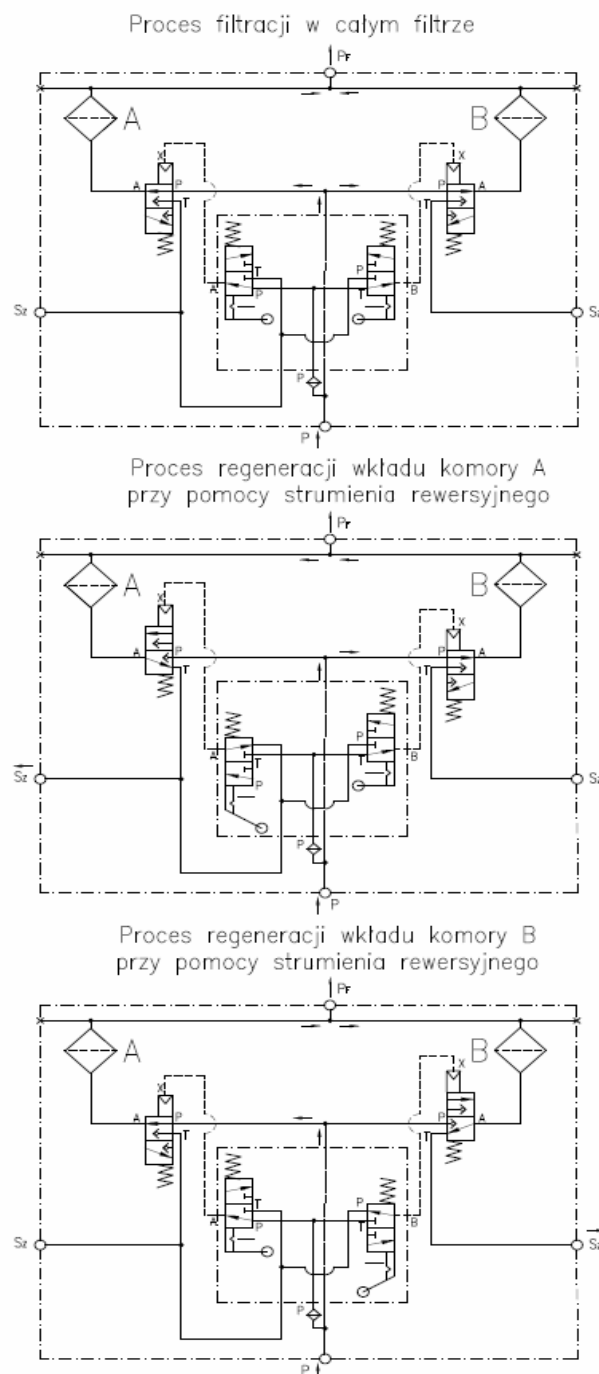
Dla użytkowników o mniejszym zapotrzebowaniu na przefiltrowaną wodę i zainteresowanych niższymi kosztami zakupu, opracowano filtr półautomatyczny. Składa się on z płyty wkładów filtracyjnych, w której zamontowano wymienne wkłady filtracyjne. Dzięki prostocie wykonania wkłady mogą być szybko wymieniane, bez konieczności rozkręcania filtra. Pracownik obsługujący (po zaobserwowaniu wzrostu różnicy ciśnień między dwoma manometrami na wlocie i wylocie) ręcznie, przesterowuje zawór pilotowy, za pomocą dźwigni, odpowiednio dla komory A lub B i uruchamia proces oczyszczania wkładu. Medium sterujące jest filtrowane oddzielnym filtrem, umieszczonym w gałęzi sterowania.

Na rysunku 6 pokazano filtr półautomatyczny, natomiast na rysunku 7 jego schemat funkcjonalny. Na rysunku 8 przedstawiono filtr technologiczny, zapewniający poprawną pracę układu sterowania.

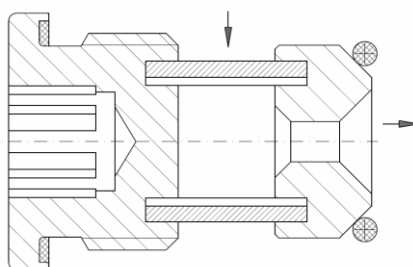


Rys. 6. Filtr półautomatyczny [2]

(1 – płyta wkładów filtracyjnych, 2 – wkład filtracyjny, 3 – zawór sterujący, 4 – filtr sterowania, 5 – zawór pilotowy)



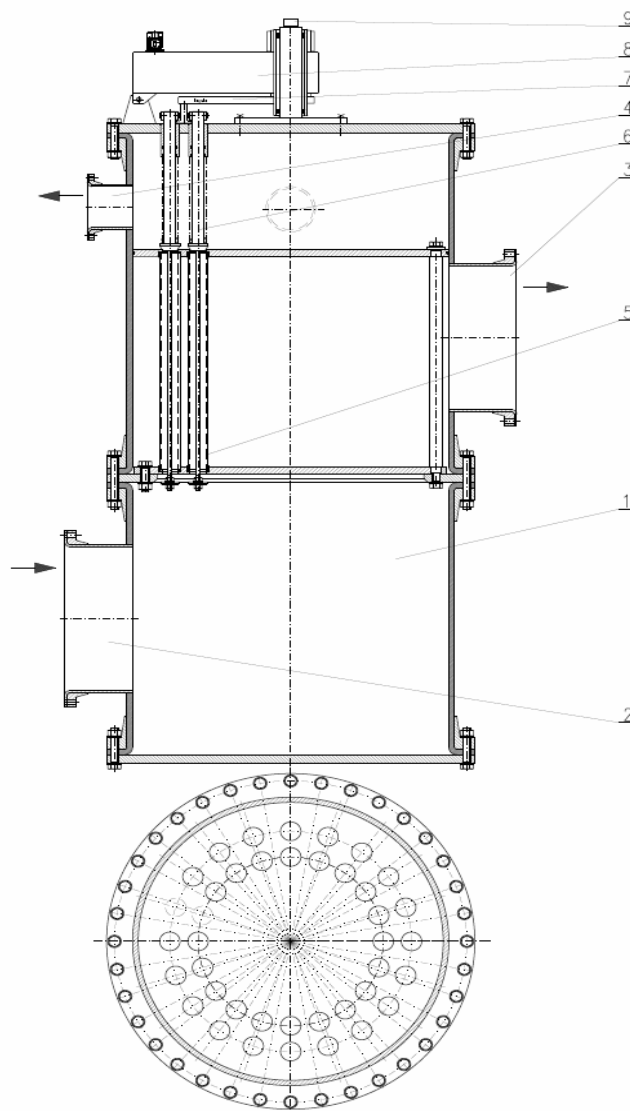
Rys. 7. Schemat funkcjonalny filtra półautomatycznego [2]



Rys. 8. Filtr technologiczny zapewniający poprawną pracę układu sterowania [2]

Na rysunku 9 pokazano filtr wielkogabarytowy, do filtracji wody z naturalnych zbiorników, o bardzo dużym natężeniu przepływu. Filtr składa się z korpusu, króćca dolotowego wody zanieczyszczonej, króćca odprowadzenia wody czystej po filtracji, króćca odprowadzenia popłuczyn oraz wkładów filtracyjnych. Układ napędowy, składający się z przekładni walcowej z wałem drążonym i silnikiem elektrycznym, napędza układ otwierania i zamykania przepływu wody płuczącej wkłady. Regeneracji strumieniem rewersyjnym podlegają jedynie dwa wkłady filtracyjne, a nad poprawnością pracy czuwa układ sterowania wraz z enkoderem. Wyłączenie pracy dwóch wkładów filtracyjnych, dzięki ich liczbie jest praktycznie niezauważalne podczas procesu uzdatniania wody.

Zastosowanie materiałów kompozytowych chroni filtr przed korozją, a prosta konstrukcja zapewnia jego dużą wydajność oraz umożliwia elastyczne ustawienie króćców filtra, co umożliwia jego dopasowanie do rurociągu wodnego podczas montażu.



Rys. 9. Filtr wielkogabarytowy do filtracji wody [opracowanie własne]

(1 – korpus, 2 – króciec dolotowy wody zanieczyszczonej, 3 – króciec odprowadzania wody oczyszczonej, 4 – króciec odprowadzania popłuczyn, 5 – wkład filtracyjny, 6 – zamknięcie wkładu filtracyjnego, 7 – krzywka, 8 – zespół napędowy, 9 – enkoder)

6. Podsumowanie

ITG KOMAG wspólnie z firmą ELEKTRON s.c. z Radzionkowa opracowali serię filtrów szczelinowych, zgodnie z zapotrzebowaniem klientów. Nowe rozwiązania filtrów produkuje firma ELEKTRON s.c., w tym filtry automatyczne i półautomatyczne, które przedstawiono w niniejszym artykule.

Założeniem, w opracowywanych przez ITG KOMAG filtrach, jest to, by w miarę możliwości dopasowywać asortyment produkcyjny do zapotrzebowania klienta, biorąc pod uwagę jego wymagania odnośnie ciśnienia pracy, natężenia przepływu, typu sterowania czy łatwości montażu w miejscu zabudowy. Zróżnicowane wymagania klientów wymusiły powstanie zróżnicowanych konstrukcji filtrów, co z kolei przyczyniło się do widocznego zwiększenia ich produkcji.

Literatura

- [1] Dokumentacja techniczna nr W69.050.07. ITG KOMAG, Gliwice 2014 (materiały niepublikowane)
- [2] Dokumentacja techniczna nr W69.050.12. ITG KOMAG, Gliwice 2015 (materiały niepublikowane)
- [3] Dokumentacja techniczna nr W69.050.15. ITG KOMAG, Gliwice 2016 (materiały niepublikowane)
- [4] Famur: katalog standardowych komponentów hydraulicznych; wyd. 1/12/2013
- [5] <https://www.hydac.com/pl-pl/serwis/download/katalogi.html> (04.01.2018)
- [6] Rawicki N., Nieśpiałowski K., Rojek P.: Innowacyjne rozwiązania filtrów szczelinowych opracowanych w ITG KOMAG. Maszyny Górnicze 2014 nr 3. s. 44-52

Czy wiesz, że

...Prairie Mining zapowiada, że w planowanej kopalni Jan Karski w województwie lubelskim 75% produkcji stanowić będzie węgiel koksowy typu 34. Przyjęcie takiego założenia stało się możliwe po analizie próbek z kolejnego odwiertu. Badania potwierdziły występowanie na tym terenie pożądanego w Unii Europejskiej surowca, wykorzystywanego do produkcji koksu. Działająca tuż obok kopalnia Bogdanka wydobywa węgiel energetyczny. Produkcja węgla koksowego pozwoli Prairie uzyskiwać wyższe ceny sprzedaży. Produkt kopalni będzie droższy, niż zakładano we wstępnym studium wykonalności, opracowanym w 2016 roku. Władze Prairie przekonują, że dostrzegają duże i wciąż rosnące zapotrzebowanie na ten rodzaj surowca ze strony europejskiego przemysłu stalowego. Prairie ma w planach także reaktywację kopalni Dębieńsko na Śląsku, posiadającej złoża węgla koksowego.

Rzeczpospolita 2018 22 lutego s.A24

Koncepcja systemu nadzorującego i zarządzającego baterią ogniów (BMS) z aktywnym układem ich balansowania

mgr inż. Wojciech Kurpiel
Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Concept of the battery management system (BMS) with active balancing system

Streszczenie:

W artykule przedstawiono aktywne metody balansowania ogniów, spośród których wybrano metodę zastosowaną w systemie nadzorującym i zarządzającym baterią ogniów (BMS). Potrzeba opracowania systemu nadzorującego i zarządzającego baterią wynika z zastosowania ogniów nowej generacji, litowych, bardzo wrażliwych na przeładowanie. Umożliwia on zabezpieczenie baterii ogniów zarówno przed skutkami nierównomiernego doładowywania, jak również przed przeładowaniem. W artykule wyjaśniono cel balansowania, opisano metodę baterii do ogniwa zastosowaną w systemie BMS aktualnie wdrażanym w ciągniku podwieszanym PCA-1 oraz przedstawiono nowe rozwiązanie systemu BMS.

Słowa kluczowe: górnictwo, balansowanie ogniów, napęd akumulatorowy, elektronika, akumulator, koleje podziemne

Keywords: mining industry, cell balancing, battery drive, electronics, battery, underground railways

Abstract:

Active methods for balancing the cells, from which the method using the BMS has been selected, are presented. Necessity of development of battery management system results from using new generation lithium cells, which are very sensitive to overcharging. The system protects the cells against both uneven charging and overcharging. Reason for balancing the cells is explained, pack to cell method, which is now under implementation in BMS system of PCA-1 suspended locomotive is described. New solution of BMS is also presented.

1. Wprowadzenie

W polskich kopalniach pracuje coraz więcej maszyn i urządzeń zasilanych z baterii akumulatorów. Stosowane dotąd w górnictwie ogniwa wtórne to: kwasowo-ołowiowe, niklowo-kadmowe i niklowo-wodorkowo-metalowe. Każde z nich stwarza zagrożenia. Przykładowo ogniwa kwasowo-ołowiowe w trakcie ładowania wydzielają wodór, który jest gazem wybuchowym, a obecność kwasu siarkowego stwarza potencjalne zagrożenie dla obsługi i może doprowadzić do oparzeń. Z tych powodów coraz więcej producentów stosuje ogniwa z grupy litowych, które są jednak bardzo wrażliwe na głębokie rozładowanie, przeładowanie oraz przegrzanie.

Stąd bardzo ważna jest diagnostyka ogniów akumulatorów, by mogły funkcjonować one jako niezawodne i stabilne źródła energii elektrycznej w jak najdłuższym czasie, charakteryzując się przy tym dużą sprawnością energetyczną oraz wysokim poziomem bezpieczeństwa [3]. Diagnostykę ogniów litowych realizuje się stosując specjalizowane układy elektroniczne określane skrótem BMS (Battery Management System).

Zastosowanie systemu BMS ma na celu zapobieżenie uszkodzeniu akumulatora w przypadku jego przeładowania, głębokiego rozładowania albo przegrzania [1]. System BMS może również pełnić funkcję miernika poziomu naładowania baterii, sprawdzać zgodność jej charakterystyki z wymaganiami odbiornika i optymalizować przebieg procesu ładowania ogniów w aspekcie zwiększenia ich wydajności.

2. Metody balansowania ogniw

Balansowanie ogniw w akumulatorze ma na celu zrównanie poziomu naładowania wszystkich ogniw. Realizuje się to za pośrednictwem systemu BMS. Jest to konieczne, ponieważ ogniwa, dostarczane przez tego samego producenta, mogą różnić się między sobą poziomem maksymalnego rozładowania, pojemności i rezystancji wewnętrznej. Różnice te mogą się pogłębiać w trakcie eksploatacji. Niekorzystnym czynnikiem może być praca poszczególnych ogniw w różnych temperaturach. W końcowym efekcie skutkuje to różnym poziomem ich naładowania, co z kolei wpływa na wartość całkowitej pojemności baterii (część ogniw w niezrównoważonej baterii może się rozładowywać lub ładować szybciej niż pozostałe). Równoważenie jest zalecane już w przypadku baterii składającej się z co najmniej trzech ogniw, zaś w przypadkach większej liczby, staje się koniecznością.

Metody balansowania ogniw można podzielić na trzy główne grupy [2]:

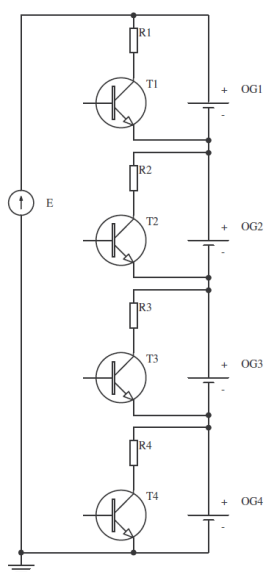
- balansowanie ogniw metodą doboru ogniw (Battery selection),
- pasywne balansowanie ogniw (Passive methods),
- aktywne balansowanie ogniw (Active methods).

2.1. Balansowanie ogniw metodą doboru ogniw

Bateria składana jest z wyselekcjonowanych ogniw. Są one dobierane pod względem właściwości elektrochemicznych (powinny być jednakowe). Taki sposób doboru ogniw nie wymaga balansowania ogniw, ponieważ różnice napięcia i prądu elektrycznego są niewielkie. Ta metoda nie jest wystarczająca do utrzymania baterii ogniw połączonych szeregowo w równowadze przez cały czas eksploatacji. Po dłuższym czasie eksploatacji mogą wystąpić znaczące różnice związane z ich samowyladowaniem oraz różnym poziomem naładowania związanym ze starzeniem się samych ogniw. Ta metoda może być używana wyłącznie dla wyselekcjonowanych ogniw.

2.2. Pasywne balansowanie ogniw

Balansowanie pasywne polega na rozpraszaniu nadmiarowej energii na ciepło za pomocą rezystorów. W tym przypadku wartości napięć poszczególnych ogniw są monitorowane w mikrokontrolerze za pośrednictwem przetwornika analogowo-cyfrowego, na którego wejście, poprzez multiplekser, załączane są poszczególne ogniwa. Po wykryciu różnicy na poszczególnych ogniwach, mikrokontroler decyduje, który klucz tranzystorowy ma być wysterowany i załączyć bocznik rezystorowy. Skutkuje to rozładowaniem ogniwa przez element obwodu równoważenia pasywnego – rezystor, połączony równolegle z każdym ogniwem i trwa do momentu, gdy napięcie ogniwa przeładowanego zrówna się z wartością napięcia pozostałych ogniw. Wówczas ładowanie pakietu jest kontynuowane [5]. Równocześnie, kontrolowane są stale wartości napięć wszystkich pozostałych ogniw. Ideę pasywnego równoważenia ogniw przedstawia rysunek 1.

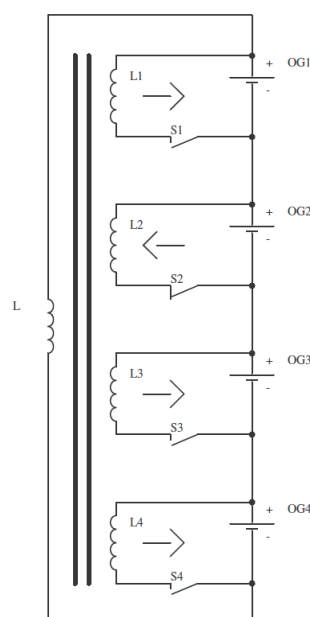


Rys. 1. Obwód pasywnego balansowania ogniw [3]

Pasywne balansowanie ogniw ma jednak wady. Jedną z nich jest niska sprawność, wynikająca z faktu, że nadwyżka energii zgromadzona w nie zrównoważonych ogniwach tracona jest w rezystorze na ciepło. Oprócz tego całkowita pojemność zestawu baterii jest ograniczona potrzebą dostosowania poziomu naładowania poszczególnych ogniw do pojemności "najsłabszego" z nich. Balansowanie pasywne można przeprowadzać zatem wyłącznie w czasie trwania procesu ładowania ogniw. Nie można jednak w ten sposób zapobiec nie zrównoważeniu ogniw, które pojawia się w trakcie ich użytkowania, i które jest zwykle następstwem zjawiska ich samorozładowania się.

2.3. Aktywne balansowanie ogniw

Alternatywą pasywnej metody jest aktywne balansowanie ogniw (rys. 2). Polega ono na zastosowaniu zewnętrznego układu przeznaczonego do aktywnego przenoszenia energii pomiędzy ogniwami. Metodę aktywnego balansowania ogniw można stosować w większości nowoczesnych ogniw z grupy litowej [3].



Rys. 2. Obwód aktywnego balansowania ogniw [3]

Stosowanych jest wiele metod aktywnego balansowanie ogniw i są one w różny sposób dzielone. Ze względu na przepływ energii, metody te są grupowane w pięciu podstawowych podkategoriach: bocznikowanie ogniwa, ogniwo do ogniwa, ogniwo do baterii, bateria do ogniwa i ogniwo do baterii i do ogniwa (ang. cell bypass, cell to cell, cell to pack, pack to cell and cell(s) to pack to cell(s)) [4].

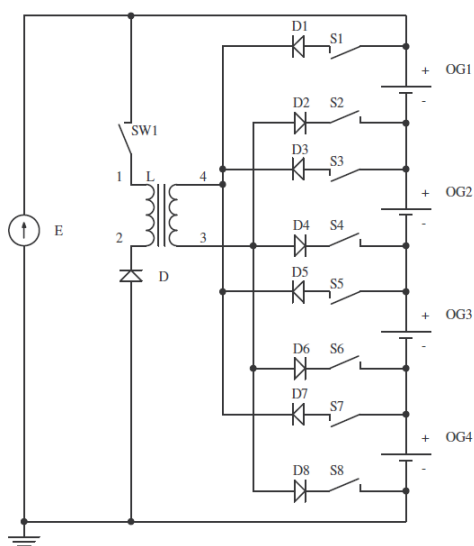
Z metod aktywnego balansowania ogniw, do prezentacji w artykule, zostały wybrane dwie: metoda bateria do ogniwa (pack to cell) i ogniwo do ogniwa (cell to cell).

2.3.1. Metoda bateria do ogniwa

Metoda bateria do ogniwa polega na użyciu transformatora między baterią a ogniwami. Z baterii jest pobierana energia i przekazywana wybranemu ogniwu lub wszystkim ogniwom w zależności od wersji.

Transformacja energii do pojedynczego ogniwa

Działanie polega na użyciu transformatora, którego uzwojenie pierwotne jest podłączone do całego pakietu ogniw, a uzwojenie wtórne poprzez prostownik, i za pomocą kluczy tranzystorowych jest podłączane do ogniwa, które zostało wybrane przez sterownik elektroniczny. Energia przekazywana jest w postaci krótkich impulsów. Ta metoda pozwala na szybkie wyrównywanie poziomu naładowania poszczególnych ogniw lecz jej sprawność jest niska z powodu strat przełączeniowych i magnetycznych (rys. 3).

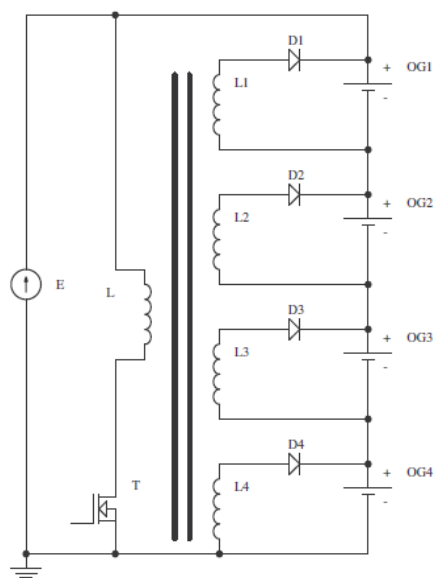


Rys. 3. Obwód aktywnego balansowania ogniw metodą transformatora z przełączalnym uzwojeniem wtórnym [3]

Transformacja energii do wszystkich ogniw

Ta wersja wymaga użycia specjalnie wykonanego transformatora, posiadającego wspólny rdzeń pomiędzy uzwojeniem pierwotnym a uzwojeniami wtórnymi. Uzwojenie pierwotne transformatora jest przyłączane do całej baterii, natomiast uzwojenia wtórne, których liczba musi być równa liczbie ogniw w baterii, są przyłączane do poszczególnych ogniw. Takie połączenie powoduje, że napięcie na uzwojeniach wtórnych jest średnią arytmetyczną napięć wszystkich ogniw.

Zaletą tej metody jest szybkie zbalansowanie baterii z dużą liczbą ogniw, przy minimalnych stratach (rys. 4). Wadą tej metody jest potrzeba zastosowania skomplikowanego transformatora oraz dużej liczby prostowników (dla każdego ogniwa) oraz fakt, że energia do balansowania pobierana jest z całej baterii ogniw.



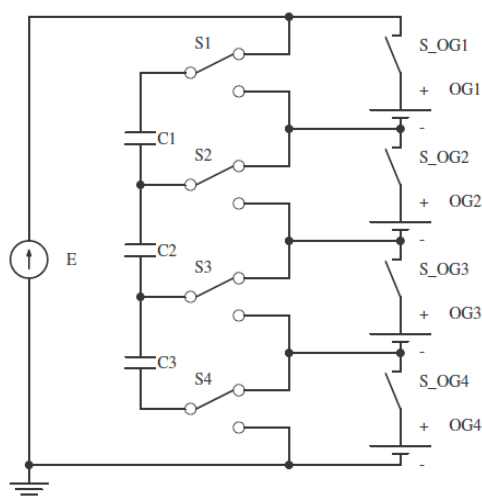
Rys. 4. Obwód aktywnego balansowania ogniw metodą transformatora wielouzwojeniowego [3]

2.3.2. Metoda ogniwo do ogniwa

Metoda ogniwo do ogniwa, polega na transferze energii bezpośrednio z ogniwa o najwyższym poziomie naładowania, do ogniwa o najniższym poziomie naładowania. Tę metodę można zrealizować w różny sposób.

Przełączany kondensator

W tej metodzie elementem magazynującym energię jest kondensator. Istotą działania tego układu jest odbieranie porcji energii z jednego ogniwa, chwilowym przechowaniem jej w kondensatorze, a następnie oddaniu jej do kolejnego ogniwa. Układ sterowania łączy kondensator kolejno z każdym ogniwem za pośrednictwem kluczy tranzystorowych. W zależności od różnicy potencjałów pomiędzy ogniwami, kondensator oddaje lub przyjmuje energię. Następują kolejne przełączenia, aż do ostatniego ogniwa, a następnie cykl jest powtarzany do czasu zbalansowania baterii. Kondensator uśrednia napięcia pomiędzy ogniwami. Ta metoda jest mało wydajna, ponieważ różnice napięć pomiędzy ogniwami w baterii są minimalne (rzędu miliwoltów). Jej zastosowanie ogranicza się do baterii o niewielkiej liczbie ogniw i małej pojemności (rys. 5).

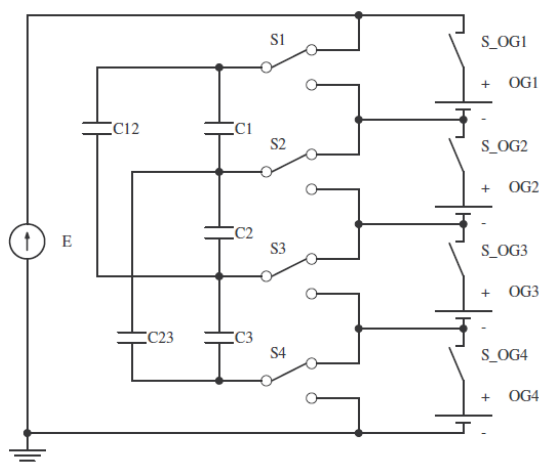


Rys. 5. Metoda przełączanego kondensatora [3]

Główną zaletą tej metody jest duża wydajność, nieskomplikowany układ elektroniczny oraz możliwość przełączania dużych prądów. Natomiast wadą jest mała prędkość przełączania kondensatora, spowodowana stratami czasu na naładowanie się kondensatora.

Przełączany podwójny kondensator

Ta metoda jest rozwiniętą wersją metody przełączanego kondensatora. Różni się tym, że oprócz kondensatorów połączonych równolegle przez wyłączniki do ogniw, są jeszcze połączone kondensatory równolegle do dwóch ogniw jednocześnie (rys. 6). Takie połączenie zmniejsza czas reakcji całego układu o 50%. Posiada ona podobne zalety i wady jak metoda przełączanego kondensatora.



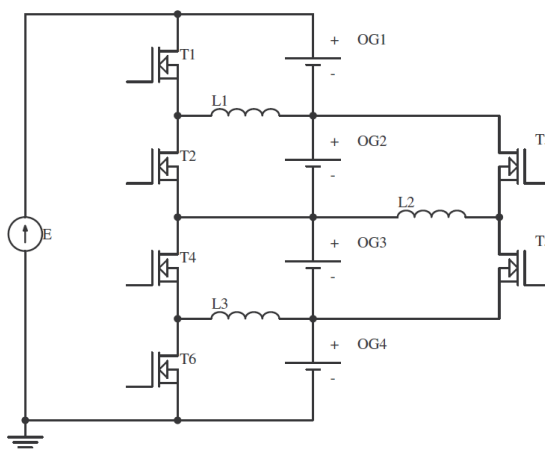
Rys. 6. Metoda podwójnego przełączanego kondensatora [3]

Zaletą układu są mniejsze pojemności kondensatorów i mniejsze prądy wyrównawcze oraz większy przepływ energii między ogniwami całej baterii. Natomiast główną wadą jest mała prędkość łączenia między kondensatorami oraz większe straty czasu związane z naładowaniem się kondensatorów.

Modulator sygnału PWM

Bocznikowanie za pomocą PWM (Pulse Width Modulation) nie opiera swojego działania na rozpraszaniu energii. W tej metodzie, system zarządzania baterią ogniw (BMS) wykrywa różnice napięć na dwóch sąsiednich ogniwach, aby umożliwić transfer energii z ogniwa o najwyższym napięciu do ogniwa z najniższym napięciem. Energia jest najpierw przenoszona z ogniwa o najwyższym napięciu do indukcyjności, w której jest przechowywana, a następnie indukcyjność wyładowuje energię do ogniwa o najniższym napięciu. Transfer energii i kierunek przepływu jest kontrolowany przez mikrokontroler, który poprzez aktywowane sygnałem PWM, steruje odpowiednimi tranzystorami (rys. 7).

Zaletą tej metody jest przepływ dużej ilości energii między ogniwami całej baterii, natomiast wadą takiego układu jest konieczność precyzyjnego pomiaru napięcia.

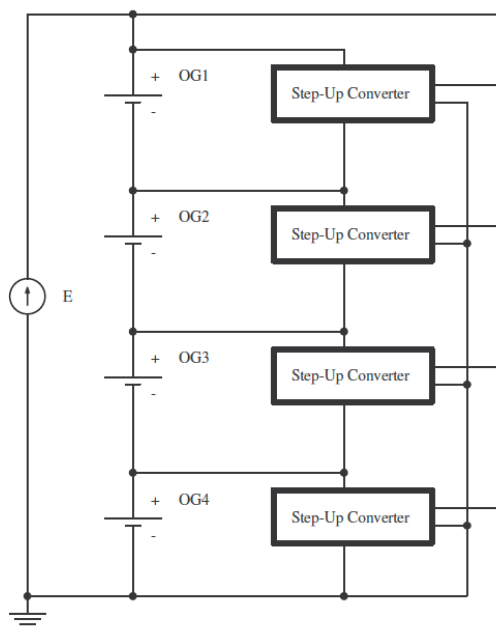


Rys. 7. Bocznikowe sterowanie przez PWM [3]

Metoda konwertera podwyższającego napięcie

Ta metoda wykorzystuje osobny konwerter wzmacniający do usunięcia nadmiaru energii z pojedynczego ogniwa na rzecz pozostałych ogniw wchodzących w skład baterii. Konwertery są podłączone na zaciskach każdego z ogniw w celu ich wyrównania. Wyjścia konwerterów są wspólnie połączone z całością baterii. W trakcie pomiaru napięcia ogniw, system BMS steruje konwerterami, aby te wyrównywały poziom naładowania ogniw.

Zaletą tej metody jest pobieranie energii tylko z jednego ogniwa, a nie z całej baterii ogniw, co daje małe straty energii, natomiast wadą - użycie skomplikowanej elektroniki sterującej, co może spowodować wzrost kosztów całego urządzenia (rys. 8).

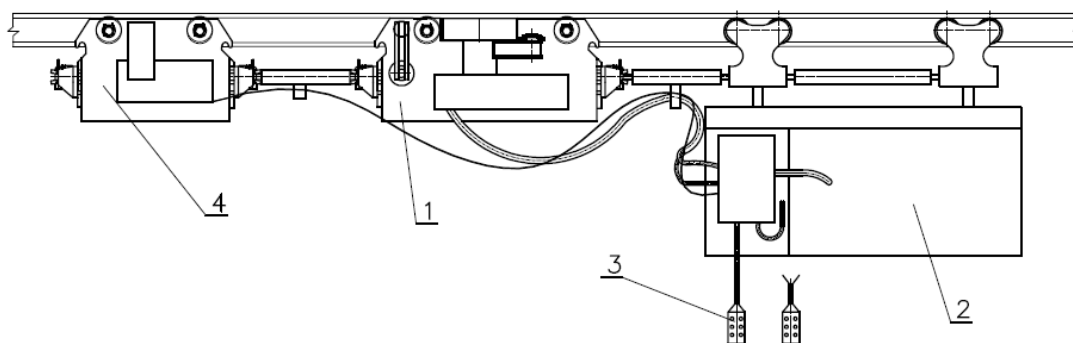


Rys. 8. Obwód aktywnego równoważenia ogniw metodą konwertera podwyższającego napięcie [5]

3. System nadzorujący i zarządzający baterią ogniw stosowany w podwieszanym ciągniku akumulatorowym PCA-1

Obecnie stosowany system nadzorujący i zarządzający baterią ogniw z aktywnym układem balansowania jest wykonany na bazie aktywnej metody balansowania ogniw typu bateria do ogniwa (pack to cell). Przepływ energii wykonany jest dzięki transformacji energii przy pomocy transformatora ze wspólnym rdzeniem do pojedynczego ogniwa.

System BMS został zastosowany w podwieszanym ciągniku akumulatorowym PCA-1, którego źródłem zasilania jest bateria litowo-jonowa, składająca się z 15 ogniw połączonych szeregowo ze sobą, o napięciu 48V DC. Zespoły czterech baterii o łącznej energii 150 kWh umieszczone są we wnętrzu specjalnej skrzyni. Każdy z czterech zestawów bateryjnych stanowi niezależne źródło zasilania dla jednego wózka napędowego (rys. 9).



Rys. 9. Widok ogólny podwieszanego ciągnika akumulatorowego PCA-1

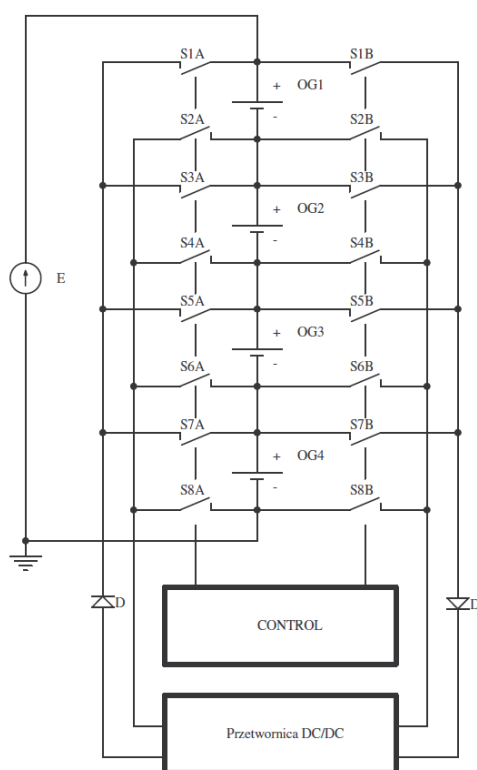
Podwieszany ciągnik akumulatorowy PCA-1 składa się z wózka napędowego poz. 1, zespołu zasilania poz. 2, w którego skład wchodzi bateria ogniw oraz urządzenia towarzyszące (systemy sterowania, zabezpieczeń, ładowania, układy elektroniczne itp.), kasety sterowania poz. 3 (alternatywnie panel zdalnego sterowania radiowego) oraz z wózka hamującego poz. 4.

4. Koncepcja nowego systemu nadzorującego i zarządzającego baterią ogniw

Nowy system nadzorujący i zarządzający baterią ogniw z aktywnym układem balansowania będzie wykonany na bazie aktywnej metody balansowania ogniw typu ogniwo do ogniwa (cell to cell). Założono, że w metodzie ogniwo do ogniwa są mniejsze straty energii niż w metodzie bateria do ogniwa, ponieważ energia przenoszona jest bezpośrednio z ogniwa o najwyższym napięciu do ogniwa z najniższym napięciem. Natomiast w metodzie bateria do ogniwa, stosowanej obecnie, energia pobierana jest ze wszystkich ogniw i przekazywana do ogniwa najsłabszego (rys. 10). System nadzorujący BMS, w skład którego będzie wchodził elektroniczny system zarządzania, będzie spełniać następujące funkcje:

- ochrona baterii ogniw przed uszkodzeniem związanym z głębokim rozładowaniem, przeładowaniem lub przegrzaniem,
- przedłużenie żywotności baterii ogniw,
- utrzymanie pożądanego stanu naładowania baterii,
- współdziałanie z oprogramowaniem zewnętrznym.

Działanie systemu nadzorującego BMS będzie polegało na aktywnym balansowaniu ogniw. Kontrolowane będą napięcia poszczególnych ogniw podczas uruchamiania i pracy maszyny oraz doładowywane będzie najsłabsze ogniwo dla wyrównania poziomu naładowania we wszystkich ogniwach baterii.



Rys. 10. Schemat systemu nadzorującego i zarządzającego baterią ogniw z aktywnym balansowaniem, metodą ogniwo do ogniwa [6]

Bateria ogniw będzie zrównoważona wówczas, gdy wszystkie ogniwa będą miały na ich zaciskach taką samą wartość napięcia. Zrównoważenie ogniw poprawi wydajność baterii wydłużając tym samym jej żywotność. System zabezpieczy całą baterię przed przeładowaniem ogniwa o najwyższym poziomie zgromadzonej energii.

Wartość napięcia poszczególnych ogniw będzie monitorowana przy pomocy mikrokontrolera i przetwornika analogowo-cyfrowego. Jeżeli napięcie na określonym ogniwie będzie niższe od wartości napięcia na pozostałych lub będzie niższe od napięcia znamionowego ogniwa, zostanie do niego podłączona przetwornica, która będzie pobierała energię z ogniwa najbardziej naładowanego. Doładowanie ogniwa będzie trwało do momentu, w którym napięcie na nim zrówna się z wartością napięcia na pozostałych ogniwach baterii. Wtedy ładowanie ogniwa zostanie przerwane.

W momencie przekroczenia dopuszczalnych wartości napięcia (na ogniwach) system BMS będzie wysyłał ostrzeżenie do urządzenia zasilanego lub będzie mógł wyłączyć całą baterię. Zapobiegnie w ten sposób uszkodzeniu baterii w wyniku jej przeładowania, głębokiego rozładowania albo przegrzania. System BMS będzie pełnił również funkcję miernika poziomu naładowania baterii, poprzez pomiar napięć na poszczególnych ogniwach i sumowaniu tych napięć. Dodatkowo system będzie optymalizować przebieg procesu ładowania wszystkich ogniw.

System zostanie wyposażony w mikrokontroler nadzorujący. W ten sposób zapobiegnie ewentualnym awariom związanym z nieprawidłowym działaniem mikrokontrolera sterującego.

System BMS będzie informować o parametrach technicznych baterii takich jak: pojemność (poziom energii), napięcie, temperatura, pobór prądu i/lub będzie przekazywać ostrzeżenia za pośrednictwem interfejsu transmisji danych typu RS232 i CAN.

5. Podsumowanie

W celu zabezpieczenia i zwiększenia niezawodności użytkowania baterii ogniw litowo-jonowych niezbędny jest system kontroli i nadzorowania w czasie ich użytkowania.

Dla zastosowań w urządzeniach i maszynach górniczych pracujących w wyrobiskach kopalń, wybrano metodę aktywnego balansowania ogniw.

Koncepcja systemu do nadzorowania pracy baterii ogniw (BMS) będzie przydatna w przypadku zastosowania ogniw wrażliwych na przeładowanie, z grupy litowych. System BMS zabezpieczy baterię ogniw przed skutkami nierównomiernego ich doładowywania oraz przed przeładowaniem.

Literatura

- [1] Kurpiel W.: System nadzorujący baterie akumulatorów BMS, ITG KOMAG, Gliwice 2014 (materiały niepublikowane)
- [2] Kurpiel W., Polnik B., Miedziński B.: System nadzorujący pracę baterii akumulatorów (BMS) w celu zwiększenia bezpieczeństwa ich funkcjonowania i żywotności stosowanych ogniw. Mech. Autom. Gór. 2014 nr 5
- [3] Gallardo-Lozano J., Romero-Cadaval E., M. Milanes-Montero I., Miguel A., Guerrero-Martinez: „Battery equalization active methods” - University of Extremadura, School of Industrial Engineering, Avda. Elvas s/n, 06006 Badajoz, Spain. – The International Journal on the Science and Technology of Electrochemical Energy Systems
- [4] Jian Cao, Nigel Schofield, Ali Emadi: „Battery Balancing Methods: A Comprehensive Review” - IEEE Vehicle Power and Propulsion Conference, VPPC, September 3-5, 2008, Harbin, China
- [5] Daowd M., Noshin Omar, Van Den Bossche P., and Van Mierlo J.: Passive and Active Battery Balancing comparison based on MATLAB Simulation, 7th IEEE Vehicle Power and Propulsion Conference, VPPC'11, 2011
- [6] Kurpiel W.: Trwałość i bezpieczeństwo pracy baterii ogniw litowych z aktywnym systemem balansowania w układach zasilania maszyn górniczych pracujących w atmosferze wybuchowej. W: Materiały na konferencję: SEMAG 2017 "Automatyka i elektroenergetyka w przemyśle wydobywczym", Mysłakowice, 29-31 maja 2017 s. 6-22

Konfigurowanie obwodów sterowania w celu zwiększenia bezpieczeństwa pracy maszyn górniczych

Część 1. Funkcje bezpieczeństwa

mgr inż. Marek Majewski
Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Configuring the control circuits to increase safety of mining machines Part 1. Safety functions

Streszczenie:

W artykule zidentyfikowano funkcje bezpieczeństwa minimalizujące ryzyko związane z zagrożeniami oraz zaproponowano sposób doboru systemów sterowania do ich realizacji. Funkcje bezpieczeństwa realizują funkcje załączenia, wyłączenia, zatrzymania maszyny oraz zatrzymania awaryjnego maszyny. W świetle wymagań dotyczących funkcji bezpieczeństwa wyznacza się architekturę oraz wymagany poziom zapewnienia bezpieczeństwa PLr poprzez systemy sterowania. Określenie wymagań jest pomocne przy wykonywaniu oceny ryzyka oraz przy opracowywaniu dokumentacji technicznej projektowanej maszyny górniczej.

Abstract:

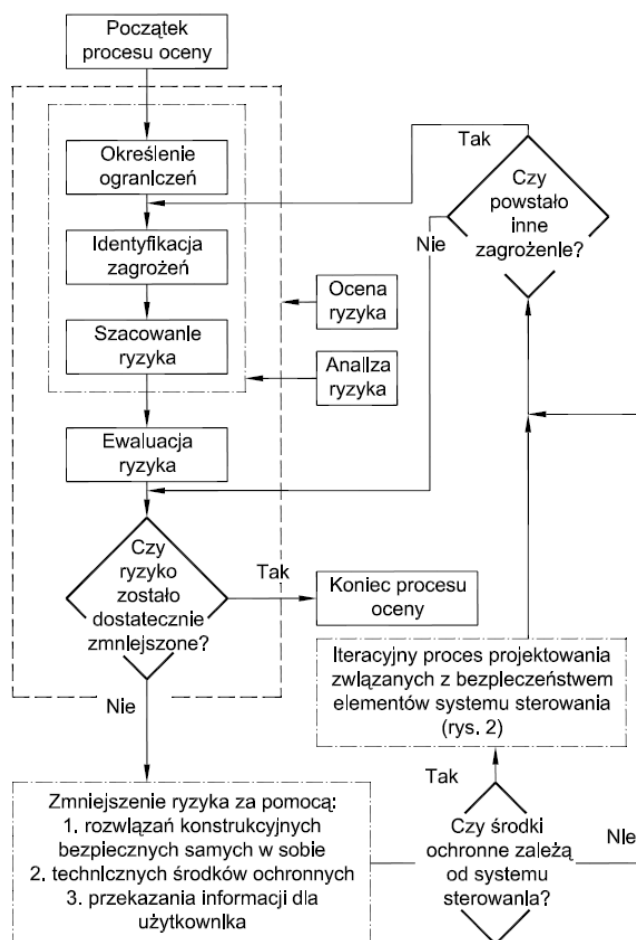
Safety functions minimizing the risk of hazards are identified and the method for selecting the control systems to realize these functions is suggested. Safety functions switch off and stop the machine as well as they stop the machine in the case of emergency. Structure and PLr safety level of the control system are determined in the light of safety functions requirements. Determination of requirements is helpful in risk assessment as well as during preparation of technical documentation of the designed machine.

Słowa kluczowe: górnictwo, ocena ryzyka, elektrotechnika, bezpieczeństwo, systemy sterowania

Keywords: mining, risk assessment, electrical engineering, security, control system

1. Wprowadzenie

Istotną sprawą przy projektowaniu maszyn jest stosowanie rozwiązań konstrukcyjnych i technicznych redukujących ryzyka związane z występującymi zagrożeniami do akceptowalnego poziomu [1]. Zagrożenia występują we wszystkich etapach życia maszyny i są identyfikowane poprzez przeprowadzenie oceny ryzyka. Pozwala ona na określenie sposobów ograniczenia ryzyka oraz na stwierdzenie, że może być ono dostatecznie zmniejszone np. poprzez zastosowanie między innymi odpowiednich systemów sterowania. Podjęcie decyzji o redukcji ryzyka następuje na podstawie oceny zagrożenia związanego z jego działaniem. Proces oceny oraz redukcji ryzyka poprzez zastosowanie systemów sterowania przedstawiono na rys. 1. Proces ten jest przeprowadzany w oparciu o normy PN-EN ISO 12100:2012 [8] oraz PN-EN ISO 13849-1:2016-02 [9]. Należy podkreślić, że w maszynach górniczych są stosowane obwody sterowania maszyny o różnym stopniu złożoności, konfiguracji i konstrukcji, przystosowane do pracy w warunkach zagrożenia wybuchem gazu i/lub pyłu palnego zgodnie z wymaganiami zawartymi w dyrektywie maszynowej [6] oraz w dyrektywie ATEX [7].

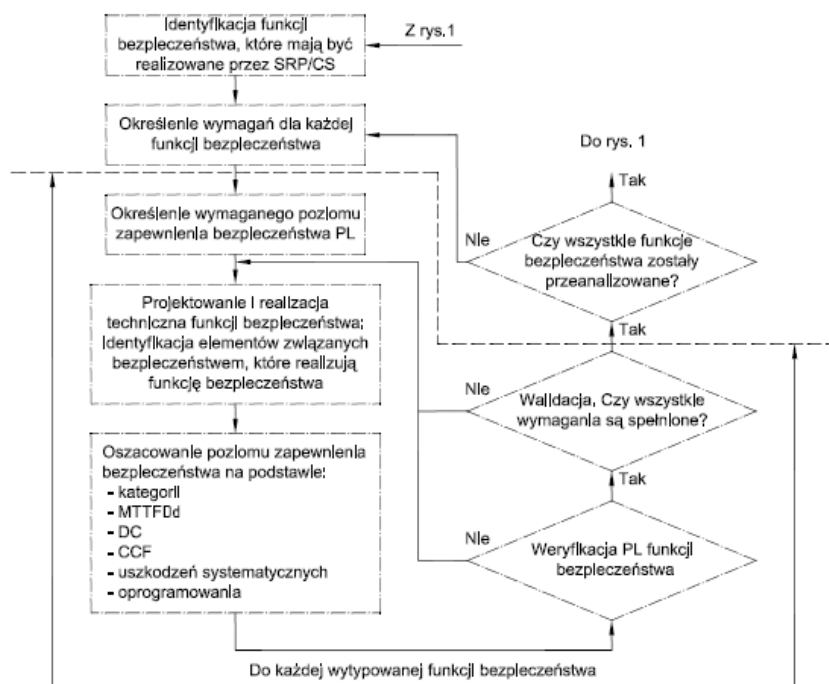


Rys. 1. Proces oceny oraz redukcji ryzyka [opracowanie własne na podstawie [9]]

Elementy systemu sterowania realizują następujące funkcje [5]:

- działanie maszyny w czasie normalnej pracy – załączanie i wyłączanie,
- kontrolowanie poprzez pomiary wartości parametrów decydujących o bezpieczeństwie,
- zatrzymanie awaryjne maszyny.

Proces projektowania systemu sterowania polega na wielokrotnym doborze elementów realizujących funkcję bezpieczeństwa w celu określenia udziału określonej funkcji bezpieczeństwa w procesie zmniejszenia ryzyka. Osiągnięcie zadawalającego poziomu zapewnienia bezpieczeństwa leży w gestii projektanta – rysunek 2.



Rys. 2. Iteracyjny proces projektowania związany z bezpieczeństwem elementów systemów sterowania [opracowanie własne na podstawie [9]]

Elementy systemu sterowania związane z bezpieczeństwem SRP/CS składają się z:

- zespołów wejściowych, inicjujących sygnał związany z bezpieczeństwem ,
- układów logicznych, przetwarzających sygnał wejściowy,
- zespołów wyjściowych, generujących wyjściowy sygnał bezpieczeństwa.

2. Funkcje bezpieczeństwa realizowane przez systemy sterowania

Podczas projektowania maszyn górniczych wymagane jest określenie zdolności systemów sterowania do zmniejszenia ryzyka oraz zapewnienie akceptowalnego poziomu bezpieczeństwa, a następnie porównanie go z wynikającym z oceny ryzyka i prawdopodobieństwa wystąpienia zdarzeń niebezpiecznych. Przyjęto następujące określenia zgodne z normą [9]:

- poziom zapewnienia bezpieczeństwa PL – poziom dyskretny służący do określenia zdolności związanych z bezpieczeństwem elementów systemów sterowania do realizacji funkcji bezpieczeństwa w dających się przewidzieć warunkach,
- wymagany poziom zapewnienia bezpieczeństwa PLr – poziom zapewnienia bezpieczeństwa PL niezbędny do uzyskania wymaganego zmniejszenia ryzyka dla każdej funkcji bezpieczeństwa.

Wymagany poziom zapewnienia bezpieczeństwa dzieli się na pięć poziomów od PLa do PLe (PLa, PLb, PLc, PLd, PLe). Osiągnięcie wymaganego poziomu jest zależne od uzyskanych wielkości parametrów przedstawionych na rysunku 4 oraz w tabeli 1 niniejszego artykułu.

2.1. Funkcje bezpieczeństwa

Podczas procesu oceny ryzyka jest dokonywana identyfikacja możliwych do przewidzenia zagrożeń, niebezpiecznych sytuacji i/lub zdarzeń, we wszystkich etapach życia maszyny oraz podejmowane są decyzje o sposobach ich eliminacji [3]. Identyfikacja zagrożeń jest przeprowadzona na podstawie zapisów normowych dotyczących bezpieczeństwa. Normy dotyczące danej grupy maszyn w sposób ścisły określają jakie wymagania powinny być spełnione. Z kolei normy dotyczące wyposażenia elektrycznego określają wymagania dotyczące osłon i parametrów obwodów elektrycznych.

Spełnienie wymagań oraz doświadczenie projektanta pozwalają na eliminację zagrożeń już na etapie projektowania. Zidentyfikowane są zagrożenia, których minimalizacja jest przeprowadzana według zaleceń normy PN-EN ISO 121000:2012 [8]. Osiąga się to poprzez dobór cech konstrukcyjnych maszyny oraz poprzez dobór funkcji reagowania maszyny na zagrożenia, zwanych funkcjami bezpieczeństwa. Zgodnie z normą PN-EN ISO 13849-1:2016 [9] do funkcji bezpieczeństwa realizowanych za pomocą elementów systemów sterowania SRP/CS należą:

- załączanie z podtrzymaniem – podtrzymanie działania przycisku załączenia poprzez styk pomocniczy stycznika wykonawczego włączonego do obwodu sterowania (oddzielny przycisk realizuje przerywanie obwód sterowania),
- wyłączanie i zatrzymanie – realizowane przez techniczne środki ochronne zapobiegające przekroczeniu przez maszynę założonych parametrów technicznych, np. czujniki temperatury uzwojeń i łożysk silnika elektrycznego oraz temperatury i poziomu oleju hydraulicznego (sygnał zatrzymania, po zainicjowaniu przez techniczny środek ochronny, powinien być utrzymany aż do wystąpienia bezpiecznych warunków do ponownego uruchomienia – kasowanie sygnału zatrzymania jest potwierdzone oddzielnym, ręcznym i zamierzonym działaniem),
- uruchomienie lub ponowne uruchomienie – przeprowadzane w sposób zamierzony przez przyciśnięcie przycisku załączenia w pulpicie sterowniczym (w przypadku zainicjowania sygnału wyłączenia poprzez techniczny środek ochronny ponowne uruchomienie jest możliwe po zaniku przyczyny wyłączenia),
- uruchamianie lub ponowne uruchomienie – po nadaniu sygnału ostrzegawczego podczas uruchamiania a proces uruchamiania odbywa się w określonym czasie,
- sterowanie lokalne – załączanie i wyłączanie – możliwe do realizacji, po wybraniu specjalnym łącznikiem w pulpicie lub skrzyni aparaturowej maszyny (ten sposób sterowania wymaga wzajemnego blokowania innych rodzajów sterowania przy załączaniu maszyny),
- sterowanie za pomocą urządzeń zezwalających – ustawienie łączników w konkretnym położeniu umożliwia załączenie obwodu sterowania (do urządzeń zezwalających należą odłącznik oraz łączniki wyboru rodzaju sterowania),
- zapobieganie nieoczekiwanemu uruchomieniu poprzez stosowanie przekaźników sterowniczych charakteryzujących się:
 - współdziałaniem z członem końcowym obwodu sterowania, którym jest przeważnie dioda prostownicza, zapobiegającemu załączeniu na skutek zwarcia w obwodzie sterowniczym,
 - odpornością na przerwę w zasilaniu i wahaniu napięcia zasilającego,
 - kontrolą rezystancji izolacji obwodu sterowania,

- odłączanie i rozpraszanie nagromadzonej energii, odłączanie maszyny od źródeł energii oraz stosowanie rozdzielaczy elektrohydraulicznych, rozładowujących obwód hydrauliczny, poprzez kierowania oleju pod ciśnieniem na spływ, do zbiornika oleju,
- sposoby sterowania i jego wyboru poprzez :
 - projektowanie i umieszczanie urządzeń sterowniczych, zgodnie z zasadami ergonomii,
 - umieszczanie urządzeń zatrzymywania w pobliżu urządzenia sterującego uruchomieniem,
 - umieszczanie ręcznych elementów sterowniczych poza strefami niebezpiecznymi w miejscu, z którego operator może obserwować strefę roboczą,
 - efekt sterowniczy powinien być osiągnięty przez celowe działanie,
 - kontrolę obecności operatora na stanowisku pracy,
 - kontrolę zasięgu przenośnych urządzeń sterowniczych,
 - wybór tylko jednego urządzenia sterowania (w przypadku wyposażenia maszyny w kilka urządzeń),
- wzajemne blokowanie oddziaływania różnych elementów systemów sterowania związanych z bezpieczeństwem,
- monitorowanie parametryzacji, wartości wejściowych dokonywanych za pomocą specjalistycznych przekaźników zabezpieczających (zabezpieczenie zwarciove, przeciążeniowe oraz kontroli ciągłości przewodu uziemiającego),
- elementy i części realizujące funkcję zatrzymania awaryjnego, utrzymujące napęd w stanie zatrzymania, do momentu skasowania sygnału z miejsca inicjacji (skasowanie umożliwia ponowne uruchomienie maszyny – uzupełniające środki ochronne).

Należy podkreślić, że w maszynach górniczych:

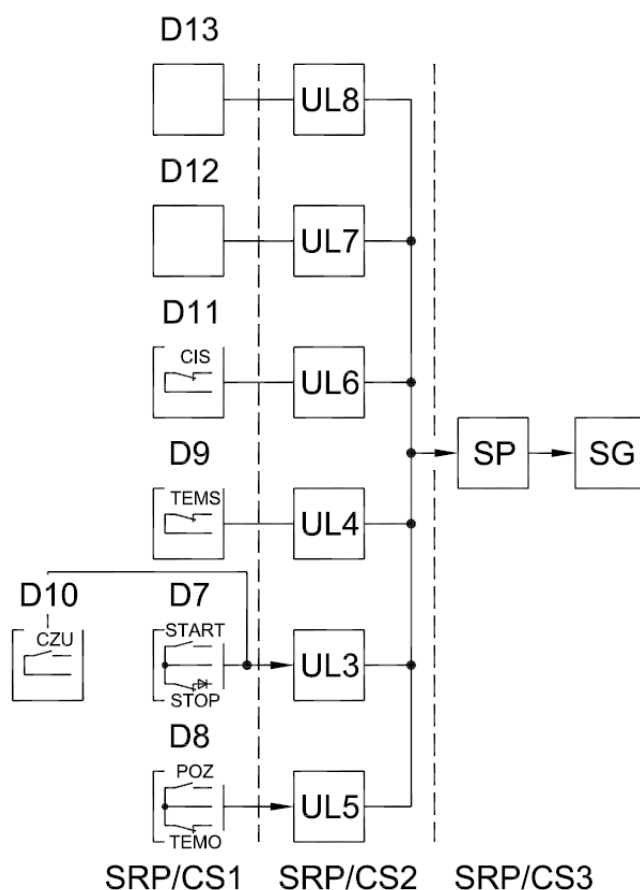
- obwody sterowania i kontroli są obwodami iskrobezpiecznymi kat. Ib,
- obwody iskrobezpieczne kat. Ib są prowadzone osobnymi kablami lub przewodami z zachowaniem rozdzielania obwodów, dla różnych napięć iskrobezpiecznych,
- obwody nieiskrobezpieczne są wyposażone w kontrolę upływową oraz prowadzone osobnymi przewodami lub kablami, pomiędzy osłonami ognioszczelnymi,
- obwody siłowe posiadają zabezpieczenia przed skutkami zwarcia, przeciążeń oraz obniżania się rezystancji izolacji,
- urządzenia pracują w temperaturze otoczenia od -20°C do $+40^{\circ}\text{C}$, przy wilgotności względnej do 95%,
- urządzenia są przewidziane do pracy w pomieszczeniach zagrożonych wybuchem gazu i/lub pyłu węglowego,
- zachowane są właściwe odstępy izolacyjne powierzchniowe i w powietrzu,
- stosowane są wyjścia kompatybilne z innymi układami.

2.2. Układ sterowania

Przykładowy schemat blokowy układu sterowania maszyny realizujący funkcje sterownicze oraz funkcje bezpieczeństwa przedstawiono na rysunku 3.

Układ taki jest najczęściej spotykany w rozwiązaniach maszyn górniczych. Pełni on następujące funkcje:

- załączanie maszyny łącznikiem START, umieszczonym w łączniku D7,
- wyłączania maszyny łącznikiem STOP, umieszczonym w łączniku D7,
- kontrola parametrów pracy maszyny – czujnik D8, pomiar poziomu POZ i temperatury oleju hydraulicznego TEMO w zbiorniku,
- kontrola temperatury silnika – czujnik D9 – pomiar temperatury uzwojeń silnika TEMS, oraz ciągłości przewodu uziemiającego silnik elektryczny,
- kontrola obecności obsługującego na stanowisku pracy – czujnik D10, łącznik CZU,
- zabezpieczenie zwarciove i przeciążeniowe – przetwornik prądu D12 i przekaźnik zabezpieczeniowy UL7,
- zabezpieczenie upływowe – układ pomiarowy D13 przekaźnika kontroli parametrów przewodów zasilających UL8,
- załączanie sygnalizacji ostrzegawczej przy jeździe do tyłu – czujnik ciśnienia oleju D11, łącznik CIS.



Rys. 3. Schemat blokowy układu sterowania SPR/CS [opracowanie własne na podstawie [5]]

gdzie:

SRP/CS1 – układ wejściowy systemu sterowania,

SRP/CS2 – układ logiczny systemu sterowania,

SRP/CS3 – układ wyjściowy systemu sterowania,

D7-D13 – czujniki i łączniki,

UL3-UL8 – układ logiczny – przekaźniki sterujące,

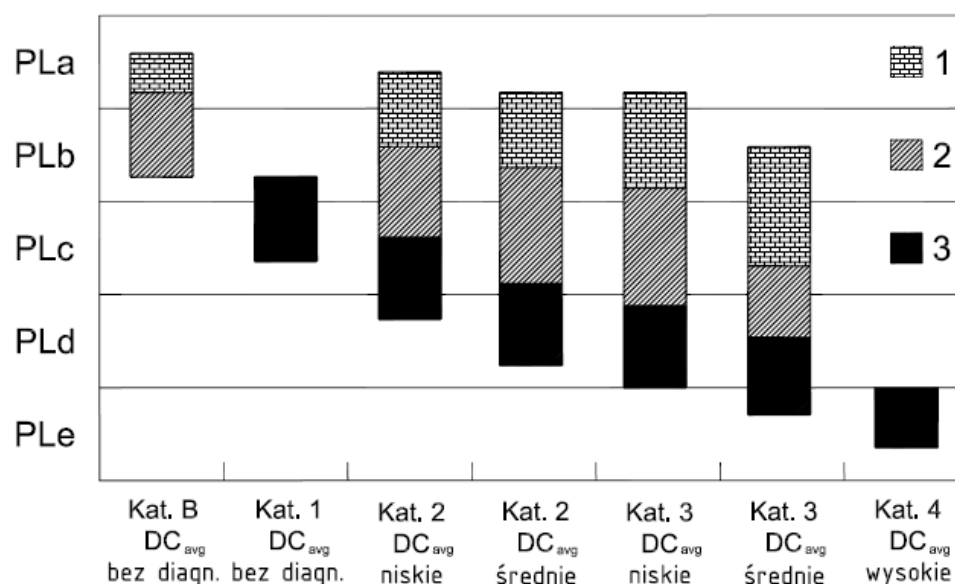
SP – układ wyjściowy – stycznik lub przekaźnik pomocniczy,

SG – układ wyjściowy – stycznik główny załączany przez układy logiczne UL3-UL8.

Czujniki i łączniki współpracują z układami logicznymi UL3-UL8 (przekaźniki sterujące lub zabezpieczające), które sterują poprzez szeregowo połączone styki, układem wyjściowym – przekaźnikiem pomocniczym SP i stycznikiem SG.

2.3. Parametry układu sterowania realizującego funkcje bezpieczeństwa

Przeprowadzając ocenę ryzyka należy identyfikować zagrożenia związane z pracą maszyną oraz podjąć decyzje mające na celu ich eliminację. Część zagrożeń i ryzyko związane z nimi jest zmniejszane przez funkcje bezpieczeństwa realizowane poprzez system sterowania SRP/CS. Proces redukcji obejmuje tylko tę część ryzyka, która jest zmniejszana przez daną funkcję bezpieczeństwa, realizowaną przez elementy systemu sterowania. Każda funkcja bezpieczeństwa jest realizowana przez część systemu sterowania i powinna być rozpatrywana osobno, po przypisaniu do niej wejść, jednostek logicznych i wyjść.



Rys. 4. Zależność między kategoriami, DC_{avg} i $MTTF_D$ każdego kanału a PLr
[opracowanie własne na podstawie [9]]

gdzie:

PL – poziom zapewnienia bezpieczeństwa,

PLr – wymagany poziom zapewnienia bezpieczeństwa (PLa – PLe),

$MTTF_D$ – spodziewany średni czas do niebezpiecznego uszkodzenia kanału lub elementu,

DC_{avg} – średnie pokrycie diagnostyczne – stosunek intensywności wykrytych uszkodzeń niebezpiecznych do intensywności wszystkich uszkodzeń niebezpiecznych,

1 – $MTTF_D$ – każdego kanału lub elementu – niski ($3 \text{ lata} \leq MTTF_D < 10 \text{ lat}$),

2 – $MTTF_D$ – każdego kanału lub elementu – średni ($10 \text{ lat} \leq MTTF_D < 30 \text{ lat}$),

3 – $MTTF_D$ – każdego kanału lub elementu – wysoki ($30 \text{ lat} \leq MTTF_D \leq 100 \text{ lat}$).

Zdefiniowanym funkcjom bezpieczeństwa powinna być przypisana co najmniej jedna z pięciu kategorii wyszczególnionych w normie PN-EN ISO 13849:2016-02 [9]. Kategorie są podstawowymi parametrami stosowanymi do określenia poziomu zapewnienia

bezpieczeństwa PLr przez system sterowania SRP/CS i określają odporność na defekty systemu SRP/CS. Na rys.3 przedstawiono realizację każdej funkcji bezpieczeństwa w oparciu o strukturę jednokanałową, której może być przypisana kategoria B lub kategoria 1.

Kategorie określają zatem wymagane zachowanie się systemu sterowania SRP/CS pod względem jego odporności na defekty. Wystąpienie defektów może spowodować utratę funkcji bezpieczeństwa. Kategoria B jest kategorią podstawową. W kategorii 1 osiąga się poprawę odporności na defekty poprzez dobór wypróbowanych elementów składowych o wysokiej jakości i sposobu ich stosowania. W kategorii 2 sprawdza się okresowo, czy jest realizowana funkcja bezpieczeństwa (układ testujący). Kategorie 3 i 4 osiąga się po spełnieniu warunku, że pojedynczy defekt nie powoduje utraty funkcji bezpieczeństwa. W kategorii 4 dodatkowo defekty są wykrywane w czasie wystarczającym do uniknięcia utraty funkcji bezpieczeństwa.

Uproszczona procedura wyznaczania PL osiąganego przez SRP/CS – na podstawie tablicy 6 normy PN-EN ISO 13849-1:2016-02 [9]

Tabela 1

Kategoria	B	1	2	2	3	3	4
DC _{avg}	bez diagnostyki	bez diagnostyki	niskie	średnie	niskie	średnie	wysokie
MTTF _D każdego kanału							
niski	PLa	nie stosuje się	PLa	PLb	PLb	PLc	nie stosuje się
średni	PLb	nie stosuje się	PLb	PLc	PLc	PLd	nie stosuje się
wysoki	nie stosuje się	PLc	PLc	PLd	PLd	PLd	PLe

Przedstawione na rysunku 4 oraz w tabeli 1 zależności, pomiędzy kategoriami, pokryciem diagnostycznym a średnim czasem do niebezpiecznego uszkodzenia kanału, pozwalają na oszacowanie, czy układy sterowania kategorii 1 osiągną maksymalnie poziom zapewnienia bezpieczeństwa PLc, pod warunkiem, że:

- zastosowano układy znane i powszechnie używane w maszynach górniczych, które sprawdzają się oraz są niezawodne,
- użyto, jako części składowych systemu sterowania, elementów wysokiej jakości oraz dostosowanych do pracy w warunkach podziemnych zakładów górniczych – elementy wypróbowane,
- zapewniono odpowiednie środki ochronne elementów przed zniszczeniem – wykluczenie defektu.

3. Wyznaczenie średniego czasu do niebezpiecznego uszkodzenia $MTTF_D$ elementów składowych kanału systemu sterowania

W rozdziale 2 przyjęto, że każda funkcja bezpieczeństwa realizowana przez jednokanałowy system sterowania może zapewnić maksymalnie poziom bezpieczeństwa PLc. Każdą funkcję bezpieczeństwa można zatem rozpatrywać osobno według schematu blokowego przedstawionego na rysunku 3. W niniejszym przykładzie jest rozważana funkcja wyłączania eksploatacyjnego maszyny wg rysunku 3.

3.1. Określenie wymagań strukturalnych dla łącznika STOP z układu sterowania

Podsystem wejściowy SRP/CS1 składa się z łącznika STOP wyłączenia eksploatacyjnego maszyny (wyłączenie maszyny wynikające ze sposobu prowadzenia prac górniczych).

Średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla łącznika wyłączenia D8 można określić na podstawie właściwości (1):

$$MTTF_{dD8} = \frac{B_{10d}}{0,1n_{op}} \text{ [lata]} \quad (1)$$

gdzie:

$MTTF_{dD8}$ – średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla wyłączenia STOP łącznika D8,

B_{10d} – przyjęto 100000 cykli łączy, po których 10% urządzeń uległo uszkodzeniu, w tym 20% to uszkodzenia niebezpieczne (jakakolwiek usterka powoduje wzrost zagrożenia – przyjęto na podstawie tabeli C.1 normy PN-EN ISO 13849-1:2016-02) [9],

n_{op} – liczba załączeń na rok określana przez użytkownika na podstawie zależności (2):

$$n_{op} = \frac{d_{op} h_{op} 3600}{t_{cycle}} \text{ [cykl/rok]} \quad (2)$$

gdzie:

d_{op} – średni czas pracy w dniach na rok – przyjęto 220 dni na rok,

h_{op} – średni czas pracy w godzinach na dzień – przyjęto 16 godzin na dobę,

t_{cycle} – średni czas między początkami dwóch kolejnych cykli pracy elementu – przyjęto 30 łączy na godzinę (120 s na cykl).

Uwzględniając powyższe wyznacza się:

$$n_{op} = \frac{220 \times 16 \times 3600}{120} = 105600 \text{ cykli/rok}$$

a następnie:

$$MTTF_{dD1} = \frac{100000}{0,1 \times 105600} = 9,47 \text{ lata}$$

Osiągnięto średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla łącznika STOP poniżej 10 lat, co pozwala ocenić jego poziom jako **niski**.

Producenci nie podających w katalogach danych niezbędnych do przeprowadzenia powyższych obliczeń, stąd konieczność przyjmowania ich na podstawie tabel zawartych w nomie [9].

3.2. Określenie wymagań strukturalnych dla układu logicznego UL3 systemu sterowania

Według opracowania [5] dla przekąźnikowego modułu sterującego UL3 przyjęto średnie prawdopodobieństwo uszkodzenia niebezpiecznego na godzinę $PFH_D = 55,5 \cdot 10^{-9}$.

Średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla przekąźnikowego modułu sterującego UL3 można wyznaczyć na podstawie zależności (3):

$$MTTF_{dUL3} = \frac{1}{\lambda_D} \text{ [lata]} \quad (3)$$

gdzie:

$MTTF_{dUL3}$ – średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla przekąźnikowego modułu sterującego UL3,

λ_D – stała intensywność uszkodzeń niebezpiecznych – przyjęto na podstawie wzoru C.7 normy PN-EN ISO 13849-1:2016-02 [9],

$$PFH_D = \lambda_D \cdot 1 \text{godzina} \quad (4)$$

Przyjmując, że 1 rok = 8760 godzin:

$$MTTF_{dUL3} = \frac{10^9}{55,6 \cdot 8760} = 2053 \text{ lata}$$

Uzyskany średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla przekąźnikowego modułu sterującego UL3 wynosi ponad 100 lat, co pozwala ocenić jego poziom jako **wysoki**.

3.3. Określenie wymagań strukturalnych dla przekąźnika pomocniczego SP systemu sterowania

Średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi $MTTF_{dSP}$ dla przekąźnika pomocniczego obwodu bezpieczeństwa określa się na podstawie wzoru (1) i (2):

Przyjęto:

B_{10d} – równo 400000 cykli łączeń, po których 10% urządzeń uległo uszkodzeniu, w tym 20% stanowiły uszkodzenia niebezpieczne (jakakolwiek usterka może powodować wzrost zagrożenia – przyjęto na podstawie tabeli C.1 normy PN-EN ISO 13849-1:2016-02) [9],

n_{op} – liczba załączeń na rok (określana przez użytkownika):

d_{op} – średni czas pracy w dniach na rok – przyjęto 220 dni na rok,

h_{op} – średni czas pracy w godzinach na dzień – przyjęto 16 godzin na dobę,

t_{cycle} – średni czas między początkami dwóch kolejnych cykli pracy elementu – przyjęto 30 łączeń na godzinę (120 sekund na cykl).

Uwzględniając powyższe wyliczono:

$$n_{op} = \frac{220 \times 16 \times 3600}{120} = 105600 \text{ cykli/rok}$$

a następnie:

$$MTTF_{dsp} = \frac{400000}{0,1 \times 1761} = 38 \text{ lat}$$

Średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla przekaźnika SP wynosi 38 lat, co pozwala ocenić jego poziom jako **wysoki**.

3.4. Określenie wymagań strukturalnych dla stycznika SG systemu sterowania

Średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi $MTTF_{dSG}$ dla stycznika głównego SG można określić również na podstawie wzoru (1) i (2).

Przyjęto:

B_{10d} – 1300000 cykli łączeń, po których 10% urządzeń uległo uszkodzeniu, w tym 20% stanowiły uszkodzenia niebezpieczne (jakakolwiek usterka powoduje wzrost zagrożenia – przyjęto na podstawie tabeli C.1 normy PN-EN ISO 13849-1:2016-02) [9],

n_{op} – liczba załączeń na rok określana przez użytkownika:

d_{op} – średni czas pracy w dniach na rok – przyjęto 220 dni na rok,

h_{op} – średni czas pracy w godzinach na dzień – przyjęto 16 godzin na dobę,

t_{cycle} – średni czas między początkami dwóch kolejnych cykli pracy stycznika – przyjęto 30 łączeń na godzinę (120 s na cykl).

Uwzględniając, że w układzie są trzy wyłączniki zatrzymania awaryjnego, a cykl załączenia każdego z nich określono co 6 godzin, to stycznik SG jest dodatkowo pobudzony 3 cykle/6 godzin. Stąd:

$$MTTF_{dSG} = \frac{1300000}{0,1 \times 105600} = 123 \text{ lata}$$

Średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla stycznika głównego SG wynosi ponad 100 lat, co pozwala ocenić jego poziom jako **wysoki**.

3.5. Określenie wypadkowych wymagań strukturalnych dla systemu sterowania

Średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla systemu sterowania SRP/CS można wyznaczyć na podstawie zależności (4):

$$\frac{1}{MTTF_{dW}} = \sum_{i=1}^N \frac{1}{MTTF_{di}} = \frac{1}{MTTF_{dD8}} + \frac{1}{MTTF_{dUI3}} + \frac{1}{MTTF_{dsp}} + \frac{1}{MTTF_{dSG}} \quad (4)$$

gdzie:

$MTTF_{dW}$ – średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi uwzględniający współpracę łącznika wyłączenia eksploatacyjnego, układu logicznego, przekaźnika pomocniczego oraz stycznika głównego,

$MTTF_{di}$ – średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla poszczególnych urządzeń,

$MTTF_{dD8}$ – średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla łącznika D8,

$MTTF_{dUL3}$ – średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla układu logicznego UL3,

$MTTF_{dSP}$ – średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla przekaźnika pomocniczego SP,

$MTTF_{SG}$ – średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla stycznika.

Na podstawie wyliczenia wartości MTTF w pkt. 3.1÷3.4 wyznaczono:

$$\frac{1}{MTTF_{dw}} = \frac{1}{9,47} + \frac{1}{2053} + \frac{1}{38} + \frac{1}{123} = 0,140529584$$

$$MTTF_{dw} = 7,12 \text{ lata}$$

Średni czas między uszkodzeniami niebezpiecznymi dla systemu sterowania wynosi powyżej 7 lat, co pozwala ocenić jego poziom jako **niski**, zatem układowi sterowania można SRP/CS przypisać **kategorię B**.

4. Podsumowanie

Na podstawie obliczeń przedstawionych w pkt. 3 wyznaczono podstawową kategorię B systemu sterowania. Kategoria B jest wystarczająca pod warunkiem, że normy przedmiotowe dotyczące danej grupy maszyn nie stanowią inaczej. Poprawę odporności na defekty (wyższą kategorię) można osiągnąć poprzez dobór łącznika STOP o wyższej liczbie cykli łączeń lub poprzez organizację robót górniczych, która ograniczy liczbę załączeń i wyłączeń maszyny w ciągu 1 godziny.

Przedstawiony opis funkcji bezpieczeństwa w pkt. 2 wg schematu blokowego układu sterowania pokazanego na rysunku 3 realizuje funkcje bezpieczeństwa wynikające z oceny ryzyka. Uwzględniono w niej skutki analizowanego zagrożenia i prawdopodobieństwo zaistnienia zdarzenia zagrażającego [2]. Z powyższych rozważań wynika, że:

- funkcja bezpieczeństwa jest funkcją maszyny, której uszkodzenie powoduje bezpośredni wzrost ryzyka,
- funkcje bezpieczeństwa mogą być zrealizowane poprzez układ sterowania maszyny,
- bezpieczeństwo użytkowania maszyny zależy przede wszystkim od prawidłowego działania układu sterowania,
- każdej funkcji bezpieczeństwa powinien być przypisany poziom dopuszczalnego ryzyka wyrażony, zgodnie z normą PN-EN ISO 13849-1:2016-02 [9], wymaganym poziomem zapewnienia bezpieczeństwa PLr.

Proces zmniejszenia ryzyka poprzez zastosowanie funkcji bezpieczeństwa, realizowanych przez system sterowania kończy się po osiągnięciu następujących stanów:

- zagrożenia zostały wyeliminowane lub ryzyko zmniejszone dzięki odpowiednim rozwiązaniom konstrukcyjnym obwodów sterowania i obwodów zabezpieczeń,
- wykazanie, że ryzyko można zmniejszyć poprzez poprawę odporności na defekty w wyniku doboru elementów składowych systemu sterowania,
- uznanie, że systemy sterowania osiągną maksymalny wymagany poziom zapewnienia bezpieczeństwa PLc, kategorii 1 dla struktury jednokanałowej.

Przy projektowaniu systemu sterowania związanego z realizacją funkcji bezpieczeństwa należy:

- uwzględniać wszystkie elementy, tak aby mogły wzajemnie ze sobą współpracować,
- uwzględniać dostęp do łączników osobom związanym ze stanowiskiem pracy, nie tylko obsługującemu maszynę,
- zapewnić dopasowanie sygnałów sterujących do parametrów pracy obwodu elektrycznego,
- zapewnić kompatybilność, odporność na drgania i na warunki środowiskowe poprzez prawidłowy dobór wyposażenie elektrycznego,
- uwzględnić aktualne przepisy, zalecenia i wytyczne gwarantujące bezpieczeństwo w miejscu zainstalowania i użytkowania.

W części 1 artykułu określono funkcje bezpieczeństwa oraz sposoby ich realizacji poprzez układy sterowania maszyny. Zagrożenia związane z ruchem maszyny mogą być zredukowane przez zastosowanie układu zatrzymania awaryjnego [4]. Określenie wymaganych parametrów dla jego elementów zostanie przeprowadzone w drugiej części artykułu.

Literatura

- [1] Figiel A.: Ocena ryzyka w procesie projektowania maszyn i urządzeń przeznaczonych do stosowania w zakładach górniczych, Innowacyjne techniki i technologie dla górnictwa. Bezpieczeństwo – Efektywność, KOMTECH 2014, ITG KOMAG, Gliwice 2014 s.291-302, ISBH 978-83-60708-83-5
- [2] Figiel A.: Bezpieczeństwo funkcjonalne układów sterowania maszyn górniczych, Maszyny Górnicze 2014 nr 4
- [3] Majewski M.: Identyfikacja zagrożeń, jako jeden z elementów procesu projektowania maszyn górniczych, Maszyny Górnicze 2017 nr 3
- [4] Ocena ryzyka Spagóładowarka BH 3000 W16.058AH08 wydanie 3, Opracowanie ITG KOMAG 2017 (materiały niepublikowane)
- [5] Wytyczne dotyczące obwodów sterowania oraz wpływ ich konfiguracji na bezpieczeństwo maszyn górniczych – Opracowanie ITG KOMAG 2017 (materiały niepublikowane)
- [6] Dyrektywa 2006/42/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 17 maja 2006 r. w sprawie maszyn, zmieniająca dyrektywę 95/16/WE
- [7] Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2014/34/UE z dnia 26 lutego w sprawie harmonizacji ustawodawstwa państw członkowskich odnoszących się do urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w atmosferze wybuchowej
- [8] PN-EN ISO 12100:2012 Bezpieczeństwo maszyn – Ogólne zasady projektowania – Ocena ryzyka i zmniejszanie ryzyka
- [9] PN-EN ISO 13849-1:2016-02 Bezpieczeństwo maszyn – Elementy systemów sterowania związane z bezpieczeństwem – Część 1: Ogólne zasady projektowania

Warunki bezpiecznego wykonywania badań oraz pomiarów wielkości elektrycznych i nieelektrycznych w wyrobiskach zagrożonych wybuchem

dr inż. Andrzej Figiel
Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Conditions for safe testing and taking measurements of electric non-electric parameters in the workings threatened by explosion hazard

Streszczenie:

W podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych zagrożonych wybuchem gazu kopalnianego i pyłu węglowego zachodzi potrzeba wykonania badań lub pomiarów wielkości elektrycznych oraz nieelektrycznych. Specjalistyczny sprzęt badawczy lub pomiarowy rzadko kiedy jest zabezpieczony za pomocą środków technicznych, które umożliwiają jego stosowanie w atmosferze potencjalnie wybuchowej. W niniejszym artykule omówiono zagrożenia, jakie są związane ze stosowaniem sprzętu badawczego i pomiarowego, obecnie obowiązujące zasady bezpiecznego wykonywania badań i pomiarów w zakładach górniczych oraz zaprezentowano propozycje dotyczące wdrożenia podniesienia poziomu bezpieczeństwa w tym zakresie.

Abstract:

In mine underground workings threatened by firedamp and coal dust explosion hazard there is a need to take measurements of electric and non-electric parameters. The special testing equipment is very rarely protected by technical means, which enable its use in a potentially explosive atmosphere. The hazards, which are associated with use of testing and measuring equipment and present regulations for safe testing and taking measurements in the mining plants are discussed as well as suggestions regarding increasing the safety level for such actions are presented.

Słowa kluczowe: górnictwo, zagrożenie wybuchem, sprzęt badawczy, sprzęt pomiarowy

Keywords: mining industry, explosion hazard, testing equipment, measuring equipment

1. Wprowadzenie

W zakładach górniczych, w podziemnych wyrobiskach, często zachodzi potrzeba wykonania badań, prób oraz pomiarów przez jednostki naukowe, rzeczoznawców, producentów urządzeń lub służby kopalniane. Ze względu na możliwość powstania w miejscu wykonywania badań i pomiarów atmosfery wybuchowej spowodowanej obecnością gazu kopalnianego i pyłu węglowego, należy podjąć działania redukujące ryzyko zainicjowania zapłonu i wybuchu. Podstawowym sposobem osiągnięcia tego stanu, jest wykorzystanie do badań i pomiarów sprzętu, którego specjalna konstrukcja i zabezpieczenia umożliwiają jego stosowanie w środowisku zagrożonym wybuchem. Nie zawsze jest to jednak możliwe. W praktyce wiele badań, pomiarów, pomimo potencjalnego zagrożenia wybuchem, jest wykonywanych za pomocą sprzętu i przyrządów pomiarowych, które nie posiadają budowy przeciwwybuchowej. W takiej sytuacji są podejmowane działania organizacyjne, których celem jest niedopuszczenie do pracy sprzętu badawczego i przyrządów pomiarowych w obecności atmosfery wybuchowej, polegające przede wszystkim na monitorowaniu stężenia metanu i wstrzymaniu prac po przekroczeniu stężenia dopuszczalnego.

W ten sam sposób zapewnia się bezpieczeństwo przeciwwybuchowe podczas wykonywania niektórych specjalistycznych prac, takich jak wgrywanie programów do sterowników PLC maszyn i urządzeń z laptopów, wykonywanie trwałych połączeń światłowodowych, zwanych spawami światłowodowymi, za pomocą przemysłowych spawarek światłowodowych, w liniach transmisyjnych między dwoma regeneratorami

optycznymi toru światłowodowego, czy lokalizacja uszkodzeń oraz przeprowadzanie prób napięciowych kabli elektroenergetycznych lub przewodów oponowych.

2. Sprzęt badawczy i pomiarowy spełniający wymagania dla urządzeń grupy I

W zakładach górniczych powinny być stosowane maszyny, aparatura, sprzęt stały lub ruchomy, komponenty sterujące i oprzyrządowanie, które nie posiadają własnych, potencjalnych źródeł zapłonu lub które są zabezpieczone w taki sposób, że ich własne potencjalne źródła zapłonu, nie są zdolne do spowodowania zapłonu zarówno gazu kopalnianego, jak i pyłu węglowego. Zgodnie z dyrektywą 2014/34/UE ATEX [1], wszystkie urządzenia dedykowane dla górnictwa, elektryczne i nieelektryczne, posiadające co najmniej jedno, własne źródło zapłonu, są zaliczone do urządzeń grupy I, w których zastosowane środki zabezpieczenia przeciwwybuchowego zapewniają bardzo wysoki (urządzenia kategorii M1) lub wysoki poziom zabezpieczenia (urządzenia kategorii M2). Typowe rodzaje zabezpieczeń urządzeń elektrycznych grupy I kategorii M1 i M2 przedstawiono w tabeli 1.

Skuteczność zabezpieczenia przeciwwybuchowego potwierdza producent danego urządzenia, a w pewnych przypadkach również jednostka notyfikowana, poprzez wykazanie jego zgodności z wymaganiami dyrektywy 2014/34/UE [1] i norm zharmonizowanych dotyczących zastosowanych rodzajów zabezpieczeń, w ramach realizacji procedur oceny zgodności.

W związku z powyższym w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych bez przeszkód możemy stosować sprzęt badawczy i pomiarowy spełniający wymagania dla urządzeń grupy I kategorii M1 (w przypadku, gdy jest prawdopodobne, że sprzęt będzie stosowany w atmosferze wybuchowej) lub M2 (w przypadku, gdy urządzenie jest przewidziane do wyłączenia w przypadku wystąpienia atmosfery wybuchowej). Jest o tym mowa również w przepisach górniczych zawartych w rozporządzeniu Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych (Dz. U. 2017 poz. 1118) [2]. Zgodnie z pkt. 5.13.1 tego rozporządzenia do dokonywania pomiarów w wyrobiskach zaliczonych do stopnia „b” lub „c” niebezpieczeństwa wybuchu stosuje się przyrządy budowy przeciwwybuchowej.

Na podstawie oznakowania Ex naniesionego na urządzenie, informującego m.in. o rodzaju zabezpieczenia przeciwwybuchowego, można w łatwy sposób stwierdzić, czy dane urządzenie nadaje się do wykorzystania w interesujących nas warunkach środowiskowych.

Rodzaje zabezpieczeń stosowanych w urządzeniach grupy I

Tabela 1

Rodzaj zabezpieczenia	Urządzenia grupy I	
	Kategoria M1	Kategoria M2
Zabezpieczenie urządzeń za pomocą osłon ognioszczelnych „d”	„da”	„db”
Zabezpieczenie urządzeń za pomocą budowy wzmocnionej „e”	-	„eb”
Zabezpieczenie urządzeń za pomocą iskrobezpieczeństwa „i”	„ia”	„ib”
Zabezpieczenie urządzeń za pomocą hermetyzacji „m”	„ma”	„mb”
Zabezpieczenie urządzeń za pomocą osłony piaskowej „q”	-	„qb”
Zabezpieczenie urządzeń za pomocą osłon gazowych z nadciśnieniem „p”	-	„pxb”
Zabezpieczenie urządzeń oraz systemów transmisji wykorzystujących promieniowanie optyczne	„op is”	„op is” „op pr” „op sh”

3. Sprzęt badawczy i pomiarowy pozostały

Zgodnie z przywołanym wcześniej przepisami górnictwymi do dokonywania pomiarów w wyrobiskach zaliczonych do stopnia „b” lub „c” niebezpieczeństwa wybuchu, można zastosować przyrządy budowy normalnej, po spełnieniu następujących warunków (pkt. 5.13.2 rozporządzenia [2]):

- 1) pomiary będą prowadzone zgodnie z instrukcją zatwierdzoną przez kierownika ruchu zakładu górniczego,
- 2) o rozpoczęciu i zakończeniu pomiarów będzie powiadomiony dyspozytor ruchu,
- 3) stężenie metanu wynosi nie więcej niż 0,5%.

Spełnienie ww. warunków wyklucza wykonywanie pomiarów za pomocą urządzeń, które nie posiadają zabezpieczenia przeciwwybuchowego, przy stężeniu metanu w powietrzu przekraczającym 0,5%, w związku z czym możliwość zainicjowania zapłonu i wybuchu jest wyeliminowana przez uniknięcie pracy urządzeń w atmosferze potencjalnie wybuchowej. Należy jednak pamiętać, że nie wszystkie źródła zapłonu są związane z pracą urządzenia. Niektóre źródła mogą stanowić zagrożenie nawet po wyłączeniu danego urządzenia, gdyż wynikają z samej obecności urządzenia w atmosferze potencjalnie wybuchowej.

Podczas analizy i oceny zagrożenia zapłonem pochodzącym od urządzenia w wykonaniu normalnym, które nie pracuje i jest odłączone do zewnętrznego źródła energii, należy uwzględnić następujące czynniki:

- a) ładunki elektrostatyczne, wynikające z zastosowania zewnętrznej obudowy wykonanej z tworzyw sztucznych,
- b) iskry powstające wskutek uderzenia w metalową obudowę zawierającą metale lekkie (obudowy przyrządów pomiarowych nie muszą spełniać wymagań dotyczących zawartości masowej aluminium, magnezu, tytanu, cyrkonu - do 15% ogółem i magnezu, tytanu i cyrkonu - do 7,5% ogółem [3]),
- c) wewnętrzne źródła energii (ogniwa chemiczne).

Po zidentyfikowaniu możliwych źródeł zapłonu w rozpatrywanym urządzeniu należy wskazać, które środki powinny zostać zastosowane w celu zapewnienia, że źródła te nie staną się efektywne. Ponieważ nie można ingerować w konstrukcję urządzenia, możliwe do zastosowania środki zabezpieczające ograniczają się do środków, które:

- zapewniają, że źródła zapłonu nie staną się efektywne,
- zapobiegają kontaktowi atmosfery wybuchowej ze źródłem zapłonu,
- zapobiegają niewłaściwemu, możliwemu do przewidzenia użyciu.

Z tych powodów instrukcja wykonywania pomiarów powinna określać środki zabezpieczające, jakie należy podjąć nie tylko podczas wykonywania pomiarów czy badań, ale również podczas transportu urządzeń w wykonaniu normalnym oraz po przekroczeniu dopuszczalnego stężenia metanu. Środki bezpieczeństwa, za które odpowiadają służby techniczne kopalni, powinny być odpowiednie w odniesieniu do każdego zagrożenia występującego w miejscu (rejonie) wykonywania tych prac (np. zagrożenia metanowego, pyłowego, pożarowego).

Pomimo tego, że wymagania przepisów [2] dotyczą tylko prowadzenia badań i pomiarów, lokalizacji uszkodzeń oraz przeprowadzania prób napięciowych kabli elektroenergetycznych lub przewodów oponowych, analogiczne środki zabezpieczające powinny być stosowane

podczas wykonywania, za pomocą specjalistycznych urządzeń budowy normalnej, innych prac.

Przykładowym środkiem zabezpieczającym, które może być zastosowane podczas transportu przyrządu pomiarowego budowy normalnej, posiadającego obudowę wykonaną z tworzywa sztucznego, jest przenoszenie przyrządu w torbie wykonanej ze skóry naturalnej. Taki sposób transportu zapobiega tarcia obudowy przyrządu o inne materiały, prowadzącemu do powstawania ładunków elektrostatycznych. Podobne rozwiązanie można zastosować podczas transportu przyrządu z metalową obudową zawierającą metale lekkie. Przenoszenie takiego urządzenia w dodatkowej osłonie zapewniającej ochronę przed udarami mechanicznymi, skutecznie eliminuje zagrożenie pochodzące od iskier wytwarzanych mechanicznie. Nie ma prostych sposobów eliminowania ryzyka związanego z obecnością baterii (połączonych ogniw) w środowisku, w którym może się pojawić atmosfera wybuchowa. Wyjmowanie baterii z urządzenia oraz jej przenoszenie np. w torbie narzędziowej jest obarczone znacznym ryzykiem. Z tego powodu należałoby jak najszybciej podjąć prace nad zaprojektowaniem lekkiego pojemnika przeznaczonego do bezpiecznego transportu laptopów i innych urządzeń z wewnętrznymi, nieiskrobezpiecznymi źródłami zasilania. Taki pojemnik mógłby być zabezpieczony za pomocą osłony gazowej z nadciśnieniem lub powinien być pojemnikiem hermetycznym, uniemożliwiającym wnikanie gazu w czasie niezbędnym do opuszczenia zagrożonych wyrobisk.

4. Podsumowanie

Wykonywanie pomiarów, badań, czynności technicznych w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych zagrożonych wybuchem gazu kopalnianego i pyłu węglowego z użyciem sprzętu w wykonaniu przeciwwybuchowym jest wskazane, a z użyciem sprzętu w wykonaniu normalnym jest możliwe, ale wiąże się z koniecznością spełnienia dodatkowych warunków organizacyjnych i technicznych. Warunki bezpiecznego prowadzenia pomiarów w wyrobiskach zaliczonych do stopnia „b” lub „c” niebezpieczeństwa wybuchu określają przepisy górnicze [2]. Przepisy te nie odnoszą się jednak do innych czynności technicznych, realizowanych w zakładach górniczych za pomocą sprzętu w wykonaniu normalnym (m.in. spawania światłowodów, konfigurowania sterowników PLC z użyciem notebooków), nie określają warunków, jakie należy spełnić podczas ich transportu, ani po przekroczeniu dopuszczalnego stężenia metanu.

Bardzo duże znaczenie z punktu widzenia zapewnienia bezpieczeństwa podczas wykonywania ww. prac ma respektowanie postanowień instrukcji, zatwierdzonej przez kierownika ruchu zakładu górniczego. Instrukcja ta powinna zawierać ustalenia nie tylko dotyczące wykonywania prac (kontrolowanie stężenia metanu), ale również podczas transportu sprzętu oraz po przekroczeniu dopuszczalnego stężenia metanu. Przewidziane do stosowania środki bezpieczeństwa powinny uwzględniać źródła zapłonu, wskazane w niniejszym artykule, jakie są związane z obecnością sprzętu w wykonaniu normalnym w atmosferze potencjalnie wybuchowej, nawet jeżeli urządzenie nie pracuje (elektryczność statyczna, iskry wytwarzane mechanicznie, bateryjne źródła energii), jak również podczas transportu wyrobiskami, w których może dojść do przekroczenia progów dopuszczalnych.

Literatura

- [1] Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady 2014/34/UE z dnia 26 lutego 2014 r. w sprawie harmonizacji ustawodawstw państw członkowskich odnoszących się do urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w atmosferze potencjalnie wybuchowej. OJ Nr 96 z dnia 29.03.2014 r.
- [2] Rozporządzeniu Ministra Energii z dnia 23 listopada 2016 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu podziemnych zakładów górniczych (Dz. U. 2017 poz. 1118)
- [3] Norma PN-EN 60079-0:2013-03 Atmosfery wybuchowe. Część 0: Urządzenia. Podstawowe wymagania

Czy wiesz, że

...inżynierowie z uniwersytetu Maryland College Park, posługując się nanotechnologiami otrzymali drewno, którego wytrzymałość jest wyższa od stali, a nawet od stopów tytanu. Podczas prezentacji ujawnili jednak niewiele szczegółów. Zwrócili uwagę na zawartą w każdym drewnie ligninę, która klei komórki drewna. Umiejętność regulowania stężenia ligniny pozwala na wytworzenie drewna o pożądanych parametrach. Proces polega na usuwaniu lub zagęszczaniu ligniny za pomocą znanych nanotechnologii. Wynalazcy twierdzą, że ich „superdrewno” znajdzie zastosowanie w przemyśle motoryzacyjnym i lotniczym, ponieważ przewyższa wytrzymałością dotychczas używane materiały i nie ulega procesom korozyjnym. Szczegóły otrzymywania „superdrewna” niebawem mają być opublikowane.

Projektowanie i Konstrukcje Inżynierskie 2018 nr 1/2 s.16