

Wpływ wydajności pompy wirowej na kształt pola prędkości strugi w przewodzie ssawnym

(Praca naukowa finansowana ze środków na naukę w latach 2006–2009 jako projekt badawczy)

Streszczenie

Praca stanowi rezultat wstępnych badań prowadzonych pod kątem możliwości wykorzystania dodatkowego zawirowania zasysanego strumienia cieczy, jako czynnika kształtującego strugę wpływającą do wnętrza wirnika pompy odśrodkowej. Na drodze eksperymentalnej określona została zależność pomiędzy kształtem pola prędkości strumienia zasysanego a wydajnością pompy. Uzyskane informacje mogą stanowić punkt wyjścia do opracowania nowego, energooszczędnego sposobu regulowania wydajności pomp wirowych. Przy rosnących cenach energii oraz mając na uwadze ilości energii zużywane w procesach odwadniania kopalń, rozwiązanie problemów związanych ze zwiększeniem sprawności funkcjonowania systemów odwadniania wydaje się więc być uzasadnione.

Summary

Research project is a result of initial studies carried out on possibilities of using an additional vortex in sucked stream of liquid as the factor, which shapes the stream flowing to centrifugal pump interior. Relationships between the shapes of sucked stream velocity fields and pump output were determined experimentally. Obtained information can be a starting point for a development new energy saving solution to control the output of vortex pump. Problem of increase of efficiency of dewatering systems seems to be reasonable due to increase of energy prices, considering the high amounts of energy consumed in mine dewatering systems.

1. Wprowadzenie

Sposób, w jaki dostarczana z zewnątrz energia zostaje przejęta przez strumień cieczy decyduje o jakości procesu. Sprawność pompy wirowej zależy więc w istotny sposób od umiejętnego naprowadzania zasysanej cieczy na łopatki wirnika pompy odśrodkowej; kąt napływu powinien być identyczny z kątem zagięcia łopatki na krawędzi wlotowej. Niezgodność tych kątów skutkuje uderzeniem lub oderwaniem się strumienia.

Zasadnicza trudność w synchronizacji wielkości tych kątów polega na tym, że ich zgodność jest zjawiskiem występującym jednorazowo w całym zakresie pracy pompy wirowej; ma to miejsce tylko wtedy, gdy wydajność pompy odpowiada wartości nominalnej.

Zmieniający się wraz z wydajnością kształt pola prędkości zasysanego strumienia może stanowić źródło istotnych informacji o przygotowaniu strugi w części przedwirnikowej.

2. Cel pracy

Celem pracy było określenie na drodze eksperymentalnej wpływu wydajności pompy wirowej na kształt

pól prędkości w końcowym odcinku przewodu ssawnego, usytuowanym bezpośrednio przed pompą.

Badania przeprowadzono na stanowisku doświadczalnym w Katedrze Maszyn i Urządzeń Energetycznych Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie.

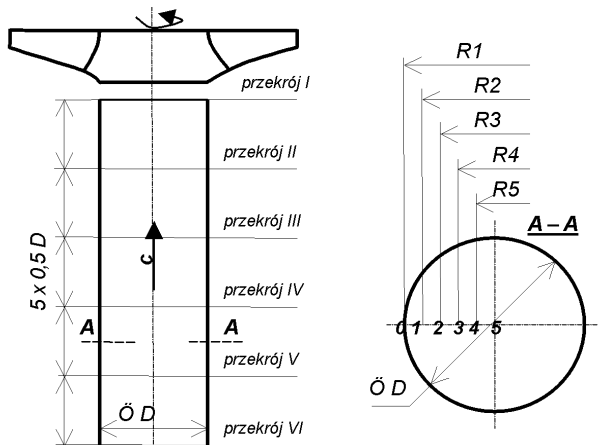
Wykonano¹ je dla trzech różnych wartości wydajności pompy wynoszących odpowiednio:

- $Q = 0,5 Q_n$;
- $Q = Q_n$;
- $Q = 1,5 Q_n$.

Prędkości zostały wyznaczone poprzez pomiar ciśnień całkowitych i statycznych w wytypowanych miejscach w rurze ssawnej. Szczegółowe rozmieszczenie przekrojów i punktów pomiarowych przedstawiono na rysunku 1.

Pomiary wykonano w połowie przekroju ssawnego. Ze względu na pionowe usytuowanie tego przewodu uznano, że dopuszczalne jest założenie symetrii rozkładów prędkości w nieprzebadanej części.

¹ W badaniach uczestniczyli również Mariusz Musiałek i Zdzisław Nowak.

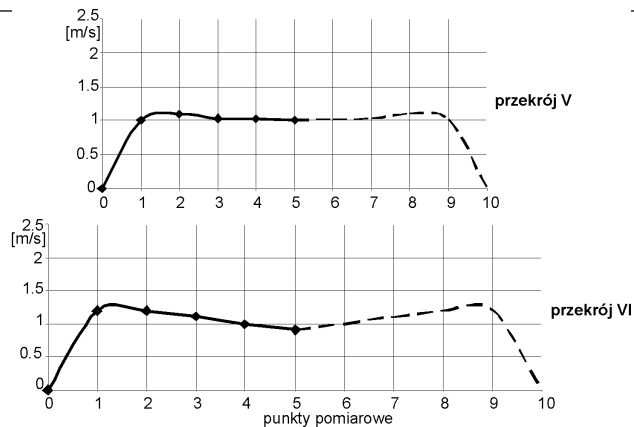
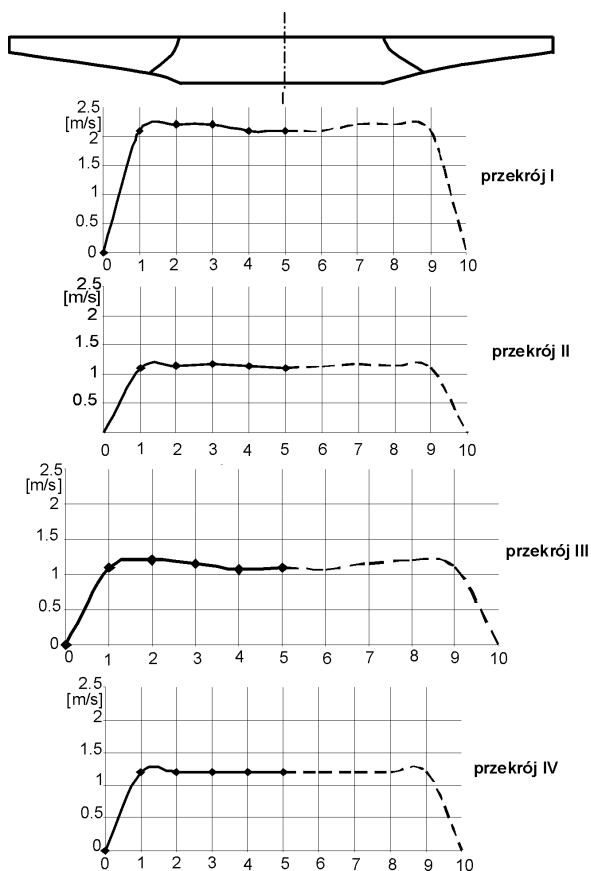


Rys.1. Rozmieszczenie przekrojów i punktów pomiarowych w rurze ssawnej

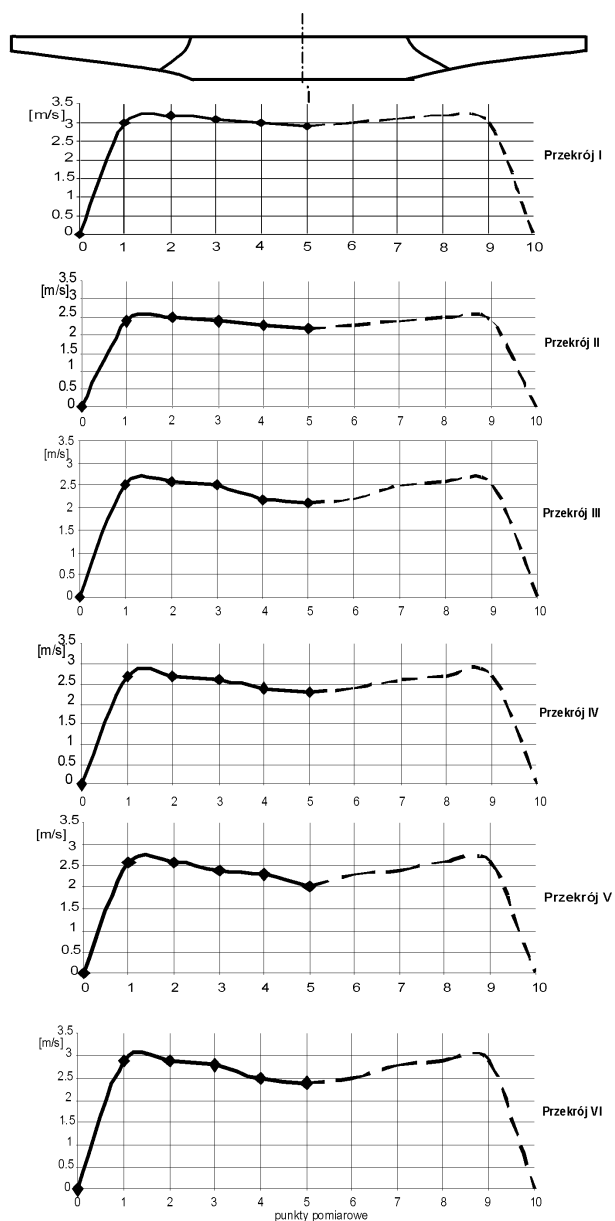
I-VI – przekroje pomiarowe, 0-5 – punkty pomiarowe, $R_1 = 0,5 D$, $R_2 = 0,4 D$, $R_3 = 0,3 D$, $R_4 = 0,2 D$, $R_5 = 0,1 D$, $R_6 = 0$

3. Wyniki badań

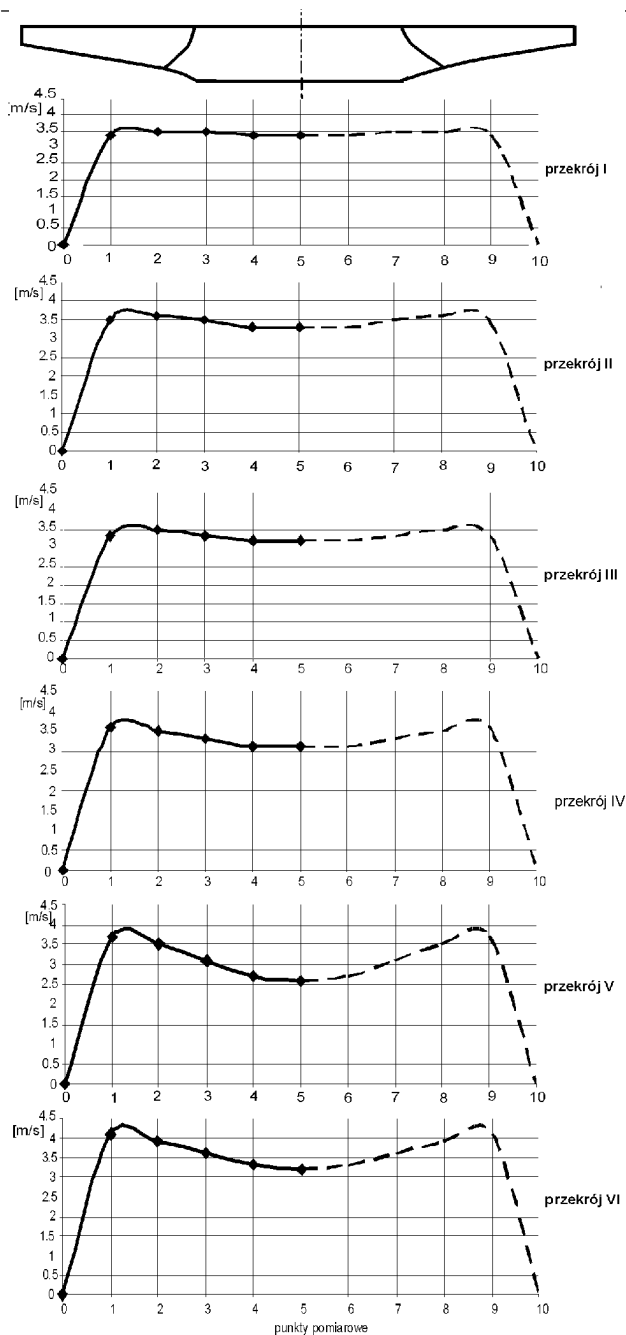
W pracy przedstawione zostały rozkłady prędkości osiowej, a ściślej, rozkłady osiowej składowej prędkości bezwzględnej, ponieważ w praktyce jest to składowa umożliwiająca określenie wartości strumienia cieczy płynącego przewodem. Zmianę kształtu pól prędkości w miarę przybliżania się strugi do wirnika pompy ilustrują rysunki 2, 3, 4.



Rys.2. Zmiana kształtu pól prędkości w końcowym odcinku rurociągu dla $Q = 0,5Q_n$



Rys.3. Zmiana kształtu pól prędkości w końcowym odcinku rurociągu dla $Q = Q_n$

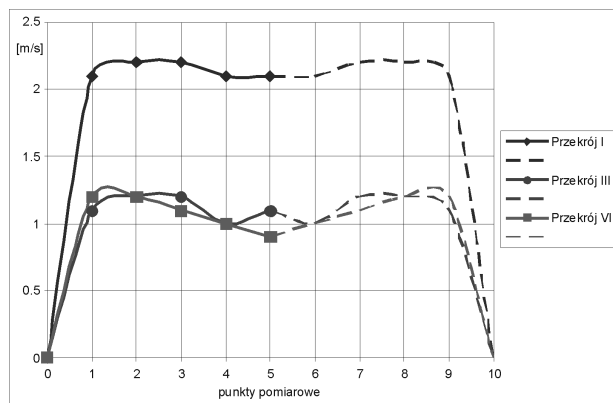


Rys.4. Zmiana kształtu pól prędkości w końcowym odcinku rurociągu dla $Q = 1,5Q_n$

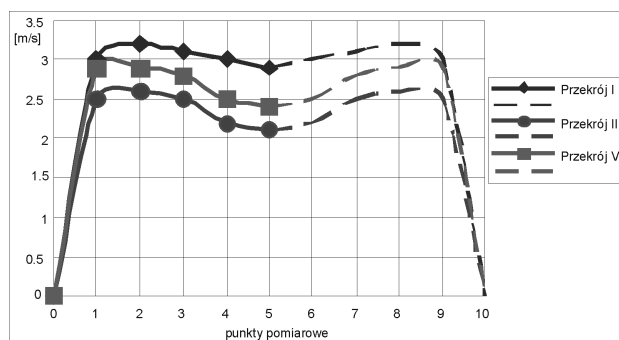
Na kolejnych rysunkach (rys. 5, 6, 7) przedstawione zostały dla trzech różnych wydajności rozkłady prędkości w wybranych przekrojach końcowego odcinka przewodu ssawnego.

Wykresy (rys. 8 do 10) stanowią porównanie pól prędkości strugi w tych samych przekrojach pomiarowych w zależności od wydajności.

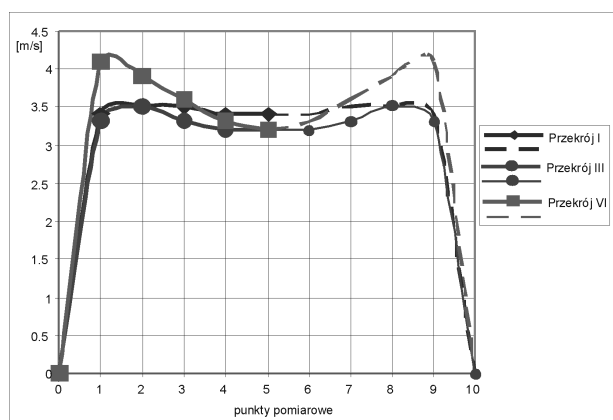
W miarę przybliżania się strugi do krawędzi wlotowych łopatek wirnika profile prędkości przesuwają się w kierunku większych wartości (rys. 2, 3, 4). Prawidłowość ta jest niezależna od wydajności pompy. Wyrównywanie profilu prędkości w przekroju poprzecznym przewodu jest tym wyraźniejsze im przekrój ten znajduje się bliżej wirnika.



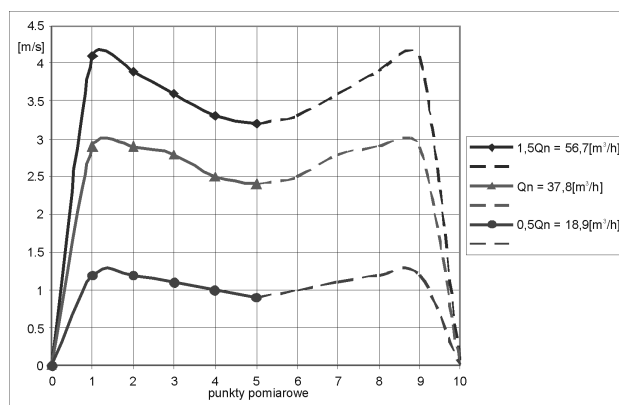
Rys.5. Rozkład prędkości osiowej dla wydajności $Q = 0,5Q_n$ ($18,9 \text{ m}^3/\text{h}$)



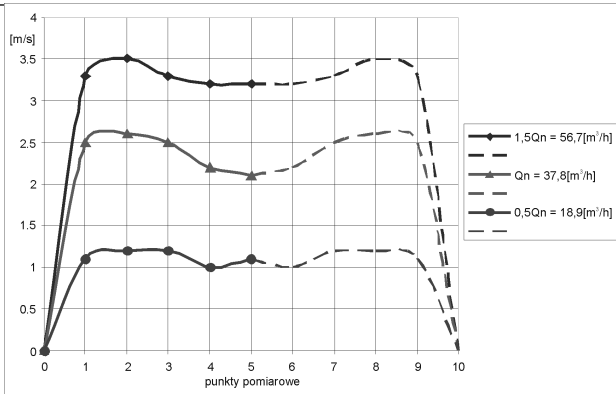
Rys.6. Rozkład prędkości osiowej dla wydajności $Q = Q_n$ ($37,8 \text{ m}^3/\text{h}$)



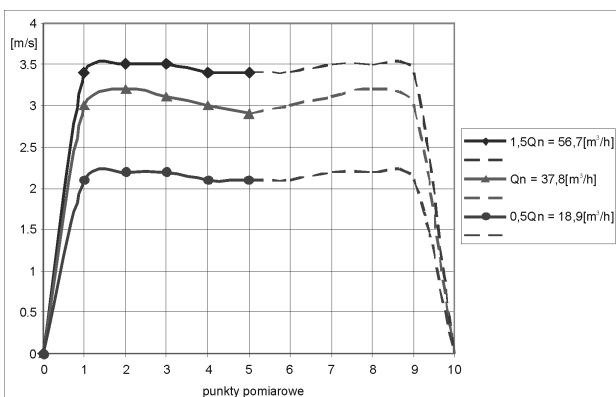
Rys.7. Rozkład prędkości osiowej dla wydajności $Q = 1,5Q_n$ ($56,7 \text{ m}^3/\text{h}$)



Rys.8. Rozkład prędkości osiowej dla przekroju VI



Rys.9. Rozkład prędkości osiowej dla przekroju III



Rys.10. Rozkład prędkości osiowej dla przekroju I

4. Podsumowanie

Obserwacja wybranych rozkładów prędkości w funkcji odległości przekroju pomiarowego od wlotu do wir-

nika pozwala na stwierdzenie, iż kształty tych profili są zasadniczo niezależne od wydajności (rys. 5, 6, 7). Występujące w osi przewodu ekstremum wartości prędkości jest tym wyraźniejsze im bardziej przekrój pomiarowy jest oddalony od wlotu.

Porównanie wartości i rozkładów prędkości w wybranych przekrojach pozwala zauważyć (rys. 8, 9, 10), że największe wyrównanie profili prędkości ma miejsce bezpośrednio przed wirnikiem i że jest ono niezależne od wydajności. W miarę oddalania się od krawędzi wlotowej deformacje profili prędkości w środkowej części przewodu są bardziej widoczne, szczególnie dla większych wydajności.

W końcowym odcinku przewodu ssawnego profile prędkości zmieniają się w zależności od położenia przekroju pomiarowego oraz usytuowania punktu pomiarowego. Dalsze badania powinny umożliwić uogólnienie tych zależności.

Literatura

1. Mikoś M., Kalukiewicz A., Wojciechowski J.: Projekt badawczy nr 520047.31/0773 „Obniżenie energochłonności wirnych pomp odwadniających poprzez hydrauliczne kształtowanie prerotacji zasysanej strugi”.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

Analiza przyczynowo-skutkowa oddziaływania zakładów przemysłowych na klimat akustyczny aglomeracji

Streszczenie

Rozwój gospodarczy i ciągły wzrost tempa produkcji w wielu krajach szybko rozwijających się, w tym również w Polsce jest powodem coraz większego narażenia mieszkańców na ponadnormatywną emisję hałasu. Związane z tym skutki zdrowotne i funkcjonalne dotyczą znacznej części populacji, co gorsza coraz częściej narażonej na nie, nie tylko w miejscu pracy, ale również zamieszkania i wypoczynku. Zmusza to do rozpoczęcia na szeroką skalę badań nad możliwością zmniejszenia niekorzystnego wpływu hałasu, przez identyfikację najbardziej znaczących źródeł i podjęcie próby ograniczenia ich emisji. Artykuł jest próbą uwidocznienia skali problemów tylko dla grupy trzech rodzajów źródeł, w znacznym stopniu ze sobą powiązanych, jak również pokazania metod ograniczania emisji hałasu wraz z krótką charakterystyką najistotniejszych problemów. Istotne jest, iż konieczność badania i minimalizowania szkodliwego oddziaływania hałasu wynika z obowiązujących wymogów formalno-prawnych, co zostało wyraźnie podkreślone. Artykuł ten jest również próbą wytyczenia dalszych kierunków działań w rozwoju metod badawczych określania rozkładu pola akustycznego, wraz z krótkim opisem proponowanych metodyk i rozwiązań.

Summary

Economical development and constant increase of production rate in many developing countries, including Poland is a reason of noise hazard to inhabitants. Health injuries and functional effects cause by over-standard noise emission concern a great part of population and what is worse they are exposed to the hazard not only at the place of work, but also in dwelling and resting places. That fact obliges us to begin studies on wider scale on possibilities of reduction that disadvantageous noise emission by identification of most significant sources and an attempt to reduce noise emission. The paper is a trial to present the scale of problems only for three types of sources, which are connected with each other as well as to give the methods for reduction of noise emission together with short characteristics of most important problems. A necessity to investigate and minimize the hazardous impact of noise results from the present legal and formal requirements has been stressed in the paper. Also the paper sets directions of further studies on determination the acoustic field and describes suggested methods and solutions.

Hałas wokół nas

Artykuł jest podsumowaniem pięcioletniego okresu pracy w zakresie wyznaczania i ograniczenia emisji hałasu typowych źródeł zlokalizowanych na terenie zakładów przemysłowych, a przede wszystkim jest zebraniem doświadczeń i dokonań z dwuletniego okresu pracy w Jednostce Badawczo-Rozwojowej CMG KOMAG.

1. Skutki narażenia na ponadnormatywną emisję hałasu

Analizując narażenie mieszkańców dużych aglomeracji na ponadnormatywną emisję hałasu stwierdzono, iż znaczący wpływ na kształtowanie klimatu akustycznego mają przede wszystkim ciągi komunikacyjne oraz zakłady przemysłowe. W ramach dotychczasowych badań przeanalizowano dostępne informacje na temat zagospodarowania przestrzeni w aglomeracjach miejskich na terenie krajów członkowskich Unii Europejskiej. Stwierdzono, iż problem znacznego narażenia mieszkańców na ponadnormatywną emisję hałasu z zakładów przemysłowych dotyczy w największym stopniu państw słabo rozwiniętych i szybko rozwijających się, w tym również Polski. Natomiast w krajach

wysoko rozwiniętych zakłady przemysłowe częściej wykazują problemy związane z przekroczeniami norm hałasu stanowiskowego, niż dopuszczalnych wartości emisji hałasu do środowiska. Wynika to bezpośrednio z położenia terenów podlegających wymogom formalno-prawnym, jak również z zastosowanych technologii oraz większej świadomości kierownictwa w zakresie ochrony przed hałasem.

Hałas oddziałujący na człowieka wywołuje skutki zdrowotne i funkcjonalne [1, 2]. Skutki zdrowotne możemy podzielić na bezpośrednie – słuchowe i pośrednie – pozasłuchowe. Skutki funkcjonalne związane są z pogorszeniem samopoczucia, sprawności umysłowej oraz efektywności i jakości pracy. Natomiast skutki słuchowe związane są bezpośrednio ze stopniowym upośledzeniem słuchu, co może mieć miejsce gdy na skutek narażenia na ponadnormatywną emisję hałasu, dojdzie do ubytków błony bębenkowej, przerwania łańcucha kosteczek słuchowych ucha środkowego, lub ich zwichnięcia/złamania, bądź też powstania guzów nerwu słuchowego. Jednakże znacznie groźniejsze są skutki pozasłuchowe. Związane są one głównie z oddziaływaniem hałasu na ośrodkowy układ nerwowy, który to wpływa na pozostałe układy. Może to dopro-

wadzić do zaburzeń układu krążenia znacznie zwiększając ryzyko występowania zawałów serca, poprzez uszkodzenie systemu sercowo-naczyniowego (na skutek np. długofalowego zwiększenia ciśnienia tętniczego), wpływać na wydzielanie hormonów, układ trawien-ny a nawet może wywoływać zmiany obrazu krwi.

Nawet przy niewielkich przekroczeniach wartości dopuszczalnych, hałas pogarsza komunikację werbalną, może wpływać na orientację człowieka w środowisku i jego poczucie bezpieczeństwa.

Obowiązujące na terenie Polski wymogi formalno-prawne w zakresie ochrony środowiska przed ponadnormatywną emisją hałasu określa Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 29 lipca 2004 r. (Dz.U. z 2004 r. Nr 178, poz. 1841) w sprawie dopuszczalnych poziomów hałasu w środowisku. Powyższy akt określa zarówno rodzaje terenów podlegających ustawowej ochronie, jak również narzuca dopuszczalne poziomy dźwięku na poszczególnych kategoriach terenów, oddzielnie dla pory dnia jak i pory nocy, określając przedziały czasowe pór oraz obowiązujące w nich przedziały odniesienia.

2. Główne źródła ponadnormatywnej emisji

Na podstawie badań prowadzonych przez firmy CMG KOMAG i EM-TECH, analizując rozkład pola akustycznego wokół większości polskich elektrowni, elektrociepłowni oraz kopalń stwierdzono występowanie w pewnej ich części przekroczeń na terenach podlegających ochronie przed hałasem. Na tej podstawie stwierdzono również, iż większa świadomość zagrożeń związanych z emisją ponadnormatywnej emisji hałasu istnieje w większości polskich elektrowni, gdzie działania dążące do ograniczenia emisji hałasu są znacznie dalej posunięte, niż ma to miejsce w innych typach zakładów.

Spośród wielu grup zakładów przemysłowych, najgorzej sytuacja wygląda w niewielkich elektrociepłowniach i części kopalń, gdyż właśnie ta grupa zakładów zlokalizowana jest najczęściej w bezpośrednim sąsiedztwie terenów podlegających ochronie (w szczególności zabudowy mieszkaniowej jedno i wielorodzinnej). Szczególnie uciążliwymi źródłami hałasu są kopalnie (odnośnie części kopalni zlokalizowanej na powierzchni), co wynika w znacznej mierze z samej istoty procesu technologicznego i jego powiązania z innymi składowymi procesami produkcji, takimi jak logistyka.

3. Analiza źródeł hałasu z terenu zakładów przemysłowych zajmujących się wydobywaniem i przeróbką węgla

Głównymi źródłami przekroczeń dopuszczalnych poziomów dźwięku w grupie zakładów przemysłowych zajmujących się wydobywaniem i przeróbką węgla są za-

kłady mechanicznej przeróbki węgla, szyby wydechowe i nadszuby, budynki maszyn wyciągowych oraz źródła związane ze składowaniem i transportem węgla, kamienia oraz innych surowców.

Zakłady mechanicznej przeróbki węgla z punktu widzenia wpływu źródeł na kształtowanie klimatu akustycznego w środowisku są jednym z najbardziej istotnych źródeł emisji hałasu z terenu kopalń. Oddziaływanie źródeł z ich terenu dotyczy głównie niskich i średnich częstotliwości z przewagą w widmie częstotliwości poniżej 250 Hz. Związane jest to bezpośrednio z oddziaływaniem przenośników wibracyjnych, wzbogacalników DISA, przesypów, kruszarek oraz napędów taśmociągów, które to źródła mają największe udziały w całkowitej wielkości emisji hałasu. Jednakże, zakłady mechanicznej przeróbki węgla ze względu na swoją specyfikę (zakres oddziaływania) należą do źródeł, w których niezwykle trudno ograniczyć emisję hałasu w wymaganym zakresie.

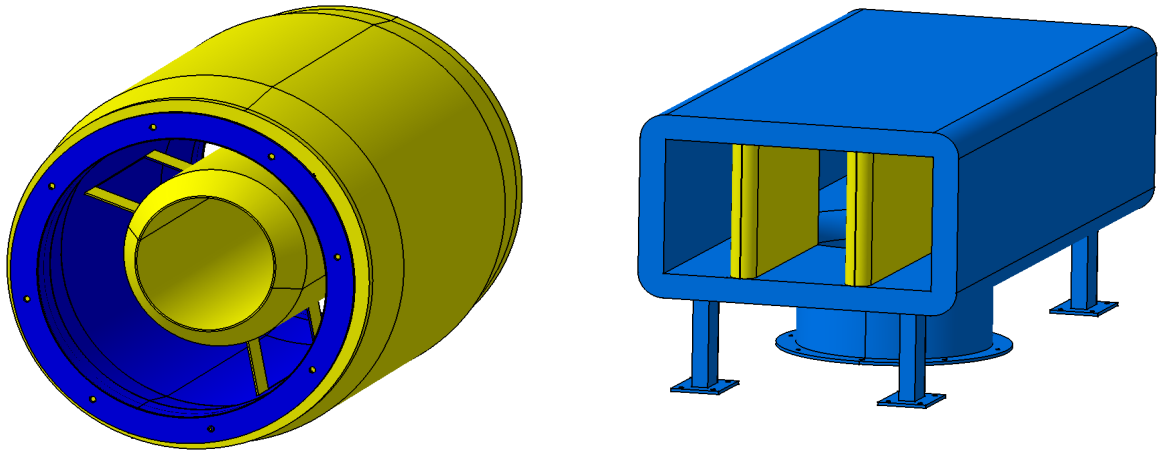
Dotychczas stosuje się rozwiązania bazujące na pokryciu elewacji budynku kasetami dźwiękoizolacyjnymi i zabudowaniu wytłumionych zespołów wentylacyjnych nawiewno-wywiewnych zapewniających odpowiednią cyrkulację powietrza wewnątrz budynku. Alternatywnie stosuje się również tłumiki przepływowe służące ograniczaniu emisji hałasu układów wentylacji. Na rysunku 1 zamieszczono przykładowe rozwiązania tłumików przepływowych, mających swe zastosowanie w układach wentylacji o różnych wielkościach przepływu i różnym wymaganym tłumieniu.

Rzadziej spotyka się rozwiązania bazujące na ograniczaniu emisji hałasu konkretnych źródeł przez zastosowanie osłon akustycznych czy obudów dźwiękoizolacyjnych.

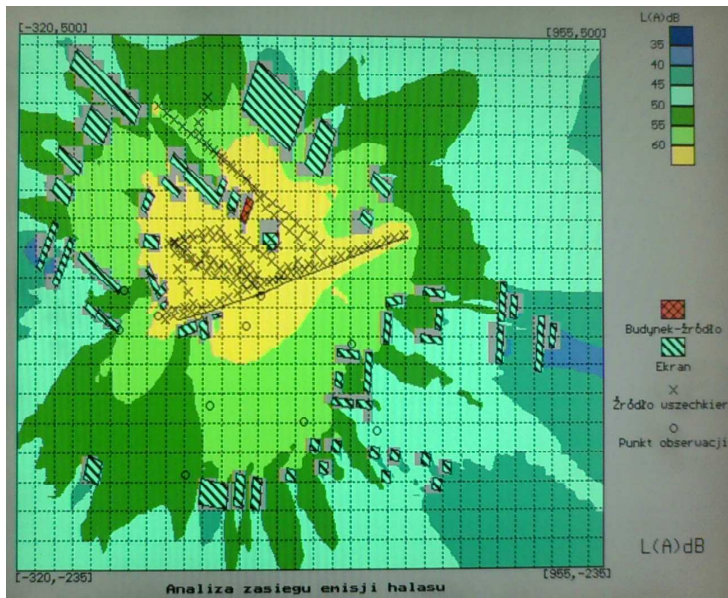
Kolejnym istotnym źródłem wpływającym w znaczącym stopniu na wielkość emisji hałasu z terenów górniczych są szyby wydechowe, z charakterystycznymi widocznymi z dużej odległości dyfuzorami, które wnoszą największy udział w całkowitej wielkości emisji hałasu. Na terenie szybów wydechowych ważniejszym źródłem emisji hałasu są: napędy wentylatorów, klapy rewersyjne, lunety wraz z kanałami powietrznymi oraz maszyny wyciągowe i rozdzielnie potrzeb własnych.

Oddziaływanie pozostałych źródeł w stosunku do wielkości udziału dyfuzorów jest nieznaczne i z reguły działanie w zakresie ograniczenia emisji hałasu z terenu szybów wydechowych kończy się na zabudowaniu na dyfuzorach tłumików przepływowych z wieloma kasetami dźwiękochłonnymi dzielącymi strugę powietrza.

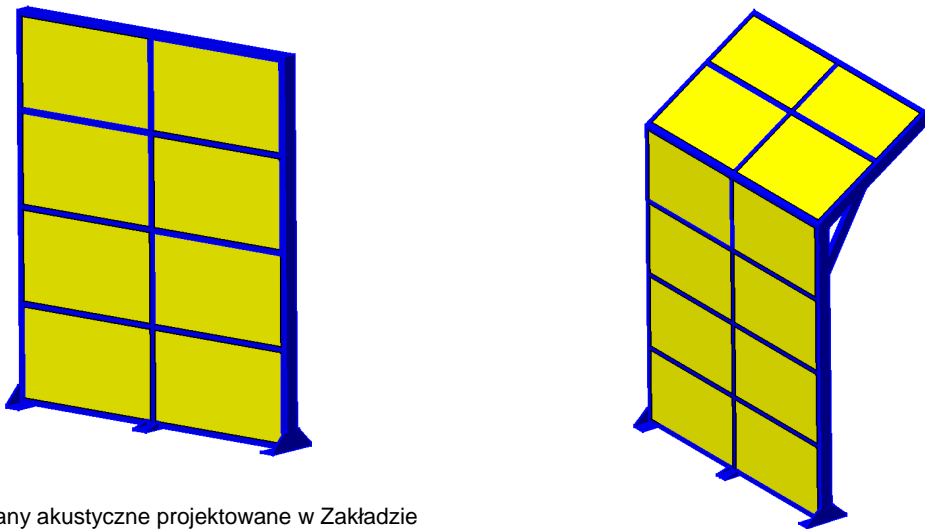
Natomiast za ponadnormatywną emisję hałasu z budynków nadszuby odpowiedzialny jest przede wszystkim ruch skipów lub wozów (w zależności od konstrukcji nadszuby) związany z dostarczaniem i przeładunkiem węgla oraz oddziaływaniem układów chłodzenia



Rys.1. Tłumiki przepływowe stosowane w układach wentylacji, projektowane w Zakładzie Systemów Ekologicznych CMG KOMAG



Rys.2. Rozkład pola akustycznego na terenach podlegających ochronie przed hałasem oraz oddziaływaniu źródeł z rejonu zwałow węgla



Rys.3. Ekrany akustyczne projektowane w Zakładzie Systemów Ekologicznych CMG KOMAG

przetwornic maszyn wyciągowych (układ Leonarda). Mniejszym oddziaływaniem charakteryzują się szyby z układem zasilania maszyn wyciągowych poprzez tyristory. W przypadku wyżej wymienionych źródeł emisję hałasu ogranicza się głównie przez zabudowę tłumików przepływowych labiryntowych w układach chłodzenia przetwornic oraz zwiększenie izolacyjności przegród budowlanych w tym okien, klap i bram.

Zbliżoną metodykę postępowania w zakresie ograniczania ponadnormatywnej emisji hałasu stosuje się dla układu wolnostojących budynków maszyn wyciągowych, gdzie również głównym źródłem emisji hałasu są układy chłodzenia przetwornic.

Na terenie zwałów surowców mineralnych i odbioru węgla głównym źródłem emisji hałasu są: zwałowarki, koparki, ładowarki kołowe, spychacze oraz źródła związane z dostarczaniem i odbiorem surowców w tym: taśmociągi, przejazd składów kolejowych lub/i ruch kołowy samochodów. Dla wyżej wymienionych źródeł na określenie udziału wpływu poszczególnych źródeł na środowisko największe znaczenie ma czas oddziaływania każdego z nich. Jednakże największą mocą akustyczną, a więc i zasięgiem oddziaływania cechują się zwałowarki, koparki oraz składy kolejowe, często poruszające się w rejonie zwałów z niewielką prędkością, co zwiększa czas narażenia terenów podlegających ochronie a tym samym wpływa na poziom oddziaływania. Na rysunku 2 przedstawiono wyniki uzyskane z analiz modelu akustycznego, w postaci barwnej mapy obrazującej rozkład pola akustycznego w rejonie zwałów węgla. Mapy wyznaczono metodą geometryczną.

Ograniczenie emisji hałasu powyższych źródeł realizuje się przez zabudowę osłon akustycznych na napędach zwałowarek i koparek, zaś dla pozostałej grupy źródeł ze względu na ich ruchliwość stosuje się bierne środki redukcji hałasu w postaci ekranów akustycznych (rys. 3) typu pochłaniającego, wypełnione materiałem dźwiękochłonnym o wysokim ($\alpha > 0,6$) współczynniku α (pogłosowym współczynniku pochłaniania dźwięku), szczególnie w zakresie średnich częstotliwości. Kształt ekranów (jak pokazano na rys. 3), w szczególności zakończenie górnej krawędzi ekranu może być typu I, Γ , oraz Y.

Podsumowując analizę emisji hałasu z terenów kopalń i zakładów przeróbki węgla, warto zwrócić uwagę na potrzebę kontynuowania prac w zakresie określania i ograniczania ponadnormatywnej emisji do środowiska oraz przeanalizować dostępne rozwiązania pod kątem możliwości wdrożenia na terenie swoich zakładów pracy, nie tylko pod względem ochrony środowiska, lecz również i stanowisk pracy. Zaleca się rozważenie w pierwszej kolejności możliwości ograniczenia hałasu szybów wydechowych, budynków zakładów mechanicznej przeróbki węgla, instalacji wentylacji (czerpni

i wydmuchów powietrza) oraz rejonów zwałów i odbioru surowców mineralnych.

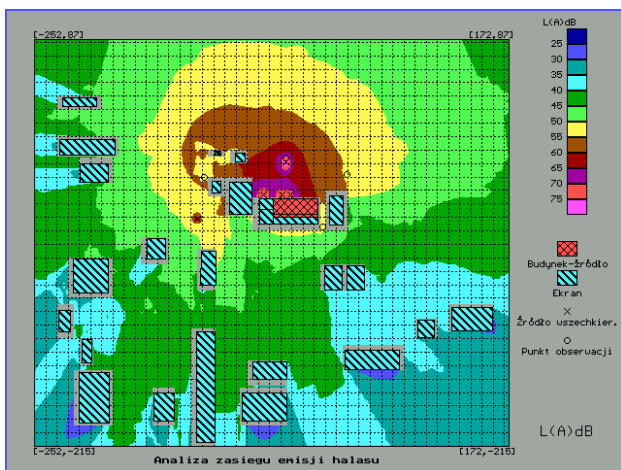
4. Analiza źródeł hałasu z terenu elektrowni i elektrociepłowni

Analizując kolejne istotne z punktu widzenia udziału w kształtowaniu klimatu akustycznego środowiska zakłady przemysłowe, zwrócono szczególną uwagę na elektrownie i elektrociepłownie. Źródła zlokalizowane w tych obiektach charakteryzują się dużym podobieństwem pod względem struktury i mechanizmów generacji hałasu, dlatego też właściwe jest ich wspólne omówienie. Identyczne są również stosowane dla nich rozwiązania w zakresie ograniczenia ponadnormatywnej emisji hałasu. Różny jest natomiast zasięg emisji hałasu, gdyż poszczególne obiekty (elektrownie/elektrociepłownie) charakteryzuje inna moc zainstalowanych urządzeń, jak i ich stan techniczny też jest różny. Regułą jest, iż źródła zlokalizowane w elektrowniach cechują się znacznie większą mocą i w większej liczbie przypadków lepszym stanem technicznym niż te pracujące w małych elektrociepłowniach.

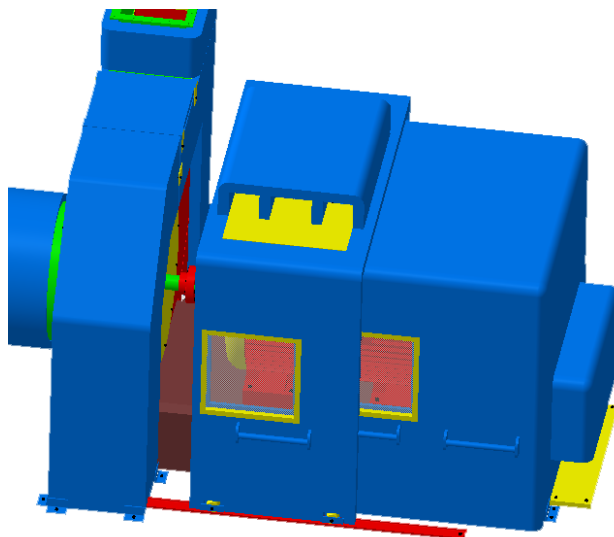
Do najbardziej znaczących źródeł zewnętrznych możemy zaliczyć: chłodnie wyparne i wentylatorowe, wentylatory spalin (nazywane często również wyciągowymi), transformatory blokowe i zaczepowe, przedpola, czerpnie i wydmuchy powietrza oraz źródła związane z transportem i składowaniem węgla oraz popiołów. Główne wewnętrzne źródła hałasu na terenie elektrowni i elektrociepłowni zainstalowane są w budynkach: maszynowni, kotłowni, pompowni i sprężarkowni.

Do istotnych źródeł zlokalizowanych w budynku maszynowni możemy zaliczyć: turbozespoły; pompy: zasilające, kondensatu i skroplin; kondensatory; regeneracje nisko i wysokoprężne oraz rurociągi skroplin. Natomiast w budynku kotłowni głównymi źródłami emisji hałasu są: młyny węglowe, wentylatory młynowe, wentylatory powietrza uszczelniającego, kotły oraz źródła związane z dostarczaniem węgla i odprowadzaniem popiołu. Z punktu widzenia oddziaływania na klimat akustyczny istotne są również źródła zlokalizowane w budynkach pompowni i sprężarkowni, zarówno ze względu na liczbę zainstalowanych źródeł, jak i na ich moc elektryczną, która to bezpośrednio przekłada się również na wielkość emisji hałasu. Przykładowy rozkład pola akustycznego wraz z wyznaczeniem zasięgu emisji, wokół elektrociepłowni będący wynikiem badań modelowych metodą geometryczną przedstawia rysunek 4.

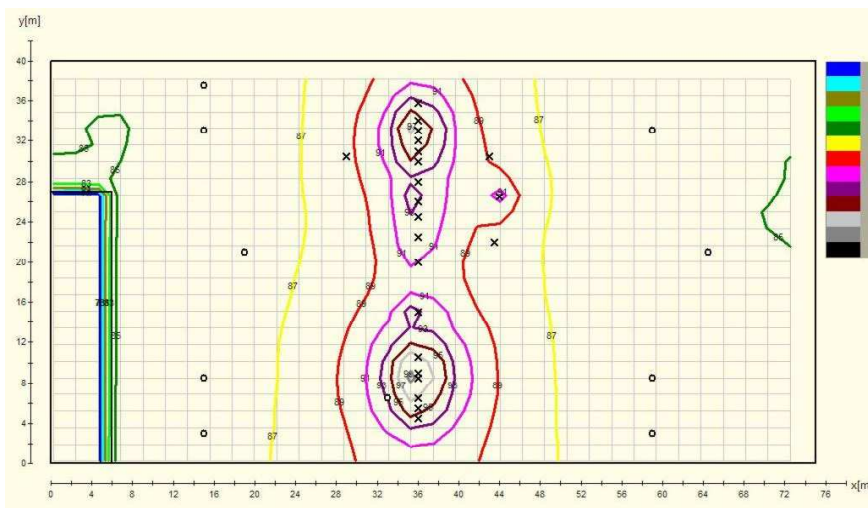
Również w energetyce napotykamy na źródła o charakterystyce wąskopasmowej (w górnictwie – np. zakłady mechanicznej przeróbki węgla, gdzie oddziaływanie występuje głównie w zakresie niskich częstotliwości).



Rys.4. Rozkład pola akustycznego na terenach podlegających ochronie przed hałasem oraz oddziaływaniu elektrociepłowni o łącznej mocy kotłów około 200 MW

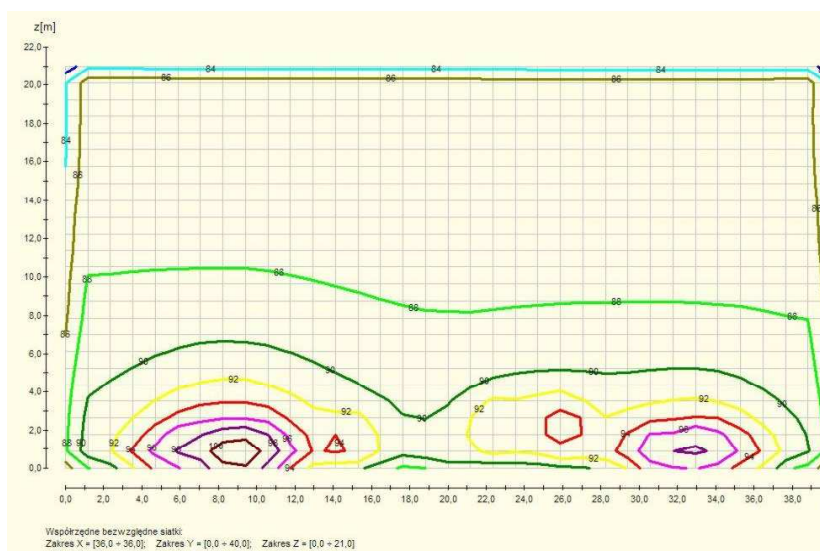


Rys.5. Osłona akustyczna stosowana do ograniczania emisji hałasu z rejonu wentylatora młynowego zaprojektowana w Zakładzie Systemów Ekologicznych CMG KOMAG



Płaszczyzna XY
{linia źródeł przechodzi przez oś turbozespołu}

Płaszczyzna YZ
{przechodząca przez oś turbozespołu}



Rys.6. Rozkład pola akustycznego w budynku maszynowni na poziomie instalacji turbozespołów w rejonie przykładowego bloku energetycznego

ści). Typowym źródłem hałasu infradźwiękowego są młyny węglowe, które to charakteryzują się wysokim poziomem mocy akustycznej, a ich równoważny poziom dźwięku waha się w granicach $L_{Aeq} = 96,0 \div 108,0$ dB (A). Dlatego też, emisję hałasu z tego rejonu ogranicza się przez pokrycie płaszcza młyna materiałem dźwiękoizolacyjnym oraz zabudowę osłony akustycznej wokół napędu i podpory łożyskowej. Wraz z wytłumieniem rejonu młynów stosuje się również osłony akustyczne wentylatorów, co pozwala na znaczącą redukcję hałasu w całym budynku kotłowni. Warto podkreślić, iż największą emisję hałasu obserwuje się dla młynów bębnowych, mniejszą natomiast dla młynów kulowych. Na terenie elektrowni i elektrociepłowni zlokalizowane są również źródła hałasu ultradźwiękowego w postaci kanałów kablowych, linii wysokiego napięcia oraz przedpól.

Największym zasięgiem oddziaływania spośród źródeł zlokalizowanych na terenie obiektów energetycznych cechują się chłodnie kominowe. Charakteryzują się one jedną z najwyższych mocy akustycznych, spośród typowych źródeł spotykanych w zakładach przemysłowych. Ograniczenie oddziaływania chłodni trudne jest ze względu na konieczność zachowania możliwie jak najmniejszych oporów przepływu powietrza w rejonie chłodni. Dlatego też w układach chłodzenia coraz częściej stosuje się aktywne metody redukcji hałasu, opierające się na wykorzystaniu zjawiska interferencji fal akustycznych. Klasyczne rozwiązania w postaci ekranów z zabudowanymi kasetami tłumiącymi, często wprowadzają zbyt duże opory powietrza i są źle odbierane przez osoby odpowiedzialne za pracę bloku.

Podchodząc do zagadnienia ograniczenia emisji hałasu z terenów obiektów energetycznych, konieczne jest ograniczenie w pierwszej kolejności emisji hałasu ze źródeł zewnętrznych, a dopiero w dalszej kolejności ze źródeł zlokalizowanych w budynkach. Często jako jedną z pierwszych inwestycji jest ograniczenie emisji hałasu poprzez zabudowę osłon akustycznych na transformatorach blokowych i zaczepowych oraz przebudowa układu ich chłodzenia. Następnie ogranicza się emisję hałasu z chłodni wyparnych i wentylatorowych. Dotychczas najczęściej spotyka się układy chłodzenia zintegrowane ze źródłem, co znacząco utrudnia zabudowę biernych środków redukcji hałasu. Gdy rozdzielanie obu układów jest niemożliwe lub też związane jest ze zbyt wysokimi kosztami stosuje się podobnie jak dla chłodni kominowych aktywne środki redukcji hałasu lub też ekrany akustyczne, obejmujące zasięgiem działania całą przestrzeń. Jednakże zabudowa środków redukcji wokół transformatorów zmusza często do przebudowy układów p.poż., zarówno dla transformatorów blokowych, jak i zaczepowych.

Kolejnym źródłem, którego emisję najczęściej się ogranicza są czerpnie powietrza pierwotnego kotłów.

Najczęściej stosuje się wariant oparty o wytłumienie klap rewersyjnych i zabudowę w tłumiku komorowym kaset dźwiękochłonnych kierunkujących przepływ strugi.

Często ogranicza się również emisję hałasu z wentylatorów spalin, stosując rozwiązania zbliżone jak dla wentylatorów młynowych, bazujące na zabudowaniu osłon akustycznych, które mogą być np. przesuwne, co ułatwia dostęp do niewralgicznych miejsc, ułatwia remonty oraz codzienne obchody. Wariant taki pokazano na rysunku 5.

Zmniejszenie oddziaływania z terenu elektrowni i elektrociepłowni nie jest możliwe bez ograniczenia emisji hałasu z turbosespołu oraz szeregu pomp zlokalizowanych na różnych poziomach technologicznych, w tym pomp zasilających, które to charakteryzują się wysokim oddziaływaniem, pomp kondensatu, skroplin itp. źródeł. Ograniczenie emisji hałasu każdego z wyżej wymienionych źródeł może nastąpić przez zabudowę osłon akustycznych. Dobierając zarówno cechy geometryczne, jak i materiałowe biernych środków redukcji często bazuje się na wynikach badań modelowych, co pozwala na zmniejszenie niepewności związanych z doбором poszczególnych parametrów, a co za tym idzie projektowanie osłon o wysokiej skuteczności. Warto podkreślić, iż CMG KOMAG jest jedną z niewielu firm zajmujących się modelowaniem pola akustycznego w przestrzeniach zamkniętych, czego dowodem są liczne prace w tym zakresie. Przykładowy rozkład pola akustycznego w budynku maszynowni w dwu płaszczyznach – poziomej i pionowej, przedstawia rysunek 6.

Istotne jest, iż ograniczenie emisji hałasu z terenów obiektów energetycznych wiąże się nierozdzielnie z trzema ważnymi zagadnieniami:

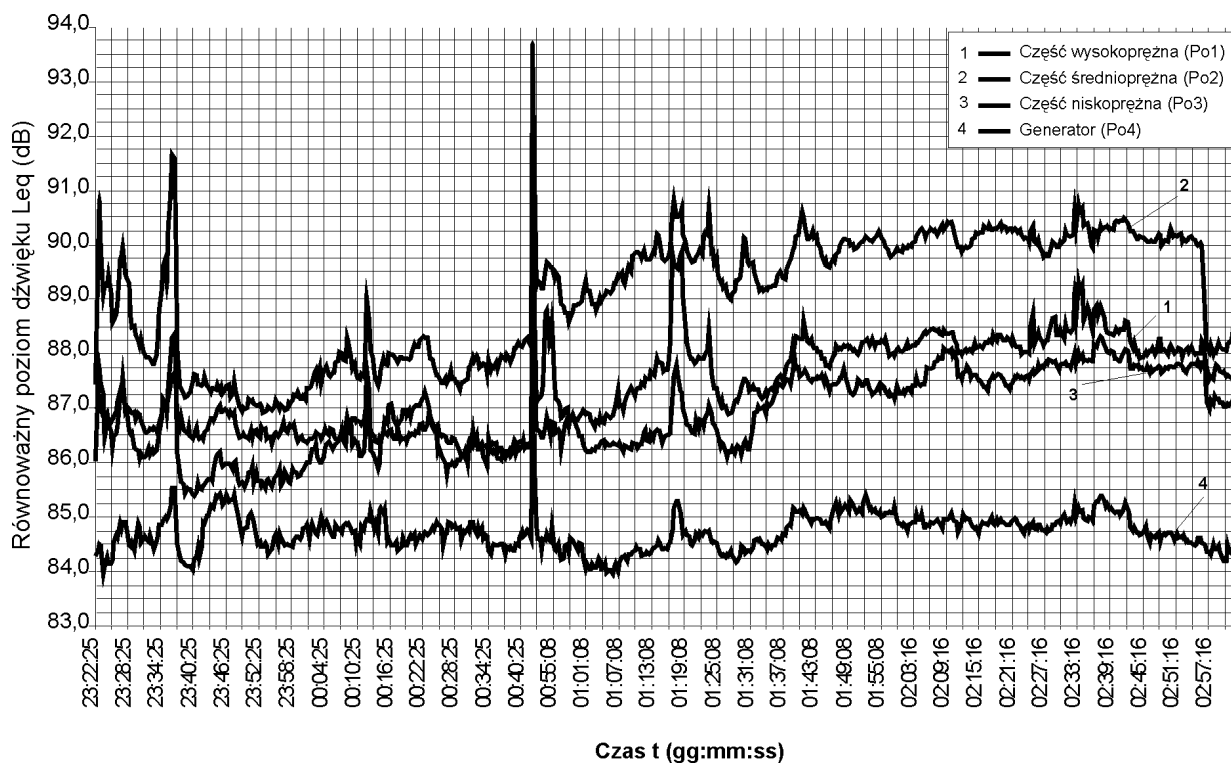
- ograniczaniem wprowadzanych oporów przepływu, mających ogromne znaczenie dla całego bloku energetycznego,
- z zapewnieniem odpowiedniego działania istniejących systemów p.poż. i systemów wczesnego wykrywania niskich stężeń wodoru, jak ma to miejsce w przypadku osłon rejonu urządzenia szcztokowego i wzbudnicy,
- zapewnieniem możliwości prowadzenia okresowego monitoringu termicznego źródeł, który jest standardem w większości polskich elektrowni i części większych elektrociepłowni. Odbywa się on poprzez monitorowanie (z użyciem kamer termowizyjnych), okolic połączeń śrubowych, wyprowadzeń mocy itp. Wracając do zagadnienia oporów przepływu, warto podkreślić, iż wprowadzenie zbyt dużych oporów przepływu dla chłodni kominowych, które będą skutkować zmniejszeniem temperatury wychłodzenia poza graniczną temperaturę $0,5^{\circ}\text{C}$; skutkuje zmniejszeniem skuteczności działania kondensatora przekładając się na sprawność całego bloku energetycznego.

Z kolei zwiększenie oporów przepływu w rejonie transformatora blokowego, a tym samym zwiększenie temperatury jego pracy może mieć katastrofalne skutki, które przy braku reakcji ze strony zabezpieczeń bloku mogą skończyć się tragicznym w skutkach pożarem, zdolnym zniszczyć blok energetyczny.

5. Rozwój badań w zakresie wyznaczania rozkładu pola akustycznego i identyfikacji źródeł

Firmy CMG KOMAG oraz EM-TECH prowadząc badania dla różnych polskich elektrociepłowni i elektrowni stwierdziły występowanie silnej zależności pomiędzy rozkładem pola akustycznego a mocą zainstalowanych urządzeń bloków energetycznych. Ma to istotne znaczenie, zarówno na etapie badań w zakresie określenia wielkości emisji hałasu, jak również ograniczenia ponadnormatywnej emisji hałasu, doboru cech środków redukcji hałasu, tak by były one możliwie jak najlepiej dopasowane do rzeczywistego rozkładu pola. Przykład zmian amplitudy generowanego hałasu przedstawiono na rysunku 7. Przedstawia on zmianę równoważnego poziomu dźwięku w funkcji czasu, dla czterech części turbozespołu, przy których umieszczono mikrofony, podczas gdy moc czynna źródła zmieniała się w zakresie od 10 do 132 MW, co stanowi od 5% do 60% mocy nominalnej.

Niezależnie od typu i struktury obiektu ograniczenie emisji hałasu nie jest możliwe bez określenia wielkości



Rys.7. Analiza wpływu zmian obciążenia na rozkład pola akustycznego w rejonie przykładowego turbozespołu

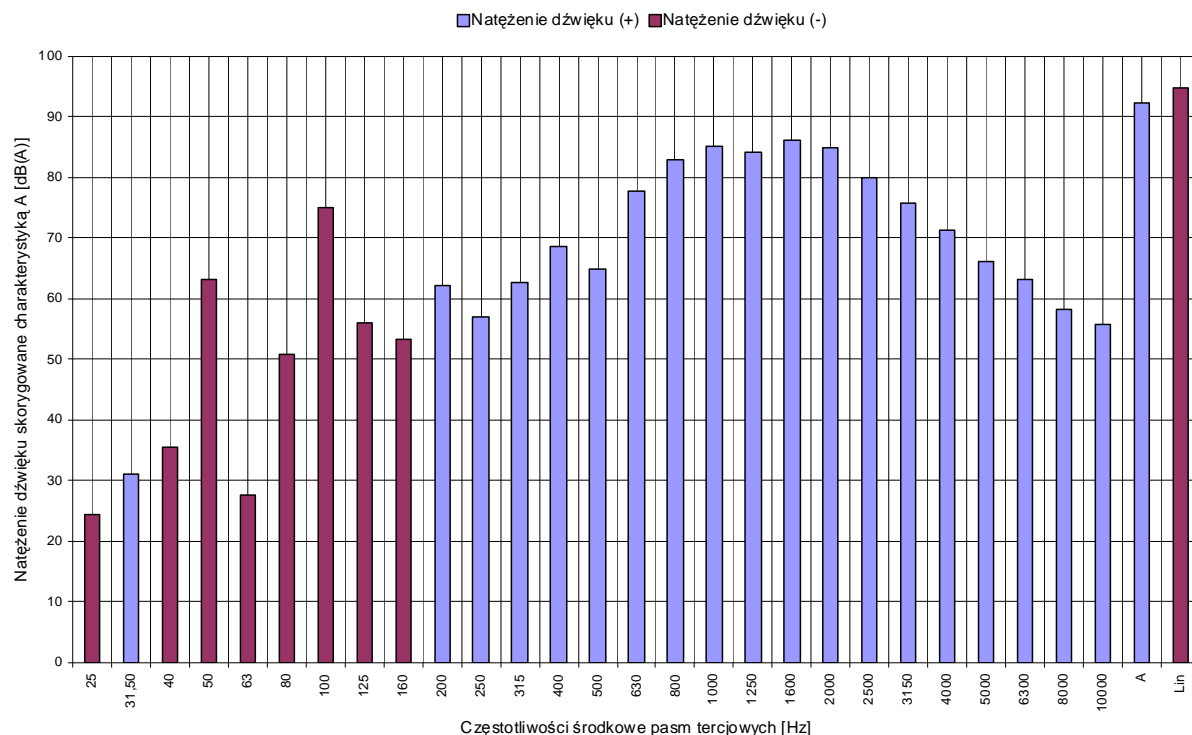
emisji hałasu z poszczególnych składowych, jak również identyfikacji najistotniejszych czynników w kształtowaniu rozkładu pola akustycznego. Gdy mamy do czynienia z polem rozproszonym, możliwe jest to do osiągnięcia jedynie poprzez wykonanie pomiarów hałasu najbardziej znaczących źródeł i opracowanie na tej podstawie modelu akustycznego. Model ten składa się z dwóch części: model geometryczny oraz model źródeł, opisujący również parametry akustyczne otaczającej przestrzeni. Aby model mógł w sposób poprawny opisywać rzeczywisty rozkład pola akustycznego, musi zostać skalibrowany. Poprzez kalibrację rozumie się tutaj takie dopasowanie parametrów źródeł i otaczających je przestrzeni, by wartości obliczone w punktach referencyjnych były możliwie jak najbardziej bliskie wartościom z pomiarów akustycznych. Model akustyczny pozwala na: wyznaczenie rozkładu pola akustycznego, zasięgu poszczególnych izolinii stałego poziomu dźwięku oraz jak już wcześniej wspomniano na identyfikację najbardziej znaczących składowych (źródeł).

Dotychczas stosowane modele akustyczne [4] obiektów rzeczywistych charakteryzują się stosunkowo wysokim poziomem niepewności sięgającym nierzadko 3,0 dB (A). Prowadząc badania nad możliwością ograniczenia błędów i niepewności stwierdzono, iż zmniejszenie ich jest możliwe poprzez:

- uwzględnienie w dotychczasowych analizach długotrwałych zmian poziomu dźwięku w poszczególnych pasmach,

- wykorzystanie nowoczesnych metod pomiarowych, np. metody natężeniowej (rys. 8), oraz powiązanie ich z pomiarem innych parametrów, np. poziomem drgań,
- udoskonalenie dotychczas stosowanych metod pomiaru tła akustycznego.

stępującymi w danym rejonie zakłóceniami. Istotne jest natomiast, by pomiary w punktach referencyjnych zostały wykonane z użyciem klasycznej metody ciśnieniowej. Takie podejście znacząco zmniejsza dotychczasowe niepewności i przyczynia się do bardziej precyzyjnego wyznaczenia rozkładu pola akustycznego.



Rys.8. Rozkład widma natężenia dźwięku skorygowanego charakterystyką częstotliwościową A w pasmach tercjowych dla podpory łożyskowej nr 2 pompy zasilającej 1PZ3 (poziom technologiczny $\pm 0,0$ m) od strony lewej (pomp kondensatu)

Dotychczas stosowane modele obliczeniowe [4] miały charakter statyczny i odnosiły się wyłącznie do ściśle określonych warunków pracy źródeł. Dlatego też, projektowane na podstawie tych badań środki redukcji hałasu, miały swoje optimum wyłącznie dla wyżej wymienionych warunków, niezależnie od czasu ich występowania. Analizując powyższe proponuje się opracowywanie ogólnych modeli akustycznych komasujących rozkłady pola akustycznego dla różnych stanów technicznych i obciążeń źródeł, co pozwoli na dokładniejsze wyznaczenie optymalnych (czyli najlepiej dopasowanych do źródła) parametrów środków redukcji hałasu (w postaci skuteczności R_{okt} [dB(A)] środka redukcji odniesionego dla poszczególnych pasm). Określono również, iż niepewności w wyznaczaniu rozkładu pola akustycznego związane są w znacznym stopniu z wadami dotychczas stosowanej metody ciśnieniowej [5].

Na podstawie przeprowadzonych badań udowodniono, iż możliwe jest znaczne zmniejszenie błędów wraz z wykorzystaniem metody natężeniowej [6], gdyż sonda użyta do pomiaru w tej metodzie charakteryzuje się charakterystyką bardzo silnie kierunkową co umożliwi odrzucenie części składowych związanych z wy-

Ostatnim czynnikiem mającym istotny wpływ na wielkość niepewności, jak również błędy na etapie badań doświadczalnych i modelowych jest pomiar tła akustycznego. W celu ograniczenia błędów z nim związanych zaproponowano nową metodę nazwaną Metodą Najmniejszej Składowej (MNS). Określono również metodykę pomiarów z użyciem wyżej wymienionej metody. Jednakże największe nadzieje pokłada się obecnie w opracowywanej właśnie metodzie modelowania pola rozproszonego z wykorzystaniem metody natężeniowej, która to według opracowywanych założeń mogłaby przyczynić się do znacznego ograniczenia pomiarów tła akustycznego, skracając czas badań jak i ich koszty.

6. Podsumowanie dotychczasowych rozważań

Podsumowując dotychczas prowadzone rozważania warto jeszcze raz zwrócić uwagę na konsekwencje jakie niesie narażenie człowieka na ponadnormatywną emisję hałasu i podkreślić, iż warto inwestować w dalsze ograniczanie emisji hałasu źródeł przemysłowych. Jednakże nie będzie to możliwe bez dalszego rozwoju

nauki i wiedzy w zakresie wyznaczania rozkładu pola akustycznego oraz metod ograniczania ponadnormatywnej emisji hałasu. Warto zwrócić uwagę, iż dotychczas znane środki i metody pozwalają na znaczące ograniczenie hałasu, w większości przypadków, co wielokrotnie udowodniano w powyższym artykule. Jednakże problem ponadnormatywnej emisji hałasu dotyczy nie tylko tak jak tu wymieniono kopalń, elektrowni i elektrociepłowni, ale również hut, zakładów produkujących mały i duży sprzęt AGD, pojazdy mechaniczne i wielu innych, których tu wszystkich nie sposób wymienić.

Zakres omówionych tu źródeł, jest w pewnym stopniu uniwersalny, jak i uniwersalnie są przedstawione powyżej środki redukcji, gdyż w wielu zakładach spotykamy się z chłodniami wentylatorowymi, czerpniami powietrza, wentylatorami i wieloma innymi źródłami. Różna jest ich wielkość, lecz podobny mechanizm generacji fali akustycznej, co daje możliwość takiego dopasowania środków redukcji, by były one właściwe również dla innych typów źródeł.

Literatura

1. Maj A.: Wpływ hałasu na układ nerwowy i narządy zmysłowe. *Biolog. Zdrowie i medycyna* 2005 (<http://www.biolog.pl>).
2. Pawlas K.: *Pomiary i ocena hałasu środowiska w Polsce i w Unii Europejskiej*. Instytut Medycyny Pracy i Zdrowia Środowiskowego w Sosnowcu. Akademia Medyczna im. Piastów Śląskich we Wrocławiu.
3. Engel Z.: *Ochrona środowiska przed drganiami i hałasem*. Wydawnictwa Naukowe PWN. Warszawa 2001.
4. Gołaś A.: *Metody komputerowe w akustyce wnętrz i środowiska*. Kraków 1995.
5. Lipowczan: *Podstawy pomiarów hałasu*. Warszawa-Katowice 1987.
6. Pierchała M.: *Metodyka ograniczania emisji hałasu w obiektach energetycznych w złożonej strukturze przestrzennej*. Grant wewnętrzny CMG KOMAG. Gliwice 2006.
7. Żuchowicz-Wodnikowska I., Krowicka I., Sadowski J.: *Wytyczne wyciszania hałasu w elektrociepłowniach oraz konstrukcje osłon i urządzeń przeciwhałasowych wraz z zasadami ich doboru. Uciążliwość elektrociepłowni dla otoczenia i wytyczne zabezpieczeń akustycznych w celu jej ograniczenia*. Praca badawcza. Instytut Techniki Budowlanej 1990

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Teodor Winkler

Nowe konstrukcje bloków zaworowych pojedynczych

Streszczenie

W artykule przedstawiono konstrukcje nowego typu szeregu bloków zaworowych pojedynczych do pracy w układach hydraulicznych obudów zmechanizowanych. Typoszereg ten spełnia wszelkie wymagania normy PN-EN 1804-3:2006(U). Oprócz opisu konstrukcji, zaprezentowano charakterystyki techniczne. Wyszczególniono również wszystkie zmiany konstrukcyjne w budowie nowych bloków zaworowych w porównaniu do bloków stosowanych do chwili obecnej.

Summary

Designs of new series of single valve blocks designed to operate in hydraulic systems of the powered roof supports were presented. The series meet all requirements of PN-EN 1804-3:2006(U) Standards. Apart of design description, technical characteristic was given. Also all design changes in new valve blocks compared with the present blocks were listed.

1. Wstęp

W hydraulicznych układach sterowania obudów zmechanizowanych wyróżniamy m.in. tzw. elementy odpornościowe, do których zaliczamy bloki zaworowe pojedyncze lub podwójne [1]. Zadaniem bloków zaworowych jest ograniczenie ciśnienia medium w stojakach hydraulicznych obudów zmechanizowanych do założonej wartości maksymalnej. Po osiągnięciu ciśnienia roboczego w stojakach, bloki muszą utrzymywać ich stałą wartość w całym zakresie rozparcia obudowy. Taki wymóg musi być spełniony zarówno przy stałej wartości wysuwu tłoka stojaka, jak również przy jego ewentualnym skróceniu (wsunięciu tłoka pod wpływem działania górotworu). Oznacza to, że blok zaworowy musi umożliwiać ujęcie medium roboczego ściśniętego w cylindrze stojaka do magistrali spływowej układu hydraulicznego, bądź bezpośrednio do otoczenia. Należy przy tym pamiętać, że wartości ciśnienia otwarcia bloków oraz ich zamknięcia powinny być maksymalnie zbliżone do nominalnego ciśnienia roboczego.

Podsumowując przedstawione powyżej zadania bloków zaworowych można stwierdzić, że są one głównymi elementami w układach hydraulicznych obudów zmechanizowanych, odpowiedzialnymi za pewność i bezpieczeństwo pracy każdej sekcji obudowy. Niewłaściwa praca bloków zaworowych powoduje zmniejszenie podporności obudowy, bądź w skrajnych przypadkach całkowite wyeliminowanie danej sekcji z pracy na ścianie.

2. Założenia konstrukcyjne do nowych bloków zaworowych

W krajowym górnictwie węglowym stosowane są bloki zaworowe produkcji krajowej oraz zagranicznej.

Wiodącym krajowym producentem bloków jest firma „Georyt – Centrum Produkcyjne” Sp. z o.o. [3], a oprócz niej bloki produkowane są również w firmie „ZAW-HYD” oraz „PRO-TECH” [4]. W znacznie mniejszym zakresie stosowane są bloki zaworowe wyprodukowane przez firmy niemieckie, tj. „DAMS”, „TIEFENBACH” czy „HENLICH”. Bloki zaworowe produkcji krajowej oparte są na sprawdzonych, liczących blisko 30 lat konstrukcjach, które jednak nie spełniają coraz wyższych wymagań stawianych przez producentów zmechanizowanych obudów górniczych. Jednocześnie z chwilą akcesji Polski do Unii Europejskiej, producentów bloków zaworowych zaczęły obowiązywać nowe wymagania, zawarte w normie zharmonizowanej z Dyrektywą Maszynową 98/37/WE, PN-EN 1804-3:2004 [5]. Fakty te wymusiły konieczność pilnego skonstruowania i wdrożenia do produkcji nowego typoszeregu bloków zaworowych pojedynczych, które zostały opracowane w firmie „Georyt – Centrum Produkcyjne” Sp. z o.o.

Przy ich opracowaniu przyjęto następujące założenia techniczne:

- typoszereg powinien zapewniać zastosowanie bloków do cylindrów stojaków o średnicach do 450 mm,
- wartości przepływów medium w blokach muszą osiągać maksymalne możliwe wartości, wyższe od wymagań normy [5],
- bloki będą pracować przy ciśnieniu zasilania 35 MPa i maksymalnym ciśnieniu roboczym 45-50 MPa,
- ilość elementów bloku zaworowego powinna być zminimalizowana,
- w celu łatwego demontażu podzespołów powinny być montowane w korpusie bloku w postaci wkładów zaworowych,

- ilość pierścieni uszczelniających powinna być ograniczona oraz powinny zostać wprowadzone uszczelnienia z nowych ulepszonych materiałów zwiększających ich trwałość,
- wszystkie podzespoły bloku (poza sprężynami) muszą być wykonane ze stali nierdzewnych.

Poczynione założenia zostały wdrożone w zaprojektowanym typoszeregu bloków zaworowych pojedynczych BZ1, składającym się z dwóch typów bloków:

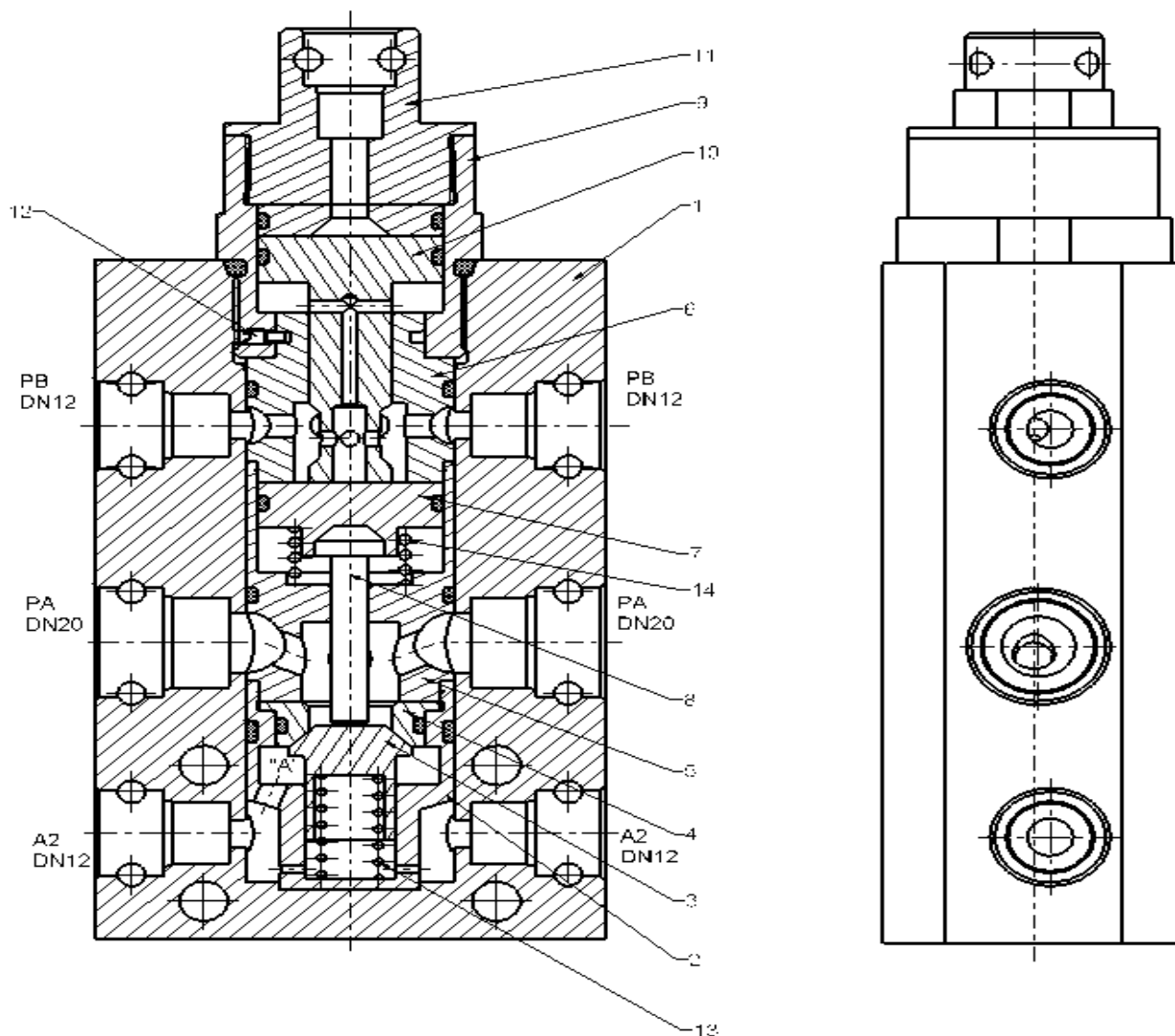
- bloku zaworowego BZ1 DN20,
- bloku zaworowego BZ1 DN10/DN12.

3. Konstrukcja i charakterystyka techniczna bloku BZ1 DN20

Blok BZ1 DN20 jest nową, oryginalną konstrukcją bloku zaworowego pojedynczego przeznaczoną do współpracy ze stojakami obudów zmechanizowanych o średnicach cylindrów 300 – 450 [mm] [7].

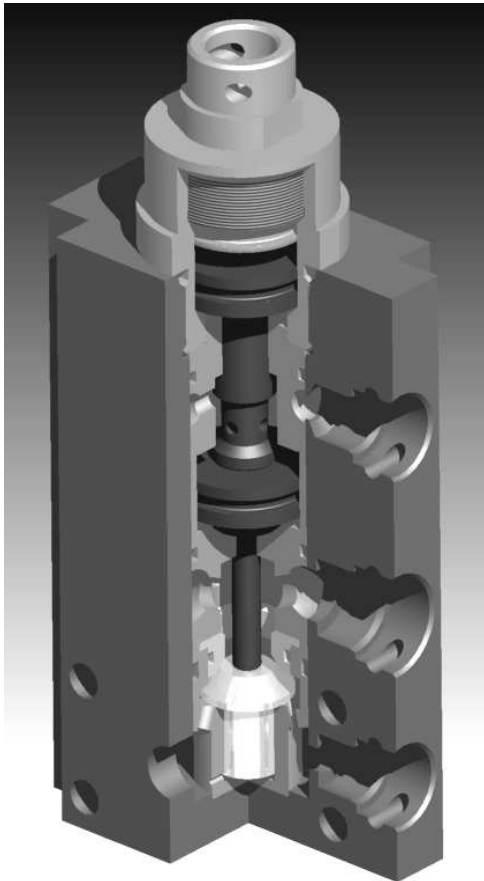
Rysunek zestawieniowy bloku zaworowego BZ1 DN20 przedstawiono na rysunku 1, a na rysunku 2 przedstawiono model 3D bloku zaworowego. W korpusie (1) zamontowany jest zawór zwrotny składający się z tulei (2) i stożka zaworu (3) oraz gniazda zaworu (4) i sprężyny (13). Górna powierzchnia stożka zaworu (3) współpracuje z popychaczem (8) oraz tłoczkiem (7). W górnej części otworu znajduje się tuleja zasilająca (5) oraz tłoczek sterujący (10). Otwór zamyka gwintowany korek (9), w który wkręcone jest przyłącze sterujące (11). Korpus bloku (1) wyposażony jest oprócz przyłącza sterującego (11) w gniazda (PB) do zasilania komory nadłokowej siłownika stojaka oraz gniazda (PA) do zasilania komory podłokowej. Gniazda (A2) służą do podłączenia manometru lub zaworu przelewowego z zewnętrznym wypływem medium roboczego. W zależności od sposobu montażu bloku, jedno z gniazd (PA) i (A2) może być zaślepione.

Charakterystyka techniczna bloku zaworowego BZ1 DN20 przedstawia się następująco:

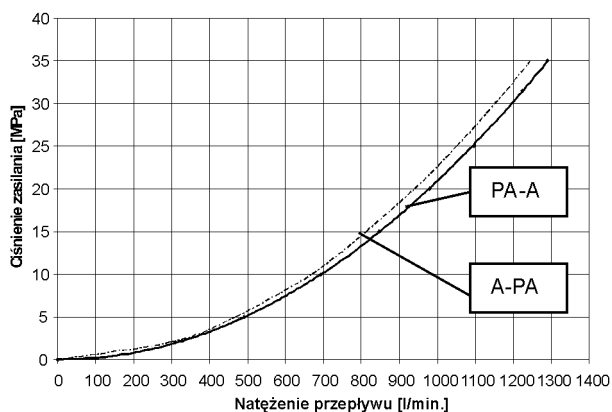


Rys.1. Rysunek zestawieniowy bloku zaworowego BZ1 DN20

- ciśnienie zasilania 35 MPa
- maksymalne ciśnienie robocze 45 MPa
- przepływ maksymalny przez zawór przelewowy 485 l/min
- przełożenie hydrauliczne 0,35PN
- typ przyłączy STECKO DN12, DN20
- masa 8,9 kg

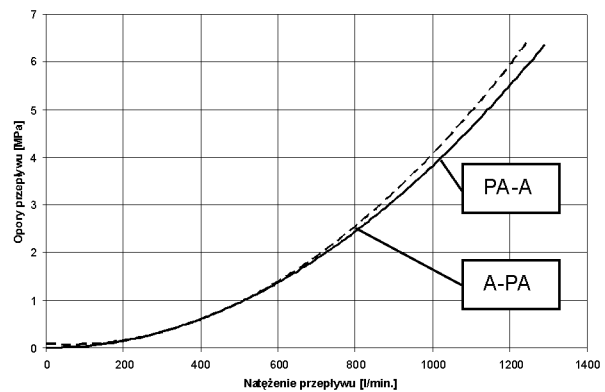


Rys.2. Model 3D bloku zaworowego BZ1 DN20



Rys.3. Charakterystyka przepływu medium w bloku zaworowym BZ1 DN20

Na rysunku 3 zaprezentowano charakterystykę przepływu medium w bloku BZ1 DN20, a na rysunku 4 charakterystykę oporów przepływu medium w bloku. Krzywe PA-A dotyczą operacji wysuwania tłoka stojaka, natomiast krzywe A-PA odnoszą się do zsuwania tłoka stojaka.



Rys.4. Charakterystyka oporów przepływu medium w bloku zaworowym BZ1 DN20

4. Konstrukcja i charakterystyka techniczna bloku BZ1 DN10/DN12

Blok zaworowy BZ1 DN10/DN12 przewidziany jest do zastąpienia obecnie produkowanych bloków zaworowych BZF1 serii A, B i C [3]. Blok ten może współpracować ze stojakami o średnicach cylindrów w zakresie 250–320 mm. W zależności od średnicy cylindrów blok może być wyposażony w gniazda STECKO DN10 lub DN12.

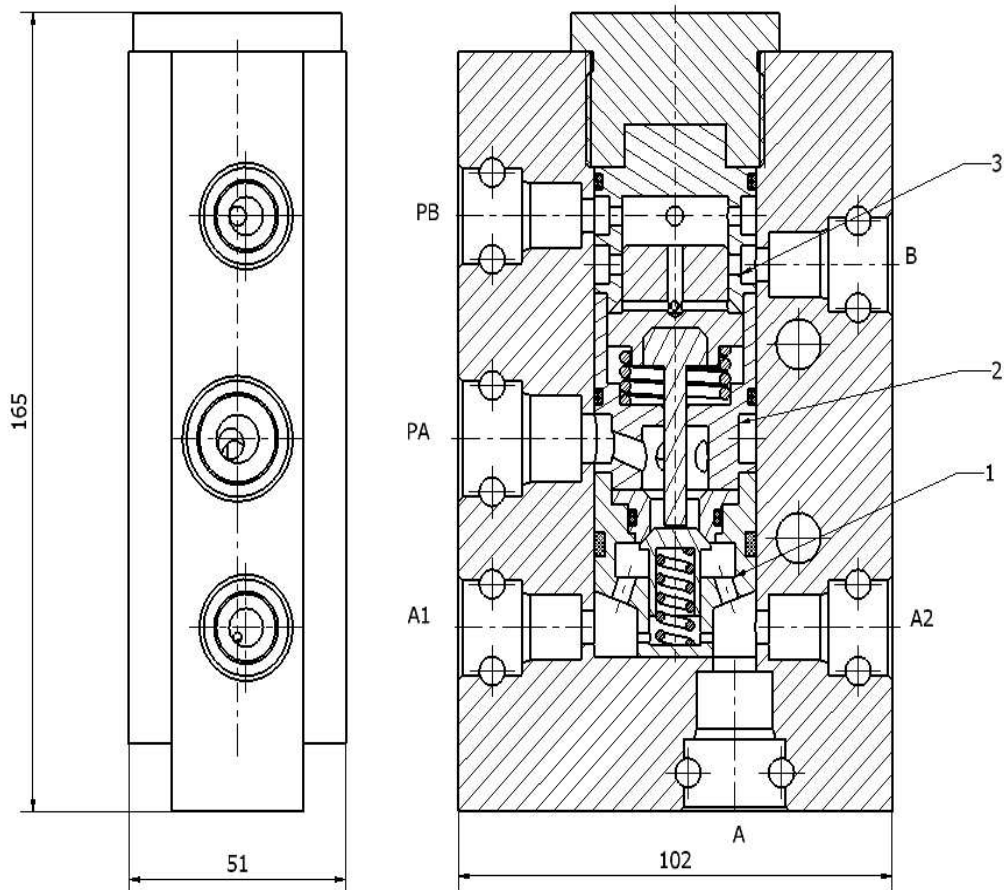
Blok BZ1 DN10/DN12, rys. 5, posiada konstrukcję zasadniczo zmienioną w stosunku do bloków zaworowych BZF1 serii A, B i C. Całkowitemu przekonstruowaniu poddany został zawór zwrotny (1) oraz tuleja zasilająca (2). Modyfikacji uległ również kształt oraz ilość i średnice kanałów w przegrodzie (3).

Wprowadzone zmiany pozwoliły na znaczne zwiększenie wartości przepływu medium przez blok. Korpus bloku BZ1 DN10/DN12 wyposażony jest w gniazdo przyłączeniowe (PA) do zasilania komory podtłokowej stojaka, gniazdo (A) wyjściowe do komory podtłokowej, gniazdo (PB) do zasilania komory nadtłokowej stojaka i gniazdo (B) wyjściowe do komory nadtłokowej. Gniazda (A1 i A2) służą do podłączenia zamiennie manometru i/lub zaworu przelewowego.

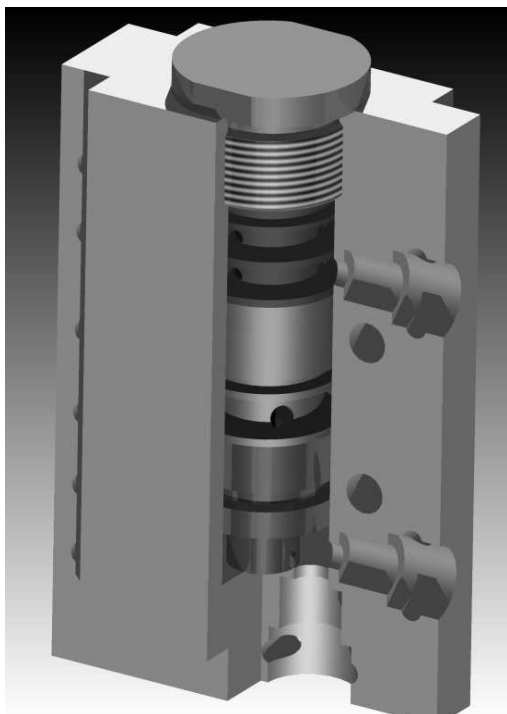
Rysunek 6 przedstawia model 3D bloku zaworowego BZ1 DN10/DN12.

Charakterystyka techniczna bloku zaworowego BZ1 DN10/DN12 przedstawia się następująco:

- ciśnienie zasilania 35 MPa
- maksymalne ciśnienie robocze 50 MPa
- przepływ maksymalny przez zawór przelewowy 265 l/min.
- przełożenie hydrauliczne 0,28PN
- typ przyłączy STECKO DN10, DN12
- masa 5,6 kg

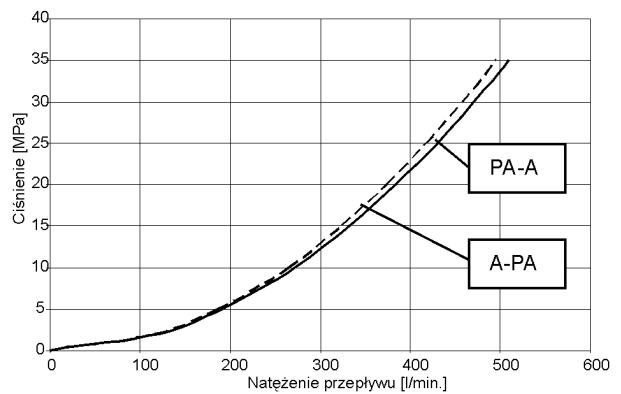


Rys.5. Rysunek zestawieniowy bloku zaworowego BZ1 DN10/DN12

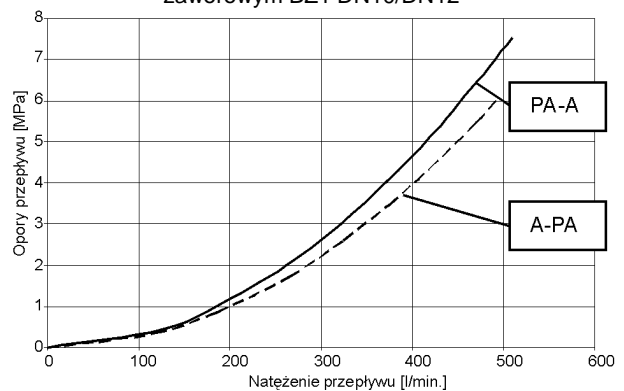


Rys.6. Model 3D bloku zaworowego BZ1 DN10/DN12

Na rysunkach 7 i 8 przedstawiono charakterystyki przepływu i oporu przepływu medium w bloku BZ1 DN10/DN12. (PA-A – wysuw tłoka stojaka, A-PA – zsuw tłoka stojaka).



Rys.7. Charakterystyka przepływu medium w bloku zaworowym BZ1 DN10/DN12



Rys.8. Charakterystyka oporów przepływu medium w bloku zaworowym BZ1 DN10/DN12

5. Podsumowanie

Przedstawione w artykule bloki zaworowe BZ1 DN20 i BZ1 DN10/DN12 są pierwszymi, nowymi konstrukcjami bloków zaworowych pojedynczych zaprojektowanymi i wykonanymi od podstaw w kraju. Parametry robocze bloków spełniają wymagania normy PN-EN 1804-3:2006(U) i swoimi wartościami dorównują (lub przewyższają) parametry bloków producentów zagranicznych.

Zastosowanie w konstrukcji bloków stali nierdzewnych oraz nowych materiałów pierścieni uszczelniających, przy wysokiej jakości wykonania elementów bloków i ich montażu, zapewni długotrwałą eksploatację bloków w trudnych warunkach pracy w kopalniach węgla kamiennego.

Prezentowane bloki przeszły już badania wartości parametrów roboczych, badania niezawodności działania oraz próby eksploatacyjne. Wyniki badań i prób potwierdziły słuszność przyjętych założeń konstrukcyjnych i wysoki poziom techniki konstrukcji bloków.

Należy się spodziewać, że jeszcze w tym roku zostanie uruchomiona produkcja seryjna bloków, przy czym zapotrzebowanie na bloki BZ1 DN20 powoduje, że ich produkcja rozpocznie się już w październiku.

Literatura

1. Smurzyński J.: Obudowy zmechanizowane. ŚWT, Katowice 1993.
2. Sprawozdanie z wyników badań bloków zaworowych produkcji „Georyt – Centrum Produkcyjne” Sp. z o.o. GIG, Katowice 2004 (nie publikowane).
3. http://www.georyt.com/katalog_wyrobow/bloki_zaworowe.pdf. Katalog wyrobów firmy „Georyt – Centrum Produkcyjne” Sp. z o.o.
4. http://www.pro-tech.pl/oferta_1.html. Katalog wyrobów firmy „PRO-TECH”.
5. PN-EN 1804-3:2006(U): Maszyny dla górnictwa podziemnego - Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 3: Układy sterowania hydraulicznego.
6. Władzielczyk K.: Opracowanie założeń do konstrukcji nowego typoszeregu bloków zaworowych. Praca własna, AGH, Kraków 2005 (nie publikowane).
7. Władzielczyk K., Cymerys A.: Dokumentacja techniczno-konstrukcyjna bloku zaworowego DN20. „Georyt – Centrum Produkcyjne” Sp. z o.o., Kraków 2005.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

Podstawy funkcjonowania i sterowania pracą hydraulicznych wiertarek obrotowo-udarowych

Streszczenie

W artykule przedstawiono w skrócie istotę wiercenia obrotowo-udarowego oraz wyszczególniono podstawowe parametry determinujące o optymalnej prędkości wiercenia i ich związki, tj.: siłę docisku jako funkcję pracy mechanizmu udarowego, związek liczby uderzeń z liczbą obrotów, moment mechanizmu obrotów jako funkcję siły docisku oraz związek prędkości posuwu z rezultatami pracy mechanizmu udarowego. Opisano sterowanie układu roboczego wozu wiertniczego oparte o zasilanie pompami o zmiennej wydajności.

Summary

The essence of rotary-percussive drilling operation was presented as well as basic parameters determining optimal drilling speed and their relationships i.e. pressing force in function of impact mechanism operation, number of strokes connected with rotational speed, torque of mechanism in function of pressing force as well as relationship between advance speed and effects of impact mechanism operation. Control system of drilling jumbo supplied by pumps of changeable output was described.

1. Wstęp

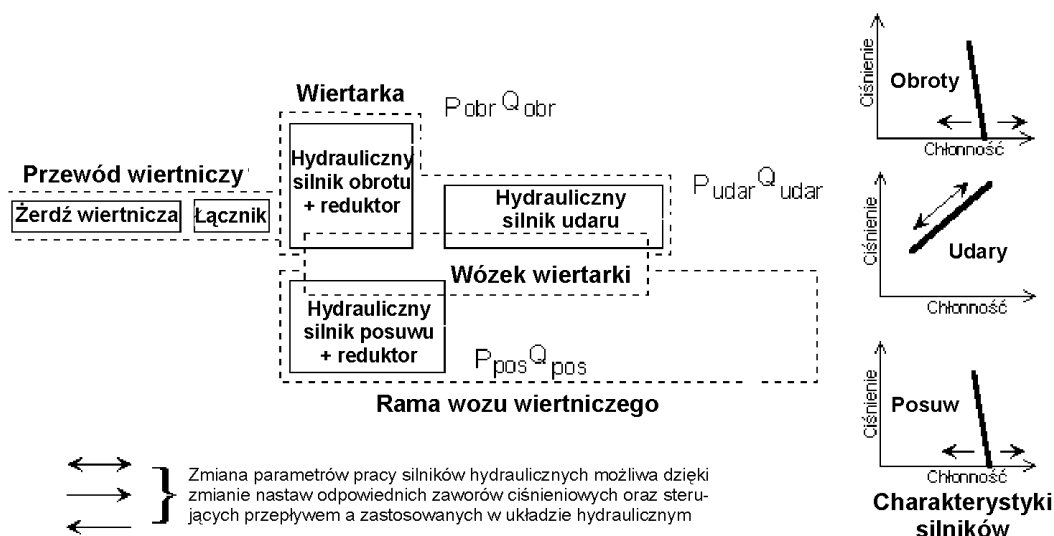
Zagadnienie automatyzacji procesu wiercenia wiertarką obrotowo-udarową sprowadza się do rozwiązania problemów w trzech ściśle ze sobą współistniejących obszarach:

1. Dobór głównych parametrów mechanizmów wchodzących w skład roboczego układu wierzącego, tj.:
 - mechanizmu udarowego:
 - energii uderzenia,
 - liczby uderzeń,
 - mechanizmu obrotów:
 - momentu obrotowego,
 - liczby obrotów,

– mechanizmu posuwu:

- siły docisku,
- prędkości posuwu.

2. Dobór i wybór rodzajów energii służącej do napędu poszczególnych mechanizmów. Na początku był to napęd parowy, później pneumatyczny, niekiedy elektryczny, a współcześnie jest to napęd hydrauliczny. Jest to przede wszystkim wynikiem kompromisu pomiędzy ograniczeniami gabarytowymi maszyn w kopalni, a możliwościami energetycznymi poszczególnych napędów. Okazuje się, że entalpia oleju hydraulicznego jest jak dotąd najbardziej skoncentrowaną, ale i dostępną, formą energii w odniesieniu do jednostki masy silnika udarowego.



Rys.1. Idea funkcjonowania układu wierzącego wyposażonego w hydrauliczną wiertarkę obrotowo-udarową oraz hydrauliczny mechanizm posuwu

P_{udar} , P_{obr} , P_{pos} - odpowiednio ciśnienie zasilania mechanizmu udaru, mechanizmu obrotów oraz mechanizmu posuwu, Q_{udar} , Q_{obr} , Q_{pos} - odpowiednio chłonności silników udaru, obrotów, posuwu

3. Dobór i wybór odpowiedniego układu sterowania uwzględniającego związki fizyczne pomiędzy poszczególnymi parametrami roboczego układu wierzącego w aspekcie fizycznych właściwości skały.

Na rysunku 1 w sposób schematyczny zaprezentowano funkcjonowanie całego układu wierzącego, na który składają się napędy poszczególnych mechanizmów układu roboczego wozu, rama wierząca oraz przewód wierzący. Aby nie komplikować opisu, zrezygnowano z umieszczenia na rysunku bloku sterowania, jakkolwiek zostały zasygnalizowane na nim charakterystyki silników biorących bezpośredni udział w procesie wierzenia.

2. Podstawowe parametry determinujące o optymalnej prędkości wierzenia i ich wzajemne związki

2.1. Fala naprężeń

Drażenie skał wierzeniem udarowym polega na przenoszeniu uderzeń z wiertarki udarowej na dno otworu wierzącego. Energia wymagana do zniszczenia skały jest generowana w mechanizmie udarowym pneumatycznej lub hydraulicznej wiertarki skalnej. Destrukcyjny nacisk, którym oddziałują ostrza koronki na skałę w obszarze dna otworu wierzącego, pochodzi z posuwisto-zwrotnego ruchu bijaka. Bijak uderzając cyklicznie w nieruchomy łącznik powoduje, że jego energia kinetyczna zmienia się w falę naprężeń [3], która biegnie wzdłuż całego układu uderzeniowego (łącznik, tuleja łącząca, żerdź wierząca, koronka) aż do dna otworu. Tutaj, w strefie styku ostrza-skała, energia E_u tej fali definiowana jako:

$$E_u = \frac{A_z c}{E} \int \sigma^2(t) dt \quad (1)$$

gdzie:

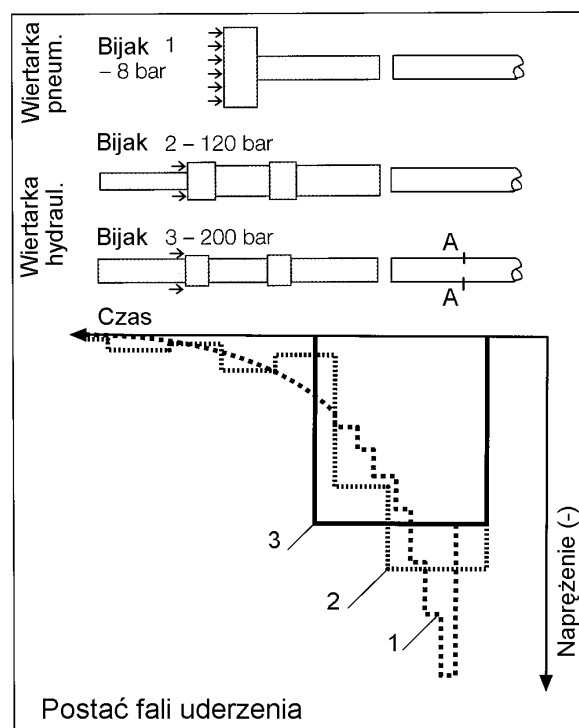
- A_z - powierzchnia przekroju poprzecznego żerdzi,
- c - prędkość fali w żerdzi = 5000 m/s,
- E - moduł Younga materiału żerdzi,
- $\sigma(t)$ - kształt fali w żerdzi,
- t - czas,

zamieniana jest na pracę oddzielania cząstek skały od calizny. Ze zrozumiałych względów, aby proces ten był technicznie sprawny, cały system, czyli wiertarka skalna oraz zastosowany przewód wierzący z łącznikiem, tulejami i narzędziem, muszą tworzyć układ wysoce zharmonizowany.

2.2. Kształt fali naprężeń

Ogólnie, kształt i amplituda naprężeń fali są funkcją kształtu samego bijaka [2, 3, 5, 6]. Za najbardziej zwartą energetycznie można uważać falę prostokątną, uzyskiwaną z uderzenia bijaka o kształcie walca i po-

wierzchni zderzenia równej powierzchni uderzanego końca przewodu wierzącego (rys. 2).



Rys.2. Wpływ kształtu bijaka na postać fali naprężeń generowanej w żerdzi, według [2]

Ruch fal naprężeń, zgodnie z regułami fizyki, podlega ograniczeniom [11]. Wielkością decydującą o skuteczności transmisji energii w takiej postaci jest impedancja, która wobec tożsamości materiałowej elementów w skład układu uderzeniowego wchodzących zmienia się wraz ze zmianą wielkości przekrojów poprzecznych układu uderzeniowego wzdłuż trasy biegu fali. Aby unikać zjawisk odbić fal, a tym samym strat, impedancja powinna być niezmienną. Oznacza to, że wymienione przekroje powinny być takie same lub zbliżone wartością do siebie.

2.3. Sprawność wierzenia i straty

Fala naprężeń traci od 5÷7% swojej energii po przejściu każdego z napotkanych na swej drodze złącz [2, 7]. Straty te spowodowane są przede wszystkim różnicą pomiędzy przekrojami poprzecznymi między żerdzią i łącznikiem oraz niedoskonałością styku powierzchni łączonych żerdzi. Zły kontakt zwiększa straty energetyczne.

Gdy fala naprężeń dotrze do ostrzy koronki, przemieszcza je w głąb litej skały inicjując kruszenie tej ostatniej. Sprawność urabiania nie osiąga nigdy 100%, ponieważ część fali odbija się w strefie styku ostrza-skała jako fala ściskająca. W szczególności zły kontakt między ostrzami koronki i skałą drastycznie obniża sprawność wierzenia.

2.4. Związek siły docisku mechanizmu posuwu z energią uderzenia mechanizmu udarowego

Aby energia podłużnej fali naprężenia w procesie wiercenia skały została najefektywniej wykorzystana, każdorazowo przed przybyciem tej fali do strefy urabiania powinien być zapewniony kontakt ostrzy koronki ze skałą. Aby taki kontakt miał miejsce, na wiertarkę musi działać określona siła docisku skierowana wzdłuż żerdzi do skały. Jej wielkość wynika z prozaicznego faktu, że wiertarka jest generatorem pędu zawartego w ciągu fal naprężeń przesyłanych do żerdzi. Czynnikiem sprawczym tych fal jest bijak, którego energia kinetyczna jest w całości zamieniana na energię fal w trakcie jego uderzenia w koniec przewodu wiertniczego. Zanim jednak bijak będzie dysponował odpowiednią porcją energii kinetycznej, wcześniej jest rozpędzany działaniem oleju hydraulicznego dostarczanego z układu pompa hydrauliczna-akumulator azotowy. Olej hydrauliczny oddziałuje nie tylko na wyprofilowane odpowiednio powierzchnie pierścieniowe bijaka, ale działa także na korpus wiertarki z siłą równą, lecz przeciwnie skierowaną. Innymi słowy, korpusowi wiertarki przekazywany jest taki sam pęd co bijakowi, lecz o przeciwnym zwrocie. Zniwelowanie tego oddziaływania wymaga zastosowania siły, zwanej w gwarze wiertniczej siłą posuwu F_d (docisku) [3]. Dokładne określenie wielkości siły docisku jest trudne z uwagi na fakt, że na wiertarkę podczas jej pracy działa cały szereg sił zmiennych w czasie wynikających ze zjawisk towarzyszących pracy koronki wiertniczej. Relacja wyprowadzona w oparciu o bilans pędu mechanizmu udarowego wiertarki ma ogólnie postać [4]:

$$\begin{aligned} F_d &= 2(1+\beta) \cdot z \cdot A_o \cdot \int \sigma(t) dt \cong \\ &\cong 2 \cdot (1+\beta) \cdot z \cdot m_b \cdot V_b = \\ &= 2(1+\beta) \cdot z \cdot \sqrt{2m_b \cdot E_u} \end{aligned} \quad (2)$$

gdzie:

β - współczynnik odbicia pierwotnej fali w strefie urabiania ostrzy koronki, który jest funkcją rodzaju skały,

A_o - powierzchnia przekroju poprzecznego przewodu wiertniczego,

$\sigma(t)$ - chwilowe naprężenie w obszarze fali sprężystej,

t - czas,

m_b - masa bijaka,

V_b - prędkość bijaka w chwili jego uderzenia w koniec przewodu wiertniczego,

z - liczba uderzeń bijaka w jednostce czasu [Hz],

E_u - energia fali generowana w żerdzi \cong energia kinetyczna bijaka (1).

Nietrudno zauważyć, że energia E_u (1) fali, nazywana często energią uderzenia, jest wielkością pierwotną, natomiast siła docisku F_d (2) jest wielkością wtórną.

2.5. Związek siły docisku mechanizmu posuwu ze skutkami pracy mechanizmu udarowego

Utożsamiając udzielanie wiertarce pędu z impulsem, można potraktować ruch wiertarki pod działaniem siły docisku jako ruch jednostajnie opóźniony. Wsteczną prędkość początkową v_w wiertarki można wyznaczyć z bilansu pędu jako równą:

$$v_w = \frac{(1+\beta) \cdot m_b \cdot v_b}{m_w} \quad (3)$$

gdzie: m_w - masa wiertarki.

Wykorzystując relację (3) w równaniu ruchu, nie trudno jest określić maksymalny odrzut S_{max} , jaki uzyskuje wiertarka:

$$S_{max} = \frac{(1+\beta) \cdot v_b \cdot m_b}{4m_w \cdot z} \quad (4)$$

Wzory (2), (3), (4) definiują pracę mechanizmu posuwu jako urządzenia, które zapewnia po każdym uderzeniu bijaka kontakt ostrzy koronki ze skałą. Ale obszar dna skalnego podczas wiercenia przemieszcza się w miarę jego urabiania. Skała w wierceniu obrotowo-udarowym (koronkami o ostrzach symetrycznych – przyrządowych lub słupkowych) zwiercana jest warstwami o grubości Δd . Urobienie dna otworu ma miejsce po określonej części obrotu koronki wyznaczonej jej geometrią [5]. Aby to było możliwe, koronka każdorazowo po każdej penetracji w skałę musi przebyć dodatkową drogę. Jeżeli przyjmujemy, że prędkość powrotu wiertarki z odrzutu jest taka sama jak przed odrzutem, to linearyzując omawianą wcześniej parabolę ruchu wiertarki do tyłu (3), (4) (ruch pod działaniem stałej siły), możemy określić czas Δt , jaki musi upłynąć do chwili, w której ostrza koronki przemierzają tą dodatkową drogę, aby się zetknąć ze skałą:

$$\Delta t = \frac{(2 \div 4) \cdot \Delta d}{i \cdot v_w} = \frac{(2 \div 4) \cdot m_w \cdot \Delta d}{(1+\beta) \cdot i \cdot m_b \cdot v_b} = \frac{(2 \div 4) \cdot \Delta d}{4i \cdot z \cdot S_{max}} \quad (5)$$

gdzie: i - liczba uderzeń mechanizmu udarowego przypadająca na jeden obrót koronki.

Gdy uwzględnimy relację (5) w jednej z postaci wzoru (3), to równanie siły docisku przyjmie postać:

$$\begin{aligned} F_d &= \frac{2(1+\beta) \cdot z}{1 - \frac{4i \cdot S_{max}}{2\pi_b \cdot z}} \cdot A_z \cdot \int \sigma(t) dt = \\ &= \frac{2\pi_b \cdot z}{1 - \frac{(2 \div 4) \cdot \Delta d \cdot n \cdot m_w}{\pi_b} \cdot \frac{2\pi_b \cdot z}{1 - \frac{\pi_w}{\pi_b}}} \end{aligned} \quad (6)$$

gdzie:

n - liczba obrotów koronki w jednostce czasu,

π_b - pęd bijaka przed jego uderzeniem w koniec łącznika,

π_w - pęd jaki musi być udzielany wiertarce, aby mogła podążać za zwiercanym dnem otworu; jest on równy $\pi_w = (2 \div 4) \cdot \Delta d \cdot n \cdot m_w$,

$(2 \div 4) \cdot \Delta d \cdot n$ - jest wprost prędkością wiercenia.

Analizując relację (4) i relację (6) dojść można do pozornie sprzecznych ze sobą wniosków:

- aby odrzut wiertarki S_{\max} miał wielkość minimalną, masa m_w wiertarki powinna być dostatecznie duża,
- aby siła docisku F_d nie była za duża, masa m_w wiertarki powinna być jak najmniejsza.

Oznacza to kompromis na jaki musi pójść konstruktor maszyny wiertniczej, aby pracowała ona w sposób spokojny, ale i skuteczny. Szacunkowe obliczenia wskazują, że iloraz π_w/π_b (6) zawiera się w przedziale (0,075÷0,15).

2.6. Siła docisku jako funkcja ciśnienia zasilania mechanizmu posuwu

Jako mechanizm posuwu w wozach wiertniczych stosowany jest zazwyczaj układ składający się z silnika hydraulicznego typu orbit, oraz dwustopniowej przekładni mechanicznej, która poprzez koło łańcuchowe i łańcuch umożliwia przemieszczanie się wózka z wiertarką względem lawety wiertniczej z siłą równą:

$$F_d = \frac{q_s \cdot (\varepsilon_s = 1) \cdot \Delta p_s}{2\pi} \cdot i_1 \cdot \eta_1 \cdot i_2 \cdot \eta_2 \cdot \frac{2}{D_k} = K_{d1} \cdot \Delta p_s \quad (7)$$

gdzie:

q_s - chłonność silnika na 1 obrót, nastawa silnika $\varepsilon_s = 1$,

Δp_s - spadek ciśnienia na silniku posuwu,

i_1, i_2 - przełożenia przekładni redukcyjnej,

η_1, η_2 - sprawności poszczególnych przełożeń przekładni redukcyjnej,

D_k - średnica podziałowa koła łańcuchowego,

K_{d1} - współczynnik proporcjonalności.

Niekiedy mechanizm posuwu składa się z układu hydrauliczno-ciężnowego, w którym tłocznik siłownika hydraulicznego przemieszcza dwa koła łańcuchowe. Przez koła łańcuchowe przewinięte są łańcuchy lub liny przymocowane odpowiednio końcami do lawety wozu wiertniczego. Układ ten pozwala na przemieszczanie się wózka z wiertarką względem lawety wiertniczej z siłą równą:

$$F_d = \frac{1}{2} \cdot f_0 \cdot p_s \cdot \eta_1 = K_{d2} \cdot p_s \quad (8)$$

gdzie:

f_0 - powierzchnia tłoka siłownika hydraulicznego,

p_s - ciśnienie działające na tłok siłownika hydraulicznego,

η_1 - sprawność pracy kół łańcuchowych,

K_{d2} - współczynnik.

2.7. Związek liczby uderzeń z z liczbą obrotów n

Liczba obrotów n koronki jest ściśle związana z liczbą uderzeń z mechanizmu udarowego. Jest to

niezwykle istotny związek, decyduje bowiem o skuteczności i poprawności realizacji operacji wiercenia. Dla danej energii uderzenia bijaka istnieje optymalny kąt obrotu α_p (zwany kątem podziału) o jaki powinny obracać się ostrza koronki pomiędzy kolejnymi ich wnikięciami w skałę. Energia jednostkowa wiercenia przyjmuje wtedy wartość minimalną. W przemyśle górnictwym w operacji wiercenia stosowana jest cała gama średnic koronek, co oznacza, że należałoby każdorazowo dla danej średnicy koronki D i danej energii uderzenia jaką dysponuje mechanizm udarowy wiertarki kąt ten wyznaczać. Teoretycznie jest to możliwe, lecz byłoby niezwykle pracochłonne. Problem ten ominięto, wprowadzając wielkość τ , która jest długością łuku, jaki zakreślają punkty na obwodzie koronki pomiędzy dwoma kolejnymi uderzeniami bijaka mechanizmu udarowego i którą definiuje równanie:

$$\tau = \frac{\pi D \cdot n}{60 \cdot x} \quad (9)$$

W praktyce, wielkość łuku (9) przyjmuje wartość od kilku do kilkunastu milimetrów. Regulacji liczby obrotów n dokonuje się z reguły raz, podczas testów adaptacyjnych wozu wiertniczego do warunków, w jakich ma pracować w danej kopalni. Rzadko kiedy w kopalni panują tak drastycznie zmienne warunki górnictwo-geologiczne, aby zachodziła konieczność permanentnego wykonywania tego typu regulacji.

Niezależnie od powyższego, należy pamiętać, aby liczba uderzeń przypadających na 1 obrót koronki i powinna wyrażać się zależnością:

$$\frac{60z}{n} = i \Rightarrow \text{liczba_całkowita} \quad (10)$$

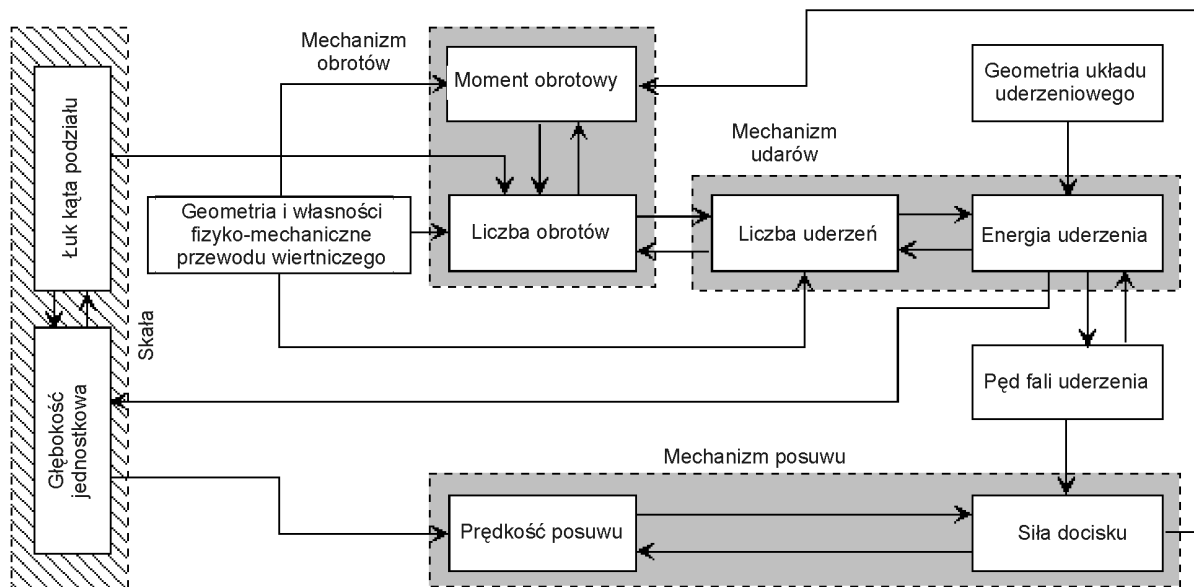
Liczba (10) powinna zawierać się w zbiorze N [12, 15, 18, 20, 24, 30, 36, 40...], czyli być naturalnymi podzielnikami kąta będącego rezultatem krotności (2, 3, 4,...) osi antysymetrii (1', 2', 3', 4',...), która to oś pokrywa się z osią koronki.

Przy wyborze liczby obrotów n (9), (10) należy pamiętać również o ograniczeniach wynikających z prędkości liniowej v_k punktów znajdujących się na obwodzie koronki. Prędkość v_k , z uwagi na zużycie ściernie, nie powinna przekraczać wartości [0,25÷0,75 m/s].

Pozwala to oszacować maksymalną liczbę obrotów jako równą:

$$n = \frac{60v_k}{\pi D} \quad [\text{obr.} / \text{min}] \quad (11)$$

Na rysunku 3 przedstawiono w postaci schematu zależności pomiędzy parametrami wiercenia a parametrami pracy hydraulicznej wiertarki obrotowo-udarowej w układzie funkcjonowania urządzenia wiertniczego.



Rys.3. Współzależności pomiędzy parametrami wiercenia a parametrami pracy wiertarki obrotowo-udarowej w układzie funkcjonowania układu roboczego wozu wiertniczego

3. Proces wiercenia a możliwość jego realizacji z pomocą układów hydraulicznych

3.1. Częstkowe operacje wiercenia

W procesie wiercenia otworu wyróżnić można cały szereg operacji cząstkowych, na które składają się:

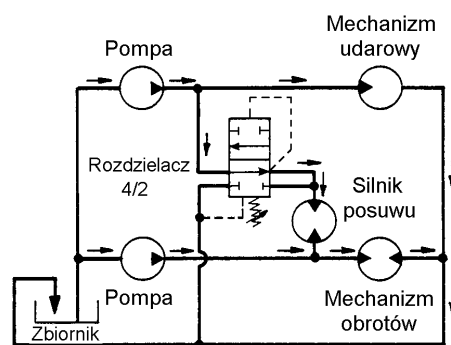
- zawieranie,
- wiercenie połączone z płukaniem otworu,
- kontrola i usuwanie zakleszczania się koronki w otworze,
- powrót do położenia wyjściowego,
- możliwość szybkiego posuwu i powrotu (przy czyszczeniu otworu).

Zastosowanie bloku sterowania realizującego i kontrolującego wymienione operacje cząstkowe czyni wiercenie bardziej dokładnym i wygodnym. Pośrednio przyczynia się do podwyższania trwałości całego układu wierzącego.

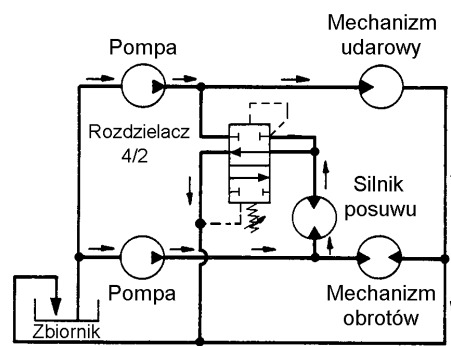
3.2. Układy hydrauliczne zapewniające realizację wybranych cząstkowych operacji wiercenia

Zapewnienie stałych parametrów kinematycznych mechanizmom udaru, obrotów oraz posuwu było możliwe dzięki szerokiemu zastosowaniu zaworów różnicowych sprzężonych z rozdzielaczami linią LS (*load sensing*). Istotą tych układów są rozdzielacze dławiące specjalnej konstrukcji, które oprócz swej podstawowej funkcji, czyli sterowania kierunkiem przepływu, pełnią również rolę zaworów sterujących natężeniem przepływu [10]. W obudowę tych rozdzielaczy wbudowane są dwu- lub trójdrogowe regulatory przepływu, które realizują zasadę dławienia czynnego. Polega to na tym, że zawory różnicowe regulatorów (tzw. zawory kompen-

sacyjne) samoczynnie dostosowują natężenie przepływu strumienia oleju w zależności od wartości spadku ciśnienia na rozdzielaczu, który jest zadawany poprzez odpowiednie ustawienie jego suwaka sterującego. Rozdzielacze dławiące najczęściej stosowane są przy wykorzystaniu sterowania elektrohydraulicznego.

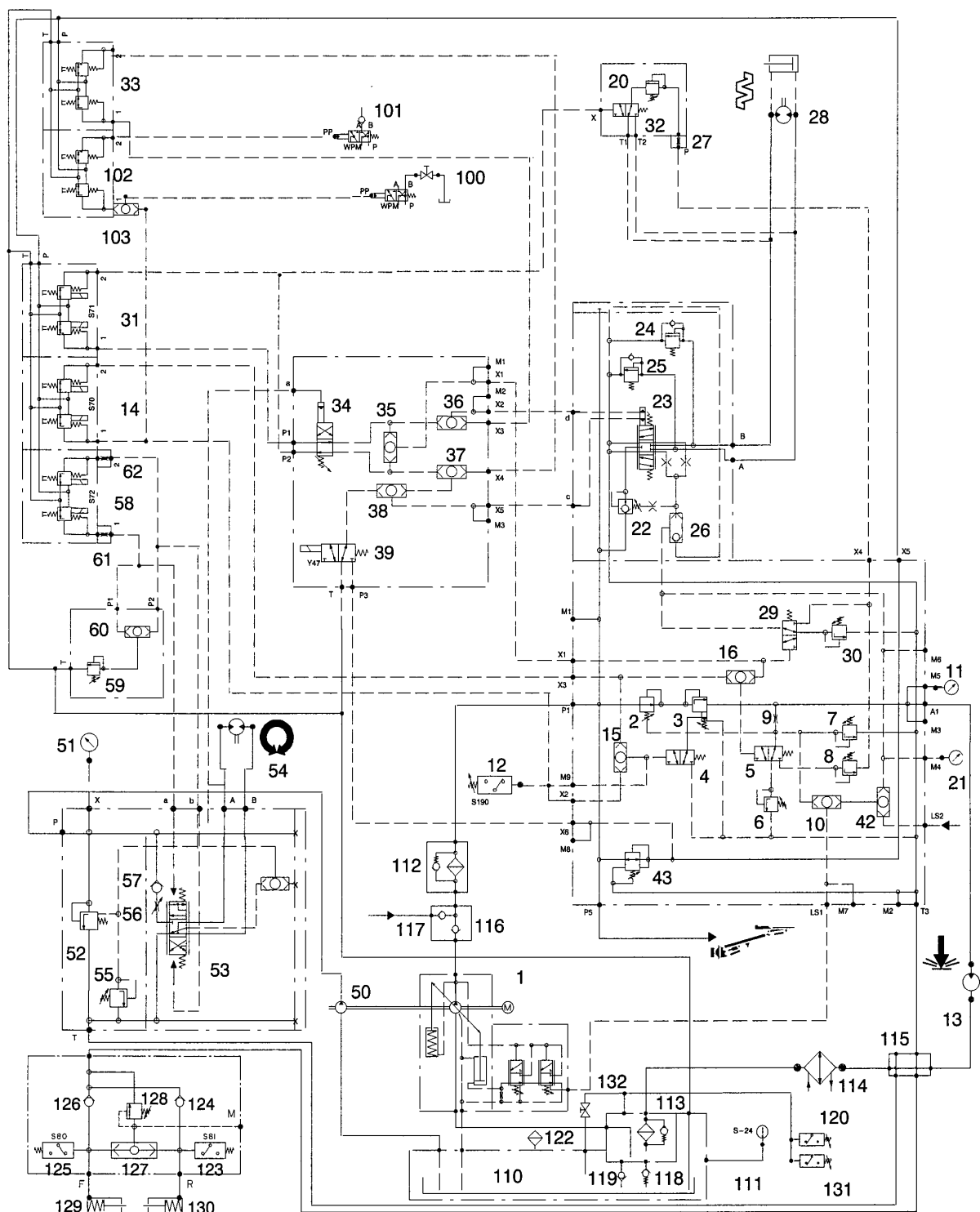


A. Wiercenie



B. Cofanie

Rys.4. Idea układu antyzaciskowego koronki (antyjamming) oparta o zmianę kierunku przepływu oleju w silniku napędzającym mechanizm posuwu i współpracującym z rozdzielaczem 4/2 sterowanym ciśnieniem [2]



Rys.5. Pełny schemat układu hydraulicznego układu roboczego THC500 wozu wiertniczego SWW-1/1 HT „WIR” [8, 9]

Oddzielnym zagadnieniem jest budowa i funkcjonowanie układu antyzaciskowego koronki. Układ ten, opracowany pod koniec lat 70., opiera się na spostrzeżeniu, że usunąć blokadę obrotów koronki można poprzez wycofanie koronki z dna otworu (wsteczny posuw). Na rysunku 4 przedstawiono ideę takiego rozwiązania w oparciu o rozdzielacz czterodrogowy sterowany ciśnieniem. Wsteczny posuw oznacza w tym

przypadku zmianę kierunku przepływu oleju przez silnik hydrauliczny napędzający mechanizm posuwu.

4. Przykład rozwiązania układu roboczego wozu wiertniczego

Hydrauliczny układ roboczy THC500 (SWW-1/1 HT) (rys. 5) składa się z pięciu głównych podukładów:

- układu mechanizmu udarowego (kompensator 2),
- układu mechanizmu posuwu (kompensator 22),
- układu mechanizmu obrotu (kompensator 52),
- układu sterowania,
- układu sterowania (LS) pompą o zmiennej wydajności.

W układzie hydraulicznym [9] zastosowano automatykę przeciwwzakleszeniową, która charakteryzuje się tym, że w przypadku przekroczenia dopuszczalnego momentu obrotowego silnika hydraulicznego obrotu układ posuwu wycofuje wiertarkę z przodka. Układ hydrauliczny wyposażony jest w tzw. automatykę powrotu. W momencie osiągnięcia zadanej głębokości otworu, układ sterowania automatycznie wyłącza udary i włącza posuw powrotny, a z chwilą wycofania żerdzi z otworu wyłącza zasilanie odbiorników [8].

Zastosowanie tak wyrafinowanej hydrauliki było możliwe dzięki szerokiemu zastosowaniu tzw. hydrauliki gniazdowej. Praktycznie w skład układu sterowania wchodzi cztery bloki zaworowe, tj.:

- blok sterowania i kontroli udarami wiertarki i jej posuwem,
- blok antyzakleszeniowy oraz sterowania automatyką powrotu wiertarki,
- blok sterowania prędkością i kierunkiem obrotów wiertarki,
- blok sterowania wysięgnikiem.

5. Podsumowanie

W wielu współczesnych maszynach i urządzeniach górniczych napędy hydrostatyczne są jedyną alternatywą napędu ich różnych mechanizmów i zespołów. Ze względu na rosnące wymagania odnośnie energooszczędności, poziomu hałasu, dokładności i niezawodności działania a także wzrostu zainstalowanych mocy istnieje pilne zapotrzebowanie na nowe rozwiązania układów hydraulicznych.

Zamieszczone wyżej rozważania wskazują, że układy hydrauliczne z zastosowaniem sterowania z adaptacją ciśnienia od obciążenia (LS) znalazły swoje właściwe miejsce w maszynach wierzących.

Literatura

1. Diehl G.W.: Automatisierung und Optimierung der Bohrparameter beim hydraulischen Bohren. Tamrock News, 1979, R.11, z.2, s.22-27.
2. Eklind M.: Percussive Rock Drilling. Underground Mining Equipment. Atlas Copco. SE-70191 Örebro, Sweden 2005, s.5-15.
3. Fairhurst C.: Wave Mechanics of Percussive Drilling. Mine and Quarry Engineering. 1961, Vol. 27, s.122-130, s.169, s.327-328.
4. Hustrulid W.A.: Theoretical and Experimental Study of Percussive Drilling of Rock [rozprawa doktorska]. 1978, University of Minnesota.
5. Marianowski J.: Parametry ruchowe i konstrukcyjne wiertarek obrotowo-udarowych w świetle mechaniki fal sprężystych. Cz. I. Podstawy teoretyczne. Cz. II. Praktyczne zastosowanie teorii. Mechanika 1984, t. 3, z. 2, s. 33-83.
6. Marianowski J., Władzielczyk K., Cygan J., Łopata A.: Hydrauliczne mechanizmy udarowe wiertarek górniczych i co dalej? Maszyny Górnicze, 1996, R XIV, z. 1/55, s. 22-27.
7. Marianowski J.: Wykonanie analizy porównawczej strat energii w kolumnie żerdzi wiertniczych nowego typu w stosunku do strat w kolumnie żerdzi tradycyjnych, przeprowadzenie rzeczywistych pomiarów strat energii. AGH Kraków, 1988, umowa nr 5.393.100 [nie publikowane].
8. Marianowski J.: Analiza i badania w zakresie funkcjonowania hydrauliczno-elektrycznego układu sterowania posuwem wiertarek typu HL 510B pracujących na samojezdnych wozach wierzących SWW 1/1 HT WIR i opracowanie procedur regulacji w/w układu posuwu, AGH Kraków, 2002, umowa nr 5.5.130.90 [nie publikowane].
9. Sandvik TAMROCK Corp.: Service Manual Component Set Spare Parts Manual. S/N K 2012, Tampere, Finland 2000.
10. Stryczek S.: Napęd hydrostatyczny. WNT, Warszawa 1984.
11. Timoshenko S., Goodier I.N.: Teoria sprężystości [przekł. z ang.]. Arkady, Warszawa, 1962.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

Systemy układów sterowania na oczyszczalniach ścieków minimalizujące ryzyko powstania błędów funkcjonalnych

Streszczenie

Summary

Powszechne zastosowanie energoelektroniki spowodowało zmiany w analizie i projektowaniu zasilania napędów elektrycznych, a także systemów pomiarowych powiązanych funkcjonalnie z tymi napędami. Przykładowo, do tej pory niesterowalny silnik asynchroniczny prądu przemiennego po zastosowaniu falowników stał się urządzeniem wykorzystywanym do celów automatyki, ale powoduje to zmiany jakościowe w parametrach sieci elektrycznych. W wykonywanych aplikacjach dotyczącymi podłączeń na oczyszczalniach ścieków występuje duża rozległość sieci elektrycznych i sieci transmisji danych i dlatego wymagania dotyczące jakości energii są szczególnie istotne. W referacie przedstawiono rozwiązania problemów związanych z prowadzonymi pracami w oczyszczalniach ścieków przez CMG KOMAG.

1. Wstęp

Do sieci elektroenergetycznej dołączane są odbiorniki o różnej charakterystyce prądowo-napięciowej i różnej mocy. Stosowane są w coraz większym stopniu odbiorniki zawierające elementy elektroniczne, a więc o nieliniowej charakterystyce prądowo-napięciowej nazywane odbiornikami nieliniowymi. Odbiorniki tego rodzaju mogą gwałtownie zmieniać pobór mocy i energii w czasie krótszym od jednego okresu napięcia zasilającego. Jest to między innymi powodem odkształcenia prądu. Odbiorniki nieliniowe są źródłem prądowym wyższych harmonicznych płynących do sieci elektroenergetycznej.

Odkształcony prąd wywołuje odkształcone spadki napięcia na impedancjach sieci i źródła zasilającego zależne zarówno od wartości prądu jak i częstotliwości harmonicznych. Te spadki napięć (niesinusoidalne) powodują powstanie odkształconych napięć w punktach sieci, w których przyłączone są odbiorniki. Może to być powodem nieprawidłowej pracy odbiorników, uszkodzenia, lub w ogóle uniemożliwić ich działanie. Dotyczy to zarówno odbiorników nieliniowych jak i liniowych.

Niejednoznaczność użytkowania odbiorników oraz fazowa nierównomierność obciążeń elektroenergetycznej sieci trójfazowej wzmacnia negatywne skutki oddziaływania na sieć odbiorników nieliniowych, co powoduje pogorszenie parametrów jakościowych energii elektrycznej. Ze względu na te parametry jakościowe energii bardzo niekorzystne skutki powoduje przyłączenie od-

biorników dużej mocy tak zwanych niespokojnych (zmieniających moc w krótkim okresie czasu), są to np. piece łukowe, aparaty spawalnicze, a także inne odbiorniki nieliniowe dużej mocy, np. falowniki.

W sieci elektroenergetycznej, do której dołączane są odbiorniki liniowe jak i nieliniowe, występuje bardzo złożony rozptył prądów, w szczególności odnośnie poszczególnych harmonicznych. Również bardzo jest złożony rozptył mocy czynnych poszczególnych harmonicznych.

Wartości poszczególnych harmonicznych prądu, jak i mocy czynnej w określonych punktach sieci są zależne między innymi od mocy odbiorników, stopnia nieliniowości i impedancji poszczególnych gałęzi sieci zasilającej.

Odbiornik nieliniowy jest źródłem prądowym wyższych harmonicznych, którego wydajność zależy od stopnia nieliniowości odbiornika. Wyższe harmoniczne z tego źródła płyną do sieci zasilającej, wskutek spadku napięcia na impedancji sieci następuje odkształcenie napięcia w węzłowych punktach. Rozptył w sieci prądów wyższych harmonicznych generowanych w odbiornikach nieliniowych jest uzależniony od mocy poszczególnych odbiorników zasilanych z analizowanego układu (odbiorniki liniowe i nieliniowe), a także zależy od impedancji toru zasilającego. Prądy wyższych harmonicznych płynące w przewodzie zasilającym odbiornik nieliniowy w warunkach rzeczywistych pracy układu nie są równe prądom wyższych harmonicznych źródła

prądowego powstałego w tym odbiorniku nieliniowym, ich wartość wynika z rozptyłu wyższych harmonicznych w systemie. W niektórych przypadkach harmoniczne tego samego rzędu, wytwarzane przez różne źródła mogą się kompensować.

Zastosowanie falowników powoduje powstanie zjawisk, które wywołują odkształcanie napięć i prądów elektrycznych. Falownik z racji swej budowy generuje do sieci elektrycznej zakłócenia następującego rodzaju:

- odkształcone prądy po stronie zasilania falownika,
- zniekształcenie napięcia w sieci, gdzie zainstalowano falownik,
- odkształcone przebiegi prądu w układzie falownik-silnik,
- odkształcone przebiegi napięcia zasilania silnika związane z realizowaną funkcją odtwarzania sinusoïdy napięcia,
- zjawiska związane z komutacją łączników elektronicznych znajdujących się w układzie wewnętrznym falownika.

Zakłócenia te są szczególnie uciążliwe dla pracy innych urządzeń np. pomiarowych lub transmisji danych w układach zainstalowanych we wspólnej sieci z falownikami. Zagadnienia te potęgują się w układach aparatury kontrolno-pomiarowej zainstalowanej na oczyszczalniach ścieków ze względu na dużą rozległość sieci elektrycznych i pomiarowych.

Mimo stosowania proponowanych przez producentów falowników filtrów często nie uzyskujemy oczekiwanych założeń. Problemy te regulują dyrektywy Unii Europejskiej wymagające prowadzenie obowiązkowych badań określonych procedurami związanymi ze znakiem CE.

Dla zjawisk związanych z zakłóceniami elektromagnetycznymi obowiązuje dyrektywa kompatybilności elektromagnetycznej – EMC z 3 maja 1989 r. nr 89/336/EWG z późniejszymi uzupełnieniami.

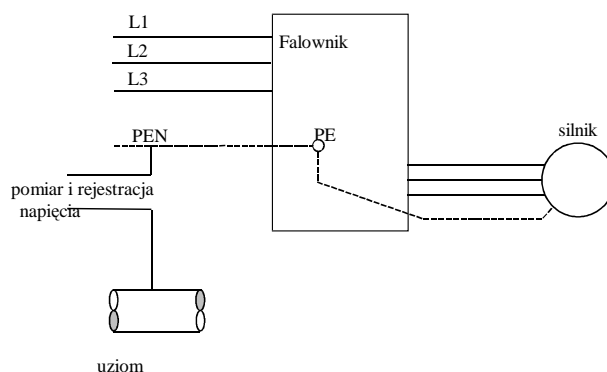
2. Przykładowe pomiary związane z generowaniem do sieci elektrycznej zakłóceń elektromagnetycznych

Wiadomo ze struktury falownika, że wprowadza on do sieci zasilającej nieparzyste składowe prądu w przedziale częstotliwości 0-1000 Hz, przy czym najbardziej znaczące wartości przyjmują 5 i 7 harmoniczna częstotliwości podstawowej napięcia zasilającego.

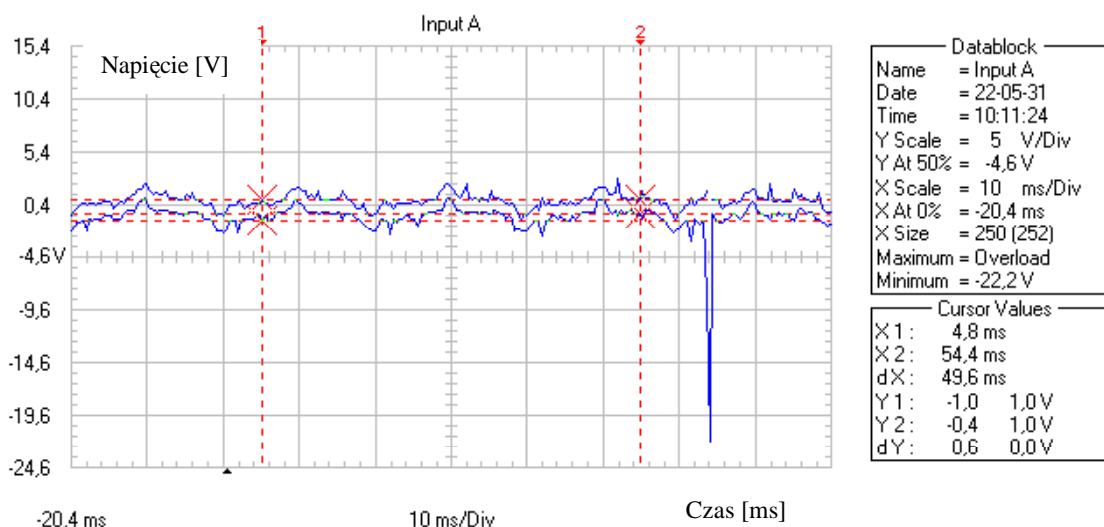
Jednak na pracę innych urządzeń pomiarowych najbardziej jest szkodliwe generowanie przez falownik zakłóceń elektromagnetycznych w postaci impulsów elektromagnetycznych. Zakłócenia te są generowane do przewodów zerowych oraz fazowych i poprzez te przewody oddziałują na inne układy elektroniczne – np. aparaturę kontrolno-pomiarową, czy osprzęt komputerowy.

2.1. Zakłócenia wywołane przez falowniki wnoszone do przewodów zerowych

Przedstawione na rysunku 2 wyniki pomiarów prowadzono przy pracującym falowniku o mocy 5,5 kW z zastosowaniem sondy pomiarowej włączonej pomiędzy przewód zerowy wyprowadzony wprost z falownika i uziom (rys. 1).



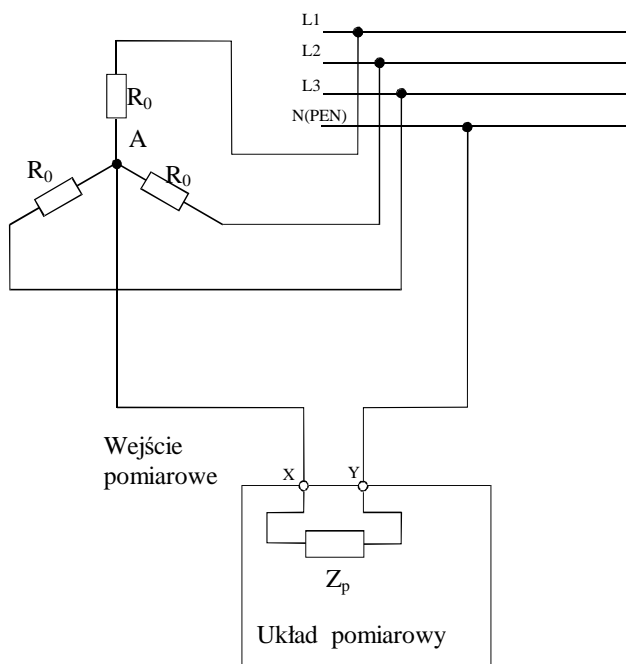
Rys.1. Schemat układu pomiarowego do pomiaru impulsów elektrycznych w przewodzie zerowym



Rys.2. Przykładowy impuls elektryczny wygenerowany w przewodzie zerowym

Wyniki pomiarów z układu z rysunku 1 zostały przedstawione na rysunku 2. Przeprowadzano pomiar w czasie pracy falownika, przy czym jak pokazały dalsze badania na zakłócenia pochodzące od falownika nakładają się również zakłócenia przychodzące bezpośrednio z sieci zasilającej i nie związane z jego pracą.

2.2. Zakłócenia wnoszone przez falowniki do sieci zasilającej



Rys.3. Układ pomiaru zakłóceń elektromagnetycznych w sieciach zasilających

Przy analizie zakłóceń w zasilającej sieci elektrycznej w fazach głównych istotnym problemem jest oddzielenie pomiarów zakłóceń od przebiegu napięcia fazowego. Napięcia fazowe mają wartość maksymalną 310-350 V, natomiast amplituda zakłóceń jest rzędu kilku V. Ponadto najlepsze wyniki daje monitorowanie

trzech faz jednocześnie, co wymaga odpowiednio drogiego wielokanałowego sprzętu pomiarowego. Dlatego wygodne jest badanie sieci w układzie przedstawionym na rysunku 3 zastosowanym przez CMG KOMAG.

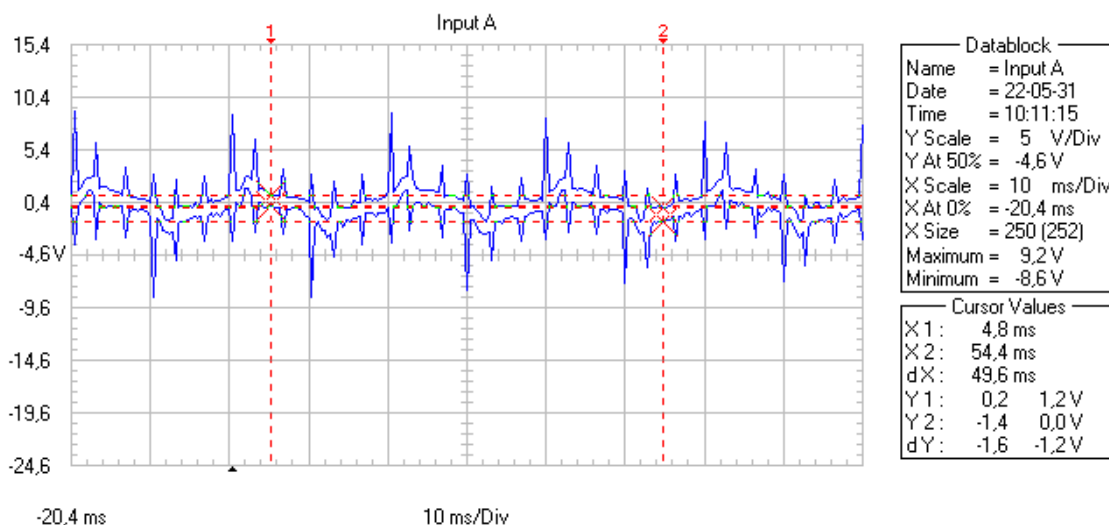
Układ trzech oporników R_0 połączonych w gwiazdę wywołuje w układzie trójfazowym sztuczne zero – suma wartości chwilowych napięć w fazach L1, L2, L3 wynosi 0. Przy doborze oporników należy pamiętać, że układ pracuje na potencjale niebezpiecznym dla człowieka, dlatego należy zastosować środki ostrożności jak dla instalacji elektrycznych. Dla przebiegów nieodkształconych różnica potencjałów między punktem A, a przewodem N lub PEN wynosi 0. Wszelkie napięcia występujące między A i N (PEN) należy traktować jako zakłócenia występujące w sieci. Dla tego rozwiązania mierzone są również zakłócenia w przewodzie zerowym.

Przykładowe wyniki pomiarów z układu z rysunku 3 przedstawiono na rysunku 4.

3. Przykładowy problem związany występowaniem zakłóceń

Określenie wpływu zakłóceń wnoszonych do sieci zasilającej przez falowniki można prześledzić na następującym przykładzie.

Dwa falowniki o mocach 2x150 kW zasilono z sieci 3x380 V jedynie poprzez dławiki indukcyjne. Jest to niekiedy stosowana praktyka w celu zmniejszenia kosztów lub zapewnienia ochrony przeciwporażeniowej przy użyciu wyłączników przeciwporażeniowych (zwiększone zjawisko prądów upływu przy stosowaniu filtrów RFI). Układami poddanymi wpływowi zakłóceń były zanurzalne mieszadła z silnikiem elektrycznym wykonanym w stopniu ochrony IP 68 (do pracy w ściekach), produkowane przez REDOR. Mieszadła te fa-

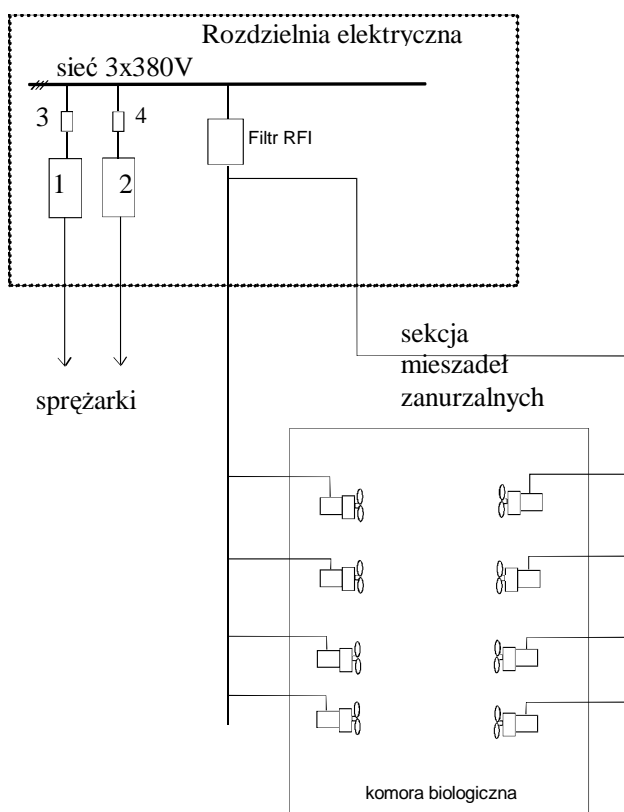


Rys.4. Przykładowe przebiegi zakłóceń między fazami sieci a punktem o zerowym potencjale

brycznie wyposażane były w pojemnościowy czujnik szczelności. Podczas pracy falownika stwierdzono wadliwe działanie czujnika w czasie włączenia silnika napędu mieszadła – błędne wskazanie nieszczelności. Po wyłączeniu falowników zjawisko to zanikało. Mimo dużej odległości między silnikiem a falownikiem (około 300 m) wpływ zakłóceń był bardzo duży. Zakłócenia te przedostawały się poprzez fazy zasilania. Dowodem na to było, że również po wyłączeniu silnika napędu mieszadła, zjawisko błędnych wskazań ustępowało.

3.1. Zaproponowane rozwiązanie

W celu usunięcia zaburzeń, generowanych przez falowniki, uniemożliwiających pracę całej sekcji mieszadeł w oczyszczalni ścieków, na zasilaniu silników mieszadeł zamontowano filtr RFI (rys. 5).



Rys.5. Zmiana układu zasilania eliminująca zaburzenia funkcjonalne

1 – falownik o mocy 110 kW, 2 – falownik o mocy 110 kW,
3 – dławik indukcyjny, 4 – dławik indukcyjny

Zaproponowane na rysunku 5 rozwiązanie jest nowatorskie w dotychczasowych aplikacjach przemysłowych napędów z falownikami. Polega na umiejscowieniu filtra RFI w części instalacji elektrycznej, gdzie zakłócenia mają najbardziej istotne znaczenie. Pozwala to na zastosowanie filtrów RFI na mniejsze prądy zna-

mionowe – w naszym przypadku sumaryczna moc sekcji mieszadeł nie przekraczała 20 kW przy sumarycznej mocy falowników 300 kW. W przypadku zabezpieczenia przed zakłóceniami sprzętu pomiarowego wielkości filtrów RFI będą jeszcze mniejsze.

4. Wnioski

W artykule przedstawiono analizę jednego z problemów, jakie w chwili obecnej powstają na skutek powszechnego stosowania odbiorników nieliniowych. Jak wspomniano na wstępie falowniki należą do odbiorników nieliniowych niespokojnych – zmieniających moc w bardzo krótkim okresie czasu co ma wpływ na pracę innych urządzeń przyłączanych do tej samej sieci.

Przedstawione zjawiska oddziaływania falowników z innymi urządzeniami wskazują jak ważna jest odpowiednia analiza sieci elektrycznej na etapie projektowania i po rozruchu. Awaryjne wyłączenie całej sekcji mieszadeł w komorze biologicznej prowadzi do poważnego zagrożenia funkcjonowania oczyszczalni ścieków, przy czym brak odpowiednich środków rejestracji zakłóceń utrudnia szybkie usunięcie awarii.

Prowadząc odpowiedni monitoring sieci elektrycznej możemy uniknąć wielu awarii i utrudnień w funkcjonowaniu instalacji przemysłowych. Jest to szczególnie istotne na oczyszczalniach ścieków, gdzie ze względu na rozległość sieci, wzajemne oddziaływania różnych odbiorników energii elektrycznej potęgują się.

Literatura

1. Firczyk W.: Analiza rozplywu prądów i mocy wyższych harmonicznych w sieciach z odbiornikami nieliniowymi. CMG KOMAG, Gliwice 2006.
2. Firczyk W., Korczyński J.M.: The measurement of electrical supply quality in the network a coal mine fitted frequency converters. 10th ISDDMI IMEKO International Symposium „Development in Digital Measuring Instrumentation”, Neapol, Włochy, 1998.
3. Firczyk W.: Model generowania zakłóceń sieciowych. Sympozjum Techniczne, Mikroma, Ustroń 2004.
4. Kuśmirek Z.: Influence on nonlinear receiver on power system. International Conference Electrical Power Quality and Utilisation, Kraków, 1997.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent:

Wpływ zmian rozluźniania łóża na położenie warstwy rozdzielczej w osadzarce pulsacyjnej

Streszczenie

W artykule przedstawiono wyniki badań laboratoryjnych wpływu rozluźniania łóża na wysokość położenia warstwy rozdzielczej w strefie pomiarowej osadzarki pulsacyjnej. Przeprowadzone badania wykazały, że występuje zależność pomiędzy prędkością przepływu pulsacyjnego wody a parametrami ilościowymi i jakościowymi produktów wzbogacania w osadzarkach na skutek zmian m.in. porowatości warstw łóża. Stwierdzono, że wraz ze zmniejszaniem się gęstości ziaren w kolejnych warstwach łóża następuje zwiększenie różnicy pomiędzy gęstością warstwy i zawartych w niej ziaren prowadzące do utworzenia dwóch skrajnie położonych, zagęszczonych stref oraz rozdzielającej je strefy przejściowej o mniejszym zagęszczeniu ziaren. Zrealizowane doświadczenia wykazały ponadto, że rozluźnianie ziaren łóża w osadzarce pod wpływem pulsacyjnego przepływu wody podczas operacji rozwarstwiania wpływa na zakres gęstości rozdziału wzbogacanego materiału.

Summary

Laboratory results of studying the bed loosening on a position of separating layer in a measuring zone of pulsating jig, were presented in the paper. Carried out tests have shown that there is a relationship between a speed of water pulsating flow and quantitative and qualitative parameters of the products from jig processing, as the result of changes, among others, porosity of layers. It was found that with a reduction of grains density in consecutive bed layers a difference between layer density and density of grains, contained in it, increases leading to a creation of two concentrated zones in extreme position and a transition zone of lower grains concentration separating them. Besides, the tests shown that grains loosening in jig's bed in a result of pulsating flow of water during separation influences the range of separation density of the processed material.

1. Wprowadzenie

W osadzarkach podczas pomiaru wysokości położenia warstwy rozdzielczej przez system sterowania wykorzystywany jest odczyt najniższego lub średniego położenia czujnika pływakowego w cyklu pulsacji. Wyżej wymieniony pomiar służy do sterowania ilością odprowadzanego produktu ciężkiego z koryta roboczego przez regulowaną szczelinę przepustu. Ruch pulsacyjny wody w osadzarce, oprócz rozwarstwiania ziaren nadawy według różnic ich gęstości, wywołuje również oscylacje poziomów położenia pływakowego czujnika pomiarowego oraz wpływa na ilość ziaren ciężkich odprowadzanych przez szczelinę przepustu. Dla zwiększenia precyzji pomiarów dokonywanych przez czujnik pływakowy w stosowanych rozwiązaniach układów sterowania osadzarką dąży się do zapewnienia powtarzalności skoku wyżej wymienionego czujnika, który to zadany parametr w założeniu ma określać stopień rozluźniania ziaren podczas ruchu pulsacyjnego wody. W celu zapewnienia porównywalnych parametrów przepływu wody i ziaren w strefie przyprogowej, w której dokonywany jest pomiar warstwy oraz odbiór produktów wzbogacania, przez rozdział rozwarstwowanego poprzednio materiału, wymagane jest monitorowanie i sterowanie rozluźnianiem łóża.

W sposób szczególny należy zwrócić uwagę na zmiany natężenia ruchu pulsacyjnego wody wywoływane stopniem otwarcia szczeliny upustowej produktu ciężkiego, w pobliżu której umiejscowiony jest czujnik pływakowy.

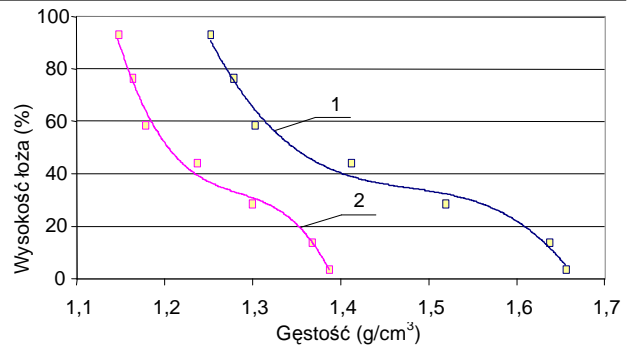
Wraz ze zwiększaniem wielkości otwarcia przepustu (ilości odprowadzanego produktu ciężkiego) w strefie pomiarowej następuje wzrost rozluźniania ziaren w wyniku intensyfikacji natężenia ruchu pulsacyjnego wody przepływającej przez szczelinę przepustu. Położenie pływakowego czujnika pomiarowego o regulowanej gęstości zgodnej z gęstością mieszaniny ziaren i wody warstwy w której się znajduje (objętość pływaka jest wielokrotnie większa od objętości ziaren nadawy) jest zależne od zagęszczenia wyżej wymienionych ziaren – rozluźniania łóża. Zmiany natężenia pulsacji w osadzarce wpływają w związku z powyższym na gęstość rozdziału ziaren.

Celem poszerzenia wiedzy o wyżej opisanych zjawiskach przeprowadzono badania laboratoryjne wpływu rozluźniania łóża na wysokość położenia ziaren w warstwie rozdzielczej [1].

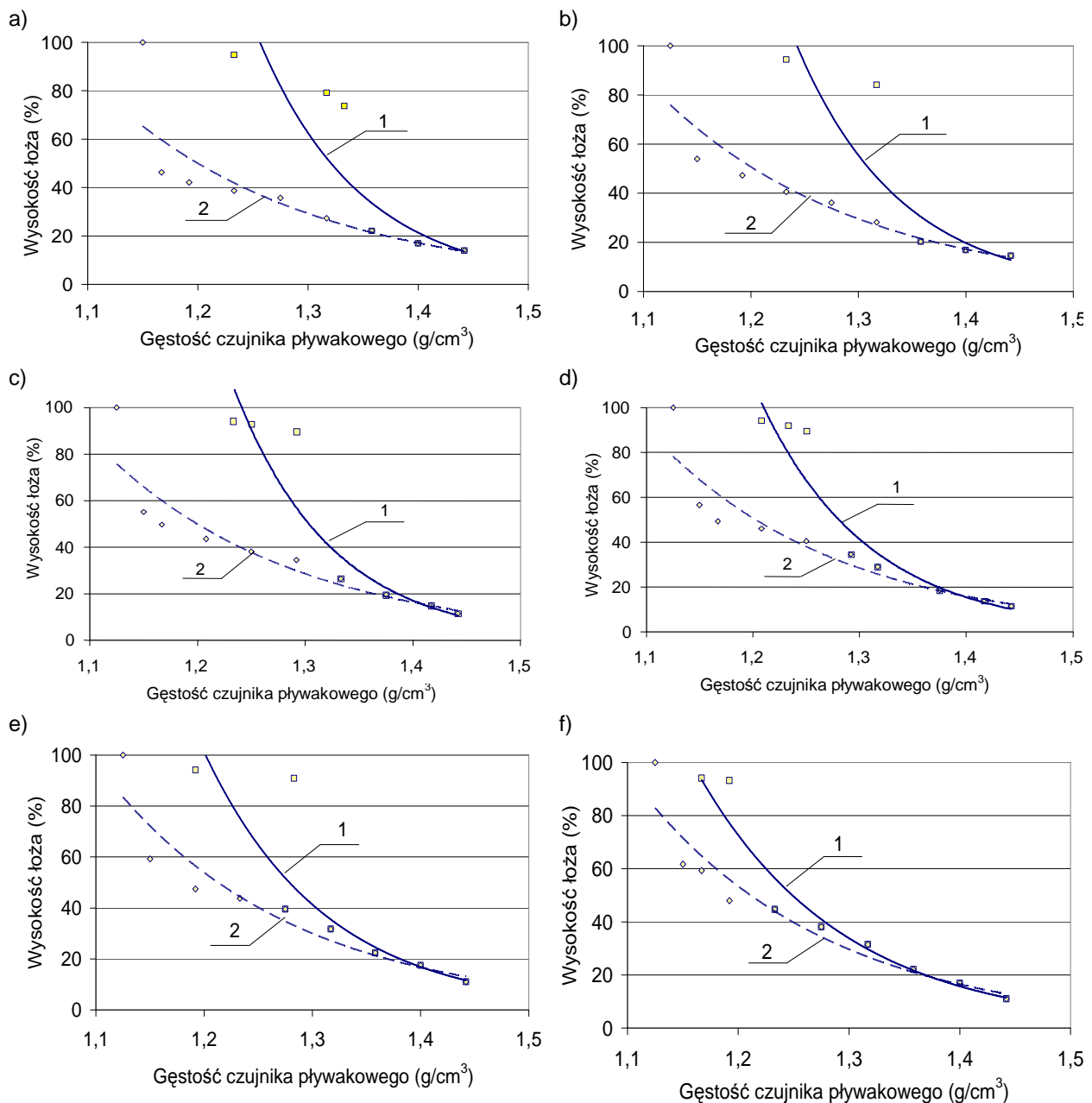
2. Metodyka badań

Ze względu na możliwość różnicowania stopnia rozluźnienia wzbogacanych ziaren, badania technologiczne pomiaru zmian gęstości warstwy łoża osadzarki przeprowadzono na stanowisku doświadczalnym osadzarki laboratoryjnej.

Nadawą do osadzarki laboratoryjnej był materiał, będący mieszaniną ziaren koncentratowych o gęstości $< 1,5 \text{ g/cm}^3$ i ziaren przerostowych o gęstości $1,5\text{--}1,8 \text{ g/cm}^3$. Wyniki analiz rozwarstwowanego łoża w postaci udziałów procentowych poszczególnych frakcji gęstościowych zamieszczono w formie graficznej na rysunku 1.



Rys.1. Analiza gęstościowa rozwarstwowanego łoża
1 – gęstość ziaren, 2 – gęstość osrodka



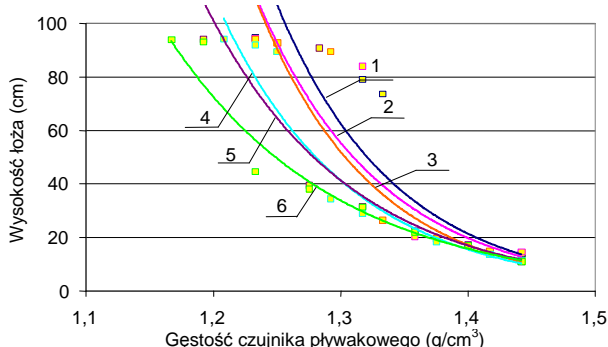
Rys.2. Wpływ zmian gęstości czujnika pływakowego na jego położenie w fazach opadania (1) i wznoszenia (2) strumienia pulsacyjnego wody dla zastosowanych wartości ciśnienia powietrza roboczego: a) 14,7 kPa, b) 13,7 kPa, c) 12,6 kPa, d) 11,8 kPa, e) 10,9 kPa, f) 10,0 kPa

Zmiany rozluźniania nadawy zawierającej ziarna o rozmiarze 16–6 mm uzyskiwano w wyniku zróżnicowania ciśnienia powietrza roboczego od 10,0 do 14,7 kPa (średnie wartości), doprowadzanego do podsitowej komory pulsacyjnej osadzarki przy zachowaniu stałych parametrów nastaw pracy zaworów pulsacyjnych, stopnia otwarcia przepustnic powietrza w zespole wyżej wymienionych zaworów, natężenia dopływu wody dolnej oraz wysokości progów przelewowych.

W celu pomiaru przemieszczania się ziaren rozwarstwionych według różnic gęstości pod wpływem zmian ich rozluźniania wykonano pierścieniowy pływak, którego wysokość była zbliżona do rozmiaru największych ziaren nadawy (16 mm).

3. Omówienie wyników badań

Podstawą do określenia zależności pomiędzy rozluźnianiem łoża a wysokością położenia warstwy rozdzielczej w strefie pomiarowej było przeprowadzenie badań wpływu zmian gęstości czujnika pływakowego na jego położenie w fazach wznoszenia i opadania strumienia pulsacyjnego wody dla zastosowanych wartości ciśnienia powietrza roboczego.



Rys.3. Zestawienie krzywych położenia czujnika pływakowego w fazie opadania dla kolejnych wartości ciśnienia powietrza roboczego: 1–14,7 kPa, 2–13,7 kPa, 3–12,6 kPa, 4–11,8 kPa, 5–10,9 kPa, 6–10,0 kPa

Analiza gęstości i wysokości położenia pływaka pomiarowego podczas różnicowania jego ciężaru, w trakcie przeprowadzania doświadczeń, wykazała, że jest możliwe wyodrębnienie trzech charakterystycznych stref – warstw usytuowanych na kolejnych poziomach łoża.

W przyjętym podziale materiału na strefę dolną, przejściową i górną charakterystyka czujnika pływakowego odpowiadająca zachowaniu się ziaren o zbliżonym rozmiarze i gęstości przedstawiała się jak poniżej.

Strefa dolna

Czujnik pływakowy w strefie dolnej, ograniczonej od dołu poziomem sita, a od góry dolnym poziomem strefy przejściowej, przemieszczał się w sposób proporcjonalny do dokonywanych zmian jego gęstości.

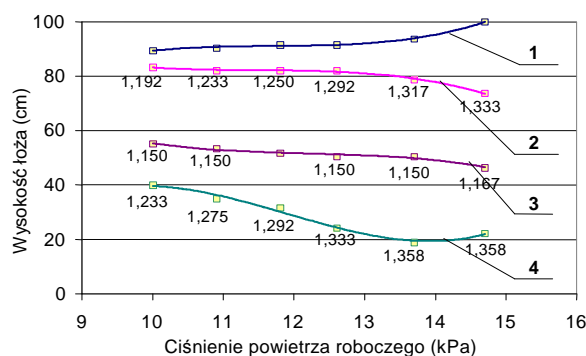
Strefa przejściowa

Wyżej wymieniona strefa oddzielała strefę dolną od górnej. Położenie jej dolnej granicy wyznaczał poziom położenia czujnika o najmniejszej gęstości w strefie dolnej (dalsze zmniejszanie gęstości powodowało wynoszenie pływaka zakończone jego umiejscowieniem na górnej warstwie materiału w korycie). Górną granicą położenia strefy przejściowej była wysokość osiągana przez czujnik o największej gęstości przemieszczający się w strefie górnej. Dalsze zwiększanie jego gęstości powodowało opadanie czujnika zakończone stabilizacją na poziomie niższym niż górny poziom strefy dolnej. W strefie przejściowej o wysokości około 30% całości materiału w żadnym z przeprowadzonych doświadczeń nie ustabilizowano poziomu położenia pływaka.

Strefa górna

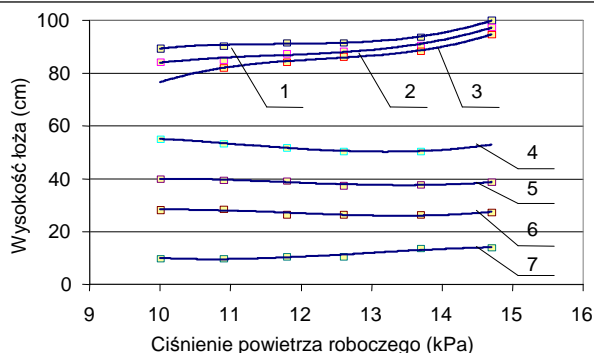
Dolną granicę strefy górnej wyznaczała ustabilizowana wysokość położenia pływaka o największej gęstości uzyskanej podczas operacji dociążania w trakcie jego przemieszczania z warstw górnych do dolnych. Górną granicą strefy był poziom materiału w korycie. W wyżej wymienionej strefie pływak przemieszczał się proporcjonalnie do zmian jego gęstości, które były większe od stabilizujących pływaka w górnych warstwach strefy dolnej.

W związku z powyższym w warstwach usytuowanych w strefie górnej oraz w najwyższych położonych warstwach strefy dolnej możliwe było usytuowanie ziaren o takim samym rozmiarze jak i gęstości, w zależności od poziomu (wysokości) ich wprowadzenia do koryta. Na podstawie wyników badań wyodrębniono gęstość graniczną (minimalną) pływaka, dla której niezależnie od sposobu zmian jego położenia (przez dociążanie lub odciążanie) osiąga on jedną wysokość pomiarową. Ww. parametr wykorzystano do określenia wielkości warstwy nazwanej użyteczną pomiarowo, która stanowiła część łoża zawierającego warstwy o gęstościach nie występujących w pozostałych położonych wyżej.



Rys.4. Zależność pomiędzy rozluźnianiem łoża a gęstością graniczną wyodrębnionych stref

1 – wysokość łoża, 2 – maksymalna gęstość strefy górnej, 3 – minimalna gęstość strefy dolnej, 4 – minimalna gęstość pomiarowa łoża



Rys.5. Wpływ zmian rozluźnienia ziaren na położenie pływaka

1 – strefa górna $\rho = 1,053 \text{ g/cm}^3$, 2 - strefa górna $\rho = 1,192 \text{ g/cm}^3$, 3 - strefa górna $\rho = 1,233 \text{ g/cm}^3$, 4 - strefa dolna $\rho = 1,150 \text{ g/cm}^3$, 5 - strefa dolna $\rho = 1,233 \text{ g/cm}^3$, 6 - strefa dolna $\rho = 1,317 \text{ g/cm}^3$, 7 - strefa dolna $\rho = 1,442 \text{ g/cm}^3$

Badania laboratoryjne zależności pomiędzy gęstością warstw łóża oraz jego wysokością a rozluźnianiem ziaren w nim zawartych, oparte o pomiary gęstości i wysokości położenia we wzbogacającym materiale pierścieniowego czujnika pływakowego umożliwiły określenie szeregu parametrów mających istotny wpływ na dokładność rozdziału produktów we wzbogacalnikach pulsacyjnych. Zmiany w rozluźnianiu ziaren nadawy przerostowo-koncentratowej o uziarnieniu 16–6 mm, uzyskiwane przez zwiększenie ciśnienia powietrza roboczego – dostarczonego do podsitowej komory pulsacyjnej laboratoryjnej osadzarki – w zakresie 10,0 kPa do 14,7 kPa, wpłynęły na:

- podniesienie poziomu materiału w komorze roboczej osadzarki o 12,5% w fazie wylotu powietrza pulsacyjnego,
- zwiększenie o 40,3% skoku pulsacji ziaren w warstwie położonej najwyżej w łóżu,
- zmniejszenie udziału wysokości warstwy użytecznej pomiarowo z 44,7% do 22,1%,
- zmniejszenie zakresu gęstości ośrodka użytecznego pomiarowo z 1,233–1,442 g/cm^3 do 1,358–1,442 g/cm^3 ,
- zmniejszenie z 61,6% do 46,3% udziału wysokości strefy dolnej zawierającej warstwę o stabilnej gęstości,
- zwiększenie z 6,8% do 26,3% udziału wysokości strefy górnej zawierającej warstwę o stabilnej gęstości,
- zwiększenie zakresu gęstości ośrodka w wyżej wymienionych warstwach strefy górnej z 1,167–1,192 g/cm^3 do 1,233–1,333 g/cm^3 ,
- zwiększenie zakresu gęstości ośrodka w strefie przejściowej o małej stabilności gęstościowej warstw z 1,150–1,192 g/cm^3 do 1,167–1,333 g/cm^3 ,
- zmniejszenie się gęstości warstw położonych w strefie dolnej za wyjątkiem usytuowanej bezpośrednio na sicie koryta,
- zwiększenie gęstości warstw położonych w strefie górnej łóża.

4. Wnioski

1. Badania laboratoryjne wpływu rozluźnienia łóża na wysokość położenia warstwy rozdzielczej wykazały, że występuje zależność pomiędzy prędkością przepływu pulsacyjnego wody a parametrami ilościowymi i jakościowymi produktów wzbogacania w osadzarkach na skutek zmian m.in. porowatości warstw łóża.
2. Wraz ze zmniejszaniem się gęstości ziaren w kolejnych warstwach łóża następuje zwiększenie różnicy pomiędzy gęstością warstwy i zawartych w niej ziaren, prowadzące do utworzenia dwóch skrajnie położonych, zagęszczonych stref dolnej i górnej oraz rozdzielającej je strefy przejściowej o mniejszym zagęszczeniu ziaren.
3. W wyniku częściowego pokrywania się wartości gęstości warstw położonych w strefie dolnej i górnej według zależności:
 - max gęstość w strefie górnej > min. gęstości w strefie dolnej,
 - min gęstość w strefie górnej > min. gęstości w strefie dolnej,
 jednoznaczny zakres pomiaru położenia warstwy rozdzielczej jest ograniczony do wartości > od max gęstości warstwy strefy górnej.
4. W badaniach laboratoryjnych wykazano, że wraz ze wzrostem rozluźnienia ziaren następuje:
 - podniesienie poziomu większości warstw łóża za wyjątkiem położonych w strefie dolnej nad warstwą umiejscowioną bezpośrednio na sicie, które ulegają obniżeniu,
 - zmniejszenie wysokości i zakresu gęstości warstw przyjmujących jeden poziom w łóżu,
 - zwiększenie zakresu gęstości w strefie przejściowej o małej stabilności gęstościowej warstw,
 - zwiększenie zakresu gęstości warstw w strefie górnej (które występują również w strefie dolnej).
5. Pomiar gęstości ziaren zawartych w warstwie, realizowany pośrednio przez czujnik pływakowy, reagujący na zmiany gęstości warstwy powoduje, że dla zapewnienia dokładności wyżej wymienionego pomiaru wymagana jest stabilizacja ruchu pulsacyjnego wody dla otrzymania powtarzalnego rozluźnienia ziaren.

Literatura

1. Opracowanie metod zwiększających dokładność rozdziału w procesie automatycznego odprowadzania produktu ciężkiego w wzbogacalnikach. Prace własne CMG KOMAG, 2006.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Aleksander Lutyński

Badanie stateczności sekcji obudów zmechanizowanych

Streszczenie

Podczas użytkowania sekcji obudowy zmechanizowanej, istotną kwestią jest stopień nachylenia podłużnego i poprzecznego. Biorąc pod uwagę zwiększającą się masę współczesnych obudów podstawową zasadą bezpieczeństwa jest zapewnienie stateczności użytkowanych sekcji podczas pracy w ścianie.

Summary

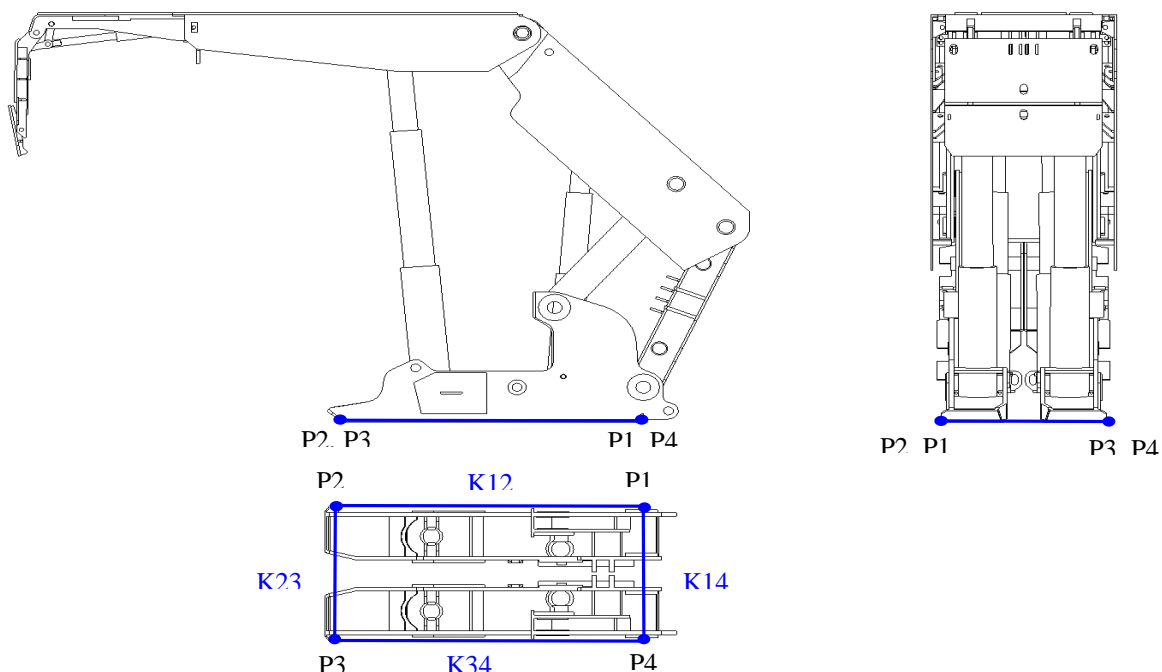
Degree of longitudinal and transverse inclination is a significant problem during use of powered roof support. Maintaining stability of used supports during longwall mining operation is the main safety rule, when considering the increase of weight of present powered roof supports.

1. Modelowanie stanu utraty stateczności

Stateczność maszyny oznacza stałą równowagę przy każdym możliwym działaniu obciążeń zewnętrznych, wynikających z warunków jej użytkowania w czasie pracy i postoju. Stała równowaga maszyny jest zapewniona, gdy suma momentów ustalających jest większa niż suma momentów wywracających, względem obranej krawędzi wyrotu K (rys. 1), [2].

Punkty P1–P4 wyznaczają kontur podparcia spągnic. Kontur ten składa się z krawędzi wyrotu względem osi podłużnej (K12 i K34) oraz względem osi poprzecznej (K14 i K23). Graniczny kąt utraty stateczności dla obudowy zmechanizowanej rozumiany jest jako kąt, przy którym następuje zerwanie powierzchniowego kontaktu spągnicy ze spągciem.

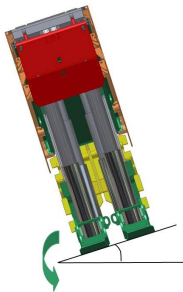


Rozpatrywany jest przypadek utraty stateczności sekcji obudowy posadowionej na nachylonym podłożu. Analizę stateczności przeprowadzono za pomocą metody metody MBS (ang. Multibody Systems), zaimplementowanej w środowisku programu Visual Nastran 4D. Model obliczeniowy sekcji obudowy ZBMD-22/44-POz składa się z 12 scalonych ze sobą nieodkształcalnych brył o znanych położeniach środków ciężkości. Na bryłę nie działały żadne siły zewnętrzne, wynikające z warunków pracy układu, a jedynie siła grawitacji. Położenie środka ciężkości bryły obudowy wynika z rozmieszczenia środków ciężkości oraz mas pojedynczych zespołów modelu sekcji obudowy zmechanizowanej.



Rys.1. Definiowanie krawędzi wyrotu dla sekcji obudowy zmechanizowanej

Wartości granicznych kątów utraty stateczności sekcji obudowy zmechanizowanej ZBMD-22/44-Poz

Tabela 1

Stateczność sekcji obudowy przy nachyleniu	Stan sekcji obudowy	Graniczny kąt utraty stateczności dla zadanej wysokości H	
		H = 2290 mm	H = 3900 mm
Względem osi podłużnej		26,8°	17,5°
Względem osi poprzecznej po upadzie		42,3°	27,8°
Względem osi poprzecznej po wzniosie		44,1°	32,1°

Wyznaczono graniczny kąt utraty stateczności dla minimalnej i maksymalnej wysokości urabiania. W tabeli 1 zamieszczono wartości granicznego kąta utraty stateczności przy podłużnych i poprzecznych nachyleniach podłoża.

Zgodnie z wymogami normowymi [3], każda sekcja obudowy zmechanizowanej powinna zapewniać bezpieczną pracę w nachyleniach poprzecznych i podłużnych nie przekraczających 15°.

2. Weryfikacja kąta utraty stateczności

Weryfikacji modelu obliczeniowego dokonano poprzez porównanie wartości granicznego kąta utraty stateczności obudowy zmechanizowanej otrzymanej z symulacji komputerowej, z wynikami otrzymanymi na stanowisku badawczym. Obliczono różnice pomiędzy otrzymanymi wartościami.

W tabeli 2 przedstawiono wyniki weryfikacji kąta utraty stateczności dla wysokości 1500 i 3300 mm.

Weryfikacja wirtualnego prototypu przy wyznaczeniu granicznego kąta utraty stateczności

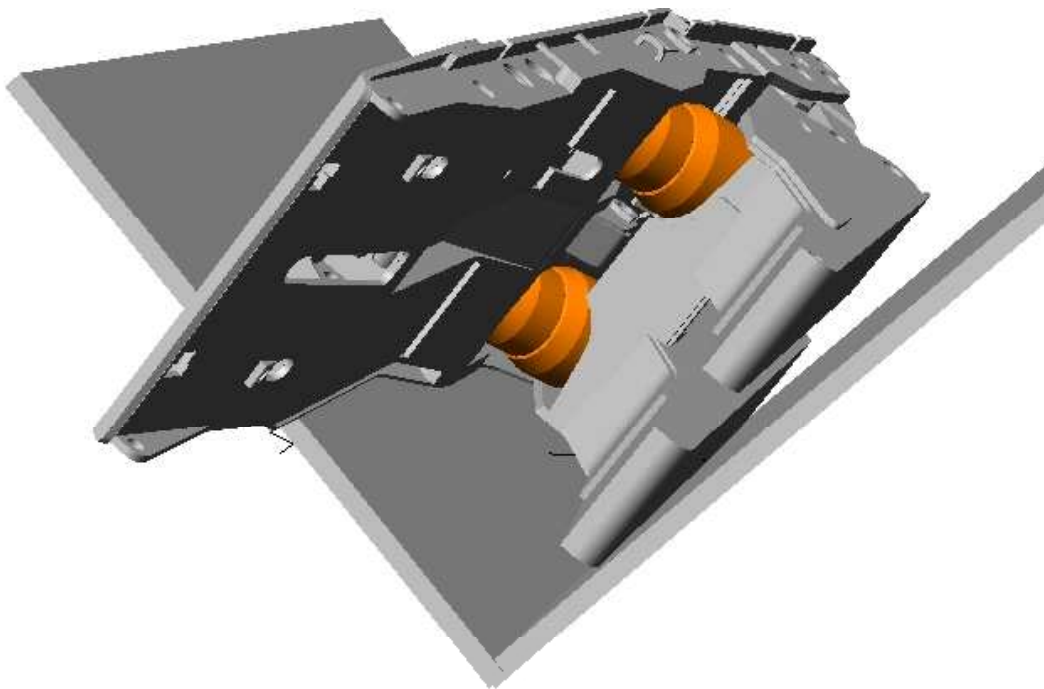
Tabela 2

Wysokość rozparcia sekcji [mm]	Graniczny kąt utraty stateczności		Różnica [%]
	Wirtualny prototyp	Obiekt rzeczywisty	
1500	41,2°	40°	3
3300	22,7°	22°	3

Na rysunku 2 zamieszczono obiekt rzeczywisty i wirtualny prototyp w chwili utraty stateczności.

Zweryfikowany wirtualny prototyp maszyny stanowi podstawę do budowy wirtualnego środowiska pracy. Przyczynia się również do identyfikacji technicznych czynników ryzyka [1]. Ich źródłem są pracujące w wyrobisku maszyny oraz inny sprzęt pomocniczy.

Wizualizacja czynników ryzyka, sytuacji niebezpiecznych, awarii lub zaistniałych wypadków jest stosowana w procesie analizy teoretycznych i rzeczywistych zdarzeń.



Rys.2. Porównanie symulacji komputerowej z badaniami stanowiskowymi dla wysokości 1500 mm

Literatura

1. CMG KOMAG. Praca badawcza ES/BDM-8869/OR3: Komputerowa wizualizacja czynników ryzyka występujących w układach człowiek – maszyna. Uwzględnienie czynnika technicznego. Gliwice 2004.
2. Dudek M. i inni: Komputerowo wspomagane metody projektowania samojezdnych maszyn chodnikowych. Prace naukowe – monografie CMG KOMAG. Gliwice 2003.
3. PN-EN 1804-1:2004: Maszyny dla górnictwa podziemnego. Wymagania bezpieczeństwa dla obudowy zmechanizowanej. Część 1: Sekcje obudowy i wymagania ogólne.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

Prof.dr hab.inż. Teodor WINKLER
Mgr inż. Szczepan BOJARA
Mgr inż. Wojciech CHUCHNOWSKI
Mgr inż. Łukasz JASZCZYK
Mgr inż. Dariusz MICHALAK
Mgr inż. Arkadiusz CYMERYS
Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG

Wizualizacje komputerowe zagrożeń naturalnych występujących w podziemnych zakładach górniczych

Streszczenie

Summary

Zagrożenia naturalne są nieodłącznym elementem towarzyszącym pracy w podziemiach kopalń. Ważnym środkiem zapobiegania zdarzeniom niebezpiecznym związanym z czynnikami naturalnymi jest informowanie załogi o możliwych skutkach zaniedbań związanych z przebywaniem w strefie oddziaływania takich zagrożeń. W artykule omówiono wizualizacje skutków oddziaływania takich czynników naturalnych jak tąpnięcia i zapylenie. Przedstawione zostały możliwości zastosowania numerycznej mechaniki płynów w modelowaniu i wizualizacji zjawisk powstawania i rozchodzenia się pyłów.

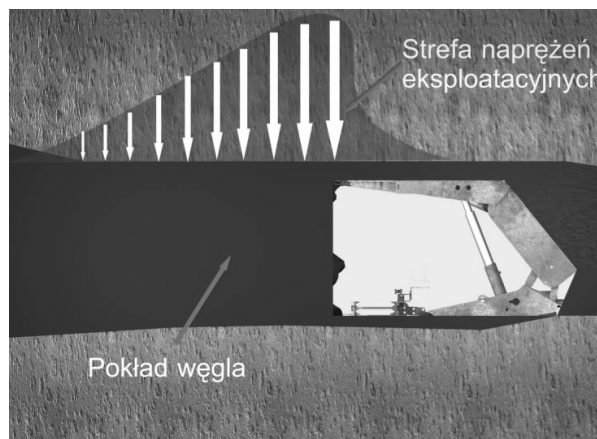
1. Wstęp

Zagrożenia naturalne są nieodłącznym elementem towarzyszącym pracy w podziemiach kopalń. Należą do nich wyrzuty gazu i skał, tąpnięcia, zapylenie oraz duże ilości wody wydobywającej się z wyrobiska. Zależą one bezpośrednio od miejsca, w którym dokonuje się wydobycia, jakości i wielkości złoża oraz od szeregu innych czynników naturalnych, na występowanie których człowiek nie ma większego wpływu. Istotnym elementem zwalczania zagrożeń naturalnych jest stosowanie wszelkiego rodzaju czujników, tam i innych zabezpieczeń, których celem jest zmniejszenie emisji danego czynnika czy też złagodzenie skutków jego występowania.

Ważnym środkiem zapobiegania zdarzeniom niebezpiecznym związanym z czynnikami naturalnymi jest informowanie załogi o możliwych skutkach zaniedbań związanych z zachowaniem w strefie oddziaływania takich zagrożeń. Dostępne obecnie techniki multimedialne pozwalają bardzo wiernie przedstawiać przebiegi sytuacji niebezpiecznych związanych z występowaniem zagrożeń naturalnych. Kieruje to uwagę pracowników na ciągłą obecność tego typu zagrożeń w codziennej pracy. Powszechnie wiadomo, że ciągłe obcowanie z czynnikami niebezpiecznymi prowadzi po dłuższym czasie do stępienia wrażliwości, rutyny i oswojenia się z niebezpieczeństwem. Ma to ujemny wpływ na zachowania ludzi w środowisku pracy.

2. Wizualizacja zjawiska tępnięć

Występujące podczas eksploatacji węgla kamiennego wstrząsy i tąpnięcia są zaliczane do głównych zagrożeń naturalnych, a ich występowanie jest ściśle uwarunkowane sposobem prowadzenia robót górniczych. Wizualizacja rozkładu ciśnienia w górotworze oraz przedstawienie przebiegu zjawiska tępnięcia uzmysławia pracownikowi mechanizmy wpływające na jego przebieg (rys. 1).



Rys. 1. Rozkład naprężeń w górotworze w pobliżu ściany wydobywczej

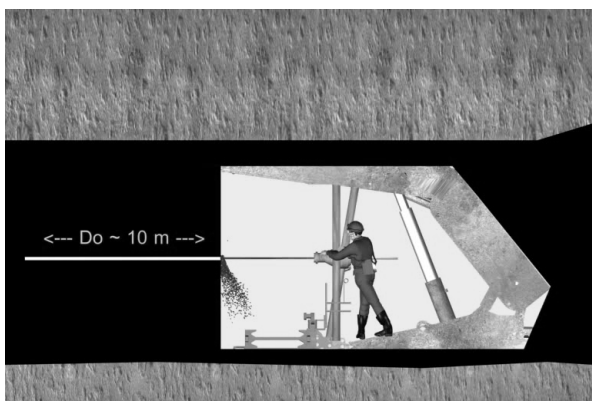
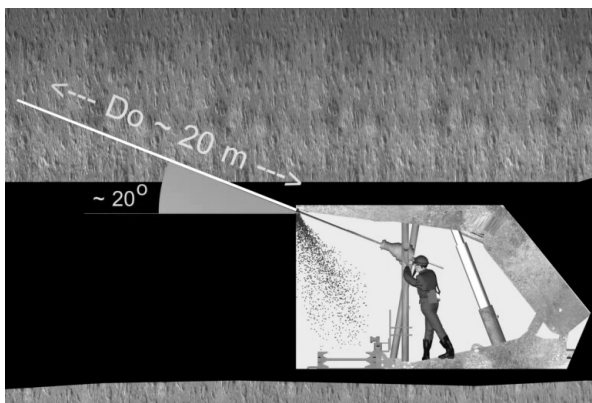
Materiały informujące o mechanizmach rządzących tępnięciami oraz przykłady możliwych skutków wystąpienia tego zjawiska, dostarczają pracownikowi informacji

wpływających na jego zachowania w strefach zagrożonych tąpnięciami (rys. 2).



Rys.2. Przebywanie w strefie zagrożonej obwałami i wyrzutami skał

Wizualizacja działań mających na celu odprężenie górotworu, pozwala zrozumieć cel stosowania zabiegów profilaktycznych zmniejszających zagrożenia tąpnięciami (rys. 3).



Rys.3. Działania profilaktyczne mające na celu odprężenie górotworu

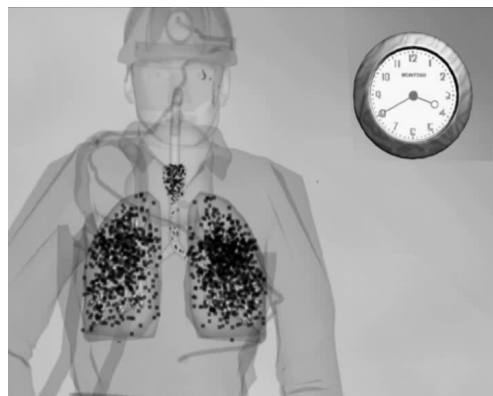
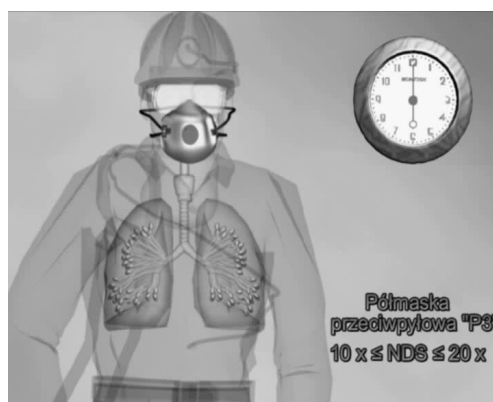
3. Wizualizacja przenikania pyłów do dróg oddechowych

Zapylenie jest czynnikiem towarzyszącym urabianiu węgla i pracom związanym z odstawą urobku. Kiedy w wyniku pomiarów stwierdzone zostanie przekroczenie

nie dopuszczalnych stężeń pyłu, pracowników wyposaża się w indywidualne środki ochrony dróg oddechowych.

Pracodawca może przewidzieć ilość wydzielanego pyłu i na tej podstawie przygotować odpowiednie środki ochrony, nie jest jednak w stanie przewidzieć tego, że środki te będą stosowane. Należy zatem informować pracowników, że stosowanie ochron osobistych leży w ich własnym interesie. Niestosowanie masek ochronnych czy okularów, nawet jeśli praca w atmosferze zapyłonej podejmowana jest na krótki okres czasu, powoduje po dłuższym czasie kumulowanie efektów zapylenia.

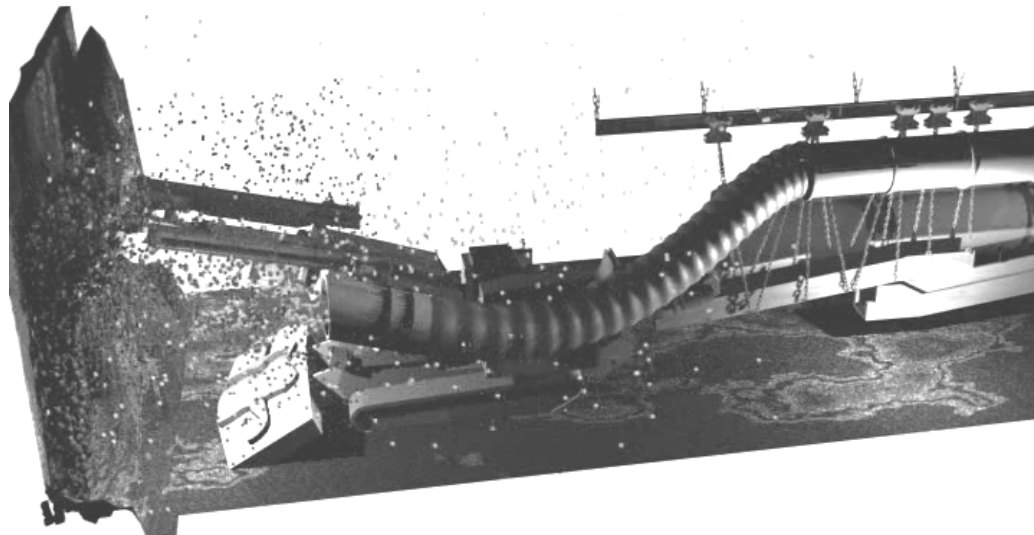
Bardzo ważne jest przekazywanie pracownikom informacji o skutkach niestosowania ochron osobistych (rys. 5).



Rys.5. Wizualizacja efektów stosowania i niestosowania maski podczas przebywania w strefie z zapyleniem

Podczas wykonywania pracy można także zmniejszyć czas ekspozycji organizmu na szkodliwe działanie pyłu poprzez przemyślane przemieszczanie się po zapyłonym wyrobisku.

Na rysunku 6 widoczny jest zasięg chmury pyłu emitowanego podczas urabiania w przodku chodnikowym. Uwagę zwraca ograniczony zasięg działania urządzenia odpylającego. Jednocześnie wyraźnie zaznaczono strefy największego stężenia zapylenia. Przedstawiona wizualizacja jest wynikiem obserwacji działania urządzeń odpylających w strefach urabiania kombajnem chodnikowym.



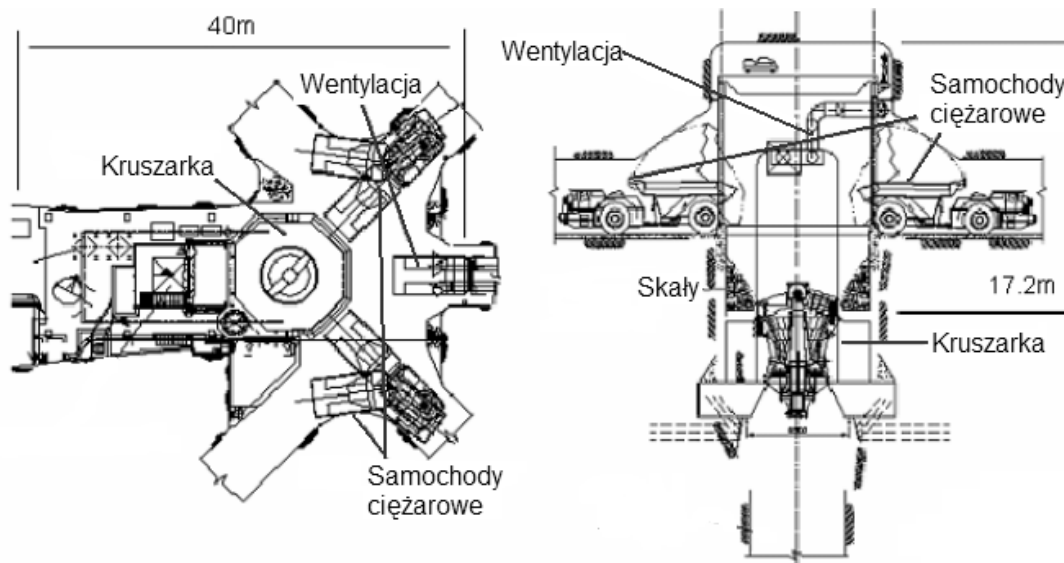
Rys.6. Wizualizacja zapylenia podczas pracy kombajnu chodnikowego

4. Zastosowanie numerycznej mechaniki płynów w modelowaniu i wizualizacji zjawisk powstawania i rozchodzenia się pyłów

Rozwój sprzętu komputerowego oraz technik informatycznych w ostatnich latach spowodował, że stało się możliwe numeryczne symulowanie złożonych zjawisk z dziedziny mechaniki płynów. Podstawą opisu matematycznego mechaniki płynów jest równanie Navier'a–Stokes'a wraz z równaniem ciągłości oraz warunkami brzegowymi i początkowymi. Dla prostych zjawisk możliwe jest rozwiązanie analityczne, jednak rozwiązania tych równań w obszarach trójwymiarowych, o złożonej postaci geometrycznej na „kartce papieru” nie jest możliwe. W celu rozwiązania takich zadań, należy przekształcić równania opisujące zjawisko z dziedziny mechaniki płynów do postaci progra-

mów komputerowych. Implementacją równań mechaniki płynów w środowisku komputerowym zajmuje się dziedzina nazwana numeryczną mechaniką płynów, oznaczona angielskim skrótem CFD (ang. *Computational Fluid Dynamics*). Tok postępowania przy rozwiązywaniu problemu z zakresu mechaniki płynów za pomocą CFD jest następujący:

- zdefiniowanie modelu geometrycznego,
- dyskretyzacja postaci geometrycznej,
- określenie równań z zakresu mechaniki płynów koniecznych do rozwiązania problemu,
- zdefiniowanie warunków brzegowych,
- określenie rodzaju przepływu (stacjonarny, niestacjonarny),
- rozwiązanie równań wraz z narzuconymi warunkami brzegowymi,
- wizualizacji wyników obliczeń.



Rys.7. Widok z góry oraz z boku miejsca zsypanego urabianego materiału

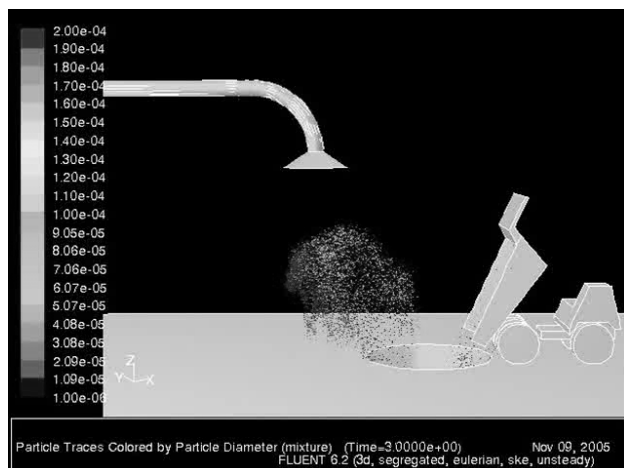
Przykładem oprogramowania wspomagającego modelowanie zjawisk opisywanych przez numeryczną mechanikę płynów jest FLUENT [3].

4.1. Powstawanie zapylenia podczas wysypywania urobku do kruszarki z samochodów ciężarowych [1]

W przykładzie tym analizowany jest proces powstawania zapylenia w miejscu zsypu rudy żelaza do kruszarki. Na rysunku 7 przedstawiony został rysunek poglądowy miejsca wysypywania urobku z samochodów ciężarowych.

Ruda żelaza transportowana jest do kruszarki za pomocą dwóch 50-tonowych samochodów ciężarowych, w ilości 45000 ton na dzień. W momencie zsuwania się urobku ze skrzyni ładunkowej samochodu powstaje silne zapylenie. Za pomocą metody CFD analizowany był ruch cząstek pyłu w wymuszonym przepływie powietrza pochodzącym od wentylacji.

Na rysunkach 8 i 9 przedstawione zostały wyniki wpływu wielkości cząstek pyłu na ich unoszenie w powietrzu.



Rys.8. Ruch cząstek pyłu w powietrzu w 3 s symulacji



Rys.9. Ruch cząstek pyłu w powietrzu w 6 s symulacji

4.2. Wybuch pyłu węglowego [2]

W kopalniach węgla kamiennego istnieje zagrożenie wybuchem pyłu węglowego. Aby to zjawisko nastąpiło, muszą być spełnione następujące warunki: odpowiedni udział masowy pyłu węglowego, unoszenie przez powietrze oraz musi wystąpić czynnik inicjujący np. wybuch metanu. Na rysunku 10 przedstawiony jest obraz zarejestrowany podczas wybuchu pyłu węglowego [2]. Natomiast na rysunku 11 pokazany jest chwilowy obraz zarejestrowany podczas symulacji komputerowej tego zjawiska. Symulacja tworzona była na podstawie obserwacji i rejestracji przebiegu wybuchu w konkretnej instalacji przemysłowej. Badania numeryczne za pomocą metody CFD mogą być prowadzone w dowolnej przestrzeni i są tańsze od badań doświadczalnych.



Rys.10. Symulacja wybuchu mieszaniny pyłu węglowego i powietrza za pomocą metody CFD [2]



Rys.11. Badania doświadczalne wybuchu pyłu węglowego przeprowadzone w Brucetone Experimental Mine [2]

5. Wnioski

Charakter zagrożeń naturalnych występujących w górnictwie podziemnym węgla kamiennego w znacz-

nej mierze utrudnia, a niekiedy wręcz wyklucza bezpośrednią rejestrację zjawisk powodujących ich powstawanie. Formalne opisy fizycznej strony przebiegu tych zjawisk są bardzo złożone i nie zawsze możliwe do odwzorowania w formie symulacji komputerowej. Stąd wizualizacje oparte na doświadczeniach pracowników mają duże znaczenie dla zrozumienia istoty zjawisk bez przedstawiania wszystkich ich szczegółów, wiernie odwzorowanych w skali geometrycznej i czasowej. Sięganie po coraz to dokładniejsze narzędzia modelowania (np. CFD) i rejestracji zjawisk wywołanych czynnikami naturalnymi, pozwala uniknąć rozbieżności wizualizacji z rzeczywistym przebiegiem tych zjawisk.

Literatura

1. Silvester S.A, Lowndes I.S., Kinoman S.W., Arroussi A.: Improved dust capture methods for crushing plant. Journal of Applied Mathematical Modelling. Elsevier 2005.
2. Feldman B.E, O'Brien J.F, Arikian O.: Animating suspended particle explosions. SIGGRAPH, San Diego, 2003.
3. www.fluentusers.com

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich

Natężenie robót przygotowawczych w restrukturyzacji technicznej kopalni

Streszczenie

W warunkach restrukturyzacji kopalń jednym z najważniejszych kierunków jest uproszczenie modelu kopalni, między innymi przez zmniejszenie sumarycznej długości wyrobisk korytarzowych. Ważne jest także skrócenie czasu utrzymania wyrobisk korytarzowych, które można osiągnąć poprzez właściwy dobór systemów eksploatacji oraz zwiększenie postępu przodków chodnikowych. Dlatego też należy tak zakładać przebieg eksploatacji, aby utrzymana była reguła jak najmniejszej liczby i długości wyrobisk korytarzowych i czasu ich drążenia. Inaczej mówiąc należy dążyć do minimalizacji pracochłonności i minimalizacji kosztów prowadzenia tych wyrobisk oraz transportu.

Summary

Simplification of the mine structure by, among others, reduction of total length of roadways is one of the most important actions in restructuring of mine. Also it is important to shorten a time of roadways operation, what can be done by a proper selection of exploitation systems and by increase of advance of roadway faces. So, mining operation should be organized according the rule of keeping the least number of roadways with their possible lowest total length and time of driving. It means that we have to minimize the labour intensity and driving costs.

1. Wprowadzenie

W wyniku podziału obszaru górniczego kopalni w pionie płaszczyznami poziomymi tworzy się poziomy połączone z szybem kopalni. Poziomy w kopalni mają na celu przede wszystkim:

- udostępnienie eksploatacji,
- skrócenie dróg transportowych i wentylacyjnych,
- obniżenie kosztów utrzymania i dróg transportowych i sieci wentylacyjnej.

Przy racjonalnym projektowaniu i prowadzeniu kopalni powinno być jak najmniej poziomów. W klasycznym ujęciu modelu kopalni przyjmowano przynajmniej dwa poziomy. W warunkach GZW prowadzi się eksploatację wielopionową (wielostopniową). Stosowanie wielostopniowego podziału złoża stworzyło możliwości otwarcia wielu pokładów, a także korzystne utrzymanie wyrobisk oraz przewietrzanie kopalni. Umożliwia to dobre warunki wymiany ciepła podczas przepływu powietrza poprzez przekopy oraz prowadzenie procesu wydobywania z wielu poziomów. Przy takim podziale eksploatacji bardzo istotna jest odległość poziomów czyli odstęp. Odstęp ten można uważać za optymalny, jeżeli koszty na tonę wydobywania z danego poziomu będą jak najmniejsze. W naszych kopalniach odstęp poziomów mieści się w granicach od 100 m do nawet 200 m. Przy zaleganiu cienkich pokładów o większym nachyleniu odstęp poziomów wypada większy. Natomiast przy zaleganiu pokładów grubych o małym nachyleniu stosuje się mały odstęp poziomy. Bardzo ważna jest lokalizacja wyrobisk, szczególnie wentylacyjnych dla przewietrzania poziomu. Należy zwrócić uwagę, aby strumień powietrza był zawsze wznoszony

oraz aby nie były wyrobiska projektowane i wykonywane w zbyt małej odległości od zbiorników wodnych, czy też wód z nadkładu.

W płaszczyźnie poziomu wykorzystuje się wyrobiska udostępniające, które stanowią sieć wyrobisk prowadzących od szybów do złoża. Zalicza się do nich przecznice i przekopy kierunkowe. Natomiast do przygotowania złoża do wybierania potrzebna jest sieć wyrobisk korytarzowych drążonych na ogół w węglu. Wyrobiska te spełniają następujące zadania:

- dzielą pokłady na części odpowiednie dla przewidzianego frontu wybierania,
- zapewniają najkrótsze drogi dla transportu, przewietrzania i odwadniania pomiędzy punktami udostępniania a przodkami eksploatacyjnymi.

2. Drążenie robót przygotowawczych

Zakres i gęstość sieci wyrobisk przygotowawczych zależy od warunków zalegania pokładów oraz rozmieszczenia w planowanym układzie przodków wybierkowych. W szczególności liczba wyrobisk przygotowawczych zależy od (Ostrikonsky R., 1996):

- struktury udostępniania złoża,
- przyjętego systemu eksploatacji,
- założonego systemu prowadzenia wyrobisk korytarzowych.

W literaturze specjalistycznej pojawiły się dwie przeciwstawne tendencje w kwestii liczby wyrobisk korytarzowych drążonych w węglu. Zgodnie z pierwszym z nich, dąży się do ograniczenia do minimum liczby wykonywanych wyrobisk, by w ten sposób osiągnąć

zmniejszenie kosztów i pracochłonności. Druga tendencja sprowadza się do minimalizowania kosztów i pracochłonności drażenia robót przygotowawczych poprzez wykonawstwo robót w pełni zmechanizowanymi kompleksami. Przy odpowiednich do tego układu warunkach geologiczno-górnich i technicznych oraz sprawnej organizacji, koszt pozyskania węgla z robót korytarzowych nie odbiega od kosztu wydobywania w wyrobiskach wybierkowych. W opisanych wyżej wariantach decydujące znaczenie o efektach mają warunki geologiczne, warunki górnicze, system eksploatacji, poziom mechanizacji i wiele innych. W naszych warunkach geologiczno-górnich zdecydowanie przeważa pierwszy z tych wariantów. Na ogół roboty przygotowawcze prowadzone są systemem pojedynczych wyrobisk. Raczej wyjątkowo wyrobiska prowadzone systemem podwójnych chodników występują ze względu na wentylację, rozdzielanie dróg transportowych od dojściowych.

W warunkach restrukturyzacji kopalń jednym z najważniejszych kierunków jest uproszczenie modelu kopalni, między innymi przez zmniejszenie sumarycznej długości wyrobisk korytarzowych. Ważne jest także skrócenie czasu utrzymania wyrobisk korytarzowych, które można osiągnąć poprzez właściwy dobór systemów eksploatacji oraz zwiększenie postępu przodków chodnikowych. Dlatego też należy tak zakładać przebieg eksploatacji, aby utrzymana była reguła jak najmniejszej liczby i długości wyrobisk korytarzowych i czasu ich drażenia.

Inaczej mówiąc należy dążyć do minimalizacji pracochłonności i minimalizacji kosztów prowadzenia tych wyrobisk oraz transportu. Kopalnia bowiem jest „...przede wszystkim „przedsiębiorstwem transportowym”, albo ściślej magazynem transportowym...” [1]. Jednym z podstawowych warunków osiągnięcia ekonomicznej efektywności produkcji górniczej jest „uproszczenie kopalni”. W literaturze specjalistycznej infrastrukturę dołu kopalń rozpatruje się dwójako. W węższym rozumieniu tego pojęcia, jest to układ strukturalnych wyrobisk udostępniających i rozciągających pokład, a tworzących system obsługi wyrobisk wybierkowych w zakresie transportu urobku, ludzi, powietrza, wyposażenia, materiałów i mediów.

Warto przy tym pamiętać o zależności między koncentracją wyrobiska a koncentracją osiąganą w innych ogniwach infrastruktury dołu kopalni. Świadomość tego wpływu znalazła właściwe miejsce w procesie podejmowania decyzji kadry inżynierijno-technicznej kopalń. Jednak nazbyt rozwinięta infrastruktura kopalni nie mogła być zlikwidowana w krótkim czasie. Wzrost poziomu koncentracji produkcji w ogniwach strukturalnych wyrobisk udostępniających i przygotowawczych wydaje się być w procesie restrukturyzacji technicznej kopalń znaczący.

Warto przypomnieć, że średnie dobre obłożenie przodka chodnikowego w 1995 roku kształtowało się w kopalniach węgla kamiennego na poziomie 40% wyrobiska ścianowego. Natomiast na jedną czynną ścianę przypadało w tym czasie średnio 1,5 czynnych przodków chodnikowych. Zaś nakłady ponoszone na realizację robót przygotowawczych były niewiele mniejsze niż nakłady ponoszone w przodkach eksploatacyjnych [1]. W latach 1997-1999 w kopalniach węgla kamiennego na jedną ścianę z produkcją przypadało 25-30 km utrzymywanych chodników [1].

W polskim górnictwie węgla kamiennego aktualnie drażenie wyrobisk korytarzowych prowadzi się za pomocą robót strzałowych oraz z zastosowaniem kombajnów chodnikowych. Podstawowym typem kombajnu chodnikowego stosowanego w polskich kopalniach jest kombajn AM-50, umożliwiający drażenie wyrobisk w skałach o wytrzymałości do 80 MPa, co w wielu przypadkach okazuje się już niewystarczające. Z tego też powodu w ostatnich latach do drażenia wyrobisk o większych przekrojach, w skałach o wyższej wytrzymałości, polskie kopalnie zakupiły około 50 różnego typu kombajnów firm zagranicznych.

Na podstawie analizy danych z ostatnich kilku lat stwierdzono, że w najbliższym okresie następować będzie w polskim górnictwie spadek zakresu drażonych wyrobisk korytarzowych, co spowoduje zmniejszenie natężenia robót przygotowawczych (liczonych na 1000 t wydobywania). Zaistnieje natomiast konieczność zwiększenia uzyskiwanych postępów do 15-25 m/d., co umożliwi skrócenie czasu przygotowywania ścian do eksploatacji (w 2002 r. średni postęp dobowy przodków kombajnowych wynosił 7,2 m/d). Jednocześnie przewiduje się, że z uwagi na konieczność zapewnienia dopływu odpowiedniej ilości powietrza do wysoko wydajnych ścian, zagwarantowanie bezkolizyjnej odstawy urobku oraz transportu sprzętu i materiałów, wzrastać będą przekroje wyrobisk chodnikowych. Prognozuje się, że średni przekrój wyrobisk chodnikowych będzie wynosił 18-20 m², a przy problemach z utrzymaniem takich chodników, alternatywę mogą stanowić systemy z dwoma chodnikami równoległymi o mniejszych przekrojach.

Aktualnie podstawowym typem obudowy wyrobisk korytarzowych w polskim górnictwie jest stalowa obudowa łukowa, podatna. W ostatnich latach dominowały odrzwie tej obudowy z przedziału wielkości ŁP8 do ŁP10, a tylko w niewielkiej liczbie chodników stosowano odrzwia ŁP11. Od wielu lat prowadzone są działania zmierzające do rozszerzenia stosowania w wyrobiskach korytarzowych obudowy kotwiowej. Z uwagi na gwałtowny wzrost w ostatnim czasie cen stali, dążenie do jak najszerszego stosowania obudowy kotwiowej jest coraz bardziej powszechne. Doświadczenia zagraniczne stosowania tej obudowy wskazują na wzrost postępu drażonych wyrobisk oraz znaczne obniżenie kosztów drażenia.

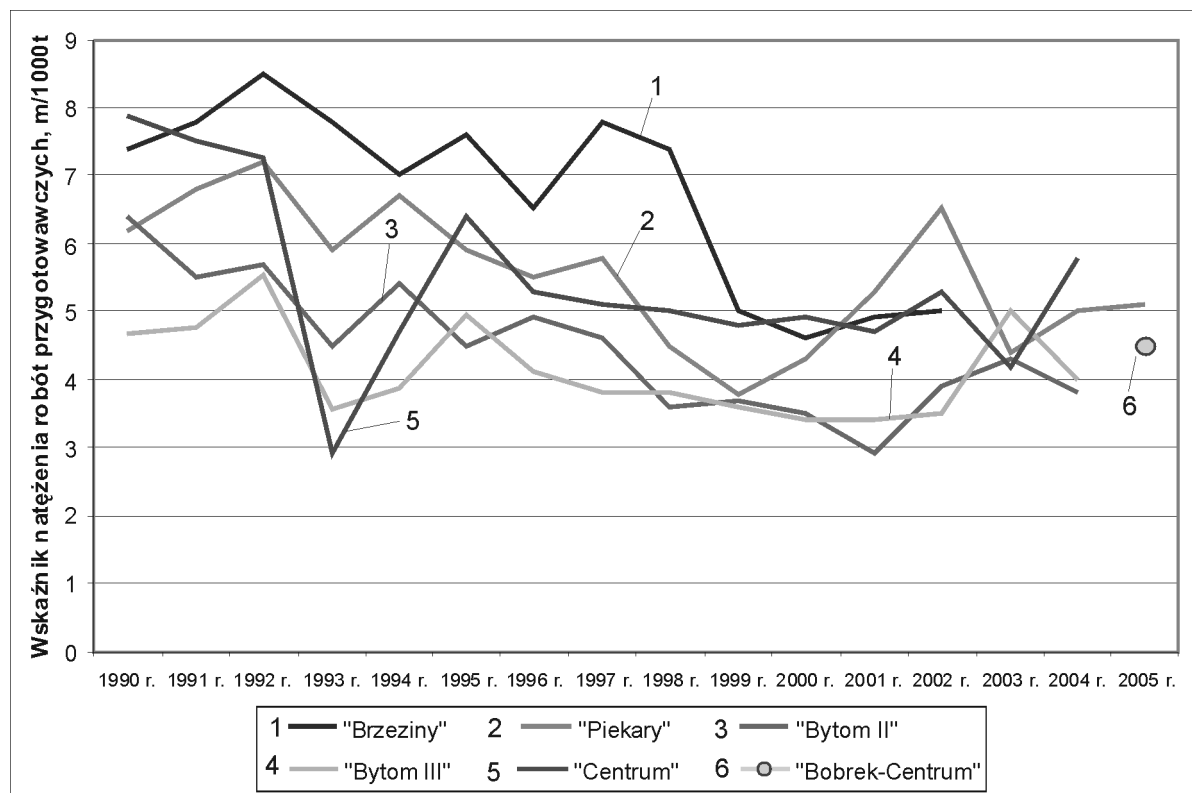
W 2002 r. ogólna długość chodników w obudowie kotwiowej wynosiła 12.511 m. W roku tym wykonanych zostało 6.932 m, co stanowi wprawdzie jeszcze niewielką część w stosunku do obudowy łukowej, lecz w odniesieniu do 2000 r. odnotować można tendencję wzrostową, jeśli idzie o długość wykonanych wyrobisk. Stwierdzić należy, iż procentowy udział obudowy kotwiowej w całości obudowy wyrobisk korytarzowych jest jednak niedostateczny i powinien ulec istotnemu zwiększeniu. Wydaje się, że względy ekonomiczne sprzyjają podejmowaniu zdecydowanych działań kierownictwa kopalń, zmierzających do szerszego wprowadzania obudowy kotwiowej. Podkreślić jednak należy, że w wielu przypadkach istnieją pewne ograniczenia wynikające z warunków geologiczno-górnich, uniemożliwiających stosowanie kotwi, a ponadto nie-rzadko brak jest odpowiedniego wyposażenia, dającego możliwość pełnej mechanizacji kotwienia.

Pomimo tych trudności oraz pewnych oporów, wynikających z tradycji stosowania obudowy łukowej, nieuniknione wydaje się coraz szersze zastępowanie obudowy łukowej obudową kotwiową, bądź stosowanie obudowy mieszanej, podporowo-kotwiowej o zwiększonej podziałce odrzwi.

3. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych w kopalniach

Na rysunkach 1 do 7 przedstawiono kształtowanie się wskaźnika natężenia robót przygotowawczych w poszczególnych analizowanych kopalniach w podziale na grupy według spółek węglowych utworzonych w 1993 roku. Natomiast na rysunku 8 pokazano kształtowanie się średniego wskaźnika natężenia robót przygotowawczych w całej grupie (38) badanych kopalń. Z danych zawartych na rysunku 8 wynika, że w latach 1990-2005 średni wskaźnik natężenia robót

Kopalnia	Wskaźnik natężenia, m/1000 t															
	1990 r.	1991 r.	1992 r.	1993 r.	1994 r.	1995 r.	1996 r.	1997 r.	1998 r.	1999 r.	2000 r.	2001 r.	2002 r.	2003 r.	2004 r.	2005 r.
"Brzeziny"	7,4	7,8	8,5	7,8	7,0	7,6	6,5	7,8	7,4	5,0	4,6	4,9	5,0			
"Piekary"	6,2	6,8	7,2	5,9	6,7	5,9	5,5	5,8	4,5	3,8	4,3	5,3	6,5	4,4	5,0	5,1
"Bytom II"	6,4	5,5	5,7	4,5	5,4	4,5	4,9	4,6	3,6	3,7	3,5	2,9	3,9	4,3	3,8	
"Bytom III"	4,7	4,8	5,5	3,6	3,9	4,9	4,1	3,8	3,8	3,6	3,4	3,4	3,5	5,0	4,0	
"Centrum"	7,9	7,5	7,3	2,9	4,7	6,4	5,3	5,1	5,0	4,8	4,9	4,7	5,3	4,2	5,8	
"Bobrek-Centrum"																4,5



Rys.1. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych w kopalniach grupy bytomskiej w latach 1990-2005

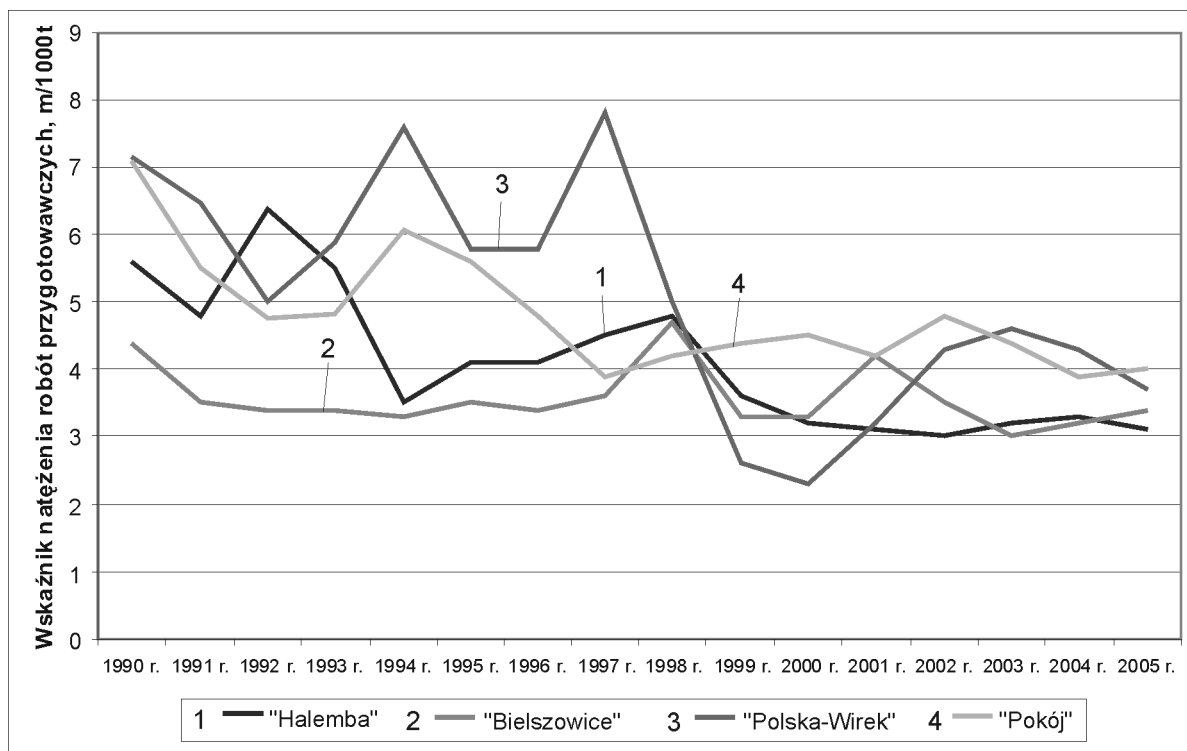
przygotowawczych całej grupy badanych kopalń obniżył się z 6,46 m/1000 t w 1990 r. do 4,51 m/1000 t w 2005 r., tj. o 1,95 m/1000 t (o 30,2%). Wskaźnik ten w latach 1990-1999 ciągle obniżał się z 6,46 m/1000 t w 1990 r. do 4,1 m/1000 t w 1999 r., a następnie wzrastał do 4,3 m/1000 t w 2001 r., 4,15 m/1000 t w 2003 r. i 4,51 m/1000 t w 2005 r.

Zasadnicze dane dotyczące wskaźnika natężenia robót przygotowawczych badanych kopalń i ich grup w okresie 1990-2005 przedstawiają się następująco:

W bytomskiej grupie kopalń w 1990 roku wskaźnik natężenia robót przygotowawczych kształtował się na poziomie od 7,9 m/1000 t w kopalni „Centrum” do 4,7 m/1000 t w kopalni „Bytom III”. W 2005 r., w dwóch czynnych kopalniach wynosił odpowiednio: 4,5 m/1000 t w kopalni „Bobrek-Centrum” i 5,1 m/1000 t w kopalni „Piekary”. W okresie 1990-2005 w bytomskiej grupie kopalń najwyższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych osiągnęła kopalnia „Brzeziny” w 1992 r. Najniższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 2,9 m/1000 t odnotowano w 1993 r. w kopalni „Centrum” oraz w 2001 r. w kopalni „Bytom II”.

W rudzkiej grupie kopalń w 1990 roku wskaźnik natężenia robót przygotowawczych kształtował się na poziomie od 7,2 m/1000 t w kopalni „Polska-Wirek” do 4,4 m/1000 t w kopalni „Bielszowice”. W 2005 r., najwyższy wskaźnik osiągnęła kopalnia „Pokój” – 4,0 m/1000 t, w kopalni „Polska-Wirek” wskaźnik ten wyniósł 3,7 m/1000 t, a w kopalniach „Bielszowice” i „Halemba” odpowiednio 3,4 i 3,1 m/1000 t. W okresie 1990-2005 w rudzkiej grupie kopalń najwyższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 7,8 m/1000 t osiągnęła kopalnia „Polska-Wirek” w 1997 r. Najniższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 2,3 m/1000 t odnotowano w 2000 r. również w kopalni „Polska-Wirek”.

Kopalnia	Wskaźnik natężenia, m/1000 t															
	1990 r.	1991 r.	1992 r.	1993 r.	1994 r.	1995 r.	1996 r.	1997 r.	1998 r.	1999 r.	2000 r.	2001 r.	2002 r.	2003 r.	2004 r.	2005 r.
"Halemba"	5,6	4,8	6,4	5,5	3,5	4,1	4,1	4,5	4,8	3,6	3,2	3,1	3,0	3,2	3,3	3,1
"Bielszowice"	4,4	3,5	3,4	3,4	3,3	3,5	3,4	3,6	4,7	3,3	3,3	4,2	3,5	3,0	3,2	3,4
"Polska-Wirek"	7,2	6,5	5,0	5,9	7,6	5,8	5,8	7,8	5,0	2,6	2,3	3,2	4,3	4,6	4,3	3,7
"Pokój"	7,1	5,5	4,7	4,8	6,1	5,6	4,8	3,9	4,2	4,4	4,5	4,2	4,8	4,4	3,9	4,0



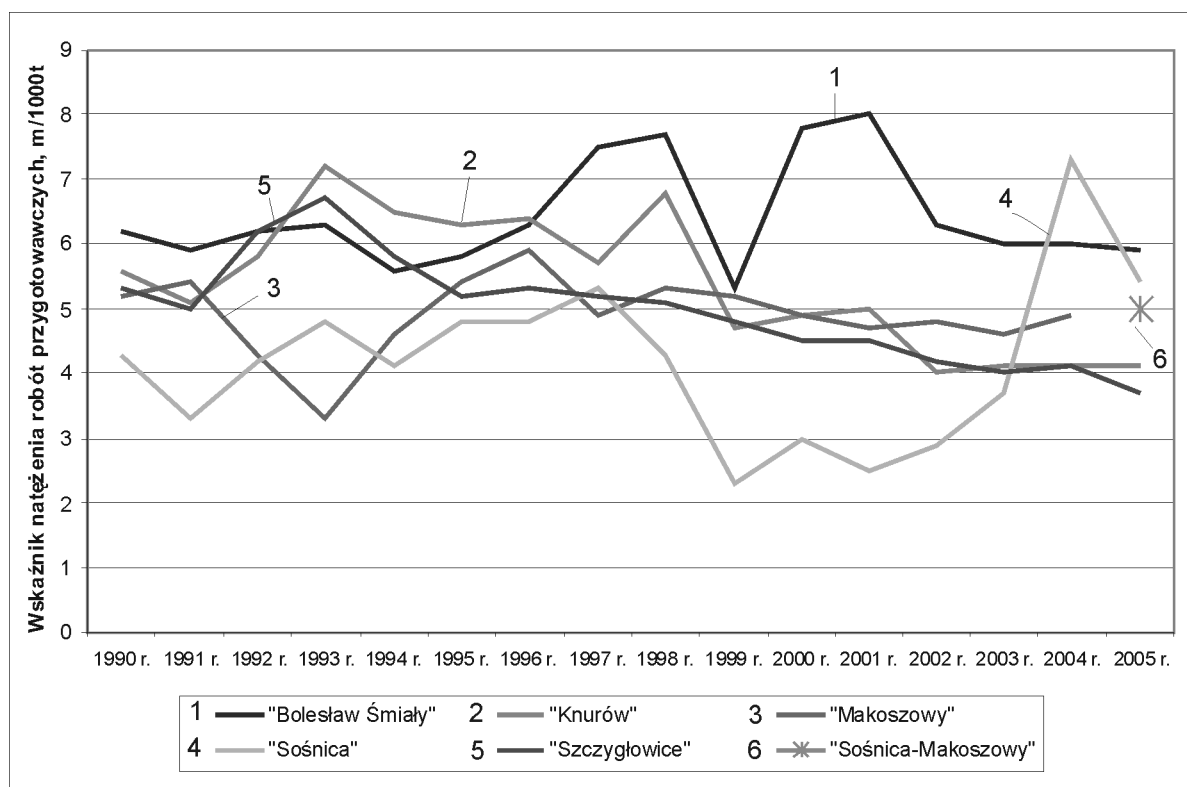
Rys.2. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych w kopalniach grupy rudzkiej w latach 1990-2005

W gliwickiej grupie kopalń, w 1990 roku wskaźnik natężenia robót przygotowawczych kształtował się na poziomie od 6,2 m/1000 t w kopalni „Bolesław Śmiały” do 4,3 m/1000 t w kopalni „Sośnica”. W 2005 r., najwyższy wskaźnik osiągnęła kopalnia „Bolesław Śmiały” – 5,9 m/1000 t, w kopalni „Sośnica-Makoszowy” wskaźnik ten wyniósł 5,0 m/1000 t, a w kopalniach „Knurów” i „Szczygłowice” odpowiednio 4,1 i 3,7 m/1000 t. W okresie 1990-2005 w gliwickiej grupie kopalń najwyższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 8,0 m/1000 t osiągnęła kopalnia „Bolesław Śmiały” w 2001 r. Najniższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 2,3 m/1000 t odnotowano w 1999 r. w kopalni „Sośnica”.

W kopalniach Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. w 1990 roku wskaźnik natężenia robót

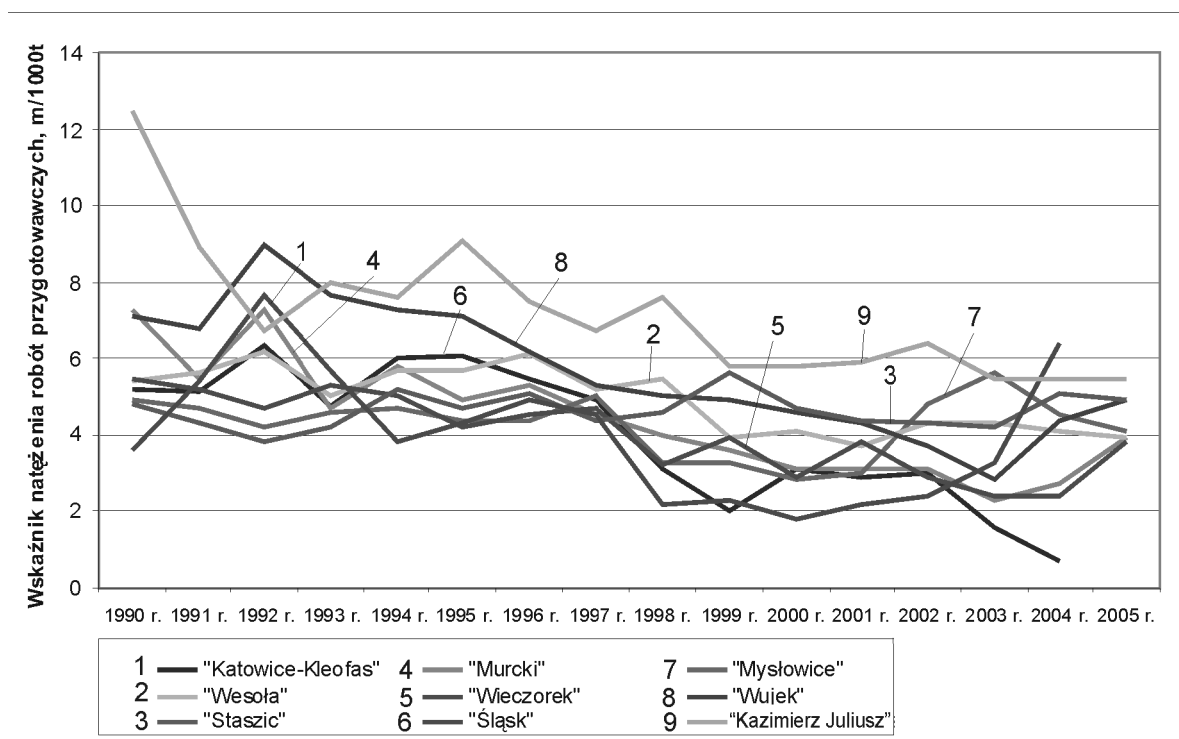
przygotowawczych kształtował się na poziomie od 12,5 m/1000 t w kopalni „Kazimierz Juliusz” do 3,6 m/1000 t w kopalni „Śląsk”. W 2005 r., najwyższy wskaźnik osiągnęła kopalnia „Kazimierz Juliusz” – 5,5 m/1000 t, w kopalniach „Wujek” i „Staszic” wskaźnik ten wyniósł 4,9 m/1000 t, w kopalni „Mysłowice” wyniósł 4,1 m/1000 t, w kopalniach „Murcki” i „Wesoła” wyniósł 3,9 m/1000 t, a w kopalni „Wieczorek” odpowiednio 3,8 m/1000 t. W okresie 1990-2005 w kopalniach Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. najwyższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 12,5 m/1000 t osiągnęła wspomniana już kopalnia „Kazimierz Juliusz” w 1990 r. Najniższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 1,6 i 0,7 m/1000 t odnotowano w latach 2003-2004 w kopalni „Katowice-Kleofas”, w ostatnich latach jej istnienia oraz w kopalni „Śląsk” w 2000 r. – 1,8 m/1000 t.

Kopalnia	Wskaźnik natężenia, m/1000 t															
	1990 r.	1991 r.	1992 r.	1993 r.	1994 r.	1995 r.	1996 r.	1997 r.	1998 r.	1999 r.	2000 r.	2001 r.	2002 r.	2003 r.	2004 r.	2005 r.
"Bolesław Śmiały"	6,2	5,9	6,2	6,3	5,6	5,8	6,3	7,5	7,7	5,3	7,8	8,0	6,3	6,0	6,0	5,9
"Knurów"	5,6	5,1	5,8	7,2	6,5	6,3	6,4	5,7	6,8	4,7	4,9	5,0	4,0	4,1	4,1	4,1
"Makoszowy"	5,2	5,4	4,3	3,3	4,6	5,4	5,9	4,9	5,3	5,2	4,9	4,7	4,8	4,6	4,9	-
"Sośnica"	4,3	3,3	4,2	4,8	4,1	4,8	4,8	5,3	4,3	2,3	3,0	2,5	2,9	3,7	7,3	5,4
"Szczygłowice"	5,3	5,0	6,2	6,7	5,8	5,2	5,3	5,2	5,1	4,8	4,5	4,5	4,2	4,0	4,1	3,7
"Sośnica-Makoszowy"	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5,0



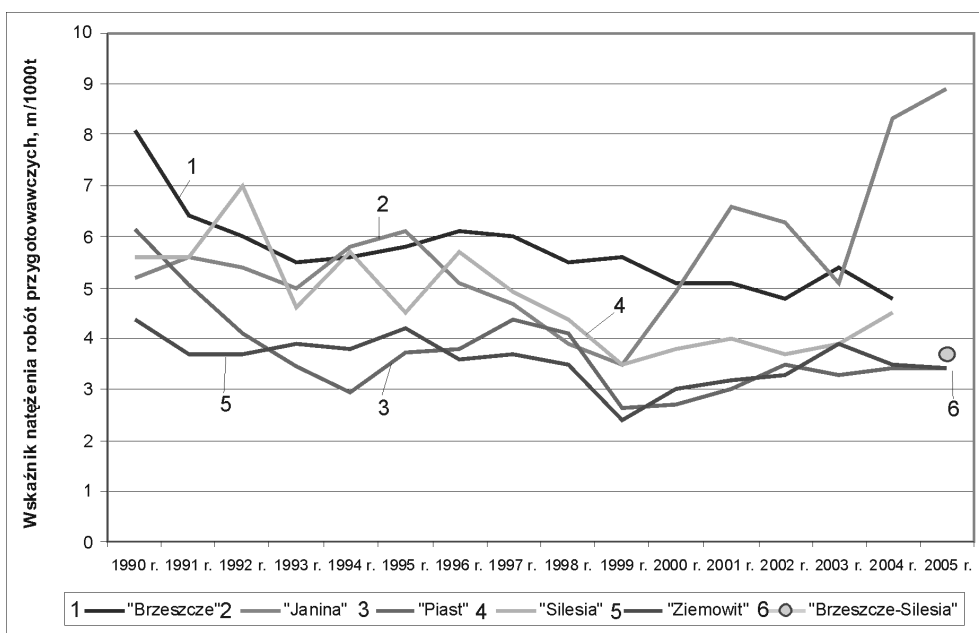
Rys.3. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych w kopalniach grupy gliwickiej w latach 1990-2005

Kopalnia	Wskaźnik natężenia, m/1000 t															
	1990 r.	1991 r.	1992 r.	1993 r.	1994 r.	1995 r.	1996 r.	1997 r.	1998 r.	1999 r.	2000 r.	2001 r.	2002 r.	2003 r.	2004 r.	2005 r.
"Katowice-Kleofas"	5,2	5,1	6,3	4,7	6,0	6,1	5,5	4,9	3,1	2,0	3,1	2,9	3,0	1,6	0,7	-
"Murcki"	7,3	5,5	7,3	4,7	5,8	4,9	5,3	4,5	4,0	3,6	3,1	3,1	3,1	2,3	2,7	3,9
"Mysłowice"	4,9	4,7	4,2	4,6	4,7	4,4	4,4	5,0	3,3	3,3	2,8	3,0	4,8	5,6	4,5	4,1
"Wesoła"	5,4	5,6	6,2	5,0	5,7	5,7	6,1	5,2	5,5	3,9	4,1	3,7	4,3	4,3	4,1	3,9
"Wieczorek"	5,5	5,2	4,7	5,3	5,0	4,2	4,5	4,7	3,2	3,9	2,9	3,8	2,9	2,4	2,4	3,8
"Wujek"	7,1	6,8	9,0	7,7	7,3	7,1	6,2	5,3	5,0	4,9	4,6	4,3	3,7	2,8	4,4	4,9
"Staszic"	4,8	4,3	3,8	4,2	5,2	4,7	5,1	4,4	4,6	5,6	4,7	4,4	4,3	4,2	5,1	4,9
"Śląsk"	3,6	5,4	7,7	5,7	3,8	4,3	4,9	4,5	2,2	2,3	1,8	2,2	2,4	3,3	6,4	-
"Kazimierz Juliusz"	12,5	8,9	6,7	8,0	7,6	9,1	7,5	6,7	7,6	5,8	5,8	5,9	6,4	5,5	5,5	5,5



Rys.4. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych w kopalniach grupy katowickiej w latach 1990-2005

Kopalnia	Wskaźnik natężenia, m/1000 t															
	1990 r.	1991 r.	1992 r.	1993 r.	1994 r.	1995 r.	1996 r.	1997 r.	1998 r.	1999 r.	2000 r.	2001 r.	2002 r.	2003 r.	2004 r.	2005 r.
"Brzeszcze"	8,1	6,4	6,0	5,5	5,6	5,8	6,1	6,0	5,5	5,6	5,1	5,1	4,8	5,4	4,8	-
"Janina"	5,2	5,6	5,4	5,0	5,8	6,1	5,1	4,7	3,9	3,5	4,9	6,6	6,3	5,1	8,3	8,9
"Piast"	6,1	5,0	4,1	3,5	2,9	3,7	3,8	4,4	4,1	2,6	2,7	3,0	3,5	3,3	3,4	3,4
"Silesia"	5,6	5,6	7,0	4,6	5,7	4,5	5,7	4,9	4,4	3,5	3,8	4,0	3,7	3,9	4,5	-
"Ziemowit"	4,4	3,7	3,7	3,9	3,8	4,2	3,6	3,7	3,5	2,4	3,0	3,2	3,3	3,9	3,5	3,4
"Brzeszcze-Silesia"	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,7



Rys.5. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych w kopalniach grupy nadwiślańskiej w latach 1990-2005

Kopalnia	Wskaźnik natężenia, m/1000 t															
	1990 r.	1991 r.	1992 r.	1993 r.	1994 r.	1995 r.	1996 r.	1997 r.	1998 r.	1999 r.	2000 r.	2001 r.	2002 r.	2003 r.	2004 r.	2005 r.
"Rydułtowy"	6,5	6,8	6,6	6,7	7,0	6,5	6,0	5,1	4,6	5,1	5,2	5,0	4,7	4,2	-	-
"Anna"	8,3	7,7	6,7	4,9	6,5	6,4	6,3	4,8	4,6	4,8	4,6	5,8	7,0	5,1	5,3	-
"Marcel"	8,6	7,9	7,2	6,0	8,1	7,9	7,1	7,0	7,2	3,7	3,9	5,4	5,5	5,6	5,5	5,0
"Chwałowice"	8,7	8,4	7,6	6,0	5,8	5,7	5,0	4,8	4,9	4,6	4,7	5,0	4,8	4,1	4,6	4,6
"Jankowice"	5,9	5,5	9,6	4,9	5,5	4,9	4,5	6,0	5,8	5,3	4,9	5,1	4,6	4,7	3,9	3,9
"Rydułtowy-Anna"	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4,7	5,1



Rys.6. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych w kopalniach grupy rybnickiej w latach 1990-2005

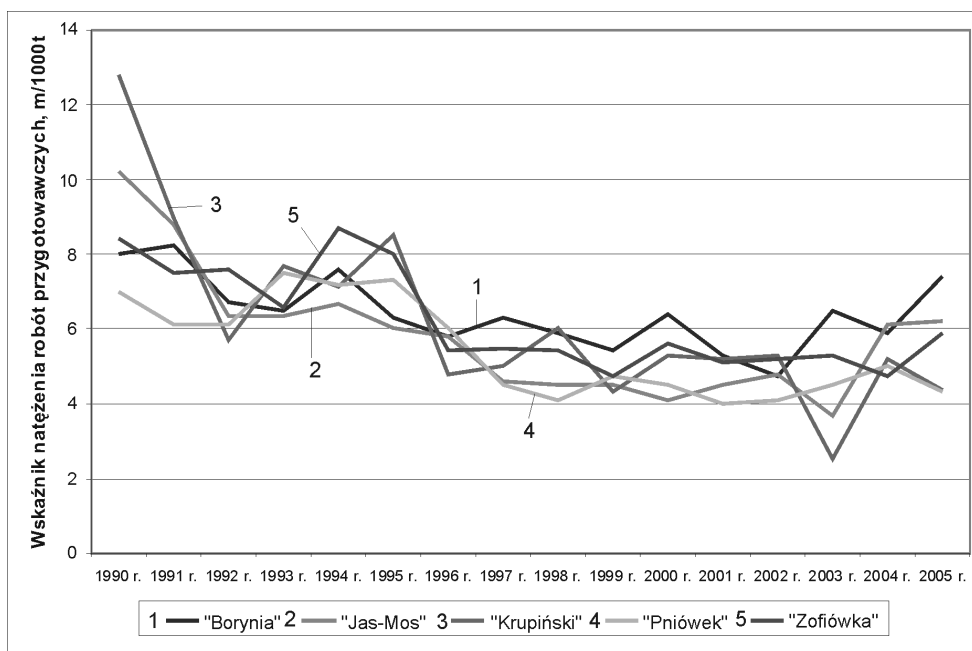
W kopalniach grupy nadwiślańskiej w 1990 roku wskaźnik natężenia robót przygotowawczych kształtował się na poziomie od 8,1 m/1000 t w kopalni „Brzeszcze” do 4,4 m/1000 t w kopalni „Ziemowit”. W 2005 r., najwyższy wskaźnik osiągnęła kopalnia „Janina” – 8,9 m/1000 t, w kopalni „Brzeszcze-Silesia” wskaźnik ten wyniósł 3,7 m/1000 t, a w kopalniach „Piaś” i „Ziemowit” wyniósł 3,4 m/1000 t. W okresie 1990-2005 w kopalniach grupy nadwiślańskiej najwyższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 8,9 m/1000 t osiągnęła wspomniana już kopalnia „Janina” w 2005 r. Najniższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 2,4 m/1000 t odnotowano w 1999 r. w kopalni „Ziemowit” oraz w kopalni „Piaś” w latach 1999-2000 odpowiednio 2,6 i 2,7 m/1000 t.

W kopalniach grupy rybnickiej, w 1990 roku wskaźnik natężenia robót przygotowawczych kształtował się na poziomie od 8,7 m/1000 t w kopalni

„Chwałowice” do 5,9 m/1000 t w kopalni „Jankowice”. W 2005 r., najwyższy wskaźnik osiągnęła kopalnia „Rydułtowy-Anna” – 5,1 m/1000 t, w kopalni „Marcel” wskaźnik ten wyniósł 5,0 m/1000 t, a w kopalniach „Chwałowice” i „Jankowice” wyniósł odpowiednio 4,6 i 3,9 m/1000 t. W okresie 1990-2005 w kopalniach grupy rybnickiej najwyższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 9,6 m/1000 t osiągnęła kopalnia „Jankowice” w 1992 r. Najniższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 3,7 m/1000 t odnotowano w 1999 r. w kopalni „Marcel”.

W kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej, w 1990 roku wskaźnik natężenia robót przygotowawczych kształtował się na poziomie od 12,8 m/1000 t w kopalni „Krupiński” do 7,0 m/1000 t w kopalni „Pniówek”. W 2005 r., najwyższy wskaźnik osiągnęła kopalnia „Borynia” – 7,4 m/1000 t, w kopalni „Jas-Mos” wskaźnik ten wyniósł 6,2 m/1000 t, w kopalni

Kopalnia	Wskaźnik natężenia, m/1000 t															
	1990 r.	1991 r.	1992 r.	1993 r.	1994 r.	1995 r.	1996 r.	1997 r.	1998 r.	1999 r.	2000 r.	2001 r.	2002 r.	2003 r.	2004 r.	2005 r.
"Borynia"	8,0	8,2	6,7	6,5	7,6	6,3	5,8	6,3	5,9	5,4	6,4	5,3	4,7	6,5	5,9	7,4
"Jas-Mos"	10,2	8,8	6,3	6,3	6,7	6,0	5,8	4,6	4,5	4,5	4,1	4,5	4,8	3,7	6,1	6,2
"Krupiński"	12,8	9,0	5,7	7,7	7,1	8,5	4,8	5,0	6,0	4,3	5,3	5,2	5,3	2,5	5,2	4,4
"Pniówek"	7,0	6,1	6,1	7,5	7,2	7,3	6,0	4,5	4,1	4,7	4,5	4,0	4,1	4,5	5,0	4,3
"Zofiówka"	8,4	7,5	7,6	6,6	8,7	8,0	5,4	5,5	5,4	4,7	5,6	5,1	5,2	5,3	4,7	5,9



Rys.7. Wskaźnik natężenia robót przygotowawczych w kopalniach grupy jastrzębskiej w latach 1990-2005

„Zofiówka” – 5,9 m/1000 t, a w kopalniach „Krupiński” i „Pniówek” odpowiednio 4,4 i 4,3 m/1000 t. W okresie 1990-2005 w grupie kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. najwyższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 12,8 m/1000 t osiągnęła wspomniana już kopalnia „Krupiński” w 1990 r. Najniższy wskaźnik natężenia robót przygotowawczych – 2,5 m/1000 t odnotowano w 2003 r. również w kopalni „Krupiński”.

4. Zakończenie

Działania w sferze restrukturyzacji technicznej doprowadziły do znaczącego uproszczenia modelu kopalń. W związku ze wzrostem poziomu koncentracji wydobycia uległa skróceniu sieć wyrobisk przygotowawczych, koniecznych dla realizacji produkcji. Zmniejszył się zatem zakres tych robót, co wpłynęło na obniżenie kosztów ich wykonania. Duże znaczenie należy przypisać zagadnieniu wykonywania robót przygotowawczych przez przedsiębiorstwa zewnętrzne systemem zlecanym. Stwarza to warunki do utrzymania niezbyt dużego wyprzedzenia robotami przygotowawczymi procesu wydobycia.

Należy także zwrócić uwagę, iż przeprowadzone badania wskazują, że na większości obszaru GZW geomechaniczne własności stropów pokładów węglowych spełniają warunki stosowania w wyrobiskach korytarzowych samodzielnej obudowy kotwiowej [2].

W wyrobiskach korytarzowych przewiduje się coraz szersze stosowanie obudowy kotwiowej w miejsce stalowej obudowy łukowej, co wynika głównie ze znacznej możliwości obniżenia kosztów. W wyrobiskach, gdzie warunki geologiczne nie będą pozwalać na stosowanie

samodzielnej obudowy kotwiowej, wprowadzana będzie obudowa mieszana podporowo-kotwiowa. Ponadto, jeśli idzie o wyrobiska korytarzowe, uważa się, że wzrośnie liczba wyrobisk o przekroju prostokątnym, co znacznie poprawi ich funkcjonalność, szczególnie jeśli idzie o przecinki ścianowe i chodniki przyścianowe.

Literatura

1. Lisowski A.: Podstawy ekonomicznej efektywności podziemnej eksploatacji złóż. Katowice–Warszawa, GIG-PWN 2001.
2. Gawryś J.: Analiza własności stropów pokładów węglowych GZW pod kątem możliwości stosowania w wyrobiskach korytarzowych samodzielnej obudowy kotwiowej. Rozprawa doktorska. Katowice 2004.
3. Magda R. i inni: Racjonalizacja modelu i wielkości kopalni węgla kamiennego w warunkach gospodarczych początku XXI wieku. UWN-D, AGH Kraków 2002.
4. Praca zbiorowa pod redakcją Karbownika A.: Zarządzanie procesem dostosowawczym w górnictwie węgla kamiennego w świetle dotychczasowych doświadczeń. Monografia. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2005.
5. Turek M.: Studia nad zmianami w kopalniach w latach 1990-2006. Praca własna nie publikowana. Gliwice 2006.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

Zapewnienie bezpieczeństwa użytkowania urządzeń elektrycznych górniczych

Streszczenie

W podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych, powszechnie są stosowane urządzenia elektryczne, przeznaczone do przesyłu, rozdziału i przetwarzania energii elektrycznej. Warunkiem bezpiecznego stosowania urządzeń elektrycznych górniczych jest dostosowanie ich konstrukcji do zagrożeń i warunków środowiskowych występujących w miejscu docelowej instalacji. W artykule wskazano na wybrane, specyficzne wymagania konstrukcyjne, jakie należy uwzględnić podczas projektowania, produkcji, oceny oraz instalowania urządzeń elektrycznych górniczych oraz na problemy z ich spełnieniem.

Summary

Electric equipment designed to transfer, separate and process electric power are commonly used in underground workings of mining plants. Adaptation of its design to hazards and local conditions, which are at the place of its installation, is a condition of its safe operation. Selected and specific design requirements, which should be considered during designing, manufacturing, assessment and installation as well as problems with their application, were pointed out.

1. Wstęp

Poziom bezpieczeństwa wyrobów wprowadzanych do obrotu handlowego w krajach Unii Europejskiej, w tym w Polsce, wyznaczają dyrektywy nowego i globalnego podejścia, których celem jest zapewnienie swobodnego przepływu towarów. Wyroby spełniające wymagania zasadnicze stosownych dyrektyw Unii Europejskiej, poddane procedurom oceny zgodności w nich zdefiniowanych i oznakowane znakiem CE oraz, jeżeli są przeznaczone do stosowania w strefach zagrożonych wybuchem, specjalnym oznaczeniem zabezpieczenia przeciwwybuchowego, mogą być bez przeszkód wprowadzane do obrotu handlowego na rynku krajowym, jak i rynkach innych państw Unii Europejskiej. Zasadnicze wymagania bezpieczeństwa, jakie musi spełnić dany wyrób, znajdują odzwierciedlenie w normach zharmonizowanych z daną dyrektywą.

Na podstawie doświadczeń Zakładu Badań Atestacyjnych CMG KOMAG, notyfikowanej jednostki certyfikującej biorącej udział w ocenie zgodności m.in. urządzeń elektrycznych górniczych z zasadniczymi wymaganiami dyrektyw: 94/9/WE (ATEX) oraz 2006/95/WE (LVD) można stwierdzić, że bezpieczeństwo stosowania tych urządzeń zależy zarówno od spełnienia obligatoryjnych wymagań dyrektyw i przepisów górniczych, jak również wymagań technicznych ustanowionych w krajowych normach górniczych.

2. Oceny zgodności urządzeń elektrycznych z zasadniczymi wymaganiami dyrektyw Unii Europejskiej

Procedury oceny zgodności, zdefiniowane w dyrektywach Unii Europejskiej, są zróżnicowane w zależności

od kategorii wyrobów, których dotyczą, sposobu produkcji, potencjalnych zagrożeń m.in. poprzez udział lub brak udziału niezależnej jednostki certyfikującej w fazie projektowania (badaniu wzorca konstrukcyjnego) i/lub fazy produkcji (ocena systemu jakości lub każdego egzemplarza wytworzonego wyrobu). Dyrektywy odnoszące się do urządzeń elektrycznych przewidują dokonywanie oceny zgodności z wymaganiami zasadniczymi w całości przez wytwórcę (ocena strony pierwszej) lub przez niezależną jednostkę notyfikowaną (ocena strony trzeciej). Część wymagań technicznych, jakie musi spełnić urządzenie elektryczne wynika z jego przeznaczenia określonego przez użytkownika. Jednostka certyfikująca, biorąca udział w ocenie zgodności urządzenia elektrycznego, zwykle posługuje się normami zharmonizowanymi z daną dyrektywą i nie jest odpowiedzialna za potwierdzenie dodatkowych wymagań technicznych, wynikających z przepisów i norm branżowych.

W odniesieniu do urządzeń elektrycznych górniczych największe znaczenia posiadają dyrektywy Parlamentu Europejskiego i Rady:

- 94/9/WE z 23 marca 1994 r. w sprawie ujednoczenia przepisów prawnych państw członkowskich dotyczących urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem (ATEX) [1] (wydanie krajowe – rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 22.12.2005 r. - Dz.U. Nr 263, poz. 2203 [10]),
- 2006/95/WE z 12 grudnia 2006 r. (dyrektywa 73/23/EWG z dnia 19 lutego 1973 r. wraz ze zmianami wprowadzonymi dyrektywą 93/68/EWG) w sprawie harmonizacji ustawodawstwa państw członkowskich odnoszących się do wyposażenia

elektrycznego przewidzianego do stosowania w niektórych granicach napięcia (LVD) [2] (wydanie krajowe dyrektywy 73/23/EWG – rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 15 grudnia 2005 r. - Dz.U. nr 259, poz. 2172 [11]),

- 89/336/EWG z dnia 3 maja 1989 r. (ze zmianami wprowadzonymi dyrektywami 92/31/EWG, 93/68/ /EWG) w sprawie zbliżenia praw państw członkowskich dotyczących kompatybilności elektromagnetycznej [3] (wydanie krajowe - rozporządzenie Ministra Transportu i Budownictwa z dnia 27 grudnia 2005 r. - Dz.U. nr 265, poz. 2227 [12]).

Zasadnicze wymagania dotyczące bezpieczeństwa danego urządzenia elektrycznego mogą być zawarte w różnych dyrektywach, dotyczących innych aspektów i każda z nich może przewidywać umieszczenie na wyrobie znaku CE. W takim przypadku znak CE powinien wskazywać zgodność wyrobu z wymaganiami wszystkich dyrektyw odnoszących się do niego. Przykładem takiego postępowania może być konieczność stosowania zarówno dyrektywy 94/9/WE oraz dyrektywy 89/336/EWG, odpowiednio do zakresu każdej z nich. Jednakże, urządzenia przeznaczone do stosowania w strefie potencjalnie wybuchowej są wyraźnie wyłączone z ustaleń dyrektywy 2006/95/WE. Przyjmuje się, że wszystkie wymagania tej dyrektywy są ujęte w dyrektywie 94/9/WE. Upoważniają do tego zapisy zawarte w Załączniku II pkt.1.2.7 dyrektywy 94/9/WE, zgodnie z którymi urządzenia i systemy ochronne powinny być tak zaprojektowane i wykonane, aby:

- a) uniknąć zranienia lub innych obrażeń ciała, jakie mogłyby powstać wskutek zetknięcia bezpośredniego, lub pośredniego z nimi,
- b) zapewnić, że nie będą powstawały takie temperatury powierzchni ich dostępnych części albo promieniowanie, które mogłoby wywołać zagrożenie,
- c) wyeliminowane były zagrożenia nieelektryczne, które są znane z praktyki,
- d) zapewnić że, przewidywane warunki przeciążenia nie doprowadzą do sytuacji niebezpiecznych.

Dyrektywie 2006/95/WE podlegają natomiast urządzenia wymienione w art. 1 ust.2 dyrektywy 94/9/WE, które są przeznaczone do stosowania poza strefą potencjalnie wybuchową, ale które są wymagane dla bezpiecznego funkcjonowania urządzenia lub systemu ochronnego lub są z nim związane. W takim przypadku obydwie dyrektywy również muszą być zastosowane odpowiednio do swojego zakresu.

3. Ocena urządzeń elektrycznych z wymaganiami przepisów i norm górniczych

Zasadniczo zakres urządzeń elektrycznych przewidzianych do obligatoryjnej oceny z wymaganiami technicznymi przepisów i norm górniczych, dokonywanej

przez niezależną jednostkę, jest ograniczony do urządzeń elektrycznych na napięcie znamionowe 1000 V AC i 1500 V DC oraz do systemów współpracujących ze sobą urządzeń elektrycznych, stanowiących wyposażenie przodków ścianowych i chodnikowych.

Bezpośrednim powodem utrzymania oceny dokonywanej w ramach procedury, której zasady reguluje rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych [4] urządzeń elektrycznych na napięcie znamionowe wyższe od 1000 V AC i 1500 DC, w wykonaniu normalnym i przeciwybuchowym, jest wyłączenie tych urządzeń z postanowień dyrektywy 2006/95/WE.

Celem systemu dopuszczeń jest zagwarantowanie, w drodze działań organów państwowego nadzoru górniczego, że w zakładach górniczych będą stosowane tylko wyroby zapewniające poziom bezpieczeństwa odpowiadający obecnemu stanowi techniki, zdefiniowanym w przepisach i normach górniczych. Zatem istotne jest spełnienie kryteriów technicznych zawartych w Załączniku 2 do rozporządzenia Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. [4], a w niektórych przypadkach również w rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych wraz ze zmianami wprowadzonymi rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 9 czerwca 2006 r. [5] oraz w polskich normach branżowych np. PN-G-50003:2003.

Oprócz oceny zgodności pojedynczych urządzeń, ich zastosowanie w podziemnych wyrobiskach ścianowych i chodnikowych w ramach zintegrowanego systemu sterowania, podlega dodatkowej ocenie (ocena systemu). Podstawę prawną wykonywania badań i oceny systemu sterowania maszyn kompleksu ścianowego lub chodnikowego stanowi wyżej wymienione rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. [4]. Badania i ocenę wykonują upoważnione jednostki, które posługują się kryteriami technicznymi zawartymi w normach i przepisach górniczych.

Podczas oceny „systemowej” wyposażenia elektrycznego maszyn kompleksów ścianowych i chodnikowych należy nie tylko zweryfikować układ połączeń elektrycznych ze względu na zapewnienie bezpieczeństwa przeciwybuchowego i dobór urządzeń elektrycznych do kategorii zagrożeń występujących w przewidywanym miejscu pracy, ale należy również uwzględnić aspekty funkcjonalne zawarte w górniczych przepisach eksploatacyjnych.

W przypadku, kiedy w oparciu o obowiązujące prawo dane urządzenie elektryczne nie podlega ocenie przeprowadzanej przez niezależną jednostkę (jest wyłączone z systemu dopuszczania w drodze decyzji Pre-

zesa Wyższego Urzędu Górniczego oraz nie podlega procedurze oceny zgodności z udziałem jednostki notyfikowanej) użytkownik oprócz deklaracji zgodności z wymaganiami zasadniczymi dyrektyw (norm zharmonizowanych) powinien żądać przeprowadzenia uzupełniającej oceny wyrobu, w celu potwierdzenia jego zgodności z wymaganiami krajowych przepisów i norm górniczych.

4. Wybrane problemy związane z bezpieczeństwem użytkownika urządzeń elektrycznych górniczych

Wszystkie urządzenia elektryczne, których wartości napięć roboczych są większe niż wartości bezpieczne, stwarzają niebezpieczeństwo porażenia prądem elektrycznym. W związku z tym, budowa urządzeń elektrycznych powinna zapewniać ochronę przed dotykiem bezpośrednim, tak aby uniemożliwić dostęp do części czynnych urządzenia, znajdujących się pod niebezpiecznym napięciem w czasie normalnej pracy (przede wszystkim poprzez izolowanie części czynnych, stosowanie obudów o odpowiednim stopniu ochrony IP) oraz ochronę przed dotykiem pośrednim, polegającą na ograniczeniu skutków pojawienia się napięcia niebezpiecznego na częściach przewodzących dostępnych np. wskutek uszkodzenia izolacji.

4.1. Wymagania środowiskowe

Jednym z aspektów bezpiecznego użytkowania urządzeń elektrycznych górniczych jest ich odporność na narażenia środowiskowe, jakie występują w podziemnych wyrobiskach (podwyższona wilgotność, niska lub wysoka temperatura, narażenia mechaniczne, agresywność chemiczna). Dyrektywa 94/9/WE zawiera jedynie ogólny zapis o tym, że urządzenia i systemy ochronne muszą być zaprojektowane i wykonane tak, aby były zdolne do pracy w warunkach środowiskowych istniejących lub przewidywanych.

Wymagania dotyczące temperatury otoczenia podczas pracy urządzenia znajdujemy w normie PN-EN 60079-0:2006 [9], zgodnie z którą normalne urządzenie elektryczne powinno być zaprojektowane do użytkowania w zakresie temperatury otoczenia od -20°C do $+40^{\circ}\text{C}$ (nie wymaga wówczas dodatkowego oznakowania) lub w innym zakresie temperatur otoczenia ustalonym przez producenta i zaznaczonym w certyfikacie (oznakowanie powinno wtedy zawierać symbol „T_a” albo symbol „T_{amb}” wraz ze specjalnym zakresem temperatury otoczenia albo, jeżeli wykonanie tego jest utrudnione, po numerze certyfikatu należy umieścić symbol „X”). Norma ta, jak i pozostałe normy europejskie dotyczące poszczególnych rodzajów budowy przeciwwybuchowej, nie precyzują pozostałych warunków środowiskowych. Jeżeli urządzenie elektryczne ma wytrzymać szczególnie niekorzystne warunki pracy (na

przykład: skutki wilgoci, zmiany temperatury otoczenia, wpływ czynników chemicznych, korozja), zaleca się, aby użytkownik określił je producentowi i nie jest wymagane, aby jednostka certyfikująca potwierdziła wytrzymałość urządzenia w ciężkich warunkach.

Tak więc, podstawowym obowiązkiem producenta jest dostosowanie konstrukcji urządzenia do najmniej korzystnych warunków środowiskowych, jakie mogą wystąpić w miejscu docelowej lokalizacji urządzenia. Wymagany poziom odporności urządzeń elektrycznych górniczych na narażenia środowiskowe definiuje norma PN-G-50003:2003 [6]. Zgodnie z tą normą urządzenia elektryczne górnicze, przeznaczone do stosowania w wyrobiskach podziemnych zakładów górniczych powinny być przystosowane do następujących warunków pracy:

- temperatura otoczenia od -10°C (dopuszcza się 0°C) do $+40^{\circ}\text{C}$,
- wilgotność względna do 95% w temperaturze $+40^{\circ}\text{C}$,
- stopień agresywności korozyjnej – C według PN-71/H-04651,
- maksymalna wilgotność względna w temperaturze $+25^{\circ}\text{C}$ lub w niższych temperaturach z kondensacją pary 100%.

W celu sprawdzenia przydatności urządzenia do warunków pracy panujących w podziemnych wyrobiskach, zgodnie z normą PN-G-50003:2003 należy określić m.in. ich odporność na wilgotne gorąco stałe, zimno, suche gorąco.

O tym, czy dane urządzenie jest odporne na wyżej wymienione narażenia, czy też nie, decydują wyniki badań laboratoryjnych całych urządzeń i podzespołów wyposażenia elektrycznego przeznaczonych do wbudowania, w zakresie:

- badanie wytrzymałości izolacji na wilgotne gorąco stałe według PN-EN 60068-2-78:2002(U):
 - ostrość próby: czas 240 h, temperatura $40 \pm 2^{\circ}\text{C}$, wilgotność $93 \pm 3\%$, próba ze stopniową zmianą temperatury,
 - warunki przeprowadzenia próby: próba napięciowa i pomiar rezystancji przed badaniem odporności na wilgotne gorąco stałe, po 8 dobach trwania próby - kontrolne sprawdzenie działania urządzenia, próba napięciowa i pomiar rezystancji po badaniu odporności na wilgotne gorąco stałe,
- badanie wytrzymałości podzespołów na zimno według PN-IEC 68-2-1/Ap1:1999
 - ostrość próby: czas 16 h, temperatura $-10 \pm 3^{\circ}\text{C}$, próba Ab (ze stopniową zmianą temperatury), urządzenie nie jest zasilane napięciem,
 - warunki przeprowadzenia próby: po osiągnięciu stabilności temperatury sprawdzenie

nie podstawowych funkcji urządzenia przy zasileniu napięciem równym 0,85 wartości znamionowej, po zakończeniu próby sprawdzenie występowania oznak oddziaływania narażeń środowiskowych (temperatury) na urządzenie,

- badanie wytrzymałości podzespołów na suche gorąco według PN-EN 60068-2-2:2002
 - ostrość próby: czas 16 h, temperatura $55 \pm 2^{\circ}\text{C}$, próba Bb (ze stopniową zmianą temperatury), urządzenie jest zasilane napięciem znamionowym,
 - warunki przeprowadzenia próby: po osiągnięciu stabilności temperaturowej sprawdzenie podstawowych funkcji urządzenia przy zasileniu napięciem równym 0,8 wartości znamionowej, po zakończeniu próby sprawdzenie występowania oznak oddziaływania narażeń środowiskowych (temperatury) na urządzenie.

Producent wyposażając urządzenie elektryczne budowy normalnej lub przeciwwybuchowej w podzespoły powinien sprawdzić, czy są przystosowane do warunków pracy określonych w normie PN-G-50003:2003 oraz powinien sprawdzić, w drodze badań laboratoryjnych, odporność urządzenia na narażenia środowiskowe. Natomiast przyszły użytkownik urządzeń elektrycznych przeznaczonych do stosowania w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych, podczas podejmowania decyzji o zakupie danego wyrobu powinien nie tylko kierować się posiadaniem przez wyrób certyfikatu badania typu WE (w przypadku urządzeń budowy przeciwwybuchowej), deklaracji zgodności WE oraz naniesionym na wyrób oznakowaniem CE oraz innych oznaczeń wynikających z właściwych dyrektyw. Powinien również zwrócić uwagę na deklarowane przez producenta warunki środowiskowe, w jakich może pracować dane urządzenie. Ze względu na możliwość zmiany miejsca pracy urządzeń elektrycznych górniczych (zmiana lokalizacji w obrębie jednego zakładu górniczego) użytkownik tych urządzeń powinien domagać się od producenta potwierdzenia odporności urządzenia, na najmniej korzystne warunki środowiskowe, takie jak określono w normie PN-G-50003:2003, pomimo tego, że z punktu widzenia zasad swobodnego przepływu wyrobów w ramach jednolitego rynku Unii Europejskiej, nie jest to wymóg obligatoryjny.

4.2. Stopień ochrony zapewniany przez obudowy (IP)

Stopień ochrony danego urządzenia (kod IP) jest miarą ochrony jego obudowy przed dostępem do znajdujących się wewnątrz niej części niebezpiecznych, jak też przed wnikaniem obcych ciał stałych i/lub wody. Zgodnie z normą PN-G-50003:2003 stopień ochrony przed dostępem osób do części niebezpiecznych, wnikaniem obcych ciał stałych oraz przed szkodliwymi skutkami wnikającej wody powinien być nie niższy niż IP54 (określony wg PN-EN 60529:2003), przy czym dopuszcza się niższy stopień ochrony dla urządzeń,

w których wymagają tego względy funkcjonalne (IP32). Znowelizowane rozporządzenie w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych w § 610.2 wyklucza możliwość stosowania w wyrobiskach niezagrożonych wybuchem albo niezagrożonych wybuchem metanu i zaliczonych do klasy A zagrożenia wybuchem pyłu węglowego maszyn i urządzeń o stopniu ochrony niższym niż IP54. Zatem urządzenie elektryczne budowy normalnej, które spełnia wymagania zasadnicze dyrektyw i posiada oznakowanie CE ze względu na stopień ochrony niższy od IP 54 nie może być stosowane w podziemnych wyrobiskach polskich zakładów górniczych.

O ile konieczność zapewnienia stopnia ochrony obudów urządzeń elektrycznych, przeznaczonych do stosowania w podziemnym górnictwie węglowym (strefach zagrożonych wybuchem metanu i pyłu węglowego) jest normalną praktyką, o tyle pewne problemy z realizacją tego wymogu występowały w odniesieniu do urządzeń przeznaczonych do pracy w podziemnym górnictwie rud miedzi oraz cynku i ołowiu.

4.3. Odstępy izolacyjne

Analizując wymagania dotyczące minimalnych odstępów izolacyjnych w powietrzu i po powierzchni materiału należy stwierdzić, że pomiędzy wymaganiami norm zharmonizowanych z dyrektywą 94/9/WE (ATEX), tj. normy PN-EN 50020:2005 [7] dotyczącej urządzeń elektrycznych w wykonaniu iskrobezpiecznym „i” oraz normy PN-EN 60079-7:2004(U) [8], dotyczącej urządzeń budowy wzmocnionej (wykonanie „e”) a wymaganiami normy górniczej PN-G-50003:2003 występują pewne różnice. Odstępy izolacyjne w powietrzu i po materiale izolacyjnym wymagane w normie PN-G-50003:2003 są większe lub równe od wymaganych w normie PN-EN 50020:2005, za wyjątkiem odstępów izolacyjnych w powietrzu dla napięcia większego od 30 V i mniejszego od 60 V.

Norma PN-G-50003:2003 dla danego napięcia nie uzależnia odstępu izolacyjnego po powierzchni materiału od jego własności izolacyjnych, określonych porównawczym wskaźnikiem odporności na prądy pełzające CTI, natomiast w normach zharmonizowanych z dyrektywą 94/9/WE (ATEX) odstępy izolacyjne w znacznym stopniu zależą od wskaźnika CTI (im wyższy wskaźnik, tym jest dopuszczalny mniejszy odstęp). Może się zdarzyć, że urządzenia spełniające wymagania norm zharmonizowanych z dyrektywą 94/9/WE w zakresie odstępów izolacyjnych nie będą spełniać wymagań normy górniczej PN-G-50003:2003.

4.4. Zabezpieczenia upływowe

Przepisy i normy górnicze w zakresie dodatkowej ochrony przed dotykiem pośrednim w instalacjach o napięciu do 1 kV z izolowanym punktem neutralnym

wymagają stosowania centralnego zabezpieczenia upływowego, powodującego szybkie wyłączenie zasilania instalacji, w której nastąpiło obniżenie rezystancji izolacji doziemnej. W wyrobiskach ze stopniem "b" i "c" niebezpieczeństwa wybuchu metanu powinny być stosowane centralne i blokujące zabezpieczenia upływowego, a obwód pomiarowy blokującego zabezpieczenia upływowego, powinien być iskrobezpieczny w stanie normalnej pracy. Z kolei poziom bezpieczeństwa wyznaczony w normie PN-G-50003:2003 w zakresie zabezpieczeń przed skutkami obniżenia rezystancji izolacji doziemnej jest wyższy od dopuszczalnego nawet w przepisach eksploatacyjnych. Zgodnie z nią urządzenia zasilające o napięciu przemiennym przekraczającym 25 V lub stałym, przekraczającym 60 V i mocy wyjściowej nie przekraczającej 50 VA lub 50 W powinny być zabezpieczone w zabezpieczenia upływowe z członem centralnym i blokującym, niezależnie od stopnia zagrożenia wybuchem wyrobiska, w którym to urządzenie ma pracować. Również w tym aspekcie dostosowanie urządzeń elektrycznych zasilających do wymagań normy PN-G-50003:2003 jest uzasadnione.

5. Podsumowanie

Przedstawione w artykule przykłady świadczą o tym, że projektując, wytwarzając oraz poddając elektryczne urządzenia górnicze proceduram oceny zgodności należy uwzględnić zarówno wymagania zasadnicze dyrektyw (norm zharmonizowanych), jak i krajowych przepisów i norm górniczych, zawierających zasady dobrej praktyki inżynierskiej w dziedzinie bezpieczeństwa. Zdarza się, że w pewnych aspektach wymagania te nie są do końca spójne, stąd trudności na jakie napotykają projektanci i producenci urządzeń elektrycznych. Wydaje się, że m.in. z tego powodu producenci zwracają się do laboratoriów badawczych i jednostek certyfikujących o przeprowadzenie badań i ocenę urządzeń elektrycznych, nawet w tych przypadkach, kiedy to nie jest wymagane.

Należy również pamiętać o tym, że nawet wówczas, kiedy wyrób budowy przeciwwybuchowej został pozytywnie oceniony przez jednostkę notyfikowaną w ramach procedury badania typu WE, powinien być również poddany badaniom odporności na przewidywane warunki środowiskowe. Duże znaczenie ma również ocena doboru i współpracy urządzeń elektrycznych pracujących w sposób zintegrowany w ramach systemu technologicznego (podlegającego dopuszczeniu lub nie). W każdym z przytoczonych w niniejszym artykule problemów z pomocą przychodzą wyspecjalizowane jednostki, z Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG na czele.

Literatura

1. Dyrektywa 94/9/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z 23 marca 1994 r. w sprawie ujednolicenia

przepisów prawnych państw członkowskich dotyczących urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem.

2. Dyrektywa 2006/95/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 12 grudnia 2006 r. w sprawie harmonizacji ustawodawstw państw członkowskich odnoszących się do sprzętu elektrycznego przewidzianego do stosowania w określonych granicach napięć.
3. Dyrektywa 89/336/EWG z dnia 3 maja 1989 r. w sprawie zbliżenia praw państw członkowskich dotyczących kompatybilności elektromagnetycznej ze zmianami wprowadzonymi dyrektywami 92/31/EWG, 93/68/EWG.
4. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 30 kwietnia 2004 r. w sprawie dopuszczania wyrobów do stosowania w zakładach górniczych (Dz.U. Nr 99 poz. 1003) wraz ze zmianami wprowadzonymi rozporządzeniem Rady Ministrów z dnia 26 kwietnia 2005 r. (Dz.U. Nr 80. poz. 695).
5. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. Nr 139 poz. 1169) wraz ze zmianą wprowadzoną rozporządzeniem Rady Ministrów z dnia 26 kwietnia 2005 r. (Dz.U. Nr 80, poz. 695).
6. PN-G-50003:2003 Ochrona pracy w górnictwie – Urządzenia elektryczne górnicze w wykonaniu normalnym – wymagania i badania.
7. PN-EN 50020:2005 Urządzenia elektryczne w przestrzeniach zagrożonych wybuchem. Wykonanie iskrobezpieczne „i”.
8. PN-EN 60079-7:2004 (U) Urządzenia elektryczne w przestrzeniach zagrożonych wybuchem. Część 7: Stopień ochrony „e”.
9. PN-EN 60079-0:20006 Urządzenia elektryczne w przestrzeniach zagrożonych wybuchem. Część 0: Wymagania ogólne.
10. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 22 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem (Dz.U. z 2005 r. nr 263, poz. 2203).
11. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 15 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla sprzętu elektrycznego (Dz.U. nr 259, poz. 2172).
12. Rozporządzenie Ministra Transportu i Budownictwa z dnia 27 grudnia 2005 r. w sprawie dokonywania oceny zgodności aparatury z zasadniczymi wymaganiami dotyczącymi kompatybilności elektromagnetycznej oraz sposobu jej oznakowania (Dz.U. nr 265, poz. 2227).

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr inż. Włodzimierz Sikora

Zintegrowany system zarządzania w laboratoriach badawczych CMG KOMAG oraz nowe obszary badań akredytowanych

Streszczenie

W artykule przedstawiono rozwiązania systemowe związane z wprowadzeniem w CMG KOMAG systemu jakości stanowiącego integrację wymagań z dwóch norm dotyczących systemów zarządzania jakością: PN-EN ISO 9001:2001 i PN-EN ISO/IEC 17025:2005 oraz korzyści związane z ich integracją. Wskazano na uniwersalność normy PN-EN ISO 9001:2001 sprawiającą, że może ona być zastosowana również do takich usług jak badania. Artykuł omawia także nowe akredytowane obszary badawcze laboratoriów CMG KOMAG związane z rozbudową zaplecza badawczego i poszerzeniem kompetencji badawczych.

Summary

System solutions as regards implementation of quality system, which integrates requirements of the following two standards on the quality management systems: PN-EN ISO 9001:2001 and PN-EN ISO/IEC 17025:2005, at the KOMAG Centre as well as benefits resulting from their integration were presented in the paper. Versatility of PN-EN ISO 9001:2001 standard, which causes that it can also be used for such services as testing, was pointed out. New accredited research areas of KOMAG's laboratories, associated with expansion of research basis and broadening of competences as regards testing, were also discussed in the paper.

1. System jakości w laboratoriach badawczych CMG KOMAG

Podstawowa działalność Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG podobnie jak większości polskich jednostek badawczo-rozwojowych skupia się przede wszystkim na pracach studialnych, naukowo-badawczych i badawczo-rozwojowych, na tworzeniu innowacyjnych rozwiązań dla gospodarki oraz świadczeniu, zarówno usług standartowych na rzecz szeroko rozumianego przemysłu, jak i usług jednostkowych kierowanych do konkretnych klientów. Niezerwalnym elementem tych działań są prowadzone przez jednostkę badania stosowane; zarówno stanowiące element uzupełniający prac badawczo-rozwojowych, jak i badania na rzecz konkretnych klientów.

Obecnie w strukturze organizacyjnej KOMAG-u funkcjonują trzy laboratoria wykonujące badania o różnym charakterze, na rozmaitych obiektach badawczych. Są to:

- Laboratorium Badań,
- Laboratorium Badań Stosowanych,
- Laboratorium Inżynierii Materiałowej i Środowiska.

Ponieważ KOMAG na podstawie notyfikacji udzielonej przez Komisję Europejską (nr 1456) – wypełnia zadania określone w dyrektywach: 98/37/WE (maszynowej), 94/9/WE (ATEX), 73/23/WE (LVD), wymienione wyżej Laboratoria stanowią także zaplecze badawcze w ramach systemu oceny zgodności.

Od 2006 roku wszystkie wymienione wcześniej laboratoria badawcze CMG KOMAG działają w zintegrowanym systemie PN-EN ISO 9001:2001 i PN-EN ISO 17025:2005 [5, 6].

Przeprowadzenie pełnej integracji systemów zarządzania spowodowało w CMG KOMAG w konsekwencji:

- ściślejszą i sprawniejszą współpracę osób bezpośrednio zaangażowanych w sprawy jakości,
- zastosowanie jednakowych zasad wdrażania i monitorowania systemu zarządzania jakością,
- wymianę doświadczeń i wzajemne uczenie się na błędach.

Efektom tych działań było również:

- lepsze zarządzanie jakością, zarówno w całej jednostce, jak i w laboratoriach,
- efektywniejsze wykorzystanie zasobów,
- zmniejszenie kosztów.

Struktura obu norm, szczególnie po ostatniej nowelizacji PN-EN ISO 17025:2005 umożliwia pełną spójność oraz stwarza możliwości zbudowania jednolitego systemu zarządzania, spełniającego kryteria zawarte jednocześnie w obu normach. Warto podkreślić, iż wdrażając system jakości w laboratoriach wykorzystano elementy systemu PN-EN ISO 9001:2001, a szczególnie [3, 4]:

- zastosowanie w laboratoriach metody (PDCA) „Planuj – Wykonaj – Sprawdź – Działaj”,
- procesowe podejście do wykonywanych przez laboratoria badań.

Już w latach ubiegłych laboratoria badawcze CMG KOMAG korzystały z niektórych elementów systemu PN-EN ISO 9001:2001, natomiast w roku 2006 nastąpiło całkowite wchłonięcie systemów laboratoryjnych przez system PN-EN ISO 9001:2001, stąd obecnie wszystkie badania realizowane przez każde laborato-

rium CMG KOMAG prowadzone jest według jednolitych zasad systemowych.

Podstawową zaletą opracowania i wdrożenia Zintegrowanego Systemu Zarządzania w CMG KOMAG to przede wszystkim:

- jednolita Polityka Jakości spełniająca wymagania wszystkich standardów,
- jednolity układ dokumentacji – brak powielania dokumentów i formularzy oraz zastosowanie sieciowego dostępu do dokumentacji systemu jakości,
- łatwość nadzorowania systemu zarządzania i jego doskonalenia poprzez prowadzenie wspólnych auditów wewnętrznych – w myśl zasady: „jeden audit – dwie normy”,
- podejmowanie działań korygujących i zapobiegawczych, jak również stosowanie zasady wspólnych przeglądów zarządzania w myśl – „wspólne interesy – wspólne przedsięwzięcia”.

Laboratoria CMG KOMAG dysponują niezbędnym i odpowiednio nadzorowanym wyposażeniem pomiarowo-badawczym, poddawanym okresowym sprawdzeniom i wzorcowaniom. Pracownicy wykonujący pomiary legitymują się kompetencjami i doświadczeniem zawodowym, a ich wiedza jest wzbogacana i rozwijana poprzez wdrożony system szkoleń wewnętrznych i zewnętrznych.

Laboratoria uczestniczą w międzylaboratoryjnych badaniach porównawczych jakości badań i biegłości, które potwierdzają i pozwalają utrzymać wysoką jakość prowadzonych badań.

Dwa laboratoria CMG KOMAG, tj. Laboratorium Badań, Laboratorium Badań Stosowanych posiadają akredytację Polskiego Centrum Akredytacji potwierdzającą wysokie kompetencje techniczne laboratoriów (AB 039 i AB 665). Corocznie oba laboratoria CMG KOMAG podlegają ocenie przez jednostkę akredytującą, w ramach której sprawdzana jest skuteczność systemu zarządzania jakością oraz warunki kontraktu i kompetencje techniczne. Audyty nadzoru realizowane przez PCA są także okazją do wnioskowania o poszerzenie zakresu akredytacji, gdyż mając na uwadze stały wzrost oczekiwań klientów laboratoria badawcze CMG KOMAG stale rozbudowują swoje zaplecze badawcze i ciągle poszerzają ofertę realizowanych badań.

Dzięki środkom własnym CMG KOMAG oraz innym dofinansowaniom np.: w ramach Sektorowego Programu Operacyjnego laboratoria CMG KOMAG otrzymały dofinansowania na inwestycje związane z budową, modernizacją i wymianą aparatury lub poprawą wyposażenia. Rozbudowa bazy badawczej umożliwi w konsekwencji stałe poszerzanie oferty o coraz to nowe obszary oraz metody.

2. Nowe akredytowane obszary badawcze w Laboratorium Badań

Laboratorium Badań posiadające od 1995 roku akredytację Polskiego Centrum Akredytacji w zakresie badań sekcji obudów zmechanizowanych na zgodność z normą PN-EN 1804-1:2004 oraz hydraulicznych elementów wykonawczych na zgodność z normą PN-EN 1804-2:2004 i przewodów hydraulicznych, w ramach przeprowadzonego 24 listopada 2006 r. auditu nadzoru nie tylko potwierdziło swoje kompetencje techniczne, ale także znacznie rozszerzyło swój zakres badań podlegających akredytacji. Poszerzony zakres badań jest wynikiem szerszego zainteresowania klientów nowymi badaniami związanymi nie tylko z oceną wyrobów w obszarze zgodności, ale także oceną jakości wyrobów na poziomie dostaw.

W nowym zakresie akredytowanych badań wykonywanych przez Laboratorium Badań znalazły się, między innymi, badania:

- **hydraulicznych rurociągów przesyłowych, ich elementów i armatury.** Badania te dotyczą głównie rur metalowych oraz śrub i nakrętek przeznaczonych do łączenia rur wchodzących w skład rurociągów do przepływu np. podsadzki hydraulicznej z podsadzkowni do wyrobisk górniczych. Zakres badań zgodny jest z normą PN-G-44001:1998 i obejmuje, między innymi: sprawdzenie wymiarów, cechowania, sprawdzenie szczelności oraz wytrzymałości poszczególnych elementów (rys. 1).
- **stojaków ciernych** stosowanych do obudowy wyrobisk górniczych korytarzowych, wyrobisk górniczych wybierkowych eksploatowanych na zawał i na podsadzkę hydrauliczną oraz w kopalnictwie rud. Badania stojaków ciernych realizowane są zgodnie z normą PN-G-15533:1997. Zakres badań, w którym czynnikiem oporowym przy zsuwie, określającym wielkość przenoszonej siły poosiowej, jest tarcie pomiędzy powierzchniami ciernymi części stojaka obejmuje: sprawdzenie wymiarów, wykonania i cechowania, sprawdzenie podporności nominalnej, podporności szczytowej, podporności nieosiowej.
- **strzemion kabłąkowych i dwujarzmowych** przeznaczonych do łączenia łuków w odrzwia podatne służące do obudowy wyrobisk korytarzowych w podziemiach kopalń. Zakres badań strzemion kabłąkowych i dwujarzmowych zgodny jest z normami PN-G-15000/02, PN-G-15000/03 i PN-G-15000/10 i obejmuje badania: wytrzymałości jarzma dolnego i jarzma górnego na zginanie, badania wytrzymałości śruby prostej na rozciąganie, próby obciążenia nakrętki, próby obciążenia śruby kabłąkowej (rys. 2).



Rys.1. Badania stanowiskowe rurociągu



Rys.2. Badania stanowiskowe strzemion

- **rozpór stalowych dwustronnego działania**, które mają zastosowanie w odrzwiach obudów korytarzowych i komorowych wyrobisk górniczych. Zakres badań rozpór stalowych zgodny jest z normą PN-G-15000-7:1996, obejmuje: sprawdzenie połączenia rozpory z odrzwiami obudowy, sprawdzenie stabilności wzdłużnej rozpory, sprawdzenie stabilności poprzecznej rozpory, sprawdzenie stabilności prostopadłej rozpory, sprawdzenie geometrycznych wymiarów rozpór, sprawdzenie nośności wzdłużnej, sprawdzenie poprawności cechowania (rys. 3).



Rys.3. Badania stanowiskowe rozpór

- **siatek okładzinowych**, a szczególnie siatek okładzinowych zgrzewanych punktowo z prętów stalowych, które stosowane są do opinki obudowy wyrobisk korytarzowych jako zabezpieczenie przed obrywającymi lub osuwającymi się bryłami węgla, kamienia, rud lub innych kopalin. Zakres badań siatek okładzinowych zgrzewanych punktowo z prętów stalowych zgodny jest z normą PN-G-15050:1996 i obejmuje między innymi: sprawdzenie wymiarów, sprawdzenie powierzchni, sprawdzenie materiału, sprawdzenie wytrzymałości.



Rys.4. Badania stanowiskowe siatek okładzinowych

Warto podkreślić, iż część badań – szczególnie w zakresie strzemion kabłąkowych i dwujarzmowych, rozpór stalowych, siatek okładzinowych wynika z włączenia do struktury organizacyjnej CMG KOMAG Ośrodka badawczo-rozwojowego BUDOKOP, a co się z tym wiąże przejęcia także tematyki badań i oceny tego ośrodka.

Nowy zakres badań akredytowanych wykonywanych przez Laboratorium Badań został potwierdzony formalnie certyfikatem akredytacji wydanym przez Polskie Centrum Badań i Akredytacji w dniu 8 lutego 2007 r.

Warto podkreślić, iż wyniki wymienionych wyżej badań są powszechnie wykorzystywane w przypadku konieczności oceny jakości wyrobu – szczególnie w warunkach techniczno-użytkowych przedmiotu zamówienia, gdzie wymaga się by wyrób nie tylko spełniał wymagania ustawy o ogólnym bezpieczeństwie produktów, posiadał certyfikat wydany przez akredytowaną jednostkę certyfikującą, stwierdzający, że dany wyrób można bezpiecznie stosować w podziemnych wyrobiskach zakładów górniczych, ale coraz częściej wymaga się by wyrób był zbadany przez niezależne laboratorium.

3. Nowe akredytowane obszary badawcze w Laboratorium Badań Stosowanych

W 2005 roku Laboratorium Badań Stosowanych uzyskało akredytację na wybraną grupę badań środowiskowych wynikających z wprowadzenia obostrzonych wymagań, w zakresie wykonywania badań i pomiarów czynników szkodliwych dla zdrowia w środowisku pracy, zgodnie z wytycznymi Rozporządzenie Ministra Zdrowia z dnia 20 kwietnia 2005 r. oraz część badań wibroakustycznych związanych z Dyrektywą Maszynową. Dodatkowo w zakresie akredytacji znalazły się także pomiary oświetlenia i drgań budynków, co umożliwiło prowadzenie pomiarów w szerszym zakresie.

W trakcie realizacji prac badawczych i usługowych, stwierdzono że istnieje duże zapotrzebowanie rynku na pomiary wynikające nie tylko z rozporządzeń krajowych, ale związanych z oceną zgodności wyrobów, czyli z wymaganiami zasadniczymi zawartymi zarówno w Dyrektywie Maszynowej, jak i dokumentach pochodnych.

Na tej podstawie dokonano rozeznania najczęściej przytaczanych regulacji prawnych związanych z certyfikacją wyrobów, natomiast zakres uzgodniono z jednostką atestacyjno-certyfikującą wyroby. Dzięki takiej kolejności, zapełniono niszę rynkową w postaci badań i pomiarów wymaganych w starszych, nadal stosowanych, normach lub różnych przepisach prawnych.

W 2006 roku, podczas auditu nadzoru, Laboratorium Badań Stosowanych rozszerzyło swoją akredyta-

cję w zakresie wibroakustyki m.in. o badania sygnalizatorów dźwiękowych w maszynach urządzeniach stacjonarnych, samobieżnych, jak i badania projektorów oświetleniowych maszyn i urządzeń. Dodatkowo zakres badań akredytowanych objął hałas środowiskowy oraz moc akustyczną zakładów przemysłowych. Doświadczenie Laboratorium Badań Stosowanych w tej dziedzinie zostało udowodnione w przeprowadzonych w ubiegłym roku pomiarach hałasu na potrzeby mapy akustycznej miasta Łodzi.

W nowym rozszerzonym zakresie akredytacji Laboratorium Badań Stosowanych znalazły się między innymi badania:

- **hałasu w środowisku przemysłowym** zgodnie z normą PN-ISO 8297:2003, które obejmują wyznaczenie poziomów mocy akustycznej zakładów przemysłowych z wieloma źródłami hałasu w celu oszacowania wartości poziomu ciśnienia akustycznego w środowisku metodą techniczną. Zastosowana metoda oparta jest na pomiarze poziomu ciśnienia akustycznego na linii zamkniętej (konturze pomiarowej) otaczającej zakład i stosowana jest do źródeł promieniujących hałas szerokopasmowy, hałas wąskopasmowy, powtarzający się hałas impulsowy oraz kombinacje tych składników.
- **dźwięku sygnalizatorów górniczych** zgodnie z normami: PN-G-47050:1997, PN-EN 457:1998 oraz PN-93/G-59010, które dotyczą pomiarów sygnałów akustycznych w podziemiach kopalń oraz w samojezdnych maszynach stosowanych w wyrobiskach górniczych. Badania te obejmują między innymi: sprawdzenie ogólnego charakteru sygnału akustycznego, wartości parametrów akustycznych sygnału, wartości poziomu ciśnienia akustycznego tonu podstawowego sygnału, wartości poziomu dźwięku A sygnału akustycznego, zamontowania sygnalizatora dźwiękowego na samojezdnej maszynie górniczej.
- **hałasu środowiskowego** zgodnie z normami PN-ISO 1996-1:1999 i PN-ISO 1996-2:1999, które obejmują pomiar wielkości hałasu środowiskowego oddziałującego na człowieka z takich źródeł jak: kolej, komunikacja lub zakłady przemysłowe a procedury badawcze opisują także metody uzyskiwania danych umożliwiających opisanie hałasu, jak i weryfikację zgodności z oceną użytkowanego terenu ze względu na występujący lub przewidywany hałas.
- **oświetlenia maszyn górniczych podziemnych** zgodnie z normą PN-EN 1889-2:2006 i PN-98/G-50007, które obejmują między innymi sprawdzenie spełnienia wymagań dotyczących wyposażenia oświetleniowego samobieżnych maszyn górniczych stosowanych w podziemnych wyrobiskach górniczych.

- pomiaru temperatur powierzchni metodą stykową w oparciu o międzynarodowe dokumenty EA (European co-operation for Accreditation) EA-10/08, EA-10/11 oraz EA-10/13. Wysokiej klasy wyposażenie pomiarowe umożliwia wielokanałowe pomiary powierzchni nagrzewających się w zakresie od -70°C do 250°C wraz z możliwością rejestracji przyrostu temperatury w funkcji czasu (rys. 5).



Rys.5. Rozmieszczenie czujników temperatury na badanej przekładni

Nowy zakres badań akredytowanych wykonywanych przez Laboratorium Badań Stosowanych został potwierdzony formalnie certyfikatem akredytacji wydanym przez Polskie Centrum Badań i Akredytacji w dniu 8 lutego 2007 roku.

Należy podkreślić, iż badania wykonywane przez Laboratorium są powszechnie wykorzystywane przez jednostki certyfikujące wyroby jako podstawa w procesie oceny wyrobu i w dopuszczeniach maszyn i urządzeń.

4. Podsumowanie

Stale rosnące wymagania klientów oraz wiążąca się z tym jakość oferowanych usług pociąga za sobą coraz większą konkurencję na rynku; dotyczy to także laboratoriów badawczych, wśród których znaczna część decyduje się na wdrożenie systemów zarządzania w oparciu o normę PN-EN ISO/IEC 17025:2005, a następnie akredytację przez Polskie Centrum Akredytacji.

Akredytacja badań staje się ogólnym standardem na rynku wymaganym przez większość przedsiębiorstw często wynikający także z uregulowań prawnych, toteż jeśli w przyszłości laboratoria będą chciały zaistnieć na rynku i konkurować z innymi będą musiały zdecydować się na akredytację [1, 2].

Mając na uwadze strukturę oraz zakres usług w CMG KOMAG zdecydowano się na stworzenie jednego, zintegrowanego systemu jakości obejmującego zarówno PN-EN ISO 9001:2001 i jak i PN-EN ISO/IEC 17025: 2005, co pozwoliło na: zachowanie spójności systemów funkcjonujących w firmie, jak i na zachowanie zgodności z wymaganiami poszczególnych systemów [7].

Decyzja związana z akredytacją przyniosła laboratorium CMG KOMAG zarówno korzyści wewnętrzne jak i rynkowe. Wdrożenie systemu jakości i uzyskanie akredytacji w laboratoriach przyczyniło się do: poprawy organizacji pracy, ustalenia konkretnych i jednoznacznych zakresów odpowiedzialności oraz stworzenia jednolitego systemu podnoszenia kwalifikacji personelu. Korzyści zewnętrzne dla CMG KOMAG to niewątpliwie: wzrost prestiżu jednostki, zwiększenie konkurencyjności, honorowanie wyników badań – również przez klientów zagranicznych. Można się zatem spodziewać, że w przyszłości poważne firmy nie będą przekazywać żadnych istotnych zleceń do laboratoriów, które nie posiadają udowodnionych kompetencji np. poprzez akredytację.

Literatura

1. Bartnik G., Bieganowski A.: Akredytacja laboratoriów – wymóg nauki i rynku. Eksploatacja i niezawodność nr 2-3/2001, s. 118-124.
2. Filipiak, M., Nowostawska, D.: Akredytacja drogą do zapewnienia jakości badań laboratoryjnych. Problemy Jakości nr 1/2000, s. 9-16.
3. Matyjaszczyk E.: Wybrane problemy laboratoriów badawczych wdrażających system ISO 17025. Problemy Jakości nr 2/2005, s. 36-38.
4. Wierzowiecka J: Podnoszenie konkurencyjności laboratoriów uznanych i zakładowych poprzez zarządzanie jakością. Część 1 – Zmiany w teorii i praktyce zarządzania (pod red. A.Podobińskiego). Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2004, 317-325.
5. PN-EN ISO/IEC 17025:2005 Ogólne wymagania dotyczące kompetencji laboratoriów badawczych i wzorcujących.
6. PN-EN ISO 9001:2001 Systemy zarządzania jakością. Wymagania.
7. Zając R.: Norma PN-EN ISO/IEC 17025:2005 podstawą formalnego potwierdzenia kompetencji technicznych Laboratorium Badań Stosowanych. Maszyny Górnicze nr 2, 2006 s. 53-57.

Artykuł wpłynął do redakcji w marcu 2007 r.

Recenzent: prof.dr hab.inż. Adam Klich